



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**CONSTRUCCIÓN DE METODOLOGÍA PARA EVALUACIÓN DE PLANES
MINEROS QUINQUENALES CONSIDERANDO MÚLTIPLES FUENTES DE
ALIMENTACIÓN Y VARIABLES METALÚRGICAS**

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA

PABLO JOSÉ REYES LARA

PROFESOR GUÍA:
NELSON MORALES VARELA
PROFESOR CO-GUÍA:
ENRIQUE JELVEZ MONTENEGRO

COMISIÓN:
JOSÉ DELGADO VEGA

SANTIAGO DE CHILE
2022

**RESUMEN DE LA TESIS PARA OPTAR
AL TITULO DE MAGISTER EN MINERIA
POR: PABLO JOSE REYES LARA
FECHA: 2022
PROF. GUIA: NELSON MORALES VARELA
PROF.CO-GUIA: ENRIQUE JELVEZ MONTENEGRO**

CONSTRUCCION DE METODOLOGIA PARA EVALUACION DE PLANES MINEROS QUINQUENALES CONSIDERANDO MULTIPLES FUENTES DE ALIMENTACION Y VARIABLES METALURGICAS

Esta tesis aborda el problema de abastecer una capacidad de procesamiento fija desde múltiples fuentes de alimentación para un espacio de tiempo quinquenal enfocado en minería de escala mediana, con la motivación de levantar un problema de compañía minera Mantos de la Luna (MDLL) y que esta metodología pueda ser utilizada por la industria de escala similar.

La solución de este problema y el valor agregado de este estudio se enfocará en: i) análisis multivariable de parámetros influyentes dentro de una evaluación económica minera, lo cual consistirá en sensibilizar los principales parámetros a modo de detectar aquel que genera un mayor impacto para una evaluación quinquenal de estas características; ii) la implementación del agendamiento directo de bloques mediante el software DOPPLER en comparación al agendamiento convencional iterativo en un pit final de obtención mediante algoritmo de Lerchs y Grossman, que resultará en cuantificar el alza en el net present value (NPV) que se puede obtener entre ambas metodologías; iii) se utilizará como caso base de estudio información de MDLL modificada.

Las principales contribuciones de este estudio son: i) la relevancia de sensibilizar los principales parámetros que repercuten en lo económico, ii) orientaciones para la construcción de planes mineros quinquenales; iii) resultados numéricos y gráficos de la implementación del direct block scheduling (DBS); iv) criterios y consideraciones que se obtienen desde la práctica operacional en mediana minería y que son plasmados en el planeamiento de los distintos proyectos. El conjunto de los aportes anteriores se espera que sean aplicables por la industria en escala de minería similares.

ABSTRACT OF THE THESIS TO OBTAIN
THE GRADE OF MASTER IN MINING ENGINEERING
BY: PABLO JOSE REYES LARA
DATE: 2022
THESIS ADVISOR: NELSON MORALES VARELA
THESIS ADVISOR: ENRIQUE JELVEZ MONTENEGRO

CONSTRUCTION OF METHODOLOGY FOR THE EVALUATION OF FIVE-YEAR MINING PLANS CONSIDERING MULTIPLE POWER SOURCES AND METALLURGICAL VARIABLES

This thesis addresses the problem of supplying a fixed processing capacity from multiple power sources for a five-year period of time focused on medium-scale mining, with the motivation of raising a problem of the Mantos de la Luna (MDLL) mining company and that this the methodology can be used by industry of a similar scale.

The solution to this problem and the added value of this study will focus on: i) multivariate analysis of influencing parameters within a mining economic evaluation, which will consist of sensitizing the main parameters in order to detect the one that generates the greatest impact for a five-year evaluation of these characteristics; ii) the implementation of direct block scheduling using DOPPLER software compared to conventional iterative scheduling in a final obtaining pit using the Lerchs and Grossman algorithm, which will result in quantifying the increase in net present value (NPV) that can be obtained between both methodologies; iii) Modified MDLL information will be used as the base case study.

The main contributions of this study are: i) the relevance of raising awareness of the main parameters that have an economic impact, ii) guidelines for the construction of five-year mining plans; iii) numerical and graphical results of the implementation of direct block scheduling (DBS); iv) criteria and considerations that are obtained from the operational practice in medium-sized mining and that are reflected in the planning of the different projects. The set of previous contributions is expected to be applicable by the industry on a similar mining scale.

Dedicatoria

Con cariño a Sonia Heriberta Valdés Contreras...

Agradecimientos

A mis padres, Sonia Lara Valdés y Reinaldo Reyes Contreras por su incondicional apoyo, paciencia y motivación en cada uno de los desafíos que me he impuesto, sin sus valores y formación a temprana edad esto no sería posible.

A Samuel Reyes Lara, mi hermano. Por escucharme siempre que tengo dificultades y porque siempre tus consejos y ayuda ha sido oportuna y efectiva. Gracias Vanesa y Sofía.

A Universidad de Chile y mis profesores académicos de todo nivel que me han formado a lo largo de mi vida, Wilson Rebolledo, José Delgado, Nelson Morales, Enrique Jélvez, por su paciencia, perseverancia y por creer en mí, sobre todo en esta última y reciente etapa que me llevaron a pensar más allá y exigieron como aquellos que me conocen de pequeño.

A mi segunda familia, la familia minera. Mis profesores de la vida y también de la vida laboral que son bastantes a lo largo de estos prematuros ocho años, Raúl Cancino, Claudio, Caviedes, Rodrigo Díaz, Alejandro Pérez, Vicente Bongiorno, Javier Seguel. En especial a Germán Madrid (QEPD) por formarme como minero de los antiguos, en lo aplicado y en la entrega por esta actividad que nos llena y la sentimos como parte de nuestras vidas.

A Compañía Minera Mantos de la Luna, por la oportunidad, por formarme y por considerarme. En especial a Pedro, Gonzalo, Martín, Domingo, Santiago. Existe un buen desafío espero aportarles con este estudio y que la empresa siga creciendo.

Luis Pueyes Tabilo, comenzamos como profesionales y terminamos siendo amigos, son innumerables las experiencias y enseñanzas laborales y de vida, tienes mi apoyo donde se requiera el desafío, ahí estaremos.

A mis amigos que son muchos y que me acompañan desde hace mucho tiempo, en especial a Marcelo, Mario, Bárbara, Carolina, Alejandra y Sebastián.

Finalmente agradecer a cada una de las personas que influye en mi vida permanente, a mi familia en Santiago. Todos ustedes aportan en mi perseverancia y ganas de crecimiento.

Tabla de contenido

1. INTRODUCCION.....	1
1.1. Objetivos	2
1.1.1. General.....	2
1.1.2. Específicos	2
1.2. Alcances.....	2
2. ESTADO DEL ARTE.....	4
2.1. Métodos de explotación.....	4
2.2. Optimización de ley de corte	6
2.3. Optimización de rajo abierto incorporando incertidumbre	8
2.4. Lerchs y Grossman	9
2.5. Agendamiento directo de bloques	11
2.6. Comparación metodología convencional con respecto a DBS.....	14
2.7. Incorporación de atributos geo metalúrgicos e incertidumbre geológica en planes de largo plazo para minas de rajo abierto.....	16
3. METODOLOGIA DE TRABAJO	20
3.1. AGENDAMIENTO DIRECTO EN DOPPLER.....	23
4. CASO DE ESTUDIO.....	26
4.1. Contexto del caso de estudio	26
4.2. Recuperación metalúrgica.....	28
4.3. Modelo de bloques	31
4.4. Agendamiento minería cielo abierto	32

4.4.1. Reservas.....	32
4.4.2. Plan anual.....	33
4.4.3. Plan quinquenal	44
4.4.4. Evaluación económica	45
4.4.5. Sensibilización	47
4.4.6. Estimación de la distribución del valor actualizado neto.....	49
4.5. Agendamiento minería subterránea.....	53
4.5.1. Conceptualización del diseño minero sublevel stoping.....	53
4.5.2. Criterios de diseño túneles de acceso e interacciones	55
4.5.3. Control topográfico y geométrico unidades de explotación	58
4.5.4. Cálculo de reservas	62
4.5.5. Desarrollo y preparación	64
4.5.6. Plan minero y evaluación económica minería subterránea	71
4.5.7. Análisis de escenarios y precios de quiebre.....	74
4.6. Comentarios etapa caso de estudio	75
5. RESULTADOS Y ANALISIS	75
5.1. Modelo de recuperación metalúrgica como función objetivo.....	75
5.2. Análisis de amenazas.....	76
5.2.1. Sensibilización de parámetros influyentes en evaluación económica.....	76
5.3. Recuperación metalúrgica variable.....	78
5.3.1. Script recuperación metalúrgica.....	78

5.3.2. Resultados recuperación variable aplicada	80
5.4. En búsqueda del pit óptimo	83
5.5. Resultados agendamiento convencional	88
5.5.1. Pit Final.....	88
5.5.2. Fases.....	92
5.5.3. Evaluación económica	96
5.5.4. Impacto en la razón estéril mineral.....	99
5.6. Resultados agendamiento mediante pits anidados en DOPPLER	102
5.6.1. Importación del modelo y estadística de los datos	102
5.6.2. Valorización pit final y agendamiento	106
6. CONCLUSIONES	109
6.1. RESULTADOS.....	109
6.1.1. Plan quinquenal convencional y recuperación metalúrgica	109
6.1.2. Agendamiento directo de bloques para open pit	110
6.1.3. Impacto de las restricciones operacionales en agendamiento para minería subterránea	112
6.1.4. Impacto de este estudio en la metodología de planes quinquenales.....	114
7. TRABAJOS FUTUROS.....	115
7.1. Discusión.....	115
7.2. Trabajos futuros	115
8. BIBLIOGRAFIA.....	117
ANEXOS.....	120

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Header del modelo de bloques.	3
Figura 2: Diseño para tiros largos, Mount Charlotte, Australia. (Hamrin et al 2003)	5
Figura 3: Comparación del costo total mina. (Winston et al 2011).....	6
Figura 4: Ley de corte óptima para un depósito de cobre. (M.W.A Asad, 2005).....	7
Figura 5: Cobre mínimo y máximo, concentración de oro y arsénico procesado por periodo. (Troncoso et al 2009).....	8
Figura 6: Incertidumbre por periodo para ambos algoritmos. (Gholamnegad et al 2007) ...	8
Figura 7: Leyes medias por periodo para ambos algoritmos. (Gholamnegad et al 2007) ...	9
Figura 8: Principio de programación dinámica. (Lerchs y Grossman, 1965).....	10
Figura 9: Normalización del árbol de soluciones. (Lerchs y Grossman, 1965)	11
Figura 10: Estrategia de búsqueda “Cone-Above”. (Amaya et al 2009).	13
Figura 11: Resumen del rendimiento de la “búsqueda local” después de ejecución de 4 horas.	13
Figura 12: Comparación de metodologías LG v/s DBS (Morales et al 2015).....	15
Figura 13: Comparación solución según algoritmo - Mina Marvin - Periodo 7 (Morales et al 2015).	16
Figura 14: Enfoque tradicional y basado en riesgo aplicado a planificación minera (Morales et al 2019).....	17
Figura 15: Esquema resumen de las variables simuladas para simular el valor económico de los bloques.....	18

Figura 16: Curvas tonelaje ley con ley de corte en función del porcentaje de cobre. (Morales et al 2019).....	18
Figura 17: Indicadores claves de la evaluación según esquema de escenarios evaluados. (Morales et al 2019).....	19
Figura 18: Resumen de los pit finales utilizando probabilidad de ocurrencia. (Morales et al 2019).	19
Figura 19: Esquema de trabajo principal para plan quinquenal en un contexto de mediana minería.....	20
Figura 20: Esquema de trabajo sección minería cielo abierto.	21
Figura 21: Esquema de trabajo sección minería subterránea.	22
Figura 22: Isométrico pits según revenue factor.....	24
Figura 23: Capacidades de procesamiento ingresadas a DOPPLER.....	25
Figura 24: Restricciones de mezcla de mineral enviado a proceso.....	26
Figura 25: Blending proyectado.	27
Figura 26: Distribución recuperación metalúrgica en función del cobre total.	29
Figura 27: Header del modelo de bloques.	31
Figura 28: Identificación del tamaño número de bloques.	32
Figura 29: Reporte de reservas según origen.	33
Figura 30: Plan anual de producción.....	36
Figura 31: Sólido remanente fin de noviembre 2019 Mina Angélica.....	37
Figura 32: Sólido fin de noviembre 2019 Mina Mantos de Pacífico.	37
Figura 33: Sólido fin de noviembre 2019 Mina Distrito Norte Llano.	38
Figura 34: Foto pit final proyecto Mina Distrito Norte María Norte.	38

Figura 35: Cámaras panel 1 Mina MDLL UG.	39
Figura 36: Cámaras panel 4 Mina MDLL UG	39
Figura 37: Tendencia de solubilidad - Mina Angélica	40
Figura 38: Tendencia de solubilidad - Mina Mantos del Pacífico.....	41
Figura 39: Tendencia de solubilidad - Mina el Llano.	42
Figura 40: Tendencia de solubilidad mensual - Mina MDLL UG.....	43
Figura 41: Plan quinquenal abastecimiento.	44
Figura 42: Comportamiento del beneficio actualizado y acumulado por periodo.	47
Figura 43: Comportamiento del beneficio actualizado y acumulado por periodo.	48
Figura 44: Tendencia del NPV v/s número de iteraciones.....	50
Figura 45: Gráfico de distribución normal - parámetros función triangular.....	52
Figura 46: Gráfico de distribución normal - parámetros de función triangular.....	52
Figura 47: Diseño minero SLS en cuerpos de alta ley.....	54
Figura 48: Isométrico diseño minero y preparación cámaras SLS.....	54
Figura 49: Vista planta nivel de acceso y preparación tipo para SLS.	56
Figura 50: Diseño cámaras SLS con respecto a dominios estructurales.	57
Figura 51: Vista planta - sector crown pillar.	57
Figura 52: Perfil A - A´ Interacción crown pillar y cámaras de explotación.	58
Figura 53: Levantamiento con nube de puntos cámara tipo SLS (X24).....	59
Figura 54: Levantamiento con nube de puntos cámara tipo SLS (X40).....	59
Figura 55: Vista planta ubicación perfiles longitudinales tipo.....	60

Figura 56: Perfil longitudinal C - C´	60
Figura 57: Vista planta ubicación perfiles transversales tipo.	61
Figura 58: Perfil transversal B - B´	61
Figura 59: Layout - Diseño minero sublevel stoping.....	63
Figura 60: Layout alambres - Método SLS.....	65
Figura 61: Distribución avances cuerpo sur.	66
Figura 62: Distribución avances cuerpo norte.	66
Figura 63: Etapas - Agrupamiento cuerpo norte método SLS.	67
Figura 64: Etapas - Agrupamiento cuerpo sur método SLS.	68
Figura 65: Vista planta análisis estructural socavón de conexión.....	69
Figura 66: Isométrico análisis estructural socavón de conexión.....	69
Figura 67: Secuencia mensual de avance en función del número de frentes.....	70
Figura 68: Perfil tipo sobre excavación socavón.	70
Figura 69: Beneficio actualizado para plan minero subterráneo.....	73
Figura 70: Beneficio actualizado acumulado para plan minero subterráneo.....	73
Figura 71: Función de recuperación metalúrgica aplicada.	76
Figura 72: Sensibilización + 15% parámetros económicos.	78
Figura 73: Script aplicado al modelo de bloques.....	79
Figura 74: Cuerpo mineral sobre la ley de corte con respecto a la caja del modelo.....	80
Figura 75: Curva comportamiento recuperación metalúrgica con respecto al cobre total aplicada al modelo de bloques.....	81

Figura 76: Histograma de recuperación metalúrgica aplicada al modelo.....	82
Figura 77: Ingreso de parámetros para metodología convencional.....	84
Figura 78: Gráfico pit a pit para escenario recuperación metalúrgica fija 78%.	87
Figura 79: Gráfico pit a pit escenario recuperación metalúrgica variable.....	88
Figura 80: Vista planta pit n°17 - Escenario recuperación fija.	89
Figura 81: Vista planta pit n°17 - Escenario recuperación variable.....	89
Figura 82: Isométrico perfiles norte- sur / Este - Oeste.	90
Figura 83: Perfil A-A´ Impacto recuperación metalúrgica.	91
Figura 84: Perfil B-B´ Impacto recuperación metalúrgica.	91
Figura 85: Gráfico pit a pit para escenario recuperación metalúrgica fija.	93
Figura 86: Gráfico pit a pit para escenario recuperación metalúrgica variable.....	93
Figura 87: Isométrico perfiles Norte - Sur / Este - Oeste.	95
Figura 88: Perfil A - A´´ Fases con respecto a pit final.	95
Figura 89: Perfil B - B´ Fases con respecto a pit final.....	96
Figura 90: Vista perfil banco a banco rajo María Norte.	99
Figura 91: Gráfico razón estéril mineral por banco.....	100
Figura 92: Vista planta banco 1435 - Escenario n°1.	101
Figura 93: Vista planta banco 1435 - Escenario n°2.	101
Figura 94: Vista isométrico modelo de bloques María Norte.	103
Figura 95: Curva tonelaje-ley modelo María Norte.....	104
Figura 96: Curva tonelaje-ley modelo María Norte.....	104

Figura 97: Función recuperación metalúrgica en función del cobre total.	105
Figura 98: Gráfico pit by pit v/s valor económico.	107
Figura 99: Gráfico pit by pit - Razón estéril mineral.	107
Figura 100: Isométrico pits según revenue factor.	108
Figura 101: Plan de producción por periodo	110
Figura 102: Valor neto actualizado.	110
Figura 103: Vista isométrico extracción de bloques por periodo.	111
Figura 104: Vista planta extracción de bloques por periodo.	111
Figura 105: Vista perfil extracción bloques por periodo.	112
Figura 106: Visualización modelo de bloques con ley de corte 1.8% CuT.	122
Figura 107: Visualización modelo de bloques con ley de corte 1.2% CuT.	122
Figura 108: Visualización modelo de bloques con ley de corte 1.0% CuT.	123
Figura 109: Visualización modelo de bloques con ley de corte 0.8% CuT.	123
Figura 110: Interface valorización pit final en DOPPLER.	126
Figura 111: Interface agendamiento mediante pits anidados en DOPPLER.	127

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Ley de cobre total versus recuperación metalúrgica esperada fija y función de acuerdo a regresión lineal.....	30
Tabla 2: Parámetros regresión lineal para la función de recuperación metalúrgica esperada.	30
Tabla 3: Plan anual de producción.....	35
Tabla 4: Matriz de costos y precios.....	45
Tabla 5: Evaluación económica plan quinquenal rajos.....	46
Tabla 6: Sensibilización + 15% parámetros económicos.....	47
Tabla 7: Función triangular para parámetros económicos.....	49
Tabla 8: Estadística para 400 iteraciones del NPV esperado.....	50
Tabla 9: Cálculo de frecuencia para los distintos intervalos de NPV.....	51
Tabla 10: Comparación masa teórica con respecto al real cámaras SLS.....	62
Tabla 11: Cubicación cámaras SLS.....	63
Tabla 12: Formato plan minero y evaluación económica para minería subterránea.....	72
Tabla 13: Precios de quiebre análisis global.....	74
Tabla 14: Sensibilización + 15% parámetros económicos.....	77
Tabla 15: Pits resultantes para agendamiento convencional y recuperación metalúrgica fija 78%.....	85
Tabla 16: Pits resultantes para agendamiento convencional y función de recuperación metalúrgica.....	86
Tabla 17: Resultados eventuales fases.....	94
Tabla 18: Parámetros evaluación económica global.....	97

Tabla 19: Escenarios a evaluar.....	97
Tabla 20: Margen evaluación económica E1 v/s E2.....	98
Tabla 21: Costos y precios de venta.	106
Tabla 22: Precios de quiebre y análisis escenario n°1.	120
Tabla 23: Precio de quiebre y análisis escenario n°2.	121
Tabla 24: Precio de quiebre y análisis escenario n°3.	121
Tabla 25: Cubicación comparativa banco a banco para ambos escenarios.	124
Tabla 26: Estadística variables modelo María Norte.	125

1. INTRODUCCION

La mediana minería en Chile los últimos años ha tomado relevancia en la industria nacional debido al agotamiento de los grandes yacimientos. Dado el nivel de desarrollo de los proyectos mineros en Chile, cada vez es más difícil que existan nuevos proyectos de gran tamaño y con altas leyes.

Respecto al potencial del sector mediano, se visualizan oportunidades en nuevos yacimientos, como también a la evolución de algunos grandes depósitos que podrían pasar a ser medianos, pues ya no tendrían ventajas competitivas al explorarse como grandes operaciones. Un ejemplo reciente de ellos es lo ocurrido con Michilla, faena cerrada por Antofagasta Minerals, pero posteriormente adquirida por Minera Haldeman. (Revista Minería Chilena, "El potencial de la mediana minería", febrero 2019).

En relación a lo anterior la innovación o aplicación de herramientas que permitan mejorar la escala mediana en cinco años de operación pueden ser metodologías aplicables a otros países los cuales se vean mayormente representados de esta forma. La gran minería en Chile quizás para muchos países no aplica, debido a que en Chile la gran minería aplica a mega yacimientos, es por este punto que sea probable que estemos en vitrina ante lo que realicemos positivamente en esta materia, de aquí nace una de las grandes motivaciones de este estudio.

El problema de agendamiento que se planea en este estudio es importante y atractivo, debido que en la cadena de valor de un proyecto minero toma protagonismo, entrega directrices de qué hacer y cuando hacerlo. En escala quinquenal puede justificar inversiones importantes para un ciclo minero que no siempre mira al mediano plazo, más aún si la problemática de blending posee múltiples orígenes, distintas distancias de transporte del mineral, distintas composiciones mineralógicas. El cómo abordar los proyectos y cuando hacerlo es probable que le entregue mucho valor a una escala de minería que no acostumbra al aporte de innovaciones estratégicas que muchas veces es visto para proyectos de muy largo plazo, pero que sin duda tiene mucho que aportar en decisiones de mediano.

1.1. Objetivos

1.1.1. General

- Comparar una evaluación económica quinquenal que recibe aportes de minas open pit como minas sublevel stoping con respecto a el impacto económico que podría significar el agendamiento directo de bloques para proyectos open pit.

1.1.2. Específicos

- Con respecto al agendamiento directo de bloques, en el desarrollo de este proyecto se propone buscar aquel parámetro que más afecte el NPV del proyecto a modo de proponer una función objetivo a maximizar dicho parámetro.
- Determinar la importancia de las variables metalúrgicas como lo es la recuperación metalúrgica dentro de la evaluación económica de un plan minero quinquenal.
- Mostrar gráficamente que significa para un mismo pit obtenido por metodología convencional y agendamiento convencional de un panificador que este mismo pit que sea agendado mediante DBS.
- Demostrar que DOPPLER puede dar respuesta a su aplicación en un modelo de bloques de tamaño considerable y con tiempos de cómputo reducidos.

1.2. Alcances

El estudio se centrará en un horizonte de planificación minera equivalente a cinco años, en donde se trabajarán con información modificada de una compañía minera de mediana minería, Mantos de la Luna. Lo cual resguarde la confidencialidad de los datos pero que a su vez permita que las soluciones esperadas sean coherentes y generen un aporte a la temática abordada y esto pueda ser útil para escalas de minería similares.

Consideraciones:

- Horizonte de tiempo: Cinco años
- Modelos de bloques: 5 m x 5 m x 5 m
- Número de bloques: 2.35 millones
- Metal de interés: Cobre
- Proceso Metalúrgico: Lixiviación
- Método de explotación: Open pit y sublevel stoping (SLS)
- Recuperación metalúrgica: Fija y variable
- Softwares utilizados: Vulcan, Whittle, Autocad, DOPPLER y Excel
- No se considera uso de stocks
- Capacidad de procesamiento: Fija. 200-220 KTPM capacidad máxima.
- Precio de venta: Fijo

Como complemento de alcance y modelo de bloques a utilizar se presenta un Header con el detalle del modelo en la Figura 1.

```
Block Model Details

Model name       : G:\01_Proyectos_Vulcan\15_Maria_Norte\MB_LM_May19_Tesis
History list    : mb_norte_2019_II19May2019.bhst
Format         : extended
Structure      : regular
Compressed     : no
Smooth        : no
Number of blocks : 23585280
Number of variables : 29
Number of schemas : 1
Origin        : 379190.000000 7536120.000000 1030.000000
Bearing/Dip/Plunge : 60.000000 0.000000 0.000000
Created on    : Sun May 19 20:12:58 2019
Last modified on : Fri Jul 31 11:43:27 2020
Model is indexed.
```

Figura 1: Header del modelo de bloques.

La metodología a utilizar se centrará en la aplicación de una herramienta de agendamiento directo aplicado en un modelo de bloques de minería cielo abierto, se analizarán los planes iterativos que hoy se realizan en minería subterránea a modo de encontrar oportunidades de mejora, previo a lo anterior se analizará en detalle el caso base buscando amenazas y parámetros económicos de interés que impacten en la evaluación económica de un plan quinquenal a modo de abordarlas en los análisis posteriores.

2. ESTADO DEL ARTE

Una parte relevante de este estudio se centrará en lo que eventualmente en la medición de resultados entre un agendamiento directo con respecto a un agendamiento convencional y su impacto en planes mineros con un horizonte quinquenal, para esto se revisan los avances a la fecha en materias de métodos de explotación, optimización de leyes de corte, optimización de rajo abierto bajo incertidumbre e incorporación de atributos geo metalúrgicos e incertidumbre geológica.

2.1. Métodos de explotación

(Mathews, 1968). En este documento se navega por los distintos métodos de explotación subterráneos y sus aplicaciones. Las principales conclusiones y aportes se centran en la clasificación de las labores de desarrollo, determinando independiente del método de explotación labores de desarrollo eje y labores de desarrollo de niveles de producción. Se define claramente el objetivo de cada una de ellas y las precauciones y consideraciones que deben ser tomadas en ellas a lo largo del tiempo producto de los daños de la explotación misma. Se incorporan criterios claramente definidos para las fracturas como la naturaleza y regularidad, orientación, frecuencia, continuidad y propiedades individuales de las fracturas; propiedades que podrían condicionar la orientación y un desarrollo minero dependiendo de su objetivo. Adicionalmente se entregan números preliminares de inversión en minería subterránea como también, directrices con respecto a la información necesaria y mínima que se requiere antes de comenzar un desarrollo minero.

(Hamrin; Hans, 2003). El autor presenta en este documento la aplicación gráfica y las características de los distintos métodos subterráneos, logrando un gran aporte a entender el objetivo, los alcances y en qué se diferencia cada método. Se indica que es proceso

iterativo que la práctica, creatividad y experiencia llevará a tomar una mejor decisión en la selección y aplicación del método. Es un desafío distinto para cada Ingeniero en Minas. Se complementa con alguna de las ilustraciones presentadas en el documento. Figura 2.

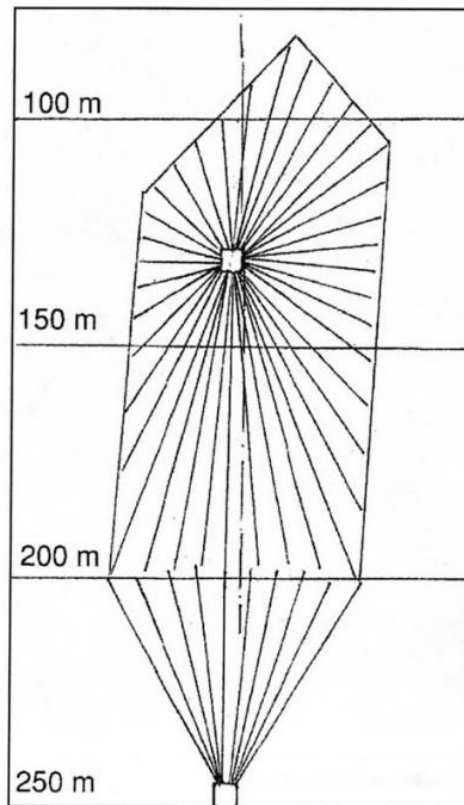


Figura 2: Diseño para tiros largos, Mount Charlotte, Australia. (Hamrin et al 2003)

(Winston; Calderón, 2011). Realizan un estudio de mercado nacional e internacional en donde se llegan a importantes conclusiones de costos y productividad por equipos. Destacan métodos subterráneos como el sublevel stoping por su versatilidad, se concluye que el método de block caving realmente posee un costo de 8 dólares por tonelada que lo sitúa por sobre lo indicado por la literatura. La minería a cielo abierto considera mayor inversión en equipos. En este estudio se calcula un indicador de productividad en función del número de equipos en donde la minería a cielo abierto pierde terreno. Sin duda este documento entrega directrices importantes al momento de seleccionar un método por sobre la ya conocida técnica de selección de método por Nicholas. En la Figura 3 se presenta el costo por mina de las operaciones mineras analizadas en este estudio.

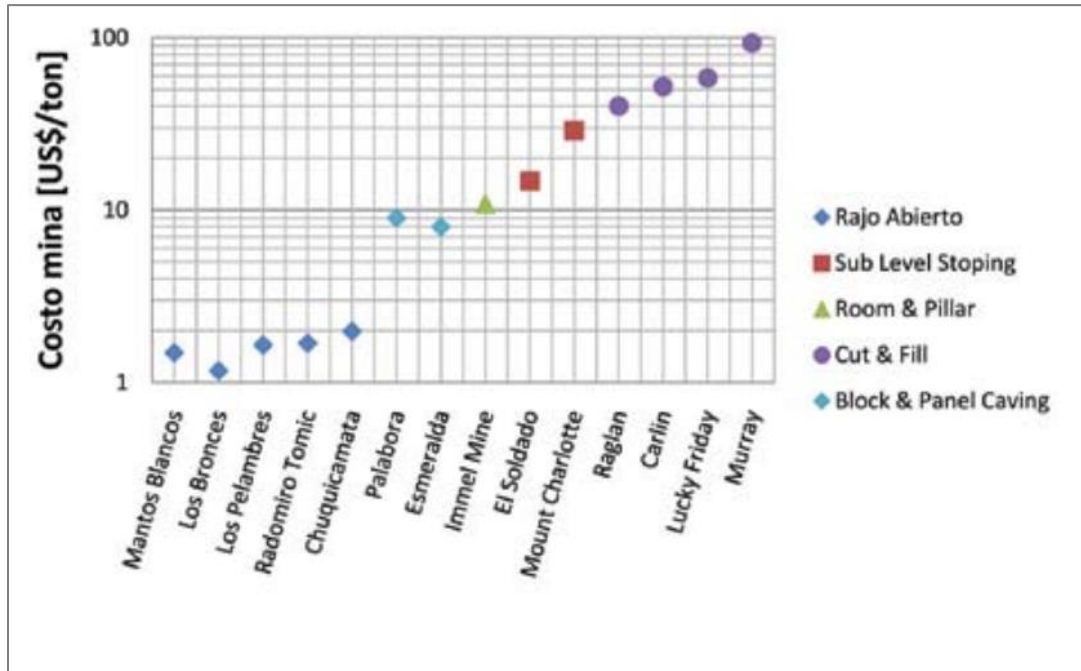


Figura 3: Comparación del costo total mina. (Winston et al 2011)

2.2. Optimización de ley de corte

(M.W.A Asad, 2005). Se propone un algoritmo de optimización para la ley de corte en operaciones mineras cielo abierto, considerando un precio de venta dinámico y un costo escalado durante la vida operacional de la mina. Los resultados del algoritmo entregan un NPV muy superior los primeros años, en donde el nivel de inversión es mayor y este cae en la medida que avanzan los periodos, el resultado de este algoritmo entrega leyes de corte variables y decrecientes en el tiempo, lo cual se justifica con la baja inversión en los periodos futuros. Se complementa el párrafo anterior con lo observado en la Figura 4.

Year	Pushback	Cutoff grade, G _{opt} (%)	Q _m (Million tons)	Q _c (Million tons)	Q _r (1000's tons)	Profit (\$M)	NPV (\$M)
1	1	0.30	35.53	25.71	200.00	290.31	1322.58
2	1	0.30	35.56	25.67	200.00	282.46	1230.66
3	1	0.29	28.91	21.10	163.22	226.78	1132.80
3	2	0.29	7.32	5.13	36.78	49.07	1132.80
4	2	0.28	39.61	28.11	200.00	261.66	1026.87
5	2	0.28	39.46	28.30	200.00	256.31	919.24
6	2	0.27	13.61	9.87	69.24	86.80	800.82
6	3	0.31	30.23	19.61	130.74	155.05	800.82
7	3	0.31	46.23	30.00	199.97	231.40	679.10
8	3	0.31	23.54	15.27	101.81	114.78	549.56
8	4	0.32	24.54	14.73	89.56	91.15	549.56
9	4	0.32	50.00	30.00	182.45	179.42	426.06
10	4	0.31	25.46	15.53	93.60	88.43	310.56
10	5	0.27	24.12	14.47	75.78	59.12	310.56
11	5	0.27	50.00	30.00	157.06	115.87	209.59
12	5	0.27	25.88	15.53	81.28	56.39	125.15
12	6	0.23	24.12	14.29	62.69	27.42	125.15
13	6	0.24	50.00	28.94	128.49	49.87	60.11
14	6	0.25	25.88	14.61	65.69	22.14	19.25

Figura 4: Ley de corte óptima para un depósito de cobre. (M.W.A Asad, 2005)

(Troncoso; Prieto; Rubio, 2009). Se propone una metodología de cómputo para calcular las leyes de corte, pero maximizando el net present value permitiendo una mezcla con restricciones metalúrgicas. Se obtiene una maximización del valor del pit en la medida que se asignan correctamente las restricciones, en este caso el arsénico. Se obtienen buenos resultados de recuperación de cobre y oro, pero limitando el aporte de arsénico como contaminante al proceso metalúrgico. La secuencia minera no es condicionada por la ley de corte, es una consecuencia de la maximización de una función objetivo con restricciones metalúrgicas. En este estudio se obtienen mejorar del punto de vista económico que superan el 200%. En la Figura 5 se muestra la baja concentración de arsénico en los primeros periodos lo cual genera un impacto positivo desde el punto de vista económico. Es necesario tener un modelo geo metalúrgico que aporte en la obtención de valor.

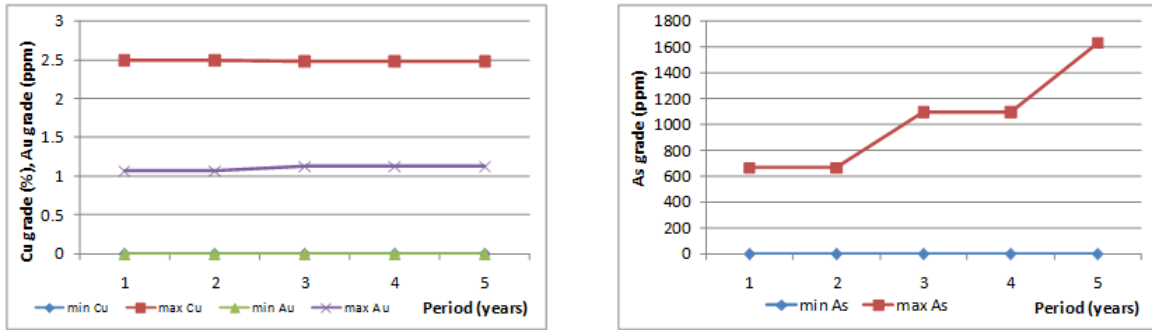


Figura 5: Cobre mínimo y máximo, concentración de oro y arsénico procesado por periodo. (Troncoso et al 2009)

2.3. Optimización de rajo abierto incorporando incertidumbre

(Gholamnegad, J., Osanloo, M., 2007) Plantean la utilización de un algoritmo enfocado en extraer minerales con menor incertidumbre en periodos tempranos por sobre la ley de corte. Esto genera buenos resultados en relación a la extracción de leyes altas en periodos tempranos, lo cual en este caso es una consecuencia de la aplicación de este algoritmo. Se visualiza baja incertidumbre y leyes altas para los primeros periodos de acuerdo a lo observado en las Figuras 6 y 7.

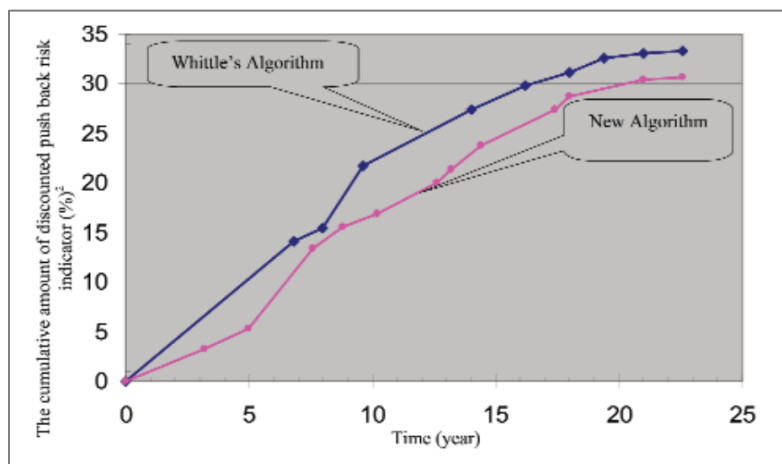


Figura 6: Incertidumbre por periodo para ambos algoritmos. (Gholamnegad et al 2007)

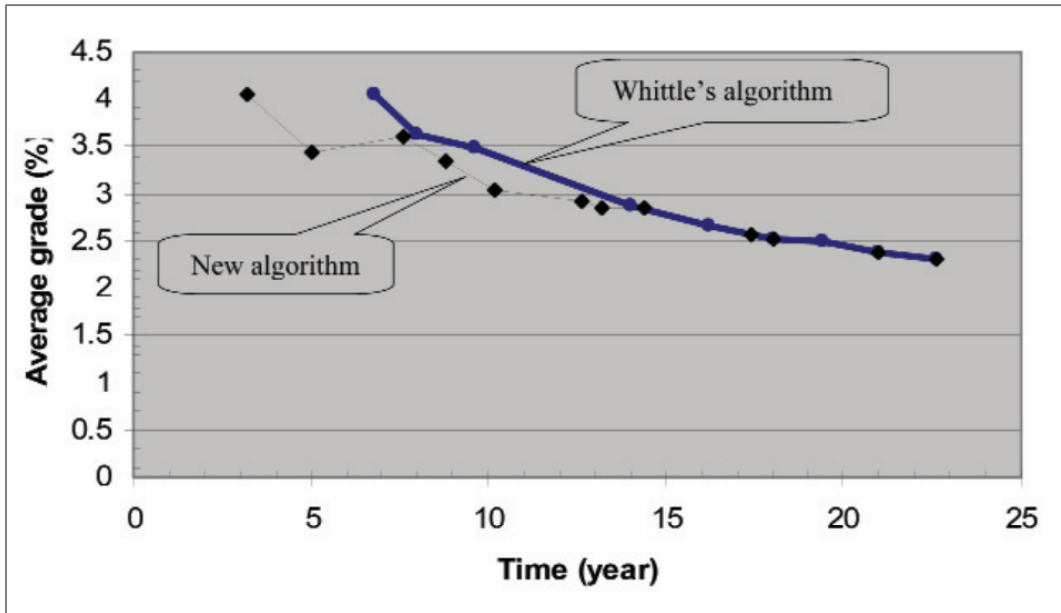


Figura 7: Leyes medias por periodo para ambos algoritmos. (Gholamnegad et al 2007)

(Goodfellow, R., Dimitrakopoulos, R., 2013) Utilizan algoritmos para disminuir la incertidumbre, el valor agregado es que es utilizado en BHP Minera Escondida. Se plantean múltiples procesos con sus respectivas restricciones, lo cual genera como solución distintos push-backs para distintos destinos y con baja variabilidad. En este caso también se logra que el riesgo no sea desplazado hacia otros destinos de material dentro de la secuencia. Se realizan dos algoritmos en donde el segundo supera en un 61% al primero de acuerdo a la función objetivo que se plantea. Se mira hacia adelante como una materia aplicable en la planificación de largo plazo con oportunidades de desarrollo en uso industrial el cual venga acompañado de soluciones computacionales para su aplicación.

2.4. Lerchs y Grossman

En lo que respecta a la metodología tradicional para la generación de un contorno de pit óptimo nos referimos al algoritmo de **Lerchs y Grossman (1965)** (LG) quienes ese año publican "Optimum Design of Open-Pit Mines" en el cual se analizan dos metodologías, una en dos dimensiones y otra en tres dimensiones. En este estudio se asumen dos puntos relevantes, primero, el tipo de material tiene valor económico y tiene un costo para cada bloque. Segundo, se tienen restricciones específicas para la geometría del pit, tanto

limitadas por la superficie como por una pendiente máxima de la pared a talud final. En dicho estudio el objetivo es claro, maximizar el beneficio total, el valor total de la mina menos el costo total de su extracción.

Se proponen dos métodos, un algoritmo de programación dinámica para un pit bidimensional en la Figura 8 y otro algoritmo más elaborado para un pit tridimensional que se puede observar en la Figura 9.

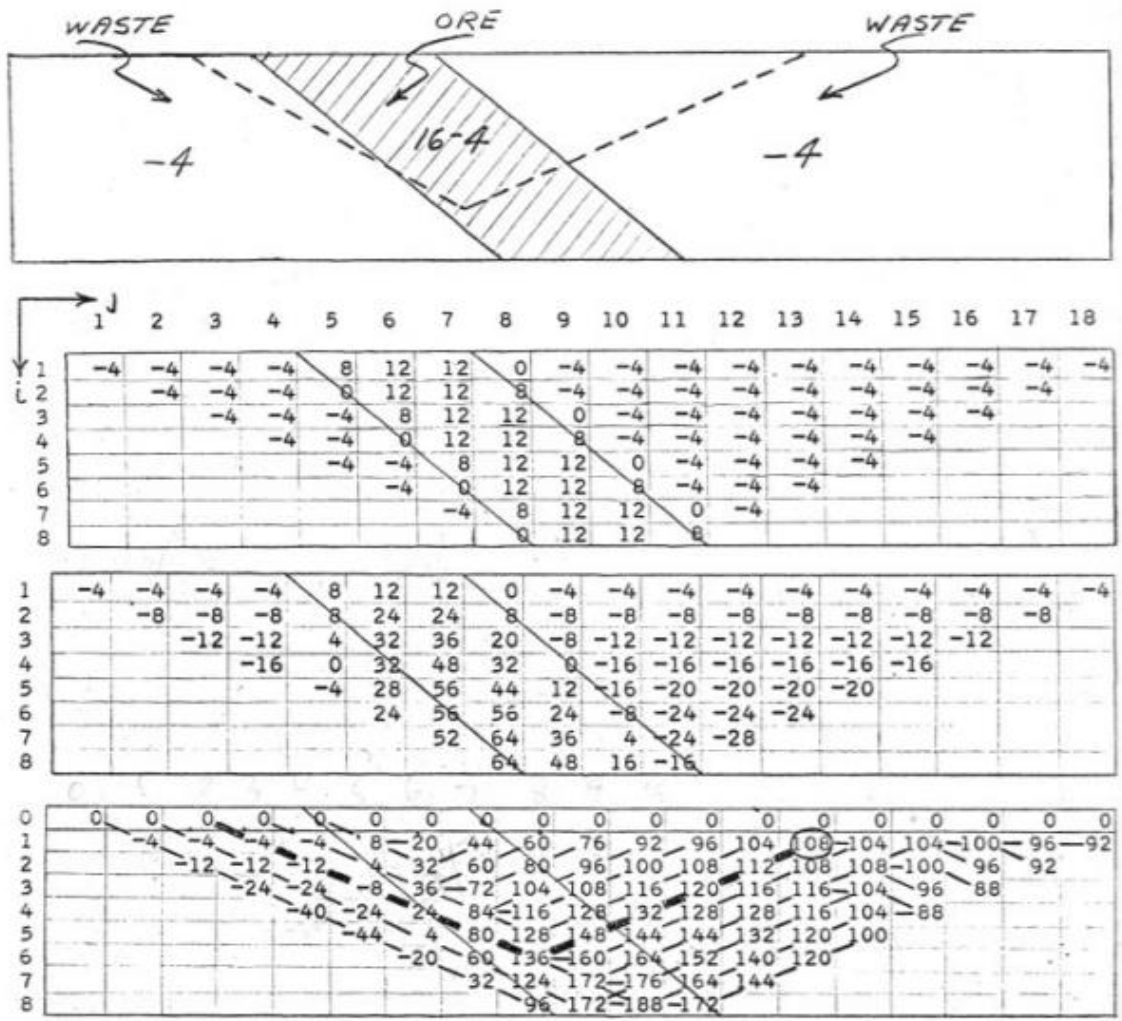


Figura 8: Principio de programación dinámica. (Lerchs y Grossman, 1965)

El algoritmo inicia por cada vértice dentro de cada categoría de nodo positivo o negativo correspondiente para cada valor de bloque, positivo (positivo = potencial mena y negativo = estéril).

Arcos direccionados son generados para representar las limitaciones de la pendiente de un nodo positivo a su nodo negativo sobrepuesto. En general, el algoritmo construye la gráfica de árbol inicial desde los bloques en el nivel superior del modelo de bloques y procede hacia abajo nivel por nivel. El árbol inicial es construido mediante un conjunto de arcos dummy conectando el nodo dummy de referencia a todos los vértices. El árbol será entonces transformado en árboles sucesivos siguiendo un conjunto de reglas. El proceso de transformación continúa hasta que ninguna otra transformación es posible. El algoritmo termina en un número infinito de iteraciones. (Vergara, Rodrigo. 2020.)

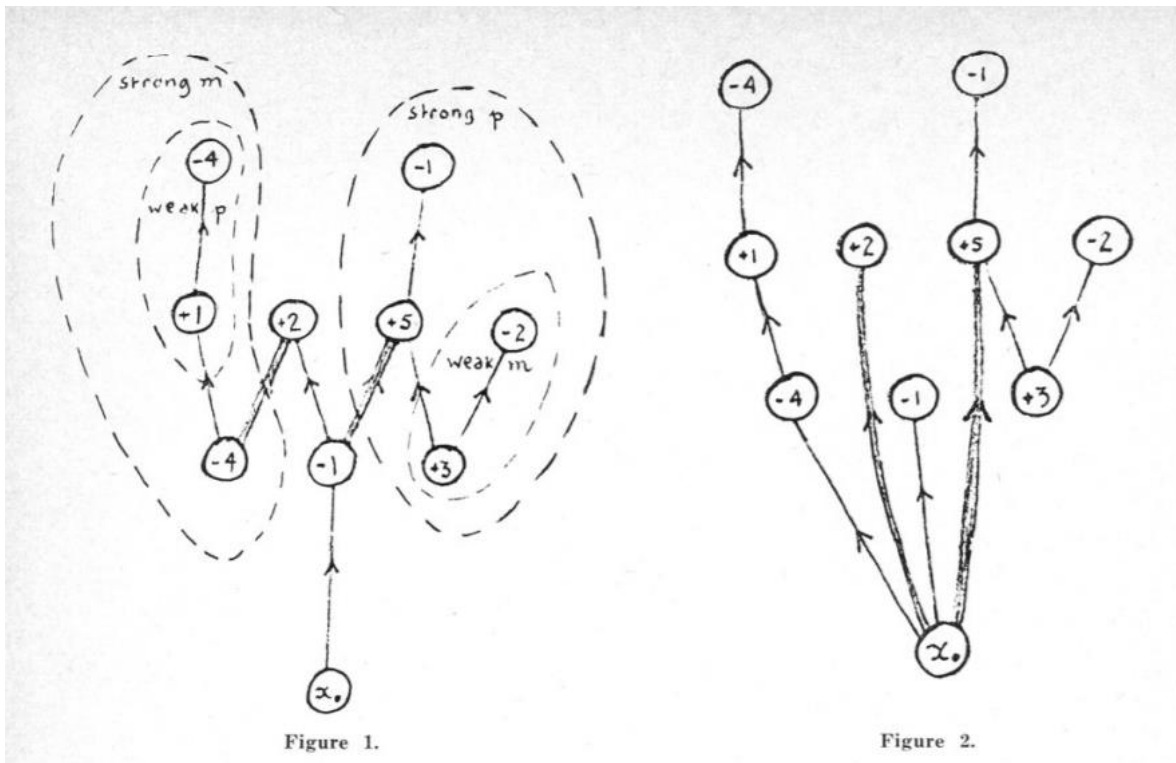


Figura 9: Normalización del árbol de soluciones. (Lerchs y Grossman, 1965)

2.5. Agendamiento directo de bloques

A diferencia del problema de pit final, el problema de agendamiento de bloques para resolver el problema integrado de planificación de largo plazo no sólo considera la definición de que bloques forman parte de la envolvente, sino también cuando extraer estos bloques. El agendamiento directo de bloques (DBS) es un enfoque alternativo que pone énfasis en la temporalidad del problema y el costo de oportunidad buscando

resolver desde un principio el problema de en qué momento del tiempo es más conveniente extraer el bloque y cuál es el mejor destino para este.

En esta instancia cabe destacar la diferencia entre algoritmo y heurística.

- **Algoritmo:** Conjunto de instrucciones claramente definidas para resolver un problema.
- **Heurística:** Implica la utilización de un enfoque de aprendizaje y descubrimiento para alcanzar una solución.

La asignación de un periodo de extracción directamente a cada bloque mediante la solución de una programación matemática de optimización (**Johnson, 1968**) es una técnica que en su momento requería de una potencia de cálculo y algoritmos que no existían en 1968 comparado en aquel entonces con la metodología de Lerchs y Grossmann.

Gerson (1963). Desarrolla una heurística para la construcción de planes de producción basados en el peso posicional de un bloque y determina la conveniencia de removerlo en un periodo en particular. Los pesos posicionales altos serán los más convenientes y primeros en ser extraídos.

Denby y Schofield (1995). Utilizan algoritmos genéticos para tratar de resolver problemas de programación entera de manera más eficiente. Se reconoce que el problema de determinar el pit final y el agendamiento de bloques deben ser integrados en uno solo. Se definen entidades que corresponden a combinaciones de un pit final y un plan de producción, obteniendo buenos resultados en comparación a la metodología convencional.

Caccetta y Hill (2003). Plantean un método exacto para resolver el problema de agendamiento. El modelo contiene más restricciones que las ya planteadas de secuencia de extracción, ritmos de producción, capacidades de molienda y refinación, leyes de alimentación a planta y stock-piles, logística y otras exigencias operacionales como ancho mínimo operativo en la base, sector inferior del pit. Se mejora la formulación del problema lo cual genera soluciones para modelos con mayor cantidad de bloques y periodos. Los resultados generados están entre un 5% y 10% del óptimo

Ramazan y Johnson (2007). Proponen un esquema de agregación en el que utilizan programación lineal para construir árboles fundamentales con el objetivo de reducir el número de bloques que deben ser agendados.

Amaya, J., Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., Prevost, T. (2009). Este artículo plantea la utilización de una metodología escalable basada en la programación entera para resolver instancias de bloques muy grandes. Se demuestra que, al incorporar tecnologías de programación entera basadas en la búsqueda local, se puede obtener soluciones casi óptimas para grandes problemas en un tiempo razonable. Esta metodología se prueba en varios modelos de bloques potentes de cómputo. Figura 10 y 11.

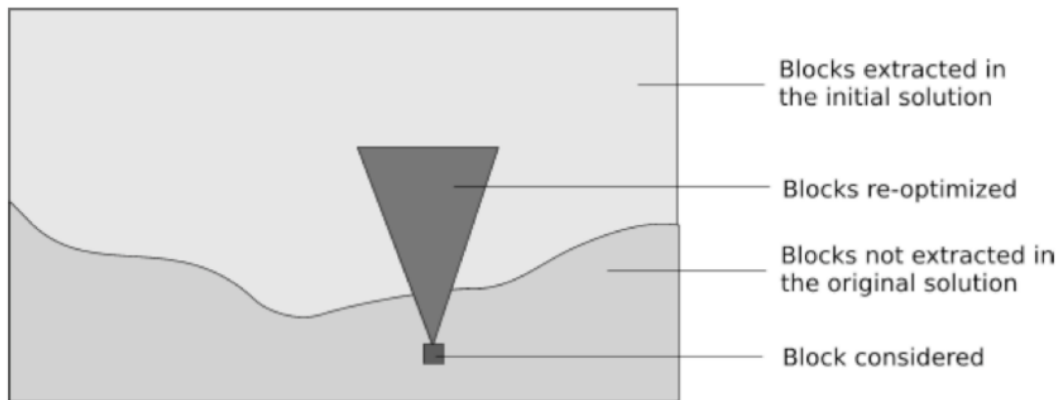


Figura 10: Estrategia de búsqueda “Cone-Above”. (Amaya et al 2009).

	Gershon	Local Search (4 hrs)	LP relaxation	LP time
Marvin	1.0	1.08	1.09	26 min
AmericaMine	1.0	1.15	1.15	19 min
AsiaMine	1.0	1.23	1.24	4h 13 min
Andina	1.0	1.15	Unknown	Unknown

Figura 11: Resumen del rendimiento de la “búsqueda local” después de ejecución de 4 horas.

Tabesh et al (2011). Desarrollan un algoritmo que agrega bloques en unidades selectivas basados en un índice que se define en función del tipo de roca, leyes de mineral y distancias entre bloques. Reportan que el tamaño y la forma en que se hace la agregación tiene un efecto de hasta un 15% en el VAN del proyecto.

Cullenbine et al (2011). Generan una heurística por ventas para abordar el problema de agendamiento de bloques reportando soluciones, pero limitadas al número de bloques y periodos.

Chicoisne et al (2012), y Bienstock y Zuckerberg (2010). Proponen abordar el tema con restricciones de capacidad usando relajación lagrangiana, transformándose en un problema de pit final. Con este enfoque, se reportan buenos resultados en modelo sobre el millón de bloques. Estos resultados muestran hasta el momento que estos algoritmos son los que mejor han resuelto en cuanto a número de bloques y tiempos de ejecución.

Jélvez (2017). Plantea que el problema será más tratable debido a que si bien el problema posee muchos bloques involucrados y muchos periodos a considerar durante la vida útil de la mina, a menudo la ley de corte o el destino al que se envían los bloques está predeterminado, lo cual elimina un número importante de variables del modelo de optimización.

2.6. Comparación metodología convencional con respecto a DBS.

Morales, N., Jélvez, E., Nancel-Penard, P., (2015). El estudio es enfático en destacar que la metodología convencional de Lerchs y Grossmann si bien busca maximizar el beneficio los destinos de los bloques están condicionados por la construcción de pits anidados y destinos predefinidos en función de lo anterior. En cambio, en la metodología de DBS el agendamiento será bloque a bloque como se ha comentado en anterioridad.

Se refuerza por qué DBS es superior a LG debido a que tiene consideraciones más realistas del problema. En cambio, LG posee restricciones limitadas a la pendiente del pit final como también a parámetros económicos fijos.

Se reafirma que DBS requiere mayor capacidad de procesamiento, lo cual con el pasar de los años ha sido abordado mediante mejoras computacionales y en los propios algoritmos de solución. Hoy lo hacen un método de solución más competitivo en cuanto a tiempos de ejecución de las soluciones.

El documento presenta dos algoritmos de DBS en comparación con MineLib, la cual es una librería que posee un conjunto de datos puesto a disposición de investigadores y desarrolladores de software y muestra lo competitivo que puede ser aplicado a un caso estudio. Figuras 12 y 13.

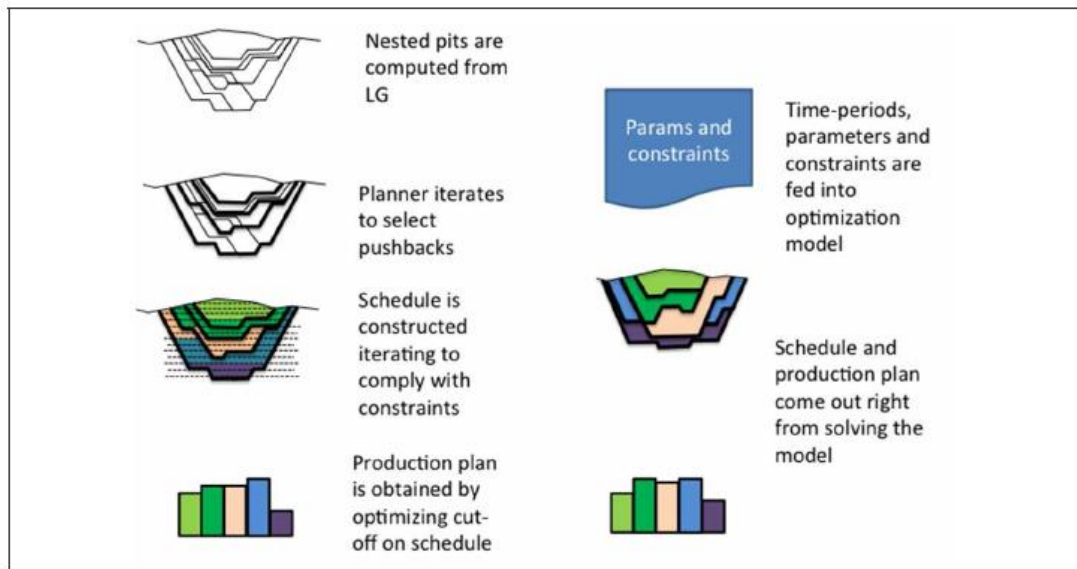


Figura 12: Comparación de metodologías LG v/s DBS (Morales et al 2015).

Lo que se observa en la figura 12 es la oportunidad que ofrece DBS, en donde explica que las soluciones pueden ser condicionadas al número de periodo y a restricciones dentro del modelo de optimización lo cual es una clara ventaja con respecto a la obtención de pit final obtenidas mediante LG.

Por otro lado, en BDS el criterio iterativo no participa para la generación de las fases ni para el agendamiento.

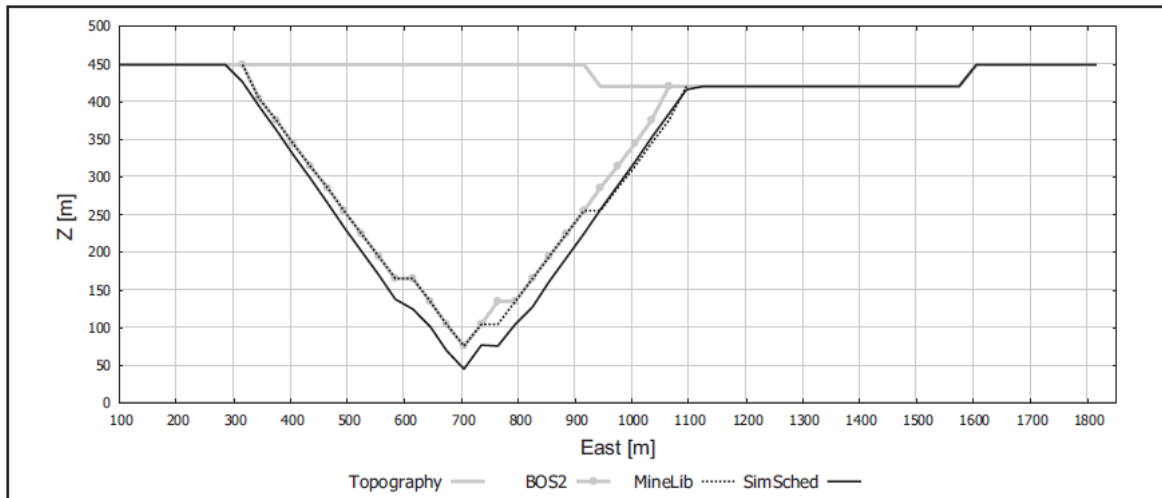


Figura 13: Comparación solución según algoritmo - Mina Marvin - Periodo 7 (Morales et al 2015).

2.7. Incorporación de atributos geo metalúrgicos e incertidumbre geológica en planes de largo plazo para minas de rajo abierto

Morales, N., Seguel, S., Cáceres, A., Jélvez, E., Alarcón, M., (2019). En estudio se da énfasis en la definición y aplicación de variables metalúrgicas las cuales se definen como variables primarias aquellas que corresponden a las propiedades intrínsecas de la roca, las cuales pueden ser medidas directamente y que en general pueden ser usadas para predecir los procesos metalúrgicos. Ejemplo de estas variables son la dureza, la densidad in-situ, textura, alteración, concentraciones de mineral y de contaminantes.

Por otro lado, aparecen las variables como respuesta de los procesos metalúrgicos, como lo son la flotación y la conminución. Las variables consideradas son la recuperación metalúrgica, indicadores de rendimiento en toneladas por hora, grado de concentración, trituración y liberación.

Con respecto al modelamiento de la incertidumbre se plantean claras mejoras con respecto a lo que generalmente se utiliza que corresponde a técnicas de kriging y que es lo aceptado para la estimación de reservas minerales. Lo cual depende principalmente de i) el número, ubicación y calidad de las muestras tomadas, ii) el tipo de depósito, y iii) el

método utilizado para generar la estimación. Estas técnicas llevan a generar una representación suavizada de del depósito lo cual incrementa los problemas cuando se utiliza y genera discrepancias entre lo planificado y la producción real.

Por el motivo anterior en este estudio se plantea la simulación condicional que se ha convertido en un método geoestadístico reconocido para cuantificar la incertidumbre geológica y evaluando el riesgo en la planificación minera. Se refiere a una simulación que honra la base de datos de sondajes disponible y que es utilizada para generar representaciones equiprobables de la variabilidad del yacimiento in-situ. Observar figura 14.

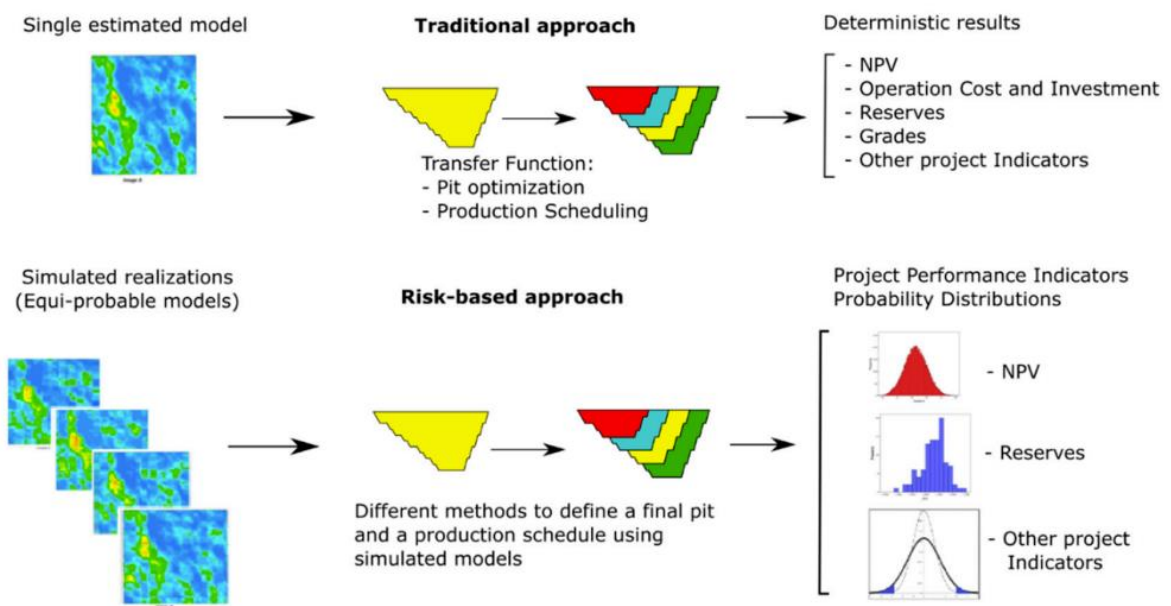


Figura 14: Enfoque tradicional y basado en riesgo aplicado a planificación minera (Morales et al 2019).

La contribución de este estudio realizado por Morales posee directrices para la planificación de largo plazo para minas rajo abierto incorporando modelos de simulación geo metalúrgica que permiten considerar la variabilidad espacial y la incertidumbre del depósito mineral, cuantificando el riesgo y evaluando el impacto en las decisiones de planeamiento minero tal como el límite del pit final y la vida útil productiva de la mina programado a lo largo del número de escenarios simulados. Los escenarios simulados se observan en la Figura 15.

Scheme	Cu Grade	Mo Grade	Cu Recovery	TPH
1	X	X	X	X
2	✓	✓	X	X
3	✓	✓	✓	X
4	✓	✓	✓	✓

Figura 15: Esquema resumen de las variables simuladas para simular el valor económico de los bloques.

Lo cual al momento de graficas las curvas tonelaje ley entrega bandas de valores para las distintas leyes de corte en función de la ley de cobre. Observar figura 16.

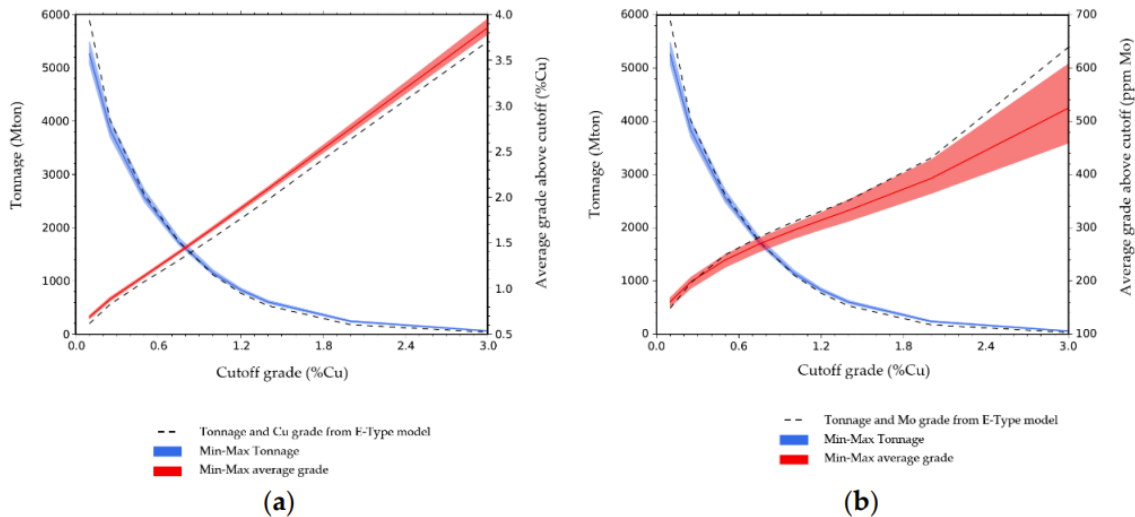


Figura 16: Curvas tonelaje ley con ley de corte en función del porcentaje de cobre. (Morales et al 2019).

Según la figura 16, lo observado en (a) corresponde a la ley media de cobre por sobre una ley de corte en función del cobre total. En cambio, en (b) corresponde a la ley media de molibdeno representada en partes por millón por sobre una ley de corte en función del cobre total.

Scheme	Undiscounted Value (MUSD)		Rock (Mton)		Ore (Mton)		Cu Metal (Mton)		Mo Metal (Kton)	
	Avg	CV%	Avg	CV%	Avg	CV%	Avg	CV%	Avg	CV%
1	9453	-	3071	-	1433	-	17.5	-	388.1	-
2	10,528	2.5	3372	4.1	1602	2.9	18.5	1.9	471.6	3.2
3	10,725	3.1	3558	3.7	1682	2.4	18.9	2.5	467.2	3.8
4	10,472	2.1	2972	3.2	1572	3.1	17.9	2.2	417.6	3.5

Figura 17: Indicadores claves de la evaluación según esquema de escenarios evaluados. (Morales et al 2019).

Según la figura 17 se observa que para escenarios en donde se agregó la incertidumbre geológica en la evaluación la expectativa del valor del pit incrementa significativamente un 10.2%, análisis que posteriormente es complementado con la probabilidad porcentual de ocurrencia de un determinado valor esperado por pit analizado, lo cual sólo aplica en los escenarios 2, 3 y 4. Figura 18.

Minimum Probability	Scheme 2			Scheme 3			Scheme 4		
	Value (MUSD)	Ore (Mton)	Rock (Mton)	Value (MUSD)	Ore (Mton)	Rock (Mton)	Value (MUSD)	Ore (Mton)	Rock (Mton)
1.0	9062	1120	2320	9310	1184	2492	8633	988	2125
0.9	9134	1199	2417	9422	1233	2509	8708	1005	2298
0.8	9161	1274	2721	9501	1311	2718	8638	1072	2407
0.7	9241	1295	2882	9638	1375	2925	8715	1163	2539
0.6	9395	1342	2955	9793	1432	3046	8865	1203	2626
0.5	9462	1473	3086	9941	1555	3173	8972	1298	2710

Figura 18: Resumen de los pit finales utilizando probabilidad de ocurrencia. (Morales et al 2019).

Los puntos detallados con anterioridad aportarán en esta tesis debido a que se tomarán como guía para la implementación de la metodología DBS en un caso base y definirán una metodología para la generación de planes mineros quinquenales en una escala de mediana minería donde generalmente no hay espacio para contar con estos aportes, lo cual creemos que generará valor en esta materia.

3. METODOLOGIA DE TRABAJO

El cómo abordar este estudio se plantea realizar mediante la comparación de las soluciones de agendamiento que se obtendrán tanto para minería cielo abierto como subterránea, con un fuerte enfoque en la primera. Para eso se le dará un punto de inicio a las simulaciones y evaluaciones enmarcándolo en un caso base y contexto de mediana minería, un plan quinquenal con restricciones operacionales para una planta de procesamiento que admite una tasa de producción de fija y que condiciona fuertemente el aporte de cobre fino anual en función de lo que se decida abastecer y con qué ley de cabeza objetivo, entendiendo que la actual disposición y desarrollo de los proyectos permite escoger con que saturar la capacidad de procesamiento.

A continuación, se presentan esquemas de trabajos del presente trabajo de título. Figuras 19, 20 y 21.

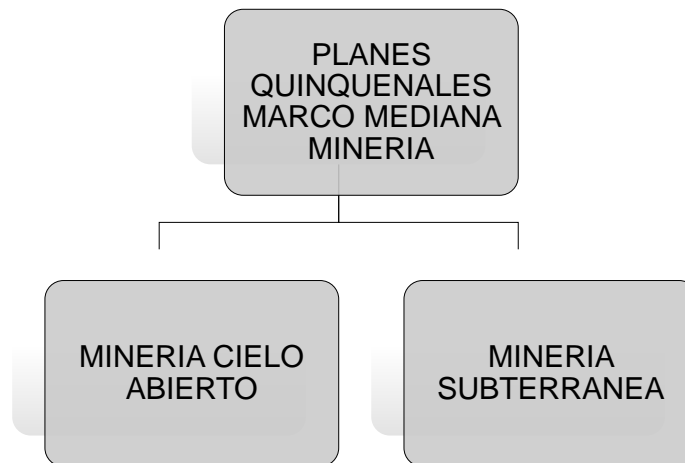


Figura 19: Esquema de trabajo principal para plan quinquenal en un contexto de mediana minería.

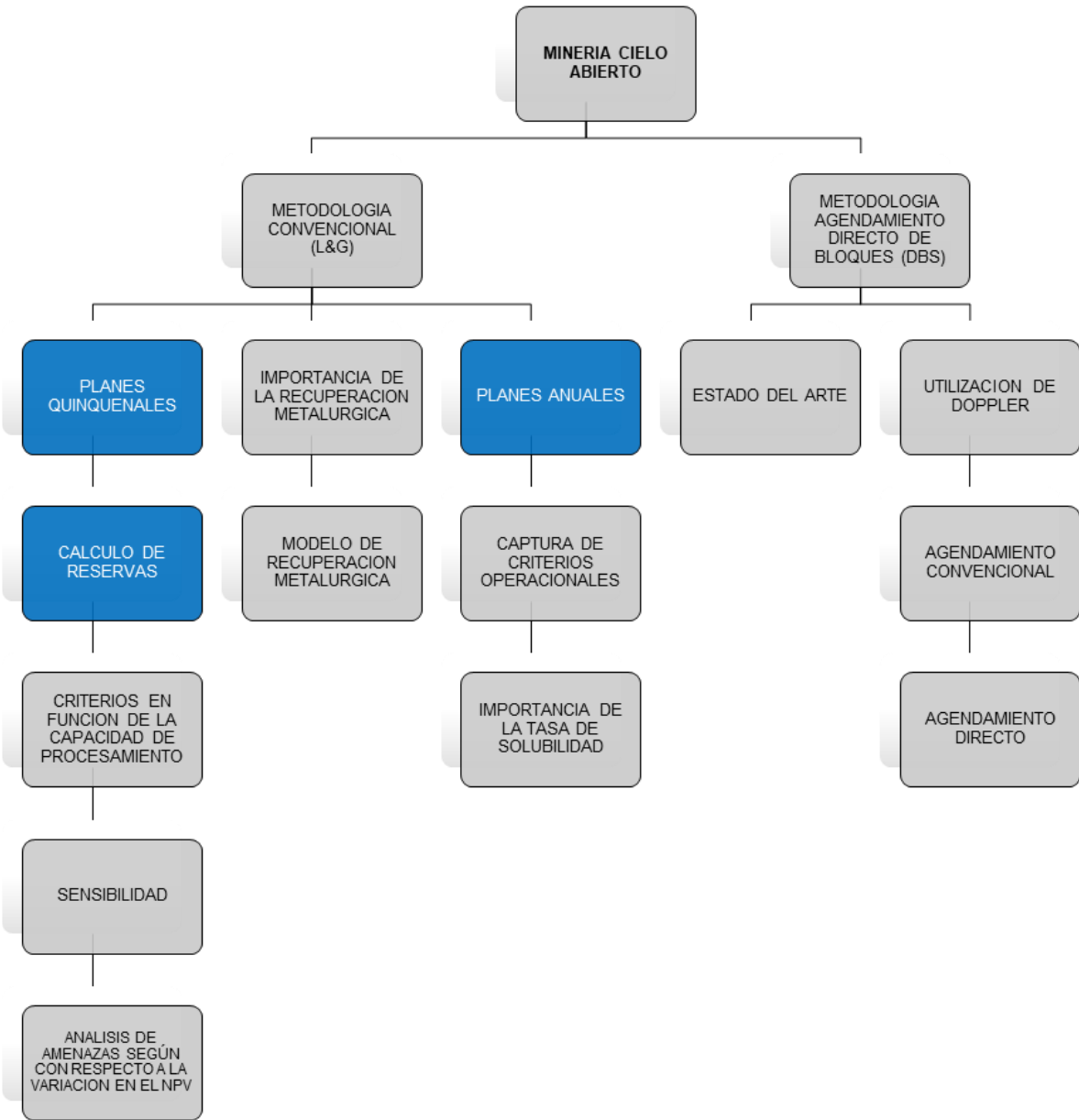


Figura 20: Esquema de trabajo sección minería cielo abierto.

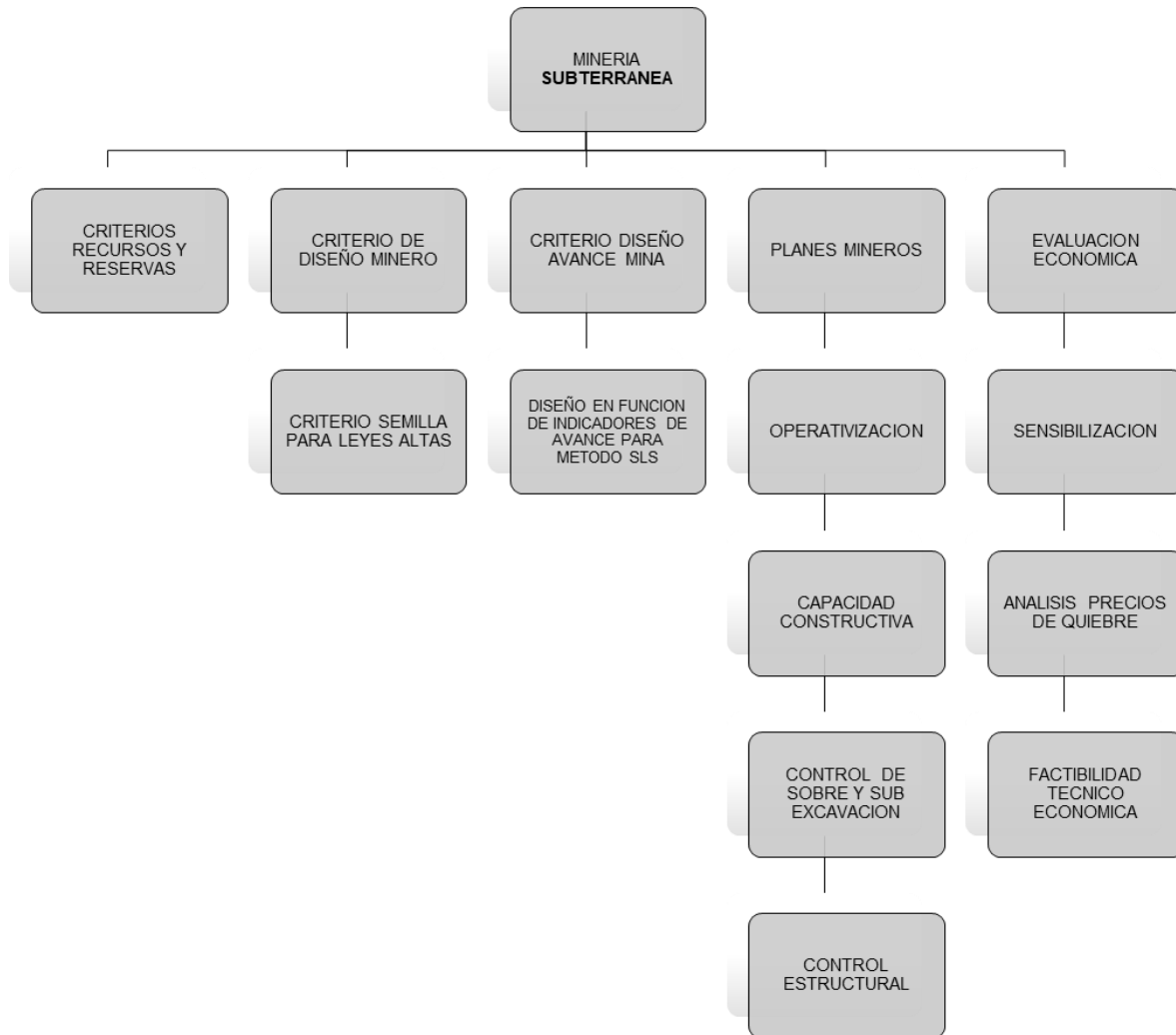


Figura 21: Esquema de trabajo sección minería subterránea.

A continuación, una explicación ejecutiva de como realizaremos lo que se determinó como claves dentro de la metodología de trabajo.

- **CALCULO DE RESERVAS:** Se realizarán en base anual para llegar al objetivo de cinco periodos y obtener un plan quinquenal. Se utilizará software Vulcan, cálculos con densidad fija y con variables de interés definidas como lo son la cantidad de cobre total (CuT), cantidad de cobre soluble (CuS), tasa de oxidación (T. Ox) o en su defecto el cálculo posterior de razón de solubilidad teniendo el total y el soluble. Estos cálculos se realizarán cada 5 metros en los

rajos a modo de representar el banco de extracción y no necesariamente los 20 metros finales debido a las características de los equipos en operación, con respecto a sus dimensiones menores.

- **PLAN ANUAL:** El objetivo de este punto es mostrar un plan real, aterrizado, operativizado de acuerdo a tasas de productividad probadas y factibles, se complementará con el comportamiento de las curvas de cobre total (CuT %) y cobre soluble (CuS %) a modo de introducción a la importancia de la solubilidad en un proceso de extracción por solventes y electro obtención (SX – EW) lo cual se complementa a la importancia de separar los análisis. Analizar independientemente el aporte de proyectos de rajos (Open Pit – OP) y proyectos subterráneos (Underground – UG).
- **PLAN QUINQUENAL:** El plan quinquenal reúne los criterios de operativización utilizados en el plan anual, pero con la proyección a 60 meses y el desafío de llevar el abastecimiento a la máxima tasa productiva de admisión que admite el proceso (200-220 ktpm). De lo anterior se sensibilizarán 5 parámetros y se procede a confeccionar la campana de Gauss de distribución normal para funciones triangulares de los parámetros.
- **CONCLUSIONES:** Se plantea proponer dónde y con qué objetivo utilizar la herramienta DOPPLER. Con lo anterior se pretende ver la factibilidad si se puede o no proponer una modificación en las tasas productivas y/o el agendamiento para las minas subterráneas explotadas con metodología sublevel stoping (SLS). Propuesta de un modelo de recuperación a optimizar, en función de la ley media y las tasas de oxidación por mina.

3.1. AGENDAMIENTO DIRECTO EN DOPPLER

De acuerdo al conocimiento de la vida útil del proyecto se toman consideraciones preliminares para los parámetros de entrada de esta etapa del estudio. Figura 22.

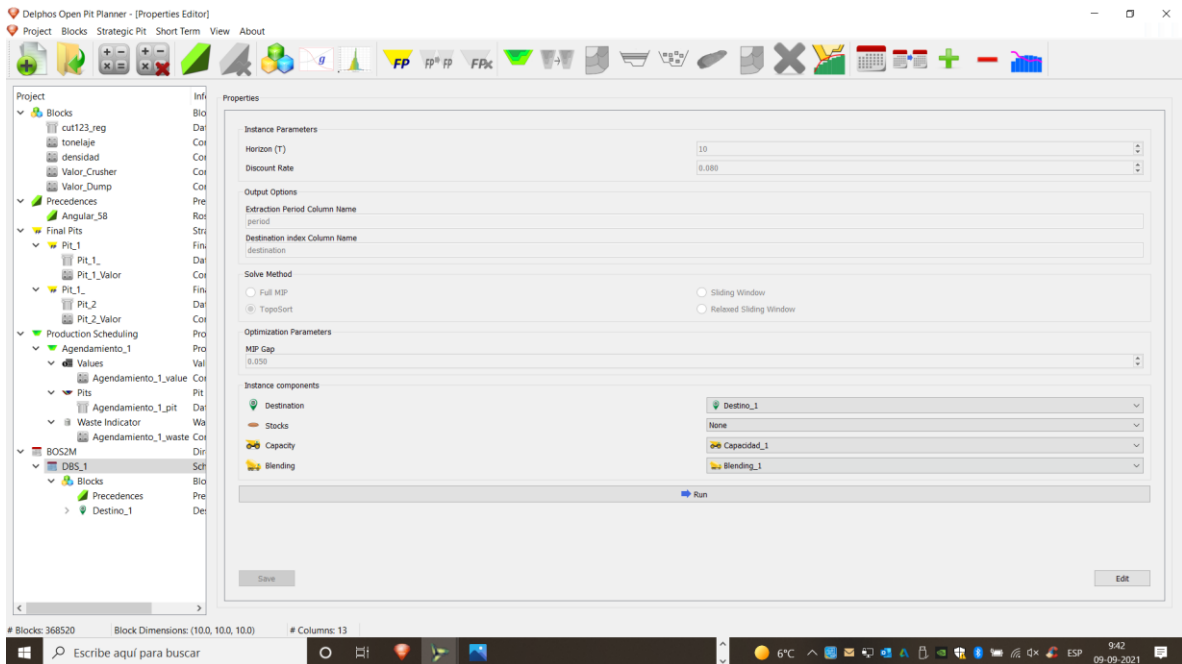


Figura 22: Isométrico pits según revenue factor.

Se trabaja con horizonte de tiempo 10, tasa de descuento equivalente a un 8% y restricciones de destino, capacidad y mezcla. Lo anterior, de acuerdo a la realidad del yacimiento.

Se trabaja con dos destinos, chancador y botadero, para lo cual se valoriza el envío de los bloques mediante la siguiente función, en caso de calificar como mineral a proceso o estéril a botadero en la parte posterior de la fórmula.

$$(3-0.25)*22.04*[cut123_reg]*0.78*[tonelaje]-(1.7+10.28)*[tonelaje],-1.7*[tonelaje])$$

Con respecto a las restricciones de capacidad de trabaja con restricción mensual de mineral que equivale a 50 KTPM, lo cual está sustentado por la flota disponible y por la capacidad de procesamiento limitada en la actualidad. Con respecto a estéril este también se encuentra limitado por la flota disponible, por las razones estéril mineral preliminares, la

capacidad de perforación y tronadura y por los perfiles de distancia de las rutas a botadero las cuales ya son conocidas, el movimiento de estériles asciende un máximo de 600 KTPM.

A continuación, se presenta las restricciones de capacidad comentadas. Figura 23.

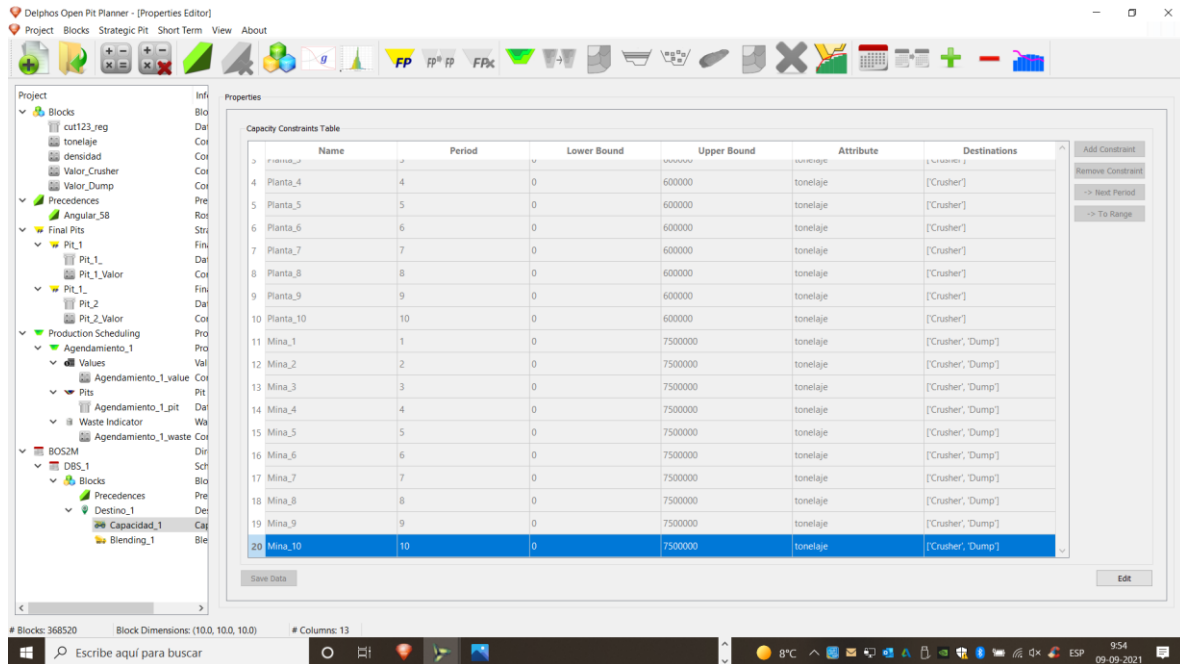


Figura 23: Capacidades de procesamiento ingresadas a DOPPLER.

Con respecto restricción de mezcla, también es conocida, el proceso metalúrgico de la compañía de sustenta por una ley de cabeza 0.90 % CuT, como el resto de las fuentes ya son conocidas y se poseen curvas tonelaje ley de los recursos como también cálculos de ley de corte, a María Norte se le pide un aporte de mineral que se mueva entre 0.30 % CuT intervalo inferior y 1.5 % CuT intervalo superior, esperando efectivamente la maximización de estas leyes y que esta unidad de negocio ayude a levantar la ley de cabeza, hoy el resto de los alimentadores a chacado poseen un ley media inferior, por lo tanto este punto es relevante en la búsqueda de una metodología para planes quinquenales. Figura 24.

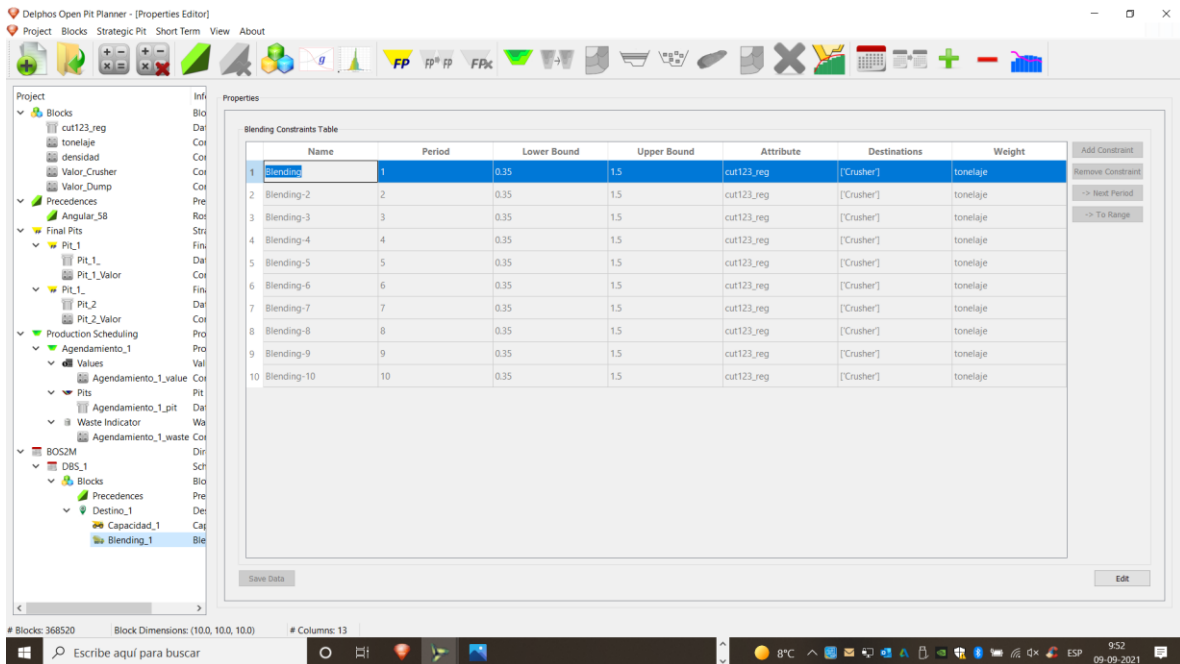


Figura 24: Restricciones de mezcla de mineral enviado a proceso.

4. CASO DE ESTUDIO

4.1. Contexto del caso de estudio

El estudio desarrollado en esta tesis se centra en un caso base tomando desde compañía minera Mantos de la Luna la cual es una compañía minera que desarrolla su operación en Antofagasta, Tocopilla. En relación a proyectos superficiales (Open Pit) actualmente opera con 3 rajos en simultáneos, dos en producción y otro en etapa de prestripping. Por otro lado, en la parte subterránea (Underground) se tiene en actividad de desarrollo a tasa de 250 metros/mes una mina que al cabo de un año será explotada mediante sublevel stoping.

En cuanto a los proyectos, al poseer grandes pertinencias mineras, la probabilidad de encontrar yacimientos del orden de los 7 Mton de reservas los últimos años ha ido en aumento. Hoy MDLL posee una capacidad de planta capaz de procesar 220 kton mensuales y obtener 20 kton de cobre fino anual, según las leyes que poseen sus yacimientos y utilizando lixiviación y electro obtención.

La capacidad de procesamiento se tomará como fija, sin posibilidades de ser aumentada, la proyección de esta minera caso base generaría un problema de agendamiento y blending operacional desafiante como se presenta en la Figura 25.

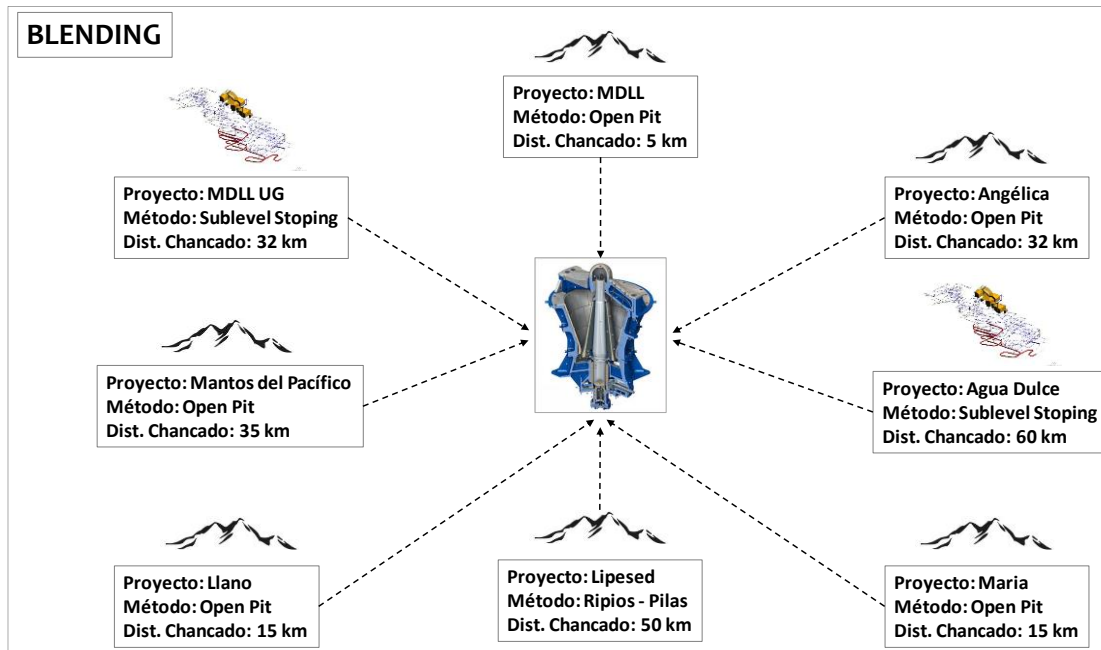


Figura 25: Blending proyectado.

El trabajo que se presenta a continuación, y que se contextualiza en un estudio de tesis para alcanzar el grado de Magister en Minería, consiste en el desarrollo de “Simulación quinquenal del blending operacional para compañía Mantos de la Luna”, entendiendo que se poseen múltiples proyectos con posibilidades de aportar al proceso productivo, distintos métodos de explotación, distintas restricciones operacionales, variabilidad de leyes entre un proyecto y otro, hoy en día ante la respuesta de que proyecto activar primero, entendiendo que se posee una capacidad de planta limitada, no tiene respuesta.

El estudio de tesis pretende trabajar con los distintos planes mineros de cada proyecto y evaluar su aporte en el NPV en un periodo de los cinco próximos años.

Para optimizar la metodología propuesta en este trabajo se utilizarán distintas técnicas estadísticas, como son los métodos multivariados y de simulaciones, que nos

permitirán evaluar distintos escenarios productivos y evaluar cuál de estos escenarios genera un NPV acorde a lo que la compañía requiere y teniendo como complemento la probabilidad de éxito de que el NPV prometido realmente se obtenga o también la probabilidad de que algunos de los proyectos marginales genere VAN negativo a lo largo de su operación.

4.2. Recuperación metalúrgica

Una de las bases de este estudio es el análisis de una de las variables geo metalúrgicas resultantes del proceso como lo es la recuperación metalúrgica, el objetivo consiste en tener más precisión en una recuperación esperada para el plan minero. Básicamente hay dos opciones, trabajar con una recuperación fija o bien trabajar con una recuperación variable.

Para este tipo de proyectos siempre se ha utilizado una recuperación equivalente al 78%, todas las evaluaciones se realizan con una recuperación fija, lo cual como se observó en el gráfico con anterioridad podría generar fuertes desviaciones en el NPV comprometido si es que no se logra llegar a esa recuperación esperada.

Actualmente se manejan recuperaciones esperadas en función del cobre total, lo cual se puede observar en el siguiente gráfico. Figura 26.

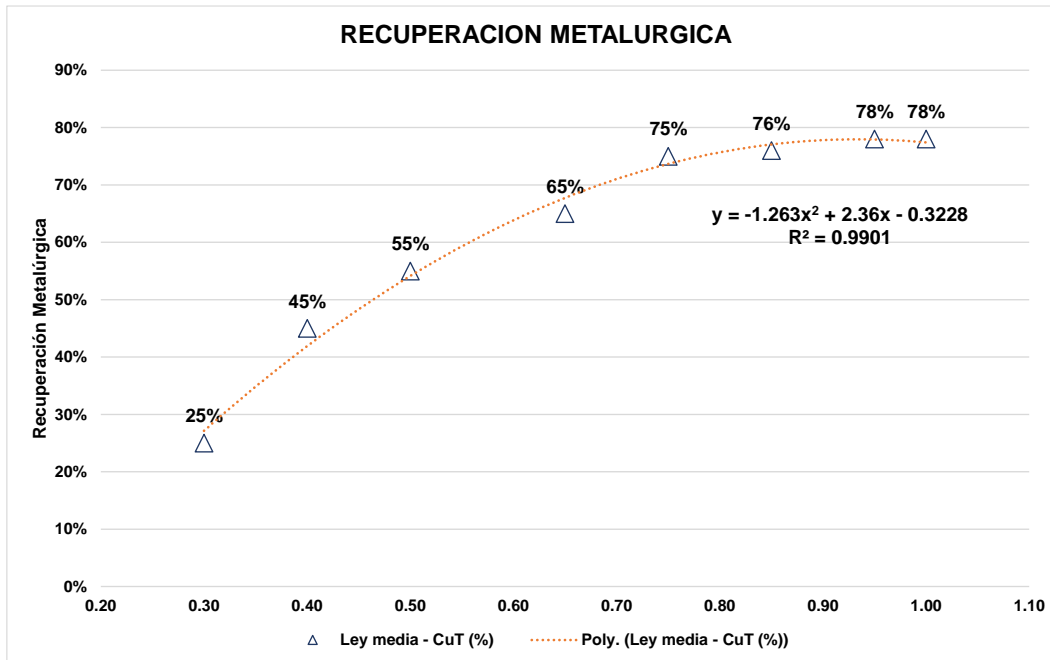


Figura 26: Distribución recuperación metalúrgica en función del cobre total.

De acuerdo a los datos observados se procede a realizar una regresión polinomial de segundo grado con el objetivo de obtener una función de recuperación cuadrática con alta correlación de los datos. Donde la variable dependiente a obtener será la recuperación metalúrgica en función de una variable independiente cobre total. Según la formula a continuación:

$$F(x) = ax^2 + bx + c$$

Al aplicar la función se obtienen los siguientes valores, observar tabla n°1.

Tabla 1: Ley de cobre total versus recuperación metalúrgica esperada fija y función de acuerdo a regresión lineal.

FUNCION RECUPERACION METALURGICA			
	CuT (%)	Rec. Metalúrgica	F (CuT)
1	0.30	25%	27%
2	0.40	45%	42%
3	0.50	55%	54%
4	0.65	65%	68%
5	0.75	75%	74%
6	0.85	76%	77%
7	0.95	78%	78%
8	1.00	78%	77%

Correlación Lineal	0.9901
---------------------------	---------------

Al analizar los resultados, se observa una correlación del 99% para una un ajuste lineal de segundo grado, lo cual da como resultado las siguientes constantes. Tabla 2.

Tabla 2: Parámetros regresión lineal para la función de recuperación metalúrgica esperada.

PARAMETROS				
(x)	a	b	c	F (x)
0.95	-1.263	2.360	-0.323	ax^2+bx+c
	-1.140	2.242	-0.323	0.779

En función de los resultados se observa que para los intervalos analizados existe una alta correlación de las recuperaciones esperadas y como función del cobre total. Como se mencionó con anterioridad, lo más común en la industria cuando no se dispone de mayor información resulta en ocupar un valor fijo para la recuperación (78%) para este estudio, lo cual suele representar una recuperación histórica obtenida.

Si bien el objetivo principal de este estudio no consiste en encontrar la función de recuperación más apropiada desde el punto de vista metalúrgico, existen múltiples opiniones con respecto a de que depende realmente la recuperación metalúrgica, si de los carbonatos, la mineralogía, la tasa de oxidación o bien de un porcentaje de cada una de las

anteriores. Para este estudio se realizará en función de un cobre total, lo cual es una variable conocida para cada uno de los bloques de los distintos modelos analizados.

4.3. Modelo de bloques

Independiente de las herramientas a utilizar, para estimar, modelar y diseñar. Para lograr cuantificar el impacto de la variable de recuperación metalúrgica se debe trabajar sobre un modelo de bloques.

A continuación, se presenta información base el modelo a trabajar. Figuras 27 y 28.

```
Block Model Details

Model name       : G:\01_Proyectos_Vulcan\15_Maria_Norte\MB_LM_May19_Tesis
History list     : mb_norte_2019_II19May2019.bhst
Format          : extended
Structure       : regular
Compressed      : no
Smooth         : no
Number of blocks : 23585280
Number of variables : 29
Number of schemas : 1
Origin         : 379190.000000 7536120.000000 1030.000000
Bearing/Dip/Plunge : 60.000000 0.000000 0.000000
Created on     : Sun May 19 20:12:58 2019
Last modified on : Fri Jul 31 11:43:27 2020
Model is indexed.
```

Figura 27: Header del modelo de bloques.

```
Schema <parent>
Offset minimum : 0.000000 0.000000 0.000000
                maximum : 830.000000 740.000000 600.000000
Blocks minimum : 2.500000 2.500000 2.500000
                maximum : 2.500000 2.500000 2.500000
No of blocks : 332 296 240
```

Figura 28: Identificación del tamaño número de bloques.

Lo anterior se presenta a modo de contextualizar el estudio, a la cantidad de bloques, al tamaño de los mismos y a la eventualidad de tiempos de procesamiento que esto podría significar en el caso de que se buscara optimizar la función recuperación metalúrgica sin un previo re bloqueo del modelo. El modelo que se presenta es el que se tomará como base.

4.4. Agendamiento minería cielo abierto

4.4.1. Reservas

La base de la generación de un plan minero comienza con el cálculo de las reservas mineras. En referencia al blending operacional presentado al inicio de este informe que hoy compite por satisfacer y saturar una capacidad de planta fija, a continuación, se presenta un reporte de reservas de los datos que se analizarán en futuro.

Lo señalado en la Figura 29 corresponde a siete orígenes compitiendo por satisfacer una capacidad fija. En este gráfico de torta de reservas se visualiza que los colores azul y amarillo corresponden a minería subterránea con el 58% de la masa comprometida en la fecha de análisis, el otro 42% corresponde a reservas presentadas como minería de cielo abierto. Las proyecciones de exploraciones y reposición de recursos en este caso base tiene claras orientaciones de minería a cielo abierto, de ahí la oportunidad de aplicar una metodología de agendamiento distinta.

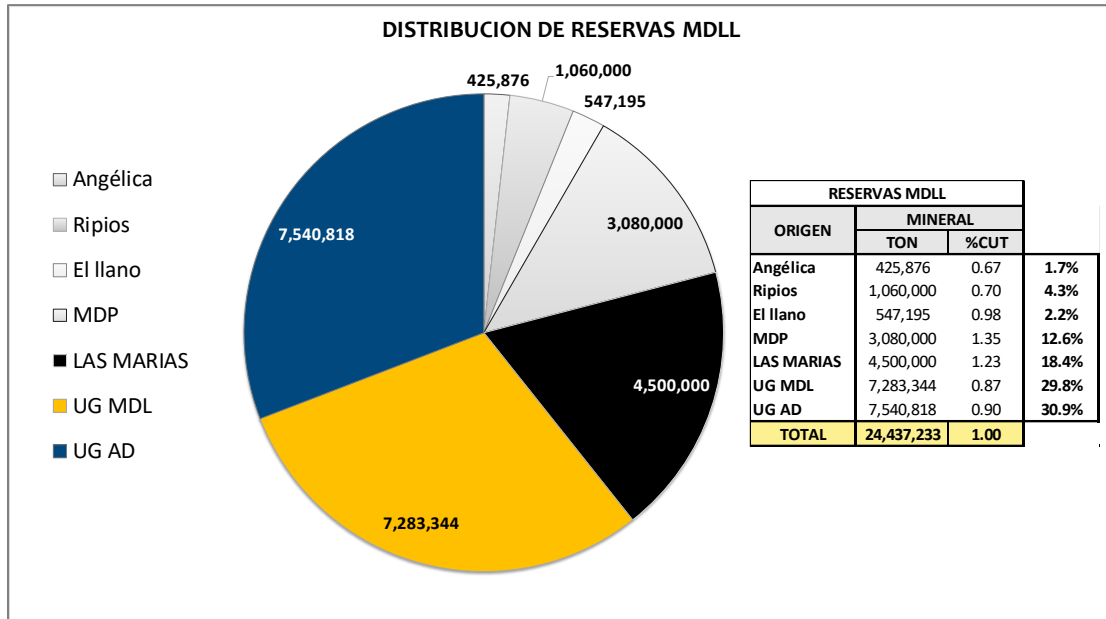


Figura 29: Reporte de reservas según origen.

4.4.2. Plan anual

Este capítulo busca representar con detalle los criterios operacionales y metalúrgicos que permiten ajustar un plan minero en una escala de mediana minería, se recalca lo último debido a que no existen posibilidades reales de cambiar tasas de producción, metodologías de recuperación, cambio o adquisición adicional de flota en un contexto de proyectos de cinco años, inversiones de este tipo o cambios grandes que involucren decisiones importantes en inversión no son tomados debido a que no se alcanzan a depreciar.

Lo anterior no es menor, es una restricción importante al momento de querer proponer distintas estrategias más agresivas del punto de vista de inversiones, pero sustentado en el contexto económico son restricciones reales.

Lo que se busca en este trabajo es optimizar un plan para una escala de mediana minería lo cual no plantee como soluciones aquellas que sean de alta inversión o que comprometan la estabilidad de una mina debido al aumento de la producción, pero si soluciones factibles que vayan por la vía de la optimización en el blending, buscar amenazas del punto de vista de solubilidad y medirlas, mejorar los modelos geológicos, tener mayor precisión, lo que nos permita mejorar recuperaciones, adelantar pruebas

metalúrgicas. Existe un proceso el cual puede tener modificaciones, pero no de alto impacto en la inversión que puedan dejar a una compañía de mediana minería fuera del mercado.

Se plantea un plan anual, el cual es la base desde el punto de vista operacional y que condiciona el plan quinquenal el cual será caso base para todos los análisis posteriores.

El plan minero presentado en la Tabla 3 y Figura 30 ha sido realizado con el cálculo de la flota actual que se posee para los distintos orígenes, en cada una unidad de negocio se ha realizado el plan con modelos de bloques actualizados en donde se cubica banco a banco para los rajos y por unidad de explotación para las minas subterráneas, estas últimas acompañadas del plan de desarrollo para la llegada a cada una de estas lo cual se expresa en metros y condiciona la entrada en producción de cada una. El proceso de agendamiento en estos planes es completamente iterativo y lo realiza uno o dos planificadores en donde los resultados son comparados y analizados con el objetivo de encontrar las mejores oportunidades y que estas sean plasmadas en el plan formal y que se transparenta a los inversionistas.

Lo que se observa es una distribución homogénea en aporte de los distintos proyectos, donde el aporte de las minas subterráneas no supera el 50 % del aporte al abastecimiento, lo cual se puede observar en la columna "UG". Otra de las conclusiones importantes es que posterior al primer semestre hay una tendencia a la baja en la ley media y una baja importante en el cobre soluble.

Es importante destacar que lo anterior tiene un nivel de actualización importante, plan realizado con cortes actualizados y con baja incertidumbre geológica de acuerdo a la información que se extrae de los modelos de bloques. A continuación, se presentan vistas isométricas de la información de entrada para las cubicación y posterior confección de este plan anual y quinquenal como caso base. Figura 31 a 36.

Tabla 3: Plan anual de producción.

PLAN ANUAL ABASTECIMIENTO 2020

	Unidad	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEPT	OCT	NOV	DIC	TOTAL
ANGELICA	ton	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	18,000	216,000
	%CuT	0.79%	0.73%	0.73%	0.73%	0.74%	0.74%	0.74%	0.74%	0.68%	0.67%	0.67%	0.67%	0.72%
	% tox	72.3%	72.6%	72.7%	73.3%	74.0%	74.0%	74.0%	74.0%	75.4%	75.9%	75.9%	75.9%	74.2%
MDP	ton	32,000	30,000	30,000	30,000	30,000	30,000	30,000	30,000	30,000	30,000	30,000	30,000	362,000
	%CuT	0.92%	0.91%	0.99%	1.05%	1.10%	1.07%	1.06%	1.06%	1.24%	1.32%	1.32%	1.34%	1.11%
	% tox	85.7%	87.2%	81.8%	77.2%	73.6%	76.4%	78.7%	78.5%	65.1%	59.6%	59.1%	58.3%	73.5%
LLANO	ton	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	17,000	204,000
	%CuT	0.76%	0.76%	0.67%	0.70%	0.67%	0.66%	0.74%	0.73%	0.80%	0.87%	0.95%	0.97%	0.77%
	% tox	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%	71.0%
UG	ton	30,000	40,000	40,000	40,000	40,000	40,000	40,000	40,000	40,000	40,000	40,000	40,000	470,000
	%CuT	1.14%	1.36%	1.31%	1.31%	1.07%	1.03%	0.97%	0.97%	0.92%	0.75%	0.75%	0.75%	1.03%
	% tox	75.5%	79.5%	77.2%	76.1%	66.0%	65.9%	68.7%	60.0%	58.9%	58.5%	58.5%	58.3%	66.7%
LAS MARIAS	ton													0
	%CuT													0.00%
	% tox													0.0%
TERCEROS	ton	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	60,000
	%CuT	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%	1.50%
	% tox	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%	75.0%
RIPIOS	ton	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	240,000
	%CuT	0.80%	0.65%	0.65%	0.65%	0.65%	0.65%	0.65%	0.65%	0.65%	0.65%	0.65%	0.65%	0.66%
	% tox	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%	64.0%
TOTAL	ton	122,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	130,000	1,552,000
	%CuT	0.94%	0.99%	0.98%	1.00%	0.93%	0.91%	0.90%	0.90%	0.93%	0.90%	0.91%	0.92%	0.93%
	% tox	75.17%	76.66%	74.72%	73.41%	69.56%	70.15%	71.55%	68.85%	65.62%	64.26%	64.16%	63.93%	69.81%

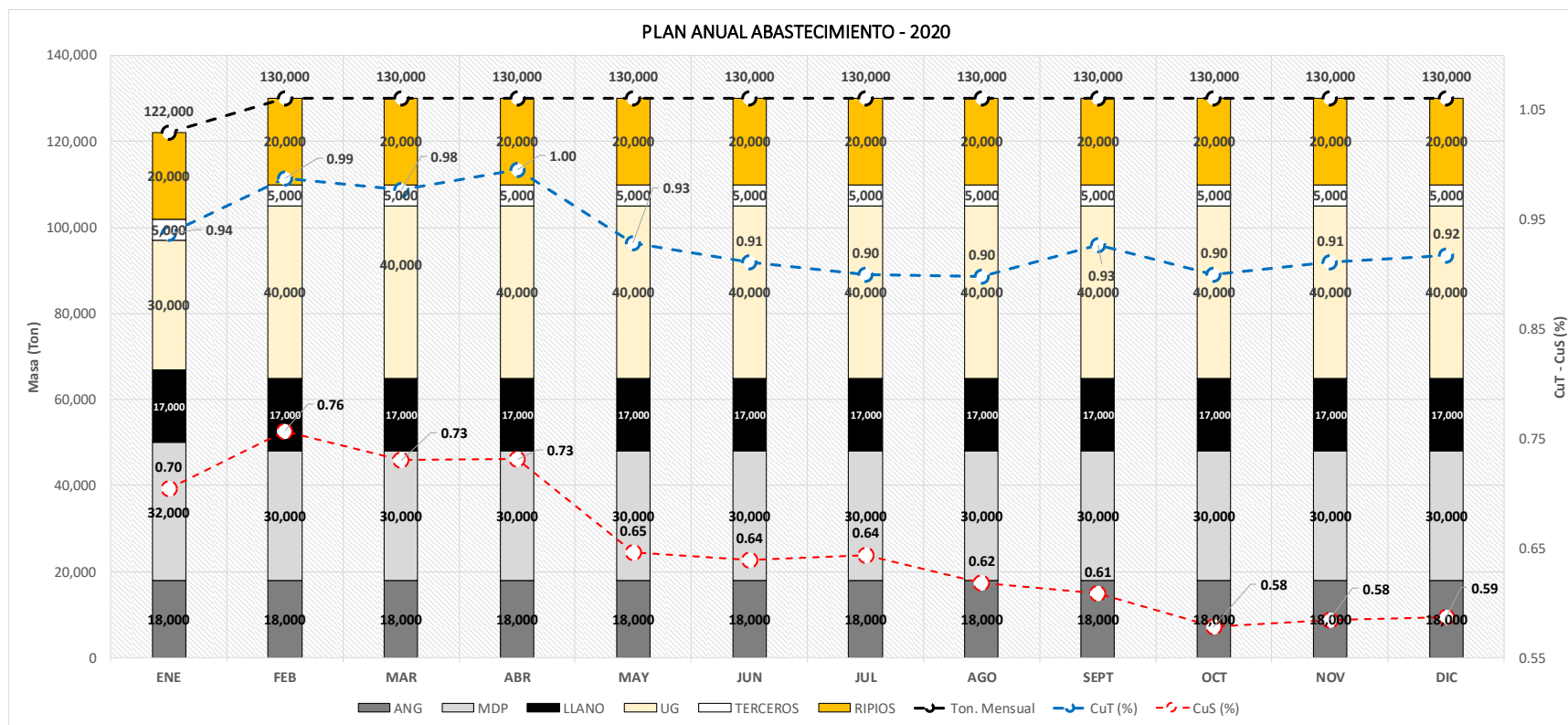


Figura 30: Plan anual de producción.

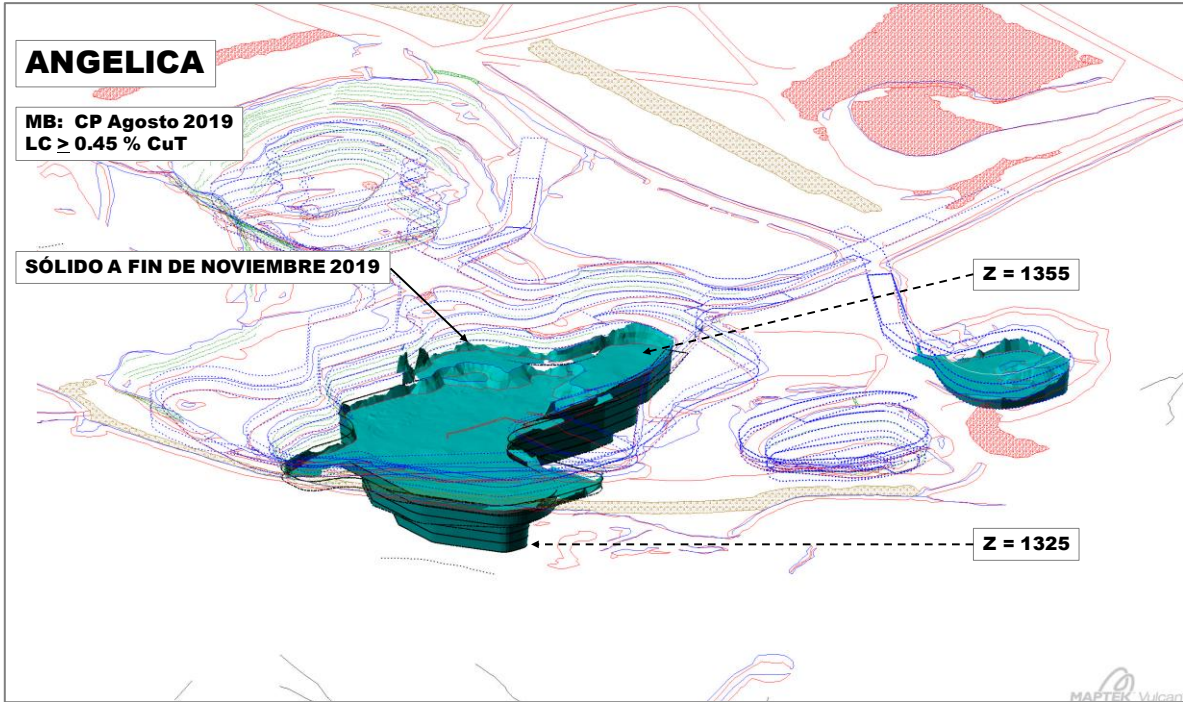


Figura 31: Sólido remanente fin de noviembre 2019 Mina Angélica.

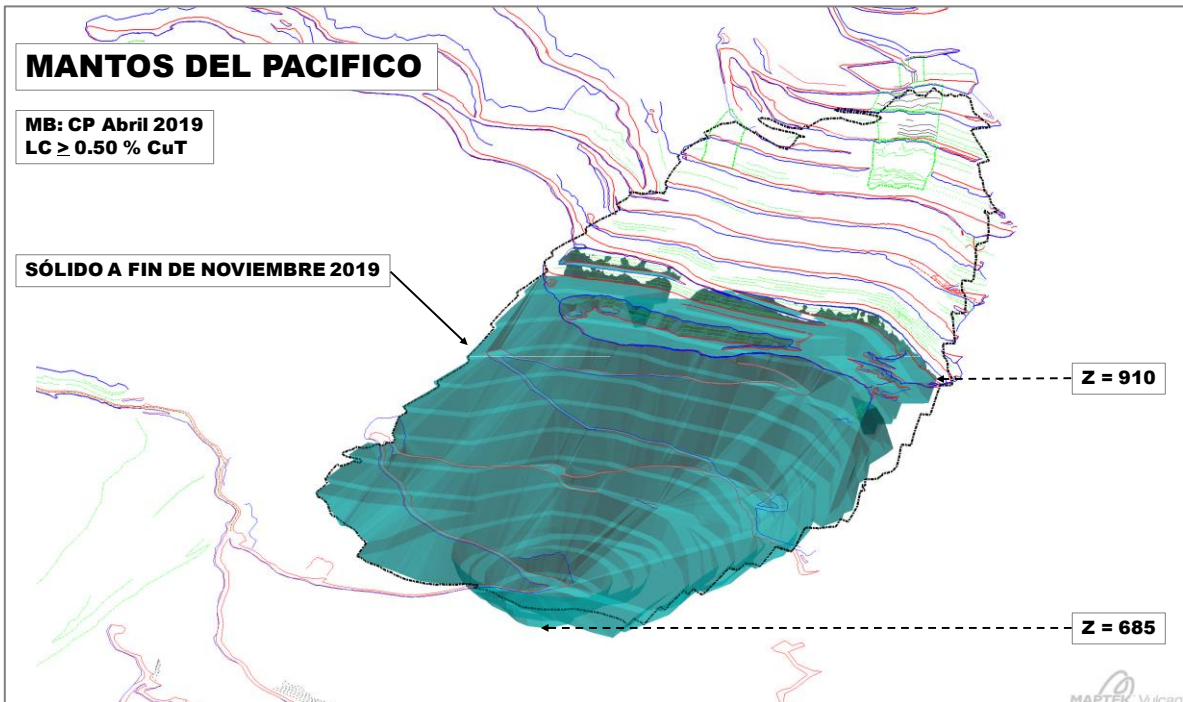


Figura 32: Sólido fin de noviembre 2019 Mina Mantos de Pacífico.

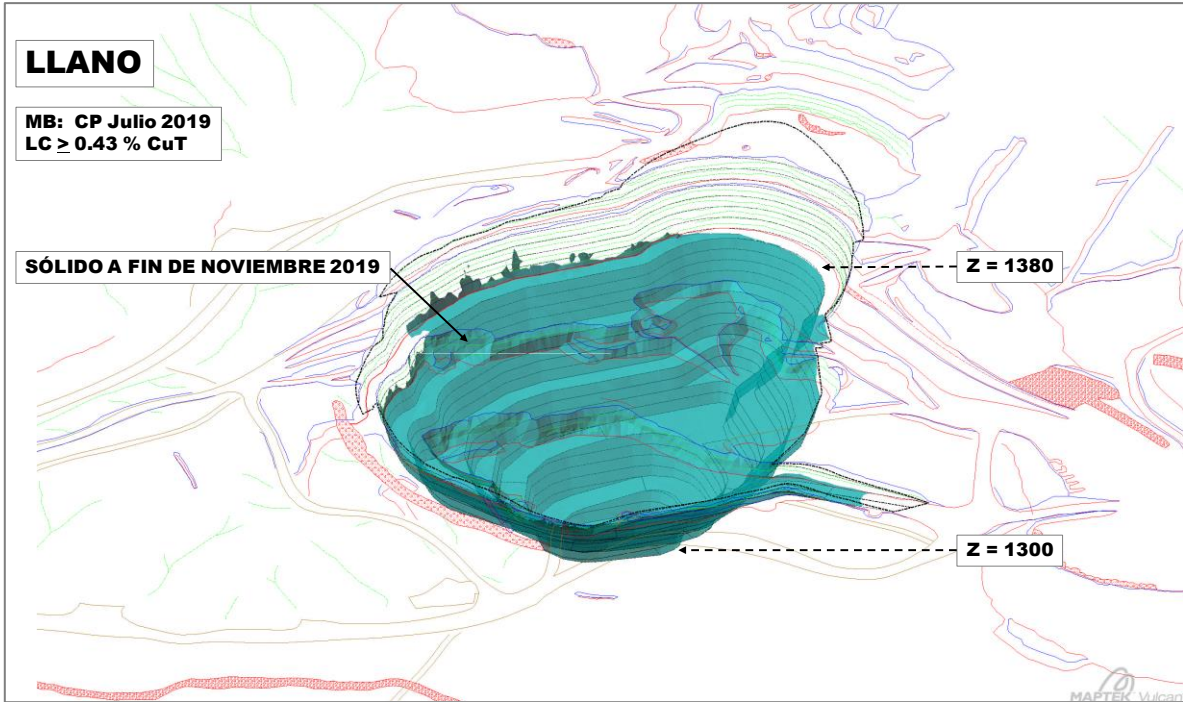


Figura 33: Sólido fin de noviembre 2019 Mina Distrito Norte Llano.

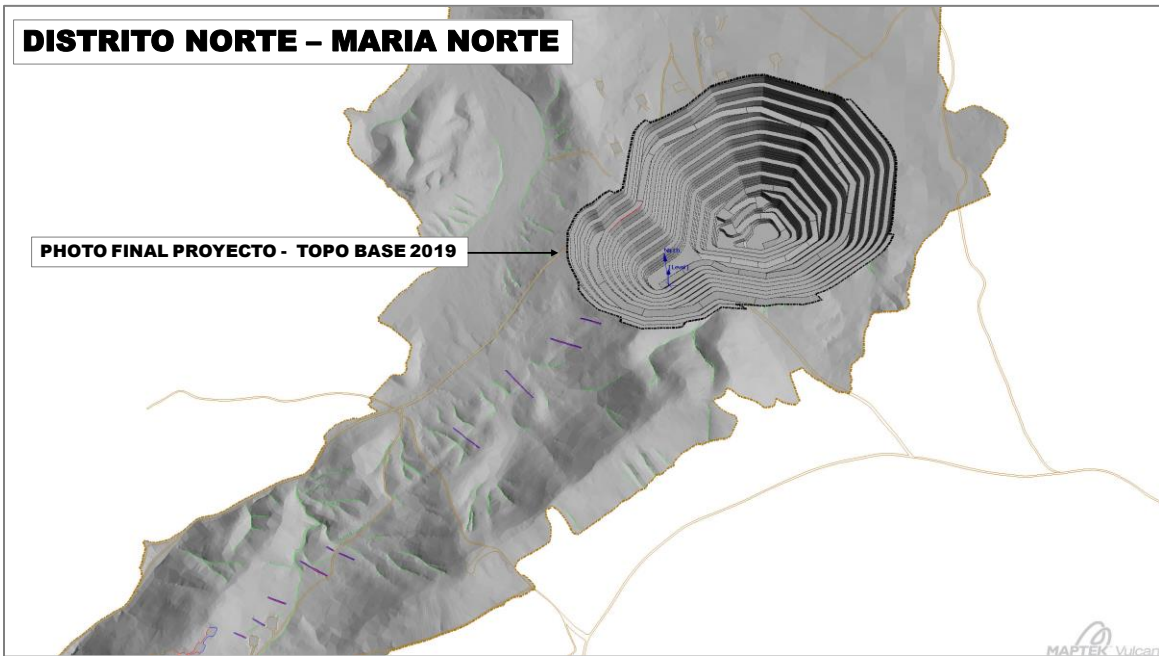


Figura 34: Foto pit final proyecto Mina Distrito Norte María Norte.

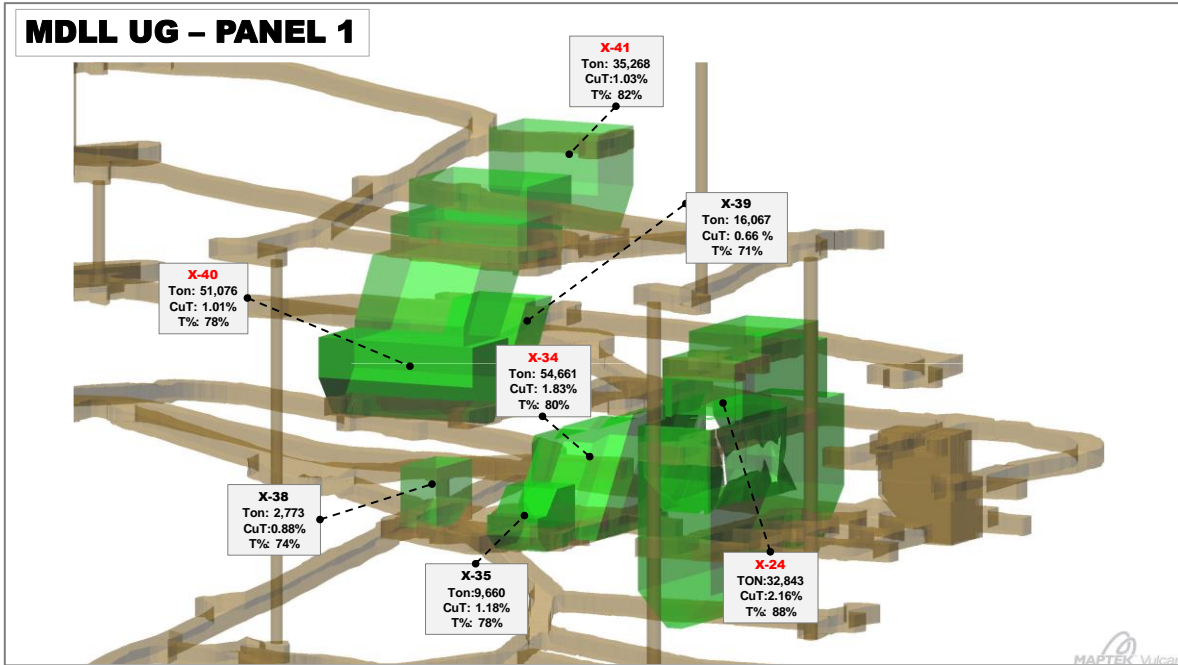


Figura 35: Cámaras panel 1 Mina MDLL UG.

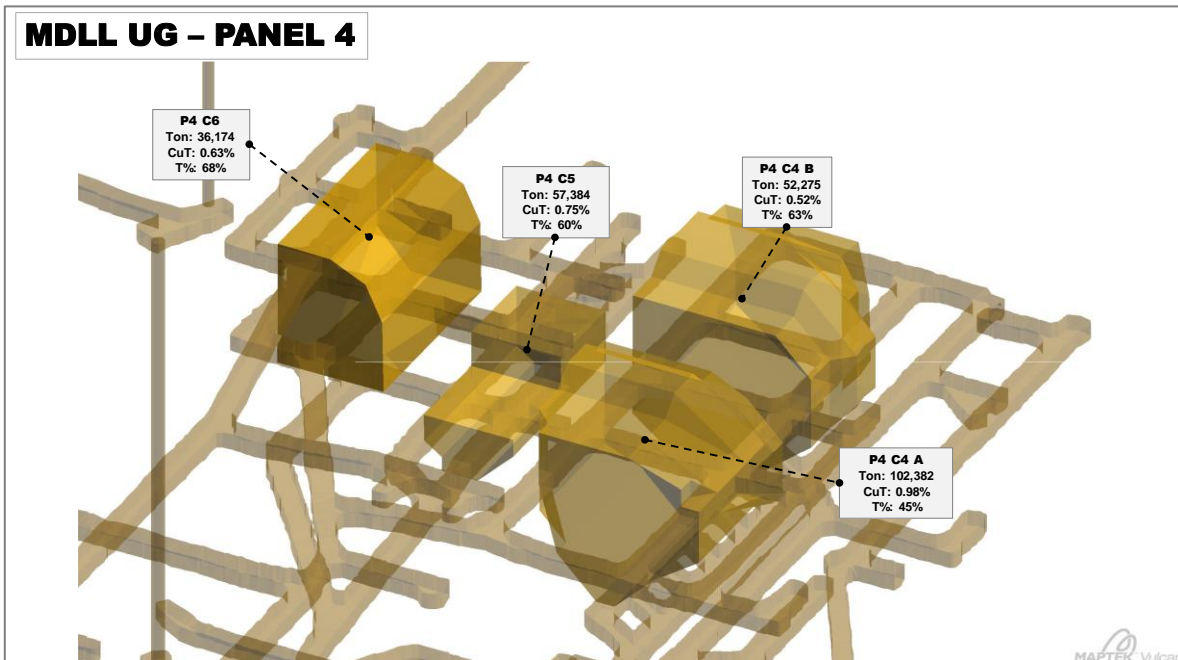


Figura 36: Cámaras panel 4 Mina MDLL UG

A raíz de lo anterior, empiezan a observar algunas amenazas al plan mirando inmediatamente el próximo periodo y los cinco futuros. Esa amenaza se evidencia en la

baja de la tasa de solubilidad, el cobre soluble contenido disminuye y esto ocurre por la profundización de los distintos rajos que aportan en el proceso y por la profundización de la mina subterránea, la cual tiene una participación importante en el corto plazo.

Lo anterior se evidencia en los gráficos que se presentan a continuación. Figuras 37 a 40.

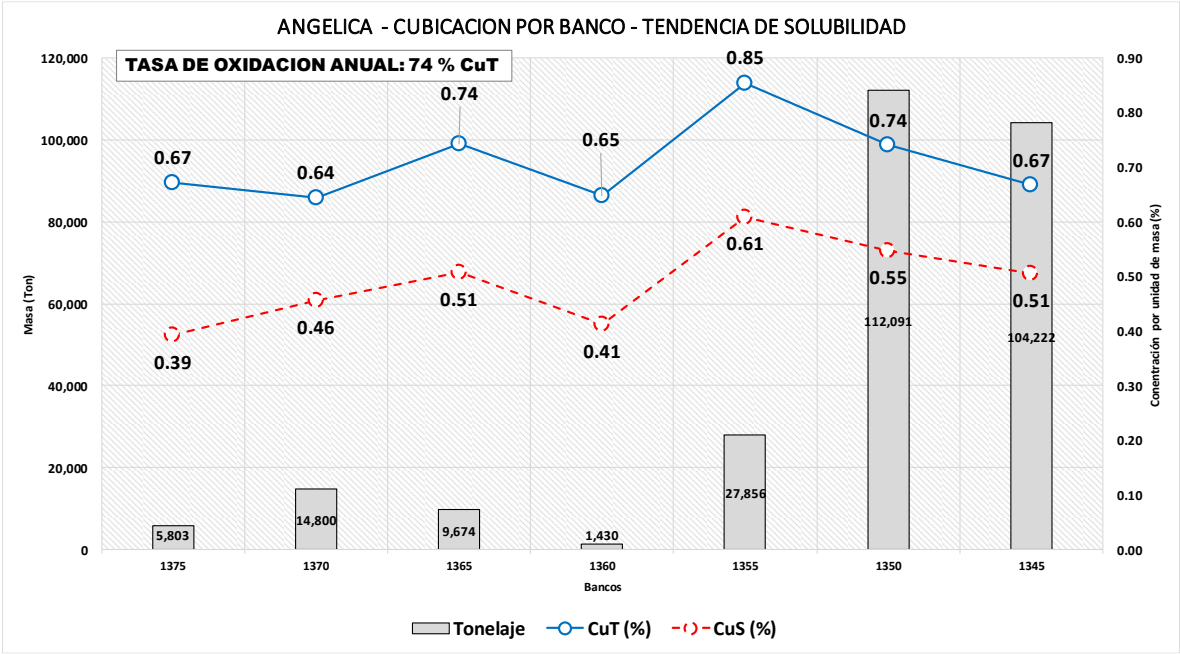


Figura 37: Tendencia de solubilidad - Mina Angélica

En lo que respecta a mina Angélica no se aprecia amenaza, es un proyecto terminal en donde la separación entre las curvas CuT y CuS se mantiene constante y que da como consiguiente una tasa de oxidación anual equivalente al 74%.

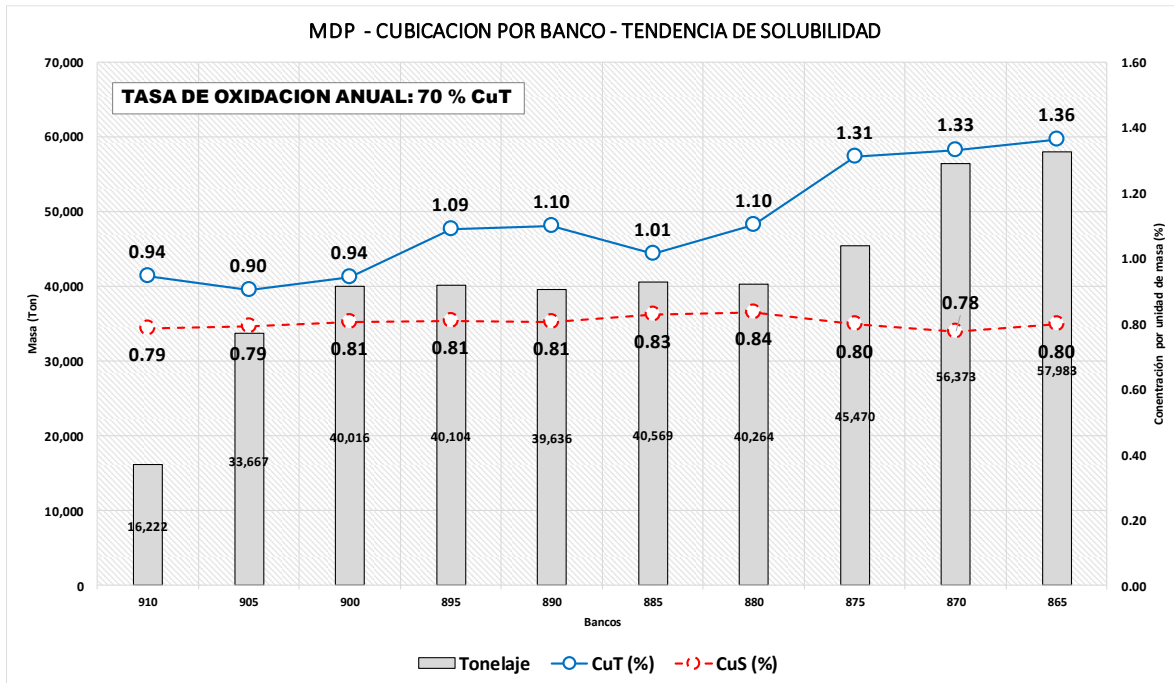


Figura 38: Tendencia de solubilidad - Mina Mantos del Pacífico.

Mantos del Pacífico, se observa una tendencia al alza en la ley media por banco en la medida que la mina profundiza y una tendencia estable en el cobre soluble, lo que genera una separación de las curvas, es decir, hay una transición a la baja de la tasa de oxidación y a la presencia de mixtos o derechamente sulfuros.

En el caso de este proyecto toma importancia debido a que es una mina en sus inicios productivos y que forma parte importante del abastecimiento para los próximos cinco años.

- Tasa de oxidación anual 70%.
- Tasa de oxidación al inicio del año equivalente al 88%.
- Tasa de oxidación al término del año equivalente al 58%.

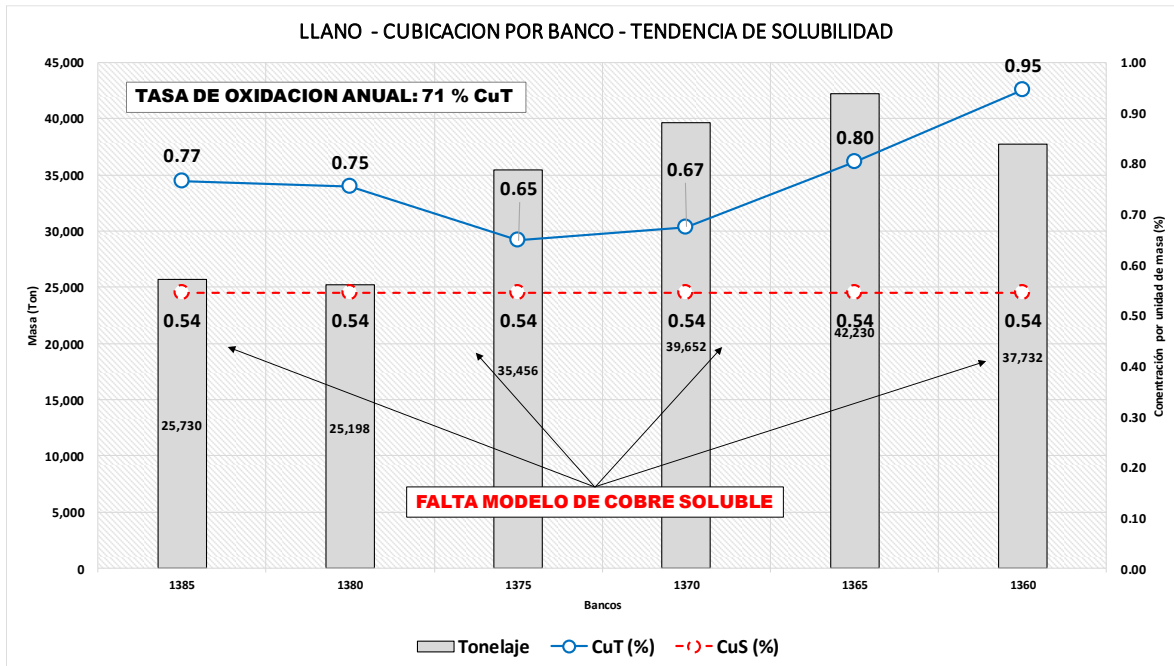


Figura 39: Tendencia de solubilidad - Mina el Llano.

Mina el Llano, tasa de oxidación anual equivalente al 71%. Proyecto de 36 meses de duración el cual no representa mayor amenaza por el aporte que genera. Se debe incorporar modelo de solubilidad para tener precisión en los periodos futuros.

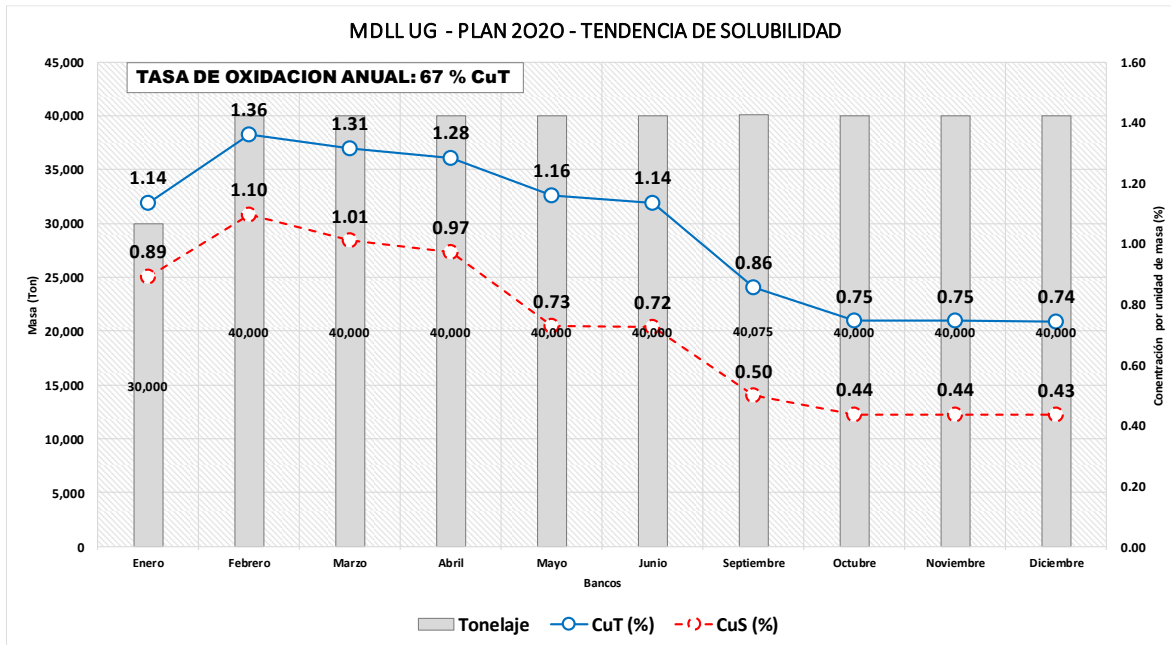


Figura 40: Tendencia de solubilidad mensual - Mina MDLL UG.

Mina subterránea, el primero de los proyectos que empieza aportar en el proceso. Si bien no se aprecia visualmente una separación importante de las curvas, la tendencia a la baja en la tasa de oxidación existe.

Tasa de oxidación anual equivalente al 67%, si bien no se ven tan negativo, el aporte de este proyecto es significativo en el tiempo, generar las mezclas apropiadas es importante para que este indicador no sea menor.

Como conclusión de este capítulo “plan anual” lo que se pretende reflejar es la importancia en lograr identificar los aportes y restricciones de cada uno de estos en el proceso.

Se identifican claramente los proyectos que tomarán protagonismo y en los que hay que hacer algo distinto a modo de asegurar un plan de abastecimiento o una solución aterrizada.

Se observa que potencialmente optimizar un proyecto de mediana minería como función objetivo la maximización de la recuperación en función de una tasa de oxidación podría ser más beneficioso que intentar maximizar las leyes medias por periodo.

4.4.3. Plan quinquenal

El plan quinquenal tiene cuatro aportes; terceros, rípios, subterránea y rajos. Estos últimos con distintos aportes por periodo lo cual se presenta a en la Figura 41.

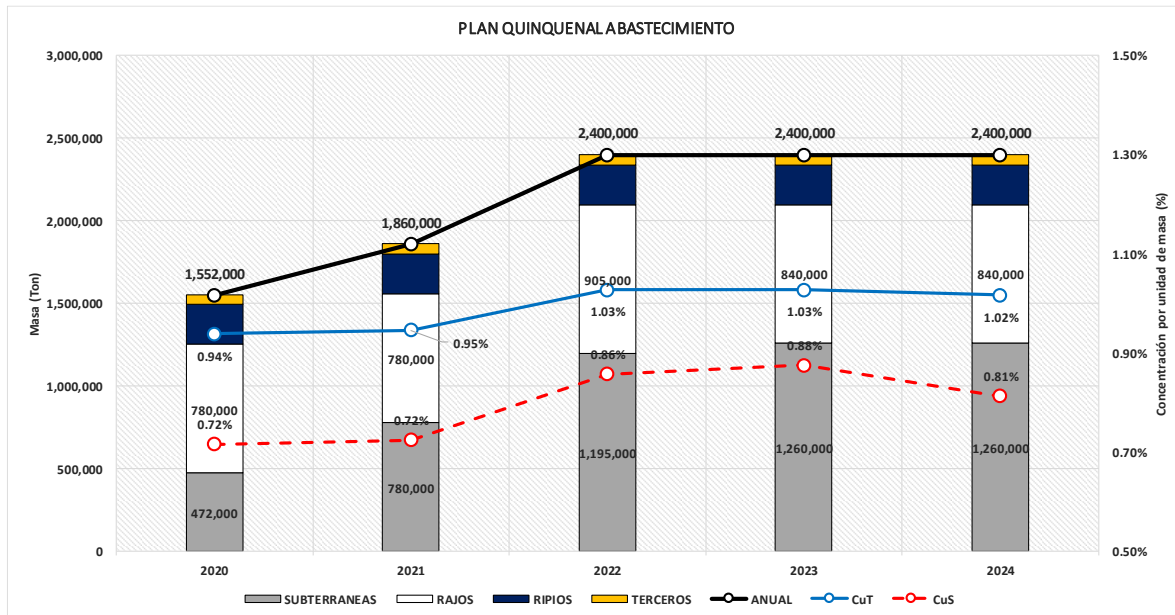


Figura 41: Plan quinquenal abastecimiento.

En la gráfica anterior se aprecia que el aporte de los proyectos subterráneos toma protagonismo por sobre los proyectos a cielo abierto desde el tercer año hacia adelante, esto debido al agotamiento y las bajas reservas disponibles de los proyectos rajo.

Es por este motivo que resulta complejo evaluar en conjunto ambos métodos, debido a las tasas de solubilidad, a los costos asociados a los distintos métodos, leyes, distancias, costo de desarrollo (túneles) versus costo de extraer estéril para el caso de los rajos. Es por este motivo que se decide segregar y para esta etapa trabajar con proyectos rajo y detectar amenazas mediante la sensibilización de los parámetros económicos.

Lo anterior no excluye la posibilidad de analizar optimizaciones para los proyectos underground, los cuales como se menciona con anterioridad se transforman en más del 50% del abastecimiento a partir del 2022.

4.4.4. Evaluación económica

Introduciendo en el punto de vista económico, no es nuevo decir que los proyectos open pit son más atractivos económicamente que los proyectos subterráneos y que la existencia de estos últimos proviene de que la factibilidad de realizarlos mediante minería de superficie no es posible.

A continuación, se presenta el análisis económico para la valorización del plan quinquenal, exclusivamente rajos. Entendiendo con lo explicado con anterioridad que la evaluación económica, sensibilización, optimizaciones y opciones económicas para el plan quinquenal caso base de los proyectos subterráneos de abordará separadamente. Tablas 4 y 5.

Tabla 4: Matriz de costos y precios.

MATRIZ DE COSTOS / PRECIOS		
Costo Mina Mx	US\$/Ton	2.7
Costo Remanejo	US\$/Ton	0.5
Costo Mina Ex	US\$/Ton	0.55
Costo Planta	US\$/Lb	1.1
Cambio Dólar	CLP\$	780
Precio Venta	US\$/Lb	2.75
Tasa de descuento	%	0.08

40%

Tabla 5: Evaluación económica plan quinquenal rajos.

PLAN QUINQUENAL RAJOS		2020	2021	2022	2023	2024	TOTAL
Mineral	Ton	780,000	780,000	905,000	840,000	840,000	4,145,000
Ley Media	%	0.92%	1.09%	1.26%	1.30%	1.30%	1.18%
Recuperación	%	76.2%	76.5%	83.4%	85.1%	80.0%	80.43%
Cu Fino Rec	Ton	5,445	6,488	9,515	9,318	8,755	39,522
Cu Fino Rec	Lbs	12,005,172	14,304,026	20,976,547	20,542,746	19,301,909	87,130,401
Esteril	Ton	8,628,000	9,756,000	7,945,000	6,600,000	6,600,000	39,529,000
REM		11.1	12.5	8.8	7.9	7.9	10

GASTOS VARIABLES							TOTAL
G. Variable Mina Mx	US\$	2,106,000	2,106,000	2,443,500	2,268,000	2,268,000	11,191,500
G. Variable Remanejo	US\$	156,000	156,000	181,000	168,000	168,000	829,000
G. Variable Estéril	US\$	4,745,400	5,365,800	4,369,750	3,630,000	3,630,000	21,740,950
G. Variable Planta	US\$	13,205,690	15,734,428	23,074,202	22,597,021	21,232,100	95,843,441
SUBTOTAL	US\$	20,213,090	23,362,228	30,068,452	28,663,021	27,298,100	129,604,891

GASTOS FIJOS			TOTAL
G. Fijo Mina	US\$		0
G. Fijo Exploraciones	US\$		0
SUBTOTAL	US\$		0

INGRESOS						TOTAL	
Venta Cátodos	US\$	33,014,224	39,336,070	57,685,505	56,492,552	53,080,250	239,608,602
							0
SUBTOTAL	US\$	33,014,224	39,336,070	57,685,505	56,492,552	53,080,250	239,608,602

INDICADORES ECONOMICOS							
BENEFICIO	US\$	12,801,134	15,973,842	27,617,053	27,829,531	25,782,150	
BENEFICIO ACTUALIZADO	US\$	11,852,902	13,694,995	21,923,307	20,455,536	17,546,898	
BENEFICIO ACT. ACUM.	US\$	11,852,902	25,547,897	47,471,204	67,926,741	85,473,639	
NPV	US\$	85,473,639					

De la evaluación anterior se desprenden conclusiones importantes como el valor del NPV cercano a los 85 MUSD\$, en los cinco periodos no se aprecian flujos negativos, debido a que son proyectos con la inversión ya realizada.

Adicionalmente se decide trabajar exclusivamente con gastos variables, entendiendo que la incorporación de los fijos en esta etapa no aportará a las conclusiones. Figura 42.

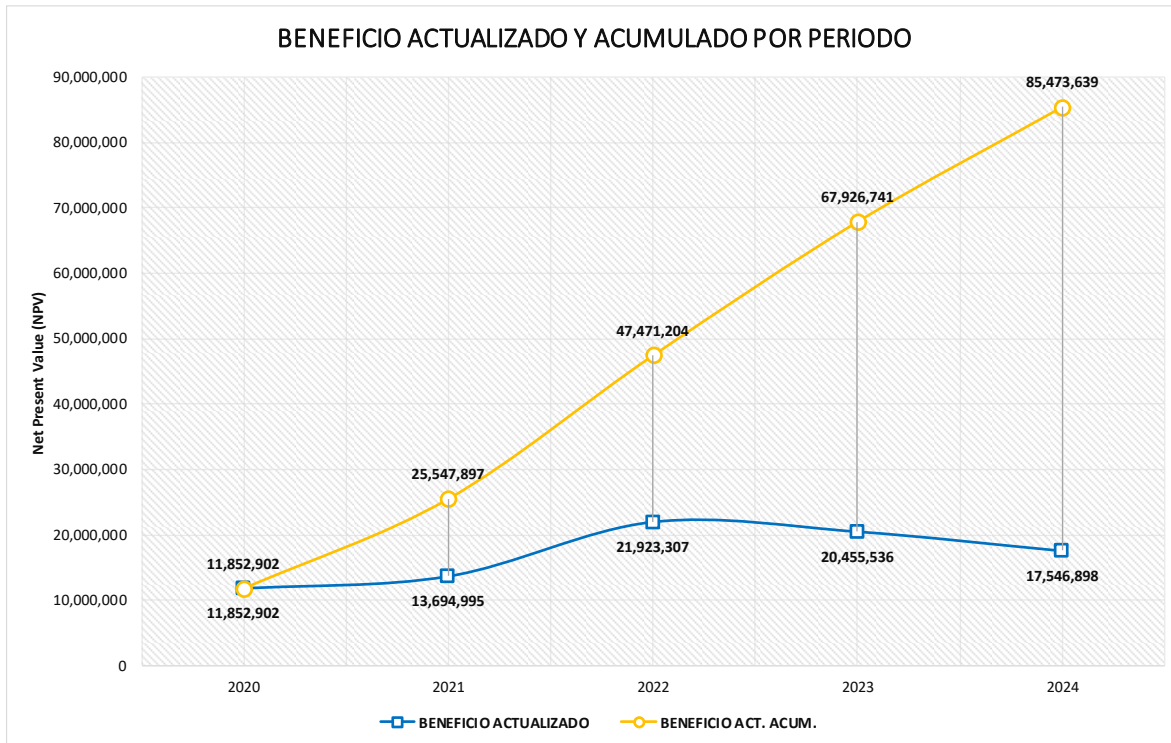


Figura 42: Comportamiento del beneficio actualizado y acumulado por periodo.

4.4.5. Sensibilización

Ya en un escenario completamente de evaluación económica de proyectos cielo abierto se procede a sensibilizar parámetros de interés económico con un $\pm 15\%$ a modo de identificar amenazas al NPV comprometido por los proyectos de este tipo, que, si bien preliminarmente se aprecian sólidos del punto de vista económico, vale la pena identificar a que parámetro son mayoritariamente sensibles. Tabla 6 y figura 43.

Tabla 6: Sensibilización $\pm 15\%$ parámetros económicos.

	SENSIBILIZACION						
	-15%	-10%	-5%	CB	5%	10%	15%
1 C. Mina Mx	\$ 76,806,407	\$ 76,361,113	\$ 75,915,818	\$75,470,523	\$75,025,228	\$74,579,934	\$ 74,134,639
2 C. Remanejo	\$ 75,569,478	\$ 75,536,493	\$ 75,503,508	\$75,470,523	\$75,437,538	\$75,404,554	\$ 75,371,569
3 C. Mina Ex	\$ 78,110,781	\$ 77,230,695	\$ 76,350,609	\$75,470,523	\$74,590,437	\$73,710,351	\$ 72,830,265
4 C. Planta	\$ 85,734,307	\$ 82,313,046	\$ 78,891,784	\$75,470,523	\$72,049,262	\$68,628,001	\$ 65,206,740
5 Precio Venta	\$ 49,811,064	\$ 58,364,217	\$ 66,917,370	\$75,470,523	\$84,023,676	\$92,576,829	\$101,129,982

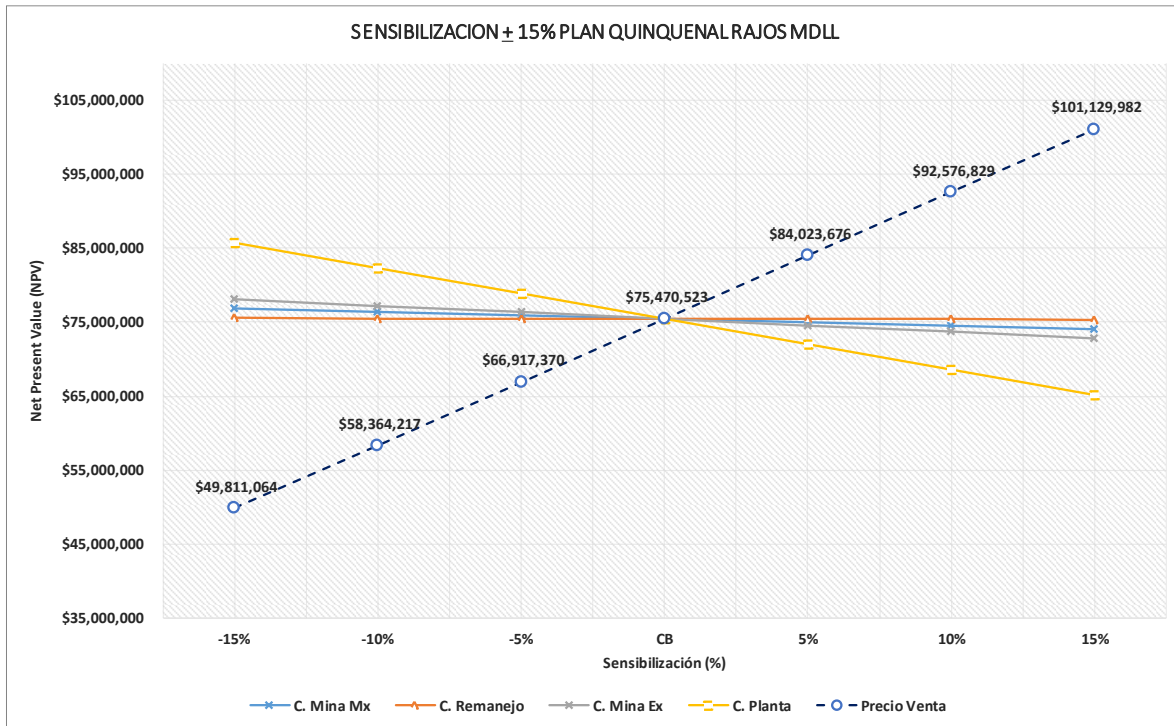


Figura 43: Comportamiento del beneficio actualizado y acumulado por periodo.

Como bien aparece en la figura 43 se sensibilizan cinco parámetros, resultando el con mayor pendiente en la curva el precio de venta.

Si bien el precio de venta resulta ser el más sensible para este plan minero no es una variable controlable para una minería catalogada de mediana minería, en donde resulta complejo realizar contratos de venta a mediano o largo plazo que busquen controlar o “congelar” este riesgo.

Sin embargo, aparece una segunda variable que se escapa del resto, la cual corresponde al costo planta. El costo planta tiene dentro varios parámetros, como el precio del ácido y la recuperación metalúrgica.

Una de las conclusiones preliminares implicaría abrir este costo a modo de identificar amenazas en los dos puntos anteriores.

4.4.6. Estimación de la distribución del valor actualizado neto

Con el objetivo de evaluar qué tan sólido es el plan base a optimizar y tener un punto de partida y comparación, se procede a generar el gráfico de distribución normal incorporando funciones triangulares para los parámetros económicos anteriormente sensibilizados. Tabla 7.

Tabla 7: Función triangular para parámetros económicos.

COSTO MINA MX	
U	0.752
Max	4.85
Moda	2.7
Min	1.46
Triangular	3.51

COSTO REMANEJO	
U	0.098
Max	0.6
Moda	0.5
Min	0.4
Triangular	0.44

COSTO MINA EX	
U	0.756
Max	0.6
Moda	0.55
Min	0.48
Triangular	0.56

COSTO PLANTA	
U	0.904
Max	1.2
Moda	1.1
Min	0.9
Triangular	1.15

PRECIO VENTA	
U	0.469
Max	3.2
Moda	2.75
Min	2.5
Triangular	2.79

Se decide utilizar función triangular debido a que no se posee una base de datos extensa, la distribución triangular es aplicable cuando se tienen pocos datos, se define como una descripción subjetiva de la población de datos en la que solo se cuenta con una cantidad limitada de datos muestrales y en donde la relación de variables es conocida, se conoce el valor mínimo, el máximo y lo que se define como un palpito inspirado que correspondería al dato más reiterado en el intervalo y que se define como moda. El argumento que sustenta los valores asignados como valores mínimos, máximos y modas es de acuerdo a base de datos de la compañía y costos reales.

Una vez realizada la función triangular para los parámetros se procede a generar 1,000 simulaciones del NPV obtenido, a continuación, se adjunta el comportamiento de la tendencia de los promedios. Figura 44.

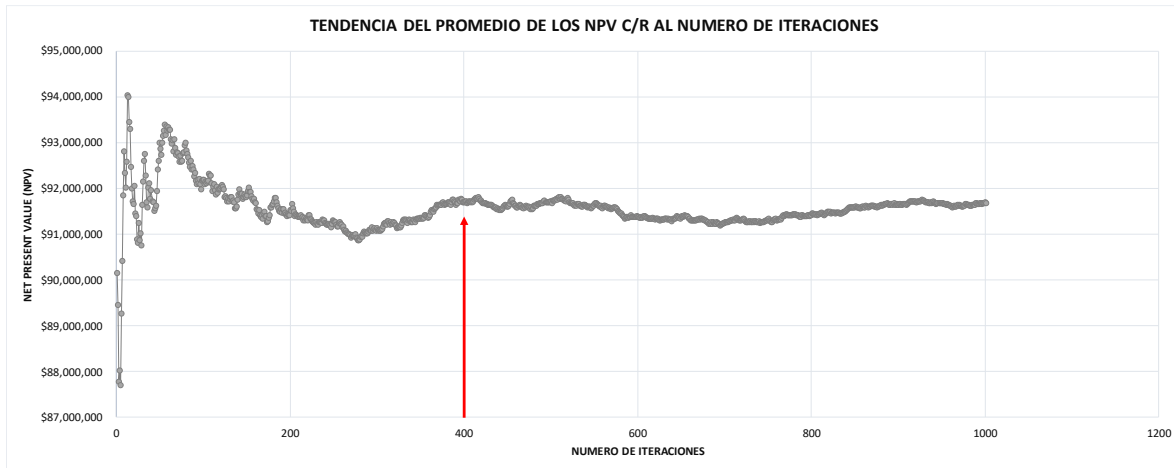


Figura 44: Tendencia del NPV v/s número de iteraciones.

Del gráfico anterior se concluye que existe baja variación en el promedio a partir de las 400 iteraciones, con lo cual se procede a obtener la siguiente estadística básica. Tabla 8.

Tabla 8: Estadística para 400 iteraciones del NPV esperado.

Parámetro	NPV
MaxVAN	\$ 119,771,977
MinVAN	\$ 64,530,367
Media	\$ 91,632,443
DesvEstd	\$11,174,156
N	400
Count(VAN>CB)	271
Count(VAN<CB)	129
P(VAN>CB)	68%
P(VAN<0)	32%

Posteriormente se procede a calcular indicadores de frecuencia en los distintos intervalos de interés a modo de analizar el comportamiento de la distribución. Tabla 9 y figuras 45 a 46.

Tabla 9: Cálculo de frecuencia para los distintos intervalos de NPV.

λ	NPV	Frecuencia	Probabilidad
-3	\$24,587,507	0	0%
-2	\$58,109,975	0	0%
-1	\$80,458,287	64	16%
0	\$ 91,632,443	149	37%
1	\$102,806,599	115	29%
2	\$125,154,911	72	18%
3	\$158,677,379	0	0%

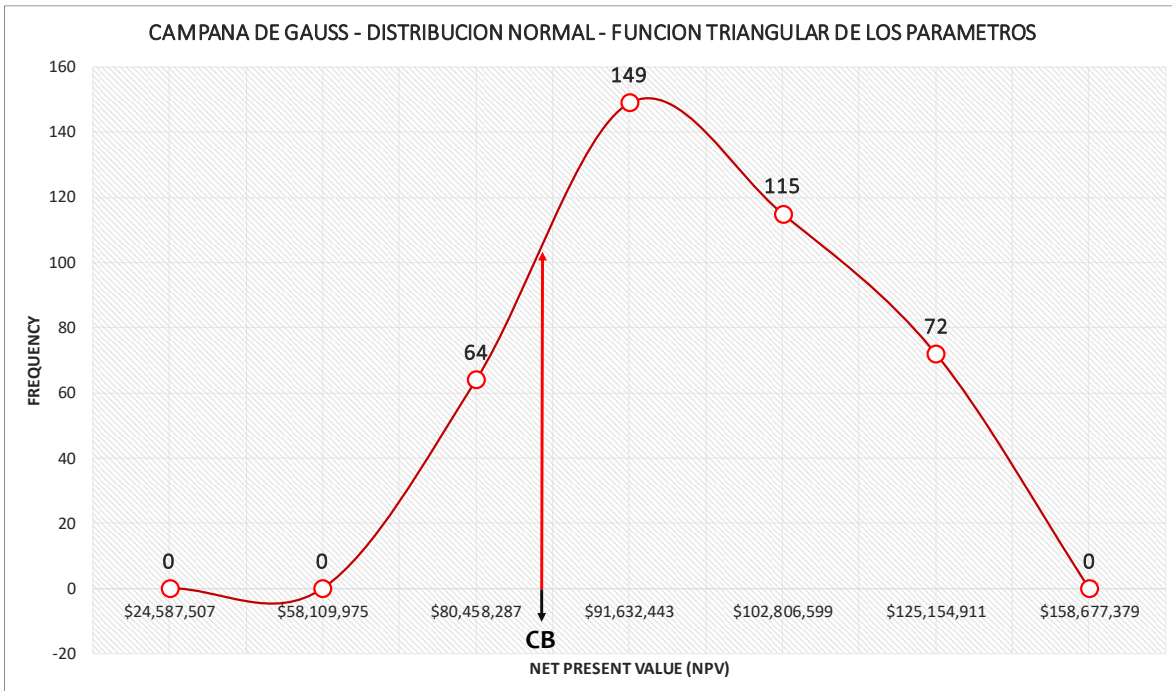


Figura 45: Gráfico de distribución normal - parámetros función triangular.

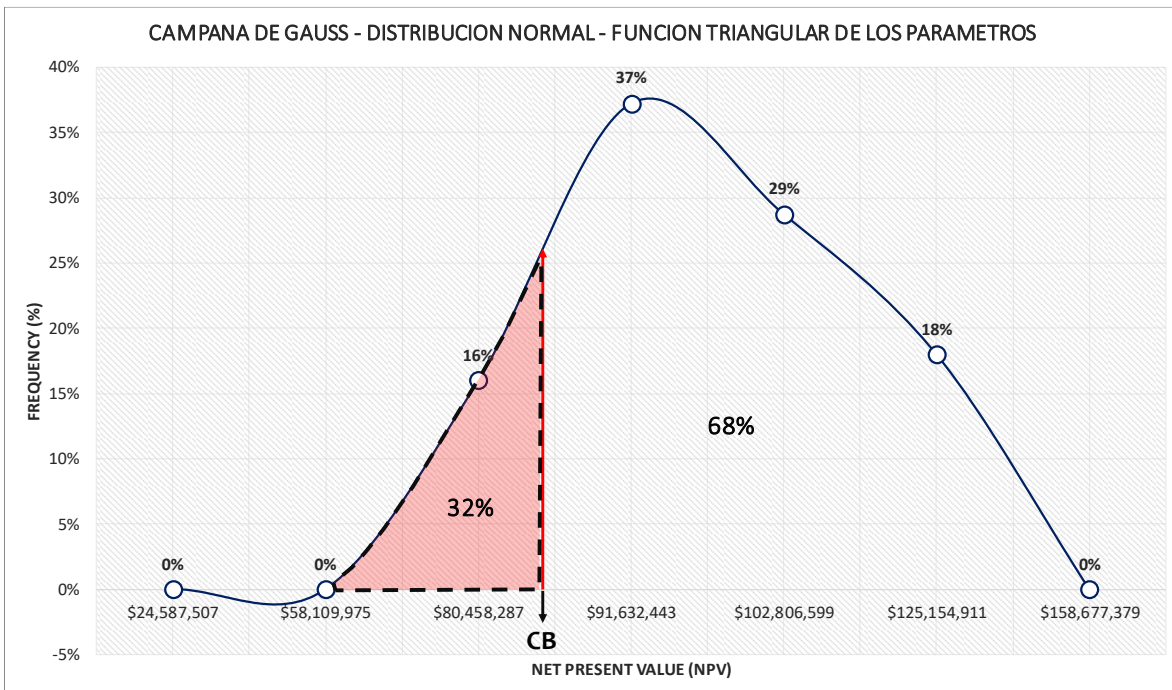


Figura 46: Gráfico de distribución normal - parámetros de función triangular.

Lo anterior refleja lo atractivo que son los proyectos en modalidad open pit de acuerdo a la inversión ya realizada. Se desprende que la mayor probabilidad de ocurrencia equivale a un 37%. Con una probabilidad de aportar con un NPV equivalente a los 91.6 MUSD\$, y que la probabilidad de que estos proyectos resulten negativos o bien bajo un NPV de 58 MUSD\$ es cero de acuerdo a las distribuciones triangular y valores utilizados para los parámetros.

4.5. Agendamiento minería subterránea

Para la generación de planes quinquenales para minería subterránea, se da conocer los criterios utilizados para una metodología de sublevel stoping, los conceptos y principales parámetros de diseños, indicadores de producción y diseño, generación de planes mineros y evaluación económica de los mismos, lo cual como se ha presentado con anterioridad será propuesto como un valor fijo en la evaluación final. A diferencia de lo presentado en la parte de open pit.

4.5.1. Conceptualización del diseño minero sublevel stoping

Para el diseño se utiliza lo denominado como el “criterio semilla” el cual busca confirmar que el diseño abarque las zonas de alta ley del cuerpo mineral, el cual se encuentra explicado con mayor detalle en el Anexo A. Es por este motivo que se utilizan sólidos del modelo de bloques generados sobre una determinada ley de corte, se itera reiteradas veces a distintas leyes de corte a modo de visualizar la evolución del cuerpo mineral y que la alta ley sea envuelta y considerada en el diseño minero final como se observa en las Figuras 47 y 48.

CRITERIO SEMILLA

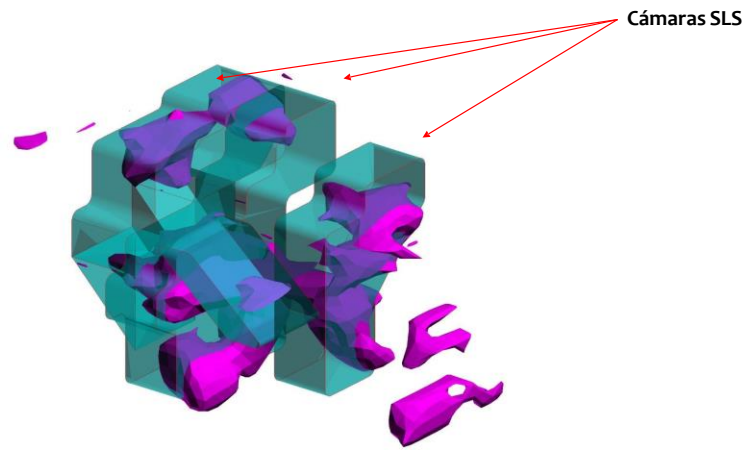


Figura 47: Diseño minero SLS en cuerpos de alta ley.

ISOMETRICO

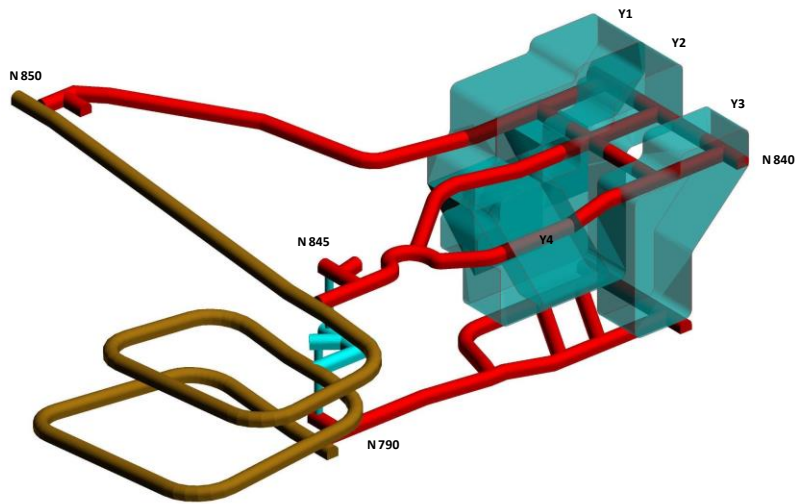


Figura 48: Isométrico diseño minero y preparación cámaras SLS.

4.5.2. Criterios de diseño túneles de acceso e interacciones

La minería subterránea se caracteriza por su alta interacción y los lo poco flexible que son las opciones de rediseño una vez los túneles de acceso y preparación se encuentran construidos. Es por este motivo que resulta relevante conocer con anterioridad y seguridad los equipos que se utilizarán para la construcción y explotación de la mina, como también la interacción que estos desarrollos puedan tener con labores antiguas o interacción con una minería de superficie.

Con respecto al último punto se torna de total relevancia debido a que generalmente una mina con explotación superficial o de open pit pasa en algún momento a ser subterránea, cuando esta por razones de factibilidad económica-operacional ya no puede seguir siendo explotada desde superficie.

Para estas interacciones se debe contar con un buen análisis estructural a modo de determinar dimensiones de las unidades de explotación como también la tunelería y lo que se denomina crown pillar que es lo que interactuará directamente con alguna explotación superficial previa o en simultáneo.

Un buen mapeo y análisis estructural geomecánico será restrictivo para la orientación y dimensiones de los túneles, los cuales en caso de ser factible ser diseñarán con el objetivo de cruzar las zonas de falla de manera perpendicular o lo más cercano a ello. Figura 49.

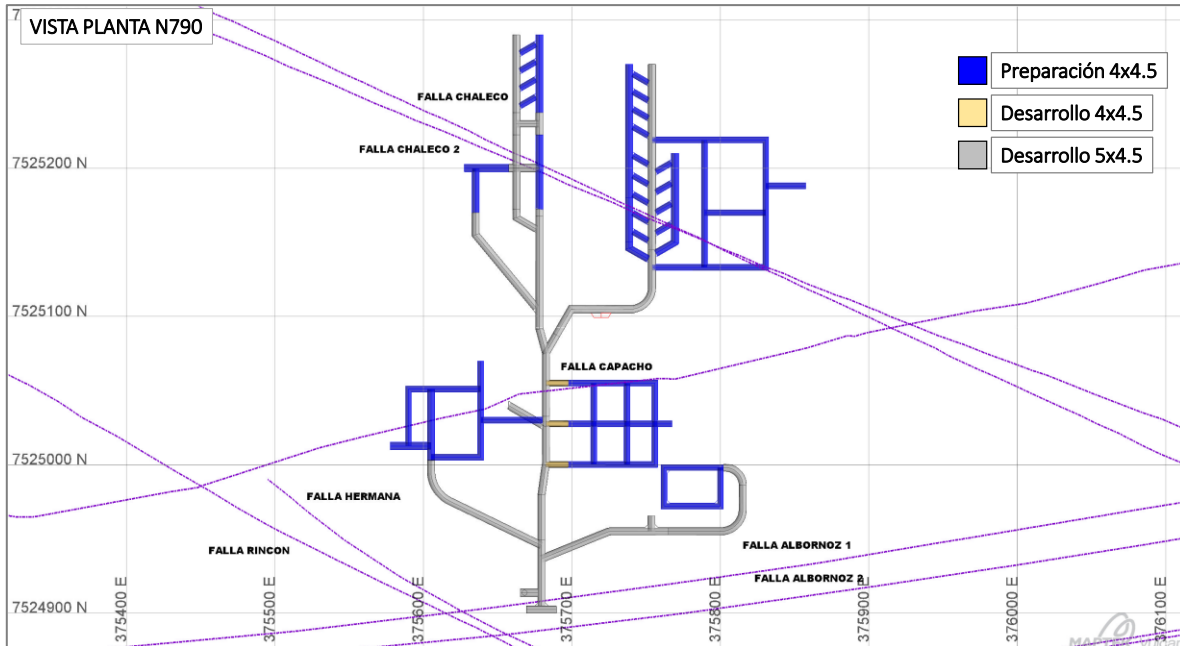


Figura 49: Vista planta nivel de acceso y preparación tipo para SLS.

Con respecto a lo que se denomina crown pillar, será relevante conocer los dominios estructurales que estén presentes en el sector analizar y como estos interactúan a nivel de esfuerzos con respecto a la explotación existente, esto materializado en factores de seguridad, determinará la potencia del crown pillar a dejar. Punto importante, debido a que generalmente este pilar se encuentra mineralizado, tener un pilar estable y que permita una buena recuperación minera del método de explotación es un punto en donde se busca iterar lo necesario a modo de llegar a la potencia correcta de este.

A nivel de proyecto el crown pillar será relevante debido a que tendrá una cantidad de posibles reservas a recuperar al final de la vida útil de la mina, pero una vez construido resultará relevante su monitoreo a modo de anticipar y prever posibles deformaciones del mismo. A continuación, imágenes referenciales. Observar Figuras 50 a 52.

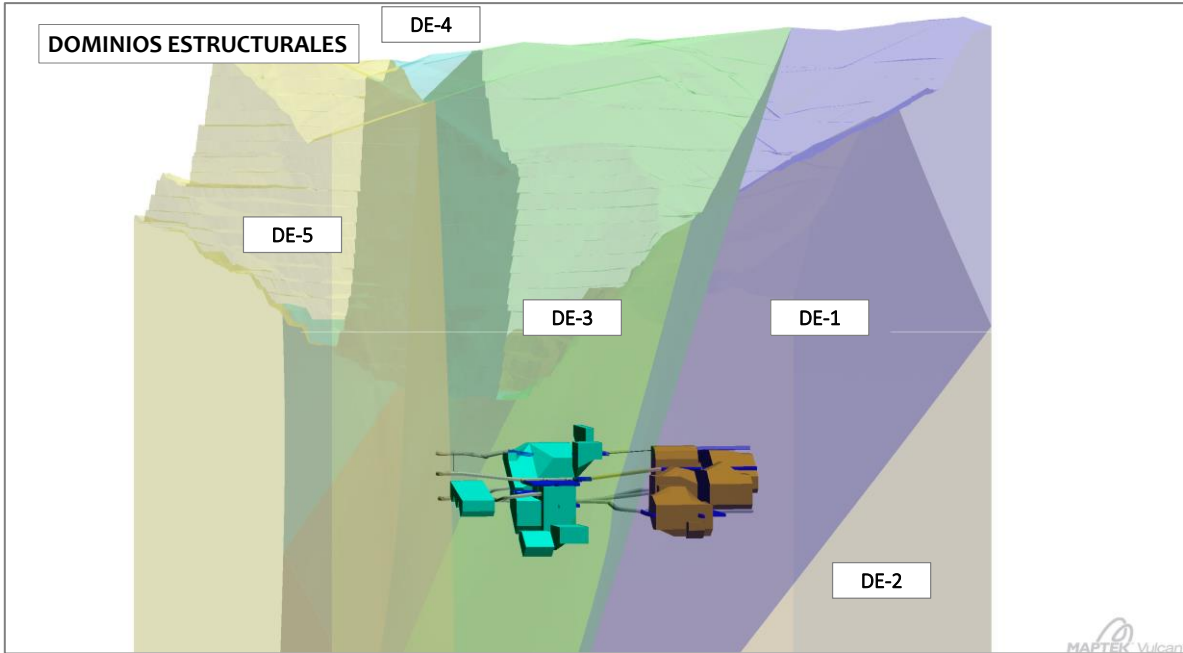


Figura 50: Diseño cámaras SLS con respecto a dominios estructurales.

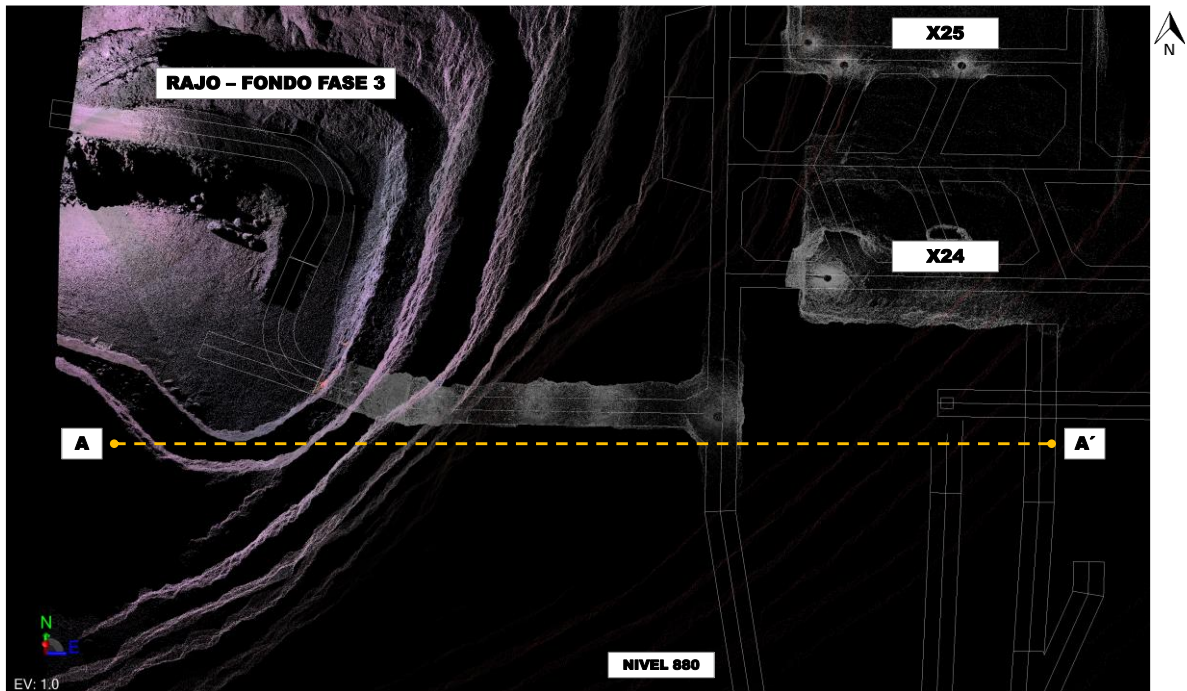


Figura 51: Vista planta - sector crown pillar.

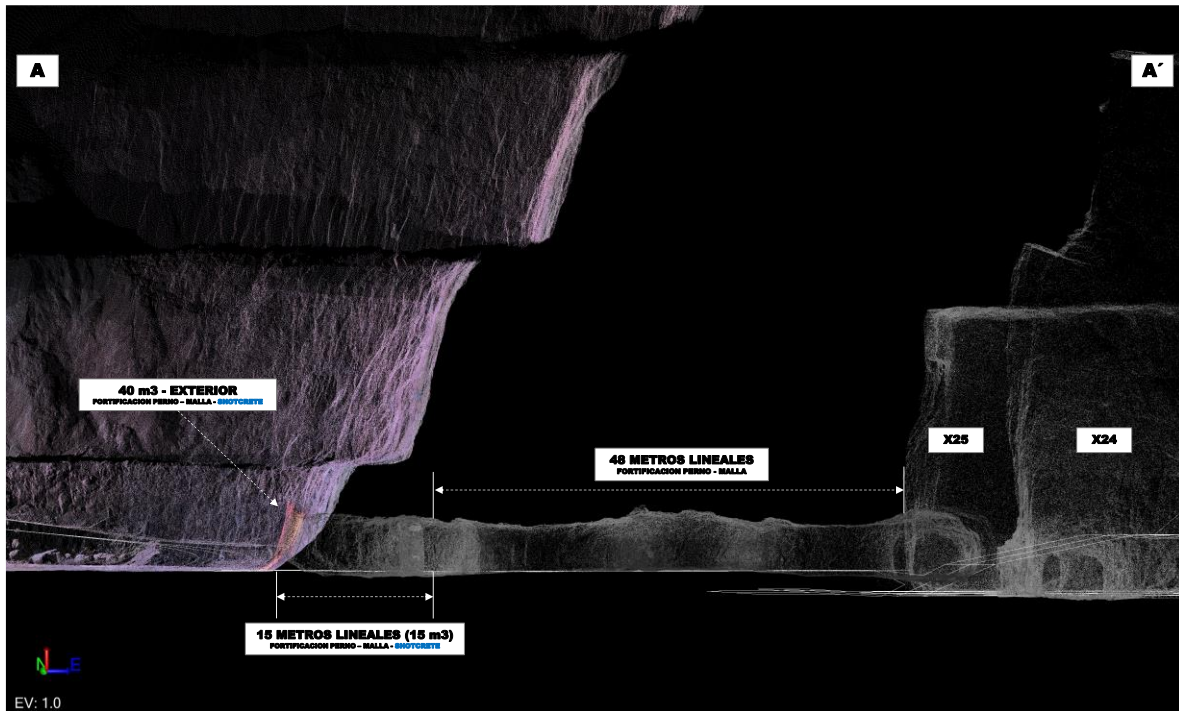


Figura 52: Perfil A - A' Interacción crown pillar y cámaras de explotación.

4.5.3. Control topográfico y geométrico unidades de explotación

El control topográfico será relevante por un tema de estabilidad de las unidades de explotación como también de conciliación. Lo anterior se debe tomar como análisis de mercado a modo de incorporar parámetros de dilución minera en los planes mineros, el cuanto considerar será relevante y tendrá un impacto directo en la evaluación económica del proyecto.

En la industria generalmente se manejan valores que oscilan entre el 10% y el 15% de dilución minera para un método de explotación como el sublevel stoping. A continuación, se buscará llegar a un número representativo previamente medido. Figuras 53 y 54.

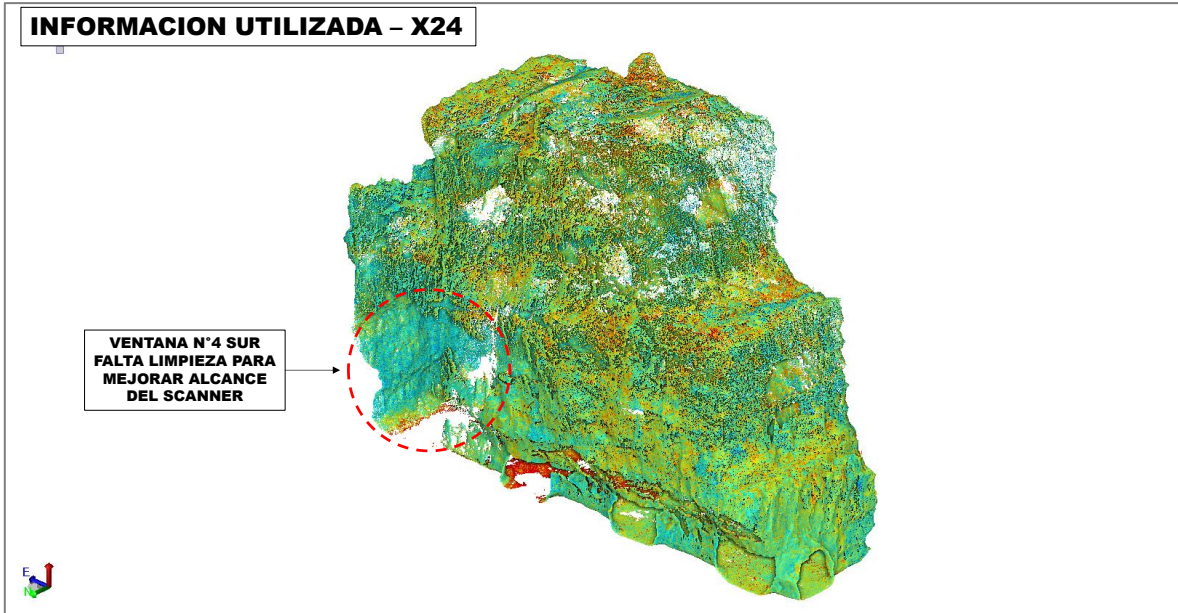


Figura 53: Levantamiento con nube de puntos cámara tipo SLS (X24).

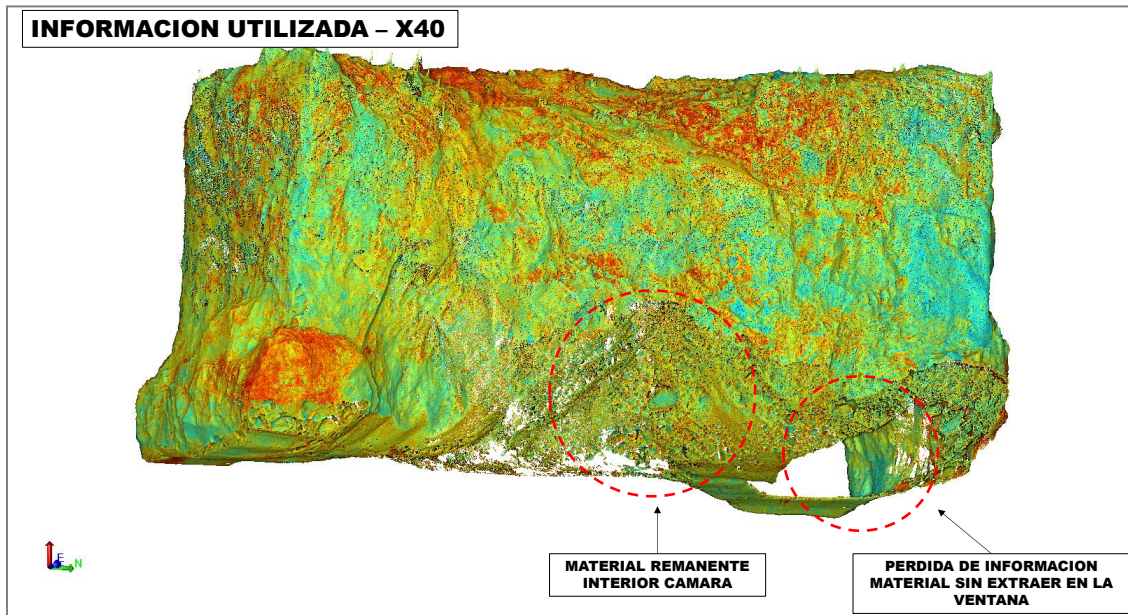


Figura 54: Levantamiento con nube de puntos cámara tipo SLS (X40)

El correcto control topográfico buscará oportunidades de mejora operacional para las futuras cámaras como también el cálculo de sobre o sub excavación de la unidad de explotación, lo cual se aprecia en las Figuras 55 a 58.

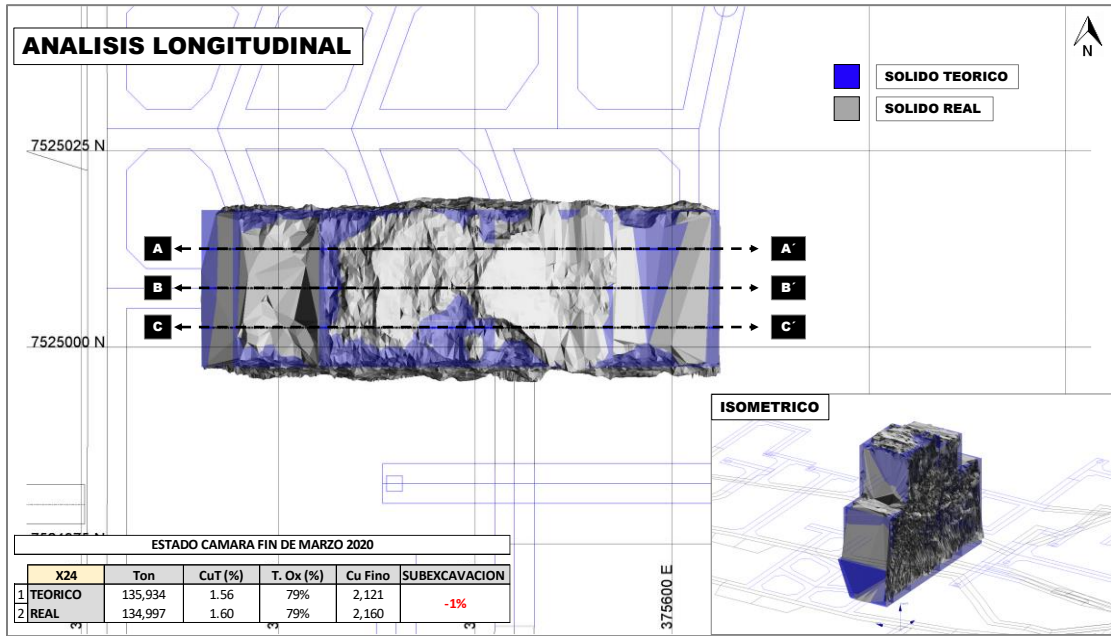


Figura 55: Vista planta ubicación perfiles longitudinales tipo.

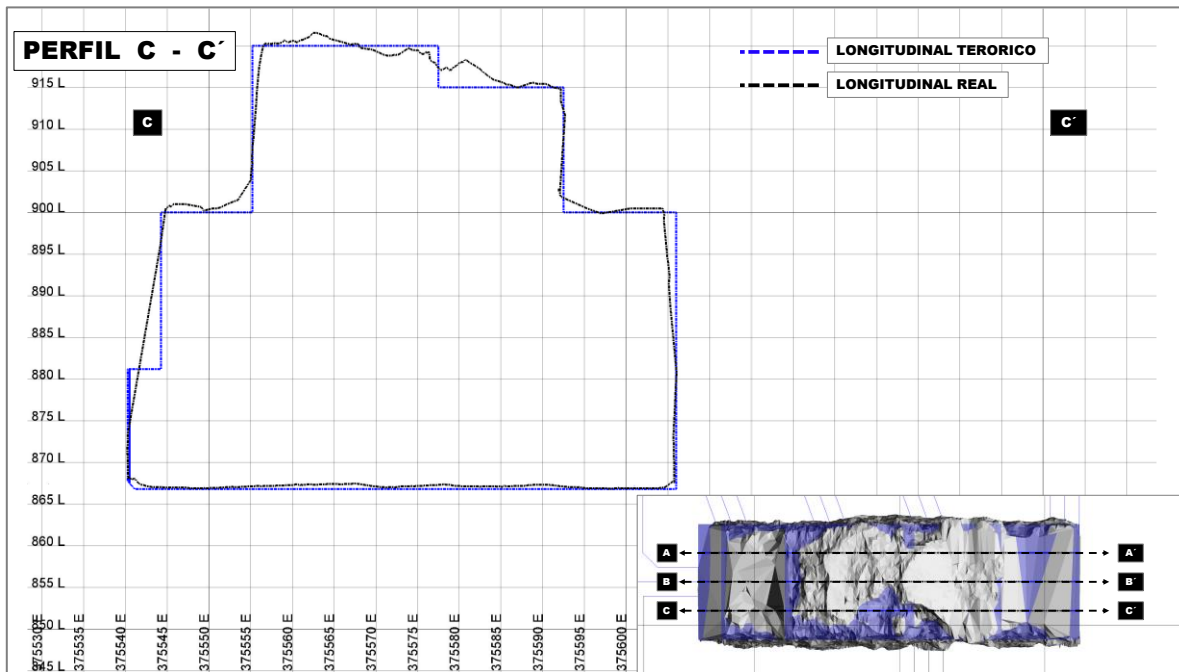


Figura 56: Perfil longitudinal C - C'

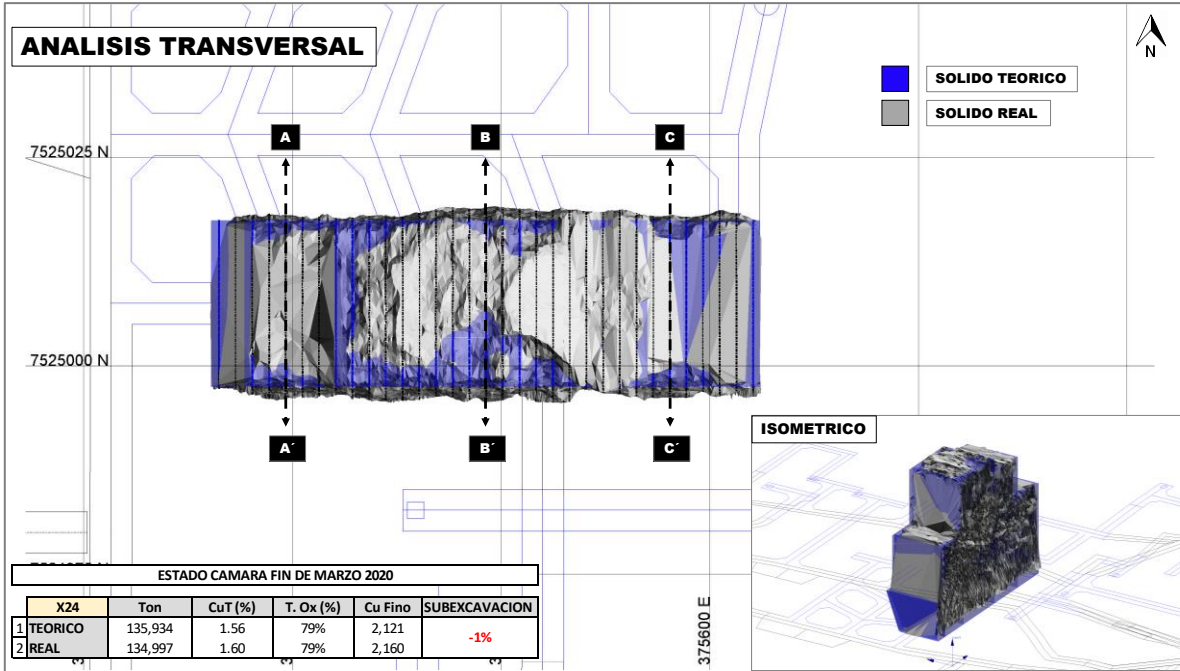


Figura 57: Vista planta ubicación perfiles transversales tipo.

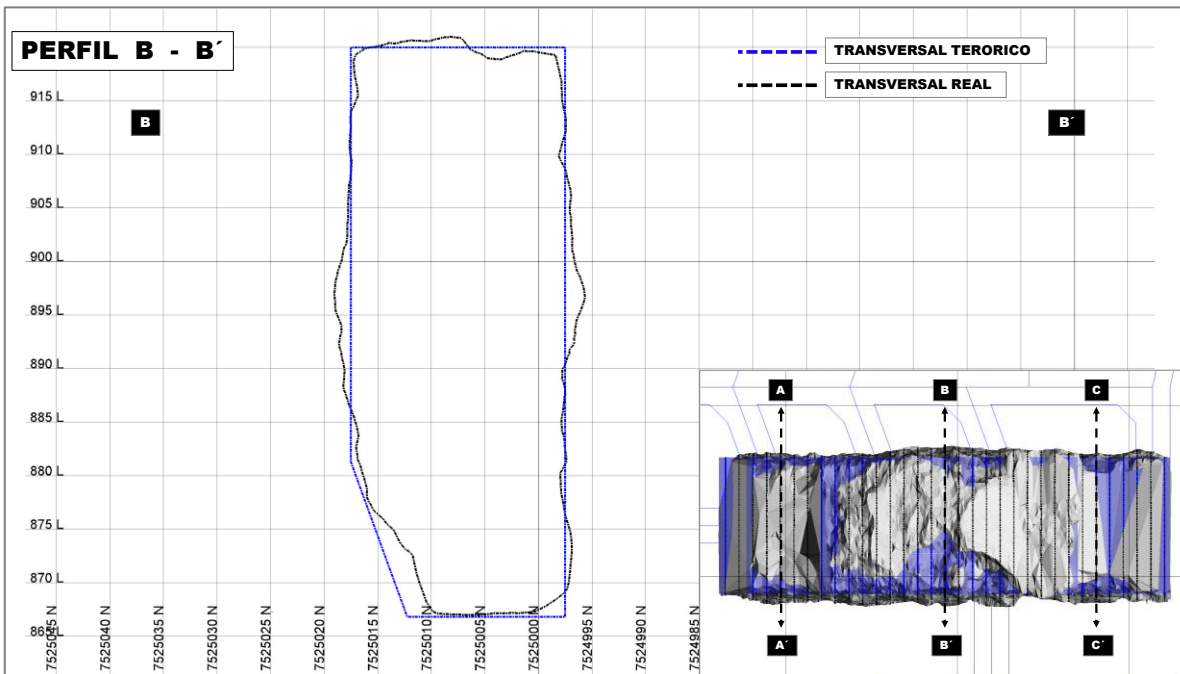


Figura 58: Perfil transversal B - B'.

Como se comentó al comienzo de este capítulo en análisis geométrico y la respectiva cubicación de las cámaras entregará información con respecto a la sub o sobre excavación de las unidades de explotación, en este ejercicio equivale a un 5% para cinco cámaras analizadas, lo cual está dentro del rango aceptable del método y que es un factor relevante a considerar para las evaluaciones económicas. Tabla 10.

Tabla 10: Comparación masa teórica con respecto al real cámaras SLS.

CAMARA	MASA		
	TEORICO	REAL	
X24	135,934	134,997	-1%
X40	42,997	38,923	-9%
P4C5	12,865	10,620	-17%
X41	25,271	21,071	-17%
X35	11,984	12,886	8%
TOTAL	229,050	218,497	-5%

4.5.4. Cálculo de reservas

De acuerdo a lo presentado como capítulo de la conceptualización del diseño minero para sublevel stoping, en donde capturar las leyes altas tiene prioridad ante una futura evaluación económica, se utiliza la generación de sólidos del modelo que capturen altas leyes y que estas sean incluidas en la generación de cámaras o bloques de explotación. Este proceso resultará iterativo hasta conseguir una cantidad de masa que se acerque al 70% de recuperación del método y que la ley media obtenida sea acorde a la curva tonelaje ley de los recursos. Figura 59.

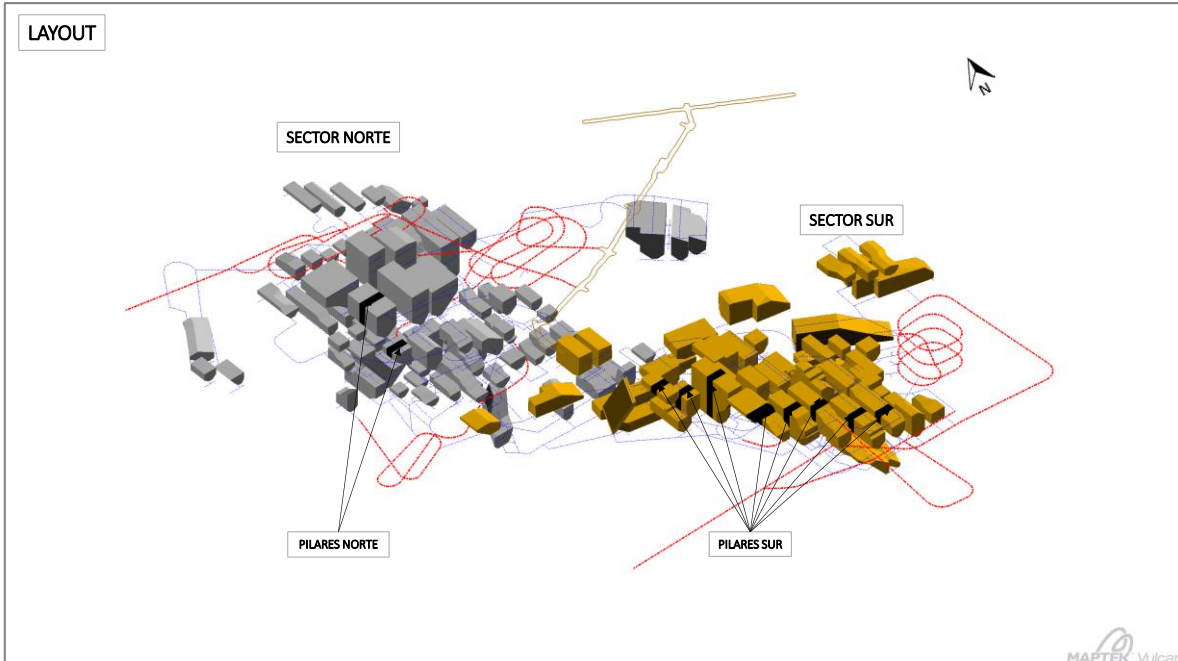


Figura 59: Layout - Diseño minero sublevel stoping.

El diseño tiene restricciones, pilares, radios hidráulicos y crown pillar como los principales. La secuencia de explotación también resultará relevante al momento de diseñar con el objetivo de asegurar la sostenibilidad del método, entendiendo que el método SLS es un método selectivo no masivo, no de hundimiento. A continuación, se presenta el resultado de cubicar los distintos bloques de explotación. Tabla 11.

Tabla 11: Cubicación cámaras SLS.

SECTOR	PROBADAS			PROBABLES			POSIBLES			TOTAL			
	Ton	CuT (%)	CuS (%)	Ton	CuT (%)	CuS (%)	Ton	CuT (%)	CuS (%)	Ton	CuT (%)	CuS (%)	TOX
1 Cámaras Sur	1,341,160	1.23	0.72	1,611,522	1.09	0.56	776,227	0.33	0.05	3,728,908	0.98	0.51	52%
2 Cámaras Norte	968,817	1.11	0.88	1,245,576	1.11	0.84	1,416,969	0.39	0.10	3,631,362	0.83	0.56	68%
3 Pilares Sur	60,029	1.33	0.57	65,136	1.29	0.84	14,278	0.36	0.00	139,443	1.21	0.64	53%
4 Pilares Norte	15,279	1.03	0.98	14,323	0.88	0.85	11,504	0.16	0.01	41,106	0.73	0.66	91%
TOTAL	2,385,285	1.18	0.78	2,936,557	1.10	0.69	2,218,977	0.37	0.08	7,540,819	0.91	0.54	59%
	32%			39%			29%						

4.5.5. Desarrollo y preparación

Con respecto a los metros de avance relacionado con las labores verticales y horizontales asociadas al desarrollo de la mina y preparación de la cámara se manejan indicadores previos al diseño los cuales pueden ser utilizados como objetivos. En el caso del SLS se manejan indicadores desde los 180 ton/m a 320 ton/m, dependiendo del punto de vista de la evaluación, en algunos casos se consideran toneladas por metro equivalente de exclusivamente preparación y para otras evaluaciones se incluye el desarrollo en dicho indicador, en donde se incluye la rampa principal como ejemplo. En el caso de este diseño el indicador es equivalente a 220 ton/m de túnel construido, lo cual incluye a la rampa principal.

En la mayoría de los casos, a modo de evaluación y poder realizar una secuencia de la mina con criterios económicos se tiende a agrupar sectores de la mina, en este caso la mina posee un túnel de exploraciones que divide el diseño en un sector nor-oeste y sureste. Esta separación resulta relevante debido a que permite segregar y evaluar correctamente los niveles constructivos, como también estudiar tasas de oxidación o algún parámetro que resulte relevante para el evaluador de acuerdo a las condiciones propias de la mineralogía, lo descrito anteriormente no se descarta como criterio de segregación en profundidad si es que así se necesitase.

Es importante destacar que los socavones poseen distintos objetivos, esto y la flota de equipos, sus respectivas dimensiones, son las que condicionan las secciones de estos túneles. Generalmente en mediana minería se trabaja con secciones 5.0x4.5 m para túneles de rampa principal y accesos principales, como también, túneles de 4.0x4.0 m para niveles de perforación en donde el largo del stinger de la simba resultará relevante para la dimensión de estos y el control de la sobre excavación de los mismos.

A continuación, se presenta el layout de ejes para un método SLS. Figura 60.

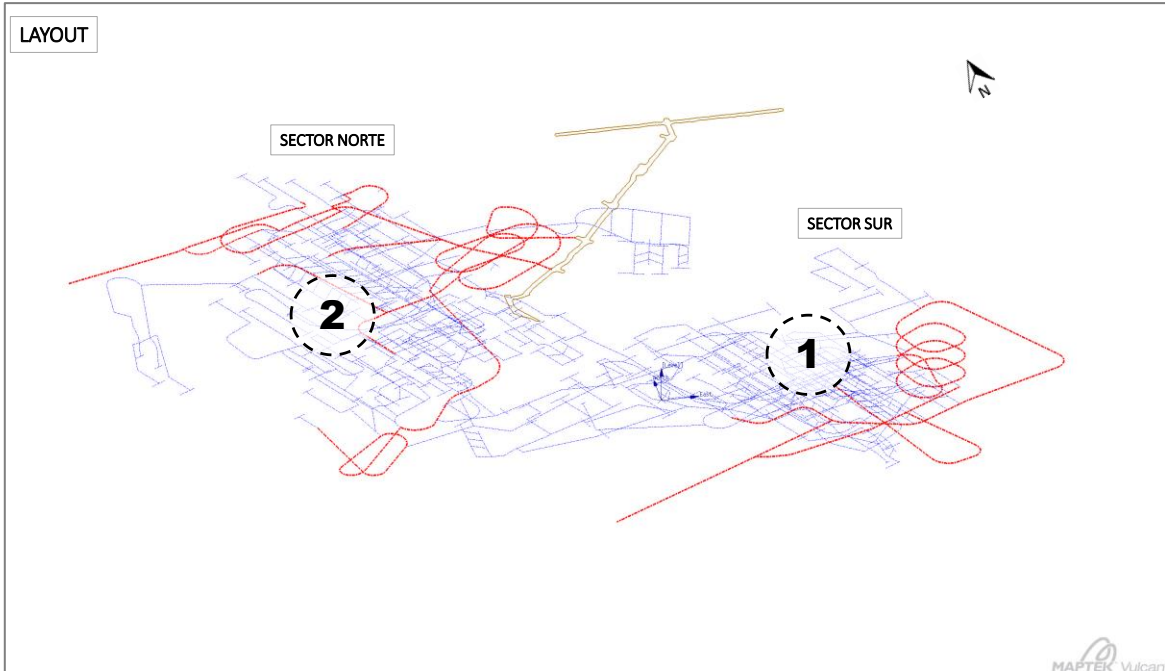


Figura 60: Layout alambres - Método SLS.

Como se comentó con anterioridad, el diseño de la tunelería resultará relevante al momento de la evaluación económica, la correcta asignación dentro de cada sector y de cada cámara o bloque de explotación justificará una correcta o incorrecta evaluación económica de cada una de estas unidades. A continuación, se presenta la asignación por sector y nivel. Figura 61 y 62.

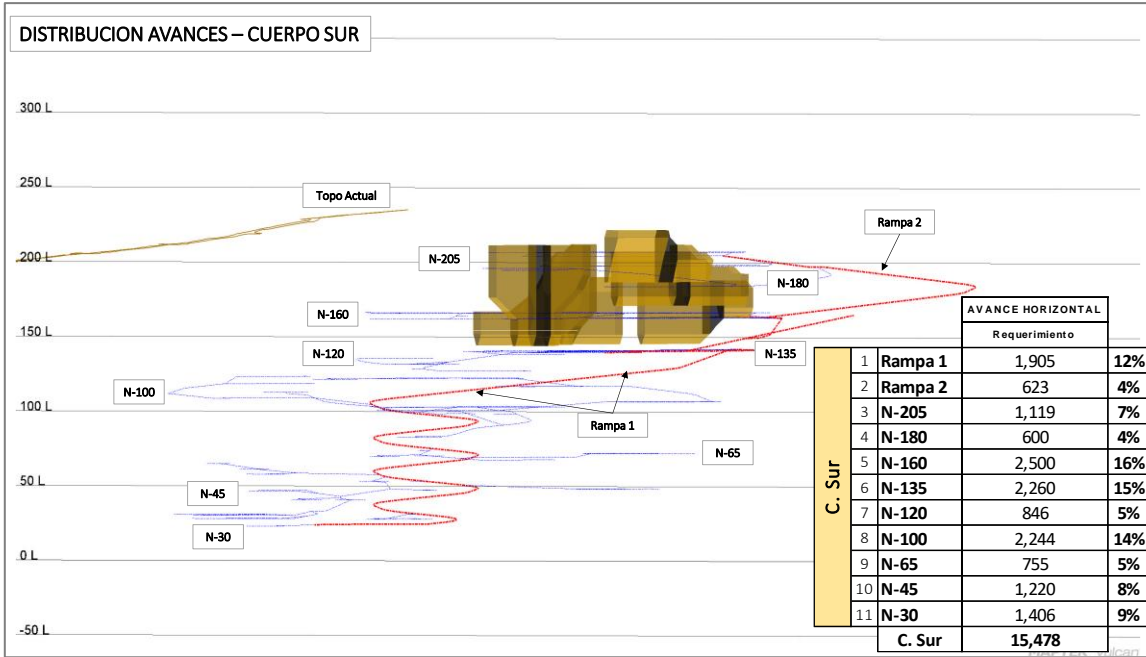


Figura 61: Distribución avances cuerpo sur.

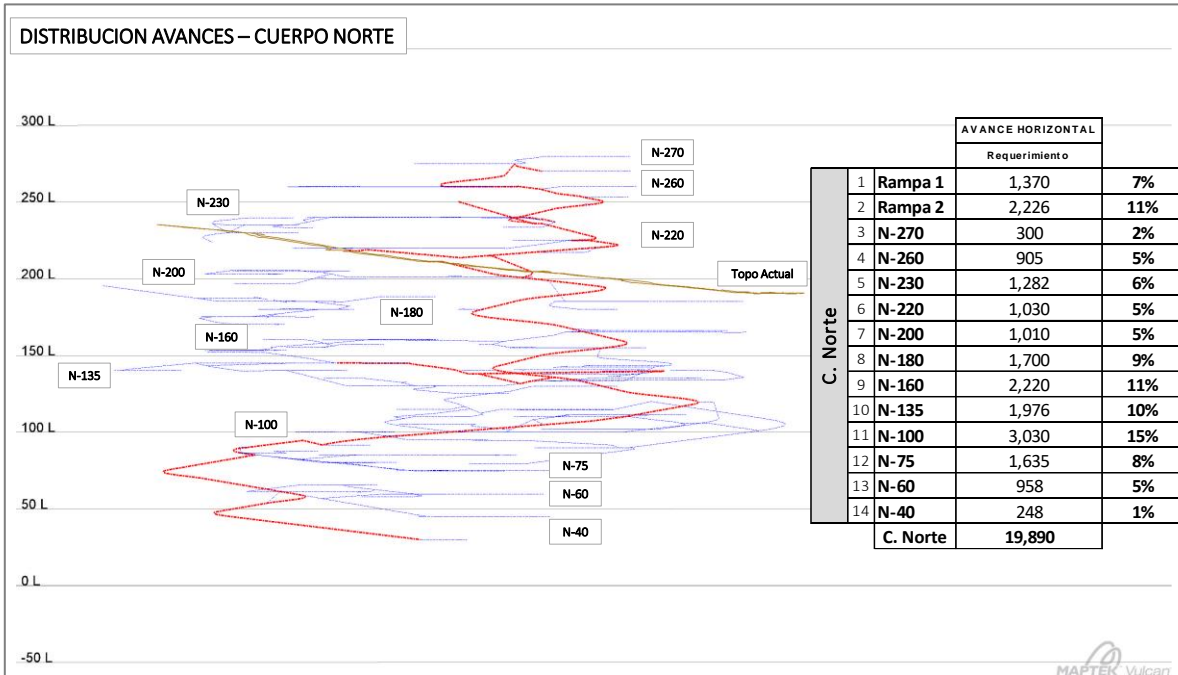


Figura 62: Distribución avances cuerpo norte.

La secuencia inicial resultará relevante debido a que en la mayoría de las veces se busca rápidamente recuperar la inversión lo cual se conoce con el nombre de indicador económico pay-back. Los ritmos de avance en frente única o condicionado a número de frentes disponible por periodo determinará la entrada de un bloque de explotación en producción. A continuación, se presentan dos ejemplos de agendamiento de construcción de tunelería, con objetivos claros, privilegiar alta ley y menor cantidad de metros a desarrollar a modo de generar flujos positivos en el mediano y corto plazo. Túneles los cuales en la mayoría de las veces servirán como socavones de exploración para bloques de explotación cercanos o sectores de la envolvente mineral que requieran recategorización de recursos o simplemente validar la ley media esperada en cada una de estas unidades.

Las etapas de avance en minería subterránea pueden ser perfectamente comparables con fases en lo que respecta a minería cielo abierto. Las cuales pueden tener distintos precios de quiebre y tomar decisiones del punto de vista de la factibilidad económica de las mismas. A continuación, se presentan sectores de la mina con las respectivas reservas a preparar de acuerdo a la asignación de metros. Figuras 63 y 64.

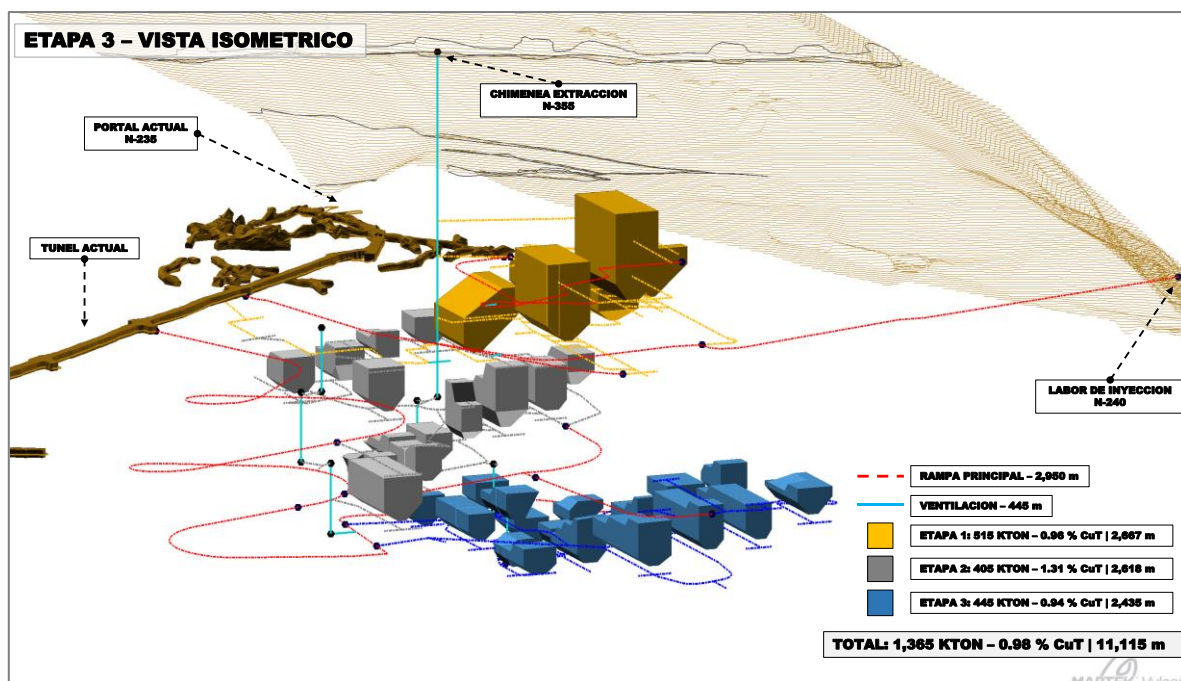


Figura 63: Etapas - Agrupamiento cuerpo norte método SLS.

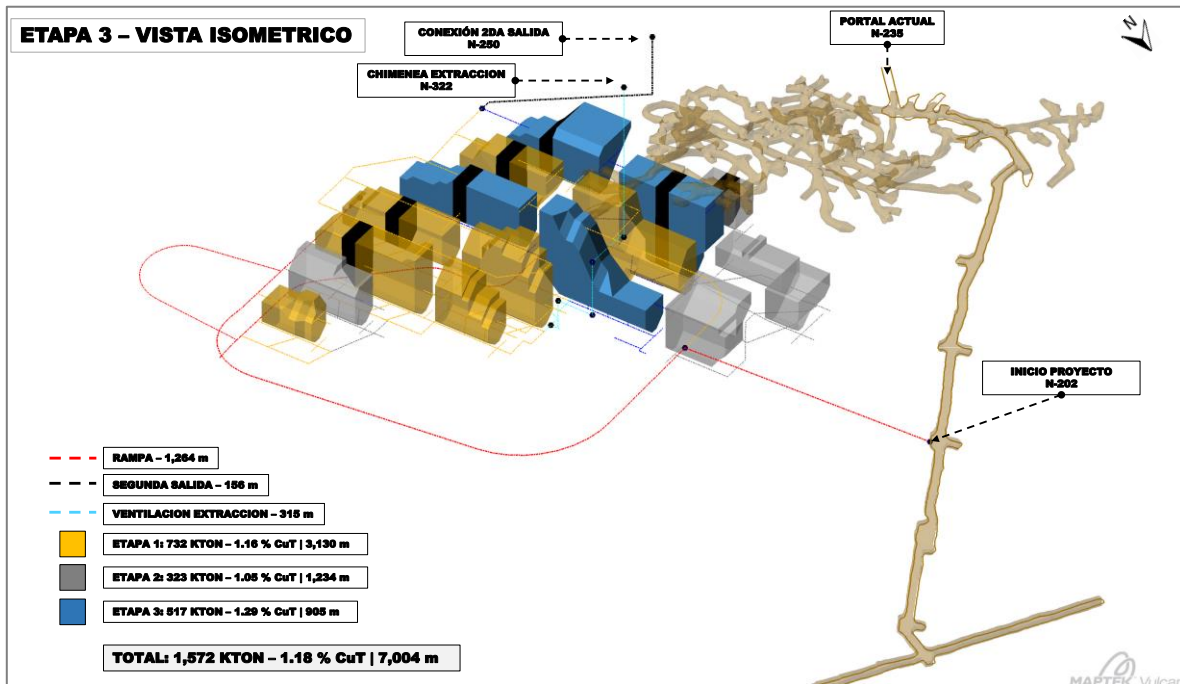


Figura 64: Etapas - Agrupamiento cuerpo sur método SLS.

Para minería con posibles planes con un horizonte de cinco a ocho años es importante que consideren variables operacionales, en este punto resulta relevante condicionar los mismos dependiendo el número de frentes disponibles por periodo, la fortificación esperada desde un punto de vista económico como también condicionante a la velocidad de avance como también la sobre excavación esperada la cual ralentizará los metros de avance por periodo. A continuación, se presentan imágenes representativas de estos últimos tres puntos a considerar como variables operacionales. Figuras 65 a 68.

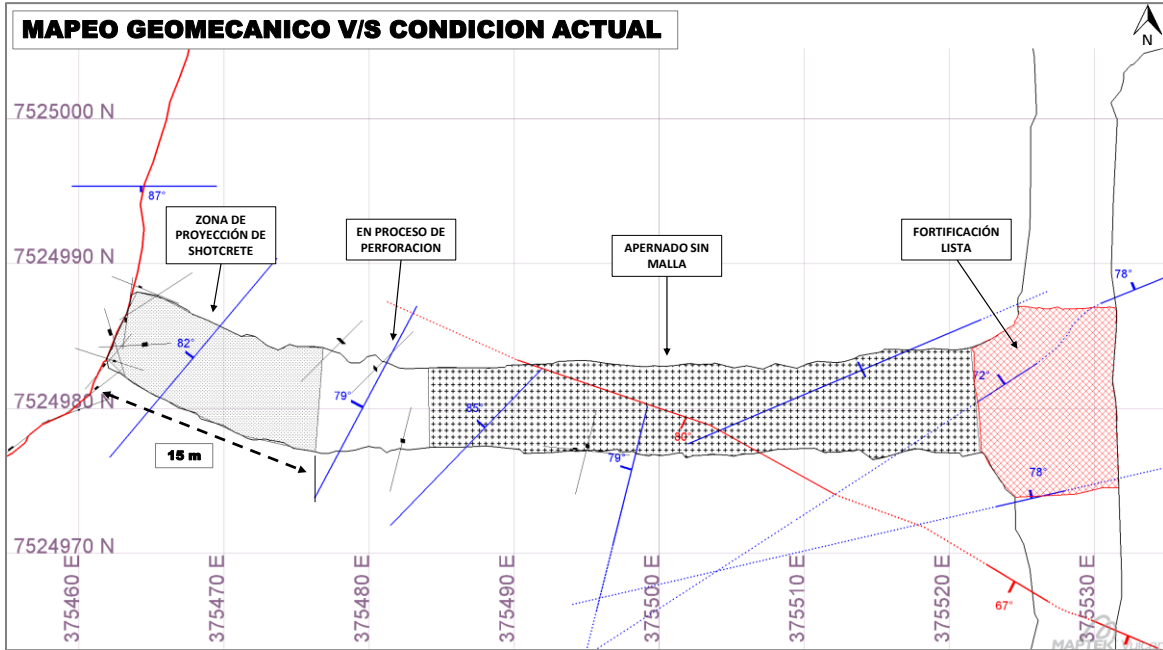


Figura 65: Vista planta análisis estructural socavón de conexión.

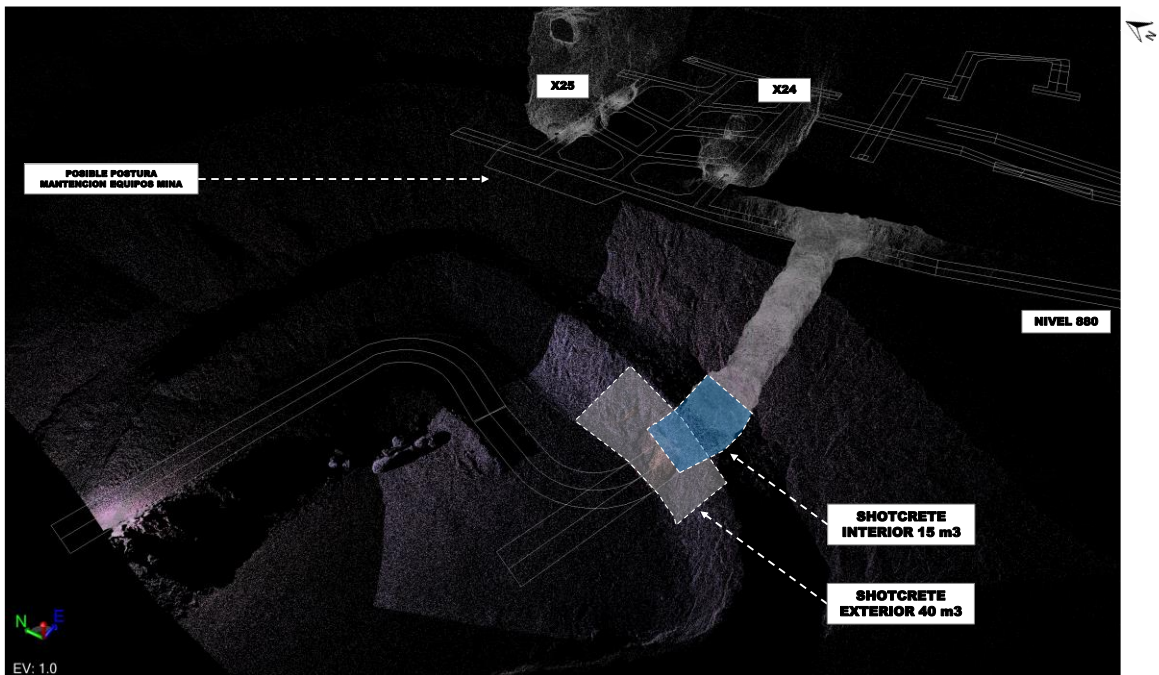


Figura 66: Isométrico análisis estructural socavón de conexión.

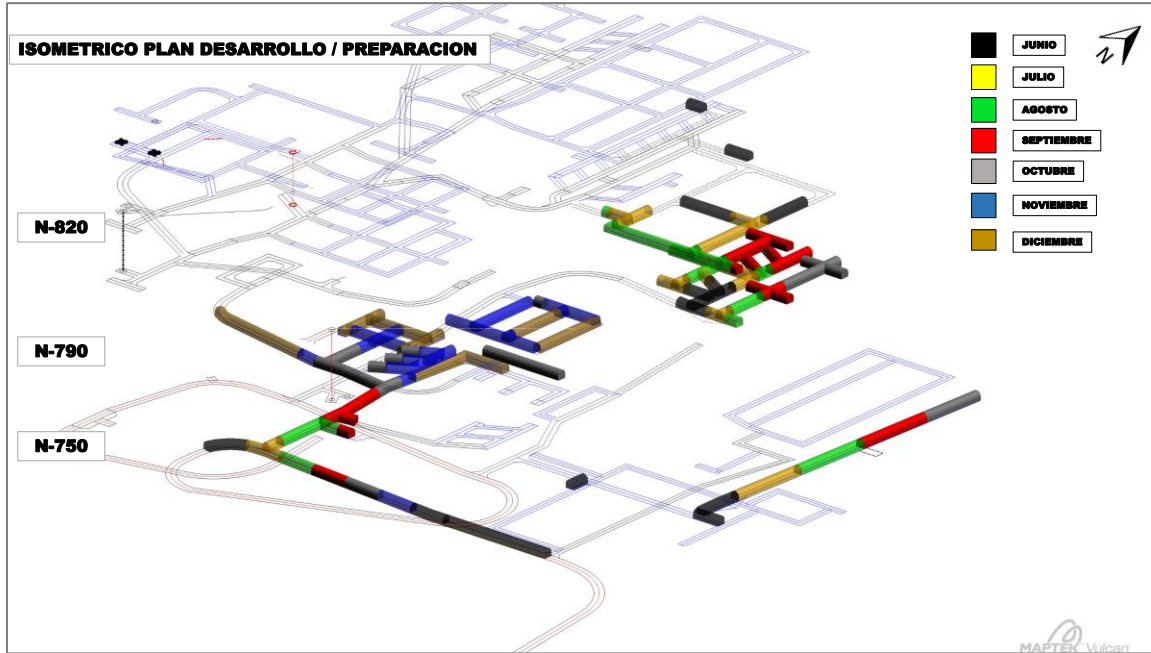


Figura 67: Secuencia mensual de avance en función del número de frentes.

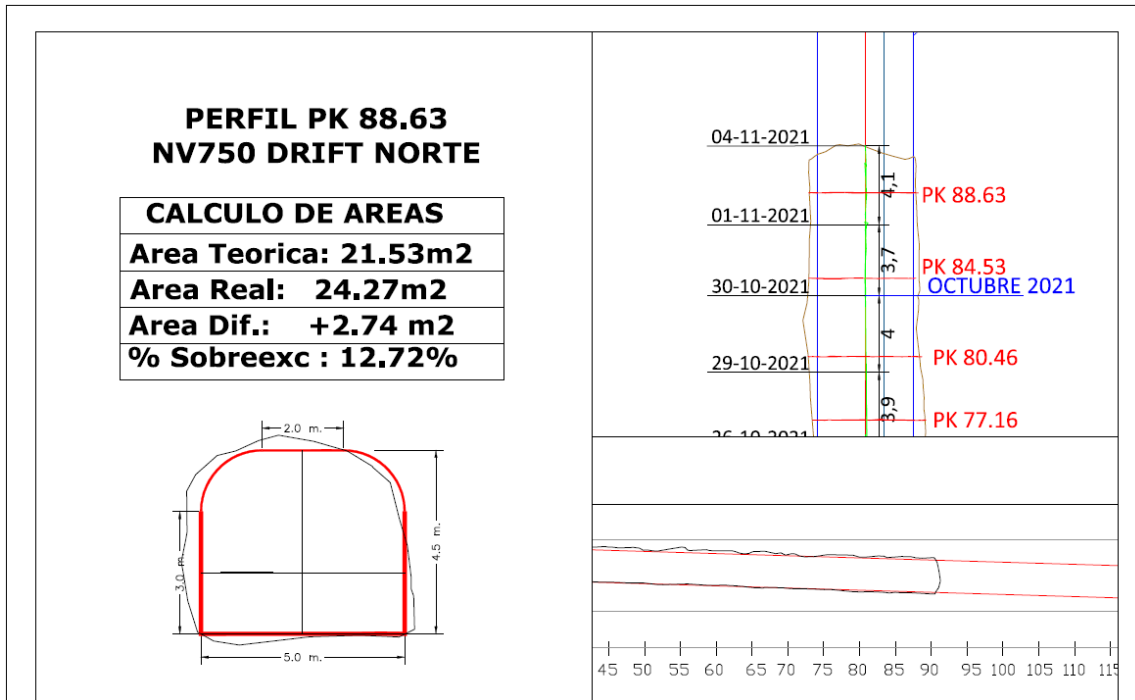


Figura 68: Perfil tipo sobre excavación socavón.

4.5.6. Plan minero y evaluación económica minería subterránea

Toda capacidad de avance y productiva dependerá de la factibilidad operacional como también de la inversión que se esté dispuesto a realizar, lo cual se traduce en riesgo.

Con respecto a la factibilidad operacional en mina subterránea una de las principales restricciones además del número de frentes disponibles por diseño será la capacidad eléctrica y de ventilación, limitaciones que no se encuentran presentes en los proyectos de open pit. Es por el motivo anterior que la capacidad de optimización de un plan minero resultará acotada, generalmente todas las soluciones del punto de vista de plan minero serán aterrizadas a un contexto de factibilidad operacional, lo cual al igual que la minería a cielo abierto también será restringida por rosetas de orientación de acuerdo a la orientación de estructuras principales.

Con lo anterior se indica que en general la minería subterránea posee muchas más variables que lo hacen un negocio mucho más restrictivo, por lo cual en este estudio se tomará un plan minero caso base como al igual su respectiva evaluación económica.

A continuación, se presenta un formato de evaluación para plan minero subterráneo.
Tabla 12.

Tabla 12: Formato plan minero y evaluación económica para minería subterránea.

ITEM	UNIDAD	M1
Desarrollo	m	270
N° Frentes	un	3

Ventilación	D. Horizontal	m	45
	D. Vertical	m	0
	Raise Borer	m	0
	N° Frentes	un	1

Producción	ton	
Preparación	m	
CuT	%	
Recuperación	%	
Cu Fino	ton	
Cu Fino	lb	0
N° Cas Activos	un	

VALORIZACION		
Gastos		
Energía	US\$	800,000
Generadores y Otros	US\$	1,000,000
Camino Cuesta	US\$	5,200,000
Desarrollo	US\$	337,230
Ventilación	US\$	78,885
Producción	US\$	0
G. Generales Mina	US\$	0
Transporte	US\$	0
Planta	US\$	0
TOTAL	US\$	7,416,115

Ingresos		
Producción	US\$	0

Ev. Económica		TIR
Beneficio	US\$	-7,416,115
Pay - Back	US\$	-7,416,115

Lo anterior puede ser sensibilizados para distintos horizontes de planes mineros, para el caso de esta evaluación se realizó una sensibilización acotada a una cantidad de reservas preliminares. Figuras 69 y 70.

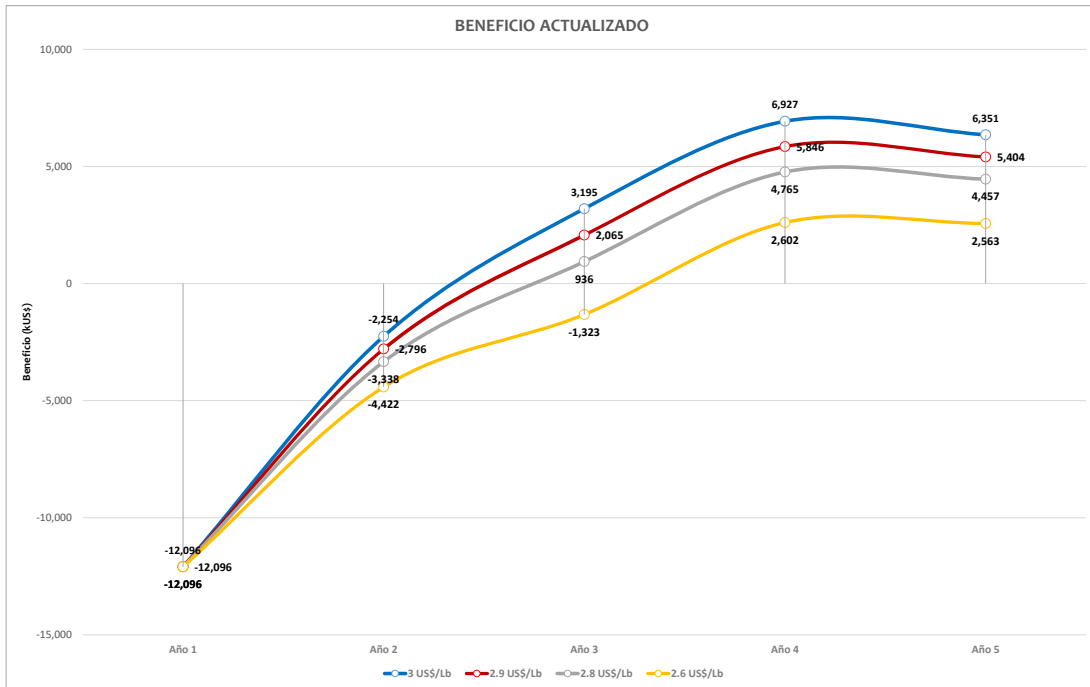


Figura 69: Beneficio actualizado para plan minero subterráneo.

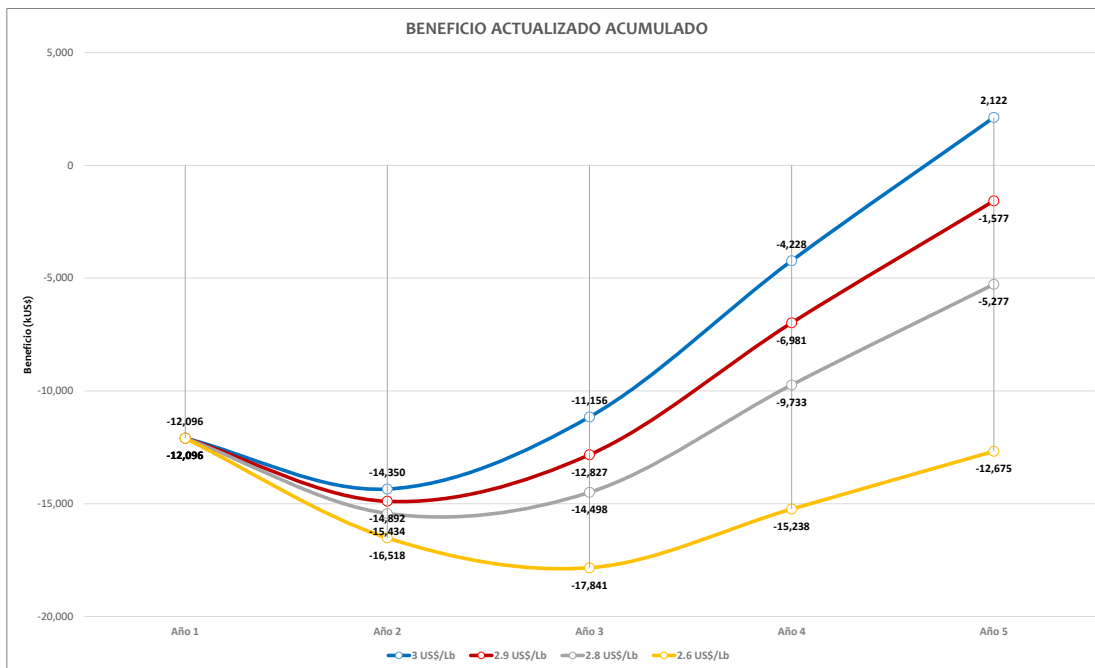


Figura 70: Beneficio actualizado acumulado para plan minero subterráneo.

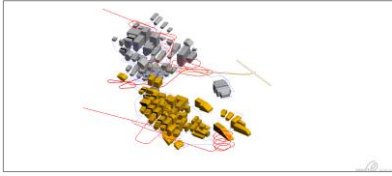
El análisis abre la inquietud sobre los distintos precios de quiebre que se podrían obtener de acuerdo a los criterios de construir una mina subterránea por etapas, entendiendo que como se mencionó con anterioridad existirán sectores con distintos tonelajes de reservas a obtener como también distintas capacidades constructivas o de avance dependiendo del número de las consideraciones operacionales que fueron mencionadas.

4.5.7. Análisis de escenarios y precios de quiebre

Como toda evaluación económica, en primera instancia de debe trabajar con supuestos, con respecto a costos y tarifas, como también, un precio de venta esperado, recuperación metalúrgica y leyes. Tabla 13.

Tabla 13: Precios de quiebre análisis global.

Costo Pta. US\$/lb 1.03		Trans. Ch. US\$/m 4.54		T. Raise Borer US\$/m 3,560		T. VCR US\$/m 1029		CLP/US\$ 680	
AVANCE FISICO (m)			SONDAJES (m)			INV MINA		C. FIJO MINA	
A. Horizontal	A. Raise Borer	A. VCR	PRODUCCION	EXPLORACION	M	100,000,000	SCLP	9,803,063	US\$
35,368	324	3,895	48,000	10,000	M				
			\$ 35,000	\$ 42,000	CLP/M				
RESERVAS									
Ton	Ley	Lb Rec							
7,540,818	0.90	116,964,304							



Desarrollo	Producción	Desarrollo	Producción	INVERSION 1		INVERSION 2		INVERSIONES HR - VR		OTRAS INVERSIONES MINA		SONDAJES		AGUA		ENERGIA		24% C. MINA PROD		11% C. TRAN. Port-Ch		38% C. FIJO MINA		C. PLANTA		C. MINA		C. PLANTA		BENEFICIO
				US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	US\$	
1	950,000	5,400	1,297	10.0	10,000,000	3,000,000	54,574,175	147,059	3,088,235	2,500,000	2,500,000	75,408,180	34,235,314	9,803,063	120,473,234	1.67	1.00	2.70	35,163,653											
2	950,060	5,440	1,297	8.0	10,000,000	3,000,000	54,574,295	147,059	3,088,235	2,500,000	2,500,000	60,326,544	34,235,314	9,803,063	120,473,234	1.54	1.03	2.57	50,245,289											
3	881,960	5,100	1,297	7.5	10,000,000	3,000,000	51,035,295	147,059	3,088,235	2,500,000	2,500,000	56,556,135	34,235,314	9,803,063	120,473,234	1.48	1.03	2.51	57,554,579											
4	881,960	5,100	1,297	7.5			51,035,295	147,059	3,088,235	2,500,000	2,500,000	56,556,135	34,235,314	9,803,063	120,473,234	1.37	1.03	2.40	70,554,579											

Para este escenario se analiza una mina subterránea de manera global, pero con distintos supuestos de tarifas de desarrollo como de producción. Donde si bien es evaluado con un precio de venta de 3.0 USD/Lb, se pueden apreciar los distintos precios de quiebre y el impacto de la variación de las tarifas. Una vez se fija la tarifa objetivo se analiza que sector de la mina podría ser el primero en agendarse de acuerdo al precio de quiebre de la etapa. El análisis de las distintas etapas es presentado en el Anexo B.

4.6. Comentarios etapa caso de estudio

Como comentarios principales para esta etapa del estudio se presentan las siguientes:

- Existen opciones de mejora para las funciones de distribución, las cuales en esta etapa del estudio son todas triangulares. Se puede tener más precisión a modo de tener un caso base más realista.
- Se procederá a mejorar el caso base de los rajos mediante utilización de DOPPLER para obtener nuevas propuestas de agendamiento y compararlo con el caso base.
- Se dará un tratamiento diferenciado a los proyectos subterráneos a modo de encontrar amenazas y controlarlas, medir el impacto del punto de vista económico. Lo anterior, en el entendido de que resultará difícil realizar modificaciones de agendamiento para proyectos subterráneos en metodología sublevel stoping para proyectos quinquenales.
- El costo planta resultó ser el segundo más sensible, se abrirá este costo a modo de encontrar amenazas.
- Se propondrá una función objetivo de la recuperación metalúrgica a optimizar, de acuerdo a los resultados obtenidos en esta etapa del estudio.

5. RESULTADOS Y ANALISIS

5.1. Modelo de recuperación metalúrgica como función objetivo

De acuerdo a los análisis del caso base resulta relevante abordar la recuperación metalúrgica y buscar una función objetivo a optimizar.

De acuerdo a los análisis de solubilidad presentados se aprecia como amenaza en los proyectos subterráneos y de uno de los rajos, esto claramente influenciado por la profundización de los mismos y el evidente cambio en la mineralogía.

De acuerdo a la sensibilización de los parámetros resultó como concluyente que el segundo parámetro más sensible es el costo planta, de la manera en cómo se trabajó la

información en esta etapa del estudio este costo tiene inmerso la variable recuperación, la cual es importante medir que tanto pondera dentro de este costo.

Se ha analizado una base de datos metalúrgica llegando a una función cuadrática que se obtuvo de una regresión polinomial de segundo grado presentado en la sección de caso de estudio, se presenta a continuación. Figura 71.

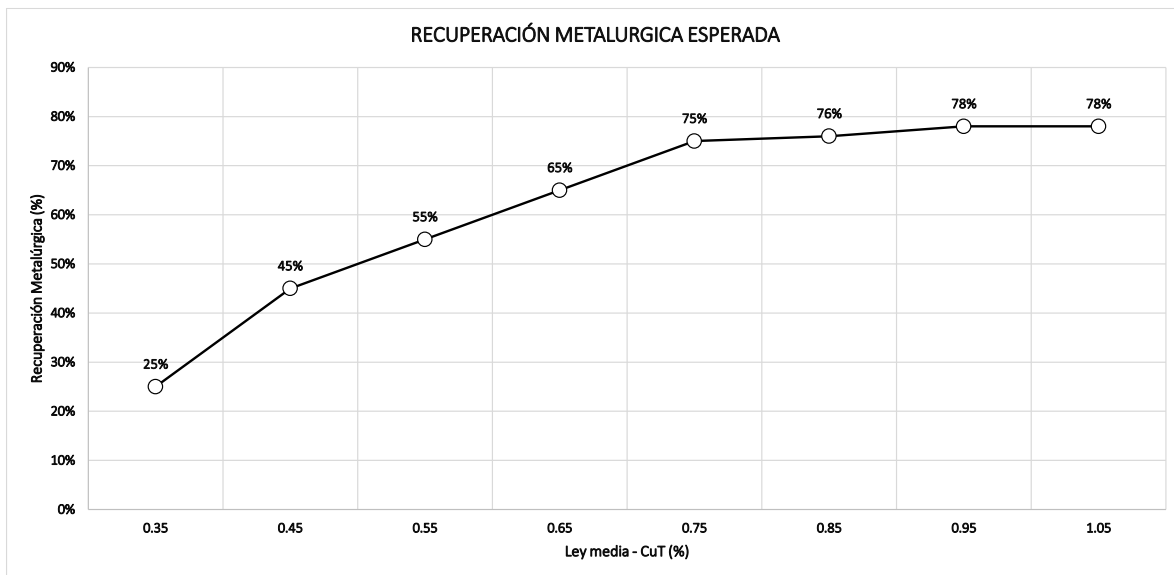


Figura 71: Función de recuperación metalúrgica aplicada.

5.2. Análisis de amenazas

5.2.1. Sensibilización de parámetros influyentes en evaluación económica

Cabe destacar que todo plan minero a cualquier escala de minería tiene amenazas las cuales se traducen en riesgo, esto se traduce en repercusiones en la operación como en los retornos económicos esperados.

La mejor forma de detectar y poder cuantificar estas amenazas como se planteó con anterioridad corresponde a un spyder-graph, se agrega en esta parte del estudio el impacto que puede resultar de tener imprecisiones en la recuperación metalúrgica esperada.

A continuación, se presenta un análisis de sensibilización del +/-15%. Tabla 14.

Tabla 14: Sensibilización \pm 15% parámetros económicos.

	SENSIBILIZACION						
	-15%	-10%	-5%	CB	5%	10%	15%
1 C. Mina Mx	\$ 79.942.329	\$ 79.496.784	\$ 79.051.240	\$78.605.695	\$78.160.150	\$77.714.605	\$ 77.269.061
2 C. Remanejo	\$ 78.704.705	\$ 78.671.701	\$ 78.638.698	\$78.605.695	\$78.572.691	\$78.539.688	\$ 78.506.685
3 C. Mina Ex	\$ 81.245.953	\$ 80.365.867	\$ 79.485.781	\$78.605.695	\$77.725.609	\$76.845.523	\$ 75.965.437
4 C. Planta	\$ 89.514.090	\$ 85.877.958	\$ 82.241.827	\$78.605.695	\$74.969.563	\$71.333.431	\$ 67.697.300
5 Precio Venta	\$ 51.830.543	\$ 60.755.594	\$ 69.680.644	\$78.605.695	\$87.530.745	\$96.455.796	\$105.380.847
6 Recuperación	\$ 62.738.938	\$ 68.027.857	\$ 73.316.776	\$78.605.695	\$83.894.614	\$89.183.533	\$ 94.472.451

En esta parte del estudio se intenta identificar variables de alto impacto económico las cuales se puedan controlar.

Se entiende que el precio del cobre puede ser una variable difícil de estimar, si bien existen avanzados estudios y predicciones para una escala de mediana minería resulta complejo de aplicar. El negocio de la mediana minería difícilmente compromete una venta de producción a mediano o largo plazo, es una industria que está más expuesta a la variabilidad de cómo se transe el valor de venta, es una industria espectadora.

Es por el motivo descrito anteriormente que una escala de mediana minería tiene que centrar sus esfuerzos en controlar fuertemente sus costos, que sean conocidos y predecibles. En este contexto identificar cuál de todos los costos es el que tiene mayor impacto en un NPV esperado resulta fundamental.

Como resultado de la sensibilización del +/-15% resulta el siguiente gráfico. Figura 72.

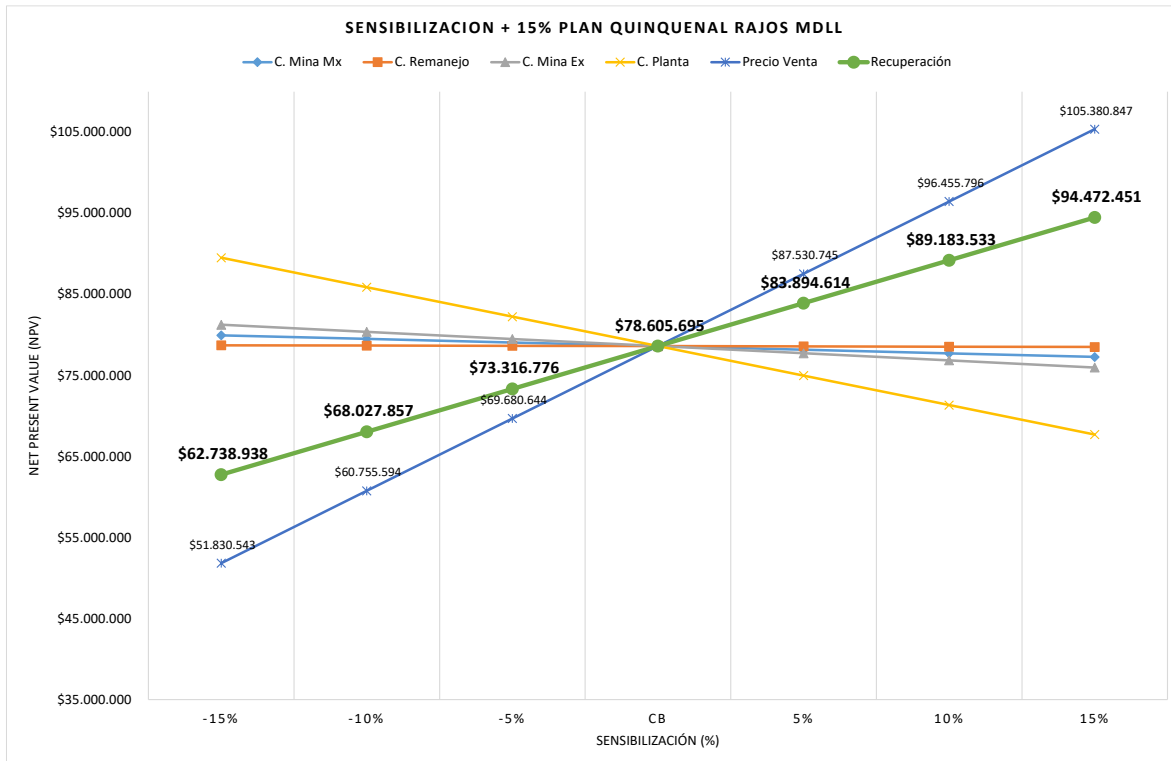


Figura 72: Sensibilización + 15% parámetros económicos.

Se observa que existen distintas pendientes en cada una de las curvas. La curva color verde asociada a la recuperación metalúrgica es la que está inmediatamente por debajo del precio de venta que es una variable no controlable para una escala de mediana minería. A esta altura del estudio y de acuerdo a la estructura de costos asociados a un plan minero base la recuperación metalúrgica se identifica como una clara amenaza.

5.3. Recuperación metalúrgica variable

Para el caso en estudio se identificó como amenaza controlar la variable recuperación, en el presente capítulo se aborda como llevaremos esta variable al modelo de bloques y cuantificaremos su impacto en las posibles reservas a recuperar.

5.3.1. Script recuperación metalúrgica

Se genera script el cual toma en consideración condiciones limitantes para intervalos de leyes, siendo prioritarios aquellos valores en donde la ley cobre total es mayor o igual a

0.35 % y menor o igual a 1.00 % dejando condicionada la recuperación metalúrgica a la función obtenida con un índice de correlación del 99%. Figura 73.

```
*Fecha: 31 Julio 2020
*Función de recuperación metalurgica - Proyecto Maria Norte - Compañía Mantos de la Luna
*Modelo: MB_LM_MAY19_TESIS.BMF
*Realizado por: Pablo Reyes

*FUNCION DE RECUPERACION METALURGICA EN FUNCION DEL COBRE TOTAL
*F_RECUPERACION: Función de recuperación con correlación 98%
*CUT123: Cobre Total (%) - Sin valores negativos

IF      (CUT123 GE 0.00 AND CUT123 LT 0.10) THEN

    FREC2 = 0.00

ELSE

    IF      (CUT123 GE 0.10 AND CUT123 LT 0.20) THEN

        FREC2 = 0.15

    ELSE

        IF      (CUT123 GE 0.20 AND CUT123 LT 0.30) THEN

            FREC2 = 0.263

        ELSE

            IF      (CUT123 GE 0.30 AND CUT123 LE 1.00) THEN

                FREC2 = -1.4821429*CUT123*CUT123+2.8*CUT123-0.5346875

            ELSE

                FREC2 = 0.783

        ENDIF

    ENDIF

ENDIF
```

Figura 73: Script aplicado al modelo de bloques.

Cabe destacar que para recuperaciones menores al 0.30 % de CuT se utilizan dos intervalos de recuperación mínima, entendiéndose que no podría ser cero para leyes mayores al 0.10%.

Por otro lado, para leyes que no cumplan ninguna de las condiciones anteriores y superen el 1.00% de CuT se les asigna un valor fijo de 78.3%

5.3.2. Resultados recuperación variable aplicada

Al aplicar el script se obtiene una recuperación metalúrgica distinta para cada uno de los bloques en función del cobre total, a modo de poder trabajar los datos se exporta una parte de los datos, aquellos que tengan una ley sobre un 0.20 %, lo cual según la estructura de costos analizadas corresponde a la ley de corte marginal. Se entiende que lo que pase con la recuperación para leyes menores a 0.20 % no va a influir en una corrida en búsqueda del pit óptimo.

A modo de referencia se presenta la caja global del modelo con respecto al sólido mineral que se conforma con leyes iguales y superiores a 0.20% CuT. Figura 74.

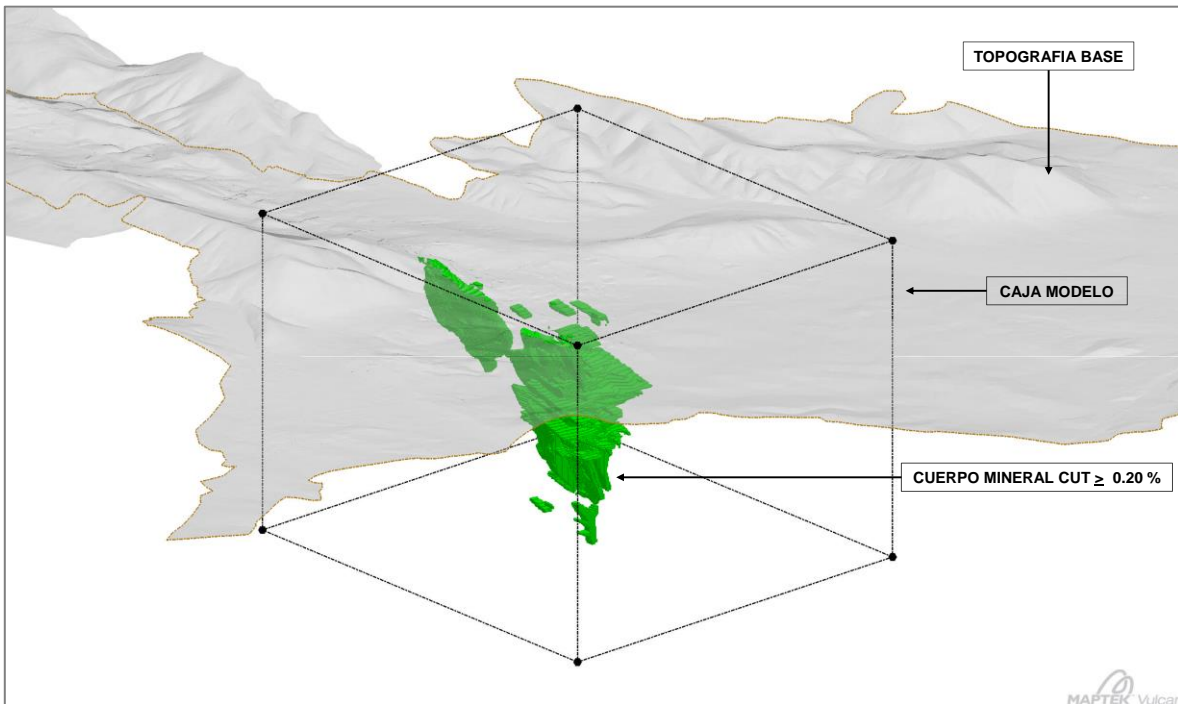


Figura 74: Cuerpo mineral sobre la ley de corte con respecto a la caja del modelo.

Si se analiza a nivel de número de bloques, los que cumplen esta condición corresponden a 191,000 lo cual corresponde al 8.1% del total de los bloques los cuales ascienden a un total de 2.35 Millones, se entiende que al minar el modelo una parte importante de estos queda fuera de análisis.

Lo anterior se representa con el objetivo de una oportunidad de mejora con los modelos de bloques a trabajar, modelos excesivamente grandes con millones de bloques y con dimensiones que no conversan con la parte operativa del negocio sólo suma que todos los procesos de cálculo sean más engorrosos y con periodos de ejecución mayores. El modelo se bloques que se exhibe tiene dimensiones de 2.5 m x 2.5 m x 2.5 m cuando la altura de diseño para los bancos corresponde a 20 metros y la extracción se realiza cada 5 metros.

A continuación, se presentan los resultados de aplicar el script de recuperación metalúrgica y graficar cada uno de los bloques en función de su ley de cobre total. Figura 75.

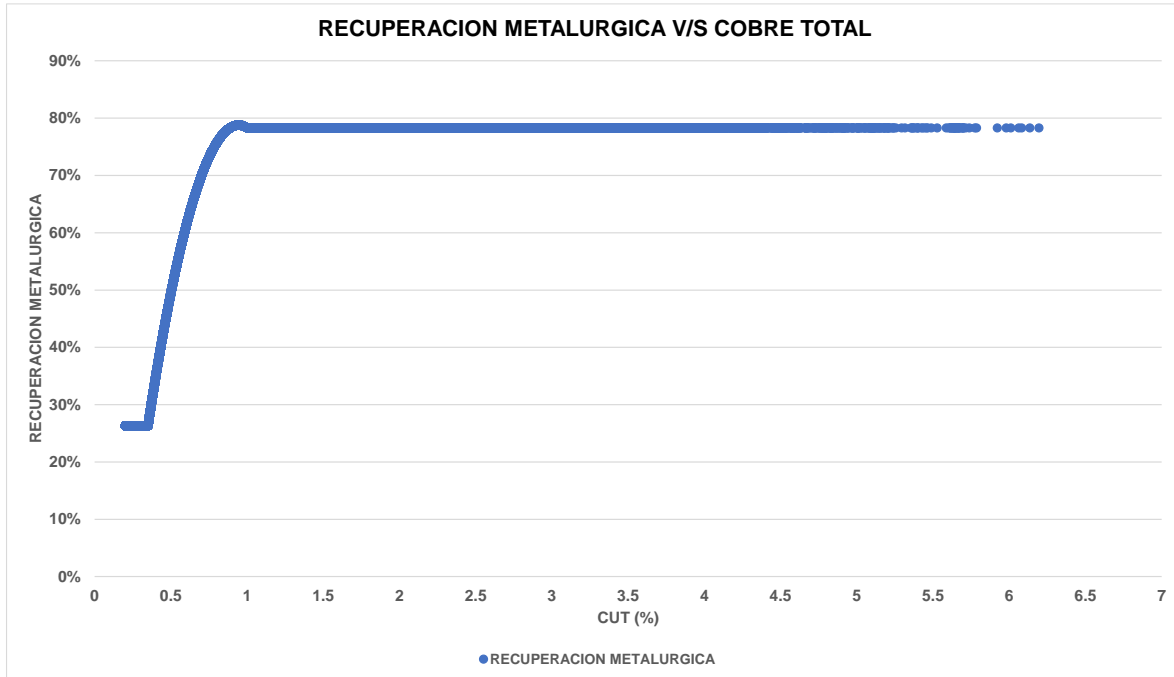


Figura 75: Curva comportamiento recuperación metalúrgica con respecto al cobre total aplicada al modelo de bloques.

Se observa que la curva se comporta con recuperaciones fijas en el límite inferior de la función como también en el extremo superior, donde se observan muy pocos valores que superan el 78% impuesto de manera restrictiva como recuperación máxima.

Si bien el gráfico expuesto es claro en el comportamiento de la recuperación, no es claro en cuantificar el impacto de esta función, en la cantidad de bloques en los cuales realmente podríamos estar sobre estimando una recuperación al aplicarla de manera constante para todos los bloques. Es por este motivo que se procede a realizar un histograma a modo de cuantificar el impacto. Figura 76.

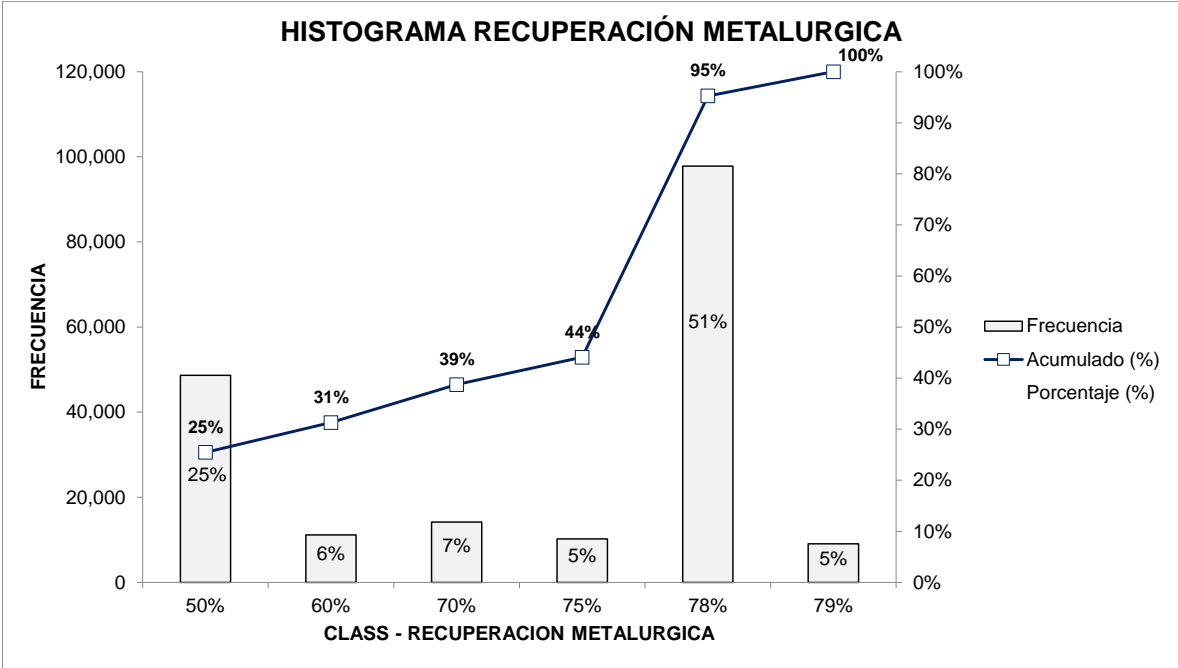


Figura 76: Histograma de recuperación metalúrgica aplicada al modelo.

Para un total de bloques equivalente a 191,000, se realizan clases de recuperación metalúrgica de interés a modo de analizar los resultados. Algunos comentarios preliminares:

- **Clase recuperación metalúrgica 50%:** El 25% del total de bloques analizados tienen una recuperación que no supera el 50%.
- **Clases de recuperación 60% al 75%:** Se observa que existe un 18% de los bloques analizados que poseen una ley cercana al 78% esperado.

- **Clase de recuperación 78%:** Corresponde quizás al intervalo de las clases más importante, ya que informa realmente cual es la cantidad de bloques que realmente poseen una recuperación equivalente con respecto a un ejercicio de recuperación fija y constante equivalente al 78%. Este valor es apenas un 51%.
- **Clase de recuperación 79%:** Corresponde al 5% de los datos fuera del valor máximo asignado como tope de recuperación, se asigna debido a que la función de recuperación posee un índice de correlación del 99%.

Según lo expuesto en los cuatro puntos anteriores se puede concluir preliminarmente que aplicar la función de recuperación tendrá un impacto negativo en el beneficio del proyecto. Esto fundamentalmente porque sólo el 51% de los datos realmente tiene la recuperación que se utilizaba con anterioridad (78%), apenas el 5% de los datos presenta una recuperación mayor (79%) y un total del 44% de los bloques del modelo tendría una recuperación menor a la actualmente utilizada.

De acuerdo al análisis de sensibilidad que expone la importancia de la recuperación metalúrgica para un proyecto de mediana minería se comienza a cuantificar como impacta esto en un proyecto de estas características.

5.4. En búsqueda del pit óptimo

El debate de como encontrar realmente un pit óptimo es extenso, sobre todo cuanto se hace la consulta de cuál es la variable o la función objetivo a optimizar.

En esta parte del estudio se trabajará optimizando el NPV del proyecto, con el objetivo de variar la recuperación en la ecuación del cálculo del beneficio. Figura 77.

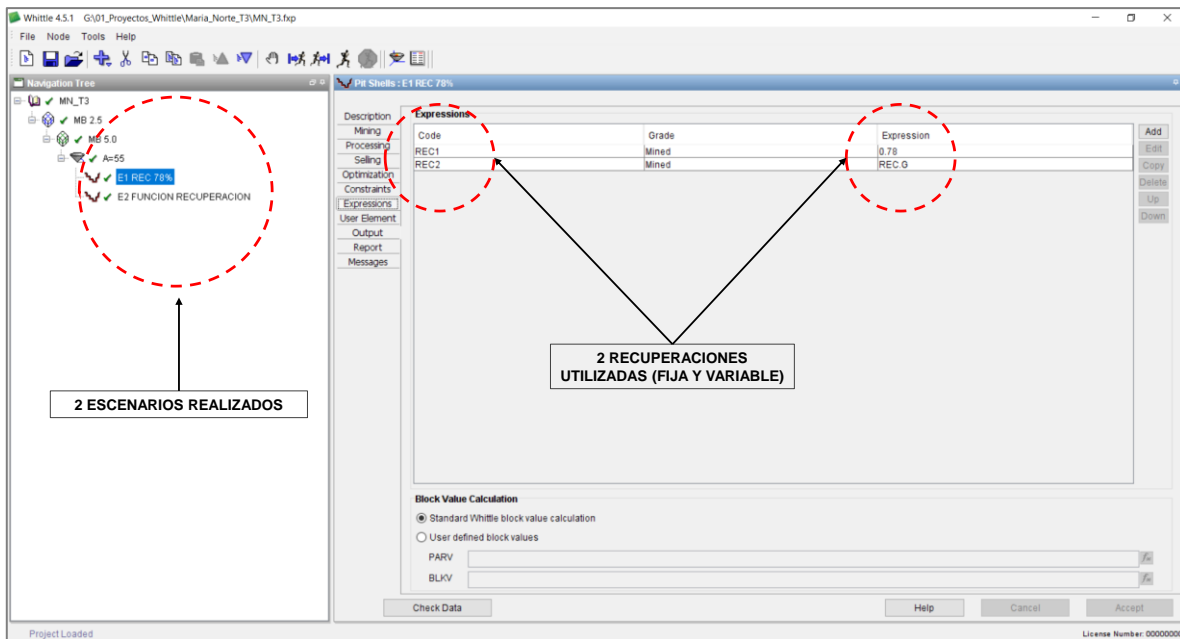


Figura 77: Ingreso de parámetros para metodología convencional.

Cómo bien se titula la imagen se procede a realizar un agendamiento mediante metodología convencional el cual básicamente utiliza el algoritmo de Lerch y Grossman.

Para esta etapa se presentarán resultados mediante agendamiento directo, este punto a modo de que sea comparable se procederá a evaluar mediante agendamiento directo de bloques para cuantificar el impacto en el cambio del algoritmo y la metodología de trabajo.

Para las corridas se utilizan parámetros de entrada constantes para ambos escenarios a modo de que sean comparables. Entiéndase lo anterior como costos mina y planta, precio de venta, costo de venta como también ángulo global esperado.

Lo anterior entrega los resultados presentados a continuación. Tablas 15 y 16.

Tabla 15: Pits resultantes para agendamiento convencional y recuperación metalúrgica fija 78%.

PITS RECUPERACION METALURGICA FIJA								
PIT	Revenue Factor	P. Venta	TOTAL	ESTERIL	MINERAL	REM	CUT	CUS
		USD/Lb	Tonnes	Tonnes	Tonnes		%	%
1	0.60	1.80	41,613,859	37,315,368	4,298,491	8.68	1.27	1.21
2	0.63	1.88	42,273,000	37,824,283	4,448,717	8.5	1.25	1.19
3	0.65	1.95	43,899,967	39,245,807	4,654,160	8.43	1.23	1.18
4	0.68	2.03	45,079,980	40,265,645	4,814,335	8.36	1.21	1.16
5	0.70	2.10	45,647,564	40,723,903	4,923,661	8.27	1.20	1.15
6	0.73	2.18	46,280,307	41,238,879	5,041,428	8.18	1.18	1.14
7	0.75	2.25	49,764,624	44,442,584	5,322,040	8.35	1.17	1.12
8	0.78	2.33	50,747,734	45,299,620	5,448,114	8.31	1.16	1.11
9	0.80	2.40	51,655,960	46,103,593	5,552,367	8.3	1.15	1.11
10	0.83	2.48	56,393,855	50,501,727	5,892,128	8.57	1.14	1.09
11	0.85	2.55	56,549,949	50,605,802	5,944,147	8.51	1.13	1.09
12	0.88	2.63	57,292,998	51,273,749	6,019,249	8.52	1.12	1.08
13	0.90	2.70	58,686,163	52,560,736	6,125,427	8.58	1.12	1.08
14	0.93	2.78	58,978,119	52,799,775	6,178,344	8.55	1.11	1.07
15	0.95	2.85	59,249,695	53,022,083	6,227,612	8.51	1.11	1.07
16	0.98	2.93	60,152,687	53,853,827	6,298,860	8.55	1.10	1.06
17	1.00	3.00	60,745,321	54,386,242	6,359,079	8.55	1.10	1.06
18	1.03	3.08	61,476,659	55,056,595	6,420,064	8.58	1.09	1.05
19	1.05	3.15	61,825,265	55,362,839	6,462,426	8.57	1.09	1.05
20	1.08	3.23	62,244,638	55,742,963	6,501,675	8.57	1.09	1.05
21	1.10	3.30	62,587,193	56,045,266	6,541,927	8.57	1.08	1.04
22	1.13	3.38	63,397,652	56,794,310	6,603,342	8.6	1.08	1.04
23	1.15	3.45	63,546,817	56,907,997	6,638,820	8.57	1.07	1.03
24	1.18	3.53	64,827,608	58,106,117	6,721,491	8.64	1.07	1.03

Tabla 16: Pits resultantes para agendamiento convencional y función de recuperación metalúrgica.

PITS FUNCION RECUPERACION METALURGICA								
PIT	Revenue Factor	P. Venta	TOTAL	ESTERIL	MINERAL	REM	CUT	CUS
		USD/Lb	Tonnes	Tonnes	Tonnes		%	%
2	0.63	1.88	41,613,859	37,315,368	4,298,491	8.68	1.27	1.21
3	0.65	1.95	42,273,000	37,824,283	4,448,717	8.5	1.25	1.19
4	0.68	2.03	43,899,967	39,245,807	4,654,160	8.43	1.23	1.18
5	0.70	2.10	45,079,980	40,333,223	4,746,757	8.5	1.22	1.17
6	0.73	2.18	45,647,564	40,864,524	4,783,040	8.54	1.22	1.17
7	0.75	2.25	46,280,307	41,446,195	4,834,112	8.57	1.22	1.17
8	0.78	2.33	49,711,000	44,675,242	5,035,758	8.87	1.22	1.17
9	0.80	2.40	50,747,409	45,644,124	5,103,285	8.94	1.22	1.17
10	0.83	2.48	51,202,195	46,071,363	5,130,832	8.98	1.22	1.17
11	0.85	2.55	55,535,976	50,149,703	5,386,273	9.31	1.21	1.16
12	0.88	2.63	56,549,949	51,099,521	5,450,428	9.38	1.21	1.16
13	0.90	2.70	57,292,998	51,806,247	5,486,751	9.44	1.20	1.16
14	0.93	2.78	58,686,163	53,135,988	5,550,175	9.57	1.20	1.16
15	0.95	2.85	58,972,593	53,412,626	5,559,967	9.61	1.20	1.16
16	0.98	2.93	59,059,199	53,496,145	5,563,054	9.62	1.20	1.16
17	1.00	3.00	60,094,626	54,489,154	5,605,472	9.72	1.20	1.16
18	1.03	3.08	60,542,464	54,917,246	5,625,218	9.76	1.20	1.16
19	1.05	3.15	61,476,334	55,811,380	5,664,954	9.85	1.20	1.16
20	1.08	3.23	61,767,948	56,091,455	5,676,493	9.88	1.20	1.16
21	1.10	3.30	62,236,187	56,544,742	5,691,445	9.94	1.20	1.16
22	1.13	3.38	62,853,102	57,140,367	5,712,735	10	1.20	1.16
23	1.15	3.45	63,509,438	57,769,034	5,740,404	10.06	1.20	1.15
24	1.18	3.53	63,539,666	57,796,621	5,743,045	10.06	1.20	1.15

Lo primero que se visualiza es la pérdida de 1 pit anidado en el escenario de recuperación variable, el cual posee un revenue factor equivalente a 0.60 y un precio de venta de 1.80 USD / Lb.

Como segundo punto se concluye que para este modelo de bloques el pit n°17 equivalente al revenue factor 1 y un precio de venta de 3.00 USD / Lb, no se visualiza una gran diferencia en la cantidad de roca a extraer del pit, pero si se aprecia una diferencia en la cantidad de mineral que considera Whittle según el cálculo de la ley de corte, lo cual tiene lógica si previamente se expuso que un total del 44% de los bloques analizados tendrían una menor recuperación metalúrgica al supuesto 78% esperado.

Lo anterior repercute en la relación estéril mineral (REM), la cual al disminuir el mineral y mover la misma roca total significa directamente que bloques del modelo dejaron de ser atractivos para ser procesados, pero tienen que ser extraídos de la mina. El aumento de la REM del proyecto repercute directamente en el beneficio esperado del proyecto, sin embargo, es un ejercicio mucho más realista, controlar esta variable identificada previamente como la de mayor sensibilidad repercute positivamente en el control de la incertidumbre y del riesgo del proyecto.

A continuación, se presenta una comparación pit a pit de ambos escenarios. Figuras 78 y 79.

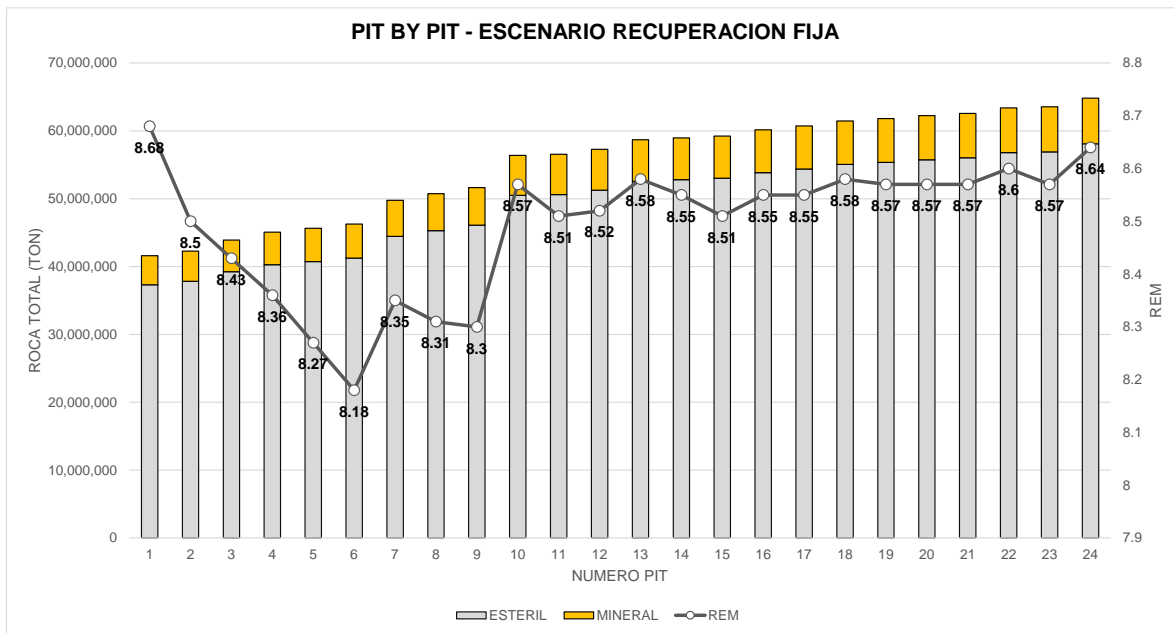


Figura 78: Gráfico pit a pit para escenario recuperación metálica fija 78%.

No se visualizan oportunidades de fases preliminares de acuerdo a esta estructura, desde el pit inicial al número 24 no se aprecian quiebres o alzas importantes en las eventuales reservas que señalen una oportunidad de generación de fases previas.

La razón estéril mineral tiene baja variabilidad para el rango de precios de venta analizados.

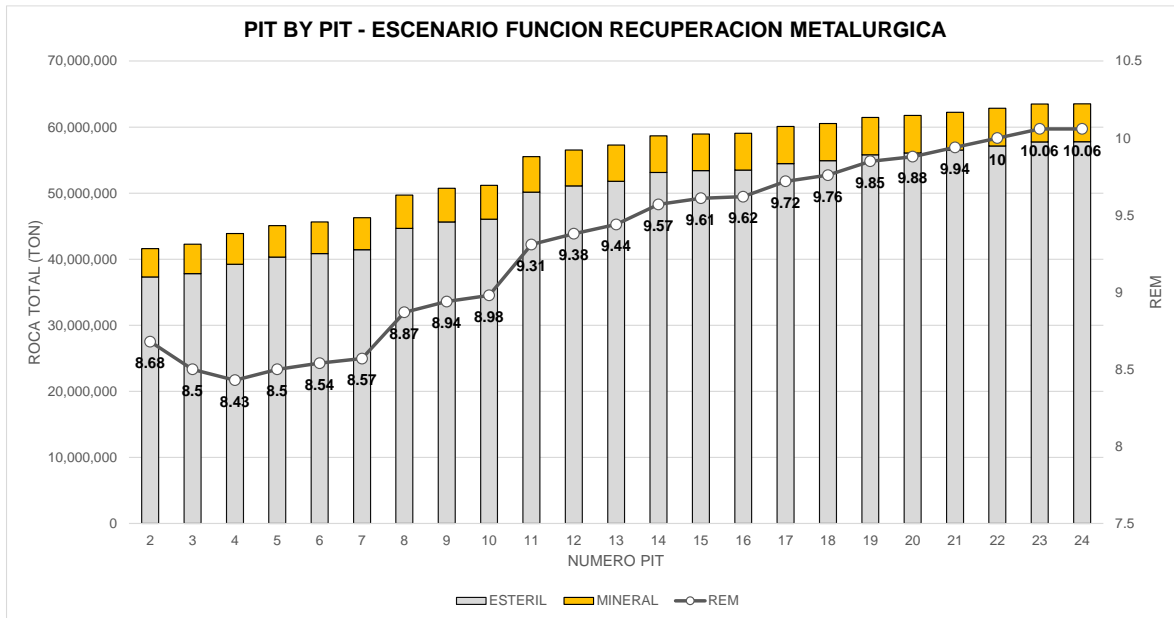


Figura 79: Gráfico pit a pit escenario recuperación metalúrgica variable.

Al igual que el primer escenario en estudio, no se visualizan grandes saltos entre los pits expuestos.

En comparación con el ejercicio anterior, gráficamente se aprecia que efectivamente el pit nº17 tiene una mayor REM y una cantidad similar de roca a remover.

5.5. Resultados agendamiento convencional

A modo de analizar gráficamente los resultados se analizan dos aspectos, el pit final y la oportunidad de generar fases previas, lo anterior en un contexto de resultados mediante agendamiento convencional.

5.5.1. Pit Final

Una vez canalizamos todos los resultados previos se procede a exportar los eventuales pits a modo de observar oportunidades en el diseño minero. Figuras 80 y 81.

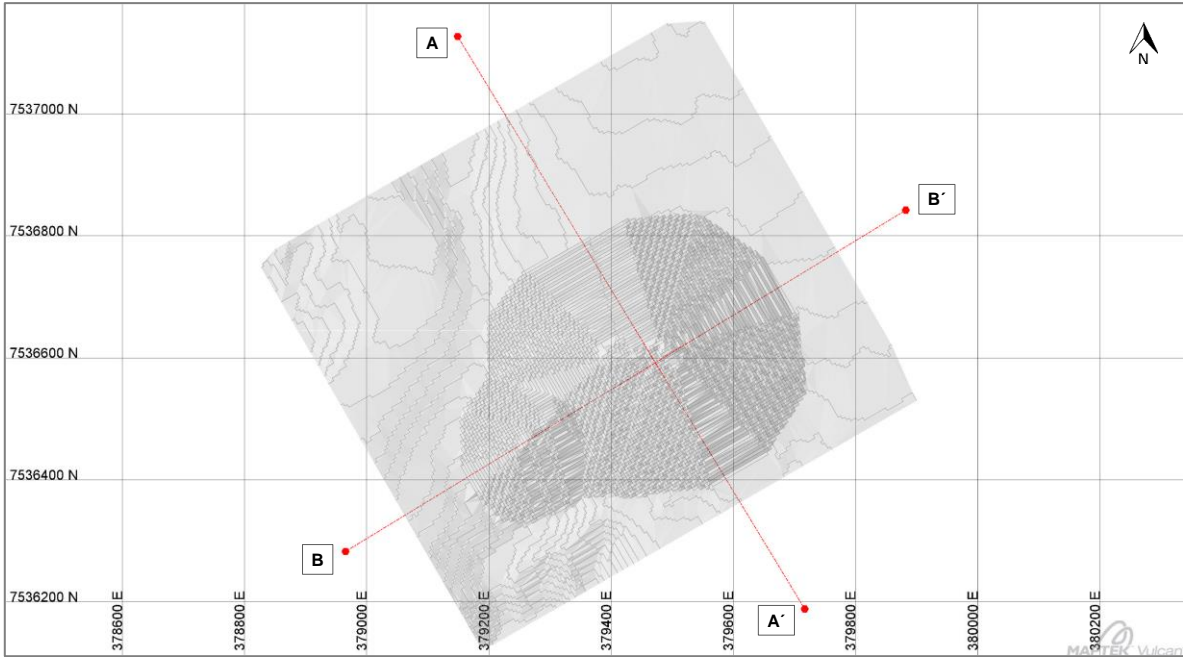


Figura 80: Vista planta pit n°17 - Escenario recuperación fija.

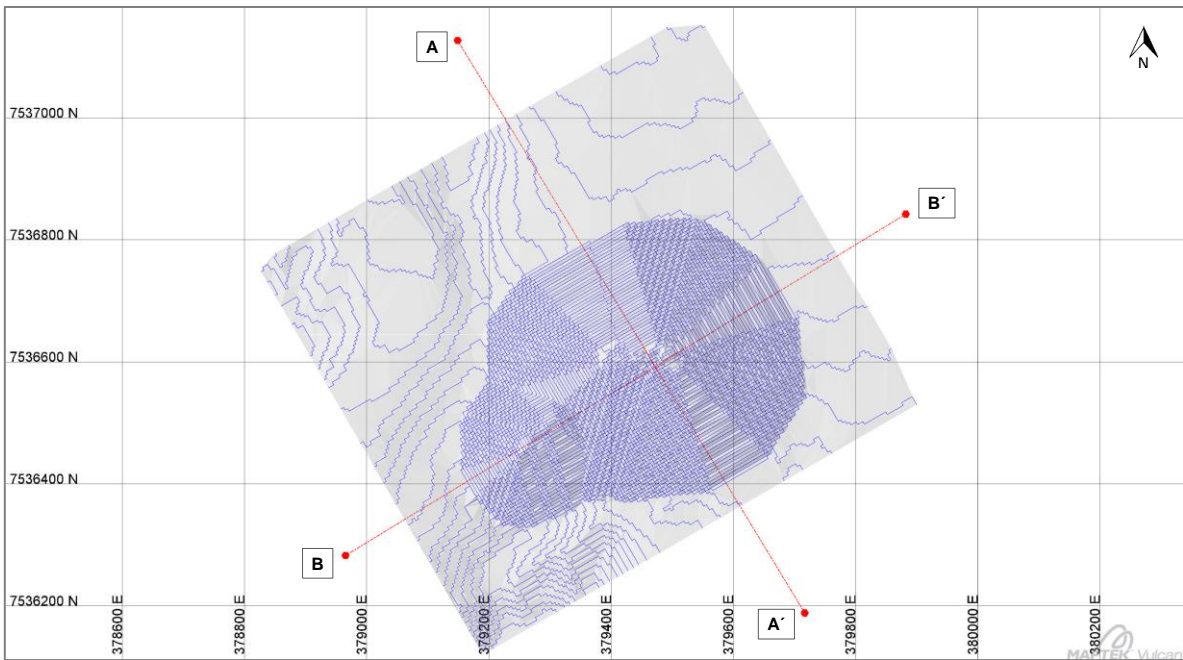


Figura 81: Vista planta pit n°17 - Escenario recuperación variable.

Como se observó en los grandes números, la cantidad de roca total a remover no sufre grandes modificaciones. Lo cual se confirma preliminarmente en ambas vistas plantas representadas.

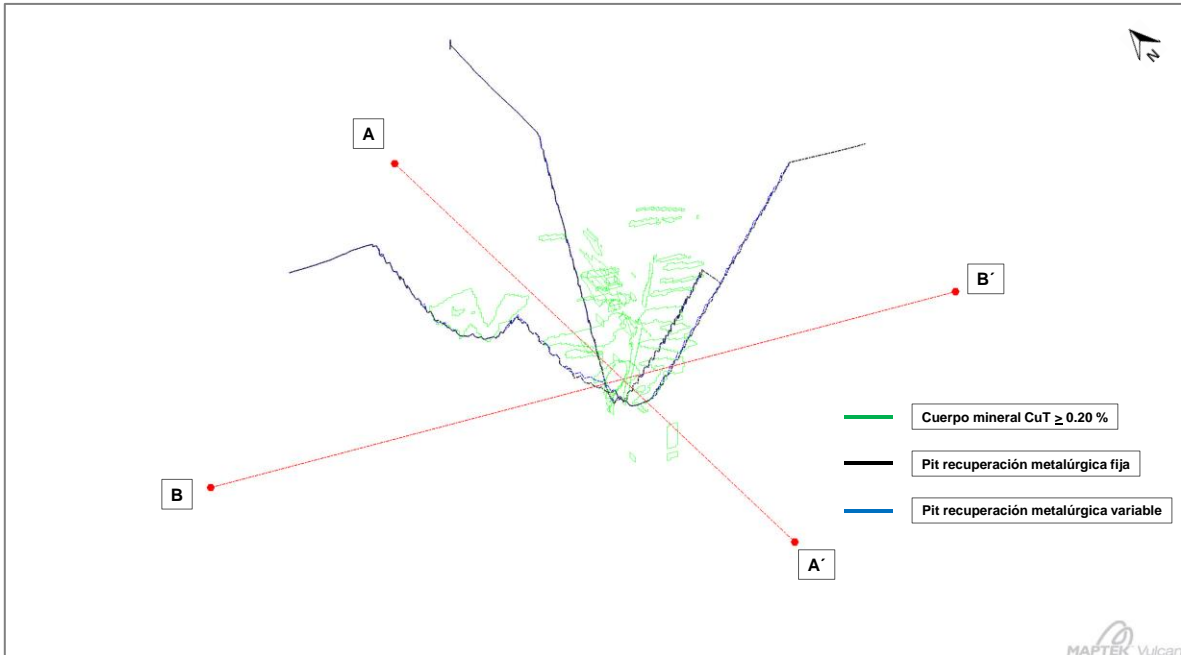


Figura 82: Isométrico perfiles norte- sur / Este - Oeste.

De acuerdo a la figura 82 se generan 2 perfiles a modo de detectar oportunidades previo al diseño minero. Figuras 83 y 84.

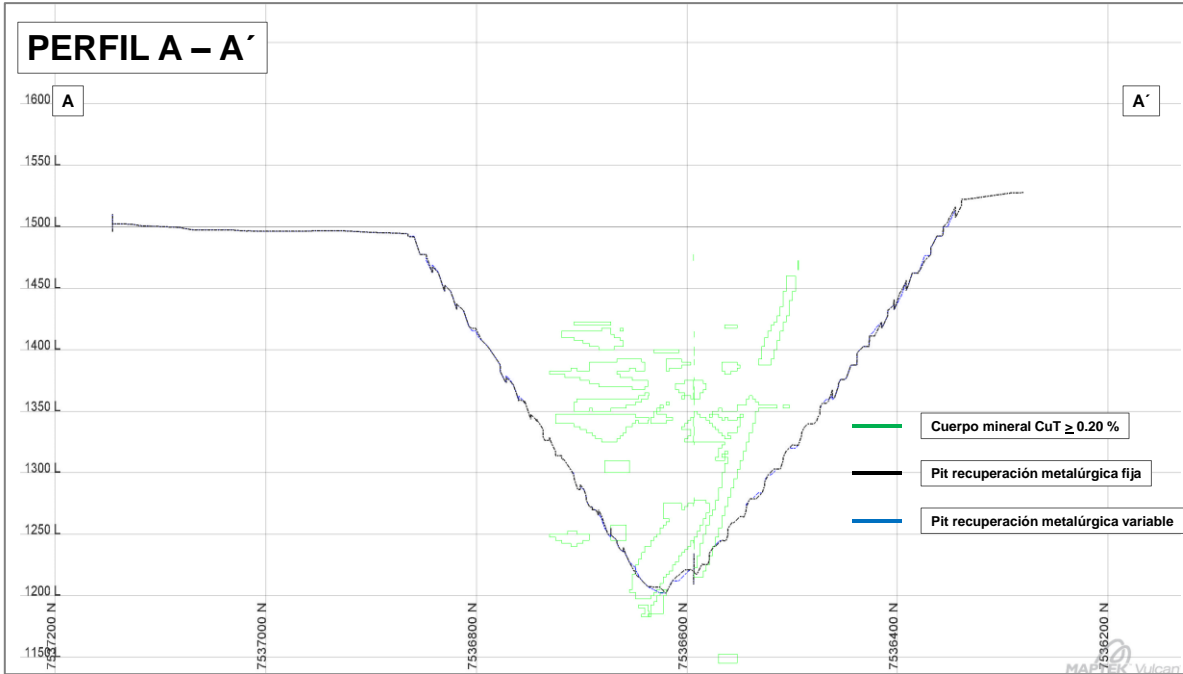


Figura 83: Perfil A-A' Impacto recuperación metalúrgica.

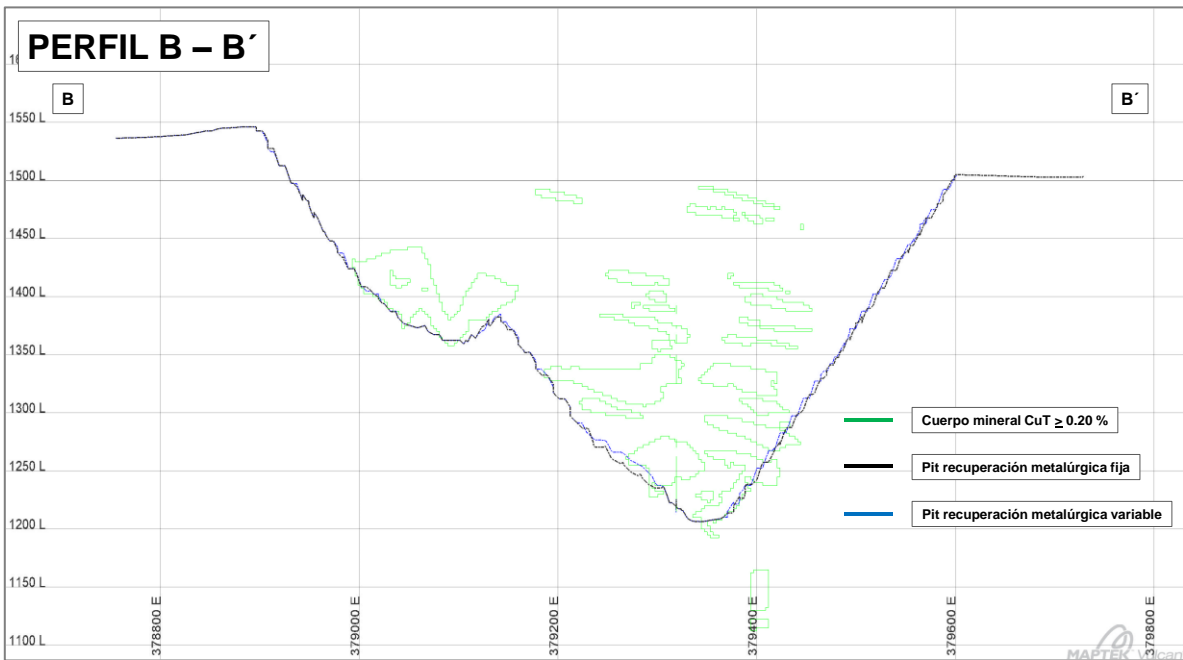


Figura 84: Perfil B-B' Impacto recuperación metalúrgica.

Se confirma que para este estudio que el impacto en el eventual pit final no tiene importantes cambios en cuanto a dimensiones, perímetro superficial y profundización. No existen grandes oportunidades en el diseño.

Los cambios se producen internamente como se visualiza en lo presentado con anterioridad en referencia a que es clasificado como minera, marginal o estéril y el impacto en la evaluación económica del proyecto como también el impacto que podría llegar a tener en la planificación y en la secuencia minera de explotación.

En consecuencia, de acuerdo a los resultados obtenidos viene la inminente consulta de como impactaría este análisis mediante un agendamiento directo de bloques el cual busque optimizar como función objetivo la recuperación metalúrgica.

5.5.2. Fases

Como metodología para la generación de planes mineros quinquenales resulta importante analizar si existe la oportunidad de diseñar fases previas al pit final. A continuación, se presentan los gráficos pit by pit para ambos escenarios de recuperación metalúrgica. Figuras 85 y 86.

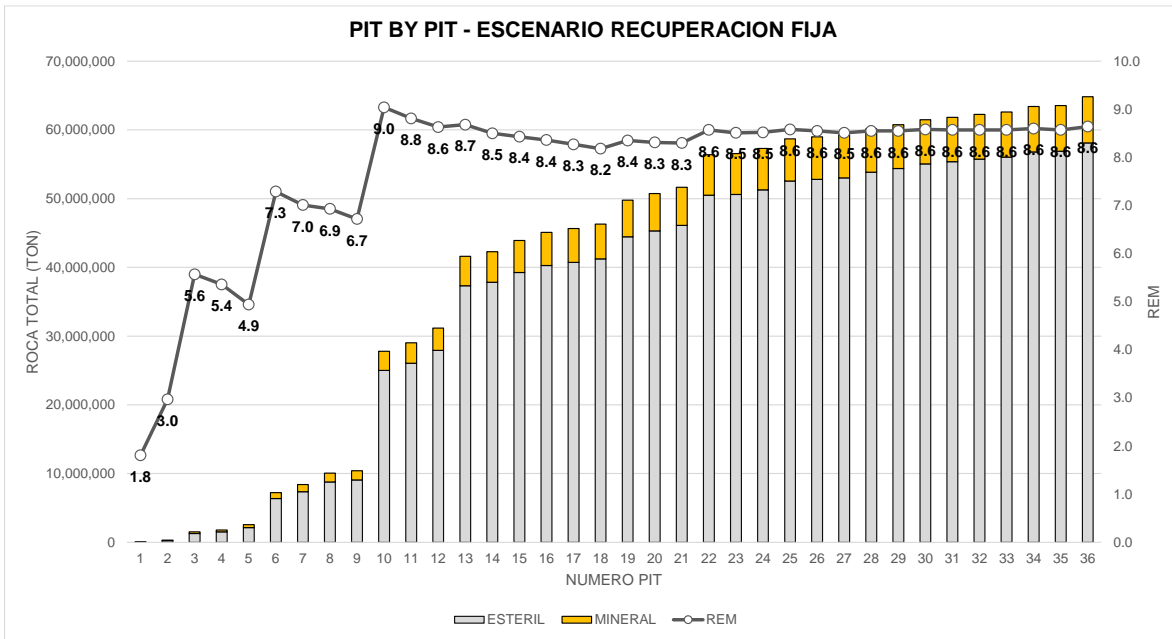


Figura 85: Gráfico pit a pit para escenario recuperación metalúrgica fija.

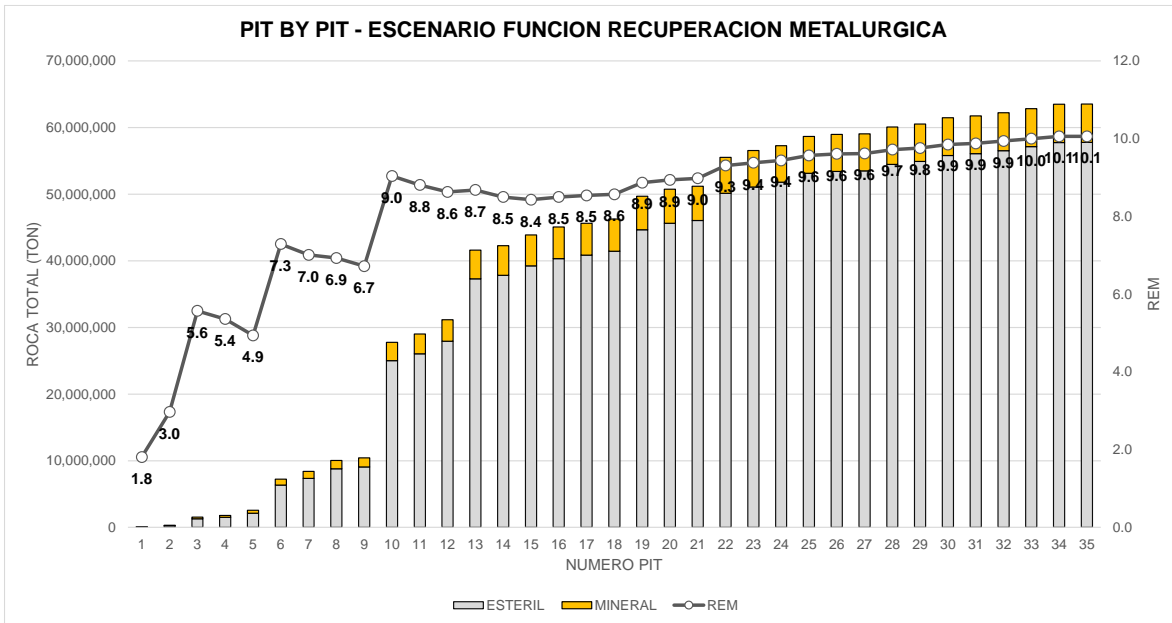


Figura 86: Gráfico pit a pit para escenario recuperación metalúrgica variable.

A diferencia de los gráficos presentados con anterioridad, para este análisis se aumentó el intervalo de revenue factor a modo de presentar una cantidad mayor de pits.

Se puede observar para ambos escenarios saltos importantes que podrían generar fases intermedias, estos corresponden a los pits n°10 y n°13. Tabla 17.

Tabla 17: Resultados eventuales fases.

PITS RECUPERACION METALURGICA FIJA								
PIT	Revenue Factor	P. Venta	TOTAL	ESTERIL	MINERAL	REM	CUT	CUS
		USD/Lb	Tonnes	Tonnes	Tonnes		%	%
1	0.30	0.90	90,812	58,513	32,299	1.8	1.54	1.36
9	0.50	1.50	10,427,667	9,076,511	1,351,156	6.7	1.41	1.30
10	0.53	1.58	27,787,695	25,019,957	2,767,738	9.0	1.41	1.34
11	0.55	1.65	29,017,863	26,059,534	2,958,329	8.8	1.38	1.31
12	0.58	1.73	31,171,192	27,934,339	3,236,853	8.6	1.34	1.28
13	0.60	1.80	41,613,859	37,315,368	4,298,491	8.7	1.27	1.21
14	0.63	1.88	42,273,000	37,824,283	4,448,717	8.5	1.25	1.19
29	1.00	3.00	60,745,321	54,386,242	6,359,079	8.6	1.10	1.06

Si bien no existen grandes cambios en la REM entre los pits destacados, se aprecian diferencias importantes en la cantidad de roca total y en el mineral, lo cual podría generar instancias de diseño para fases previas al pit final n°29 siempre que se considere un precio de venta 3.00 USD/Lb.

Lo anterior de manera grafica se visualiza de la siguiente forma. Figuras 87 a 89.

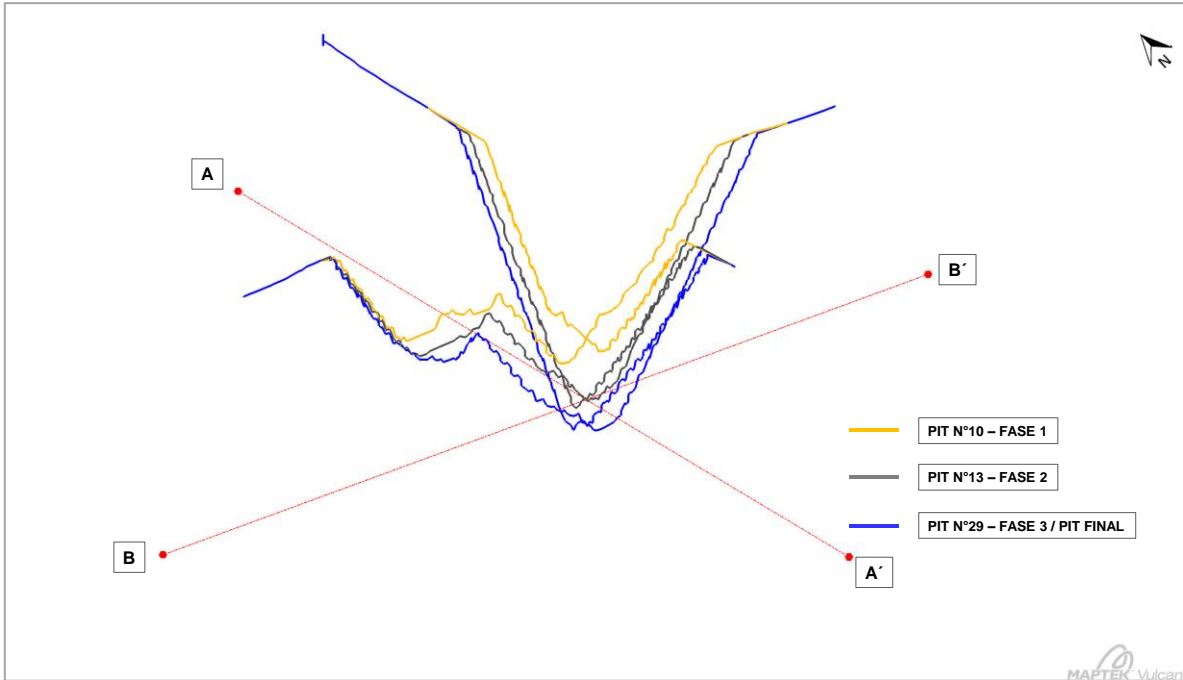


Figura 87: Isométrico perfiles Norte - Sur / Este - Oeste.

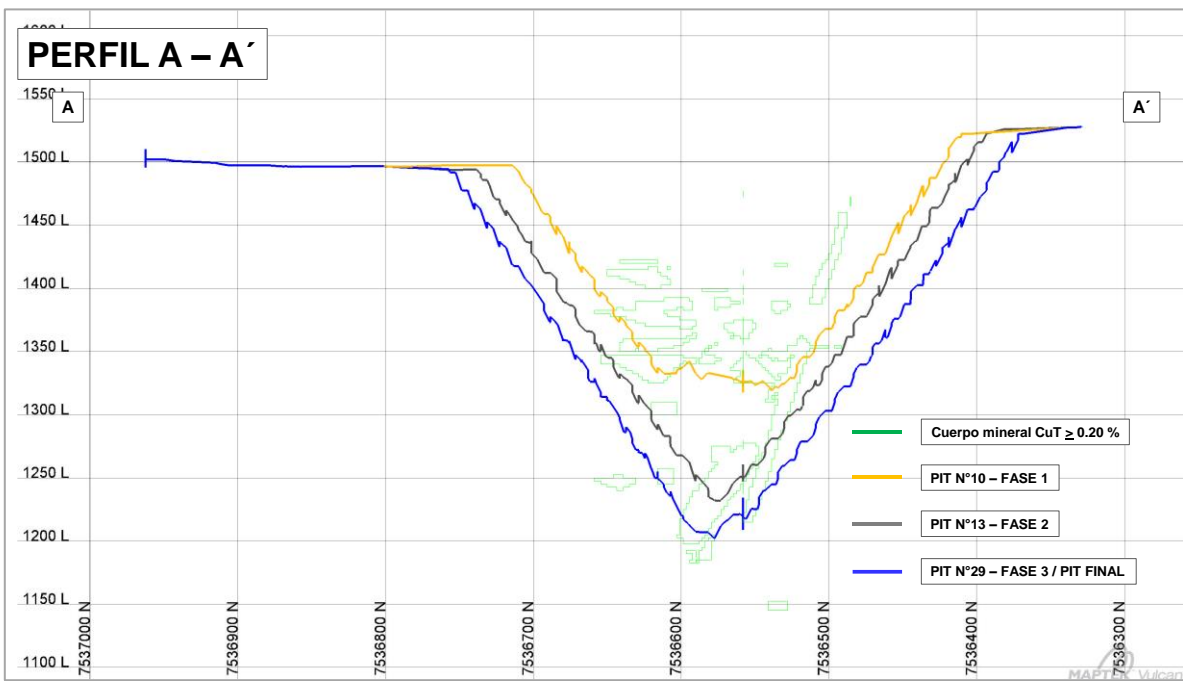


Figura 88: Perfil A - A'' Fases con respecto a pit final.

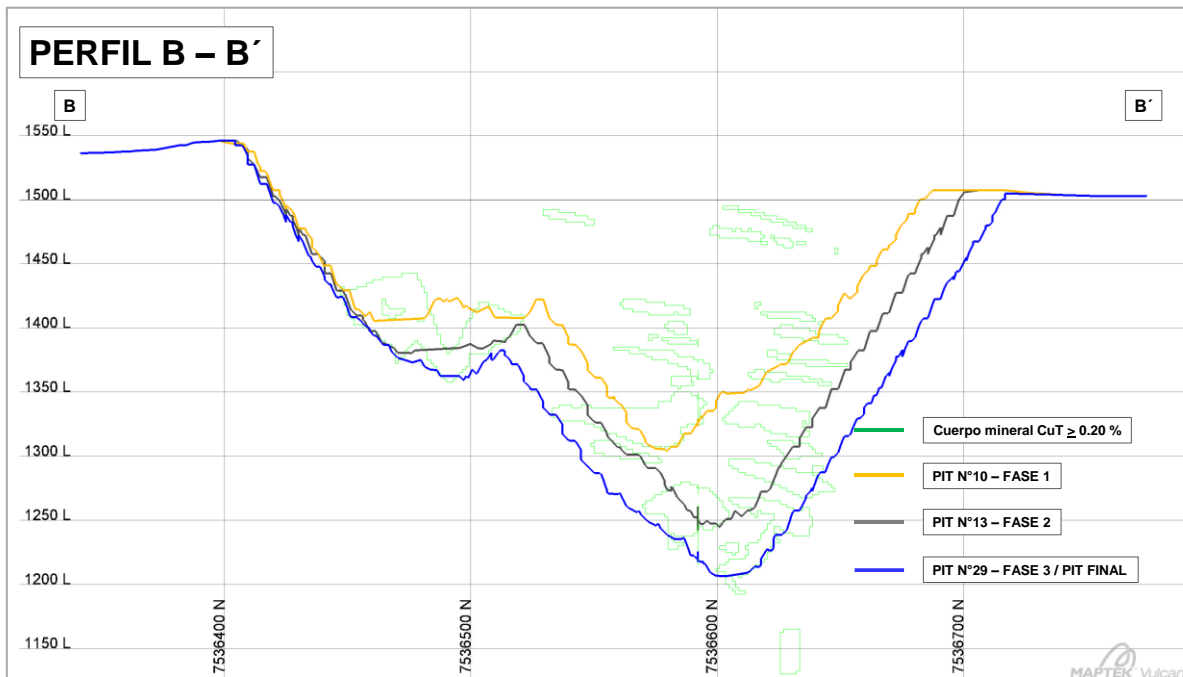


Figura 89: Perfil B - B' Fases con respecto a pit final.

Lo expuesto con respecto a las fases se deberá operativizar en un diseño minero, siempre y cuando se respete un ancho de operación mínimo entre una fase y otra lo cual depende directamente de que flota de equipos se utilizará para operar, para el caso de mediana minería se podría considerar un ancho mínimo de 30 metros operacionales.

5.5.3. Evaluación económica

Debido a que el pit final no cambia de manera relevante a nivel geométrico resulta relevante cuantificar de manera global como impacta el aumento de la REM desde el punto de vista económico entendiendo que lo anterior es en consecuencia a responder a una función de recuperación metalúrgica y que muestra resultados con una recuperación equivalente al 69% de acuerdo a la distribución de leyes que envuelve el pit final.

En consecuencia, se realiza un cálculo de margen global del ejercicio de acuerdo a parámetros económicos de evaluación que se presentan a continuación. Tabla 18.

Tabla 18: Parámetros evaluación económica global.

PARAMETROS EV. ECONOMICA			
1	TIPO DE CAMBIO	700	
2	RECUPERACION	78%	
3	COSTOS MINA	\$/ton	US\$/ton
4	Perforacion	259	0.37
5	Tronadura	238	0.34
6	Carguio	229	0.33
7	Tpte Min	1007	1.44
8	Tpte Est	360	0.51
9	Apoyo	111	0.16
10	COSTO PLANTA	0.93	US\$/Lb
11	PRECIO COBRE	3.00	US\$/Lb

Los parámetros anteriores se aplican para evaluar los dos escenarios que se pueden resumir como se exponen. Tabla 19.

Tabla 19: Escenarios a evaluar.

	E1 - REC FIJA	E2 - REC VAR
Mineral	6,359,079	5,625,218
CuT (%)	1.10	1.16
Esteril	54,386,242	54,917,246
Total	60,745,321	60,542,464

Tabla 20: Margen evaluación económica E1 v/s E2

		E1	E2		
Cobre	ton	54,486	44,908		
	lbs	120,122,145	99,004,744		
Ingresos	US\$	360,366,436	297,014,231	-63,352,205	
GASTO VARIABLE MINA					
Perforacion	US\$	22,475,769	22,400,712		
Tronadura	US\$	20,653,409	20,584,438		
Carguio	US\$	19,872,398	19,806,035		
Tpte Min	US\$	9,147,989	8,092,278		
Tpte Est	US\$	27,970,067	28,243,155		
Apoyo	US\$	9,632,472	9,600,305		
Gasto Var. Mina	US\$	109,752,105	108,726,922	-1,025,183	
Gasto Planta	US\$	111,713,595	92,074,412	-19,639,184	
Gastos	US\$	221,465,700	200,801,334	-20,664,366	
MARGEN	US\$	138,900,736	96,212,897	-42,687,839	-31%

Con respecto a la tabla 20, la evaluación se reduce en 4 grandes ítems. Con respecto a los ingresos se observa una clara pérdida en el escenario con recuperación variable, recuperamos menos libras de cobre y el resultado es evidente.

Si hablamos de los gastos variable mina la verdad no encontramos grandes diferencias. Esto es esperado debido a que el pit de manera global no cambia, si cambia la REM lo cual del punto de vista económico prácticamente la única diferencia que genera es el gasto por transporte de mineral y estéril los cuales están relacionados.

Un punto positivo es el gasto de procesamiento o planta, al tener menos libras que procesar, se ve reflejado en un menor gasto para el escenario n°2.

Lo anterior nos lleva a tener un menor gasto en general (C. Mina + C. Planta), pero que no compensa la pérdida que se genera en el ingreso. Lo anterior refleja una pérdida del 31% del margen.

Todo el análisis anterior complementa el porqué de analizar en detalle la recuperación metalúrgica, como se presentó con anterioridad, variar la recuperación sensibiliza de manera importante el beneficio del proyecto y expone la necesidad de presentarlo como una función objetivo a optimizar en un análisis de agendamiento directo.

5.5.4. Impacto en la razón estéril mineral

Si bien a nivel global las conclusiones preliminares son bastante claras del punto de vista económico, resulta importante llevar esto a un nivel operativo.

Lo anterior en el contexto de analizar el yacimiento banco a banco, modificar los criterios de recuperación metalúrgica provocará en el modelo que bloques que si eran considerados con anterioridad en un escenario de recuperación metalúrgica fija ya no lo sean para un segundo escenario con la aplicación de una función de recuperación metalúrgica.

A continuación, se presentan los resultados de un análisis banco a banco y el impacto en la REM de cada uno en las Figuras 90 y 91 además de la cubicación por banco en el Anexo C.

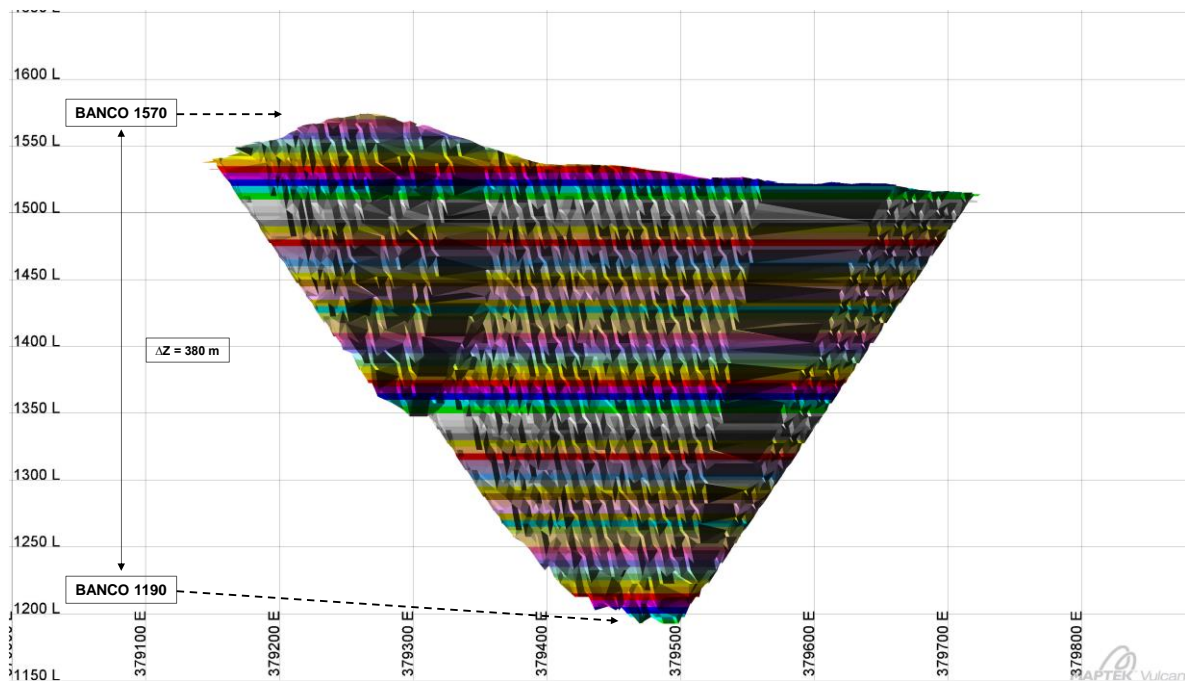


Figura 90: Vista perfil banco a banco rajo María Norte.

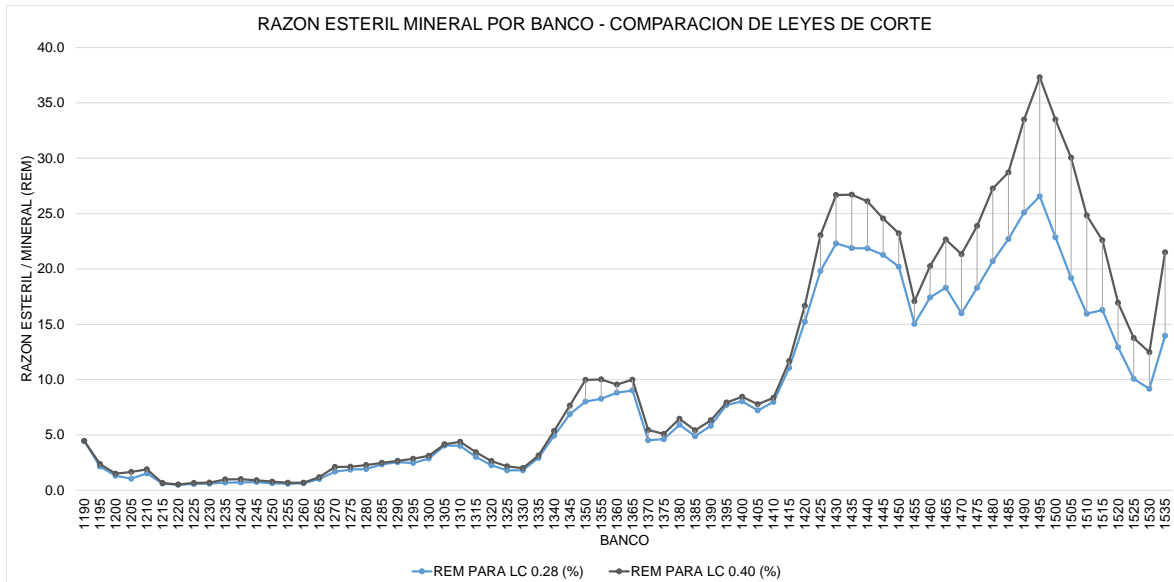


Figura 91: Gráfico razón estéril mineral por banco.

A nivel global se aprecia que el pit tiene una mayor REM en un segundo escenario entendiéndose que al aplicar la función de recuperación metalúrgica existen bloques que no serán clasificados como mineral.

Si el análisis se hace a todo el pit, la REM aumenta a 9.8 con respecto a un primer escenario de 8.5. Se podría pensar que esto no es tan relevante, pero bajo la mirada de un ejercicio banco a banco cambia la perspectiva de lo que se podría esperar.

A nivel banco a banco se aprecian alzas importantes para un mismo banco, lo cual evidentemente podría perjudicar hasta la mejor planificación de extracción. A continuación, se presentan dos imágenes para un mismo banco. Figuras 92 y 93.

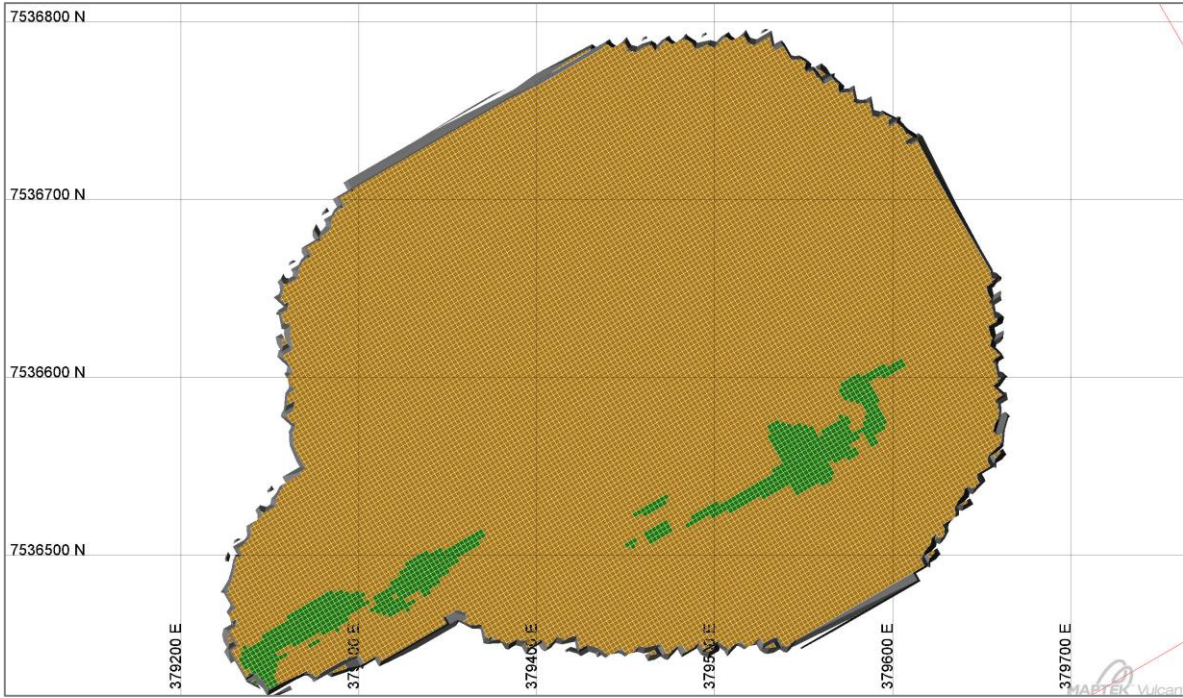


Figura 92: Vista planta banco 1435 - Escenario n°1.

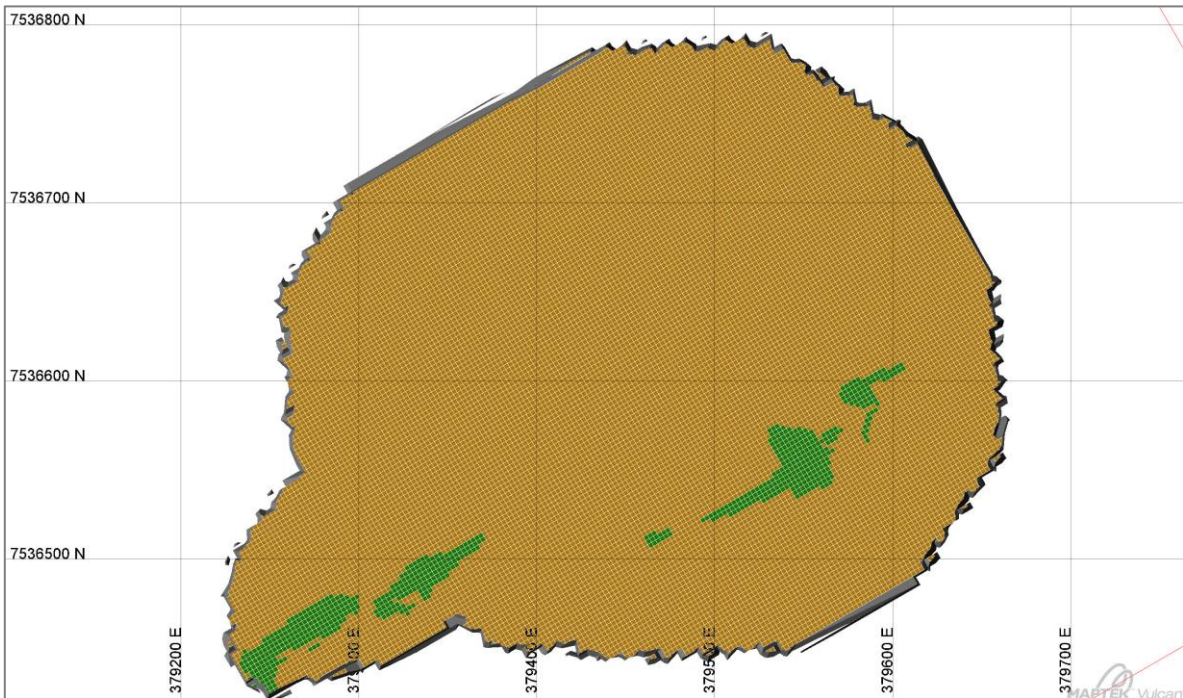


Figura 93: Vista planta banco 1435 - Escenario n°2.

Las imágenes presentadas muestran una caída relevante en el mineral, lo cual puede condicionar fuertemente un plan trimestral, mensual, semanal y diaria.

Lo anterior genera la necesidad de creación de fases en donde el criterio de la clasificación de que es lo que es mineral, marginal y estéril debe estar previamente definido.

No considerar o no dar la importancia necesaria a lo que podría generar aplicar una función de recuperación podría tener consecuencias nefastas en la generación de un plan minero.

Cabe destacar, que la función de recuperación metalúrgica tiene un sesgo, el cual se medirá una vez se posea el agendamiento.

5.6. Resultados agendamiento mediante pits anidados en DOPPLER

En consecuencia, del estudio, se procede a trabajar con el mismo modelo de bloques, pero en la plataforma de DOPPLER, a modo de detectar oportunidades con el cambio de agendamiento.

5.6.1. Importación del modelo y estadística de los datos

En primera instancia se procede a realizar la importación del modelo de bloques el cual se encuentra originalmente rotado $N60^{\circ}E$, lo cual provoca problemas al momento de importar, no se reconocen correctamente el tamaño de bloques en el los ejes X e Y. Por lo tanto, se procede a importar el modelo con orientación norte sur importando correctamente y reconociendo la cantidad de bloques y las dimensiones de los mismos 368,520 bloques de dimensiones 10m x 10m x 10m. Figura 94.

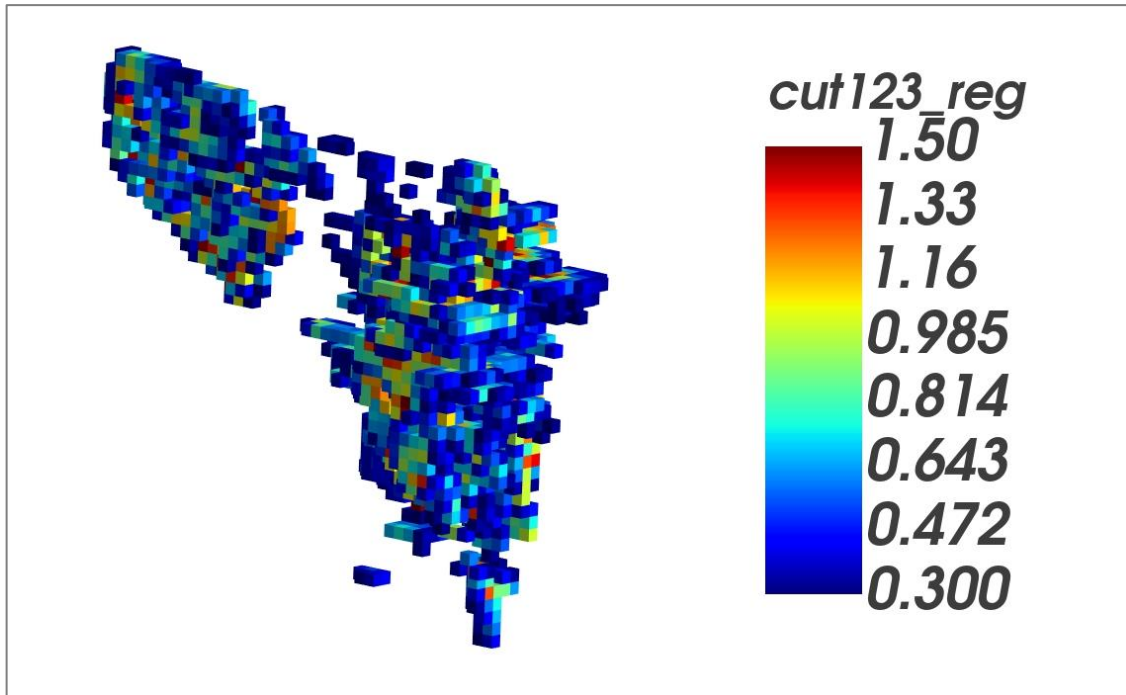


Figura 94: Vista isométrico modelo de bloques María Norte.

El objetivo principal es comparar las metodologías de agendamiento con respecto a la metodología convencional de Lerchs y Grossman para la obtención del pit final y posterior agendamiento iterativo. En búsqueda de ese objetivo se analizan los datos de curvas tonelaje ley e histograma de la ley de cobre total a modo de detectar oportunidades en la búsqueda de la maximización de la recuperación metalúrgica como se ha planteado con anterioridad en este estudio. Figura 95 y 96.

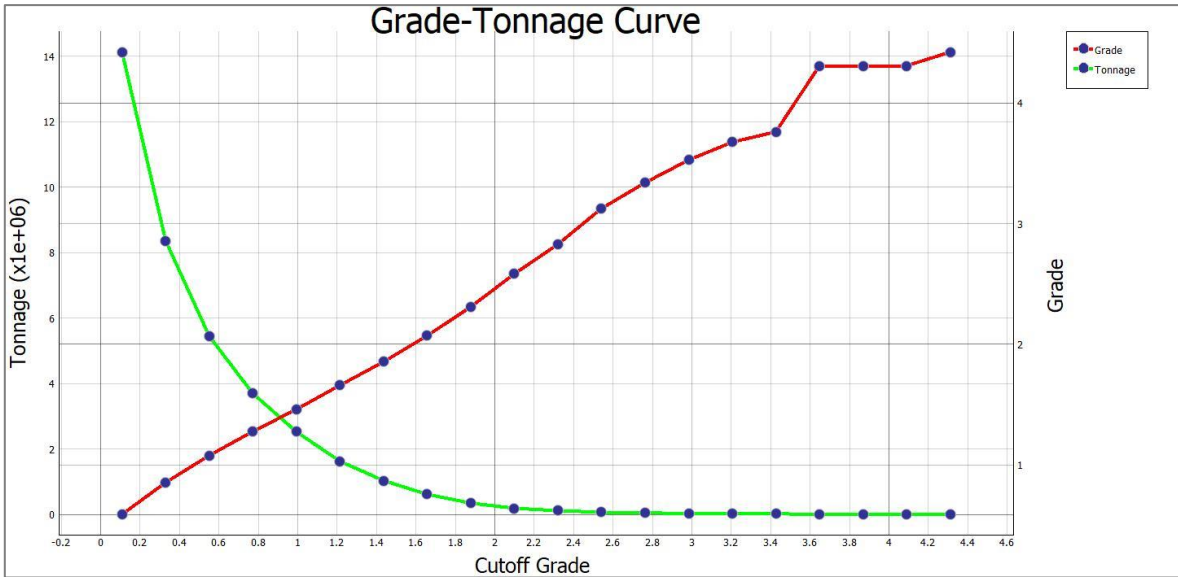


Figura 95: Curva tonelaje-ley modelo María Norte.

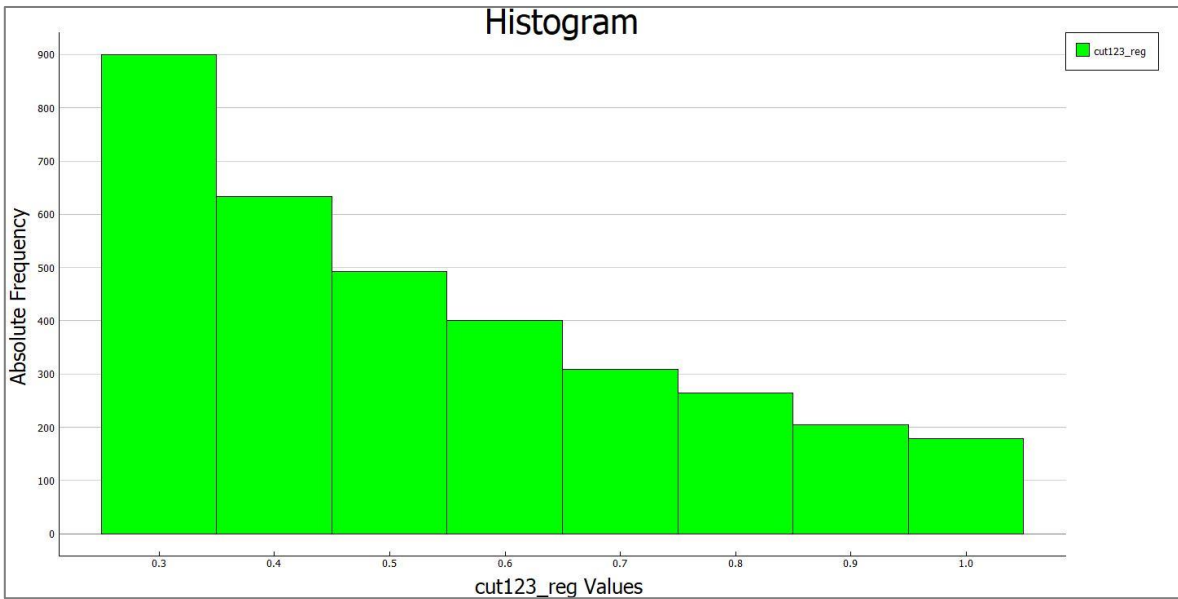


Figura 96: Curva tonelaje-ley modelo María Norte.

Como se aprecia en ambos gráficos hay una importante cantidad de bloques de baja ley, menores a 0.5 % CuT el modelo posee alrededor de un tonelaje equivalente de 8 Mton,

caso contrario a leyes sobre 0.5 % CuT y menores a 0.8 % CuT las cuales corresponden alrededor de 1.5 Mton de un total de 14 Mton se posibles reservas sobre 0.20 % CuT.

El comentario anterior busca reflejar que, si bien se buscará maximizar una función objetivo de recuperación metalúrgica, el intervalo de leyes donde realmente genera variaciones (entre 0.50 y 0.80 % CuT), preliminarmente tendría bajo impacto debido a que correspondería a 1.5 Mton versus 14 Mton, lo cual corresponde al 10% de la masa.

Para complementar se vuelve hacer referencia a la curva de distribución de la recuperación metalúrgica en función del cobre total. Figura 97.

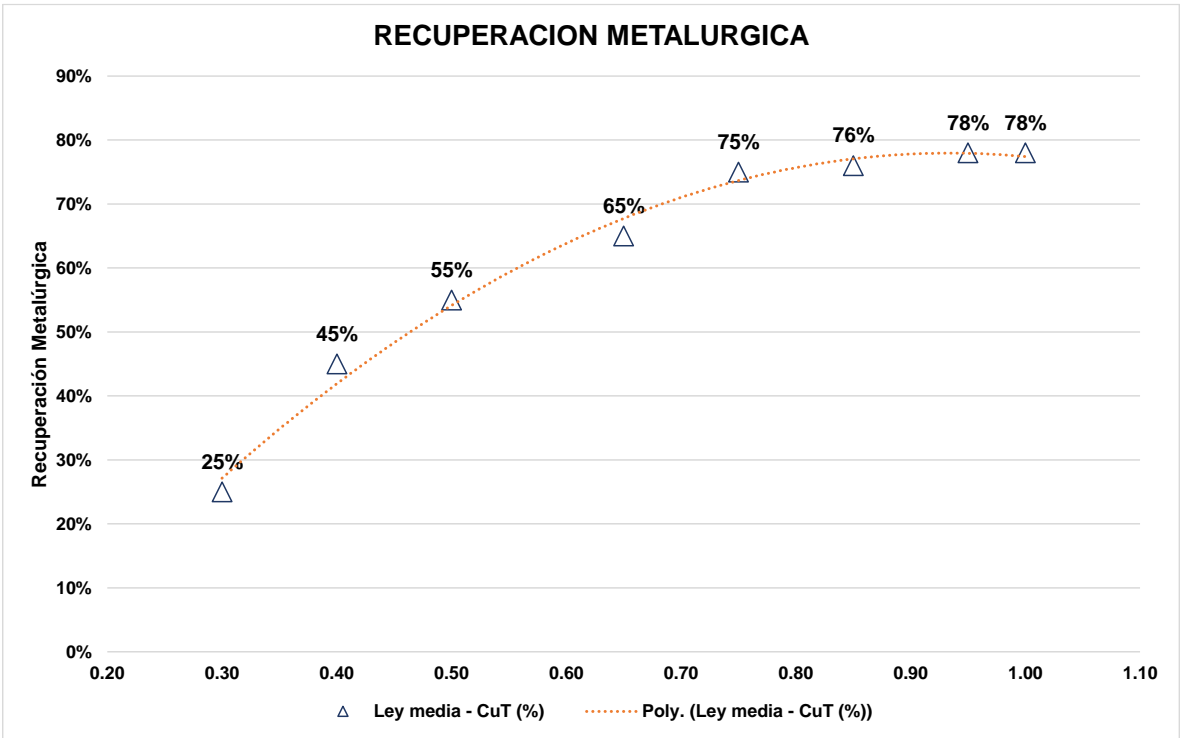


Figura 97: Función recuperación metalúrgica en función del cobre total.

5.6.2. Valorización pit final y agendamiento

Se procede a realizar una evaluación económica de acuerdo a los costos de la compañía un precio de venta previamente fijado en 3.0 USD / Lb, el cual se analizará mediante revenue factor. Tabla 21.

Tabla 21: Costos y precios de venta.

C. Mina	USD / Ton	1.7
C. Proceso	USD / Ton	10.28
P. Venta	USD / Lb	3
C. Venta	USD / Lb	0.25
FC	Ton -> Lb	2204.62
Rec. Metalúrgica		78%

Se procede a calcular el valor del pit de acuerdo a la tabla n°18 como también con un ángulo global de 58° con el objetivo que sea comparable. Se visualiza una correcta valorización con un total de 41,492 bloques los cuales cumplen los requisitos económicos para pertenecer al pit final lo cual se complementa en el Anexo D.

Es importante mencionar que si bien con anterioridad se mencionó la importancia de generar una función objetivo que maximizara la recuperación metalúrgica esta se encuentra en función del cobre total, por lo tanto, en la obtención del pit final y su respectivo valor económico se procede a maximizar de igual forma la ley de cobre total, la cual tiene un doble impacto, como ley propiamente tal y en la recuperación metalúrgica al ser la variable independiente de esta función y los gráficos anteriormente presentados.

A continuación, se presentan los resultados gráficos de agendamiento mediante pits anidados. Figuras 98 y 99.

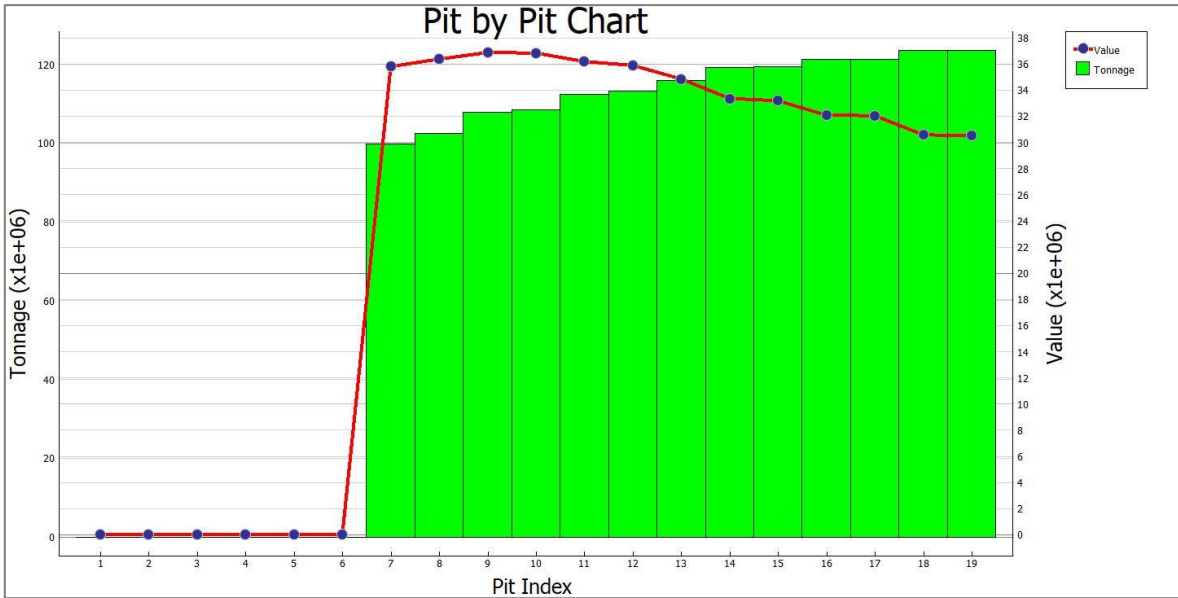


Figura 98: Gráfico pit by pit v/s valor económico.

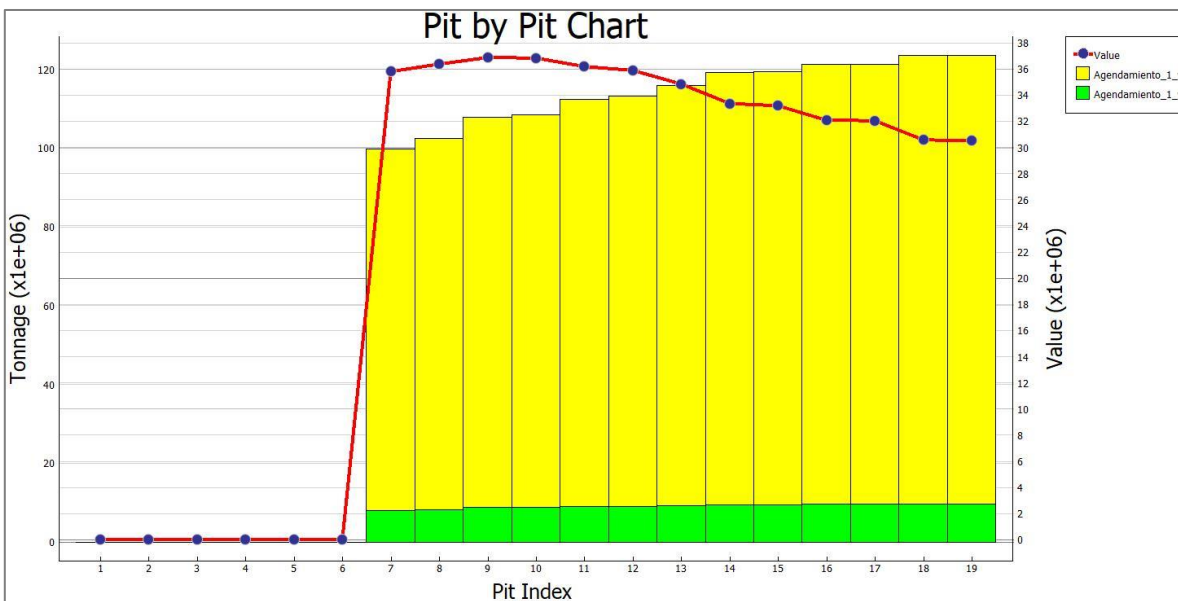


Figura 99: Gráfico pit by pit - Razón estéril mineral.

Como conclusiones preliminares se visualizan razones estéril mineral altas para este yacimiento, el cual es factible económicamente por la estructura de costos presentada y por la ley media del cuerpo mineralizado lo cual generan que tenga un beneficio a un precio de

venta 2.85 USD / Lb, el cual corresponde al pit n°7 con un revenue factor equivalente a 0.95.

Adicionalmente se visualiza que el mejor pit desde el punto de vista económico correspondería al pit n°9, equivalente a un revenue factor de 1.05 y un precio de venta 3.15 USD / Lb. También se visualiza la dificultad de la creación de fases, por lo menos desde un punto de vista económico, no se visualizan grandes incrementos entre los pits n°7 y n°9 que justifiquen lo anterior. Se complementa lo mencionado con un isométrico de los pits anidados. Figura 100.

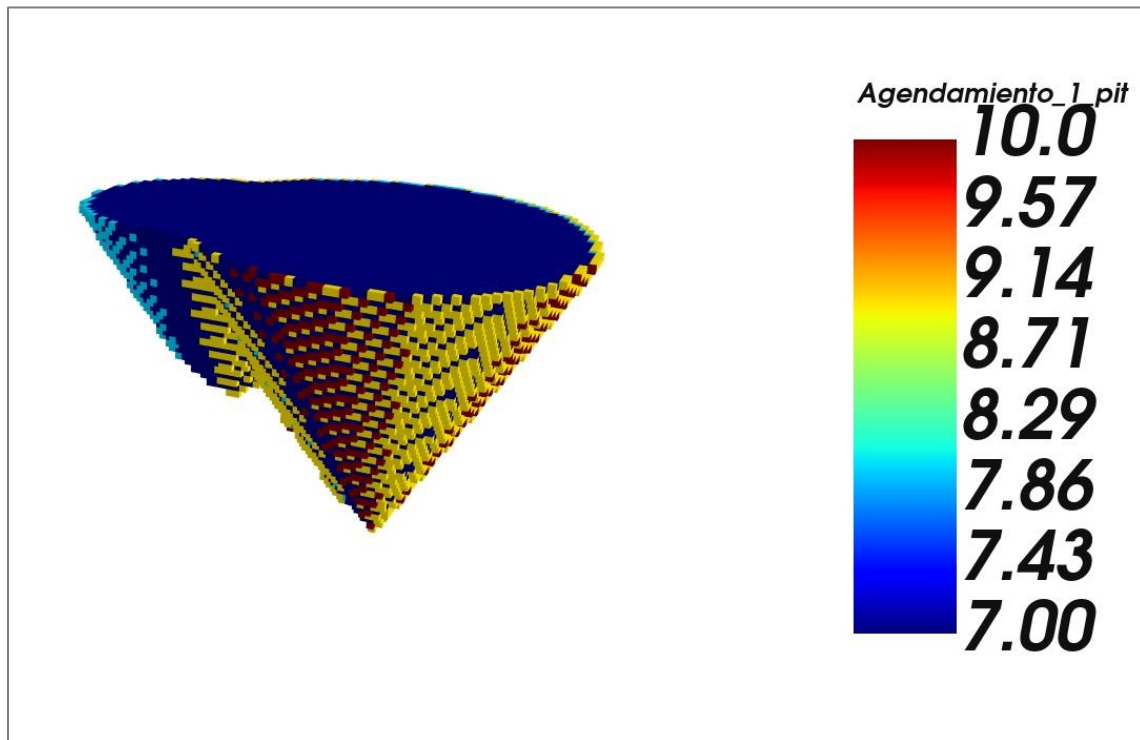


Figura 100: Isométrico pits según revenue factor.

A modo de ejercicio se deja un pit n°10 el cual se visualiza con un ancho operacional no factible de realizar, en donde en gran parte del contorno corresponde al ancho de un único bloque.

6. CONCLUSIONES

En esta tesis se compara el agendamiento convencional que se obtiene mediante un pit final obtenido mediante Lerchs y Grossman con respecto al agendamiento directo de bloques para minería open pit, pero realizando previamente una sensibilización de los costos y los parámetros económicos relevantes al momento de realizar una evaluación económica con el objetivo de identificar oportunidades.

En minería subterránea se transparenta lo que hoy se realiza para un método de explotación sublevel stoping con el objetivo de intentar buscar oportunidades de maximización del valor, pero con restricciones importantes operacionales para proyectos de escala de mediana minería.

Una de las grandes condicionantes de este estudio resulta la capacidad de procesamiento la cual se trata como fijo, entendiendo que de momento proyectos de mediano plazo no tendrían las capacidades de forzar una inversión de estas características, se decide no modificar la capacidad de procesamiento en el tiempo.

6.1. RESULTADOS

6.1.1. Plan quinquenal convencional y recuperación metalúrgica

El plan quinquenal mediante Lerchs y Grossman es principalmente el caso base del estudio el cual permite realizar una sensibilización de plan minero a modo de identificar oportunidades. En este punto, debajo del precio de venta, aparece la recuperación metalúrgica como primera variable que está al alcance de la compañía como variable directa, entendiendo el precio de venta del cobre como una variable indirecta.

Con respecto a la recuperación metalúrgica, se realizan análisis en función de una curva de recuperación metalúrgica obtenida con datos históricos, lo cual le da un valor agregado, lo anterior con el objetivo de identificar oportunidades de mejora en la evaluación económica entre evaluar con una recuperación metalúrgica fija en comparación con una recuperación metalúrgica variable bloque a bloque, lo anterior genera un sesgo por el hecho que la función sea cóncava, una subestimación, al realizar el ejercicio se concluye que podría marcar una diferencia pero para leyes bajas del modelo de bloques, en este caso no

aplica, por lo que se decide avanzar maximizando la ley de cobre total en lo que se realizará como agendamiento directo.

6.1.2. Agendamiento directo de bloques para open pit

Con respecto al agendamiento de bloques, este se realiza en DOPPLER, para el mismo modelo de bloques analizado por Lerchs y Grossman en donde se aprecia un mayor NPV del proyecto debido a la metodología de agendamiento, para este análisis no se utilizan restricciones potentes de capacidad de procesamiento, se utiliza como restricción, pero dejando un amplio margen a modo de analizar las soluciones. Con respecto a restricciones de blending no se utilizan con el objetivo de analizar el alcance de la solución.

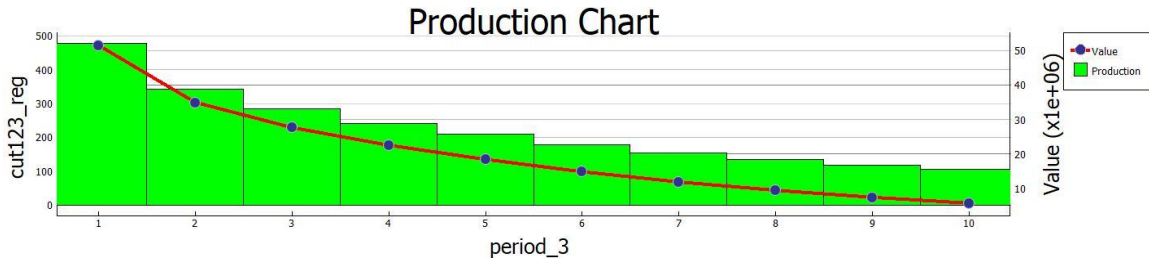


Figura 101: Plan de producción por periodo

Value	
Net Present Value (NPV)	156730990.47983918
Undiscounted Value	204785657.49819997

Figura 102: Valor neto actualizado.

Como se aprecia en las figuras 101 y 102, el agendamiento directo de bloques entrega valores muy superiores comparado con la metodología convencional del proyecto, para el mismo modelo de bloques analizado, siendo un proyecto de alta REM, muestra claras oportunidades en el agendamiento.

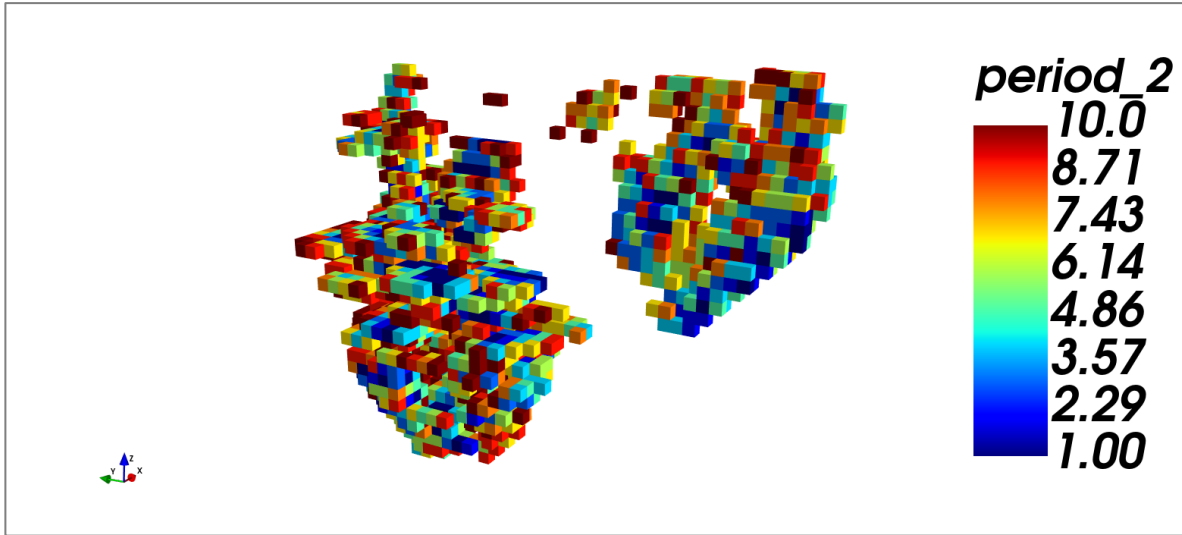


Figura 103: Vista isométrico extracción de bloques por periodo.

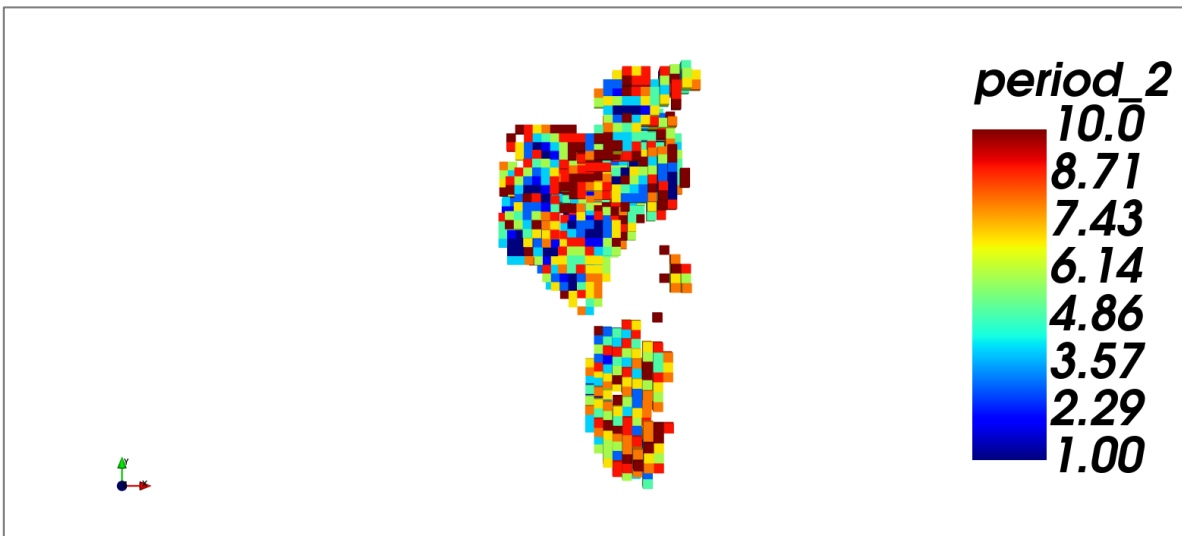


Figura 104: Vista planta extracción de bloques por periodo.

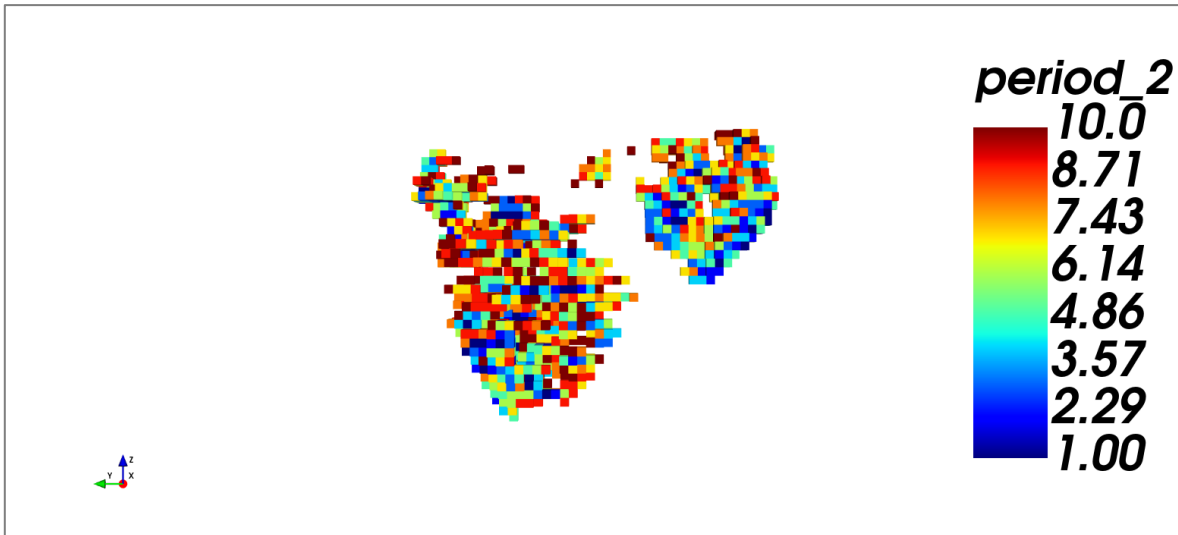


Figura 105: Vista perfil extracción bloques por periodo.

Como se presenta en las figuras 103 a 105 es justamente este el motivo del valor obtenido en el agendamiento directo, el trabajar con bajas restricciones provoca agendamientos no factibles de realizar, los cuales se pueden ir restringir progresivamente a modo de acercarse a una solución factible operacionalmente. Lo anterior concluye que es una herramienta potente, que hoy se posee la capacidad de procesamiento pero que debe considerar las debidas restricciones de agendamiento a modo de que esto sea aplicable. Este caso el NPV prácticamente duplica al obtenido por agendamiento convencional.

6.1.3. Impacto de las restricciones operacionales en agendamiento para minería subterránea

Con respecto a lo expuesto en los capítulos dirigidos a este punto, lo que se busca es demostrar la poca flexibilidad de la minería subterránea en plazos de mediano, esto debido a que la condición estructural puede condicionar labores y caserones de explotación que es probable que no tengan capacidad de ser extraídos mediante construcción de labores adicionales en caso de que estas resulten condicionadas.

Con respecto a los ritmos de extracción la flota generalmente en estos proyectos comparte rampas principales unidireccionales, lo cual obliga a la espera mediante estocadas, esto sumado al confinamiento de las estocadas de carguío y las respectivas

distancias provocan que al tener una capacidad de flota adquirida posea pocas oportunidades de modificarse.

Con respecto a la capacidad de avance y perforación esto también estará fuertemente restringido por la capacidad instalada del punto de vista energético y de ventilación minera, tasas de la producción de 40 KTPM resulta una conclusión relevante para este tiempo de proyectos con tasas de perforación producción alrededor de 6,5000 metros / mes y tasas de avance entre 200 a 300 metros / mes de desarrollos y preparación. Indicador de 220 a 250 toneladas por metro de avance aplicado para un método de explotación sublevel stoping.

La planificación minera para planes quinquenales en minería subterránea es mucho más restrictiva que las posibilidades y flexibilidad que ofrece la minería a cielo abierto.

Con respecto al diseño minero de los bloques a explotar, será relevante contar con herramientas que permitan asegurar que el diseño minero capture las altas leyes que ofrece el modelo de bloques utilizado.

Será de mucha importancia en el agendamiento la cantidad de número de frentes que se posean a modo de asignar correctas capacidades constructivas. Las cuales como se mencionó en este documento serán fuertemente amenazadas por la sobre excavación y por la fortificación esperada.

Existen fuertes restricciones operacionales que se aconseja sean tomadas para este horizonte de planificación como lo son, la sobre excavación que se podría manejar alrededor de 15-20% para los socavones. Y de un 5% a un 7% de aceptabilidad para la explotación de las cámaras en una metodología de sublevel stoping.

Con respecto a la fortificación, será relevante contar con zonificaciones y unidades geotécnicas de la mina la cual permitan tomar decisiones del punto de vista a la velocidad de avance y del diseño minero de los bloques en función del radio hidráulico y las recomendaciones que puedan surgir en función de los factores de seguridad.

Agrupar o sectorizar la mina será relevante a modo de planificación y evaluación económica. Será perfectamente comparable con push-backs o fases en los rajos lo cual permitirá disminuir la inversión inicial, el riesgo y según corresponda si los metros de avance requeridos son menores podrá disminuir el pay-back del proyecto.

Con respecto al último punto, agrupar dará a conocer por donde comenzar un proyecto minero subterráneo, lo cual no necesariamente tendrá que ser el sector con mejores leyes, si no aquel que posea la factibilidad técnico económica que no afecte la secuencia minera recomendada por los análisis geomecánico, que posea una cantidad de metros requeridos y número de frentes que aceleren la llegada los primeros aportes de mineral.

6.1.4. Impacto de este estudio en la metodología de planes quinquenales.

Con respecto al impacto, la búsqueda de oportunidades para este nivel de minería hoy pasa por la minería de superficie, en donde un correcto y minucioso desarrollo mediante agendamiento directo podría mostrar oportunidades en la generación no tanto del pit final, si no en como este pit final es agendado y extraído, entregando un mayor valor.

Si bien el análisis en DOPPLER se presenta para diez periodos, se puede observar con claridad el impacto que tiene la herramienta para los primeros cinco periodos, lo cual es completamente relevante y concluye que la herramienta puede ser aplicada para minería de periodos y que esta podría aportar positiva y significativamente.

Este estudio muestra claras oportunidades con respecto al NPV, la generación de fases, las tasas de extracción y las restricciones de mezcla de abastecimiento tienen un rol protagónico en el objetivo de generar mayor valor en una minería que por cada periodo que pasa se torna más vulnerable del punto de vista económico, operacional y ambiental.

7. TRABAJOS FUTUROS

7.1. Discusión

Avanzar en la búsqueda de valor de los proyectos mineros resulta cada vez más importante, tomando en consideración que la ley de los grandes yacimientos cupríferos tienden a la baja comparado con periodos anteriores, lo anterior complementado con el aumento de los costos en la industria nos lleva a replantear la minería, mejorar los indicadores y a pensar derechamente distinto. En este trabajo de título se captura la metodología que se aplica para la obtención de planes quinquenales aplicados a una escala de mediana minería.

El análisis de este estudio se ha desarrollado para una capacidad de procesamiento fijo, intentando saturar la capacidad productiva planta, en donde contestar la pregunta de cuál proyecto priorizar y a que ritmo de extracción productiva deberían ir resulta completamente relevante, se comparten los criterios de evaluación económica y sensibilización de los principales costos y parámetros de evaluación económica como lo es la recuperación metalúrgica.

Se aplica el estudio para minería a cielo abierto y minería subterránea lo cual le da un valor agregado en el entendido de que hay un porcentaje importante de proyectos que comienzan con una minería superficial para posteriormente pasar a una minería subterránea. Tener claridad de que es lo que aporta cada uno es relevante como también las eventuales restricciones que se generan en la operativización de estos proyectos. El valor agregado de este estudio está precisamente en este último punto, gran parte de los números analizados y evaluados responden a una operativización de los planes en donde conjugar la maximización del valor en el tiempo y su factibilidad operacional buscarán un porcentaje de cumplimiento aceptable de los planes mineros respectivos.

7.2. Trabajos futuros

Si bien existen importantes aportes para esta materia en el estado del arte, lo presentado en este trabajo de título lo confirma, aplicado a modelos de bloques reales y que hoy se están explotando, en donde la comparación conceptual del agendamiento directo se realiza con respecto a un pit final de Lerchs y Grossman el cual hoy en día se encuentra en desarrollo.

El trabajo futuro se debe enfocar en aplicar en casos reales y en la industria herramientas como DOPPLER para la realización de agendamiento directo a modo de materializar estas oportunidades, que quizás no cambiarán significativamente el pit final, pero si los flujos por periodo que se obtendrán para llegar a esa instancia.

El punto anterior, sumado a la generación de planes con probabilidad de ocurrencia con respecto al NPV esperado para esta industria y sus inversionistas resulta un tema a futuro que debe ser desarrollado de manera minuciosa a modo de incentivar la inversión y el desarrollo de la industria minera.

Se demostró el impacto de analizar una de las variables geo metalúrgicas como lo es la recuperación metalúrgica, en esta materia se visualiza completamente relevante que la industria minera mediana vaya mirando la implementación de modelos geo metalúrgicos, en donde existan otras variables de interés que mejoren el proceso, como lo son restricciones por periodo para ciertas cantidades de contaminantes como el arsénico, carbonato o bien buscando un indicador de dureza que maximice el rendimiento del área seca, hoy ya no se puede pensar exclusivamente en maximizar la ley de cobre total.

8. BIBLIOGRAFIA

- [1] Morales, N., Jélvez, E., Nancel-Penard, P. (2015). A comparison of Conventional and Direct Block Scheduling Methods for Open Pit Mine Production Scheduling. U. Chile.

- [2] Lerch's, H. y Grossman, I. (1964). Optimum design of open-pit mines.

- [3] Metodología multietapa para la planificación de la producción de largo plazo en minas a rajo abierto bajo incertidumbre geológica. 2017 – Enrique Jélvez. U. Chile.

- [4] Le-Fe Aux R. Galdames, B. Vázquez A. (2008). Diseño y operaciones de minas a cielo abierto. En: 1st. Vol. 1. Cap. 13, p. 165 -167.

- [5] A sliding time window heuristic for open pit mine block sequencing. 2010. Cullenbine, Wood y Newman.

- [6] Gurobi Optimization. 2017 – Gurobi.

- [7] Manual DOPPLER V 1.4.9. 2017 – Delphos Lab – Manuel Rodríguez.

- [8] Alford, C., Brazil, M., Lee, D. (2007). Optimization in Underground Mining

- [9] Johnson, T. B. (1968). Optimum open-pit mining production scheduling. PhD. thesis. Berkeley: University of California.

- [10] Comparación de metodologías para la optimización de yacimientos mineros a rajo abierto. 2020. Cristian Espinoza Camus. U. Chile.

- [11] Parra, A. (2006). Generación y Aplicación de un Sistema de Análisis para Planes de Producción. Degree. thesis. Santiago: Universidad de Chile.

- [12] Caccetta L., Kelsey P., Giannini L. (1998). "Open Pit Mine Production Scheduling, in A.J. Basu, N. Stockton and D. Spottiswood (Eds.)", Computer Applications in the Minerals Industries International Symposium (3rd Regional APCOM), Austral. Inst. Min. Metall Publication Series 5, p. 65–72.
- [13] Caccetta L., Giannini L. (1986). "Optimization Techniques for the Open Pit Limit Problem", Proc. Australas. Inst. Min. Metall. 291, p. 57–63.
- [14] Optimización del plan de producción conjunto cielo abierto-subterránea. Enero 2018 – Manuel Rodríguez. U. Chile.
- [15] Modelo integrado de simulación y optimización para planes mineros de mediano plazo en minería cielo abierto. Enero 2018 – Felipe Orellana. U. Chile.
- [16] Secuenciamiento óptimo de caserones en minería subterránea selectiva. Mayo 2017 – Valentina Rojas. U. Chile.
- [17] Análisis de riesgo asociado a incertidumbre operacional en planes mineros para minería a cielo abierto. Diciembre 2016 – Carola Cerda. U. Chile.
- [18] Metodología de control de riesgo en planes de minería a cielo abierto sujetos a incertidumbre. Mayo 2015 – Macarena Tapia. U. Chile.
- [19] Modelo de Planificación Minera de Corto y Mediano Plazo Incorporando Restricciones Operacionales y de Mezcla. Marzo 2011 – Marcelo Vargas. U. Chile.
- [20] Using aggregation to optimize long-term production planning at an underground mine. 2007 – Newman, Kuchta.
- [21] Comparación de metodologías de planificación de largo plazo en minería a cielo abierto. 2018 – Diego Canales.
- [22] Morales, N., Seguel, S., Cáceres, A., Jélvez, E., Alarcón, M. (2019). "Incorporation of Geometallurgical Attributes and Geological Uncertainty into Long-Term Open-Pit Mine Planning"

- [23] Hamrin, Hans. (2003). "Underground Mining Methods Engineering Fundamentals and International Case Studies".
- [24] Mathews, Kenneth. (1978). "DESIGN OF UNDERGROUND MINING LAYOUTS".
- [25] Winston, R., Calderón, J. (2011). "Benchmarking de Métodos de Explotación"
- [26] Troncoso, S., Prieto, P., Rubio, E. (2009). "Cutoff Grade Optimizer Integrating Contaminant Constraints"
- [27] M.W.A. Asad. (2005). "Cutoff grade optimization algorithm for open pit mining operations with consideration of dynamic metal price and cost escalation during mine life"
- [28] Gholamnegad, J., Osanloo, M. (2007). "Incorporation of ore grade uncertainty into the push back design process"
- [29] Goodfellow, R., Dimitrakopoulos, R. (2013). "Algorithmic integration of geological uncertainty in pushback designs for complex multiprocess open pit mines"



Figura 106: Visualización modelo de bloques con ley de corte 1.8% CuT

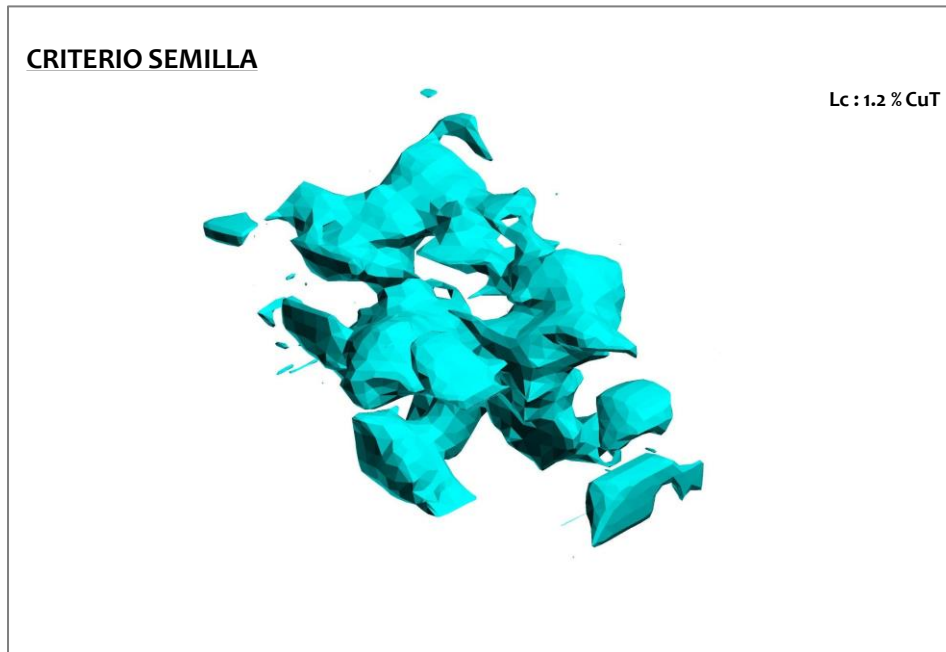


Figura 107: Visualización modelo de bloques con ley de corte 1.2% CuT.

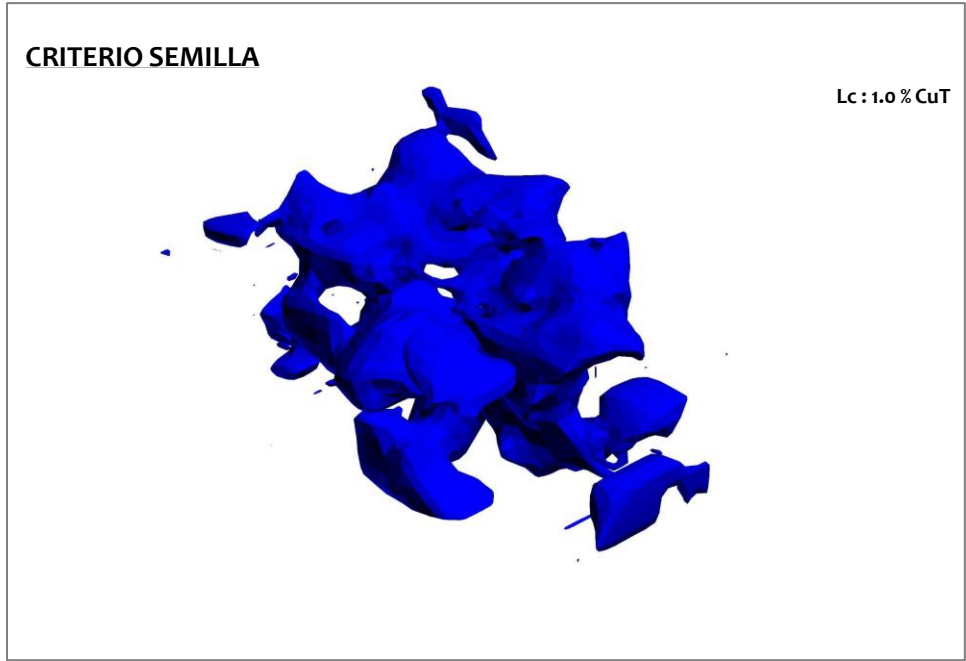


Figura 108: Visualización modelo de bloques con ley de corte 1.0% CuT.

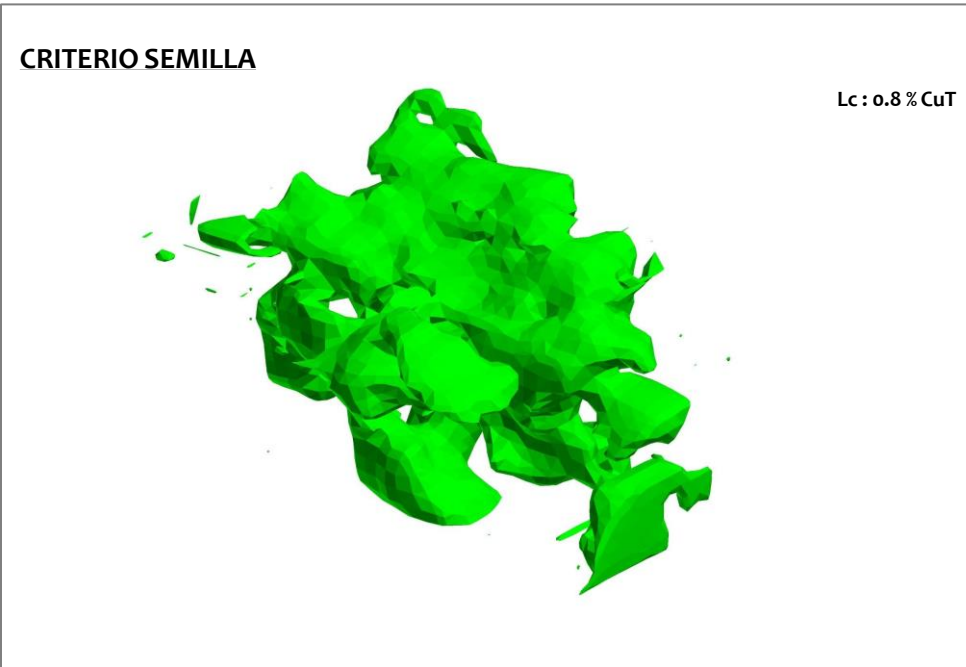


Figura 109: Visualización modelo de bloques con ley de corte 0.8% CuT.

Anexo C: Cubicación por banco distintas leyes de corte.

Tabla 25: Cubicación comparativa banco a banco para ambos escenarios.

BANCO	ESCENARIO LC 0.28 % CuT				ESCENARIO LC 0.40 % CuT			
	ESTERIL	MINERAL	TOTAL	REM	ESTERIL	MINERAL	TOTAL	REM
1190	364	82	446	4.5	364	82	446	4.5
1195	3,914	1,818	5,732	2.2	4,036	1,696	5,732	2.4
1200	7,028	5,317	12,345	1.3	7,417	4,928	12,345	1.5
1205	10,064	9,545	19,608	1.1	12,240	7,368	19,608	1.7
1210	18,081	11,777	29,858	1.5	19,553	10,305	29,858	1.9
1215	16,480	26,983	43,463	0.6	17,207	26,257	43,463	0.7
1220	18,953	37,373	56,326	0.5	19,601	36,725	56,326	0.5
1225	25,963	45,147	71,110	0.6	28,560	42,550	71,110	0.7
1230	32,084	52,679	84,763	0.6	34,861	49,902	84,763	0.7
1235	41,119	59,067	100,186	0.7	49,806	50,380	100,186	1.0
1240	49,010	68,593	117,603	0.7	59,121	58,482	117,603	1.0
1245	57,102	76,194	133,296	0.7	63,578	69,718	133,296	0.9
1250	59,528	94,096	153,624	0.6	67,871	85,753	153,624	0.8
1255	65,648	110,396	176,044	0.6	71,755	104,289	176,044	0.7
1260	76,879	118,922	195,801	0.6	79,964	115,837	195,801	0.7
1265	109,386	107,477	216,863	1.0	117,625	99,238	216,863	1.2
1270	150,838	89,610	240,447	1.7	163,215	77,233	240,447	2.1
1275	170,599	91,251	261,850	1.9	178,319	83,532	261,850	2.1
1280	187,263	97,403	284,666	1.9	197,919	86,748	284,666	2.3
1285	217,149	92,761	309,910	2.3	220,987	88,923	309,910	2.5
1290	241,523	94,861	336,384	2.5	244,506	91,878	336,384	2.7
1295	256,692	104,049	360,741	2.5	267,059	93,682	360,741	2.9
1300	287,333	100,090	387,423	2.9	293,549	93,875	387,423	3.1
1305	333,297	82,347	415,644	4.0	335,044	80,600	415,644	4.2
1310	356,088	88,476	444,564	4.0	362,100	82,463	444,564	4.4
1315	357,788	118,334	476,123	3.0	369,076	107,047	476,123	3.4
1320	351,803	155,533	507,336	2.3	367,947	139,389	507,336	2.6
1325	347,524	192,356	539,880	1.8	369,461	170,419	539,880	2.2
1330	369,720	204,400	574,119	1.8	383,045	191,075	574,119	2.0
1335	451,728	154,029	605,756	2.9	459,649	146,107	605,756	3.1
1340	533,279	107,972	641,252	4.9	540,511	100,741	641,252	5.4
1345	592,711	86,139	678,850	6.9	600,430	78,420	678,850	7.7
1350	638,968	79,711	718,679	8.0	653,227	65,452	718,679	10.0
1355	677,240	81,870	759,110	8.3	690,240	68,870	759,110	10.0
1360	720,444	81,677	802,121	8.8	726,172	75,949	802,121	9.6
1365	762,799	84,508	847,307	9.0	770,234	77,074	847,307	10.0
1370	734,841	162,308	897,149	4.5	758,114	139,035	897,149	5.5
1375	778,525	168,633	947,158	4.6	791,850	155,308	947,158	5.1
1380	851,629	143,862	995,491	5.9	862,151	133,340	995,491	6.5
1385	867,892	177,342	1,045,234	4.9	882,517	162,717	1,045,234	5.4
1390	937,009	160,493	1,097,503	5.8	947,694	149,809	1,097,503	6.3
1395	1,017,213	131,907	1,149,120	7.7	1,020,444	128,676	1,149,120	7.9
1400	1,069,096	132,955	1,202,051	8.0	1,074,947	127,104	1,202,051	8.5
1405	1,103,597	152,725	1,256,321	7.2	1,113,237	143,084	1,256,321	7.8
1410	1,167,061	146,170	1,313,231	8.0	1,172,936	140,295	1,313,231	8.4
1415	1,255,384	113,418	1,368,802	11.1	1,260,842	107,960	1,368,802	11.7
1420	1,340,374	88,010	1,428,385	15.2	1,347,524	80,860	1,428,385	16.7
1425	1,413,011	71,309	1,484,320	19.8	1,422,599	61,721	1,484,320	23.0
1430	1,475,007	66,114	1,541,121	22.3	1,485,448	55,673	1,541,121	26.7
1435	1,533,814	70,082	1,603,895	21.9	1,546,003	57,892	1,603,895	26.7
1440	1,589,685	72,727	1,662,413	21.9	1,601,089	61,323	1,662,413	26.1
1445	1,644,452	77,314	1,721,766	21.3	1,654,403	67,362	1,721,766	24.6
1450	1,702,651	84,257	1,786,908	20.2	1,713,132	73,776	1,786,908	23.2
1455	1,731,903	115,117	1,847,020	15.0	1,744,862	102,158	1,847,020	17.1
1460	1,804,353	103,552	1,907,905	17.4	1,818,125	89,780	1,907,905	20.3
1465	1,874,957	102,416	1,977,373	18.3	1,893,807	83,566	1,977,373	22.7
1470	1,923,802	120,250	2,044,052	16.0	1,952,524	91,528	2,044,052	21.3
1475	1,999,071	109,241	2,108,311	18.3	2,023,568	84,744	2,108,311	23.9
1480	2,073,914	100,181	2,174,095	20.7	2,097,192	76,903	2,174,095	27.3
1485	2,143,884	94,453	2,238,337	22.7	2,163,018	75,319	2,238,337	28.7
1490	2,211,109	88,075	2,299,184	25.1	2,232,518	66,666	2,299,184	33.5
1495	2,096,770	78,934	2,175,704	26.6	2,118,910	56,794	2,175,704	37.3
1500	1,809,601	79,138	1,888,739	22.9	1,833,976	54,763	1,888,739	33.5
1505	1,536,037	80,042	1,616,079	19.2	1,564,034	52,045	1,616,079	30.1
1510	1,241,076	77,793	1,318,870	16.0	1,267,820	51,049	1,318,870	24.8
1515	910,589	55,894	966,483	16.3	925,512	40,970	966,483	22.6
1520	568,254	43,955	612,209	12.9	578,077	34,132	612,209	16.9
1525	382,563	37,977	420,540	10.1	392,064	28,476	420,540	13.8
1530	259,055	28,232	287,287	9.2	265,971	21,315	287,287	12.5
1535	175,822	12,588	188,410	14.0	180,036	8,375	188,410	21.5
1540	126,281	1,885	128,166	67.0	127,564	602	128,166	212.0
1545	85,204	892	86,096	95.6	85,431	665	86,096	128.5
1550	57,542	126	57,668	456.0	57,542	126	57,668	456.0
1555	37,058		37,058		37,058		37,058	
1560	21,504		21,504		21,504		21,504	
1565	9,127		9,127		9,127		9,127	
1570	1,794		1,794		1,794		1,794	
TOTAL	54,158,901	6,363,206	60,522,107	8.5	54,893,214	5,628,892	60,522,107	9.8

Anexo D: Complemento a resultados obtenidos en DOPPLER

El modelo se decide trabajar con pocas variables, sólo las necesarias para llegar a realizar un agendamiento directo. Ley de cobre total, tonelaje, densidad y las de valorización propias del software en la generación de las distintas instancias. A continuación de genera una estadística de las variables. Tabla 26.

Tabla 26: Estadística variables modelo María Norte.

	Attribute	Min	Avg	Max
1	x	378455.00000000	378820.00000000	379185.00000000
2	y	7536125.00000...	7536535.00000...	7536945.00000...
3	z	1035.00000000	1330.00000000	1625.00000000
4	cut123_reg	0.00000000	0.00944371	4.42270581
5	Pit_1_	0.00000000	0.11816998	1.00000000
6	Pit_2	0.00000000	0.11259090	1.00000000
7	Agendamiento_1_pit	0.00000000	1.02511668	19.00000000
8	All	1.00000000	1.00000000	1.00000000
9	tonelaje	2600.00000000	2600.00000000	2600.00000000
10	densidad	2.60000000	2.60000000	2.60000000
11	Pit_1_Valor	-4420.00000000	-3536.14860491	611319.19002137
12	Pit_2_Valor	-4420.00000000	-3720.44205621	512478.08386423
13	Agendamiento_1_value	-4420.00000000	-3720.16032984	512631.00953211
14	Agendamiento_1_waste	0.00000000	0.98870346	1.00000000
15	Valor_Crusher	-31148.00000000	-29987.20674804	512478.08386423
16	Valor_Dump	-4420.00000000	-4420.00000000	-4420.00000000

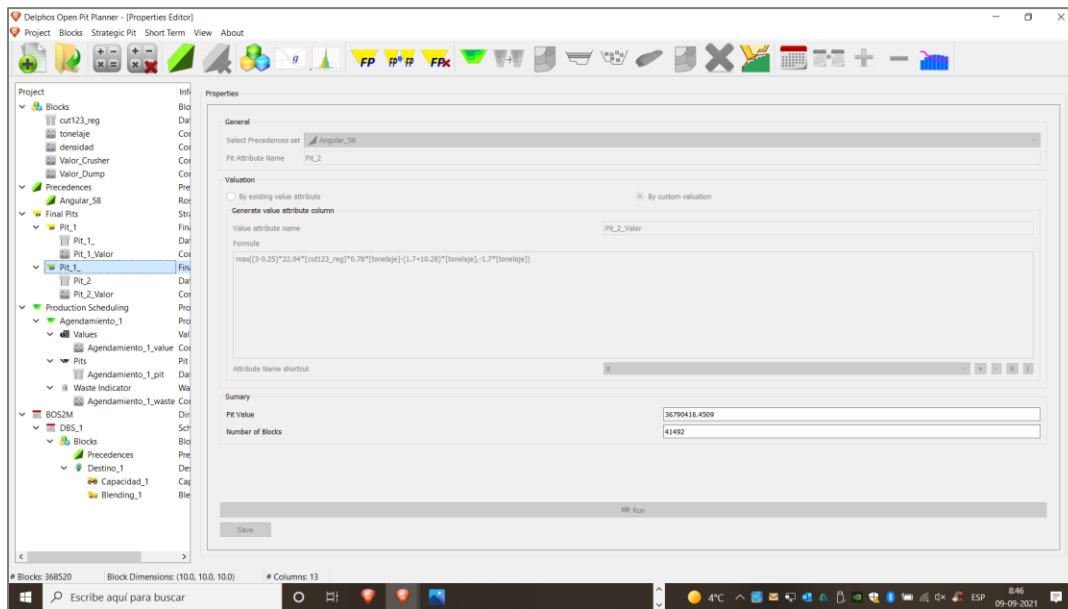


Figura 110: Interface valorización pit final en DOPPLER.

En consecuencia, con el ejercicio se procede a realizar agendamiento mediante pits anidados para el cual también se utilizó la estructura de costos y precios de venta anteriormente descrita. Figura 110 y 111.

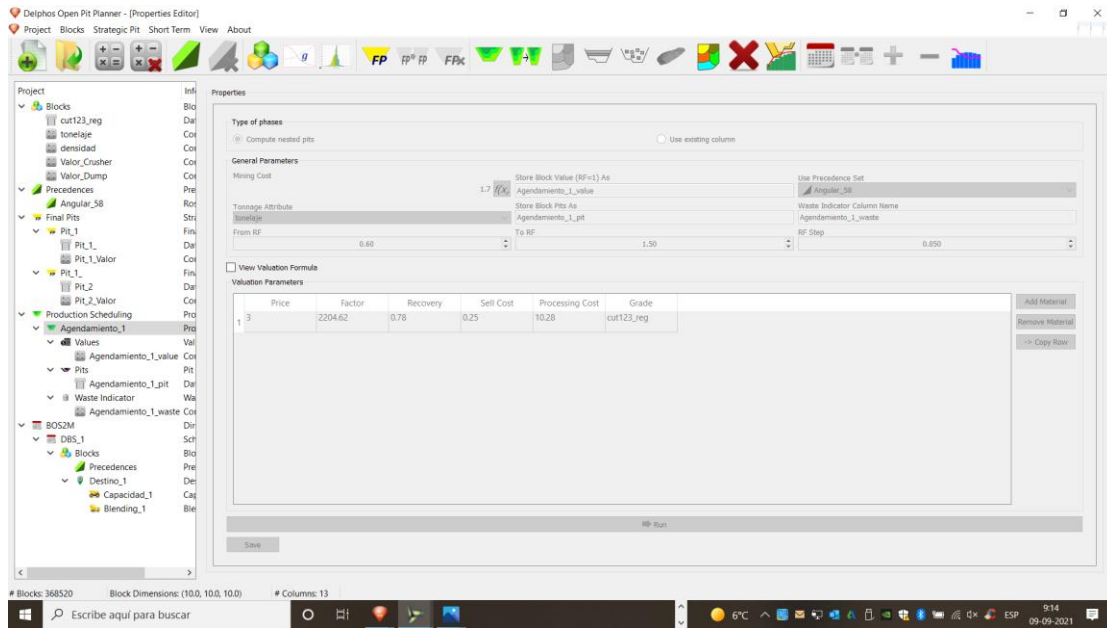


Figura 111: Interface agendamento mediante pits anidados en DOPPLER.