



**UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**VALORES DE CORTE MULTIVARIABLE  
EN PLANIFICACIÓN MINERA**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS**

**IGNACIO JAVIER MEDINA PEREIRA**

**PROFESOR GUÍA:  
FELIPE AZOCAR HIDALGO.**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN  
ALFONSO OVALLE WALKER  
JUAN LUIS YARMUCH GUZMÁN**

**SANTIAGO DE CHILE  
ABRIL 2013**

## RESUMEN

Tradicionalmente, la valoración de los recursos minerales y la planificación minera es a partir de la “ley de corte” que corresponde, por lo general, a la concentración del metal de interés y no incorpora otras características del recurso.

Más que hablar de ley de corte del metal, se define “Valor de Corte”, como el criterio empleado para discriminar entre mineral y estéril, en la decisión si un bloque es llevado a botadero, proceso o stock. Este “Valor de corte”, podría considerar mayor o menor cantidad de información. Éste valor de corte representa un elemento estratégico importante puesto que es este parámetro, el que define el plan de largo plazo, la capacidad de la mina, el material que debe ser destinado a planta y a botadero y el perfil de inversiones requeridos.

Se desarrollan, evalúan y comparan diversos ejercicios de planificación estratégica de largo plazo en una mina a cielo abierto a escala de gran minería de un yacimiento tipo pórfido cuprífero (óxidos y sulfuros), realizando la clasificación de materiales con distintos tipos de valores de corte y se estudia la influencia de cada uno en la planificación y valorización del negocio. Los valores de corte analizados son: ley elemento principal (%CuT), ley equivalente (%CuT), beneficio in situ (\$/t), beneficio neto (\$/t), beneficio neto corregido (\$/t) y ley de flujo de caja (\$/h). La diferencia entre uno u otro es la cantidad de variables agregadas y por lo tanto el nivel de información que se tiene de cada bloque (leyes, recuperaciones, distancias de transporte, dureza, consumo de ácido, rendimiento de proceso, costos). El estudio considera plantas de procesamiento, botaderos y stocks, donde los metales de interés son el cobre y molibdeno. Los tipos de valores de corte mencionados son comparados en diversos escenarios de capacidades de mina y planta con un sistema de planificación estratégica (COMET), basado en la teoría de ley de corte de Lane. Resumiendo los resultados obtenidos, se tiene que, la diferencia promedio de VPN de los valores de corte respecto a planificar por CuT:

- Cobre equivalente respecto a CuT es de 0.4%.
- Beneficio In situ respecto a CuT es de 1.6%.
- Beneficio Neto respecto a CuT es de 5.9%.
- Beneficio Neto Corregido respecto a CuT es de 8.4%.
- Ley de Flujo de Caja respecto a CuT es de 9.1%.

Los valores de corte “beneficio neto corregido” y “ley de flujo de caja” son los que otorgan mayor valor al proyecto independiente de las capacidades estudiadas para el yacimiento en cuestión. Por lo tanto, la metodología de planificación más conveniente para ser implementada y desarrollada, desde el punto de vista económico, es la que incorpore la mayor cantidad de variables e información en la decisión si un bloque es llevado a botadero, plantas o stocks. Esto debido a que a mayor información se tenga de los bloques la selección será más “informada”. El incorporar otras características en la valoración cambia la definición de los recursos económicos, se mejora la secuencia y estrategias de extracción, y finalmente el VPN del proyecto.

Como recomendación, queda hacer un estudio más detallado, incluyendo inversiones con planes completamente operativizados y que se incluya la incertidumbre de las variables con que se construyen los valores de corte, para poder determinar de forma aún más real, cuál es el impacto de la utilización de los distintos valores de corte en planificación minera.

## ABSTRACT

Traditionally, the assessment of mineral resources and mine planning is based on the "cutoff grade" that corresponds generally to the concentration of the metal of interest and does not incorporate other features of the resource.

Rather than talk about "cutoff grade" is defined "cutoff value," as the criterion used to discriminate between ore and waste, in deciding whether a block is taken to processing plants, waste dumps or stocks. This "Cutoff Value", could to consider more or less information. This cutoff value represents an important strategic element since it is this parameter that defines the long-term plan, the capacity of the mine, the material should be sent to processing plant or waste dumps and the required investment profile.

This study develops, evaluate and compare various long-term strategic planning exercises in a Chilean open pit mining at a large porphyry copper deposit (oxides and sulphides), making the classification of materials with different cutoff values and examined the influence of each in the planning and development of the business. The cutoff values are analyzed: metal grade (%CuT), equivalent metal grade (%CuT), in-situ value (\$/t), net value (\$/t), corrected net value (\$/t) and law cash flow (\$/h). The difference between one and the other is the amount of aggregate variables and therefore the level of information we have of each block (grades, recoveries, transport distances, hardness, acid consumption, throughput, costs). The study considers processing plants, waste dump and stocks, where the metals of interest are copper and molybdenum. The types of cut-off values mentioned are compared in different scenarios of mine and plant capacity with a strategic planning system (COMET), based on the Lane' theory of cutoff. In summary, we have that, the average difference over NPV plan by Copper Grade (CuT):

- Equivalent Copper Grade is 0.4% better than CuT.
- In situ Value 1.6% better than CuT.
- Net Value over is 5.9% better than CuT.
- Corrected Net Value is 8.4% better than CuT.
- Cash Flow Grade is 9.1% better than CuT.

The cutoff values "corrected net value" and "cash flow grade" are those that provide greater value to the project studied independent capacities for the deposit in question. Therefore, the most convenient method of planning to be implemented and developed, from the economic viewpoint, is to incorporate as many variables and information in deciding whether a block is carried to waste dump, plants or stocks. This is because they have larger information blocks selection will be more "informed". The other features incorporated in the valuation changes the definition of financial resources, extraction sequences and strategies, and finally the project's NPV.

As a recommendation, is to make a more detailed study, including investments, mining plans fully operationalized, and to include the uncertainty of the variables needed to construct the cutoff values in order to determine an even more real impact of the use of different cutoff values in mine planning.

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradezco a mi familia, en particular a mis padres, por el apoyo desde La Serena. Agradezco a mis tíos, la familia Mejías-Medina, gracias por la comprensión y el apoyo en Santiago. Agradezco a todos mis amigos, en especial a los mejores, quienes desde el momento inicial me han ayudado y apoyado en mí camino.

Agradezco a la Universidad de Chile y a los profesores que en ella se desempeñan por entregarme las herramientas necesarias para convertirme en Ingeniero.

Agradezco a Metálica Consultores S.A. por la información y la ayuda brindada en el desarrollo de este trabajo.

Con especial dedicación a Francesca y a mi hijo Alonso que los amo.

## TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN .....	ii
ABSTRACT .....	iii
AGRADECIMIENTOS .....	iv
TABLA DE CONTENIDOS.....	v
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vii
ÍNDICE DE TABLAS .....	x
1. INTRODUCCIÓN .....	1
1.1. Motivación del trabajo .....	1
1.2. Objetivos .....	2
1.2.1. Objetivo general .....	2
1.2.2. Objetivos específicos .....	2
1.3. Alcances .....	2
2. METODOLOGÍA .....	4
3. ANTECEDENTES.....	8
3.1. Marco teórico/conceptual.....	8
3.1.1. Teoría de Lane: “Economic Definition of Ore” .....	11
3.1.2. Sistema de planificación estratégica.....	15
3.2. Análisis de antecedentes bibliográficos .....	16
3.3. Antecedentes del proyecto .....	18
3.3.1. Características del modelo de bloques.....	20
3.3.2. Antecedentes del proceso metalúrgico.....	22
3.3.3. Cubicación Modelo de Bloques.....	24
3.3.4. Topografía inicial .....	29
3.3.5. Parámetros técnicos y económicos del proyecto .....	30
4. DESARROLLO .....	32
4.1. Optimización de pit final.....	32
4.2. Diseño de Fases-Rajo final.....	34
4.3. Definición de casos de estudio .....	38
4.4. Construcción de valores de corte.....	41
4.4.1. Definición valor de corte “CuT (%)” .....	42
4.4.2. Definición valor de corte “Cobre Equivalente (%)” .....	42
4.4.3. Definición valor de corte “Beneficio In Situ (US\$/t)” .....	42
4.4.4. Definición valor de corte “Beneficio Neto (US\$/t)” .....	42
4.4.5. Definición valor de corte “Beneficio Neto Corregido (US\$/t)” .....	43

4.4.6.	Definición valor de corte “Ley de Flujo de Caja (US\$/h)” .....	45
4.5.	Cubicación de Valores de Corte .....	46
4.6.	Planificación estratégica de casos.....	50
5.	RESULTADOS.....	51
5.1.	Resultados Planificación por Valor de Corte CuT .....	51
5.2.	Resultados Planificación por Valor de Corte Cu Equivalente .....	53
5.3.	Resultados Planificación por Valor de Corte Beneficio In Situ .....	57
5.4.	Resultados Planificación por Valor de Corte Beneficio Neto.....	60
5.5.	Resultados Planificación por Valor de Corte Beneficio Neto Corregido .....	63
5.6.	Resultados Planificación por Valor de Corte Ley de Flujo de Caja.....	66
5.7.	Resumen comparativo Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	69
5.8.	Comparación de resultados por capacidades planta .....	71
5.9.	Comparación de resultados por capacidades mina .....	75
5.10.	Análisis de resultados.....	80
6.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....	86
7.	REFERENCIAS.....	88
8.	ANEXO A .....	89
8.1.	Resultados de optimización óxidos.....	89
8.2.	Resultados de optimización óxidos.....	90
9.	ANEXO B.....	91
9.1.	Diseño de fases .....	91
10.	ANEXO C.....	96
10.1.	Esquema de Explotación .....	96
11.	ANEXO D .....	100
11.1.	Planes mineros y evaluación económica Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	100
12.	ANEXO E.....	112
12.1.	Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-CuT .....	112
12.2.	Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Cu Equivalente .....	114
12.3.	Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Beneficio In Situ.....	116
12.4.	Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Beneficio Neto.....	118
12.5.	Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Beneficio Neto Corregido .....	120
12.6.	Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Ley Flujo de Caja .....	122

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Ejemplo distribución de valor de corte .....	10
Figura 2 Leyes de corte de Lane.....	11
Figura 3 Ecuación de optimización .....	15
Figura 4 Ejemplo Caso estudio 1.....	17
Figura 5 Ejemplo Caso estudio 2.....	18
Figura 6 Esquema del proyecto .....	19
Figura 7 Esquema layout del proyecto.....	19
Figura 8 Vista en planta del modelo de bloques Elevación 1700.....	21
Figura 9 Modelo de bloques Perfil Este 4,951,267.....	21
Figura 10 Modelo de Bloques Perfil Este 4,951,267: Oxidados y Sulfuros .....	21
Figura 11 Esquema Planta de Tratamiento Óxidos .....	24
Figura 12 Curva Tonelaje Ley de Modelo de Bloques Completo .....	25
Figura 13 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medido e Indicado.....	26
Figura 14 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medidos e Indicados de Minerales oxidados.....	27
Figura 15 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medidos e Indicados de Minerales sulfurados.....	28
Figura 16 Topografía inicial.....	29
Figura 17 Pits Whittle Minerales Oxidados .....	33
Figura 18 Pits Whittle Minerales Sulfurados .....	33
Figura 19 Pit óptimo Whittle Precio Cu 2.4 US\$/lb Cota 1896.....	33
Figura 20 Pit óptimo Whittle Precio Cu 2.4 US\$/lb Cota 1512 .....	34
Figura 21 Diseño de Fases.....	35
Figura 22 Ángulo de diseño Perfil N-S 490,000E.....	35
Figura 23 Planta diseño de fases Planta 2248 .....	36
Figura 24 Planta diseño de fases Planta 1960 .....	37
Figura 25 Planta diseño de fases Planta 1656 .....	37
Figura 26 Esquema de ancho de fase promedio .....	38
Figura 27 Ranking de fases según valor de corte promedio .....	49
Figura 28 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte CuT.....	51
Figura 29 Valor de Corte CuT: Alimentación Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	52
Figura 30 Valor de Corte CuT: Chancador Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	52
Figura 31 Valor de Corte CuT: Secuencia de Extracción Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd ..	53
Figura 32 Foto periodo 2020 Valor de Corte CuT .....	53
Figura 33 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Cu Equivalente .....	54
Figura 34 Valor de Corte Cu Equivalente: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	55
Figura 35 Valor de Corte Cu Equivalente: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	55
Figura 36 Valor de Corte Cu Equivalente: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	55
Figura 37 Valor de Corte Cu Equivalente: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	56
Figura 38 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Cu Equivalente .....	57
Figura 39 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Beneficio in situ .....	57
Figura 40 Valor de Corte Beneficio In Situ: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	58
Figura 41 Valor de Corte Beneficio In Situ: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	59
Figura 42 Valor de Corte Beneficio In Situ: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	59
Figura 43 Valor de Corte Beneficio In Situ: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	59
Figura 44 Foto periodo 2020 Valor de Corte Beneficio In Situ .....	60
Figura 45 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Beneficio Neto .....	60

Figura 46 Valor de Corte Beneficio Neto: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	61
Figura 47 Valor de Corte Beneficio Neto: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	62
Figura 48 Valor de Corte Beneficio Neto: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	62
Figura 49 Valor de Corte Beneficio Neto: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	62
Figura 50 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio Neto .....	63
Figura 51 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Beneficio Neto Corregido.....	63
Figura 52 Beneficio Neto Corregido: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	64
Figura 53 Beneficio Neto Corregido: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	65
Figura 54 Beneficio Neto Corregido: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	65
Figura 55 Beneficio Neto Corregido: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	65
Figura 56 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido.....	66
Figura 57 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Ley de Flujo de Caja .....	66
Figura 58 Ley de Flujo de Caja: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	67
Figura 59 Ley de Flujo de Caja: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	68
Figura 60 Ley de Flujo de Caja: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	68
Figura 61 Beneficio Neto Corregido: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	68
Figura 62 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Ley de Flujo de Caja .....	69
Figura 63 Resumen VPN Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	70
Figura 64 Distribución Leyes medias de CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	70
Figura 65 Distribución de finos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	71
Figura 66 Resultados VPN Capacidad Planta 80 ktpd.....	71
Figura 67 Tendencia VPN para capacidad planta 80ktpd.....	72
Figura 68 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Planta 80 ktpd.....	72
Figura 69 Resultados VPN Capacidad Planta 90 ktpd.....	72
Figura 70 Tendencia VPN para capacidad planta 90ktpd.....	73
Figura 71 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Planta 90 ktpd.....	73
Figura 72 Resultados VPN Capacidad Planta 100 ktpd.....	73
Figura 73 Tendencia VPN para capacidad planta 100 ktpd .....	74
Figura 74 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Planta 100 ktpd.....	74
Figura 75 Resultados VPN Capacidad Planta 110 ktpd.....	74
Figura 76 Tendencia VPN para capacidad planta 110ktpd.....	75
Figura 77 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Planta 110 ktpd.....	75
Figura 78 Resultados VPN Capacidad Mina 450 ktpd .....	76
Figura 79 Tendencia VPN para capacidad mina 450 ktpd.....	76
Figura 80 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 450 ktpd .....	76
Figura 81 Resultados VPN Capacidad Mina 500 ktpd .....	77
Figura 82 Tendencia VPN para capacidad mina 500 ktpd.....	77
Figura 83 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 500 ktpd .....	77
Figura 84 Resultados VPN Capacidad Mina 550 ktpd .....	78
Figura 85 Tendencia VPN para capacidad mina 550 ktpd.....	78
Figura 86 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 550 ktpd .....	78
Figura 87 Resultados VPN Capacidad Mina 600 ktpd .....	79
Figura 88 Tendencia VPN para capacidad mina 600 ktpd.....	79
Figura 89 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 600 ktpd .....	79
Figura 90 Resultados VPN Capacidad Mina 650 ktpd .....	80
Figura 91 Tendencia VPN para capacidad mina 650 ktpd.....	80
Figura 92 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 650 ktpd .....	80
Figura 93 Diseño Fase 1.....	91



Figura 94 Diseño Fase 2.....	91
Figura 95 Diseño Fase 3.....	91
Figura 96 Diseño Fase 4.....	92
Figura 97 Diseño Fase 5.....	92
Figura 98 Diseño Fase 6.....	92
Figura 99 Diseño Fase 7.....	93
Figura 100 Diseño Fase 8.....	93
Figura 101 Diseño Fase 9.....	93
Figura 102 Diseño fase 10.....	94
Figura 103 Diseño Fase 11.....	94
Figura 104 Diseño Fase 12.....	94
Figura 105 Diseño Fase 13.....	95
Figura 106 Clasificación de Polvorazos.....	96
Figura 107 Polvorazo Rampa Auxiliar.....	98
Figura 108 Polvorazo de Apertura de Banco.....	98
Figura 109 Polvorazo de Producción 1.....	98
Figura 110 Polvorazo de Producción 2.....	98
Figura 111 Polvorazo de Producción 3.....	98
Figura 112 Polvorazo de Producción 4.....	98
Figura 113 Polvorazo de Cierra de Banco.....	98
Figura 114 Polvorazo de Rampa de Diseño.....	98
Figura 115 Polvorazo de Rampa Auxiliar.....	99
Figura 116 Polvorazo de Producción 5.....	99
Figura 117 Polvorazo de Cierre de Banco.....	99
Figura 118 Geometría Banco Explotado.....	99
Figura 119 Foto de periodo 2014 Valor de Corte CuT.....	112
Figura 120 Foto de periodo 2020 Valor de Corte CuT.....	112
Figura 121 Foto de periodo 2025 Valor de Corte CuT.....	113
Figura 122 Foto de periodo 2030 Valor de Corte CuT.....	113
Figura 123 Foto de periodo 2034 Valor de Corte CuT.....	113
Figura 124 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Cu Equivalente.....	114
Figura 125 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Cu Equivalente.....	114
Figura 126 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Cu Equivalente.....	115
Figura 127 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Cu Equivalente.....	115
Figura 128 Foto de periodo 2034 Valor de Corte Cu Equivalente.....	115
Figura 129 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Beneficio in Situ.....	116
Figura 130 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio in Situ.....	116
Figura 131 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Beneficio in Situ.....	117
Figura 132 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Beneficio in Situ.....	117
Figura 133 Foto de periodo 2034 Valor de Corte Beneficio in Situ.....	117
Figura 134 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Beneficio Neto.....	118
Figura 135 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio Neto.....	118
Figura 136 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Beneficio Neto.....	119
Figura 137 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Beneficio Neto.....	119
Figura 138 Foto de periodo 2033 Valor de Corte Beneficio Neto.....	119
Figura 139 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido.....	120
Figura 140 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido.....	120
Figura 141 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido.....	121

Figura 142 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido .....	121
Figura 143 Foto de periodo 2035 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido .....	121
Figura 144 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Ley Flujo de Caja .....	122
Figura 145 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Ley Flujo de Caja .....	122
Figura 146 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Ley Flujo de Caja .....	123
Figura 147 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Ley Flujo de Caja .....	123
Figura 148 Foto de periodo 2035 Valor de Corte Ley Flujo de Caja .....	123

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Dimensiones del Modelo de Bloques .....	20
Tabla 2 Variables del Modelo de Bloques .....	20
Tabla 3 Unidades Geo-Metalúrgicas del mineral sulfurado.....	22
Tabla 4 Recuperación de Cu y Mo por UG.....	22
Tabla 5 UG de minerales oxidados y consumo de ácido .....	23
Tabla 6 Razón de solubilidad por UG de mineral oxidado .....	24
Tabla 7 Curva Tonelaje Ley del Modelo de Bloques .....	25
Tabla 8 Curva Tonelaje Ley de bloques Medidos e Indicados .....	26
Tabla 9 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medidos e Indicados de Minerales oxidados .....	27
Tabla 10 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medidos e Indicados de Minerales sulfurados .....	28
Tabla 11 Parámetros Optimización Oxidados .....	30
Tabla 12 Parámetros Optimización Sulfuros.....	30
Tabla 13 Costo de remanejo .....	31
Tabla 14 Ley de corte económica óxidos.....	31
Tabla 15 Ley de corte económica sulfuros.....	31
Tabla 16 Cubicación de diseño de fases .....	36
Tabla 17 Ritmos posibles de extracción.....	39
Tabla 18 Grupo 1: Planes con valor de corte CuT.....	39
Tabla 19 Grupo 2: Planes con valor de corte Cu Equivalente.....	39
Tabla 20 Grupo 3: Planes con valor de corte Beneficio In Situ .....	40
Tabla 21 Grupo 4: Planes con valor de corte Beneficio Neto .....	40
Tabla 22 Grupo 5: Planes con valor de corte Beneficio Neto Corregido .....	40
Tabla 23 Grupo 6: Planes con valor de corte Ley de Flujo de Caja .....	40
Tabla 24 Clasificación de materiales .....	41
Tabla 25 Descripción de valores de corte .....	41
Tabla 26 Ejemplo Ley de flujo de caja .....	46
Tabla 27 Valores de corte por fases.....	46
Tabla 28 Valores de corte promedio por fases y tipo de mineral .....	47
Tabla 29 Cubicación de mineral según valor de corte.....	48
Tabla 30 Resultados VPN con valor de corte CuT.....	51
Tabla 31 Resultados VPN con valor de corte Cu equivalente.....	54
Tabla 32 Diferencia de Cu equivalente respecto a CuT.....	54
Tabla 33 Resultados VPN con valor de corte Beneficio In situ .....	58
Tabla 34 Diferencia de beneficio in situ respecto a CuT .....	58
Tabla 35 Resultados VPN con valor de corte Beneficio Neto .....	61

Tabla 36 Diferencia de beneficio neto respecto a CuT .....	61
Tabla 37 Resultados VPN con valor de corte Beneficio Neto Corregido .....	64
Tabla 38 Diferencia de beneficio neto corregido respecto a CuT .....	64
Tabla 39 Resultados VPN con valor de corte Ley de flujo de caja .....	67
Tabla 40 Diferencia de ley de flujo de caja respecto a CuT .....	67
Tabla 41 Resumen comparativo Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	69
Tabla 42 Resumen comparador de fotos de periodo 2020 .....	70
Tabla 43 Pits Whittle Óxidos .....	89
Tabla 44 Pits Whittle Sulfuros.....	90
Tabla 45 Rendimiento Equipos por Zona .....	96
Tabla 46 Estimación Tonelaje Módulo Polvorazo Producción.....	97
Tabla 47 Estimación Tonelaje Módulo Polvorazo Control.....	97
Tabla 48 Estimación Capacidad Máxima por Fase .....	97
Tabla 49 Evaluación Económica CuT; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	100
Tabla 50 Plan minero CuT; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	101
Tabla 51 Evaluación Económica Cu Equivalente; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	102
Tabla 52 Plan minero Cu Equivalente; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd.....	103
Tabla 53 Evaluación Económica Beneficio In Situ; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	104
Tabla 54 Plan minero Beneficio In Situ; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	105
Tabla 55 Evaluación Económica Beneficio Neto; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	106
Tabla 56 Plan minero Beneficio Neto; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	107
Tabla 57 Evaluación Económica Beneficio Neto Corregido; Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd ...	108
Tabla 58 Plan minero Beneficio Neto Corregido; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	109
Tabla 59 Evaluación Económica Ley de Flujo de Caja; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd ..	110
Tabla 60 Plan minero Ley de Flujo de Caja; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd .....	111

# 1. INTRODUCCIÓN

## 1.1. Motivación del trabajo

Actualmente, la industria minera en Chile se ve enfrentada a la explotación de yacimientos con diversas características geo metalúrgicas y al incremento de los costos, por lo que resulta importante incorporar nuevos criterios para aumentar el valor del negocio. Los procedimientos para determinar dicho valor pueden generar un leve margen entre el éxito y el fracaso del proyecto.

La planificación minera, es la disciplina de la Ingeniería de Minas, que se encarga de diseñar la mejor estrategia productiva en función de los recursos minerales existentes y las estrategias de negocios establecidas por las compañías mineras y tiene dentro de sus objetivos principales, maximizar el valor del negocio minero [1]. Por tal razón, es esencial que éste sea cuantificado en la forma más real posible, es decir, que incluya la mayor cantidad de información incidente en la generación de este valor.

Tradicionalmente, la valoración de los recursos minerales es en función de la “ley de corte”, correspondiente en la concentración en masa de uno o varios elementos de interés y no incorpora otras características del recurso. La ley de corte representa un elemento estratégico importante puesto que es este parámetro, el que define el plan de largo plazo, la capacidad de la mina, el material que debe ser destinado a planta o a botadero y el perfil de inversiones requeridos. Usualmente, la ley del metal de interés es el factor más importante, pero hay más parámetros relevantes en la generación de valor como lo es la recuperación, costos, toneladas por hora de mineral procesado en planta (TPH), entre otros. El incorporar otras características en la valoración y en la ley de corte, podría ser relevante en la definición de los recursos económicos.

Por lo tanto, más que hablar de ley de corte del metal se debe hablar de “Valor de Corte” definido como el criterio empleado para discriminar entre mineral y lastre, en la decisión si un bloque es llevado a botadero, planta o stock. Este “Valor de corte” podría considerar más o menos variables, según la información disponible. La planificación minera consistirá entonces, en la búsqueda de aquella distribución en el tiempo de este valor de corte tal que maximice los flujos de caja y cumpla con los requerimientos de producción y restricciones del proyecto.

El trabajo tiene como objetivo desarrollar y comparar diversos ejercicios de planificación largo plazo en una mina a cielo abierto, realizando la clasificación de materiales con distintos tipos de valores de corte, en base a diferentes escenarios de capacidades de extracción y producción. Finalmente, a partir de la evaluación económica de flujos de cajas descontados de dichos planes mineros, establecer el valor de corte más apropiado para la planificación óptima del proyecto.

## 1.2. Objetivos

### 1.2.1. Objetivo general

- Evaluar y analizar el efecto del uso de distintos tipos de valores de corte en planificación minera largo plazo.

### 1.2.2. Objetivos específicos

- Analizar la incidencia del tipo de valor de corte en la secuencia minera de extracción y sus efectos en el valor de un proyecto en función de las capacidades de extracción y procesamiento.
- Concluir que tipo de valor de corte resulta más adecuado para obtener el máximo valor del proyecto minero según tipo de valor de corte y condiciones de capacidades.

## 1.3. Alcances

Para el desarrollo del estudio se utiliza un modelo de bloques de un pórfido cuprífero ubicado en el norte de Chile. La información base, facilitada por Metálica Consultores S.A, está restringida para fines académicos.

El trabajo contempla la realización de varios ejercicios de planificación minera de largo plazo con el uso de un software de planificación estratégica. Con este propósito se utiliza COMET proporcionado por Metálica Consultores S.A. A sí mismo la optimización de pits se realiza con el software Whittle [2] y el diseño de fases operativas es realizado mediante el software Minesight.

El modelo de bloques consiste en un pórfido cuprífero que contiene minerales sulfurados y oxidados de cobre y molibdeno e información geo metalúrgica (throughput, recuperación, dureza, etc.). El modelo de costos y los diversos inputs para optimización de pits en Whittle son proporcionados por la empresa patrocinadora del estudio. El proyecto considera una planta de chancado y concentradora para minerales sulfurados, sumado a un chancador para los minerales oxidados que posteriormente son enviados a lixiviación. Adicionalmente, se considera el uso de stocks para cada tipo de mineral (óxidos y sulfuros) y botadero. Para todos los efectos del estudio, se considera como mineral los bloques medidos e indicados del modelo cuyo valor esté sobre el valor de corte correspondiente. Finalmente, se realiza una evaluación económica (ingresos menos costos) basada en flujos de cajas descontados, para realizar la comparación de cada caso en términos de VPN, en función del valor de corte utilizado.

Se definen 6 distintos valores de corte que serán objetos de este estudio, los cuales se describen de manera general a continuación, donde los metales de interés son el cobre y el molibdeno:

1. Ley elemento principal (%/t) = Cu
2. Ley Equivalente (%/t) = Cu + Mo\*(Precio<sub>Mo</sub> / Precio<sub>Cu</sub>)
3. Beneficio in situ (\$/t) = Cu\*Precio<sub>Cu</sub> + Mo\*Precio<sub>Mo</sub>
4. Beneficio Neto (\$/t) = Cu\*Rec<sub>Cu</sub> \*Precio<sub>Cu</sub> + Mo\*Rec<sub>Mo</sub>\*Precio<sub>Mo</sub>
5. Beneficio Neto Corregido (\$/t) = Cu\*Rec<sub>Cu</sub>\*Precio<sub>Cu</sub> \*f<sub>Cu</sub><sup>(1)</sup> + Mo\*Rec<sub>Mo</sub>\*Precio<sub>Mo</sub> \*f<sub>Mo</sub><sup>(2)</sup>
6. Ley de Flujo de Caja (\$/hr) = (Valor<sub>Mineral</sub> - Valor<sub>Lastre</sub>) \* Throughput<sub>Proceso</sub>

(1): Factor de Corrección del beneficio neto obtenido por la producción de Cu fino (Corrección debida a costos de proceso, mina y venta).

(2): Factor de Corrección del beneficio neto obtenido por la producción de Mo fino (Corrección debida a costos de proceso, mina y venta).

Por cada tipo de valor de corte se estudian 20 distintas configuraciones de capacidades mina-proceso que el proyecto permite por diseño, completando un total de 120 casos de estudio. Las capacidades mina consideradas son 450, 500, 550, 600 y 650 ktpd. En tanto, las capacidades de proceso de mineral sulfurado consideradas son de 80, 90, 100 y 110 ktpd. La capacidad de chancado de minerales oxidados se considera fija de 30 ktpd. El proyecto se enfoca en los minerales sulfurados del yacimiento y los oxidados se extraen como consecuencia. El objetivo del estudio no es encontrar los ritmos óptimos del proyecto y tampoco la rentabilidad de este, es más bien, comparar los resultados de VPN de la planificación realizada mediante los distintos valores de corte para las mismas condiciones de extracción y tratamiento, y luego analizar las diferencias de VPN al realizar la planificación con otras configuraciones. No se considera cálculo de CAPEX ya que no es influyente para los objetivos del estudio. Los planes mineros se construyen con el software de planificación COMET y por lo tanto son planes estratégicos y no han sido operativizados. Aun así, cumplen diversas restricciones operacionales en la planificación y tienen como objetivo fundamental cumplir con la alimentación al proceso.

## 2. METODOLOGÍA

En el presente capítulo se pretende establecer una metodología de referencia para el desarrollo del tema. Se realiza una descripción de manera general de las etapas a seguir y aplicada a este caso de estudio en particular. Esta metodología no intenta ser absoluta, sino más bien dinámica, y si es posible incorporarle mejoras y nuevas técnicas de planificación en su desarrollo. Para lograr los objetivos del estudio se realizan las siguientes etapas:

1. Revisión de antecedentes bibliográficos y teóricos.
2. Análisis de antecedentes del proyecto.
3. Validación de Modelo de bloques.
4. Definición de Valores de corte.
5. Valorización del Modelo de Bloques
6. Optimización de pits.
7. Secuencia de extracción y Diseño Fases.
8. Definición de casos de estudio.
9. Construcción de valores de corte.
10. Planificación de casos y optimización de políticas de corte.
11. Construcción de fotos de Caso Base.
12. Análisis de resultados y conclusiones.

A continuación se describe cada una de las etapas mencionadas.

1. Revisión de antecedentes bibliográficos y teóricos.

Se realiza una revisión de los modelos y técnicas usados para el desarrollo de trabajos y proyectos relativos a planificación minera de largo plazo, para así dar un respaldo teórico a las herramientas utilizadas. Luego, se procede a una revisión bibliográfica de estudios con temáticas semejantes, las que abordan temas relativos a leyes de corte y construcción de planes mineros en función de diversos criterios, para evidenciar los efectos que provoca el modificar las leyes de corte óptimas definidas en el plan de largo plazo. Se reúnen antecedentes bibliográficos que resulten significativos como por ejemplo la teoría propuesta por Lane en su libro “The economic definition of ore” [3].

Otro aspecto a cumplir en esta etapa es analizar las restricciones que presenta la planificación de largo plazo desde el punto de vista operacional y entender de manera teórica y práctica el funcionamiento del software de planificación estratégica a utilizar (Comet).

2. Análisis de antecedentes del proyecto.

La segunda etapa es la recepción y análisis de la información relativa al proyecto que contiene al estudio. Se describe las características del proyecto, tales como: topografía, tamaño, tipo de yacimiento, ubicación, tipos de minerales, metales de interés, mineralogía, método de explotación, etc. Se describen además los diferentes procesos a los que se someterá el mineral tales como, chancado, concentración y lixiviación. Junto con las características físicas del proyecto se reciben los parámetros económicos con los cuales se evaluará el proyecto como lo son: el precio de venta de los productos, recuperaciones metalúrgicas, costos de procesos, costos mina y costos de venta.

### 3. Validación de Modelo de bloques.

En esta sección se describen las características generales de la información contenida en el modelo de recursos utilizado en el estudio. Se procede a cargar el modelo de bloques y topografía en el software MineSight. Esta etapa implica analizar desde el modelo de bloques, las variables más relevantes como ejemplo el CuT, densidad, tonelaje, tipos de roca, throughput, work index y otras características geo metalúrgicas. Es necesario validar el modelo de bloques mediante estadísticas, cubitaciones y curvas tonelaje-ley según categoría de los recursos y tipo de mineral. Con dicha información debe ser posible estimar el valor económico que aportará cada bloque al ser explotado y que las variables que posee son las necesarias para la construcción de los distintos valores de corte objeto de estudio.

### 4. Definición de Valores de corte.

En esta etapa se definen cuáles son los criterios de corte a analizar en base a la información disponible del proyecto y del modelo de bloques. Se define, “Valor de corte”, como aquel criterio empleado para discriminar entre mineral y estéril.

En esta oportunidad y en base a la información se definen 6 tipos de valores de corte para realizar los planes mineros, donde la principal diferencia entre uno u otro valor de corte es la cantidad de variables consideradas en su construcción. Estos 6 valores de corte se denominan: Ley de Cobre (%CuT), Ley de Cobre Equivalente (% CuT), Beneficio In situ (US\$/t), Beneficio Neto (US\$/t), Beneficio Neto Corregido (US\$/t) y Ley de Flujo de Caja (US\$/h).

### 5. Valorización del Modelo de Bloques

En esta etapa se incorporan al modelo de bloques los parámetros involucrados en la valoración, es decir, el precio de venta de los productos, las recuperaciones y los costos, entre otros, según el tipo de mineral y proceso. Luego es muy importante revisar que esta valorización haya entregado resultados adecuados para evitar malos resultados posteriores.

### 6. Optimización de pits.

Una vez definidos los parámetros económicos se procede a la optimización. En este caso basado en el método de Lerchs & Grossmann [4] a través del software Whittle [2]. El resultado corresponde a una serie de pits anidados que representan un óptimo matemático según el precio del metal principal. En cada ejecución del algoritmo se incorporan restricciones geométricas asociadas a un ángulo de talud. El cálculo de beneficio neto de cada bloque se realiza de manera simplificada según la metodología Whittle [2].

El procedimiento utilizado en esta oportunidad para determinar el pit óptimo es aquel cono asociado al precio con “revenue factor” (factor multiplicador el precio) igual a 1. Este límite de pit final representa una aproximación del límite final real obtenido a partir del diseño.

En este proyecto en particular, y resultado de análisis de trade-off de diversas alternativas de optimización, se elige la opción de optimizar primero los pits sólo para minerales oxidados.



Luego, en base al pit óptimo obtenido, se procede a actualizar la topografía, y seguido de esto, a optimizar el pit sólo para minerales sulfurados.

#### 7. Secuencia de extracción y Diseño Fases.

Como criterio de definición de secuencia se utiliza el método tradicional que consiste en la variación de los ingresos mediante cambio en el precio de venta de los productos. El concepto consiste en variar desde valores muy pequeños de precio hasta valores muy elevados. Esta metodología es la que aplica Whittle [2] y tiene la desventaja que puede favorecer la explotación de zonas con alta sobrecarga. Esto principalmente causado porque esta metodología no incluye la variable tiempo. Para definir por qué sector es mejor comenzar la explotación se utiliza esta metodología y para determinar hacia dónde y de qué tamaño diseñar las fases se procedió a limitar el modelo por cotas inferiores (asignándole gran MCAF) y así visualizar de mejor manera hacia qué sector está los bloques más atractivos desde el punto de vista económico. Además, para asegurarse de la correcta secuencia y del atractivo que puedan representar las fases se realizan comparaciones basadas en criterios como: razón estéril mineral, razón fino contenido respecto del material total (I.G.), ley media, tonelaje de mineral, etc.

El software utilizado para los diseños corresponde a MineSight el cual permite incorporar a los diseños restricciones como: ángulo entre rampas, alturas máximas de talud sin bermas, anchos mínimos de diseño, anchos de rampas, pendientes de rampas, etc.

#### 8. Definición de casos de estudio.

Una vez que se ha desarrollado el diseño es importante conocer cuál es el ritmo de extracción que es posible aplicar a cada una de las fases, basado en condiciones geométricas y características de los equipos que se dispondrá en la operación. Para esto se utiliza de manera simplificada la metodología de “Esquemas d Explotación”, en la cual se dividen los bancos en unidades de explotación que se asemejan a polvorazos desarrollados en la mina. Entonces aplicando la capacidad de carguío de cada equipo y tonelaje total de los polvorazos es posible estimar el ritmo promedio máximo de extracción de la fase por año. En este caso se simplifica este proceso y se estima un valor máximo constante para todas las fases. Otra manera adicional y simplificada de estimar el ritmo para cada fase, consiste en definir un número máximo de bancos que se puede extraer por cada periodo. Dicho valor es habitualmente menor o igual a 10 bancos por año.

Los casos de estudio se definen en esta oportunidad en base a rangos de capacidad de movimiento mina posible para el diseño obtenido. Se determinan 5 capacidades de mina equi espaciadas: 450, 500, 550, 600 y 650 (ktpd). A su vez, se determinan 4 capacidades de proceso factibles para dichas capacidades de extracción y diseño, de igual manera equi espaciadas: 80, 90, 100 y 110 (ktpd). Constituyendo la combinación de 100 (ktpd) de capacidad de proceso y 650 (ktpd) de capacidad mina el caso base.

Con esto se obtienen 20 combinaciones posibles de capacidades para realizar planes mineros aplicado a cada uno de los valores de corte (6 tipos) descritos anteriormente obteniendo un total de 120 casos a analizar.

## 9. Construcción de valores de corte.

En esta sección se construyen los 6 tipos de valores de corte en estudio. Esta etapa de construcción es importante, ya que en ella se fijan los criterios, supuestos y alcances que constituye cada uno de los valores de corte y se prepara la información para el software de planificación estratégica. La principal diferencia en la construcción entre uno y otro valor de corte es la cantidad de variables e información consideradas, desde el caso univariable (Ley de CuT) a casos multivariantes (Beneficio de bloques).

## 10. Planificación de casos y optimización de políticas de corte.

El proceso de planificación, o más bien, la optimización de políticas de corte, se basa en esta oportunidad en la metodología de K. Lane [3] la cual optimiza en función de maximizar el VAN del proyecto, la estrategia de corte a seguir. Luego en base a dichas leyes de corte se construye el plan minero. Se construyen planes de extracción a nivel anual, los cuales, tendrán diversas restricciones para evidenciar los efectos de usar diversos tipos de valores de corte para la planificación largo plazo.

En la construcción de los planes de producción se debe procurar verificar que se cumplan las restricciones impuestas tales como: desfase entre fases, avance máximo de bancos, ritmo de extracción total por banco, movimiento total por periodo, ritmo de alimentación a procesos, etc. Es importante asignar restricciones realistas de manera que los resultados también sean lo suficientemente realistas.

Como resultado se obtienen curvas de Cut-Off para diversas capacidades de extracción y procesamientos, según el criterio de corte utilizado. Como parte del software de planificación estratégica se encuentra la evaluación económica simple basada en los parámetros ingresados, que incluye ingresos y costos para obtener los flujos de caja descontados de cada caso. No se incluye CAPEX en esta ocasión. Los resultados se presentan en tablas y gráficos, según capacidades y valor de corte utilizado, de manera de poder realizar una comparación gráfica de las diferencias y tendencias de VPN y de ritmos de extracción por fase y por año entre uno y otro caso.

## 11. Construcción de fotos de Caso Base

Se denomina “foto por periodo” a la representación gráfica del estado de un rajo abierto al final de un periodo determinado basado en el plan de producción. La construcción de fotos cumple varios objetivos, en primer lugar observar de qué manera se están desarrollando las fases de la mina y en segundo lugar poder comparar gráficamente diversos ejercicios de planificación, en esta ocasión, para observar las diferentes secuencias de extracción de bancos al utilizar distintos criterios de corte.

## 12. Análisis de resultados y conclusiones.

Finalmente, se procede a analizar los resultados de todos los planes construidos, las secuencias de extracción y las distribuciones de los valores de corte para cada caso. Utilizando el VAN como parámetro de comparación, se establece cuál es el valor de corte más adecuado para realizar la planificación minera del proyecto.

### **3. ANTECEDENTES**

#### **3.1. Marco teórico/conceptual.**

El principal objetivo estratégico de las empresas mineras consiste en maximizar el valor presente neto (VPN). No obstante, las empresas mineras pueden tener otros objetivos entre los cuales se pueden mencionar los siguientes: maximizar la vida de la mina, minimizar los costos de producción, tener economías de escala, evitar una exposición excesiva al riesgo, maximizar la utilización de los recursos, etc. Esta estrategia productiva define los métodos de extracción, mineros y metalúrgicos y las cuotas de minerales a comercializar en el tiempo, resumidas en un programa de producción minero. El programa de producción minero o plan minero a nivel de ingeniería de factibilidad, es un documento bancable que permite analizar financieramente un emprendimiento, desarrollo u optimización de un proyecto minero.

A su vez, existen básicamente dos escenarios de planificación [5]. El primero, tiene relación con nuevos proyectos, y el segundo, con faenas en operación. En una primera etapa del proyecto, la planificación es más bien conceptual, la que posteriormente es seguida de una planificación operacional.

La planificación conceptual, corresponde a la definición estratégica que de acuerdo con la misión y las restricciones existentes, permiten llevar a cabo los grandes delineamientos del negocio minero, dentro de las cuales se pueden destacar: método de explotación, ritmos de producción, idea final de la explotación, etc. En esta etapa de planificación conceptual lo que se busca es definir el tratamiento que se le va a dar al recurso geológico a modo de conseguir los objetivos planteados por la empresa. Para conseguir éstos, se requiere un detallado análisis que implica evaluar una serie de alternativas por medio de procesos de evaluaciones técnica-económicas que conducen a la aprobación y al rechazo de alternativas. En esta etapa se define la rentabilidad del negocio a grandes rasgos.

Por otra parte, en la planificación operativa (cuando la mina es puesta en operación), se realizan diversas actividades de optimización de equipos y procesos que conducen a la consecución del plan minero, definido en la planificación conceptual. En esta etapa se produce retroalimentación hacia la planificación conceptual, de modo de redefinir algunos conceptos y generar los proyectos que permitan alinearse con el plan minero. El aporte de la planificación operativa al proceso de planificación es fundamental, desde el punto de vista de la definición de indicadores operacionales.

Otro aspecto, tiene relación con el horizonte de planificación, donde se pueden encontrar tres categorías [6]: largo, mediano y corto plazo. Estos se diferencian entre sí por los periodos que abarcan y el nivel de detalle de la información. Los horizontes temporales de planificación se definen como una herramienta para tratar la incertidumbre dentro del proceso minero, y pueden definirse de la siguiente manera:

- **Planificación de Largo Plazo:** Se define la envolvente económica, método de explotación, ritmo de explotación, leyes de corte y una secuencia de explotación a partir de la cual se programa la extracción del mineral y materiales estériles dentro del límite final del pit. El objetivo es definir una secuencia tal, que logre de la mejor forma posible, los objetivos de producción y estratégicos de la compañía [7].

- Planificación de Mediano Plazo: se encarga de adaptar a los modelos que sustentan la planificación de largo plazo. Produce planes de producción que permiten conducir a la operación a las metas de producción definidas [7].
- Planificación de Corto Plazo: su rol más importante es la recopilación y utilización de la información operacional de modo de retroalimentar al largo plazo. Por otro lado, se preocupa de definir indicadores que se encargan de corregir los modelos que sustentan la planificación [7].

De estos tres tipos de planificación, podemos decir que la de corto plazo es la única a la cual se le puede asignar un tiempo preciso, siendo esta planificación la que abarca la producción o la actividad de la faena dentro del día, los próximos cuatro, siete o treinta días, en cambio el horizonte de planificación de mediano y largo plazo dependerá de la duración del proyecto, no es lo mismo el mediano o largo plazo para un proyecto de treinta años contra uno de tres años. Por lo general, se entiende como planificación de mediano plazo a la programación anual, detallada en cada uno de los meses [6].

Los principales pasos a seguir, en la creación de un plan de producción para minas a rajo abierto se pueden resumir de la siguiente manera:

- Determinación del límite final del pit.
- Diseño de las fases de extracción dentro del límite final.
- Determinación de los niveles de extracción y secuencias por banco y por fase (planes de extracción detallados en el largo y corto plazo).
- Selección de equipos y evaluación técnico-económica.

La determinación del límite final del pit, corresponde a un proceso de optimización que se realiza antes de obtener el plan de producción, relacionándose con la definición de la secuencia de fases y la obtención del rajo final. Debido a que la información y parámetros necesarios para la planificación minera se actualizan constantemente a lo largo de la vida de la mina, la optimización debe ser llevada a cabo cada vez que se quiera realizar un nuevo plan minero, por lo que es un proceso iterativo. Existen algoritmos usados para llevar a cabo la optimización en minas explotadas a cielo abierto siendo el Método de Lerchs-Grossmann [4] el más utilizado, se produce una serie de pits para un modelo de recursos y parámetros económicos dados. Estos pits se generan realizando una sensibilización al precio del producto. Cada pit es óptimo para ciertas condiciones operativas y económicas y es teóricamente una opción de explotación [2]. Es importante mencionar, que este proceso no considera la variable tiempo.

La etapa siguiente a la obtención del set de pits óptimos, corresponde a la elección y diseño de sucesivos rajos intermedios, los que reciben el nombre de “Fases” [6]. La secuencia de extracción de las distintas fases tiene una estrecha relación con la distribución de las variables geomecánicas, metalúrgicas y económicas del yacimiento. En la determinación de las fases, se debe considerar que cada una de ellas sea representativa, es decir, misma ley de alimentación, misma relación estéril mineral y/o misma capacidad planta. Además deben tener tamaños y volúmenes similares [6].

Una vez seleccionadas y diseñadas las fases de extracción se da paso a la construcción de un plan de producción. Se denomina secuencia de explotación o estrategia de consumo de reservas, a la forma en que se extraen los materiales desde el rajo, bajo restricciones operacionales, durante el período comprendido entre el inicio de la explotación hasta el final de ella (pit final) [6]. En la actualidad, existen mecanismos aproximados que ayudan a obtener una secuencia de extracción optimizada de los materiales desde el yacimiento, denominados sistemas de planificación estratégica, en este estudio se utiliza COMET [8, 10]. Dentro de los objetivos de estos programas o planes de producción se puede incluir:

- Proveer de alimentación a la planta de procesamiento.
- Maximizar el VPN del proyecto mediante el acceso temprano a zonas de mejor valor.
- Diferir la extracción de estéril lo máximo posible.

El programa de extracción o plan minero se construye a partir de una determinada política de corte a través de la vida del proyecto (Ver Figura 1). Se define, “Valor de corte”, como aquel criterio empleado para discriminar entre mineral y estéril. Entonces, se realiza la búsqueda de la estrategia en la vida del proyecto del valor de corte tal que maximice los flujos de caja de la operación minera.

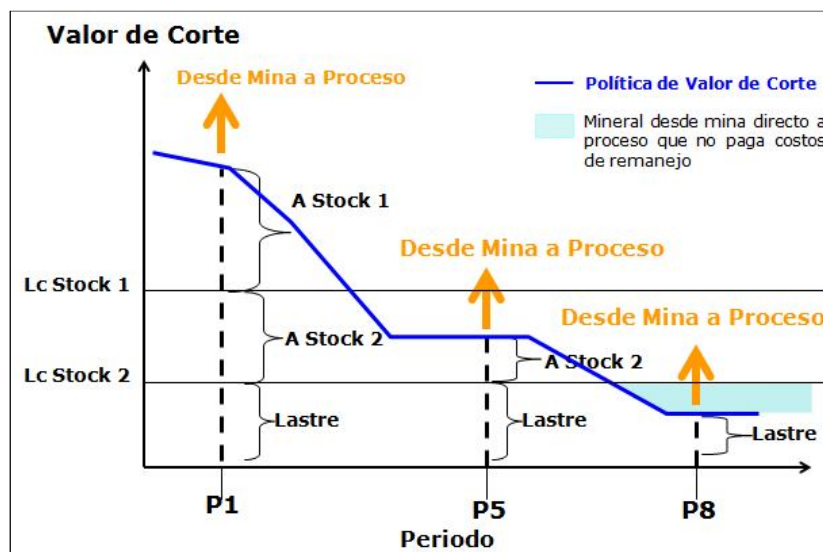


Figura 1 Ejemplo distribución de valor de corte

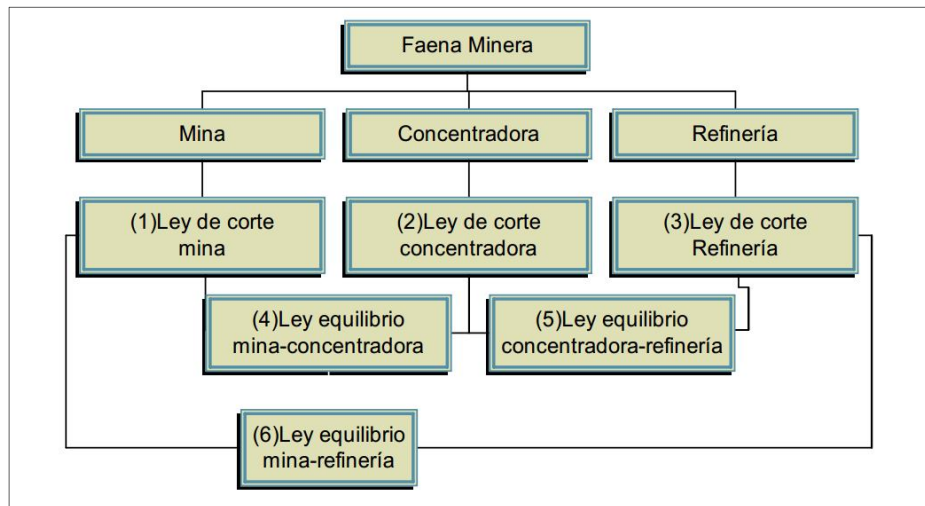
En la etapa de definición del valor de corte en planificación largo plazo generalmente se opta por ley de elemento de interés o ley equivalente para discriminar si un material es enviado o clasificado entre estéril, stock o mineral. Por lo general, esta política de corte a través de los años de la explotación de la mina, sigue una tendencia decreciente debido a que se busca explotar el mineral de mayor valor en los primeros años del proyecto y así maximizar el VPN del proyecto. Es en las primeras etapas de la planificación minera, y específicamente en la definición de la secuencia de la explotación, donde las decisiones que se toman tienen el mayor impacto en el valor económico del negocio. Debido a esto, es importante estudiar el efecto de incluir nuevas variables en la determinación del valor de corte al momento de realizar la planificación minera y por ende, su efecto en la toma de decisiones.

La ley o valor de corte, a su vez, debe ser optimizada de modo tal, que el valor presente resultante del proyecto completo, sea el máximo posible. La metodología del sistema de planificación estratégica disponible [8, 10], se encuentra basada en la teoría propuesta por Kenneth Lane que permite determinar las leyes de corte óptimas, descrita en su libro *“The Economic Definition of Ore”* [3]. Una consideración importante que tiene relación con la ley de corte es la vida de la mina la cual se ve disminuida cuando la ley de corte aumenta e incrementada cuando la ley de corte baja. Por otro lado, resulta importante destacar el carácter dinámico de las leyes de corte definidas en la planificación conceptual, las cuales, a nivel de operación, en el mediano y corto plazo podrían presentar diferencias justificadas por las condiciones técnicas-económicas en esos horizontes de planificación.

### 3.1.1. Teoría de Lane: *“Economic Definition of Ore”*

A continuación se realiza una breve descripción de la teoría de Lane de 1988 [3].

El objetivo es optimizar el valor actualizado de la explotación de un cuerpo mineralizado considerando las variaciones en el tiempo del dinero invertido o a invertir. Se supone una faena con 3 unidades o etapas, formado por, una mina que envía su mineral a una planta y luego a una refinería. La determinación de la ley de corte está basada en el hecho que una de las 3 etapas o pares de etapas en conjunto limita la capacidad de la operación (Ver Figura 2).



**Figura 2 Leyes de corte de Lane**

Como se mencionó, para la determinación de leyes económicas, el objetivo es, maximizar el valor presente de los beneficios de la operación. Para determinar la influencia de la ley de corte en la economía de la operación, se plantea una expresión básica del beneficio. De ella se deduce la fórmula para el valor presente y de esta última se obtienen las leyes de corte óptimas para cada unidad productora. Primero se definen las capacidades límites de cada etapa, según como sigue:

- M: Cantidad máxima de material (estéril y mineral) a extraer en un año.
- C: Cantidad máxima de mineral a tratar en un año.
- R: Cantidad máxima de fino a producir en un año.
- u: Recuperación metalúrgica.

Luego el beneficio está dado por la siguiente expresión:

$$P = \text{Ingresos} - \text{Gastos}$$

$$P = s * Q_r - r * Q_r - c * Q_c - m * Q_m - (f * T)$$

En que:

- $Q_m$ : Cantidad de material a extraer en un período de T años (Limitado por M).
- $Q_c$ : Cantidad de mineral a tratar en un período de T años (Limitado por C).
- $Q_r$ : Cantidad de producto obtenido en un período de T años (Limitado por R).
- T: Período de operación en años.
- m: Costo de mina por unidad de material extraído.
- r: Costo por unidad de producto incluyendo fundición, refinería y ventas.
- c: Costo por unidad de mineral tratado.
- f: Costos fijo.
- s: Precio de venta.

La optimización de la ley de corte produce un impacto sobre los valores de  $Q_c$  y  $Q_r$ . Se define entonces “V” como el valor presente máximo posible de los beneficios futuros de la operación y “W” como el valor presente máximo posible de los beneficios futuros después de la explotación del período T. La ley de corte aplicable a  $Q_m$  debe ser tal que el valor presente del beneficio de la explotación de  $Q_m$  más W sea máximo. De la definición de valor presente, considerando a “ $\delta$ ” como la tasa de descuento, se tiene:

$$VPN = -I_0 + \sum_{i=1}^n \frac{B_i}{(1 + \delta)^i}$$

En el período T ya se han recibido los flujos anteriores, entonces tenemos que:

$$V = \frac{P}{(1 + \delta)^T} + \sum_{j=T+1}^n \frac{B_j}{(1 + \delta)^j} = \frac{P}{(1 + \delta)^T} + \frac{1}{(1 + \delta)^T} * \sum_{k=1}^{n-T} \frac{B_k}{(1 + \delta)^k} = \frac{(P + W)}{(1 + \delta)^T}$$

Donde,

$$W = \sum_{k=1}^{n-T} \frac{B_k}{(1 + \delta)^k}$$

Luego, Lane asume el supuesto que se trata de un futuro inmediato, o sea, que T es muy pequeño, por lo que podemos considerar la expresión:

$$(1 + \delta)^T = 1 + T * \delta$$

Además, se define “v”, como la diferencia entre “V” y “W”, que equivale al incremento en el valor presente debido a la explotación del siguiente  $Q_m$ , luego:

$$v = V - W = P - \delta * V * T$$

$$v = (s - r) * Q_r - c * Q_c - m * Q_m - (f + \delta * V) * T$$

El término “ $\delta * V$ ” representa el costo de oportunidad de extraer leyes bajas cuando es posible extraer leyes altas. Además de maximizar el beneficio del período se busca maximizar el beneficio total. De esta última expresión el valor “ $V$ ”, es desconocido, ya que sólo se puede saber su magnitud cuando se ha decidido la ley de corte óptima. Por lo tanto, en la práctica se hacen estimaciones sucesivas de “ $V$ ”. Otro aspecto importante es que esta expresión es válida si “ $V$ ” sólo depende de las reservas, pero no del tiempo. Esto es equivalente a suponer precios y costos constantes.

Ahora bien, si la mina define el ritmo de explotación, puede reemplazarse  $T$  como una razón la cantidad  $Q$  tratada por la unidad correspondiente y la capacidad máxima de ésta. Se tiene entonces, el período  $T$  está dado por:

$$T = \frac{Q_m}{M}$$

Reemplazando este valor en “ $v$ ” se obtiene “ $v_m$ ”:

$$v_m = (s - r) * Q_r - c * Q_c - [m + \frac{(f + \delta * V)}{M}] * Q_m$$

Dado un  $Q_m$ , la ley de corte afecta sólo a  $Q_r$  y  $Q_c$  por lo tanto, la ley de corte debe ser escogida para maximizar el término “ $(s - r) * Q_r - c * Q_c$ ”. Esto implica que cada unidad de material para la cual “ $(s - r) * Q_r$ ”, excede el costo de concentración “ $c$ ”, deberá clasificarse como mineral. Luego, la ley de corte económica dada por la mina es cuando:

$$(s - r) * Q_r = c * Q_c$$

Y a su vez, por definición, se tiene que,

$$Q_r = Q_c * g_m * y$$

Donde “ $g_m$ ” corresponde a la ley que da el máximo aporte al valor presente en el caso que la mina defina el ritmo de explotación. Finalmente,

$$g_m = \frac{c}{(s - r) * y}$$

Ahora bien, si la planta concentradora define al ritmo de explotación, el período  $T$  está dado por:

$$T = \frac{Q_c}{C}$$

Análogamente al caso anterior, si la refinería define al ritmo de explotación, el período  $T$  está dado por:

$$T = \frac{Q_r}{R}$$



Reemplazando estos valores de “T” en “v” se obtiene “vc” y “vr” y luego siguiendo el mismo procedimiento del caso anterior se tiene la ley de corte económica dada por la planta concentradora y refinería.

$$g_c = \frac{c + (f + \delta * V)/C}{(s - r) * y}$$

$$g_r = \frac{(c * R)}{[(s - r) * y * R - (f + \delta * V) * y]}$$

Donde “g<sub>c</sub>” es la ley que da el máximo aporte al valor presente en el caso que la concentradora defina el ritmo de explotación. Mientras que “g<sub>r</sub>” es la ley que da el máximo aporte al valor presente en el caso que la refinería defina el ritmo de explotación.

Estas tres leyes de corte económicas dependen directamente de los precios, costos y capacidades, pero sólo indirectamente a través del valor presente “V”, de la distribución de leyes del yacimiento, por lo tanto son estables en el sentido que varían poco durante la vida del yacimiento. Ninguna de las anteriores leyes de corte económicas es necesariamente la ley de corte óptima a emplear. La razón es que la capacidad de operación no está limitada sólo por una de las etapas necesariamente, sino que puede estar limitada por dos y excepcionalmente por las tres. Es por esto que se determinan leyes de corte de equilibrio entre cada par de etapas. Estas leyes son independientes de los factores económicos y además son dinámicas en el sentido que dependen de la distribución de leyes del yacimiento y por lo tanto pueden variar ampliamente durante la vida de éste. Se definen las tres leyes de corte de equilibrio:

- Gmc: Ley de corte de equilibrio Mina - Concentradora.
- Gmr: Ley de corte de equilibrio Mina - Refinería.
- Grc: Ley de corte de equilibrio Refinería - Concentradora.

Luego, por ejemplo para el caso de equilibrio Mina-Concentradora (Gmc), al calcular v<sub>m</sub> y v<sub>c</sub>, se pueden tener tres casos:

- Equilibrio Mina-Concentradora Gmc = gmc
- La Mina limita la operación Gmc = gm
- La Concentradora limita la operación Gmc = gc

Se escoge la ley de corte que dé el máximo factible para las dos unidades en cuestión. Este procedimiento se repite para los otros 2 equilibrios posibles (Gmr y Grc). Finalmente, la ley de corte óptima será la mediana del trío de leyes de corte máximas factible escogidas (Gmc, Gmr, Grc) según corresponda.

### 3.1.2. Sistema de planificación estratégica

A continuación se realiza una breve descripción del sistema de planificación estratégica a utilizar [8, 10].

COMET (Comercial Optimal Mine Explotation Technology), es un software de creación y evaluación de planes mineros estratégicos, basados en programación dinámica y su uso principal consiste en la optimización de las políticas de corte del proyecto valorizado a través de su VPN. Mediante la programación dinámica va combinando diversas estrategias de extracción sujetas a una serie de restricciones operativas como: ritmo de fases, avance vertical, etc. La programación dinámica es un método ascendente, donde, se resuelve primero un caso base pequeño y por lo tanto más simple, para luego, combinando las soluciones, obtener las soluciones de casos sucesivamente más grandes hasta llegar aproximarse lo suficiente al óptimo. Normalmente es una combinación de memorización y recursión.

Comet entrega como resultado de su optimización las estrategias de valores de corte (posibilidad de utilizar distintos valores de corte) con tal de obtener aquel máximo económico. El software recibe los datos a partir del diseño minero, información desagregada por fase y banco (curvas tonelaje-valor de corte por incrementos o fracciones de banco) y no utiliza la información bloque a bloque.

La optimización realizada se fundamenta principalmente en la teoría de Lane [3] descrita anteriormente y tiene la ventaja que combina simultáneamente restricciones e interacción de ritmo de producción, capacidades de proceso, stockpiles, valor de corte, secuencia de extracción, propiedades de la roca, entre otros. Además, el sistema incluye en la optimización el valor de los recursos del yacimiento aun sin extraer y permite el análisis de un número considerable de casos. La forma general de la ecuación adecuada para la optimización usando programación dinámica se muestra en la Figura 3 (basada en Lane, [3]):

$$V'(R, T) = \underset{\substack{0 \leq r \leq R \\ \text{all } \omega}}{\text{Max}} \left\{ c(t, r, \omega) + \frac{V'(R - r, T + t)}{(1 + \delta)^t} \right\}$$

**Figura 3 Ecuación de optimización**

En esta ecuación el valor actual máximo  $V'$  de todo el recurso ( $R$ ) se calcula en un momento específico ( $T$ ). El máximo valor actual se calcula mediante la selección de las estrategias de corte ( $\omega$ ) para una parte de los recursos ( $r$ ) y maximiza la suma del flujo de caja ( $c$ ) y el valor máximo de los recursos restantes (procesado durante un tiempo  $t$ , con una tasa de descuento  $\delta$ ). De esta forma sería posible encontrar el " $\omega$ " óptimo para cada " $n$ " incremento del yacimiento.

El proceso se inicia con el cálculo de un plan minero basado en una estrategia  $\omega_0$  o "semilla" basado en políticas establecidas por defecto (por ejemplo, ley de corte semilla), sobre la cual, posteriormente, se realizan iteraciones sucesivas. Al ser programación dinámica, Comet encuentra un máximo, cercano al óptimo, pero no necesariamente un único óptimo. Lo anterior,

disminuye la cantidad de cálculos, de allí la gran rapidez que tiene el software de generar soluciones respecto a una programación lineal.

Luego de este plan “semilla” el software se mueve por los recursos (R) desde el primer incremento (r), optimizando las políticas de operación según la ecuación objetivo (Figura 3). El máximo valor remanente estimado es tomado desde el último plan completado. Luego, usa el plan obtenido desde el paso anterior para estimar el valor remanente en esta iteración. Comenzando nuevamente desde el primer incremento, optimiza las políticas de operación usando la ecuación hasta que todos los recursos son programados. Finaliza de programar si no encuentra un incremento en el NPV entre dos iteraciones sucesivas.

El software [10] en sí, consta de dos componentes principales: el motor de optimización y la UI (User Interface). El motor está escrito en lenguaje de programación C++ y lee los parámetros junto con los datos de las fases previamente diseñadas desde la UI. La UI es un libro de Excel que maneja toda la entrada y salida de COMET.

### **3.2. Análisis de antecedentes bibliográficos**

De la revisión bibliográfica de estudios semejantes, se desprende que en los últimos años se ha estudiado los beneficios de valorizar los bloques incluyendo más variables que solo el contenido del metal o los metales de interés. Se han comparado casos específicos de planificación mediano y largo plazo que utilizan contenido de cobre (Ley de CuT) como criterio de corte versus la consideración de los ingresos por hora que es capaz de generar un proceso determinado [11,12,13,14], o sea, considerando la variable “toneladas por hora” o “finos por hora” de procesamiento. Estos análisis han sido estudiados para una determinada capacidad mina, una capacidad de planta y para parámetros dados para el caso de estudio. En general, estudios de índole más conceptual [14], o bien estudios enfocados en el mediano plazo [11]. Los resultados obtenidos de estos estudios muestran que el valor del proyecto medido a través del VPN aumenta del orden de 2 a 10% al utilizar un valor de corte con variables geo metalúrgicas versus el método convencional de considerar como valor de corte solo la ley del metal de interés. En estos casos mencionados [11, 12,13], se comparan 2 criterios de corte y la interrogante de este trabajo se centra en analizar lo que sucede con la planificación minera largo plazo, en un yacimiento del tipo pórfido cuprífero del norte de Chile al planificar bajo 6 tipos de valores de corte, y determinar si las capacidades son realmente influyentes en estos resultados. Analizar el comportamiento del valor del proyecto si se varían las condiciones de capacidades y los impactos que puedan generar uno u otro valor de corte en la secuencia de extracción.

Del estudio realizado para dos programas de extracción mineros [12], uno siguiendo los términos de referencia y otro caso denominado “Geo-Metalúrgico”, se comparó en forma simple obteniendo un 2% adicional de VPN al considerar la variable cobre-hora. En tanto, en otro caso de estudio [14] se menciona una diferencia máxima de un 4% al comparar estos valores corte, pero no hace mención a los detalles del yacimiento estudiado. En tanto, cuando se comparó una planificación convencional trimestral con un plan que incluye la incertidumbre y la dureza del mineral [11], a través de las toneladas por hora de mineral procesado en planta (TPH), como resultado se obtiene que la planificación bajo el criterio de “toneladas por hora” genera un beneficio mayor en un 9% al caso convencional y la geometría de cada programa varía al momento de aplicar estas dos metodologías. Por otra parte, un trabajo más conceptual [13], a escala de mediana minería, obtiene un 10% adicional de VPN al incluir rendimiento de molienda.

Otro aspecto importante a estudiar, es el efecto de las capacidades de mina y procesamiento en la distribución de los valores de corte y en la secuencia de minado. Existen diferencias en el resultado de un plan minero al variar la capacidad de proceso y produce un efecto en la ley de corte y en la secuencia de extracción [10]. Para evidenciar dichos efectos, la Figura 4 muestra la distribución de la política de corte de un proyecto. Al comienzo, las leyes de corte son bajas ya que la proporción de material de alta ley es baja durante el período inicial de extracción. La última mitad de la planificación muestra la disminución más clásica de leyes de corte. Entre 2000 y 2018 presenta valores de corte entre 5 y 8 (\$/t) y desde el 2019 decae hasta alcanzar un valor mínimo de 0.5 (\$/t).

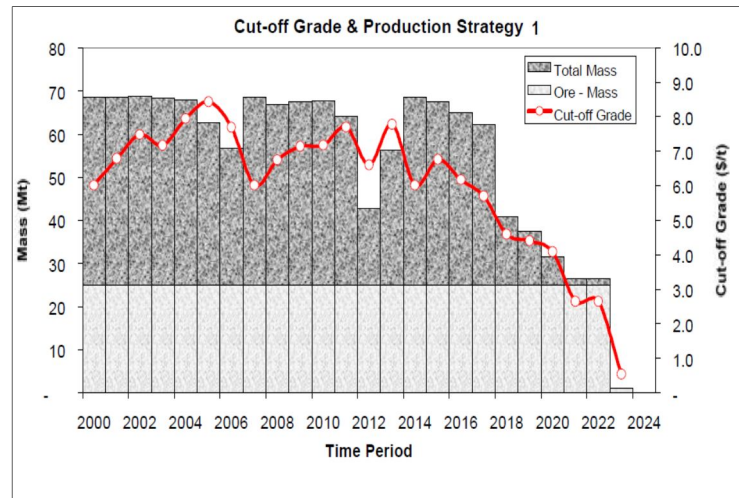


Figura 4 Ejemplo Caso estudio 1 [10]

Luego se evalúa este mismo proyecto, pero aumentando la capacidad de procesamiento de 25 Mt a 40 Mt. La Figura 5 muestra cómo la política de ley corte (\$/t) y la producción se altera respecto al caso anterior lo que finalmente significa una diferencia significativa en el VPN. A su vez, se altera la secuencia de extracción y la distribución de la ley de corte a lo largo de la vida del proyecto. De hecho, en el segundo caso, se procesa un 30% de reserva adicional y la vida de la mina se redujo por 2 años. Entre 2000 y 2018 ahora presenta valores de corte más cercanos a los 4.0 (\$/t) y desde el 2019 decae hasta alcanzar un valor mínimo de 0.5 (\$/t) [10].

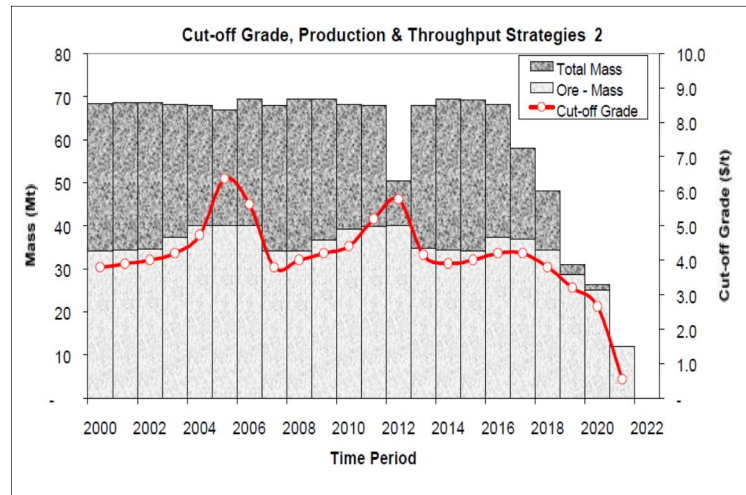


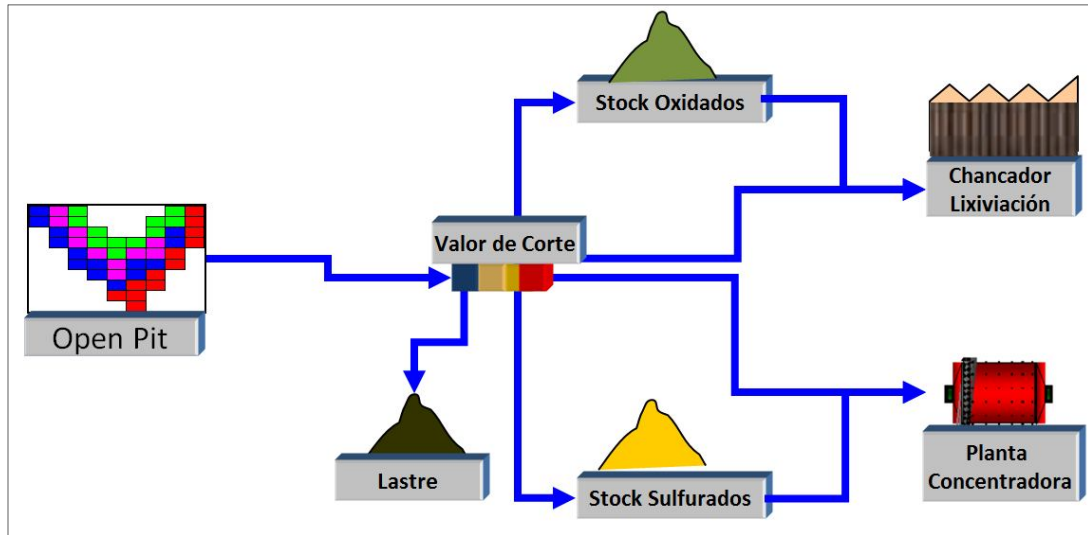
Figura 5 Ejemplo Caso estudio 2 [10]

En resumen, existen antecedentes previos de los efectos posibles al utilizar otro valor de corte que no sea la ley del elemento de interés y además, de manera conceptual, de como las distintas capacidades de mina y proceso afectan a la distribución de este valor de corte en la vida del proyecto y en su valor económico.

### 3.3. Antecedentes del proyecto

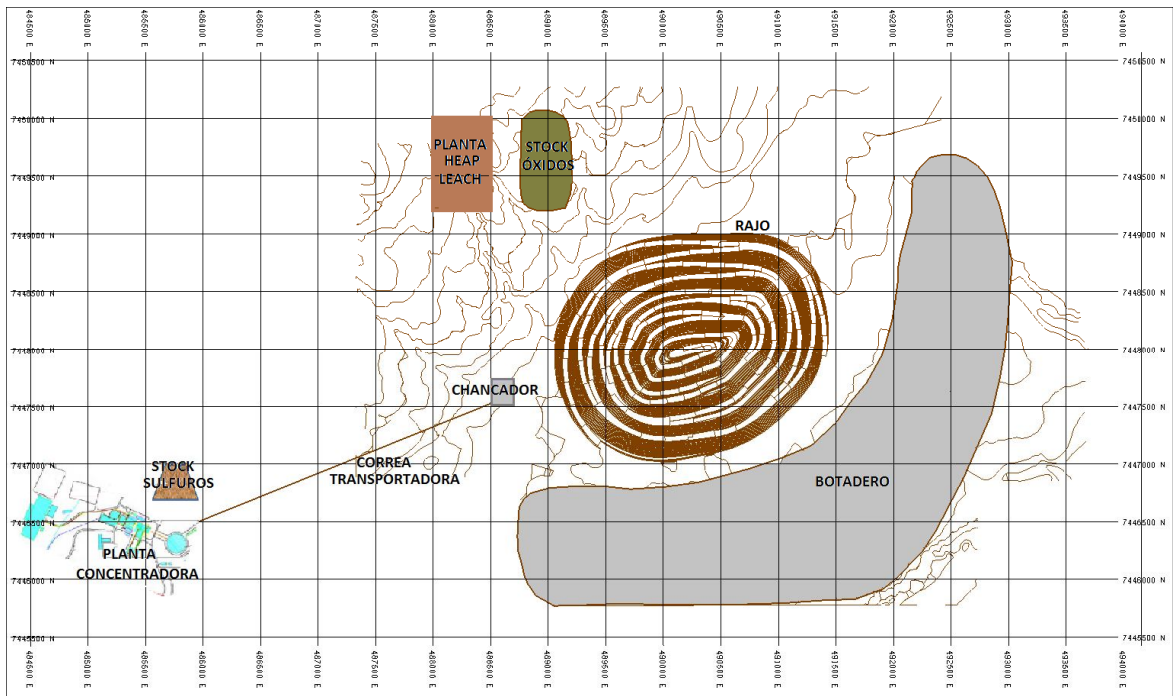
El estudio contempla un proyecto a escala de gran minería, constituido por un yacimiento ubicado en el norte de Chile de tipo pórfido cuprífero y con minerales sulfurados y oxidados, principalmente Calcopirita, Bornita y Molibdenita. Los metales de interés para la explotación, y objeto de este estudio, son cobre y molibdeno. El yacimiento presenta una sobrecarga de material estéril de 70 metros promedio. La alternativa de explotación seleccionada para este proyecto corresponde a explotación con el método de cielo abierto donde las primeras fases serán mayoritariamente de mineral oxidado y luego fases de mineral sulfurado.

El tratamiento mineral sulfurado considera una planta concentradora con chancado, molienda, flotación, manejo de concentrados y relaves hasta obtener concentrados de cobre y molibdeno comerciales. Para el caso de minerales oxidados se contempla lixiviación de minerales previamente chancado. La Figura 6 muestra el esquema de las etapas que conforman el proyecto en estudio.



**Figura 6 Esquema del proyecto**

La Figura 7 muestra una aproximación del layout de las etapas que conforman el proyecto en estudio.



**Figura 7 Esquema layout del proyecto**

### 3.3.1. Características del modelo de bloques

En esta sección se describen las características generales de la información contenida en el modelo de recursos utilizado en el estudio. El modelo comprende bloques cuyos tamaños son de 20 x 20 metros de base y 16 metros de altura. La Tabla 1 indica algunas características del Modelo de Recursos.

Coordenadas	Mínimo	Máximo	Origen	Nº de Bloques
X	488227.97	492541.31	490207.86	165
Y	7445785	7450098.5	7445785.16	140
Z	1160	2344	1160	74

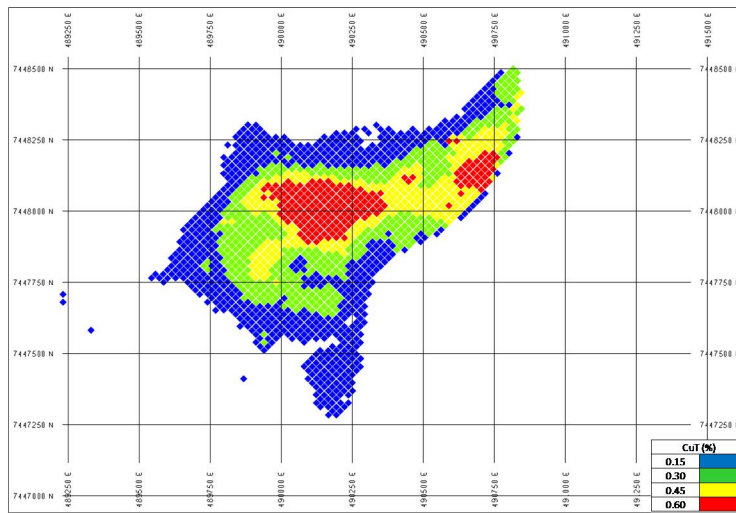
**Tabla 1 Dimensiones del Modelo de Bloques**

Las variables y atributos contenidos en el modelo de bloques, se describen en la Tabla 2.

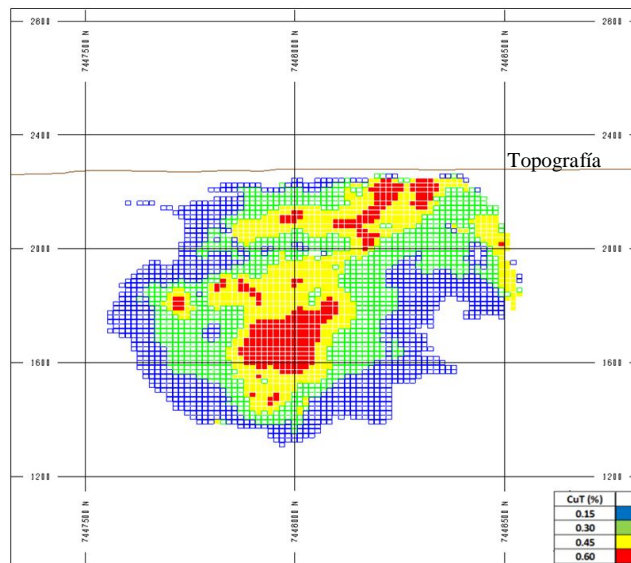
Variable	Descripción
TOPO	Contenido de Roca (%)
CUT	Ley de Cobre Total (%)
CUS	Ley de Cobre Soluble (%)
MO	Ley de Molibdeno (ppm)
CATEG	Categoría (Medido=1, Indicado=2, Inferido=3, No Categorizado=4)
TIMIN	Tipo de Mineral (Óxidos=0, Sulfuros=1, Jurasico=2)
RECCU	Recuperación Cobre Sulfuros (%)
RECMO	Recuperación Molibdeno Sulfuros (%)
LITO	Litología
ALTE	Alteración
UGMET	Unidad Geometalúrgica Sulfuros
UGZMI	Unidad Geometalúrgica Óxidos
WIBOL	Work Index Molino de Bolas
WICHA	Work Index Chancado Primerio
TPHMB	TPH Molino de Bolas
DENS	Densidad del Bloque (t/m3)
MCAF	Costo Mina de Acuerdo a la Elevación (US\$/t)

**Tabla 2 Variables del Modelo de Bloques**

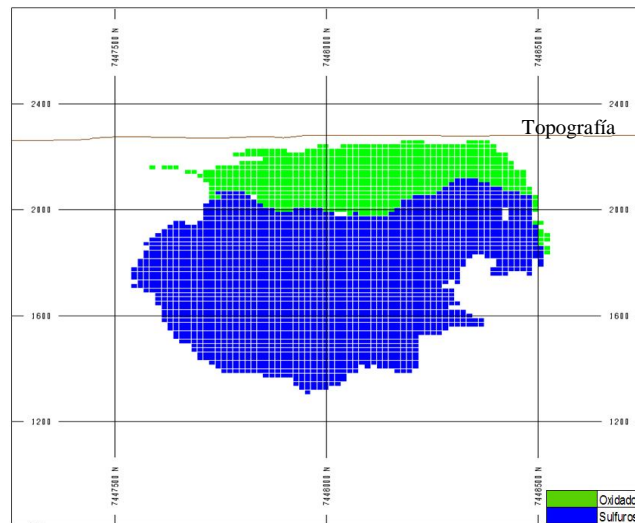
En las Figura 8, Figura 9 y Figura 10 se aprecia el modelo de bloques utilizado en el estudio. Es importante recordar, que en este ejercicio, solamente se optimizaran los recursos medidos e indicados.



**Figura 8 Vista en planta del modelo de bloques Elevación 1700**



**Figura 9 Modelo de bloques Perfil Este 4,951,267**



**Figura 10 Modelo de Bloques Perfil Este 4,951,267: Oxidados y Sulfuros**



### 3.3.2. Antecedentes del proceso metalúrgico

El mineral se encuentra presente en distintos tipos de roca según unidad geometalúrgica a la cual pertenecen. La variable UGMET del modelo de bloques, indica la unidad geológica para la zona de mineralización de sulfuros en función de los procesos de conminución y flotación. Cada UGMET tiene un distinto comportamiento en la molienda. El comportamiento relativo entre ellas se refleja en el parámetro de “throughput o rendimiento de proceso” (ton/hr) y los valores utilizados corresponden a la molienda secundaria a partir de los ensayos de Wi bolas obtenidos del modelo CEET. La herramienta vigente corresponde a un modelo que emplea los Consumos Específicos de Energía (CEE), determinados en las etapas de pilotaje del proyecto, y los Work Index de la molienda de bolas, para estimar los tratamientos. El modelo CEET (conminution economic evaluation tool) corresponde a una herramienta computacional cuyo resultado es un circuito diseñado que considera todo el espectro de dureza del mineral. En tanto, el Work Index (Wi CHA), representa el chancado primario y fue estimado a partir de los ensayos de conminución de baja energía (LEIT). El LEIT (test de impacto de baja energía), es un ensayo que permite determinar el índice de trabajo por impacto, el cual sirve para determinar tamaños de abertura, para un tamaño de producto en el chancador para cada tipo de mineral. La Tabla 3 muestra el detalle de las unidades geometalúrgicas de mineral sulfurado y los resultados de los ensayos de Work Index, CEE y la estimación del rendimiento de molienda de bolas.

	Valor	Nombre	Wi CHA kWh/t	CEE MB kWh/t	TPH_MB
UGMET	1	PORDEAC-PRBN-KF	8.84	7.26	6,414
	2	TUFPRBN-KF	5.86	8.31	5,601
	3	PORDAC-PRBN-KF	8.84	8.08	5,761
	5	TUF-PRBN KBT	6.53	9.23	5,046
	7	BACKGROUND	5.68	8.31	5,042
	8	ENR. SECUNDARIO	5.86	7.16	6,500
	41	TUF-PRCPY_KBT	7.5	9.55	4,876
	42	TUF-PRBN KBT	7.5	9.55	4,876

**Tabla 3 Unidades Geo-Metalúrgicas del mineral sulfurado**

La recuperación metalúrgica para este tipo de material está dada por el modelo de bloques. Se asignan los valores de los resultados de flotación de ciclo cerrado de los compositos por UG. Para el enriquecimiento secundario, se flotaron muy pocas muestras, una de las cuales se asemeja más a mixto, lo que hizo bajar la recuperación metalúrgica. El modelo contiene valores UGMET igual cero, que no contienen información por ende son considerados estéril. La Tabla 4 muestra la estimación de recuperación de cobre y molibdeno en función de la UG a la que pertenece el mineral sulfurado.

	Valor	Nombre	Recuperación Cu (%)	Recuperación Mo (%)
UGMET	1	PORDEAC-PRBN-KF	95.71	86.69
	2	TUFPRBN-KF	93.5	84.54
	3	PORDAC-PRBN-KF	94.66	87.28
	5	TUF-PRBN KBT	82.1	73.4
	7	BACKGROUND	93.5	84.54
	8	ENR. SECUNDARIO	75.66	74
	41	TUF-PRCPY_KBT	89.39	68.28
	42	TUF-PRBN KBT	89.68	87.87

**Tabla 4 Recuperación de Cu y Mo por UG**

A continuación se describen las actividades a realizar en la planta concentradora:

- Molienda SAG: Disminuye de tamaño el mineral que se encuentra en el acopio de gruesos mediante molino semi-autógeno.
- Chancado de pebbles: El mineral que no disminuya su tamaño suficientemente, en la molienda SAG, se envía a chancadores de pebbles.
- Molienda secundaria: Disminuye el tamaño del mineral mediante molinos de bolas.
- Clasificación de mineral: Separa el mineral mayor del flujo principal a través de harneros y ciclones.
- Flotación: Concentra el cobre en celdas de flotación (existen distintas etapas; flotación flash, limpieza flash, flotación primaria, flotación de limpieza y flotación de barrido).
- Remolienda: El mineral aglomerado en la flotación es enviado a remolienda.
- Espesamiento de concentrado: Disminuye el contenido de humedad en la pulpa de concentrado.

Por otra parte, las UG de mineral oxidado, fueron definidas en función de las leyes de CuT, CuS y razón de solubilidad, separando además mixto de enriquecimiento secundario. Basado en estas UG, se definen criterios para determinar el consumo de ácido de cada una. En función a las unidades geometalúrgicas se ha estimado el consumo neto test promedio. La variable UGZMI del modelo de bloques, indica la unidad geológica de la zona de mineralización de óxidos. El modelo contiene valores UGZMI igual cero, que no contienen información, por ende, son considerados estéril. Los bloques con UGZMI igual a 1 también son considerados estériles ya que no son enviados a procesos de lixiviación.

La Tabla 5 muestra la estimación de consumo de ácido en función de la UG a la que pertenece el mineral oxidado.

	Valor	Nombre	ACIDO Kg/t
UGZMI	1	LIX	-
	2	PLIX	14.3
	3	OXN	18.3
	4	OXVB	14.3
	5	OXVM	16.1
	6	OXVA	15.3
	7	MIX	10
	8	ENRIQ	13.5
TOTAL PROMEDIO			14.93

**Tabla 5 UG de minerales oxidados y consumo de ácido**

Para el caso de proceso de mineral oxidado la recuperación esta dada por la siguiente expresión.

$$\text{Recuperación oxidados} = 0.94 * RS * (95.9 - 7.02 * CuT * RS) * 1.07$$

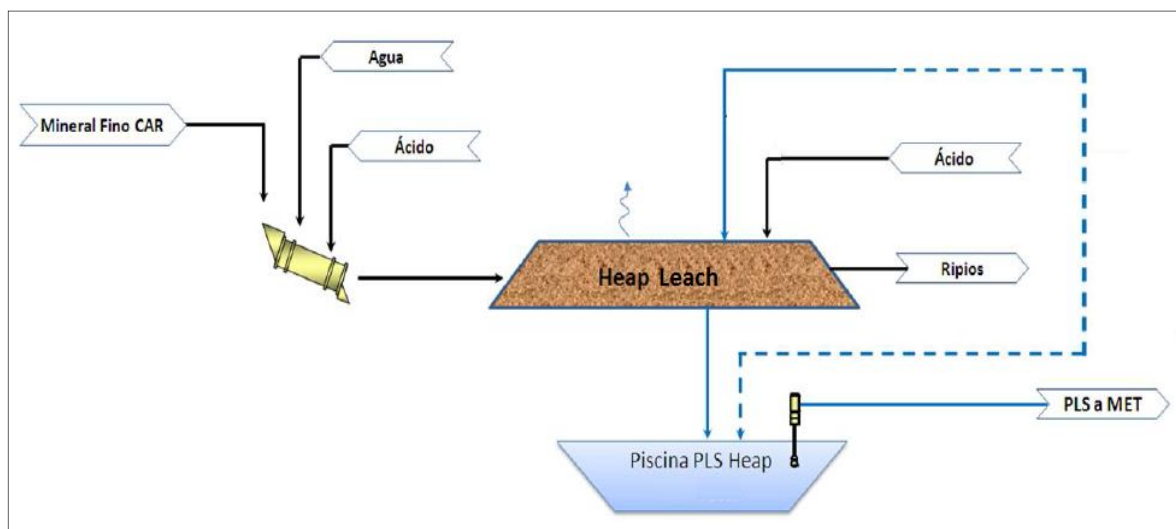
Donde RS corresponde a la razón de solubilidad dada por CuS/CuT. La razón de solubilidad y leyes de óxidos fueron calculadas a partir de simulaciones condicionales. En la

Tabla 6 se muestra la razón de solubilidad por UG de mineral oxidado. En general, las variables metalúrgicas son productos de ensayos realizados por la empresa patrocinadora del proyecto y no se posee información del detalle de las pruebas realizadas. Se asume que el soporte de estimación de las variables CuT y CuS es el mismo.

	Valor	Nombre	RS (%)
UGZMI	1	LIX	-
	2	PLIX	28.66
	3	OXN	36.3
	4	OXVB	50.26
	5	OXVM	79.66
	6	OXVA	81.82
	7	MIX	29.69
	8	ENRIQ	20.55

**Tabla 6 Razón de solubilidad por UG de mineral oxidado**

A continuación (Figura 11) se muestran las actividades a realizar la planta de tratamiento de óxidos, las que incluyen etapas de chancado y lixiviación en pilas.



**Figura 11 Esquema Planta de Tratamiento Óxidos**

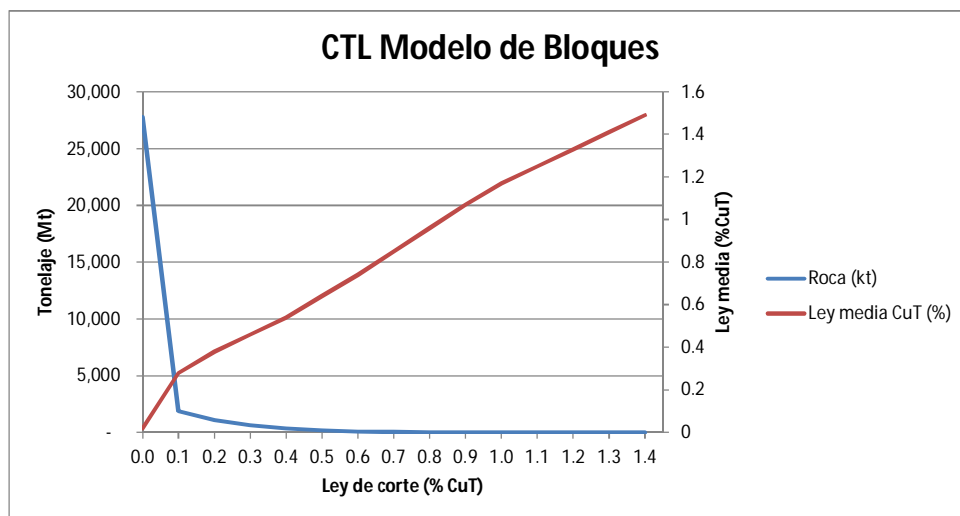
### 3.3.3. Cubicación Modelo de Bloques

Un resumen de la cubicación del modelo de recursos para distintas leyes de corte de cobre se observa en la Tabla 7, donde para una ley de corte de 0.2 %CuT, los recursos (medido, indicado e inferidos) alcanzan un total de 1,067 millones de toneladas con ley media de 0.38% de CuT, 0.040% de CuS y 117 ppm de Mo.

Cut-Off (% CuT)	Roca (kt)	CuT (%)	CuS (%)	Mo (ppm)
0.0	27,769,641	0.02	0.002	9
0.1	1,861,831	0.28	0.025	97
0.2	1,067,520	0.38	0.04	117
0.3	653,917	0.46	0.054	119
0.4	375,270	0.54	0.066	114
0.5	191,877	0.64	0.069	111
0.6	90,060	0.74	0.061	114
0.7	42,153	0.85	0.049	112
0.8	21,304	0.96	0.041	105
0.9	11,105	1.07	0.038	99
1.0	6,049	1.17	0.035	90
1.1	3,502	1.25	0.043	86
1.2	2,008	1.33	0.036	86
1.3	1,039	1.41	0.034	86
1.4	434	1.49	0.044	88

**Tabla 7 Curva Tonelaje Ley del Modelo de Bloques**

El comportamiento del modelo se grafica en la Figura 12, para el total de los recursos mineros.



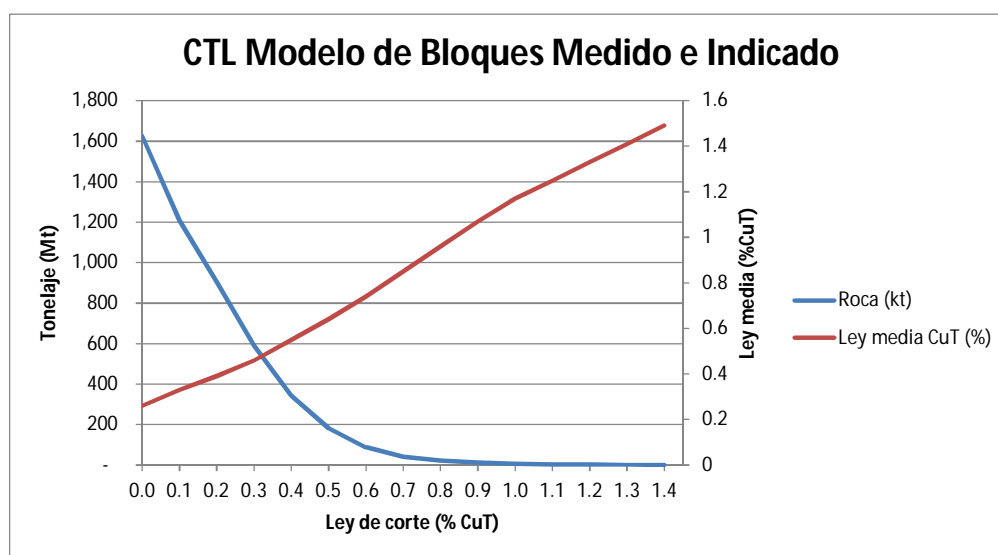
**Figura 12 Curva Tonelaje Ley de Modelo de Bloques Completo**

EL modelo completo tiene grandes dimensiones y contienen más de 27 mil millones de toneladas de roca, de las cuales 26.7 mil millones corresponden a leyes menores a 0.2% CuT. Posee cerca de 1,080 millones de toneladas de material con ley CuT superior a 0.2% lo que constituye un modelo atractivo en cuanto a leyes de Cu y Mo. Contiene leyes medias y tonelaje suficiente para alimentar una planta de procesamiento por varios años (tomando de referencia capacidad de planta de 100 ktpd). Además, se observa la presencia de molibdeno como sub producto en cantidades superiores a 100 ppm también en más de mil millones de toneladas de roca del modelo. Al analizar sólo el material con leyes superiores a 0.2% CuT se tiene que la mayoría de las rocas (más del 90% sobre 0.2% CuT) se encuentra en el rango de leyes de 0.3 y 0.6% CuT y constituyen aproximadamente poco menos de mil millones de toneladas de material. Del resto, aproximadamente 84 millones de toneladas contienen leyes de cobre entre 0.6% y 1% de CuT y por ultimo unos 6 millones de toneladas con leyes superiores a 1% CuT. El modelo no posee cantidades significativas (en proporción al tamaño del modelo) de leyes altas superiores 1% CuT.

En forma complementaria, se realizó el mismo procedimiento anterior, con las mismas variables, pero ahora separando el análisis por recursos medidos e indicados. En la Tabla 8 se muestra el reporte y en la Figura 13 su correspondiente curva tonelaje-ley. De esta curva se desprende que para una ley de corte de 0.2 %CuT, los recursos (medido e indicado) alcanzan un total de 902 millones de toneladas con ley media de 0.39% de CuT, 0.045% de CuS y 121 ppm de Mo.

Cut-Off (% CuT)	Roca (kt)	CuT (%)	CuS (%)	Mo (ppm)
0.0	1,626,336	0.26	0.03	85
0.1	1,208,015	0.33	0.037	108
0.2	902,739	0.39	0.045	121
0.3	589,674	0.46	0.058	122
0.4	342,507	0.55	0.071	116
0.5	181,172	0.64	0.073	112
0.6	87,354	0.74	0.062	114
0.7	41,583	0.85	0.049	112
0.8	21,252	0.96	0.042	105
0.9	11,105	1.07	0.038	99
1.0	6,049	1.17	0.035	90
1.1	3,502	1.25	0.043	86
1.2	2,008	1.33	0.036	86
1.3	1,039	1.41	0.034	86
1.4	434	1.49	0.044	88

**Tabla 8 Curva Tonelaje Ley de bloques Medidos e Indicados**



**Figura 13 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medido e Indicado**

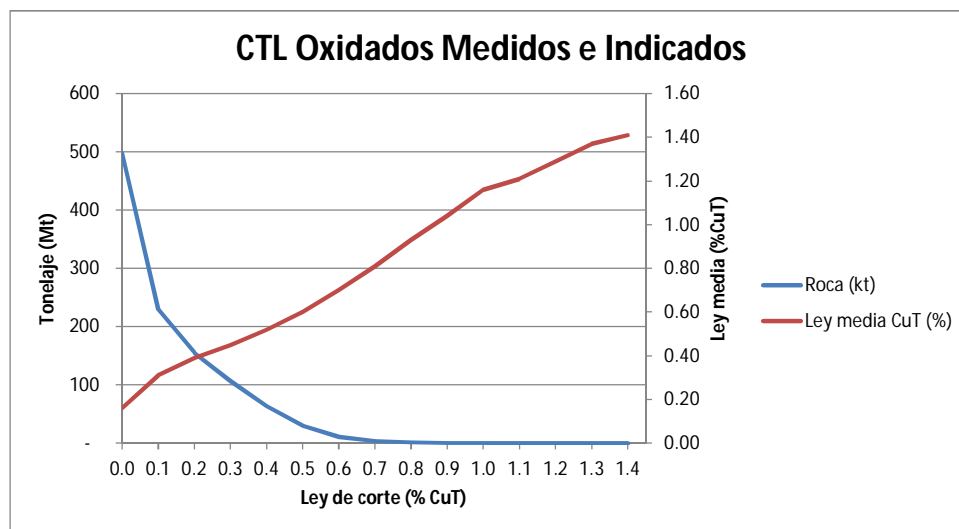
Al obtener la curva tonelaje versus ley solamente de los recursos medidos e indicados se tiene que el modelo posee cerca de 1,600 millones de toneladas de material con esta categorización. Contiene aproximadamente 900 millones de toneladas con leyes sobre 0.2% CuT. Al compararlo con la curva tonelaje-ley del modelo completo se observa que la gran mayoría del material con leyes superiores a la mencionada es de categoría medido e indicado. Nuevamente al analizar sólo el material con leyes superiores a 0.2 %CuT se tiene que la mayoría de las rocas medidas e indicadas (90% sobre 0.2% CuT) se encuentra en el rango de leyes de 0.3 y 0.6% CuT

y constituyen aproximadamente 815 millones de toneladas de material. Del resto de rocas medidas e indicadas, aproximadamente 81 millones de toneladas contienen leyes de cobre entre 0.6% y 1% de CuT y por último unos 6 millones de toneladas con leyes superiores a 1% CuT.

En la Tabla 9 se muestra el reporte para los óxidos medidos e indicados, y su correspondiente curva tonelaje-ley (Figura 14). De esta curva se desprende que para una ley de corte de 0.2 %CuT, los recursos oxidados (medido e indicado) alcanzan un total de 154 Millones de toneladas con ley media de 0.39% de CuT, 0.026% de CuS y 90 ppm de Mo.

Cut-Off (% CuT)	Roca (kt)	CuT (%)	CuS (%)	Mo (ppm)
0.0	498,307	0.16	0.096	45
0.1	229,766	0.31	0.189	79
0.2	154,847	0.39	0.257	90
0.3	107,053	0.45	0.316	89
0.4	63,518	0.52	0.377	80
0.5	29,765	0.60	0.440	71
0.6	10,489	0.70	0.519	63
0.7	3,622	0.81	0.567	56
0.8	1,413	0.93	0.623	45
0.9	594	1.04	0.700	37
1.0	280	1.16	0.757	30
1.1	192	1.21	0.787	30
1.2	87	1.29	0.828	28
1.3	35	1.37	1.018	31
1.4	17	1.41	1.089	31

**Tabla 9 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medidos e Indicados de Minerales oxidados**



**Figura 14 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medidos e Indicados de Minerales oxidados**

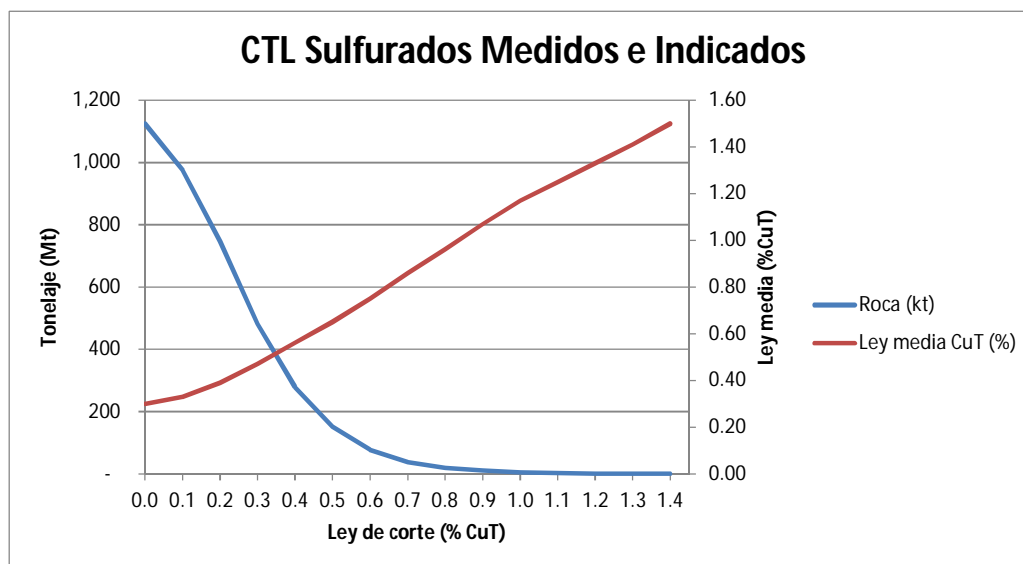
El material oxidado del modelo de bloques corresponde cerca de 500 millones de toneladas de roca con categoría medido e indicado (inferidos son considerados lastre), de las cuales solo 155 millones corresponden a leyes mayores a 0.2%CuT. Constituye una parte del modelo atractivo, pero con tonelaje suficiente solo para alimentar una planta de procesamiento por pocos años (tomando de referencia capacidad de planta de 30 ktpd). Al analizar sólo el material con leyes superiores a 0.2 %CuT se tiene que la mayoría de las rocas (más del 93%

sobre 0.2% CuT) se encuentra en el rango de leyes de 0.3 y 0.6% CuT y constituyen aproximadamente 144 millones de toneladas de material. Del resto, aproximadamente 10 millones de toneladas contienen leyes de cobre entre 0.6% y 1% de CuT y por último unos 280 mil toneladas con leyes superiores a 1% CuT.

En la Tabla 10 se muestra el reporte para los sulfuros medidos e indicados, y su correspondiente curva tonelaje-ley (Figura 15). De esta curva se desprende que para una ley de corte de 0.2 %CuT, los recursos sulfurados (medido e indicado) alcanzan un total de 746 Millones de toneladas con ley media de 0.39% de CuT, 0.001% de CuS y 127 ppm de Mo.

Cut-Off (% CuT)	Roca (kt)	CuT (%)	CuS (%)	Mo (ppm)
0.0	1,125,091	0.30	0.001	103
0.1	975,714	0.33	0.001	115
0.2	746,846	0.39	0.001	127
0.3	482,291	0.47	0.001	130
0.4	278,955	0.56	0.001	124
0.5	151,407	0.65	0.001	120
0.6	76,865	0.75	0.000	121
0.7	37,962	0.86	0.000	117
0.8	19,838	0.96	0.000	110
0.9	10,511	1.07	0.000	102
1.0	5,769	1.17	0.000	93
1.1	3,310	1.25	0.000	89
1.2	1,921	1.33	0.000	88
1.3	1,004	1.41	0.000	88
1.4	416	1.50	0.000	90

**Tabla 10 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medidos e Indicados de Minerales sulfurados**



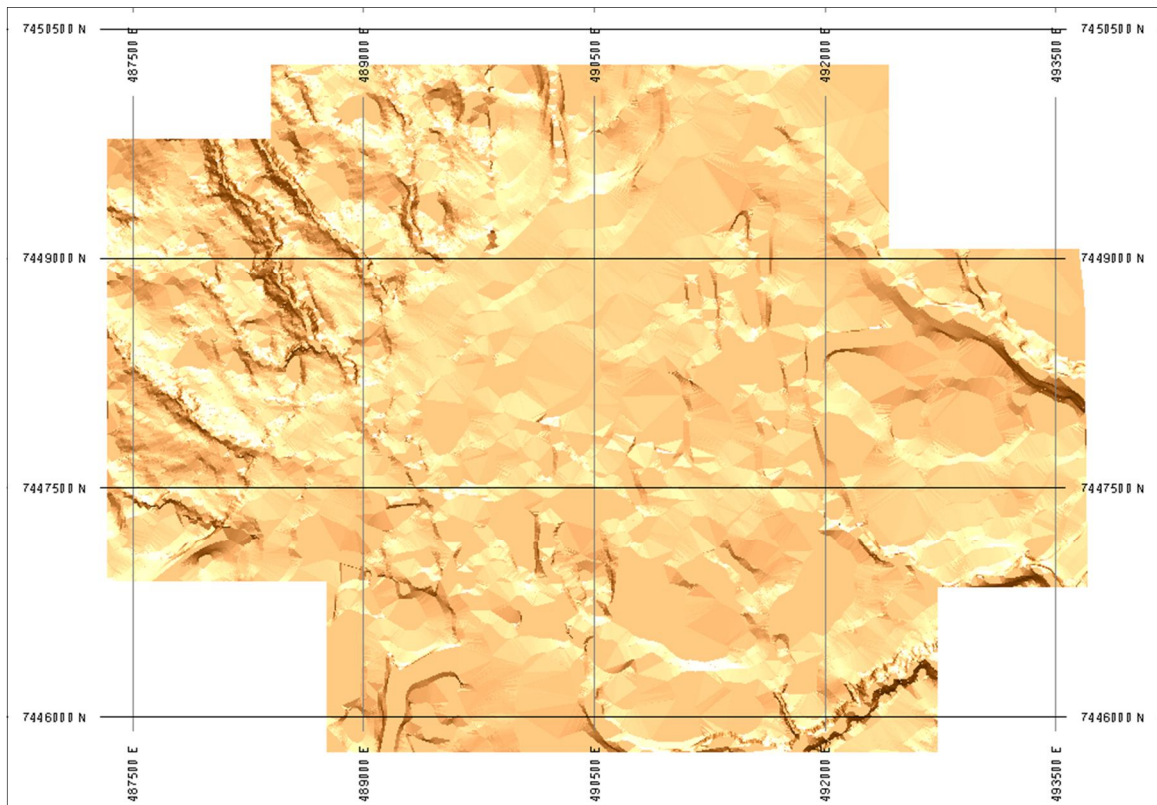
**Figura 15 Curva Tonelaje Ley de Bloques Medidos e Indicados de Minerales sulfurados**

El material sulfurado del modelo de bloques corresponde a más de 1,125 millones de toneladas de roca con categoría medido e indicado (inferidos son considerados lastre), de las cuales solo 747 millones corresponden a leyes mayores a 0.2%CuT. Constituye la mayor parte del modelo de bloques y con tonelaje suficiente para alimentar una planta concentradora durante

muchos años (tomando de referencia capacidad de planta de 100 ktpd). Al analizar sólo el material con leyes superiores a 0.2 %CuT se tiene que la mayoría de las rocas (90% sobre 0.2% CuT) se encuentra en el rango de leyes de 0.3 y 0.6% CuT y constituyen aproximadamente 670 millones de toneladas de material. Del resto, aproximadamente 71 millones de toneladas contienen leyes de cobre entre 0.6% y 1% de CuT y por ultimo unos 5.8 millones de toneladas con leyes superiores a 1% CuT.

### 3.3.4. Topografía inicial

Para el análisis se considera una topografía inicial que se extiende desde la coordenada 487.330E, 7.449.780N hasta la coordenada 493.700E, 7.445.770N con un área aproximada de 2.420 ha. La topografía permite disponer del área suficiente para desarrollar los diseños mineros de las fases de extracción (Ver Figura 16).



**Figura 16 Topografía inicial**



### 3.3.5. Parámetros técnicos y económicos del proyecto

Para realizar la optimización del pit en su etapa de fases de óxidos, se considera como el mejor escenario de tratamiento el proceso definido como “Chancado fino (Heap Leaching)”. Los parámetros económicos y metalúrgicos, necesarios para generar la optimización con el software Whittle, se refieren a costos de procesamiento de material, costos mina, recuperación de procesos, valores de venta de los productos, entre otros. Estos son resumidos en la Tabla 11.

Proceso Material	Escenario Óxidos Ch. Fino	
	Unidad	Costo
Lixiviación HEAP	US\$/t	4.27
Transporte de Soluciones HEAP	US\$/t	0.39
Consumo Ácido	US\$/t	14.93
Recuperación Cobre	%	$0.94 * RS(\%) * [96.925 - 7.0191 * CuT(\%) * RS(\%)] * 1.07$
SX	cUS\$/lb	6.82
EW	cUS\$/lb	29.69
G&A	cUS\$/lb	17.23
Comercialización	cUS\$/lb	4.74
Costo Mina	US\$/t	1.09
Costo Remanejo	US\$/t	0.3
Precio Venta	US\$/t	2.4
Precio Ácido*	US\$/t	125
Crédito Por Cátodo	cUS\$/lb	3.2

(\*)=Incluye transporte a puerto

**Tabla 11 Parámetros Optimización Oxidados**

De la tabla, se puede observar que el costo mina referencial asciende a 1.09 US\$/t, el cual corresponde al costo de mina promedio.

En el caso de sulfuros, al igual que en la extracción de óxidos, los parámetros para ser utilizados para realizar la optimización, se refieren a precios de metales, costos variables y fijos, y parámetros de recuperación. Estos se encuentran en la Tabla 12.

Precio Largo Plazo Metales	Valor	Unidad
Precio Mo	11.08	US\$/lb
Precio Cu	2.4	US\$/lb
Costos Variables	Valor	Unidad
Costo Mina (*)	1.31	US\$/t
TCRC Combinado Largo Plazo	0.22	US\$/lb
Costo Planta Conc.	5.75	US\$/t
Costo Proceso Mo	0.18	US\$/t
Costo Remanejo	0.3	US\$/t
Costos Fijos Stand Alone	Valor	Unidad
G&A	0.1	US\$/lb
Recuperación Metalúrgica	Valor	Unidad
Rec CuT(*)	89.6	%
Rec Mo(*)	69.4	%

**Tabla 12 Parámetros Optimización Sulfuros**

(\*) Estos valores son referenciales de toda la mina. El modelo de bloques contiene estas variables para cada bloque.

Los costos y precios utilizados corresponden a la actualización largo plazo del año 2011 proporcionado por la empresa patrocinadora del proyecto, por ende se aprecian costos y precios levemente menores a los registrados en la actualidad (2012-2013). El costo de remanejo es particularmente bajo. Este es referencial y se considera que cada stock se encuentra cercano al respectivo chancador y los costos involucrados se muestran en la Tabla 13.

Costo	Unidad	Valor
Transporte	US\$/t-km	0.15
Distancia Remanejo	km	0.50
Carguio	US\$/t	0.16
Mov. Tierra	US\$/t	0.06
Transporte	US\$/t	0.08
Costo Remanejo	US\$/t	0.30

**Tabla 13 Costo de remanejo**

Dentro de los objetivos de la empresa patrocinadora del proyecto se encuentra la producción máxima de finos de cobre, por ende, ha fijado como ley mínima metalúrgica 0.15%CuT. Este valor será la ley mínima para considerar un material como mineral para enviar a stocks y procesamiento. La ley marginal económica según tipo de mineral y parámetros económicos promedios se muestra a continuación.

Ítem	Valor	Unidad
Costo imputado al mineral	6.53	US\$/t
Costo imputado al fino	0.58	USc/lb
Precio del Metal	2.40	US\$/lb
Recuperación (promedio)	75%	%
Ley crítica Heap Leach	0.22%	%

**Tabla 14 Ley de corte económica óxidos**

Ítem	Valor	Unidad
Costo Proceso	5.93	US\$/t
Precio Cu	2.40	US\$/lb
Recuperación Promedio	89.6%	%
Costo de venta	0.32	US\$/lb
Remanejo	0.30	US\$/t
Ley de corte marginal	0.14%	%
Ley de corte con Remanejo	0.15%	%

**Tabla 15 Ley de corte económica sulfuros**

## 4. DESARROLLO

### 4.1. Optimización de pit final

Para generar esta optimización se ocupará el software Whittle Four X (WFX), el cual se basa en el algoritmo de Lerchs-Grossman [4] para generar este modelo económico, valorizando la totalidad de los bloques que se encuentran en el modelo de recursos.

Los parámetros económicos y metalúrgicos, utilizados para generar la optimización con el software Whittle, se refieren a costos de procesamiento de material, costo mina, recuperación de procesos, valores de venta de los productos, entre otros, y son los mostrados en la sección anterior. La variable “MCAF” del modelo contiene el costo mina variable, por la distancia de acarreo (aumento o disminución), conforme al desarrollo vertical del yacimiento. Es importante mencionar, que en las optimizaciones se han considerado en una primera etapa únicamente los minerales oxidados y luego en una segunda etapa los minerales sulfurados. Primero se optimiza pensando en extraer las fases que contienen minerales oxidados, y una vez optimizadas y diseñadas, se procede a optimizar los minerales sulfurados con la topografía actualizada, habiendo extraído el mineral oxidado. La decisión de la conveniencia de realizar de esta manera la optimización de minerales oxidados y luego los sulfuros es el resultado de un estudio de trade-off de diversas opciones de optimización previamente solicitado por la empresa patrocinadora del proyecto y escapan a los alcances de este estudio. Es importante recordar que en este ejercicio solamente se optimizaron los recursos medidos e indicados. Para la determinación del pit final, se considera el precio estimado de largo plazo del Cu de 2.40 US\$/lb y el ángulo global del pit, tanto en su parte óxidos como sulfuros, se tomó como ángulo global de 45°.

El cono óptimo de Whittle resultante para los minerales oxidados contiene 299 Mt de roca total, de los cuales, 120 Mt corresponden a mineral (medidos e indicados con ley de corte metalúrgica de 0.15% definido por la empresa) con ley media de 0.41% CuT y ley Mo 85.5 ppm. Esto corresponde a una relación estéril/mineral de 1.48. La optimización de pits de minerales sulfurados contiene 3,166 Mt de roca total, de los cuales, 712 Mt corresponden a mineral de sulfurado (medidos e indicados con ley de corte metalúrgica de 0.15% definido por la empresa) con ley media de 0.37% CuT y ley Mo 121.4 ppm. Esto corresponde a una relación estéril/mineral de 3.4. En resumen, el tonelaje de roca de la optimización alcanza 3,465 Mt con un total de 832 Mt de mineral, lo que se traduce en una relación estéril/mineral de 3.16. Esta relación E/M aumentará al considerar ciertas UG como material estéril y provocará una disminución en la cantidad de mineral al momento de la planificación. Las siguientes figuras muestran los resultados de ambas optimizaciones para un precio de cobre de 2.4 US\$/lb (Para mayor detalle ver sección Anexo A).

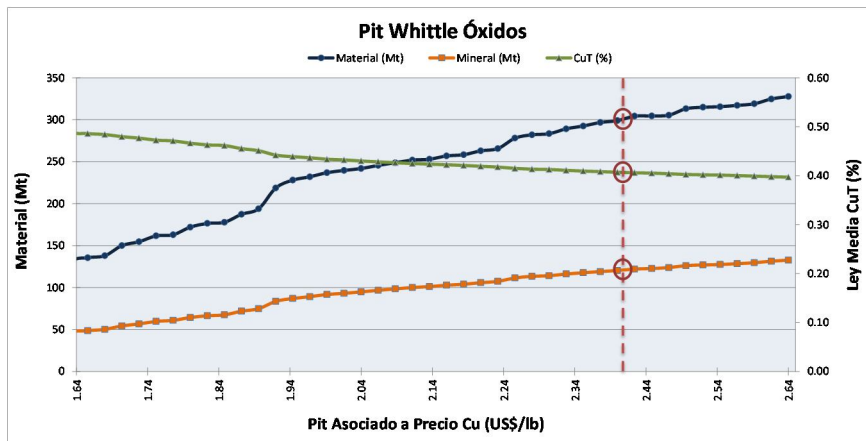


Figura 17 Pits Whittle Minerales Oxidados

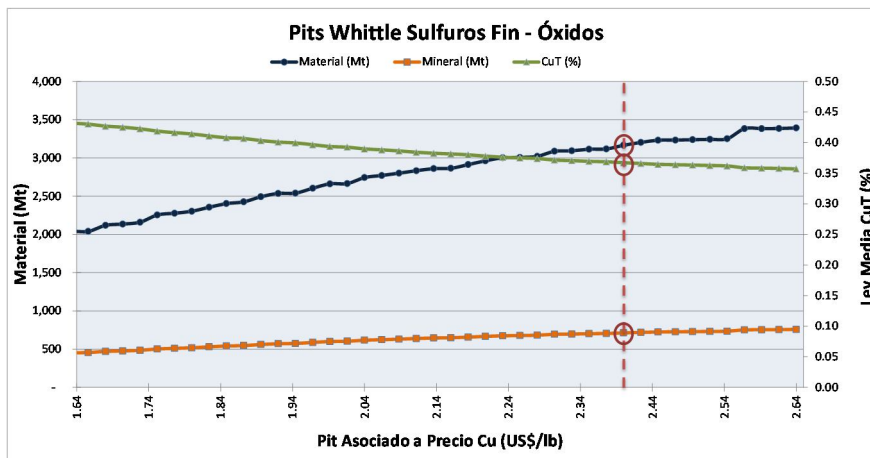


Figura 18 Pits Whittle Minerales Sulfurados

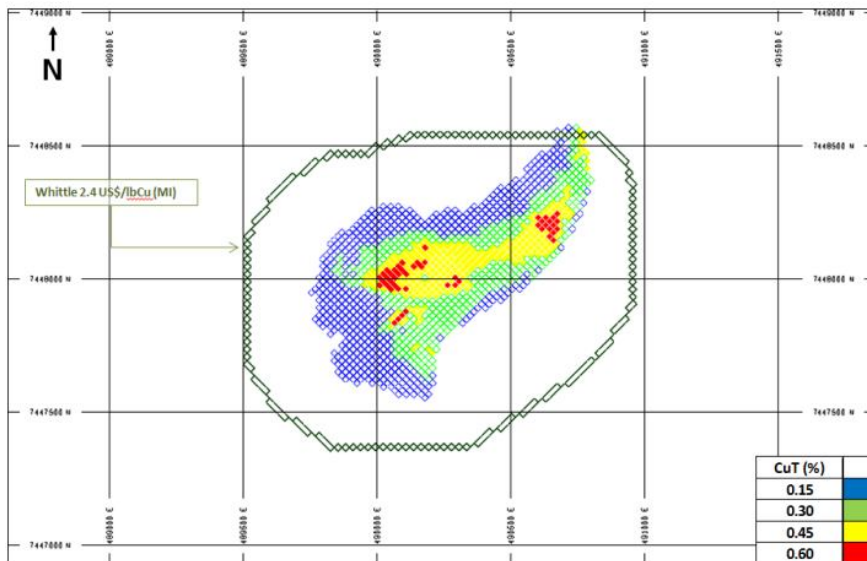


Figura 19 Pit óptimo Whittle Precio Cu 2.4 US\$/lb Cota 1896

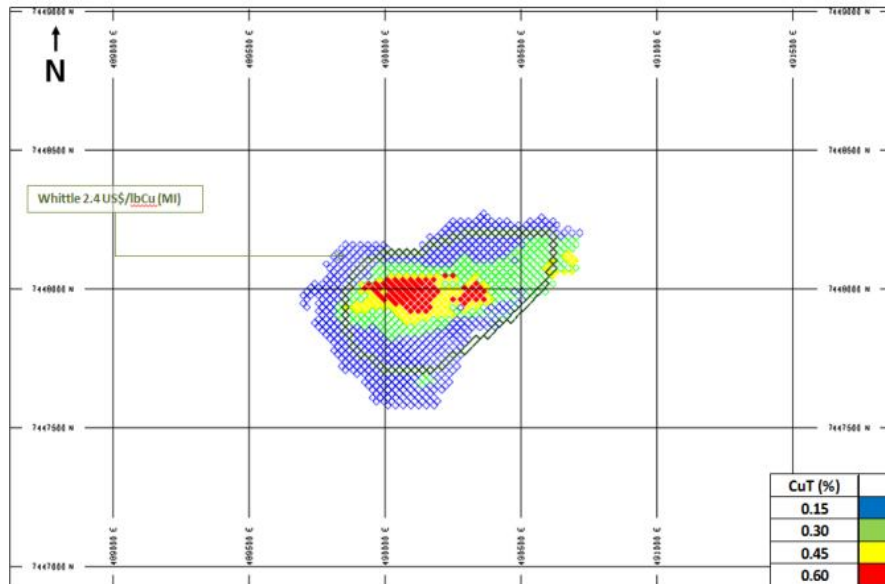
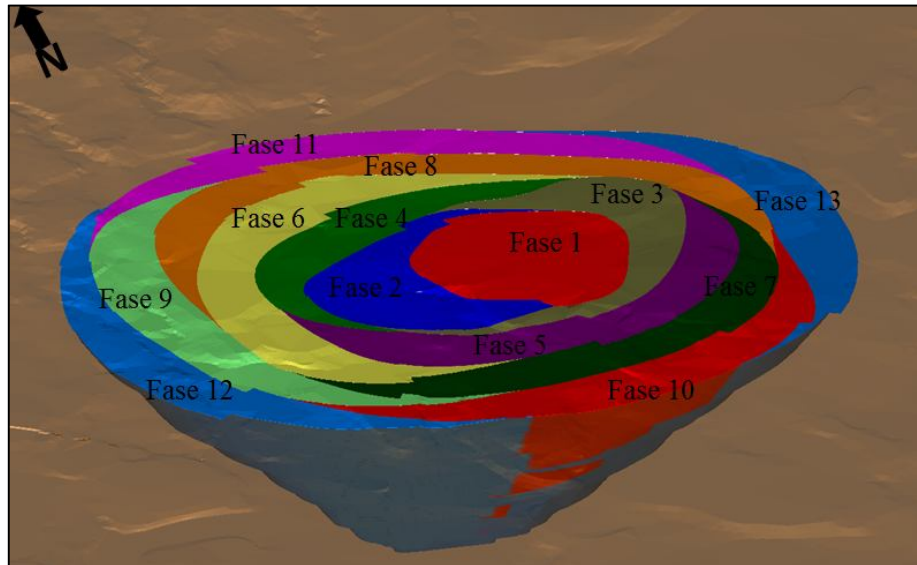


Figura 20 Pit óptimo Whittle Precio Cu 2.4 US\$/lb Cota 1512

#### 4.2. Diseño de Fases-Rajo final

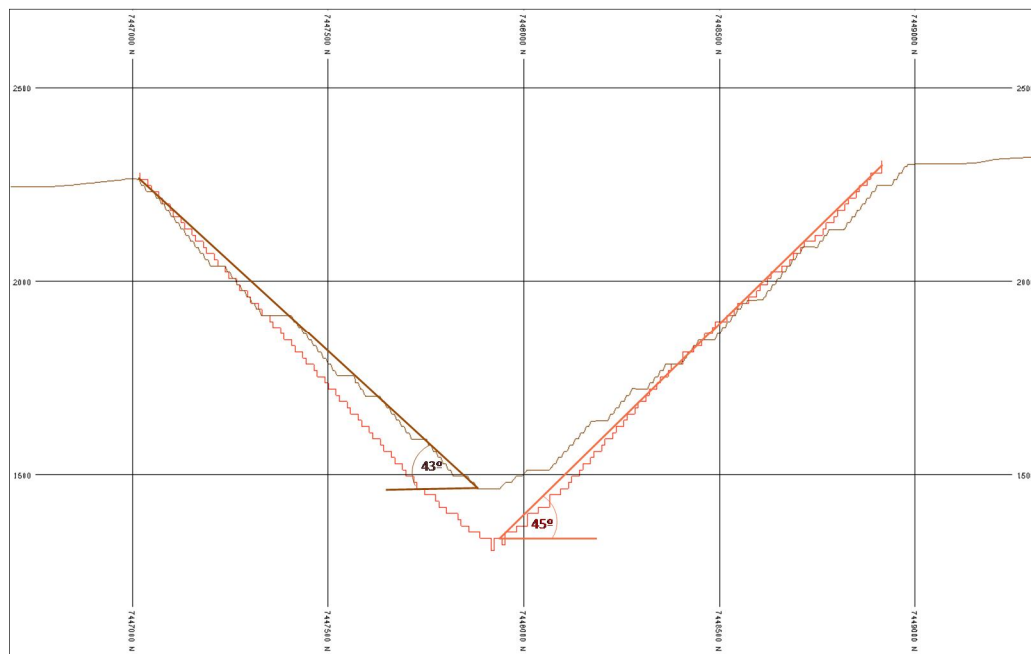
Una vez validado el modelo de bloques y optimizado el pit final utilizando los parámetros técnico-económicos mencionados anteriormente, se realiza el diseño de fases. Se diseña en función del pit final de Whittle (Revenue Factor igual a 1), o sea, al pit correspondiente al precio de evaluación de largo plazo. Este criterio es definido por el mandante del proyecto sin realizar análisis marginal. Como se mencionó anteriormente, los resultados acá mostrados consideran el procesamiento de recursos medidos e indicados. Las fases corresponden al diseño operacional de las distintas expansiones seleccionadas a partir de la secuencia de rajos obtenidos en la optimización, los criterios de selección usados son: operacionales, geométricos y aporte de mineral. El resultado de la selección entregó 13 fases para alcanzar el rajo final y orientar los planes de largo plazo. Las 13 fases extraen 3,358 Mt de roca total (3% de diferencia con óptimo Whittle), del cual 655 Mt corresponden a sulfuros que presentan una ley mayor al mínimo metalúrgico fijado por la empresa (0.15 % de CuT) y 181 Mt de óxidos sobre la misma ley de corte, considerando solo las unidades geo metalúrgicas que efectivamente serán procesadas dentro del rajo. Las dimensiones del rajo final son 2.5 km. de largo y 2 km. de ancho y 900 metros de profundidad. Los parámetros de diseño utilizados para la generación de las fases son los siguientes:

- Altura de banco 16 m.
- Ancho de Rampa: 38-57 m totales.
- Pendiente Máxima Rampas: 10%.
- Ancho Mínimo Operación: 50 m.
- Ancho mínimo de fases: 90 m (excepto extremos de banco).
- Altura interrampa máxima de 210 m.



**Figura 21 Diseño de Fases**

Inicialmente el ángulo de talud utilizado para la optimización del pit final fue de  $45^\circ$  el cual momento de diseñar, principalmente por la inclusión de rampas, disminuye a un ángulo global de  $43^\circ$ . La Figura 22 Ángulo de diseño Perfil N-S 490,000E muestra un perfil Norte-Sur donde se aprecia la diferencia de ángulos y de diseño respecto al pit final de Whittle seleccionado.



**Figura 22 Ángulo de diseño Perfil N-S 490,000E**

Se realizaron cubicaciones de las fases diseñadas, utilizando como ley de corte, la mínima ley metalúrgica definida por la empresa de  $0.15\%$  CuT. Los resultados se presentan en la Tabla 16, que corresponde a la ley mínima para que un material sea considerado mineral. Para la cubicación solo se considera mineral los materiales medidos e indicados con ley de Cu mayor a  $0.15\%$  exceptuando los materiales oxidados que corresponden a la UGZMI con valor 1, los que se consideran como lastre. No se considera mineral los bloques sin UG, los que también se

consideran como lastre. Por lo tanto, se clasifica como estéril todo material no categorizado e inferido, los materiales sin UGMET y con UGZMI igual a 1 y que posean leyes menores a 0.15% CuT. La Tabla 16 muestra los resultados de la cubicación del diseño.

Mineral	FASE	Lastre	Material						Material Total (kt)	R E/M	I.G.	Años
			Sulfuros CuT>0.15			Oxidos CuT>0.15						
		Material	Mineral	CuT	Mo	Mineral	CuT	Mo				
		kt	kt	%	ppm	kt	%	ppm				
Óxidos	1	42,860	8	0.27	95.6	35,681	0.45	65.99	78,550	1.20	2.0	1.0
	2	46,642	2,607	0.38	147.1	65,819	0.36	110.26	115,068	0.75	2.1	1.8
	3	75,181	9,332	0.36	92.4	31,159	0.39	79.48	115,672	2.71	1.0	0.9
Sulfuros	4	85,399	60,589	0.37	108.6	26,262	0.25	87.19	172,250	1.84	1.3	1.7
	5	159,251	52,677	0.42	128.1	8,199	0.26	79.82	220,128	3.18	1.0	1.5
	6	213,833	68,252	0.39	119.1	10,159	0.22	66.46	292,243	3.28	0.9	1.9
	7	248,761	73,683	0.46	149.4	-	-	-	322,444	3.38	1.0	2.0
	8	258,675	71,874	0.39	94.5	3,862	0.27	40.53	334,412	3.65	0.8	2.0
	9	258,017	78,812	0.43	143.5	122	0.18	5.28	336,951	3.28	1.0	2.2
	10	319,644	50,736	0.38	132.9	-	-	-	370,380	6.30	0.5	1.4
	11	286,889	67,327	0.36	104.9	-	-	-	354,216	4.26	0.7	1.9
	12	263,160	71,329	0.33	133.9	-	-	-	334,489	3.69	0.7	2.0
	13	263,487	47,907	0.42	94.8	-	-	-	311,394	5.50	0.7	1.3
TOTAL		2,521,799	655,133	0.39	121.7	181,264	0.35	86.26	3,358,195	3.02		

Tabla 16 Cubicación de diseño de fases

Los índices mostrados en la Tabla denominados “I.G.” y “REM” se incluyen para corroborar que la secuencia de fases fue bien definida. Estos índices representan el atractivo que puedan presentar las fases entre ellas. El indicador REM corresponde a la razón de estéril y mineral, el cual muestra una tendencia creciente indicando que se privilegia la extracción temprana de fases con mayor cantidad de mineral por sobre lastre. En tanto, el indicador “I.G” corresponde a la razón de fino contenido respecto del material total, el cual muestra que se privilegia la extracción de fases con mayor cantidad de finos reflejado en una tendencia decreciente de este índice.

A continuación se puede observar gráficamente el diseño de fases. En la Figura 23, Figura 24 y Figura 25 se muestran distintas plantas del diseño con la variable ley de cobre para los recursos medidos e indicados. Para mayor detalle del diseño de fases ver la sección Anexo B.

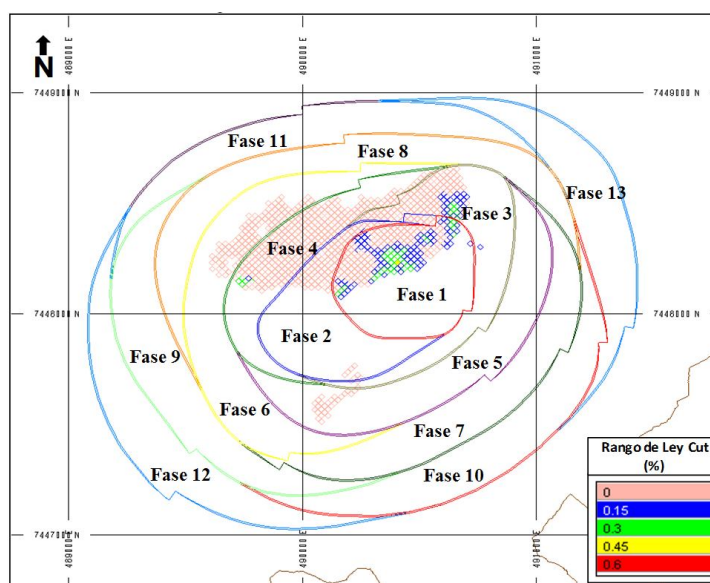


Figura 23 Planta diseño de fases Planta 2248

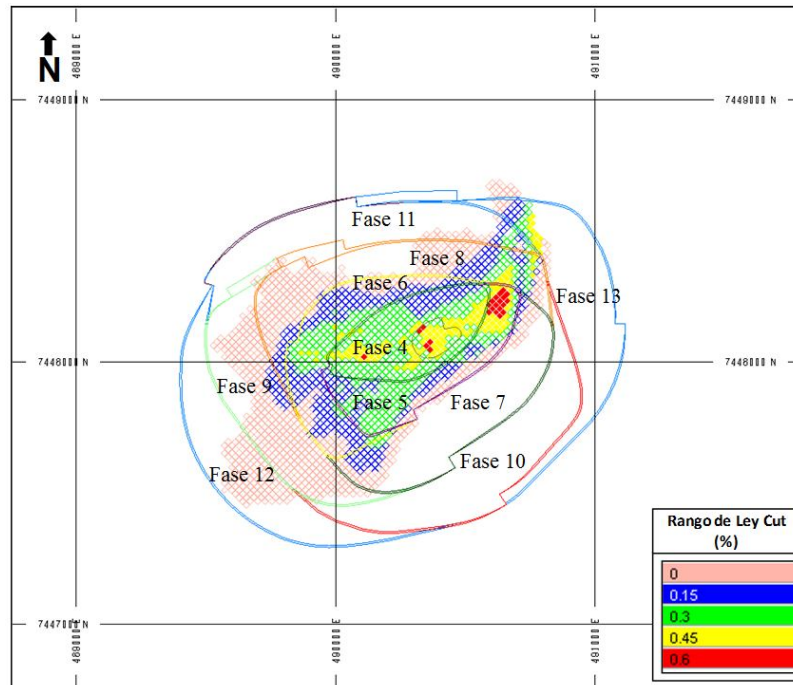


Figura 24 Planta diseño de fases Planta 1960

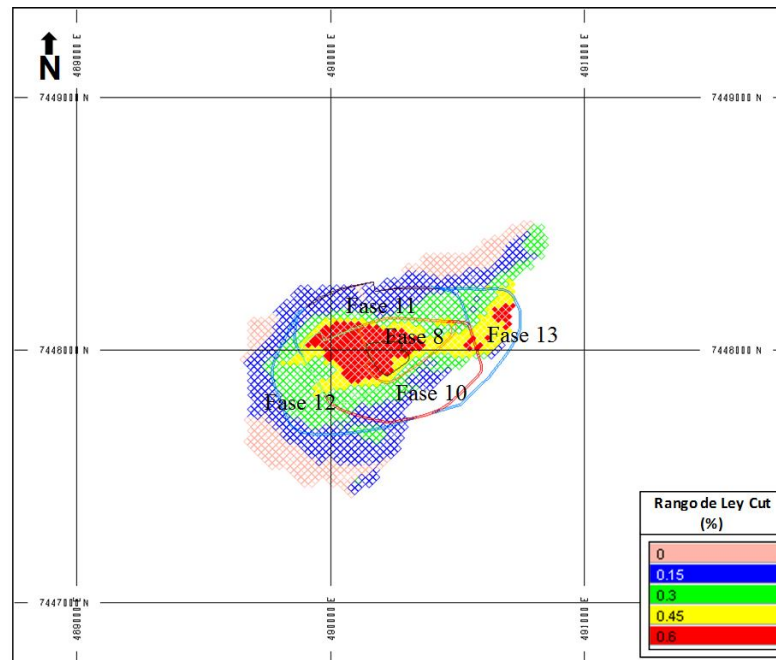


Figura 25 Planta diseño de fases Planta 1656



### 4.3. Definición de casos de estudio

Una vez obtenido el diseño de fases se procede a preparar la información necesaria para realizar los planes mineros en el sistema de planificación estratégica (COMET). Para ello es necesario definir los casos de estudios.

Los ritmos de extracción y capacidades que se realiza el estudio deben ser acorde al diseño de las fases mostrados anteriormente. Es necesario, un análisis de los ritmos máximos posibles por fase que permite el diseño. La manera correcta de determinar estos ritmos máximos de extracción es mediante “esquemas de explotación” (Figura 26), y tienen por objetivo determinar la velocidad máxima de desarrollo de cada fase. Se definió para este análisis un ritmo máximo estimado por fase de 90 millones de toneladas al año. El ritmo máximo de extracción por fase cada año es considerado constante e igual al promedio calculado y no hace diferencias para bancos del fondo ni comienzo de cada fase. Es un promedio máximo referencial que en la operación podría ser mayor o menor según tamaño de los bancos.

Además, como restricción adicional, se considera que dos fases que compartan una pared no se pueden acercar en más de 3 bancos por seguridad. Otra consideración es que, el primer año solo se inicie una fase por conceptos operacionales. El diseño de fases contempla anchos promedios de 150 metros. La Figura 26 muestra un esquema de una media luna promedio.

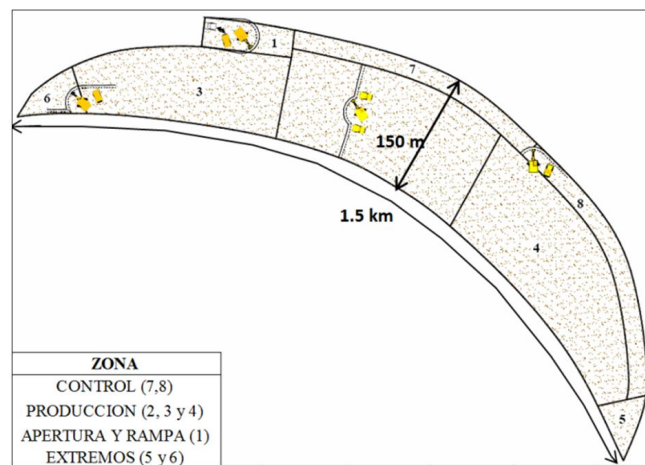


Figura 26 Esquema de ancho de fase promedio

Se considera que el diseño de fases es consistente para operar con al menos 2 palas de 73 yd<sup>3</sup> en cada fase a un ritmo efectivo promedio de 90 (ktpd) cada pala (ritmos día mina). Como caso de estudio de menor producción, se supondrá que se opera en 3 fases con un total de 5 palas: 1 pala en una fase A, 2 palas en fase B y 2 palas en fase C. Con esta configuración es posible obtener un ritmo mina total de 450 ktpd. Como caso intermedio de producción, se supondrá que se opera en las 3 fases con un total de 6 palas (1 pala adicional al caso anterior): 2 palas en una fase A, 2 palas en fase B y 2 palas en fase C. Con esta configuración es posible un ritmo mina total del orden de 540 ktpd. Como caso de mayor producción, se considera que se opera en 3 fases con un total de 7 palas (1 pala adicional al caso anterior): 2 palas en una fase A, 3 palas en fase B y 2 palas en fase C. Con esta configuración es posible un ritmo mina total del orden de 630 ktpd. La siguiente figura resume los casos supuestos. El ejercicio mostrado tiene la finalidad de entregar órdenes de magnitud de movimientos mina totales posibles para el diseño.

	Caso 1	Caso 2	Caso 3
Ancho medio de fase (m)	150	150	150
N° Palas Fase A	1	2	2
N° Palas Fase B	2	2	3
N° Palas Fase C	2	2	2
N° Palas Totales	5	6	7
Ritmo Pala (ktpd)	115	115	115
Factor operacional (%)	78	78	78
Ritmo Efectivo Promedio Pala (ktpd)	90	90	90
Ritmo Fase A (ktpd)	90	180	180
Ritmo Fase B (ktpd)	180	180	270
Ritmo Fase C (ktpd)	180	180	180
Ritmo Total (ktpd)	450	540	630

**Tabla 17 Ritmos posibles de extracción**

Por lo tanto, se decide que los casos a estudiar para cada tipo de valor de corte deben implicar movimientos mina del orden de entre los 450 y los 630 ktpd. Para efectos del estudio se considerará 5 capacidades mina equi-espaciadas: 450, 500, 550, 600 y 650 (ktpd). Las capacidades de planta a estudiar deben ser compatibles con las capacidades de mina definidas tal que a esos ritmos de explotación sea posible la alimentación completa de mineral requerida por los procesos. Para efectos del estudio se considerará 4 capacidades de planta equi-espaciadas: 80, 90, 100 y 110 (ktpd). El caso base lo constituye una mina de 650 ktpd y una planta concentradora de 100 ktpd sumado a capacidad de chancado de óxidos para 30 ktpd. Se definen entonces, 120 planes mineros o casos de estudio, divididos en 6 grupos de 20 planes según valor de corte aplicado. Cada uno de estos 6 grupos, corresponde a un tipo de valor de corte. En resumen los casos de estudio son los siguientes:

Capacidad Chancado-Heap (ktpd)	30	30	30	30
Capacidad concentradora (ktpd)	80	90	100	110
Capacidad Mina (ktpd)				
450	Caso 1	Caso 6	Caso 11	Caso 16
500	Caso 2	Caso 7	Caso 12	Caso 17
550	Caso 3	Caso 8	Caso 13	Caso 18
600	Caso 4	Caso 9	Caso 14	Caso 19
650	Caso 5	Caso 10	Caso 15	Caso 20

**Tabla 18 Grupo 1: Planes con valor de corte CuT**

Capacidad Chancado-Heap (ktpd)	30	30	30	30
Capacidad concentradora (ktpd)	80	90	100	110
Capacidad Mina (ktpd)				
450	Caso 21	Caso 26	Caso 31	Caso 36
500	Caso 22	Caso 27	Caso 32	Caso 37
550	Caso 23	Caso 28	Caso 33	Caso 38
600	Caso 24	Caso 29	Caso 34	Caso 39
650	Caso 25	Caso 30	Caso 35	Caso 40

**Tabla 19 Grupo 2: Planes con valor de corte Cu Equivalente**

Capacidad Chancado-Heap(ktpd)	30	30	30	30
Capacidad concentradora (ktpd)	80	90	100	110
Capacidad Mina (ktpd)				
450	Caso 41	Caso 46	Caso 51	Caso 56
500	Caso 42	Caso 47	Caso 52	Caso 57
550	Caso 43	Caso 48	Caso 53	Caso 58
600	Caso 44	Caso 49	Caso 54	Caso 59
650	Caso 45	Caso 50	Caso 55	Caso 60

**Tabla 20 Grupo 3: Planes con valor de corte Beneficio In Situ**

Capacidad Chancado-Heap (ktpd)	30	30	30	30
Capacidad concentradora (ktpd)	80	90	100	110
Capacidad Mina (ktpd)				
450	Caso 61	Caso 66	Caso 71	Caso 76
500	Caso 62	Caso 67	Caso 72	Caso 77
550	Caso 63	Caso 68	Caso 73	Caso 78
600	Caso 64	Caso 69	Caso 74	Caso 79
650	Caso 65	Caso 70	Caso 75	Caso 80

**Tabla 21 Grupo 4: Planes con valor de corte Beneficio Neto**

Capacidad Chancado-Heap (ktpd)	30	30	30	30
Capacidad concentradora (ktpd)	80	90	100	110
Capacidad Mina (ktpd)				
450	Caso 81	Caso 86	Caso 91	Caso 96
500	Caso 82	Caso 87	Caso 92	Caso 97
550	Caso 83	Caso 88	Caso 93	Caso 98
600	Caso 84	Caso 89	Caso 94	Caso 99
650	Caso 85	Caso 90	Caso 95	Caso 100

**Tabla 22 Grupo 5: Planes con valor de corte Beneficio Neto Corregido**

Capacidad Chancado-Heap (ktpd)	30	30	30	30
Capacidad concentradora (ktpd)	80	90	100	110
Capacidad Mina (ktpd)				
450	Caso 101	Caso 106	Caso 111	Caso 116
500	Caso 102	Caso 107	Caso 112	Caso 117
550	Caso 103	Caso 108	Caso 113	Caso 118
600	Caso 104	Caso 109	Caso 114	Caso 119
650	Caso 105	Caso 110	Caso 115	Caso 120

**Tabla 23 Grupo 6: Planes con valor de corte Ley de Flujo de Caja**

#### 4.4. Construcción de valores de corte

En esta sección se describen los pasos generales para la creación de los 6 tipos de valores de corte en estudio. Esta etapa es importante, ya que en ella se fijan los criterios, supuestos y alcances que constituye cada uno de los seis valores de corte.

Se definen 3 materiales posibles: óxidos, sulfuros y estéril. Al igual como se consideró anteriormente, se clasifican como mineral los materiales medidos e indicados con ley de Cu mayor a 0.15% (mínimo metalúrgico) exceptuando los materiales oxidados que corresponden a la UGZMI con valor 1, que se consideran como lastre al igual que los materiales que no tienen UG definida. La Tabla 24 resume la clasificación realizada para los bloques del diseño de fases.

Material	Código	Categorización	UG	Cut-Off (%CuT)
Estéril	0	Medido	UGZMI= 0, 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8 UGMET=0, 1, 2, 3, 5, 7, 8, 41, 42	<.15%
		Indicado		
		Inferido		
		No categorizado		
Óxidos	1	Medido	UGMET=1, 2, 3, 5, 7, 8, 41, 42	>=0.15%
		Indicado		
Sulfuros	2	Medido	UGZMI= 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8	>=0.15%
		Indicado		

**Tabla 24 Clasificación de materiales**

Realizada la clasificación de cada bloque se procede a la construcción de los valores de corte. La principal diferencia en la construcción entre uno y otro valor de corte es la cantidad de variables e información consideradas, desde el caso univariable a casos multivariados. En la Tabla 25 se definen los 6 valores de corte para este estudio:

Valor de Corte	Unidad	N° Variables	Descripción
Ley elemento principal	%/t	1	Ley CuT
Ley Equivalente	%/t	2	Ley CuT y ley Mo
Beneficio in situ	\$/t	4	Ley CuT, ley Mo, precio Cu, Precio Mo
Beneficio Neto	\$/t	7	Ley CuT, ley Mo, precio Cu, precio Mo, Recuperación Cu, Recuperación Mo, Recuperación Cu Lixiviación.
Beneficio Neto Corregido	\$/t	12	Ley CuT, ley Mo, precio Cu, precio Mo, Recuperación Cu, Recuperación Mo, Recuperación Cu Lixiviación, Dureza(Wi), costo mina, consumo acido lixiviación y costos de venta Cu y Mo.
Ley de Flujo de Caja	\$/hr	14	Ley CuT, ley Mo, precio Cu, precio Mo, Recuperación Cu, Recuperación Mo, Recuperación Cu Lixiviación, Dureza(Wi), costo mina, consumo acido lixiviación y costos de venta Cu y Mo, rendimiento concentradora, rendimiento chancado lixiviación.

**Tabla 25 Descripción de valores de corte**

A continuación se describe en detalle la construcción de cada uno de estos valores de corte.

#### 4.4.1. Definición valor de corte “CuT (%)”

Se define el valor de corte “CuT (%)” como el contenido del metal de interés en el bloque (concentración en masa), en este caso, corresponde al contenido de cobre en el mineral expresado por la ley de cobre total en el modelo de bloques. Se expresa en porcentaje de concentración por tonelada de roca.

#### 4.4.2. Definición valor de corte “Cobre Equivalente (%)”

Se define el valor de corte “Cu Equivalente (%)” como el contenido equivalente del metal de interés en el bloque, en este caso corresponde al contenido de cobre más el contenido de molibdeno en el mineral expresado como la ley equivalente en cobre total según el valor económico de cada metal. Este valor de corte se construye bajo la siguiente expresión.

$$Cu \text{ Equivalente } (\%) = CuT(\%) + \frac{Mo(ppm)}{10^4} * \left( \frac{Precio \ Mo \left( \frac{US\$}{lb} \right)}{Precio \ Cu \left( \frac{US\$}{lb} \right)} \right)$$

#### 4.4.3. Definición valor de corte “Beneficio In Situ (US\$/t)”

Se define el valor de corte “Beneficio In Situ (US\$/t)” semejante al valor de corte anterior. Esta vez, se valoriza el bloque como el valor económico que posee por tonelada, en función del contenido de metales y de sus respectivos precios. Se traduce como la máxima utilidad que posee el bloque si se recuperará el 100% de los metales que contiene y la extracción, proceso y venta de los metales tuvieran cero costo. En este caso, corresponde al contenido de cobre ponderado por su precio más el contenido de molibdeno ponderado por su precio y se divide por el tonelaje total que posee el bloque. Este valor de corte se construye bajo la siguiente expresión.

$$Beneficio \ In \ Situ \ \left( \frac{US\$}{t} \right) = CuT(\%) * Precio \ Cu \ \left( \frac{US\$}{lb} \right) * 2204.6 + \frac{Mo(ppm)}{10^4} * Precio \ Mo \ \left( \frac{US\$}{lb} \right) * 2204.6$$

#### 4.4.4. Definición valor de corte “Beneficio Neto (US\$/t)”

Se define el valor de corte “Beneficio Neto (US\$/t)” semejante al valor de corte anterior. Esta vez, se valoriza el bloque como el valor económico que posee por tonelada en función del contenido de metales y de sus respectivos precios, pero se pondera además por la recuperación metalúrgica que posee cada bloque en función del proceso por el que se somete dependiendo si es óxido, sulfuro o estéril. Se traduce como la máxima utilidad que posee el bloque si se recuperará lo estimado por el modelo en función del proceso. Este valor de corte aún considera que la extracción, proceso y venta de los metales tengan cero costos. Como se observa, es necesario descomponerlo según el material, ya que cada proceso tendrá recuperaciones distintas dadas por el modelo de bloques. Además para el proceso de sulfuros considera la recuperación del molibdeno.

La siguiente expresión corresponde al cálculo del beneficio neto de minerales oxidados.

$$\text{Beneficio Neto}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \text{Recuperación}_{\text{Oxidados}} (\%) * \text{CuT} (\%) * \text{Precio Cu} \left( \frac{\text{US\$}}{\text{lb}} \right) * 2204.6$$

Luego, se calcula el beneficio neto de minerales sulfurados según la siguiente expresión.

$$\text{Beneficio Neto}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \text{Beneficio Neto Cu}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) + \text{Beneficio Neto Mo}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right)$$

$$\text{Beneficio Neto Cu}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \text{Recuperación Cu}_{\text{Sulfuros}} (\%) * \text{CuT} (\%) * \text{Precio Cu} \left( \frac{\text{US\$}}{\text{lb}} \right) * 2204.6$$

$$\text{Beneficio Neto Mo}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \text{Recuperación Mo}_{\text{Sulfuros}} (\%) * \frac{\text{Mo}(\text{ppm})}{10^4} * \text{Precio Mo} \left( \frac{\text{US\$}}{\text{lb}} \right) * 2204.6$$

La roca clasificada como estéril, ya sea roca sin categoría o inferidas, o correspondan a UG no definida o predefinida como estéril, o bien bloques sin estas condiciones pero que poseen ley de CuT menor a 0.15% CuT (mínimo metalúrgico), se le asigna un beneficio neto igual a cero ya que no aportan valor.

$$\text{Beneficio Neto}_{\text{Estéril}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = 0$$

Finalmente, el beneficio neto es calculado mediante la siguiente expresión.

$$\text{Beneficio Neto} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \text{Beneficio Neto}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) + \text{Beneficio Neto}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right)$$

#### 4.4.5. Definición valor de corte “Beneficio Neto Corregido (US\$/t)”

Se define el valor de corte “Beneficio Neto Corregido (US\$/t)” semejante al valor de corte anterior. La diferencia es que, el “Beneficio Neto Corregido (US\$/t)” se refiere al “Beneficio Neto (US\$/t)” afectado por factores extras, como por ejemplo, la dureza de la roca y un factor de distancias de transporte mina (MCAF). La corrección por transporte, se calcula a partir de la diferencia en el costo transporte de mineral y estéril, en función de la distancia a la ubicación de los chancadores o los botaderos. El ajuste de la dureza del mineral se refiere al tiempo que cada bloque requeriría para su procesamiento. Un bloque con una dureza baja tendría un menor grado de ajuste que otro bloque con una mayor dureza. Esta vez, se valoriza el bloque como el valor económico que posee por tonelada en función del contenido de metales y de sus respectivos precios, también se pondera por la recuperación metalúrgica que posee cada bloque en función del proceso por el que se somete dependiendo si es óxido, sulfuro o estéril. Pero además, se pondera por los factores correctivos que afectan a cada bloque en función del tipo de material que corresponde. Si es óxido implica un determinado consumo de ácido por unidad geo metalúrgica. A su vez, si es sulfuro implica un factor por dureza en el proceso de conminución. En ambos casos, de mineral y estéril, se aplica la corrección por costo mina.

Como se observa en este valor de corte, al igual que el caso anterior, es necesario descomponerlo según tipo de material, ya que cada proceso tendrá recuperaciones y factores de

corrección distintos dadas por las características del tratamiento. La siguiente expresión corresponde al cálculo del beneficio neto corregido de minerales oxidados.

$$\begin{aligned} \text{Beneficio Neto Corregido}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) &= \text{Beneficio Neto}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) - \text{Costo Mina} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) \\ &\quad - \text{Costo Proceso}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) - \text{Costo Venta}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) \end{aligned}$$

Donde,

$$\text{Costo Venta}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \text{Costo Venta}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{\text{lb}} \right) * 2204.6 * \text{CuT}(\%) * \text{Recuperación}_{\text{Oxidados}}(\%)$$

$$\begin{aligned} \text{Costo Proceso}_{\text{Oxidados}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) &= \text{Costo Lixiviación} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) + \text{Costo Transporte Soluciones} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) \\ &\quad + \text{Precio}_{\text{Acido}} \left( \frac{\text{US\$}}{\text{Kg}} \right) * \text{ACIDO} \left( \frac{\text{Kg}}{t} \right) \end{aligned}$$

La variable “ACIDO” es según la UG a la cual pertenezcan los minerales oxidados. Por otra parte, se calcula el beneficio neto corregido de minerales sulfurados según la siguiente expresión.

$$\begin{aligned} \text{Beneficio Neto Corregido}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) &= \text{Beneficio Neto}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) - \text{Costo Mina} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) \\ &\quad - \text{Costo Proceso}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) - \text{Costo Venta Cu}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) - \text{Costo Venta Mo}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) \end{aligned}$$

Donde,

$$\text{Costo Venta Cu}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \text{Costo Venta Cu}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{\text{lb}} \right) * 2204.6 * \text{CuT}(\%) * \text{Recuperación Cu}_{\text{Sulfuros}}(\%)$$

$$\text{Costo Venta Mo}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \text{Costo Venta Mo}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{\text{lb}} \right) * 2204.6 * \frac{\text{Mo}(\text{ppm})}{10^4} * \text{Recuperación Mo}_{\text{Sulfuros}}(\%)$$

$$\text{Costo Proceso}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) = \left( \text{Costo Proceso Cu}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) + \text{Costo Proceso Mo}_{\text{Sulfuros}} \left( \frac{\text{US\$}}{t} \right) \right) * \frac{W_{\text{chancador}}(\text{kWh}/t)}{W_{\text{promedio}}(\text{kWh}/t)}$$

Cada bloque clasificado como mineral sulfurado posee work index de chancado (Wi CHA) según su UGMET (2,3.42). Se calcula además un work index de chancado promedio ponderado por el tonelaje de mineral de todas las fases, ya que se parte del supuesto que el total de costo de proceso estimado incluye que todo el mineral es procesado. Este valor de work index promedio corresponde a 6.69 (kWh/t). Con esto se trata de representar un aporte diferenciado decada bloque y UG al costo total de proceso. El costo total sigue siendo el mismo estimado para el proyecto.

Por otra parte, la roca clasificada como estéril, ya sea roca sin categoria o inferidas, o correspondan a UG no definida o predefinida como esteril, o bien bloques sin estan condiciones pero que poseen ley de CuT menor a 0.15% CuT, se le asigna un beneficio neto corregido igual al

costo que significa extraerlo y transportarlo a botadero (-MCAF) y con ingreso igual a cero ya que no aportan valor.

$$Beneficio\ Neto\ Corregido_{Esteril} \left( \frac{US\$}{t} \right) = -Costo\ Mina \left( \frac{US\$}{t} \right)$$

Finalmente, el beneficio neto corregido es calculado mediante la siguiente expresión.

$$\begin{aligned} Beneficio\ Neto\ Corregido \left( \frac{US\$}{t} \right) = \\ Beneficio\ Neto\ Corregido_{Oxidados} \left( \frac{US\$}{t} \right) \\ + Beneficio\ Neto\ Corregido_{Sulfuros} \left( \frac{US\$}{t} \right) \\ + Beneficio\ Neto\ Corregido_{Esteril} \left( \frac{US\$}{t} \right) \end{aligned}$$

#### 4.4.6. Definición valor de corte “Ley de Flujo de Caja (US\$/h)”

El último valor de corte para este estudio, se define como “Ley de Flujo de Caja”. Los flujos de caja normalmente se calculan sobre una base anual, pero se pueden calcular sobre cualquier período (por ejemplo, anual, trimestral, mensual, semanal, diaria o por hora). El valor del material extraído y enviado a procesamiento (tratado como mineral) para un período de tiempo fijo (por ejemplo un año o una hora) se calcula utilizando la siguiente ecuación:

$$Valor_{Mineral} \left( \frac{US\$}{hr} \right) = Beneficio\ Neto\ Corregido_{Mineral} \left( \frac{US\$}{t} \right) * Tasa\ de\ Procesamiento \left( \frac{t}{hr} \right)$$

Luego, el beneficio de un material puede ser cuantificado por la diferencia entre ser tratado como mineral o como estéril, para evidenciar de esta manera el costo de oportunidad de ser tratado de una u otra manera. Si un material es enviado a proceso quiere decir que no se está enviando a botadero y viceversa. El material con el mayor beneficio calculado de esta manera será entonces procesado como mineral. Se define el valor de corte “Ley de Flujo de Caja” según la siguiente expresión.

$$Ley\ Flujo\ de\ Caja \left( \frac{US\$}{hr} \right) = \left( Valor_{Mineral} \left( \frac{US\$}{t} \right) - Valor_{Esteril} \left( \frac{US\$}{t} \right) \right)$$

A continuación se presenta un ejemplo del modo de construcción de esta variable. Supongamos que se poseen los datos de dos bloques (A y B) como se muestran en la Tabla 26.



Bloque	A	B
Ingreso mineral (\$/t)	10.0	15.0
Costo Mina mineral (\$/t)	1.0	1.0
Costo Proceso mineral (\$/t)	2.0	2.5
Rendimiento proceso (t/h)	5000.0	3000.0
Costo Mina esteril (\$/t)	1.5	1.5
Valor mineral (\$/t)	7.0	11.5
Valor esteril (\$/t)	-1.5	-1.5
Valor mineral (\$/t) - Valor esteril (\$/t)	8.5	13.0
Ley Flujo de Caja (\$/h)	42500.0	39000.0

**Tabla 26 Ejemplo Ley de flujo de caja**

Para efectos del estudio el valor de tasa de procesamiento de chancado de minerales oxidados se considera 1,250 t/h. En tanto, la tasa de procesamiento para minerales sulfurados vienen dados del modelo de bloques. Luego, como beneficio de mineral se considera el beneficio netocorregido. El costo mina de mineral y de esteril corresponde al valor de la variable “MCAF” de aquel bloque. Se asume que el costo mina es el mismo para mineral y esteril, bajo el supuesto que las plantas y botadero están en distancia similar y que se utilizan los mismos equipos para transporte a ambos destinos. Este costo, se podría aplicar de manera diferenciada en función de la distancia de los botaderos versus la ubicación de las plantas de procesos.

En resumen, se considera como “Valor de mineral” al beneficio neto corregido del mineral (oxidados o sulfuros) y como “Valor estéril” el beneficio neto corregido de estéril, que corresponde a su costo mina.

#### 4.5. Cubicación de Valores de Corte

Una vez definidos y creados estos valores de corte para cada bloque, se cubican las fases diseñadas. Nuevamente, se consideran como estéril los materiales inferidos y no categorizados, aquellos bloques que no posean UG definida y aquellos que posean ley de cobre menor a 0.15% (mínimo metalúrgico). Las Tabla 27 y Tabla 28 resumen los valores promedios de esta cubicación.

Fase	Roca Total (kt)	Oxidos (kt) %CuT>0.15	Sulfuros (kt) %CuT>0.15	Lastre(kt)	CuT (%)	Cu Eq. (%)	B. In situ (\$/t)	B. Neto (\$/t)	B. Neto Corregido (\$/t)	Ley de Flujo de Caja (\$/hr)
1	78,515	35,645	8	42,862	0.36	0.40	21.02	13.97	4.44	22,815.87
2	115,204	65,950	2,609	46,645	0.37	0.43	22.55	16.14	6.11	32,768.50
3	115,307	30,791	9,334	75,182	0.37	0.41	21.58	15.91	5.61	27,479.34
4	172,304	26,311	60,588	85,404	0.31	0.36	19.07	12.74	3.31	25,229.08
5	220,149	8,222	52,673	159,254	0.35	0.39	20.85	14.64	4.95	32,179.06
6	292,235	10,151	68,249	213,835	0.31	0.35	18.42	11.84	2.77	25,830.68
7	322,357	0	73,594	248,762	0.31	0.34	18.09	12.69	3.58	34,483.05
8	334,422	3,880	71,863	258,679	0.33	0.37	19.42	14.01	4.23	29,710.24
9	336,827	145	78,807	257,875	0.30	0.34	17.76	12.78	3.56	31,852.46
10	370,378	-	50,732	319,646	0.39	0.45	23.71	20.70	10.52	60,643.12
11	354,216	3	67,323	286,890	0.26	0.30	16.07	9.83	0.94	23,018.92
12	334,478	-	71,313	263,165	0.33	0.39	20.70	17.75	7.91	46,948.48
13	311,397	-	47,907	263,490	0.41	0.45	24.06	21.35	10.83	64,750.08
Total	3,357,788	181,098	655,002	2,521,688	0.38	0.44	23.11	18.73	8.53	47,840.87

**Tabla 27 Valores de corte por fases**

La Tabla 28 resume los valores de corte promedios de la cubicación por fase y además según tipo de mineral para una ley de corte 0.15 % CuT (mínimo metalúrgico).

Fase	Material	Tonelaje (kt) ≥0.15% CuT	CuT (%)	Cu Eq. (%)	B. In situ (\$/t)	B. Neto (\$/t)	B. Neto Corregido (\$/t)	Ley de Flujo de Caja (\$/hr)
1	Total mineral	35,653	0.36	0.40	21.02	13.97	4.44	22,816
	Oxidos	35,645	0.44	0.48	25.16	15.20	3.89	6,129
	Sulfuros	8	0.27	0.32	16.88	12.73	5.00	39,503
2	Total mineral	68,558	0.37	0.43	22.55	16.14	6.11	32,768
	Oxidos	65,950	0.36	0.41	21.74	13.43	2.51	4,457
	Sulfuros	2,609	0.38	0.44	23.36	18.86	9.71	61,080
3	Total mineral	40,125	0.37	0.41	21.58	15.91	5.61	27,479
	Oxidos	30,791	0.38	0.42	22.13	13.96	2.94	5,010
	Sulfuros	9,334	0.35	0.40	21.02	17.86	8.28	49,949
4	Total mineral	86,900	0.31	0.36	19.07	12.74	3.31	25,229
	Oxidos	26,311	0.26	0.30	16.00	6.51	-2.52	1,832
	Sulfuros	60,588	0.37	0.42	22.13	18.96	9.15	52,290
5	Total mineral	60,895	0.35	0.39	20.85	14.64	4.95	32,179
	Oxidos	8,222	0.28	0.32	16.73	7.68	-1.66	714
	Sulfuros	52,673	0.41	0.47	24.96	21.60	11.56	65,072
6	Total mineral	78,400	0.31	0.35	18.42	11.84	2.77	25,831
	Oxidos	10,151	0.23	0.26	13.67	3.76	-4.47	4,213
	Sulfuros	68,249	0.38	0.44	23.17	19.92	10.00	55,874
7	Total mineral	73,594	0.31	0.34	18.09	12.69	3.58	34,483
	Oxidos	0	0.16	0.16	8.45	1.08	-6.61	7,038
	Sulfuros	73,594	0.46	0.52	27.73	24.30	13.77	76,004
8	Total mineral	75,743	0.33	0.37	19.42	14.01	4.23	29,710
	Oxidos	3,880	0.27	0.29	15.25	7.21	-2.05	1,231
	Sulfuros	71,863	0.40	0.45	23.59	20.80	10.52	60,651
9	Total mineral	78,953	0.30	0.34	17.76	12.78	3.56	31,852
	Oxidos	145	0.17	0.18	9.29	2.96	-5.20	5,256
	Sulfuros	78,807	0.43	0.50	26.22	22.60	12.32	68,961
10	Total mineral	50,732	0.39	0.45	23.71	20.70	10.52	60,643
	Sulfuros	50,732	0.39	0.45	23.71	20.70	10.52	60,643
11	Total mineral	67,326	0.26	0.30	16.07	9.83	0.94	23,019
	Oxidos	3	0.16	0.19	10.11	0.42	-7.20	7,660
	Sulfuros	67,323	0.37	0.42	22.03	19.23	9.07	53,698
12	Total mineral	71,313	0.33	0.39	20.70	17.75	7.91	46,948
	Sulfuros	71,313	0.33	0.39	20.70	17.75	7.91	46,948
13	Total mineral	47,907	0.41	0.45	24.06	21.35	10.83	64,750
	Sulfuros	47,907	0.41	0.45	24.06	21.35	10.83	64,750
Grand Total	Total mineral	836,100	0.38	0.44	23.11	18.73	8.53	47,841
	Oxidos	181,098	0.35	0.39	20.64	11.76	1.32	2,970
	Sulfuros	655,002	0.39	0.45	23.79	20.66	10.52	60,247

**Tabla 28 Valores de corte promedio por fases y tipo de mineral**

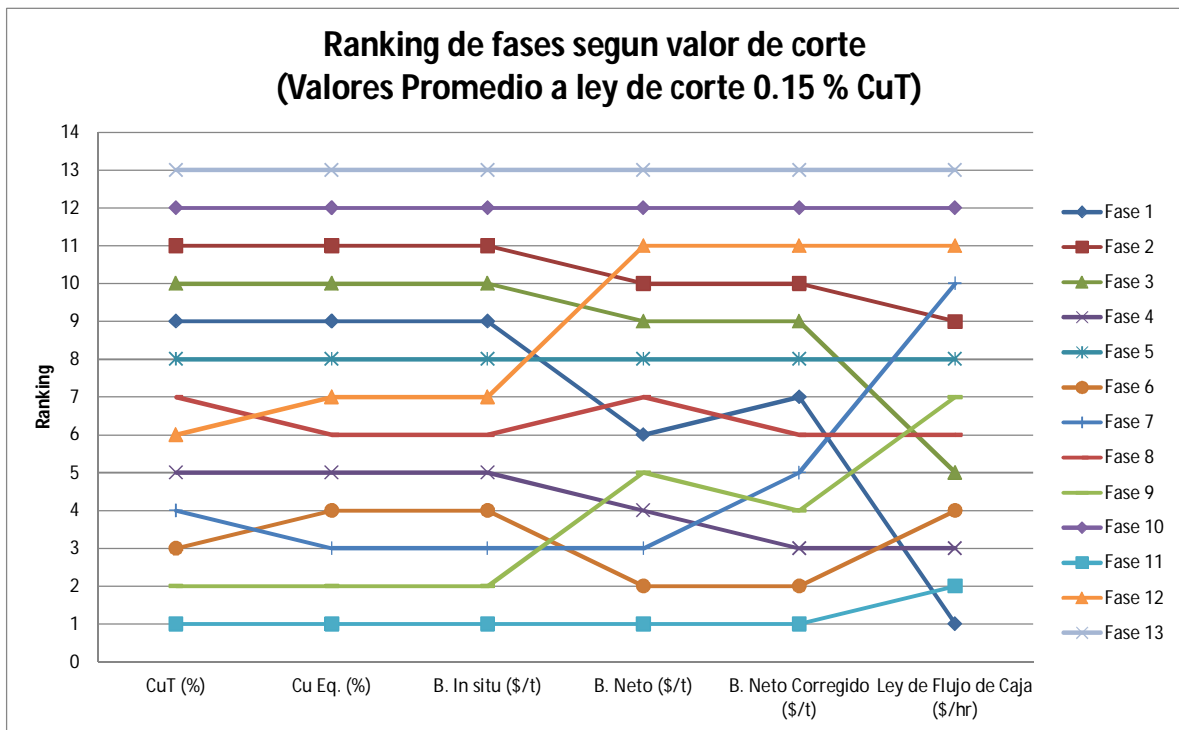
Se observa de la Tabla 28 la diferencia clara de ley de flujo de caja entre minerales sulfurados y oxidados. Esto debido a que para óxidos se considera menor rendimiento de chancado. Se observa además que al valorizar los minerales óxidados con los valores de corte beneficio neto corregido y ley de flujo de caja, estos presentan valores promedios negativos a partir de la fase 4. Justamente por esto se considera para la explotación de oxidados sólo las 3 primeras fases. Misma razón de por qué primero se realiza la optimización de pits de óxidos y luego, con la topografía actualizada, se optimizan los pits de sulfuros. Estos últimos valores de corte reflejan de mejor medida los flujos de caja de los bloques y por ende es un indicador que a partir de la fase 4 no es conveniente extraer y procesar minerales oxidados, ya sea porque implican mayores costos y/o menores recuperaciones. La Tabla 29 muestra las toneladas de mineral si el corte se hiciera bajo los distintos valores de corte críticos. Al realizar el corte basado en CuT se asume un contenido mínimo de cobre sobre la cual las rocas serán consideradas mineral y bajo el cual se considerarán lastre, sin tomar en cuenta otros factores. Por ejemplo al realizar el corte basado en la ley de flujo de caja, el mínimo crítico es fijado en cero, ya que sobre ese valor un bloque generará beneficios. Luego, cuando se realiza la optimización para obtener la distribución de valores de cortes óptimos a lo largo de la vida de la mina este ítem se vuelve

relevante. Por ejemplo, si resultado de la optimización de leyes de corte se determina que en un cierto periodo de la mina, la ley mínima óptima para enviar mineral a proceso es 0.5% CuT se asumirá que leyes mayores a 0.5% CuT corresponde a mineral y bajo esta es lastre. Pero puede darse el caso que sectores con leyes mayores a 0.5% CuT posean costos de extracción y procesamiento muy altos y por ende su ley de flujo de caja sea negativa (no genera beneficio real). Por lo tanto, si la clasificación fuese por este último criterio, aquel sector sería catalogado como lastre en ese periodo de la mina.

Fase	Material	Tonelaje (kt)	CuT (%)	Tonelaje (kt)	Cu Eq. (%)	Tonelaje (kt)	B. In situ (\$/t)	Tonelaje (kt)	B. Neto (\$/t)	Tonelaje (kt)	B. Neto Corregido (\$/t)	Tonelaje (kt)	Ley de Flujo de Caja (\$/hr)
1	Total mineral	35,653	0.44	35,653	0.48	35,653	25.16	30,231	17.29	25,654	6.83	26,869	9,371
	Oxidos	35,645	0.44	35,645	0.48	35,645	25.16	30,223	17.29	25,646	6.83	26,861	9,362
	Sulfuros	8	0.27	8	0.32	8	16.88	8	12.73	8	5.00	8	39,503
2	Total mineral	68,558	0.36	68,558	0.41	68,541	21.80	58,497	15.56	47,218	5.64	51,907	10,082
	Oxidos	65,950	0.36	65,950	0.41	65,932	21.74	55,888	15.40	44,609	5.41	49,299	7,384
	Sulfuros	2,609	0.38	2,609	0.44	2,609	23.36	2,609	18.86	2,609	9.71	2,609	61,080
3	Total mineral	40,125	0.37	40,125	0.41	40,125	21.87	33,955	16.95	30,051	6.95	31,408	20,935
	Oxidos	30,791	0.38	30,791	0.42	30,791	22.13	24,638	16.59	20,734	6.34	22,091	8,657
	Sulfuros	9,334	0.35	9,334	0.40	9,334	21.02	9,317	17.88	9,317	8.31	9,317	50,044
4	Total mineral	86,900	0.34	86,900	0.38	86,900	20.27	68,698	18.10	63,798	8.92	65,237	48,986
	Oxidos	26,311	0.26	26,311	0.30	26,311	16.00	8,218	11.46	3,577	3.79	4,756	4,881
	Sulfuros	60,588	0.37	60,588	0.42	60,588	22.13	60,481	19.00	60,220	9.23	60,481	52,454
5	Total mineral	60,895	0.40	60,895	0.45	60,895	23.85	55,642	21.17	53,955	11.46	54,274	63,494
	Oxidos	8,222	0.28	8,222	0.32	8,222	16.73	3,112	12.76	1,440	5.37	1,744	7,007
	Sulfuros	52,673	0.41	52,673	0.47	52,673	24.96	52,530	21.67	52,515	11.63	52,530	65,370
6	Total mineral	78,400	0.36	78,400	0.41	78,400	21.94	68,692	19.86	66,173	10.31	68,331	55,860
	Oxidos	10,151	0.23	10,151	0.26	10,151	13.67	459	9.00	58	1.68	97	2,662
	Sulfuros	68,249	0.38	68,249	0.44	68,249	23.17	68,234	19.94	66,115	10.32	68,234	55,936
7	Total mineral	73,594	0.46	73,594	0.52	73,594	27.73	73,408	24.37	73,332	13.87	73,408	76,294
	Oxidos	0	0.16	0	0.16	0	8.45	-	-	-	-	-	-
	Sulfuros	73,594	0.46	73,594	0.52	73,594	27.73	73,408	24.37	73,332	13.87	73,408	76,294
8	Total mineral	75,743	0.39	75,743	0.44	75,743	23.17	73,698	20.59	70,860	10.75	72,840	60,005
	Oxidos	3,880	0.27	3,880	0.29	3,880	15.25	1,902	11.00	850	3.99	1,044	5,221
	Sulfuros	71,863	0.40	71,863	0.45	71,863	23.59	71,796	20.84	70,010	10.83	71,796	60,801
9	Total mineral	78,953	0.43	78,953	0.49	78,953	26.19	78,825	22.59	77,406	12.54	78,807	68,961
	Oxidos	145	0.17	145	0.18	145	9.29	17	6.06	-	-	-	-
	Sulfuros	78,807	0.43	78,807	0.50	78,807	26.22	78,807	22.60	77,406	12.54	78,807	68,961
10	Total mineral	50,732	0.39	50,732	0.45	50,732	23.71	50,711	20.72	50,499	10.60	50,711	60,706
	Oxidos	-	-	-	0.00	-	-	-	-	-	-	-	-
	Sulfuros	50,732	0.39	50,732	0.45	50,732	23.71	50,711	20.72	50,499	10.60	50,711	60,706
11	Total mineral	67,326	0.37	67,326	0.42	67,326	22.02	67,262	19.24	63,831	9.51	67,262	53,758
	Oxidos	3	0.16	3	0.19	3	10.11	-	-	-	-	-	-
	Sulfuros	67,323	0.37	67,323	0.42	67,323	22.03	67,262	19.24	63,831	9.51	67,262	53,758
12	Total mineral	71,313	0.33	71,313	0.39	71,313	20.70	71,313	17.75	69,319	8.13	71,313	46,948
	Oxidos	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Sulfuros	71,313	0.33	71,313	0.39	71,313	20.70	71,313	17.75	69,319	8.13	71,313	46,948
13	Total mineral	47,907	0.41	47,907	0.45	47,907	24.06	47,805	21.39	47,033	11.07	47,805	64,923
	Oxidos	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Sulfuros	47,907	0.41	47,907	0.45	47,907	24.06	47,805	21.39	47,033	11.07	47,805	64,923
Grand Total	Total mineral	836,100	0.36	836,100	0.41	836,082	21.74	778,737	18.57	739,128	9.42	760,172	49,153
	Oxidos	181,098	0.35	181,098	0.39	181,080	20.82	124,457	15.68	96,915	5.91	105,893	8,007
	Sulfuros	655,002	0.36	655,002	0.42	655,002	22.00	654,280	19.12	642,213	9.95	654,280	55,813

**Tabla 29 Cubicación de mineral según valor de corte**

Para entender el comportamiento de cada variable, en función a la fase a la que pertenece, se contruye el siguiente gráfico (Figura 27), donde se ordena bajo un sistema de ranking de 1 a 13 puntos, cada tipo de valor de corte por fase, según las cubitaciones anteriores. Donde 13 corresponde a la fase donde el valor de corte posee el mayor valor y 1 a la fase que presenta el menor valor de corte respecto a las demás.



**Figura 27 Ranking de fases según valor de corte promedio**

Se aprecia que en promedio, la fase 13 es la que, independiente del valor de corte con que se valoren los bloques siempre constituye la fase con mejores valores. En el resto de fases se tiene que, es variable el valor de corte que le otorga mayor atractivo. Probablemente, las fases que presentan mayor CuT coincidan con las que tienen mayor cobre equivalente, a menos que presenten una cantidad relevante de otro elemento o posean un valor económico considerable. Esto se puede observar con claridad entre la fase 6 y fase 7, donde, al valorar por ley de cobre la fase 7 tiene mejores leyes promedio (0.31%) versus la fase 6 aunque muy similares. Al comparar estas mismas fases, por cobre equivalente, se invierte el orden y la que presenta mejor ley equivalente es la fase 6 con 0.35%. Esto debido a que en la fase 6 se encuentra mayor cantidad de Mo. Ahora si se observa, al comparar estas mismas fases con los otros valores de corte, se tiene que la fase 6 presenta (por consecuencia de lo anterior) mayor beneficio insitu, pero al incluirle factores por recuperaciones metalúrgicas, distancias, durezas, rendimiento de planta, etc. la fase 7 comienza a ser más atractiva y se convierte en una fase con mucho más valor, desde el punto de vista económico, que la fase 6. Al momento de planificar, si se debe elegir un bloque para extraer entre las fase 6 o la fase 7, y la decisión pasa por uno u otro valor de corte los resultados serán diferentes y se reflejarán en el NPV del proyecto, afectando además a la secuencia de extracción. Este análisis es conceptual, y se realiza para entender, que en el caso de extraer un bloque o banco, y este pueda ser extraído de 2 fases posibles, la decisión puede cambiar según el valor de corte empleado para discriminar desde que fase es más óptimo extraerlo. Por lo tanto, la decisión puede cambiar en función del nivel de información y se puede escoger un bloque menos óptimo por desconocer las variables o no considerarlas en el valor de corte.

El paso siguiente, es realizar el análisis de las diferencias entre el uso de uno u otro valor de corte a nivel de planificación de largo plazo, considerando la información de cada banco o fracciones de banco y contruyendo los planes mineros bajo la teoría de optimización del sistema de planificación estratégica disponible (COMET).

#### 4.6. Planificación estratégica de casos

En este subcapítulo, se describen los criterios considerados en la construcción de los planes mineros elaborados para representar los escenarios estratégicos. Dichos escenarios se basan en los diferentes niveles de producción posibles. Las principales características operacionales, económicas y de planificación con las que se han construido los planes mineros son las siguientes:

- Se considera un ritmo máximo promedio por fase de 90,000 ktpa.
- Máxima extracción de 10 bancos a profundizar por fase en un mismo año.
- Se considera separación vertical de dos fases que compartan una pared. No se pueden acercar en más de 3 bancos por seguridad (48 metros).
- Se respeta la precedencia de las fases. No se adelantan fases.
- El primer año sólo se inicia una fase por conceptos operacionales.
- Los destinos posibles de los materiales son: planta concentradora, chancador de oxidados, stock sulfuros, stock óxidos y botadero. No se considera capacidades límites de stocks.
- Se considera ramp up en movimientos mina y plantas de procesamiento.
- Se planifica en función de valor de corte según el caso.
- Ley mínima de alimentación a planta: 0.15% CuT (mínimo metalúrgico).
- Se procesan minerales de las categorías medidos e indicados y con UG definida.
- Período de inicio del proyecto año 2014. El chancador de oxidados está disponible sólo hasta el año 2023 (3 primeras fases con mineral oxidado).
- Máximo número de 4 fases operando por año. Se considera que una fase se está agotando y una cuarta fase comenzando a desarrollarse.
- Los minerales oxidados de las 3 primeras fases son chancados y luego enviados a lixiviación. Estos minerales, en conjunto con material proveniente desde otras minas, alimentan a una planta. Por ende no se le exige una producción constante.
- Precio único de largo plazo de metales de interés: 2.4 US\$/Lb Cu; 11.08 US\$/Lb Mo
- Los planes mineros son construidos mediante 10 iteraciones del software y con precisión de incrementos de medio banco.
- Planes estratégicos: requisito esencial es cumplir con alimentación a plantas y no una cantidad fija de producción de finos.
- La evaluación económica simple de cada uno de los planes desarrollados considera ingresos por venta de cobre y molibdeno. Los costos mina a utilizar son obtenidos del modelo de bloques y los costos de proceso calculados en base a los parámetros económicos en función del tipo de mineral procesado. Lo mismo ocurre para los costos de venta, diferenciados por óxidos y sulfuros, y a su vez, por cobre y molibdeno. No se consideraron gastos fijos, todos los gastos están incluidos como costos variables. En general, los parámetros económicos para la evaluación son los mismos utilizados para la optimización de pit presentados en la Tabla 11 y Tabla 12.
- La evaluación económica de los planes es a una tasa de descuento del 8%.
- No se considera que la inclusión de CAPEX, pues la inversión no influye en la estrategia de políticas de corte. El estudio no busca el óptimo del proyecto, sino más bien las diferencias entre el comportamiento de los planes mineros al usar diferentes métodos de corte.

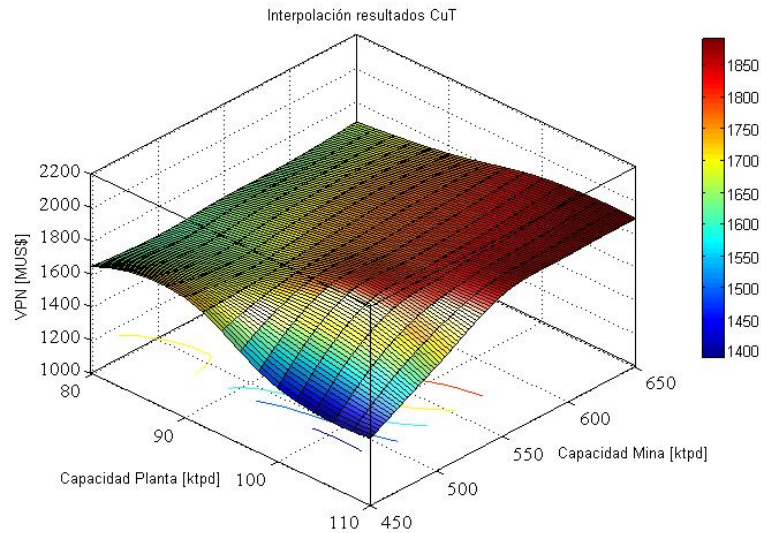
## 5. RESULTADOS

Se presentan los principales resultados obtenidos al aplicar las metodologías descritas en los capítulos anteriores. Los resultados se presentan en tablas y gráficos, según capacidades y valor de corte utilizado.

### 5.1. Resultados Planificación por Valor de Corte CuT

En este subcapítulo se describen los resultados de VPN de los planes mineros, secuencia y estrategias de cortes resultantes utilizando la ley de cobre como valor de corte para diferentes capacidades mina y planta. Todos los planes mineros construidos son de carácter estratégico, en ninguna manera constituyen planes definitivos ni operativizados.

Los resultados globales (gráfico 3 D) para el valor de corte ley de cobre se muestran en la Figura 28. Esta figura muestra los resultados interpolados de VPN al planificar con diferentes capacidades mina y planta. Estos resultados de VPN, son referenciales, a los cuales, se les compara los resultados obtenidos con otros valores de corte. Estos valores presentes no incluyen inversiones, son calculados bajo una evaluación económica simple que involucra el ingreso por venta de los metales menos todos los costos incurridos en extracción, procesamiento y venta del mineral.



**Figura 28 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte CuT**

La Tabla 30 muestra los resultados puntuales de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por CuT.

VPN [MUS\$]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]			
		80	90	100	110
CAPACIDAD MINA [KTPD]	CuT [%]				
	450	1,642	1,724	1,442	1,406
	500	1,616	1,686	1,778	1,632
	550	1,637	1,731	1,797	1,852
	600	1,642	1,755	1,822	1,881
650	1,673	1,745	1,865	1,888	

**Tabla 30 Resultados VPN con valor de corte CuT**

El mínimo VPN obtenido es para la configuración planta 80 ktpd y mina 500 ktpd con valor de MUS\$ 1,616, mientras que el máximo VPN corresponde a la configuración Planta 110 ktpd- Mina 650 ktpd con valor de MUS\$ 1,888. A modo de ilustrar los resultados, las siguientes figuras muestran los resultados obtenidos para el valor de corte CuT, para una capacidad mina de 650 ktpd y planta 100ktpd.

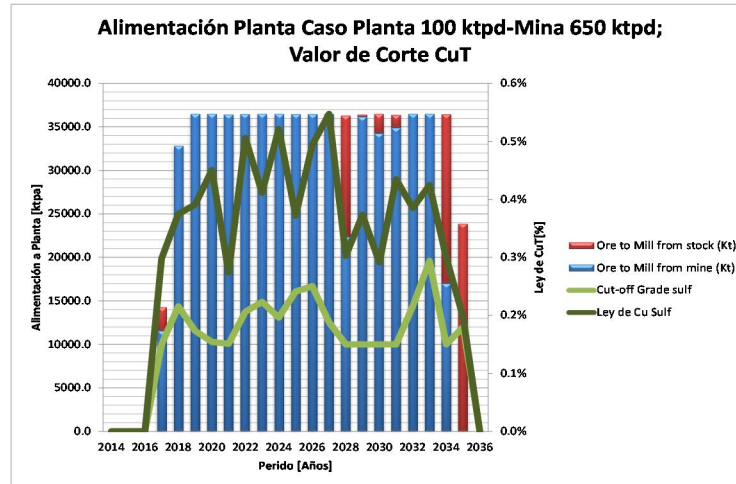


Figura 29 Valor de Corte CuT: Alimentación Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

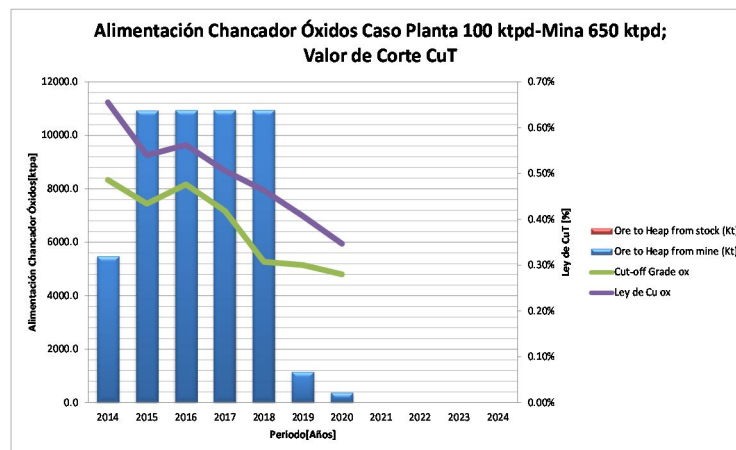
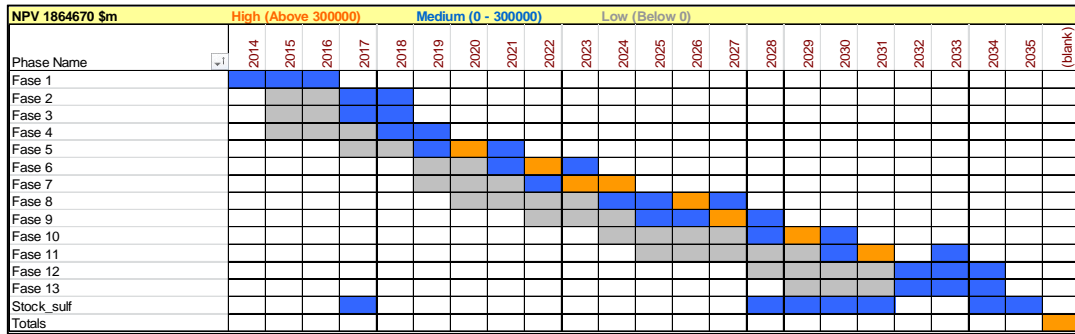


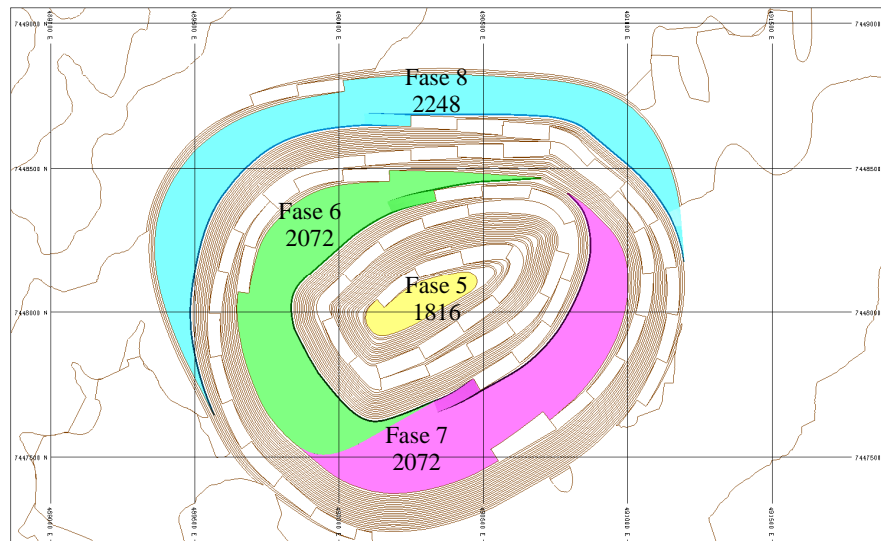
Figura 30 Valor de Corte CuT: Chancador Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

La Figura 26 muestra la secuencia de extracción de fases para la planificación por ley de CuT. Además se muestra el valor referencial asociado (flujo de caja) a la extracción de material desde una fase en un año determinado. En la sección Anexo D (Tabla 50) se encuentra el detalle de planificación de este caso de estudio y la sección Anexo E las fotos de todos los periodos.



**Figura 31 Valor de Corte CuT: Secuencia de Extracción Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**  
 (\*) Los colores representan el flujo de caja (no descontado) asociado al periodo y fase. Medido en MUSS.

Se generan fotos por periodo de la mina basado en el plan de producción para evidenciar las diferencias en la secuencia de extracción de bancos al utilizar distintos criterios de corte. En la sección Anexos E se encuentran las fotos de distintos periodos del plan de producción para este caso (capacidad planta 100 ktpd y mina 650 ktpd con valor de corte CuT). La Figura 32 muestra la foto del año 2020.

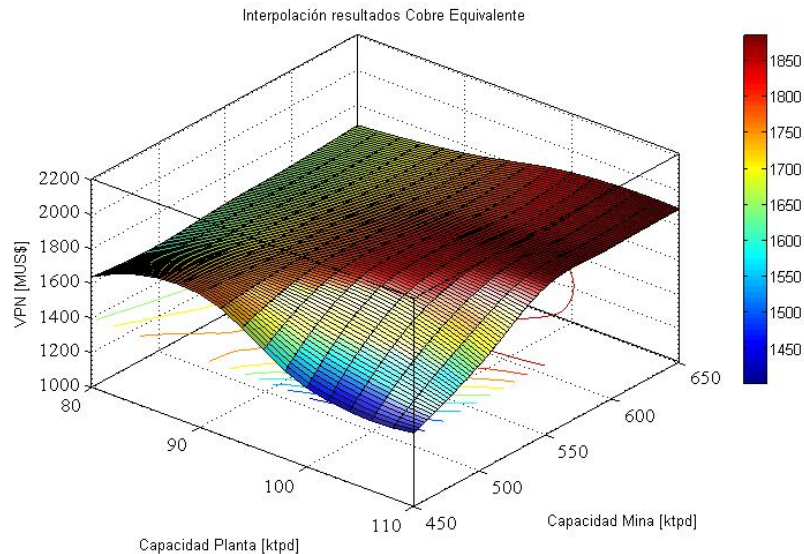


**Figura 32 Foto periodo 2020 Valor de Corte CuT**

## 5.2. Resultados Planificación por Valor de Corte Cu Equivalente

En este subcapítulo se describen los resultados de VPN de los planes mineros, secuencia y estrategias de cortes resultantes utilizando la ley de “cobre equivalente” como valor de corte para diferentes capacidades mina y planta. Los resultados globales (gráfico 3 D) del valor de corte cobre equivalente se muestran en la Figura 33. Esta figura muestra los resultados de VPN interpolados al planificar con diferentes capacidades mina y planta.





**Figura 33 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Cu Equivalente**

La Tabla 31 muestra los resultados puntuales de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por Cobre equivalente.

VPN [MUS\$] Cu Equivalente [%]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]			
		80	90	100	110
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	1,636	1,769	1,454	1,424
	500	1,609	1,749	1,784	1,612
	550	1,637	1,748	1,842	1,854
	600	1,649	1,730	1,816	1,873
	650	1,676	1,743	1,860	1,881

**Tabla 31 Resultados VPN con valor de corte Cu equivalente**

El mínimo VPN obtenido es para la configuración Planta 110 ktpd-Mina 450 ktpd con valor de MUS\$ 1,424, mientras que el máximo VPN corresponde a la configuración Planta 110 ktpd- Mina 650 ktpd con valor de 1,881. La Tabla 32 muestra las diferencia porcentuales de los resultados de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por cobre equivalente respecto la planificación por ley de CuT.

Diferencia relativa CuT Cu Equivalente [%]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]				Promedio
		80	90	100	110	
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	↓ -0.4%	↑ 2.6%	↑ 0.8%	↑ 1.3%	1.1%
	500	↓ -0.5%	↑ 3.8%	↑ 0.4%	↓ -1.2%	0.6%
	550	↓ 0.0%	↑ 1.0%	↑ 2.5%	↑ 0.1%	0.9%
	600	↑ 0.4%	↓ -1.4%	↓ -0.3%	↓ -0.4%	-0.4%
	650	↑ 0.2%	↓ -0.1%	↓ -0.2%	↓ -0.3%	-0.1%
Promedio		-0.1%	1.2%	0.6%	-0.1%	0.4%

**Tabla 32 Diferencia de Cu equivalente respecto a CuT**

El promedio general de diferencia de VPN respecto a la planificación por CuT es de 0.4%. A modo de ilustrar los resultados, las siguientes figuras muestra los resultados de planificación para una capacidad mina de 650 ktpd y planta 100 ktpd para el valor de corte cobre equivalente.

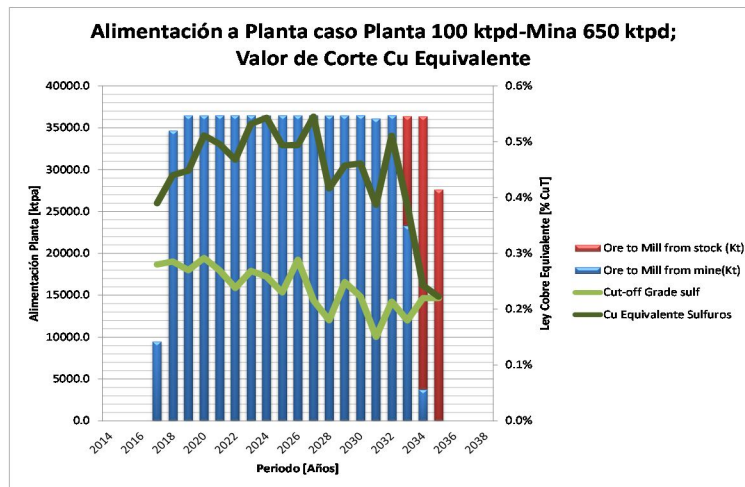


Figura 34 Valor de Corte Cu Equivalente: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

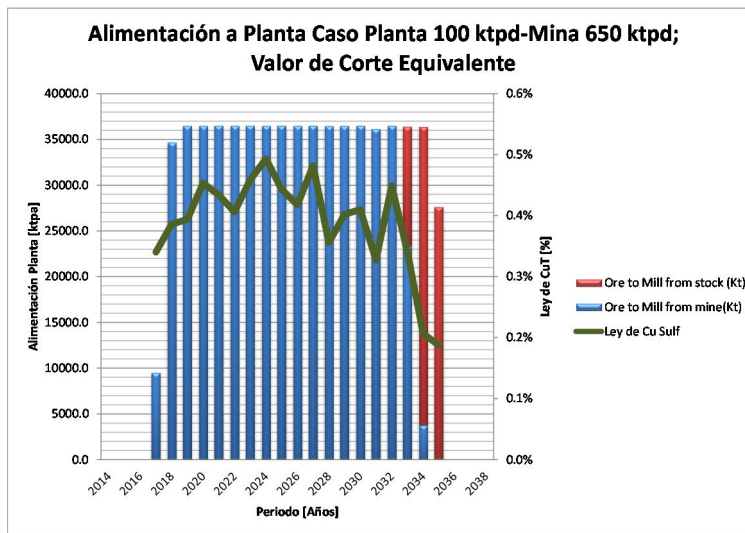


Figura 35 Valor de Corte Cu Equivalente: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

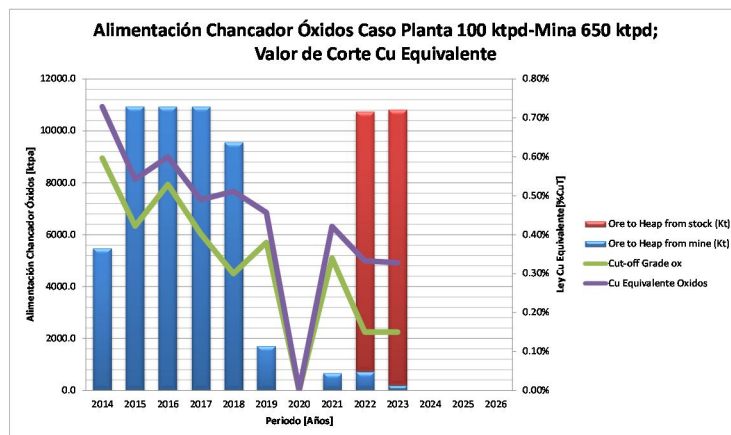
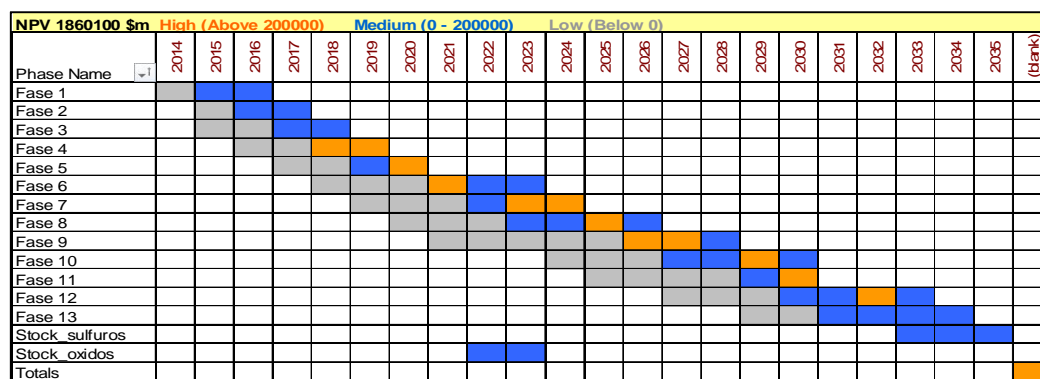


Figura 36 Valor de Corte Cu Equivalente: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

Este plan de minerales oxidados desde el punto de vista técnico podría ser calificado como no factible ya que el chancador de óxidos deja de ser alimentado por un periodo y luego vuelve a

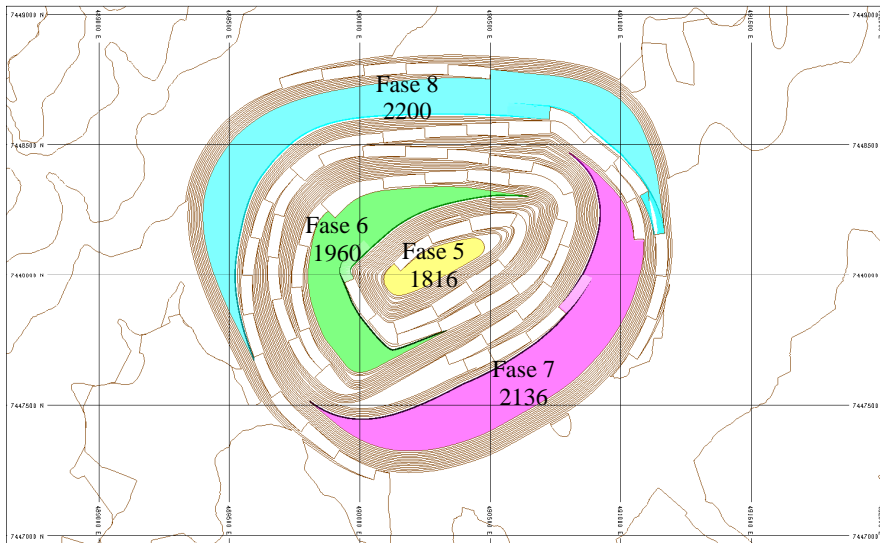
la producción mediante mineral proveniente desde el stock. Esto se produce por limitaciones del software de planificación para el tratamiento de stocks cuando la ley mínima de envío a stock se considera variable al igual que la ley de corte de envío a proceso. Al considerar la ley mínima de envío a stock como variable se le da la libertad al software que la calcule. El autor del software no recomienda darle esta libertad al software ya que puede llegar a resultados como los mencionados. En este caso se le da la libertad para que la optimización sea lo más justa, en términos de la maximización del VPN entre uno y otro valor de corte. Como algoritmo de optimización el software se basa en una cantidad total de recursos iniciales de los cuales va consumiendo a través de incrementos y mediante iteraciones determinando la ley de corte óptima. Como inicialmente no se posee una cantidad de stock conocida, ya que aun no se ha determinado el plan definitivo, el software desconoce cuanto material de stock tendrá en el futuro y cuanto es la totalidad de material que alcanzará tener en stock. Es por esto que puede darse el caso que no consuma la totalidad de stock o bien lo consuma al final de los periodos. Como se muestra en la sección anterior, como criterio de planificación se considera como restricción inicial que el chancador de oxidados esta disponible máximo hasta el año 2023 ya que en adelante las fases no poseen grandes cantidades de este tipo de mineral. Como el envío de material desde stock a proceso representa un costo adicional de remanaje el software en esta ocasión tiende a atrasar ese movimiento hasta antes que se le cierre la opción de envío ya que matemáticamente le conviene atrasar ese costo y con tal de generar un poco más de VPN.

La siguiente figura muestra la secuencia de extracción de fases para la planificación por ley de cobre equivalente. Además se muestra el valor asociado (flujo de caja) a la extracción de material desde una fase en un año determinado. En la sección Anexo D (Tabla 52) se encuentra el detalle de planificación de este caso de estudio.



**Figura 37 Valor de Corte Cu Equivalente: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**  
 (\*) Los colores representan el flujo de caja (No descontado) asociado al periodo y fase. Medido en MUS\$.

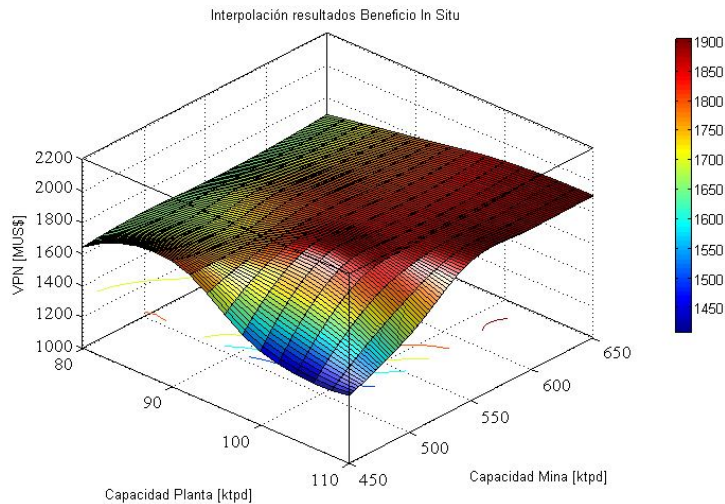
Se generan fotos por periodo de la mina basado en el plan de producción para evidenciar las diferencias en la secuencia de extracción de bancos al utilizar distintos criterios de corte. En la sección Anexos E se encuentran las fotos de distintos periodos del plan de producción para este caso (capacidad planta 100 ktpd y mina 650 ktpd con valor de corte Cu Equivalente). La Figura 38 muestra la foto del año 2020.



**Figura 38 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Cu Equivalente**

### 5.3. Resultados Planificación por Valor de Corte Beneficio In Situ

En este subcapítulo se describen los resultados de VPN de los planes mineros, secuencia y estrategias de cortes resultantes utilizando el “beneficio in situ” del bloque como valor de corte para diferentes capacidades mina y planta. Los resultados globales (gráfico 3 D) del valor de corte “beneficio in situ” se muestran en la Figura 39. Esta figura muestra los resultados interpolados de VPN al planificar con diferentes capacidades mina y planta.



**Figura 39 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Beneficio in situ**

La Tabla 33 muestra los resultados puntuales de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por beneficio in situ.

VPN [MUS\$]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]				
		80	90	100	110	
CAPACIDAD MINA [KTPD]	Beneficio Insitu [\$/t]	450	500	550	600	650
	450	1,639	1,798	1,466	1,429	
	500	1,661	1,735	1,852	1,616	
	550	1,648	1,797	1,845	1,882	
	600	1,654	1,778	1,841	1,891	
650	1,681	1,778	1,871	1,897		

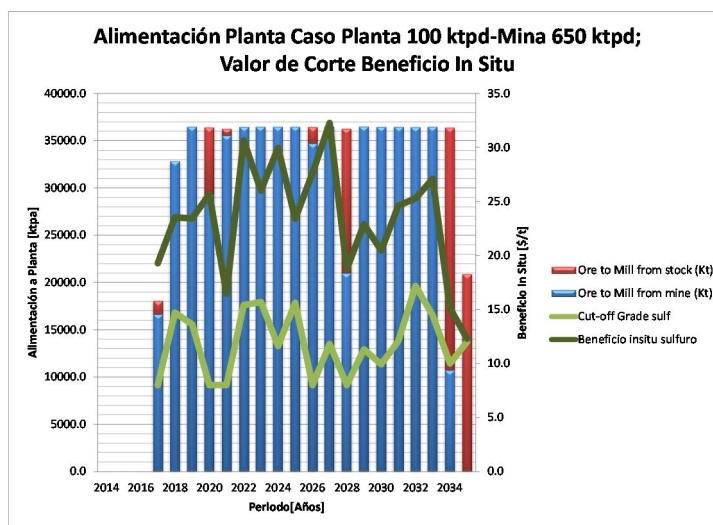
**Tabla 33 Resultados VPN con valor de corte Beneficio In situ**

El mínimo VPN obtenido es para la configuración Planta 110 ktpd- Mina 450 ktpd con valor de MUS\$ 1,429, mientras que el máximo VPN corresponde a la configuración Planta 110 ktpd- Mina 650 ktpd con valor de 1,897. La Tabla 34 muestra las diferencia porcentuales de los resultados de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por beneficio in situ respecto la planificación por ley de CuT.

Diferencia relativa CuT Cu Equivalente [%]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]				Promedio
		80	90	100	110	
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	↓0.2%	↑4.3%	↑1.7%	↑1.7%	1.9%
	500	↑2.8%	↑3.0%	↑4.2%	↓-1.0%	2.2%
	550	↑0.7%	↑3.8%	↑2.7%	↑1.6%	2.2%
	600	↑0.7%	↑1.3%	↑1.1%	↑0.5%	0.9%
	650	↑0.4%	↑1.9%	↑0.3%	↑0.5%	0.8%
Promedio		0.9%	2.9%	2.0%	0.7%	1.6%

**Tabla 34 Diferencia de beneficio in situ respecto a CuT**

El promedio general de diferencia de VPN respecto a la planificación por CuT es de 1.6%. A modo de ilustrar los resultados, las siguientes figuras muestran los resultados de planificación para una capacidad mina de 650 ktpd y planta 100ktpd para el valor de corte beneficio insitu.



**Figura 40 Valor de Corte Beneficio In Situ: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

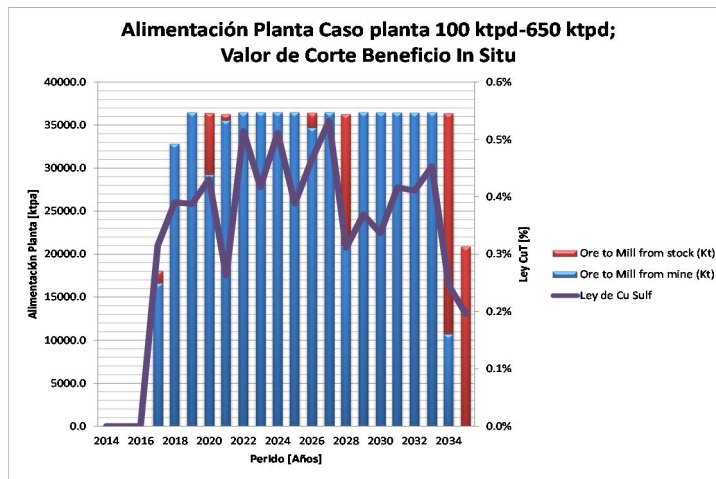


Figura 41 Valor de Corte Beneficio In Situ: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

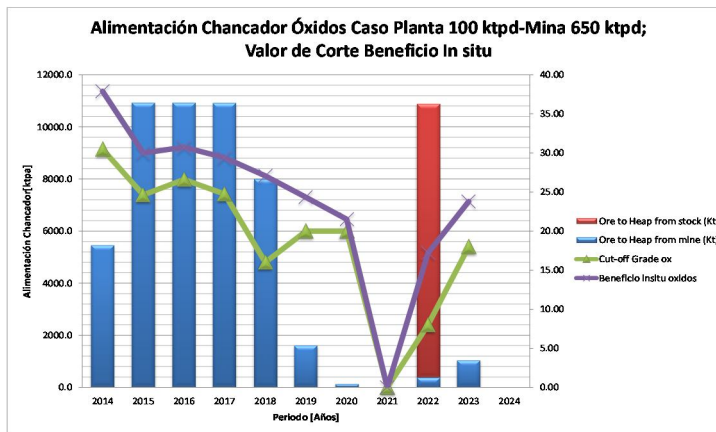


Figura 42 Valor de Corte Beneficio In Situ: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

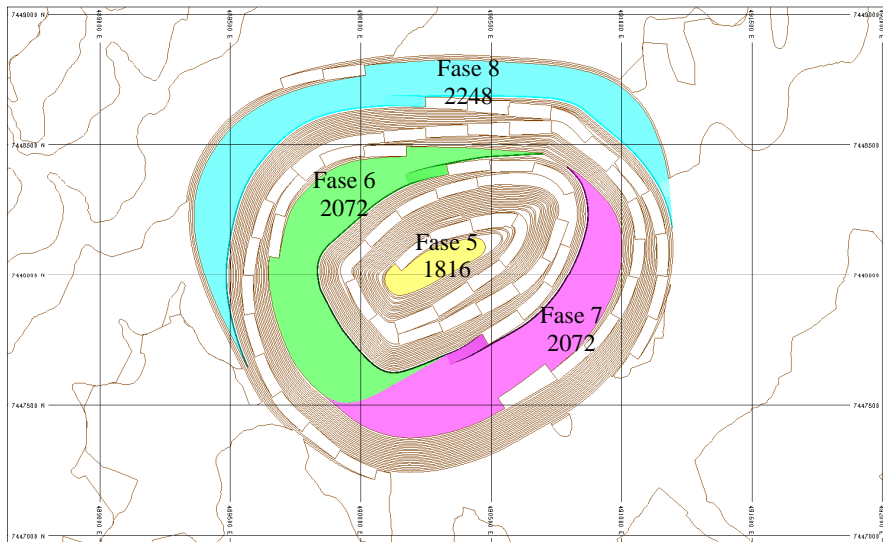
Al igual que en el caso anterior el plan obtenido para el mineral oxidado desde el punto de vista técnico podría ser calificado como no factible ya que el chancador de óxidos deja de ser alimentado por un periodo y luego vuelve a la producción mediante mineral proveniente desde el stock. Como se explicó anteriormente esto se produce por limitaciones del software de planificación para el tratamiento de stocks cuando la ley mínima de envío a stock se considera variable al igual que la ley de corte de envío a proceso.

Phase Name	NPV 1870570 \$m												High (Above 300000)												Medium (0 - 300000)												Low (Below 0)											
	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	(blank)																									
Fase 1	Blue																																															
Fase 2		Blue																																														
Fase 3			Blue																																													
Fase 4				Blue																																												
Fase 5					Blue																																											
Fase 6						Blue																																										
Fase 7							Blue																																									
Fase 8								Blue																																								
Fase 9									Blue																																							
Fase 10										Blue																																						
Fase 11											Blue																																					
Fase 12												Blue																																				
Fase 13													Blue																																			
Stock sulfuros														Blue																																		
Stock oxidados																																																
Totals																							Orange																									

Figura 43 Valor de Corte Beneficio In Situ: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

(\*) Los colores representan el flujo de caja (No descontado) asociado al periodo y fase. Medido en MUS\$.

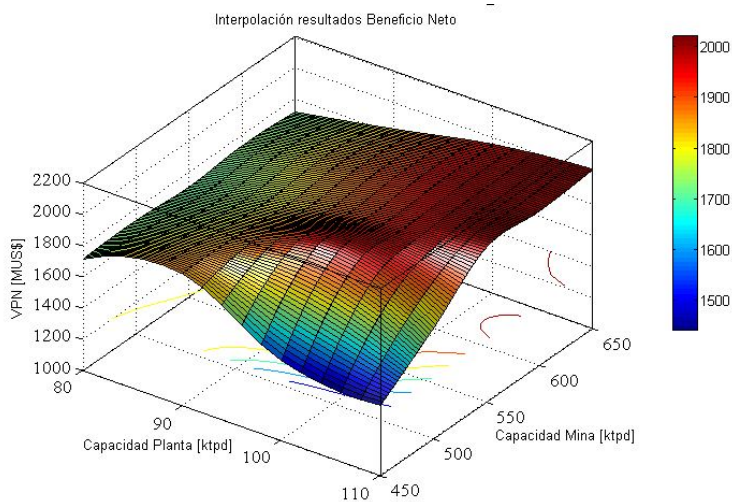
Se generan fotos por periodo de la mina basado en el plan de producción para evidenciar las diferencias en la secuencia de extracción de bancos al utilizar distintos criterios de corte. En la sección Anexos E se encuentran las fotos de todos los periodos del plan de producción para este caso (capacidad planta 100 ktpd y mina 650 ktpd con valor de corte beneficio in situ). La Figura siguiente muestra la foto del año 2020.



**Figura 44 Foto periodo 2020 Valor de Corte Beneficio In Situ**

#### **5.4. Resultados Planificación por Valor de Corte Beneficio Neto**

En este subcapítulo se describen los resultados de VPN de los planes mineros, secuencia y estrategias de cortes resultantes utilizando el “beneficio neto” del bloque como valor de corte para diferentes capacidades mina y planta. Los resultados globales (gráfico 3 D) del valor de corte “beneficio neto” se muestran en la Figura 45. Esta figura muestra los resultados interpolados de VPN al planificar con diferentes capacidades mina y planta.



**Figura 45 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Beneficio Neto**

La Tabla 35 muestra los resultados puntuales de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por beneficio neto.

VPN [MUS\$] Beneficio Neto [\$/t]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]			
		80	90	100	110
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	1,715	1,847	1,514	1,452
	500	1,727	1,846	1,947	1,711
	550	1,706	1,821	1,933	1,993
	600	1,734	1,854	1,957	1,990
	650	1,714	1,829	1,955	2,020

**Tabla 35 Resultados VPN con valor de corte Beneficio Neto**

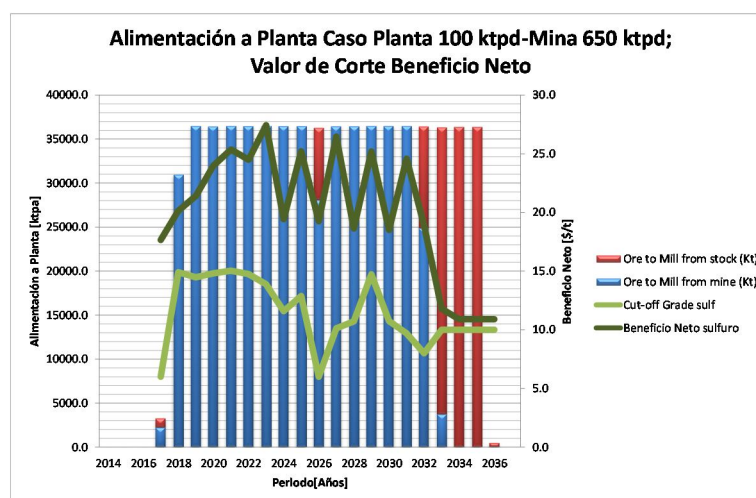
El mínimo VPN obtenido es para la configuración Planta 110 ktpd-Mina 450 ktpd con valor de MUS\$ 1,452, mientras que el máximo VPN corresponde a la configuración Planta 110 ktpd- Mina 650 ktpd con valor de 2,020.

La Tabla 36 muestra las diferencia porcentuales de los resultados de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por beneficio neto respecto la planificación por ley de CuT.

Diferencia relativa CuT Cu Equivalente [%]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]				Promedio
		80	90	100	110	
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	↑4.4%	↑7.1%	↑5.0%	↑3.3%	5.0%
	500	↑6.8%	↑9.5%	↑9.5%	↑4.9%	7.7%
	550	↑4.2%	↑5.2%	↑7.6%	↑7.6%	6.2%
	600	↑5.6%	↑5.7%	↑7.4%	↑5.8%	6.1%
	650	↑2.4%	↑4.8%	↑4.9%	↑7.0%	4.8%
Promedio		4.7%	6.5%	6.9%	5.7%	5.9%

**Tabla 36 Diferencia de beneficio neto respecto a CuT**

El promedio general de diferencia de VPN respecto a la planificación por CuT es de 5.9%. A modo de ilustrar los resultados, la siguiente figura muestra los resultados de planificación para una capacidad mina de 650 ktpd y planta 100 ktpd para el valor de corte beneficio neto.



**Figura 46 Valor de Corte Beneficio Neto: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**



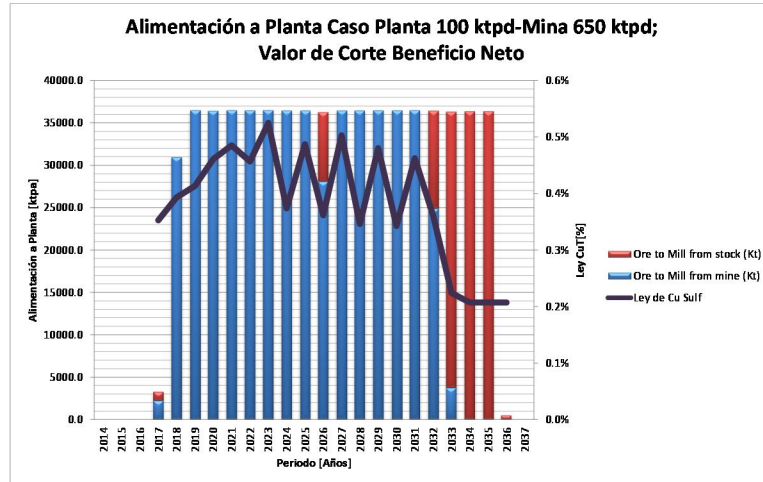


Figura 47 Valor de Corte Beneficio Neto: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

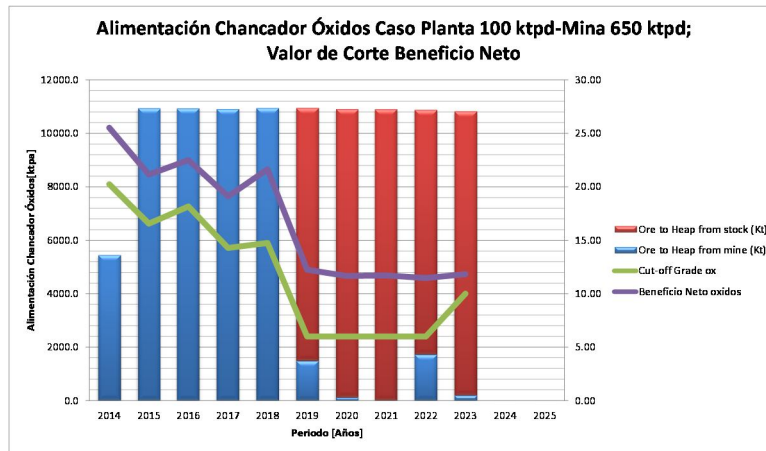


Figura 48 Valor de Corte Beneficio Neto: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

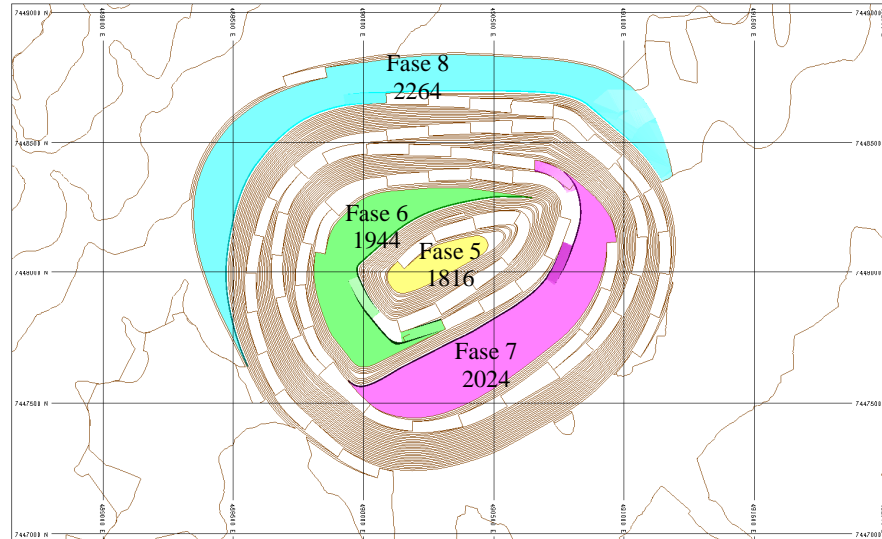
La siguiente figura muestra la secuencia de extracción de fases para la planificación por beneficio neto. Además se muestra el valor asociado (flujo de caja) a la extracción de material desde una fase en un año determinado. En la sección Anexo D (Tabla 56) se encuentra el detalle de planificación de este caso de estudio.

Phase Name	NPV 1955160 \$n High (Above 300000)			Medium (0 - 300000)			Low (Below 0)																		
	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	(blank)	
Fase 1	█																								
Fase 2		█																							
Fase 3			█																						
Fase 4				█																					
Fase 5					█																				
Fase 6						█																			
Fase 7							█																		
Fase 8								█																	
Fase 9									█																
Fase 10										█															
Fase 11											█														
Fase 12												█													
Fase 13													█												
Stock sulfuros																									
Stock oxidados																									
Totals																									█

Figura 49 Valor de Corte Beneficio Neto: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

(\*) Los colores representan el flujo de caja (No descontado) asociado al periodo y fase. Medido en MU\$.

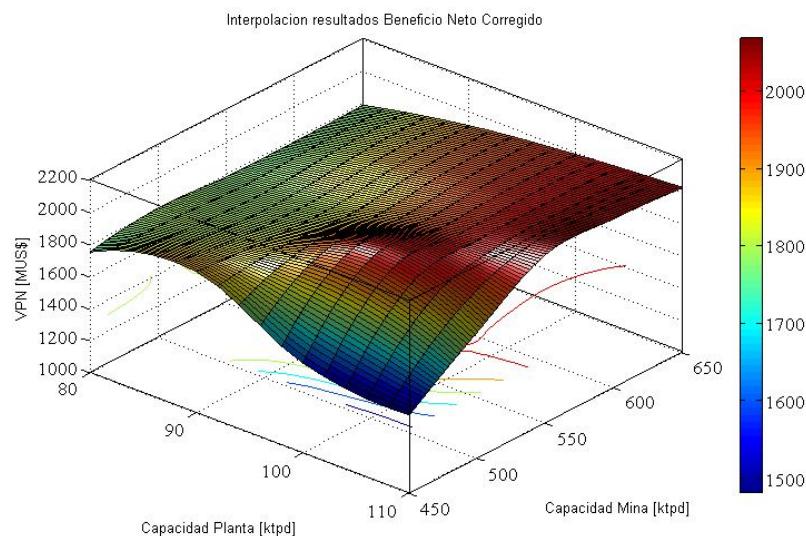
Al igual que en los casos anteriores, se generan fotos por periodo de la mina basado en el plan de producción para evidenciar las diferencias en la secuencia de extracción de bancos al utilizar distintos criterios de corte. En la sección Anexos E se encuentran las fotos de distintos periodos del plan de producción para este caso (capacidad planta 100 ktpd y mina 650 ktpd con valor de corte beneficio neto). La Figura siguiente muestra la foto del año 2020.



**Figura 50 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio Neto**

### 5.5. Resultados Planificación por Valor de Corte Beneficio Neto Corregido

En este subcapítulo se describen los resultados de VPN de los planes mineros, secuencia y estrategias de cortes resultantes utilizando el “beneficio neto corregido” del bloque como valor de corte para diferentes capacidades mina y planta. Los resultados globales (grafico 3 D) del valor de corte “beneficio neto corregido” se muestran en la **Error! Reference source not found.** Esta figura muestra los resultados interpolados de VPN al planificar con diferentes capacidades mina y planta.



**Figura 51 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Beneficio Neto Corregido**

La Tabla 37 muestra los resultados puntuales de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por beneficio neto corregido.

VAN [MUS\$]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]			
Ben. Neto Corregido [\$/t]		80	90	100	110
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	1,749	1,878	1,558	1,487
	500	1,802	1,849	1,992	1,788
	550	1,777	1,838	1,959	2,048
	600	1,775	1,893	1,979	2,050
	650	1,782	1,905	1,976	2,021

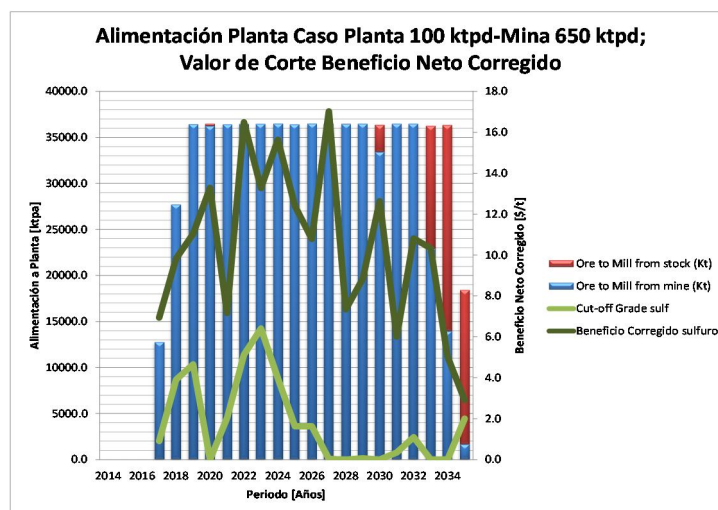
**Tabla 37 Resultados VPN con valor de corte Beneficio Neto Corregido**

El mínimo VPN obtenido es para la configuración Planta 110 ktpd- Mina 450 ktpd con valor de MUS\$ 1,487, mientras que el máximo VPN corresponde a la configuración Planta 110 ktpd- Mina 600 ktpd con valor de 2,050. La Tabla 38 muestra las diferencia porcentuales de los resultados de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por beneficio neto corregido respecto la planificación por ley de CuT.

Diferencia relativa CuT Cu Equivalente [%]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]				Promedio
		80	90	100	110	
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	↑6.5%	↑8.9%	↑8.0%	↑5.8%	7.3%
	500	↑11.5%	↑9.7%	↑12.1%	↑9.6%	10.7%
	550	↑8.6%	↑6.2%	↑9.1%	↑10.6%	8.6%
	600	↑8.1%	↑7.9%	↑8.6%	↑9.0%	8.4%
	650	↑6.5%	↑9.2%	↑6.0%	↑7.1%	7.2%
Promedio		8.2%	8.4%	8.8%	8.4%	8.4%

**Tabla 38 Diferencia de beneficio neto corregido respecto a CuT**

El promedio general de diferencia de VPN respecto a la planificación por CuT es de 8.4%. A modo de ilustrar los resultados, las siguientes figuras muestran los resultados de planificación para una capacidad mina de 650 ktpd y planta 100ktpd para el valor de corte beneficio neto corregido.



**Figura 52 Beneficio Neto Corregido: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

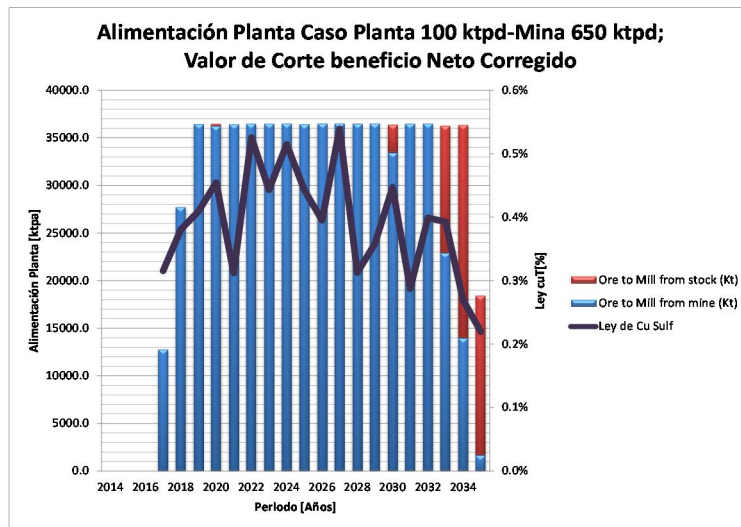


Figura 53 Beneficio Neto Corregido: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

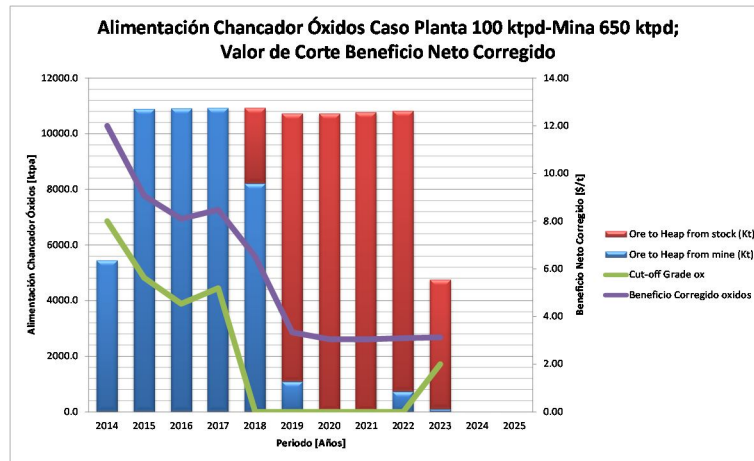


Figura 54 Beneficio Neto Corregido: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

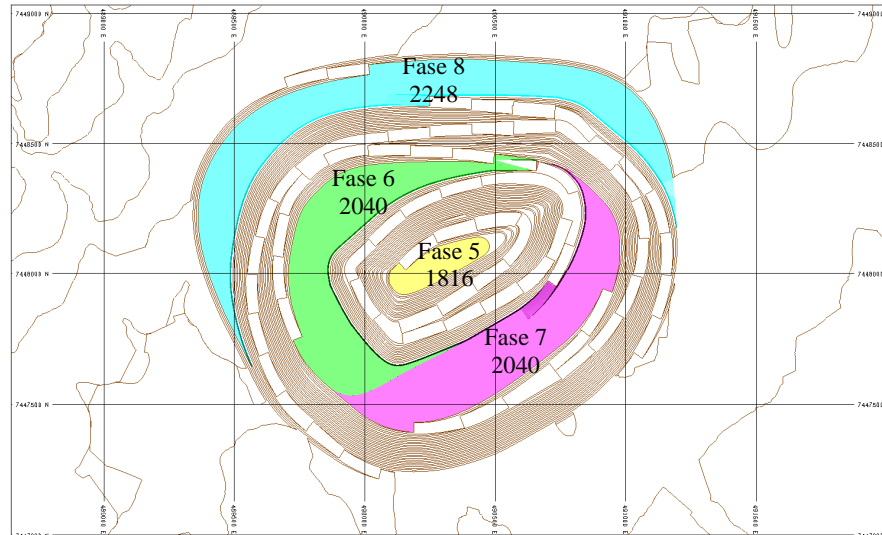
La siguiente figura muestra la secuencia de extracción de fases para la planificación por beneficio neto corregido. Además se muestra el valor asociado (flujo de caja) a la extracción de material desde una fase en un año determinado. En la sección Anexo D (Tabla 58) se encuentra el detalle de planificación de este caso de estudio.

	NPV 1975880 \$m												High (Above 300000)												Medium (0 - 300000)												Low (Below 0)												
Phase Name	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	(blank)																										
Fase 1																																																	
Fase 2																																																	
Fase 3																																																	
Fase 4																																																	
Fase 5																																																	
Fase 6																																																	
Fase 7																																																	
Fase 8																																																	
Fase 9																																																	
Fase 10																																																	
Fase 11																																																	
Fase 12																																																	
Fase 13																																																	
Stock sulfuros																																																	
Stock oxidados																																																	
Totals																																																	

Figura 55 Beneficio Neto Corregido: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

(\*) Los colores representan el flujo de caja (No descontado) asociado al periodo y fase. Medido en MUS\$.

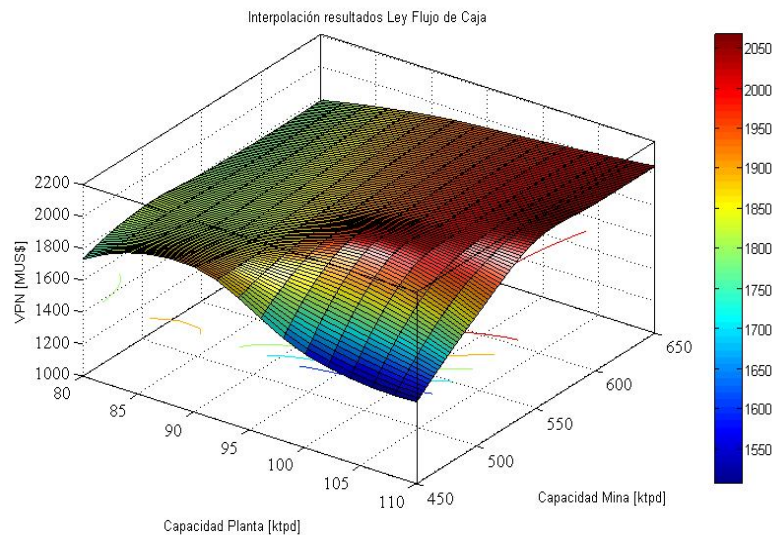
Se generan fotos por periodo de la mina basado en el plan de producción para evidenciar las diferencias en la secuencia de extracción de bancos al utilizar distintos criterios de corte. En la sección Anexos E se encuentran las fotos de distintos periodos del plan de producción para este caso (capacidad planta 100 ktpd y mina 650 ktpd con valor de corte beneficio neto corregido). La figura siguiente muestra la foto del año 2020.



**Figura 56 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido**

### 5.6. Resultados Planificación por Valor de Corte Ley de Flujo de Caja

En este subcapítulo se describen los resultados de VPN de los planes mineros, secuencia y estrategias de cortes resultantes utilizando la “ley de flujo de caja” como valor de corte para diferentes capacidades mina y planta. Los resultados globales (gráfico 3 D) del valor de corte “ley de flujo de caja” se muestran en la Figura 57. Esta figura muestra los resultados interpolados de VPN al planificar con diferentes capacidades mina y planta.



**Figura 57 Resultados VPN interpolados con Valor de Corte Ley de Flujo de Caja**

La Tabla 39 muestra los resultados puntuales de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por ley de flujo de caja.

VAN [MUS\$]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]			
Ley de Flujo de Caja [\$/hr]		80	90	100	110
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	1,734	1,910	1,586	1,513
	500	1,821	1,847	1,991	1,815
	550	1,797	1,863	1,975	2,051
	600	1,780	1,894	1,981	2,047
	650	1,785	1,912	1,974	2,045

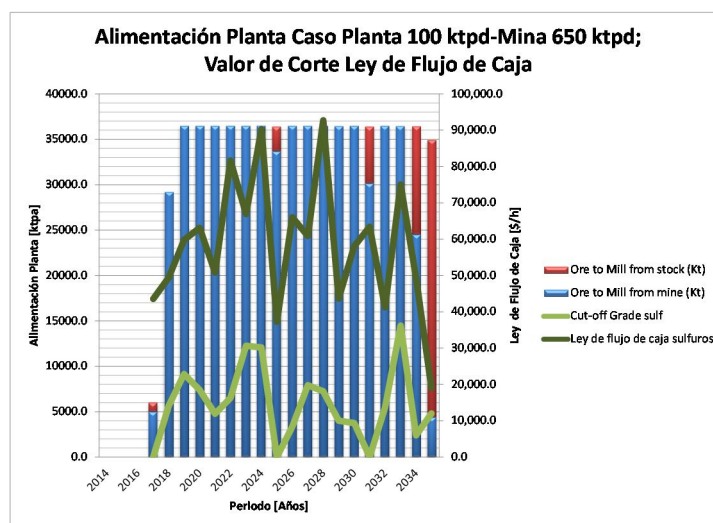
**Tabla 39 Resultados VPN con valor de corte Ley de flujo de caja**

El mínimo VPN obtenido es para la configuración Planta 110 ktpd-Mina 450 ktpd con valor de MUS\$ 1,513, mientras que el máximo VPN corresponde a la configuración Planta 110 ktpd- Mina 550 ktpd con valor de 2,051. La Tabla 40 muestra las diferencia porcentuales de los resultados de las distintas configuraciones de capacidades estudiadas para la planificación por ley de flujo de caja respecto la planificación por ley de CuT.

Diferencia relativa CuT Cu Equivalente [%]		CAPACIDAD PLANTA [KTPD]				Promedio
		80	90	100	110	
CAPACIDAD MINA [KTPD]	450	↑5.6%	↑10.8%	↑10.0%	↑7.7%	8.5%
	500	↑12.7%	↑9.5%	↑2.0%	↑1.2%	11.4%
	550	↑9.8%	↑7.6%	↑9.9%	↑10.7%	9.5%
	600	↑8.4%	↑7.9%	↑8.7%	↑8.8%	8.5%
	650	↑6.7%	↑9.6%	↑5.9%	↑8.4%	7.6%
Promedio		8.6%	9.1%	9.3%	9.3%	9.1%

**Tabla 40 Diferencia de ley de flujo de caja respecto a CuT**

El promedio general de diferencia de VPN respecto a la planificación por CuT es de 9.1%. A modo de ilustrar los resultados, las siguientes figuras muestran los resultados de planificación para una capacidad mina de 650 ktpd y planta 100ktpd para el valor de corte ley de flujo de caja.



**Figura 58 Ley de Flujo de Caja: Planta Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

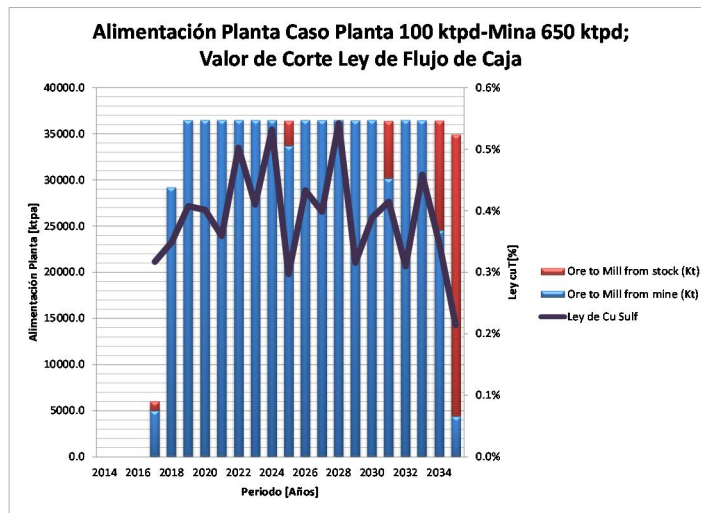


Figura 59 Ley de Flujo de Caja: Ley CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

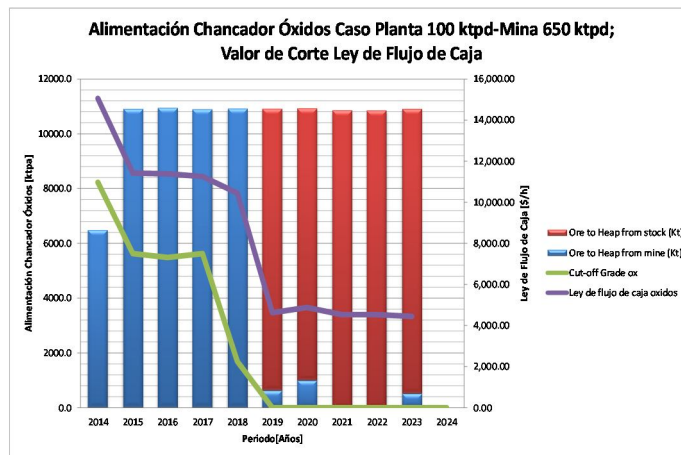


Figura 60 Ley de Flujo de Caja: Óxidos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

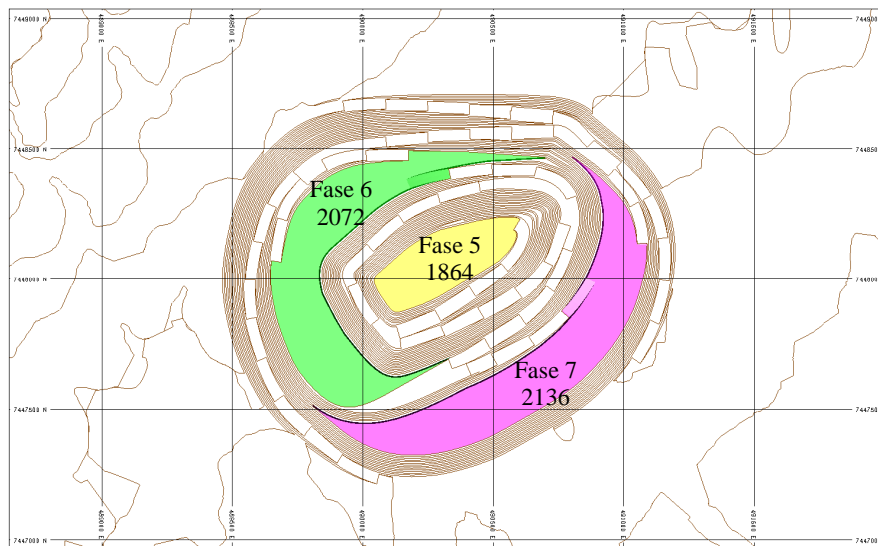
La siguiente figura muestra la secuencia de extracción de fases para la planificación por ley de flujo de caja. Además se muestra el valor asociado (flujo de caja) a la extracción de material desde una fase en un año determinado. En la sección Anexo D (Tabla 60) se encuentra el detalle de planificación de este caso de estudio.

Phase Name	NPV 1974100 \$m													2035	(blank)								
	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026			2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034
Fase 1	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High	High
Fase 2																							
Fase 3																							
Fase 4																							
Fase 5																							
Fase 6																							
Fase 7																							
Fase 8																							
Fase 9																							
Fase 10																							
Fase 11																							
Fase 12																							
Fase 13																							
Stock_sulfuros																							
Stock_oxidos																							
Totals																							

Figura 61 Beneficio Neto Corregido: Secuencia Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

(\*) Los colores representan el flujo de caja (No descontado) asociado al periodo y fase. Medido en MUS\$.

Se generan fotos por periodo de la mina basado en el plan de producción para evidenciar las diferencias en la secuencia de extracción de bancos al utilizar distintos criterios de corte. En la sección Anexos D se encuentran las fotos de distintos periodos del plan de producción para este caso (capacidad planta 100 ktpd y mina 650 ktpd con valor de corte ley de flujo de caja). La figura siguiente muestra la foto del año 2020.



**Figura 62 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Ley de Flujo de Caja**

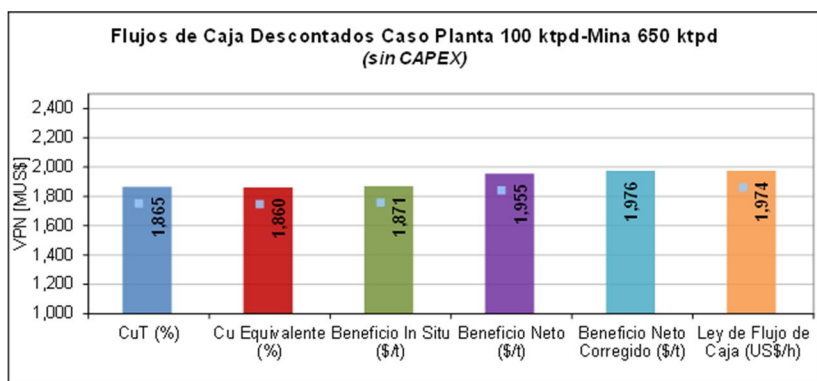
### 5.7. Resumen comparativo Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

La Tabla 41 y la Figura 63 muestra un resumen comparativo de los resultados obtenidos para el caso de capacidad planta de 100 ktpd y mina de 650 ktpd en función de los diferentes valores de corte. La comparación se centra en este caso, para ejemplificar los resultados obtenidos.

Item	Unidad	CuT (%)	Cu Equivalente (%)	Beneficio In Situ (\$/t)	Beneficio Neto (\$/t)	Beneficio Neto Corregido (\$/t)	Ley de Flujo de Caja (US\$/h)
<b>Flujo de Caja Descontado</b>	MUS\$	1,865	1,860	1,871	1,955	1,976	1,974
<b>Vida de la mina</b>	Años	22	22	22	22	22	22
<b>Mineral a Concentradora</b>	Mt	654	655	655	654	642	654
<b>Mineral a Lixiviación</b>	Mt	52	72	60	104	97	105
<b>Ley CuT Concentradora</b>	%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.40%	0.39%
<b>Ley Mo Concentradora</b>	ppm	121.7	121.7	121.7	121.7	123.0	121.8
<b>Ley CuT Lixiviación</b>	%	0.53%	0.44%	0.48%	0.43%	0.45%	0.44%
<b>Roca in situ</b>	Mt	3,357	3,358	3,358	3,358	3,358	3,357
<b>Mineral a stock sulfuros</b>	Mt	64	73	73	127	56	52
<b>Mineral a stock óxidos</b>	Mt	129	130	132	72	49	54
<b>Lastre</b>	Mt	2,522	2,522	2,522	2,579	2,619	2,598
<b>Valor Medio Sulfuros</b>	Variable	<b>0.39%</b>	<b>0.45%</b>	<b>23.8</b>	<b>20.7</b>	<b>10.8</b>	<b>59,491</b>
<b>Valor Medio Óxidos</b>	Variable	<b>0.53%</b>	<b>0.49%</b>	<b>27.7</b>	<b>16.4</b>	<b>5.8</b>	<b>7,974</b>

**Tabla 41 Resumen comparativo Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**





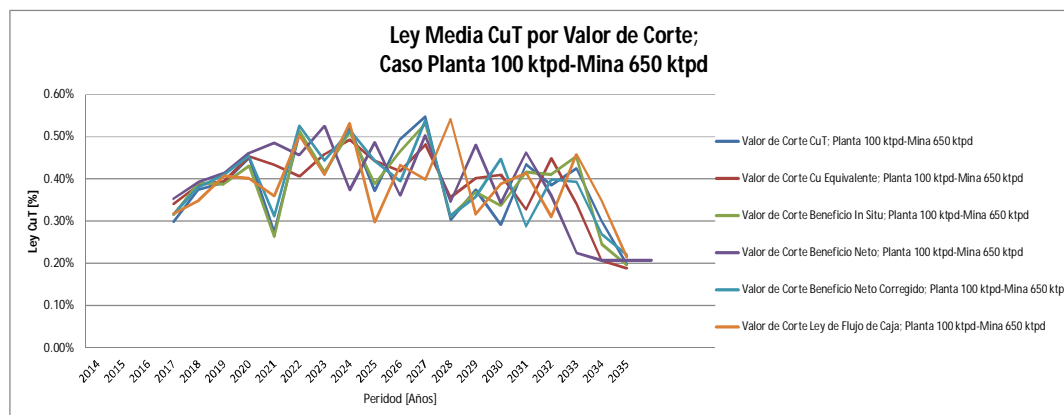
**Figura 63 Resumen VPN Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

La Tabla 42 muestra un resumen comparativo de las fotos mostradas para el año 2020 obtenidos para el caso de capacidad planta de 100 ktpd y mina de 650 ktpd en función de los diferentes valores de corte. Se muestra la cota inicial y final de cada fase extraída en el año 2020 por los distintos planes.

Foto Año 2020	Cota	CuT	Cu Equivalente	Beneficio In Situ	Beneficio Neto	Beneficio Neto Corregido	Ley de Flujo de Caja
Fase 5	Inicial	1,992	1,960	1,960	1,960	1,976	2,040
Fase 5	Final	1,816	1,816	1,816	1,816	1,816	1,864
Fase 6	Inicial	2,200	2,200	2,200	2,104	2,152	2,200
Fase 6	Final	2,072	1,960	2,072	1,944	2,040	2,072
Fase 7	Inicial	2,200	2,200	2,200	2,168	2,168	2,264
Fase 7	Final	2,072	2,136	2,072	2,024	2,040	2,136
Fase 8	Inicial	2,312	2,312	2,312	2,312	2,312	-
Fase 8	Final	2,248	2,200	2,248	2,264	2,248	-

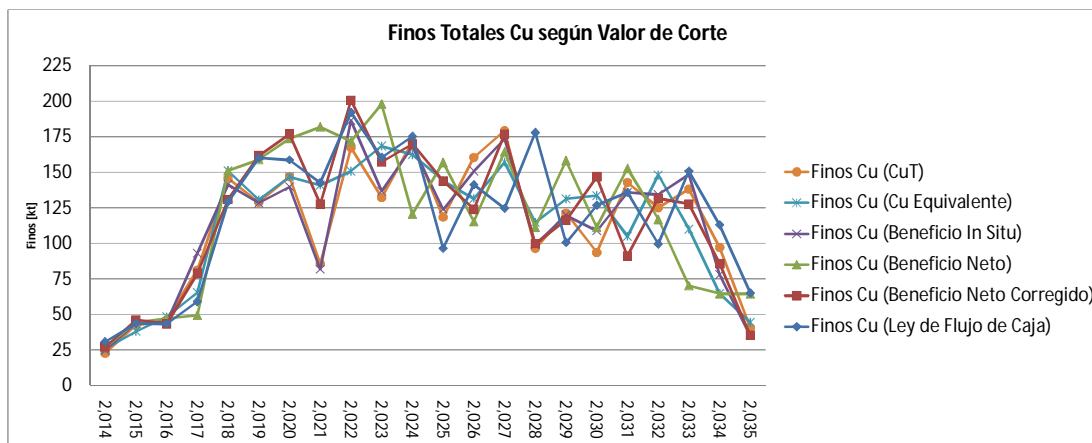
**Tabla 42 Resumen comparador de fotos de periodo 2020**

La Figura 64 muestra un resumen comparativo de la distribución de leyes medias de cobre del mineral sulfurado extraído de cada uno de los planes mineros para el caso de capacidad planta de 100 ktpd y mina de 650 ktpd en función de los diferentes valores de corte. La comparación se centra en estas capacidades para ejemplificar los resultados obtenidos.



**Figura 64 Distribución Leyes medias de CuT Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

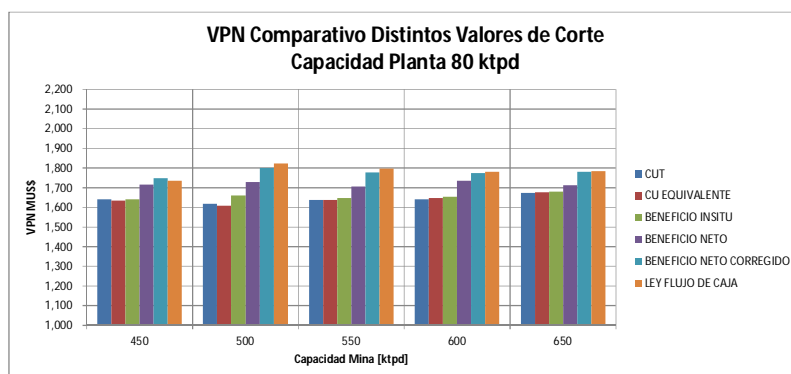
De manera similar, la Figura 65 muestra un resumen comparativo de la distribución de finos totales de cobre obtenidos de cada uno de los planes mineros para el caso de capacidad planta de 100 ktpd y mina de 650 ktpd en función de los diferentes valores de corte. La comparación se centra en estas capacidades para ejemplificar los resultados obtenidos.



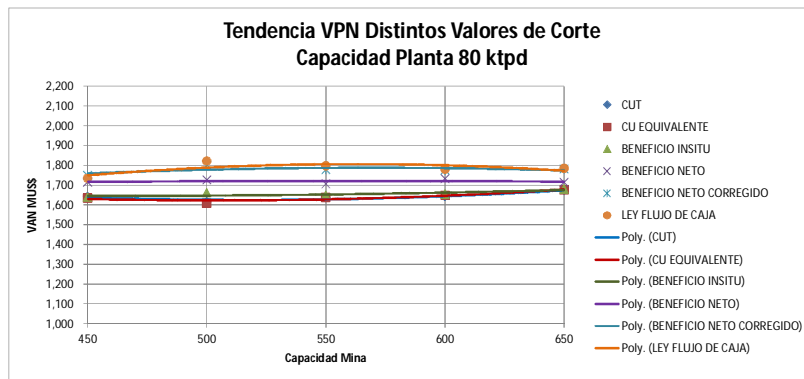
**Figura 65 Distribución de finos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

### 5.8. Comparación de resultados por capacidades planta

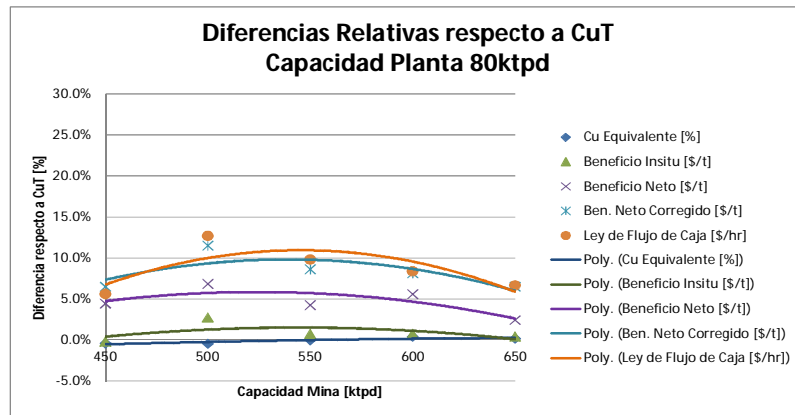
Las siguientes figuras muestran los resultados de VPN de todos los valores de corte para todas las distintas capacidades de mina y planta. Esto para mostrar comparativamente el comportamiento del VPN en función del valor de corte y la capacidad utilizada para planificar. La Figura 66 muestra los resultados de VPN para una capacidad de planta de 80 ktpd y distintas capacidades de mina. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de proceso. La Figura 67 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 68 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.



**Figura 66 Resultados VPN Capacidad Planta 80 ktpd**

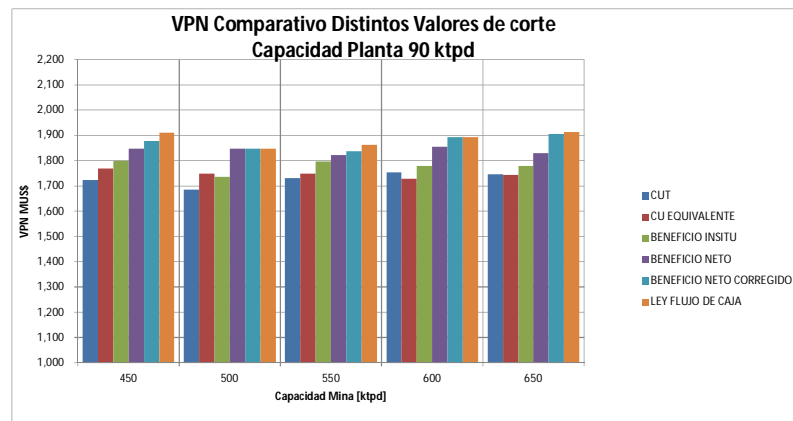


**Figura 67 Tendencia VPN para capacidad planta 80ktpd**

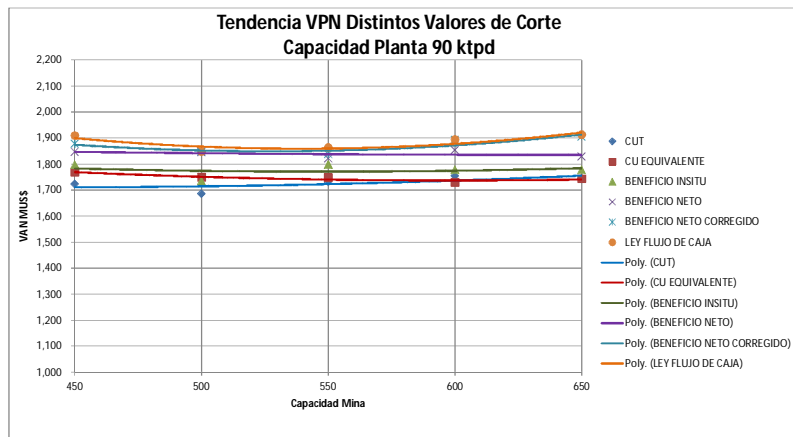


**Figura 68 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Planta 80 ktpd**

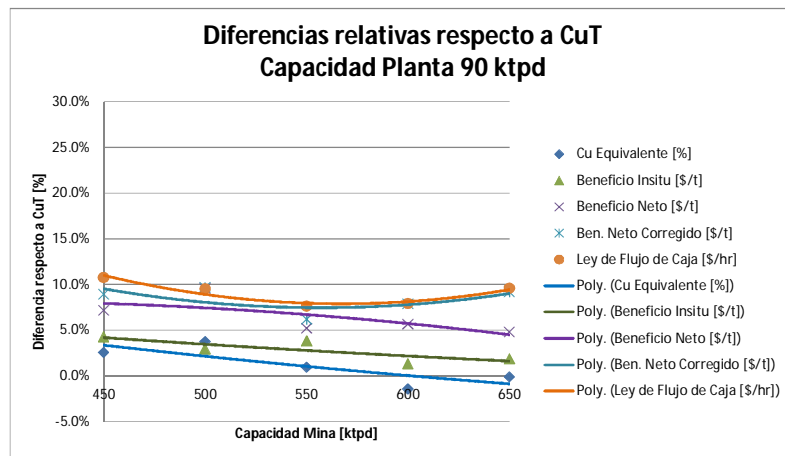
La Figura 69 muestra los resultados de VPN para una capacidad de planta de 90 ktpd y distintas capacidades de mina. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de proceso. La Figura 70 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 71 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.



**Figura 69 Resultados VPN Capacidad Planta 90 ktpd**

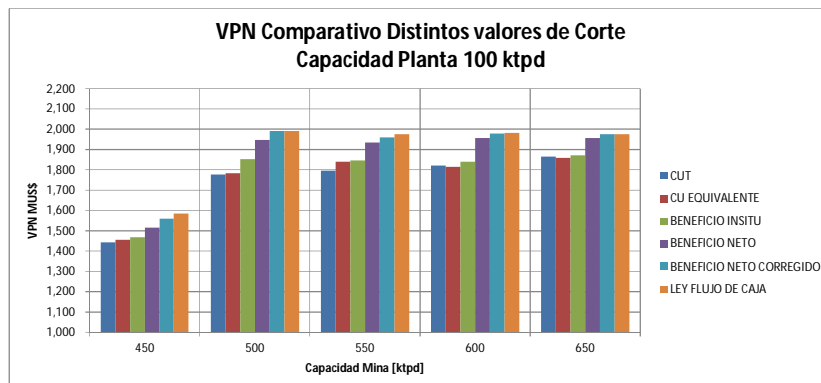


**Figura 70 Tendencia VPN para capacidad planta 90ktpd**

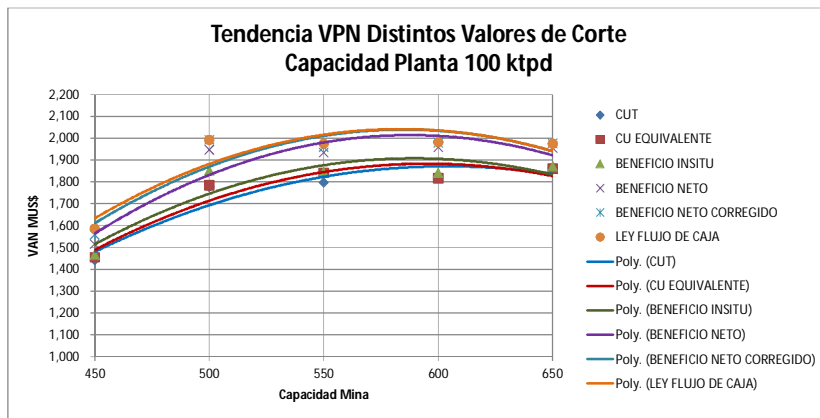


**Figura 71 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Planta 90 ktpd**

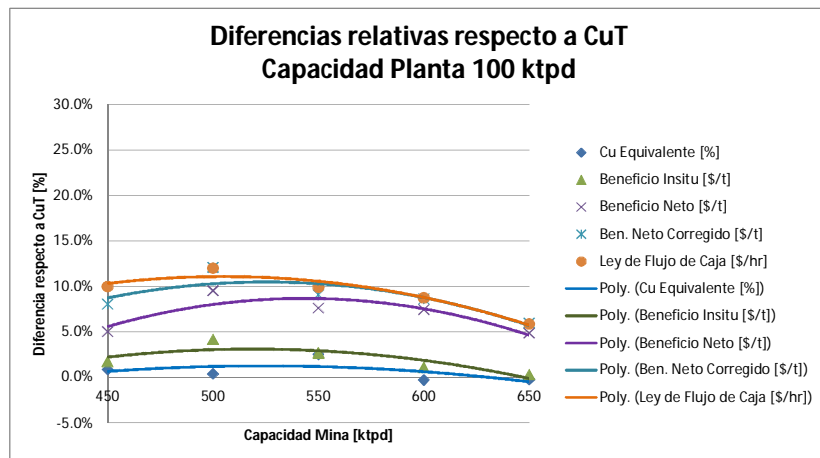
La Figura 72 muestra los resultados de VPN para una capacidad de planta de 100ktpd y distintas capacidades de mina. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de proceso. La Figura 73 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 74 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.



**Figura 72 Resultados VPN Capacidad Planta 100 ktpd**

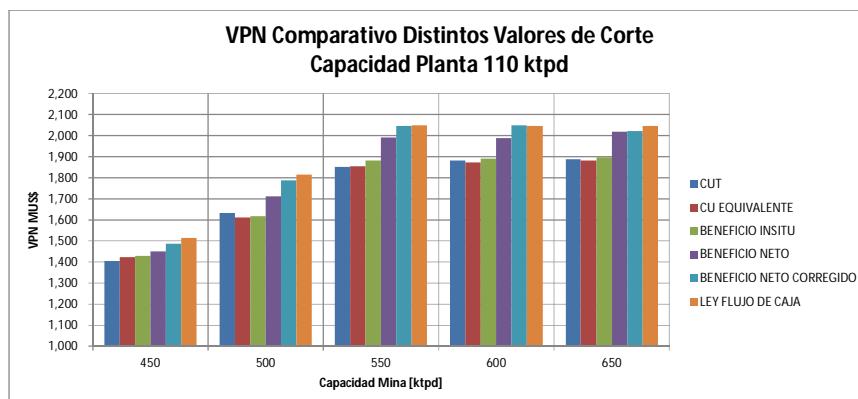


**Figura 73 Tendencia VPN para capacidad planta 100 ktpd**

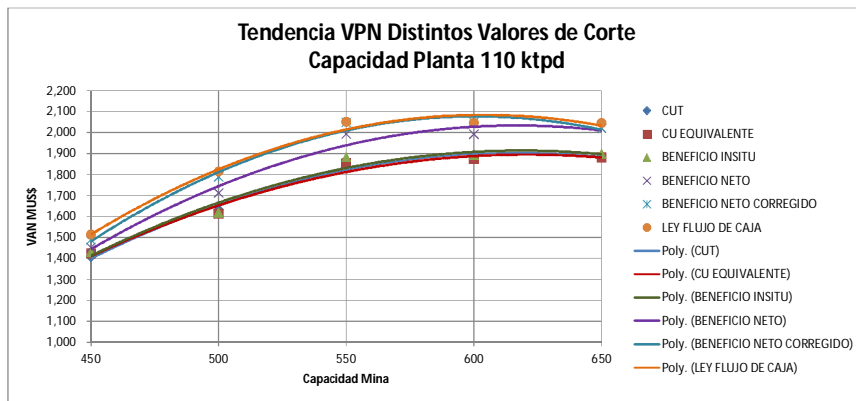


**Figura 74 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Planta 100 ktpd**

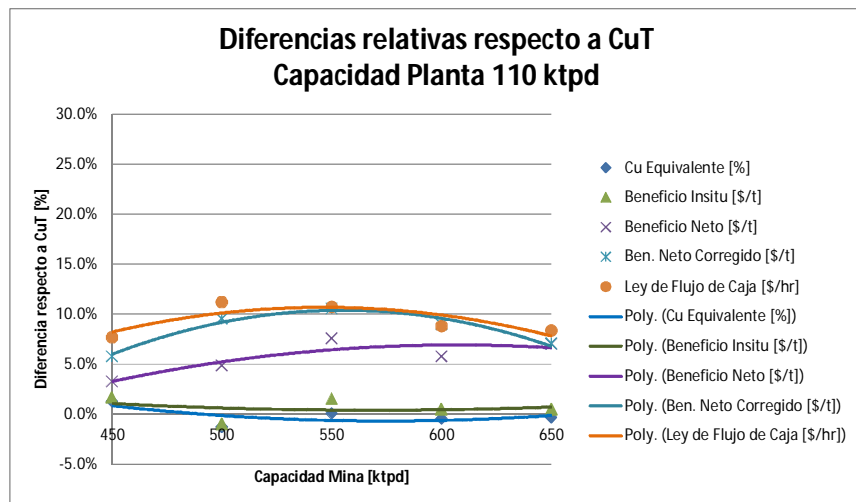
La Figura 75 muestra los resultados de VPN para una capacidad de planta de 110ktpd y distintas capacidades de mina. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de proceso. La Figura 76 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 77 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.



**Figura 75 Resultados VPN Capacidad Planta 110 ktpd**



**Figura 76 Tendencia VPN para capacidad planta 110ktpd**



**Figura 77 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Planta 110 ktpd**

### 5.9. Comparación de resultados por capacidades mina

Las siguientes figuras muestran los resultados de VPN de todos los valores de corte para las distintas capacidades de mina. La Figura 78 muestra los resultados de VPN para una capacidad de mina de 450 ktpd y distintas capacidades de planta. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de mina. La Figura 79 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 80 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.

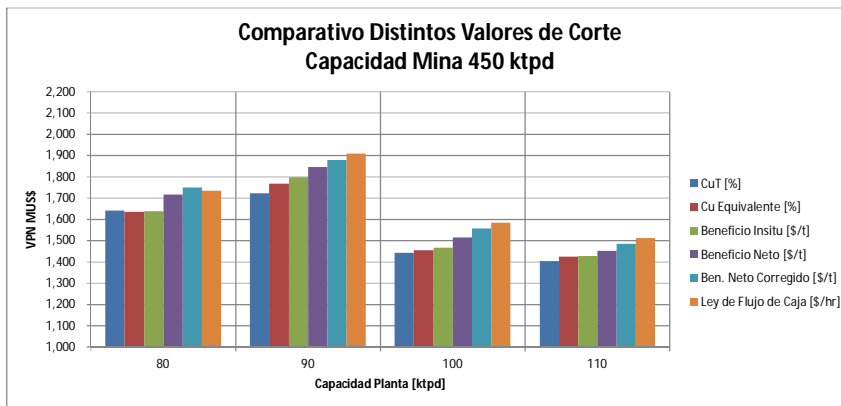


Figura 78 Resultados VPN Capacidad Mina 450 ktpd

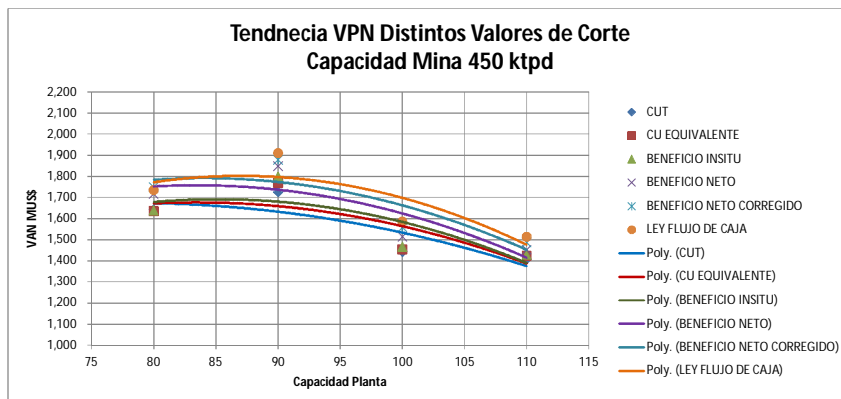


Figura 79 Tendencia VPN para capacidad mina 450 ktpd

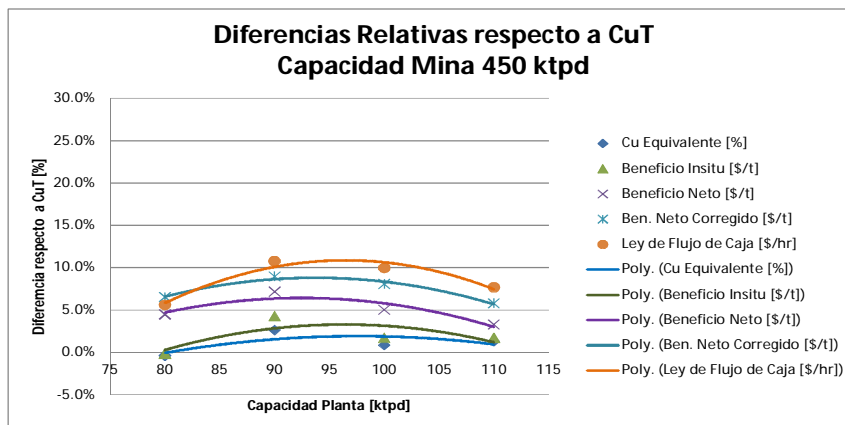
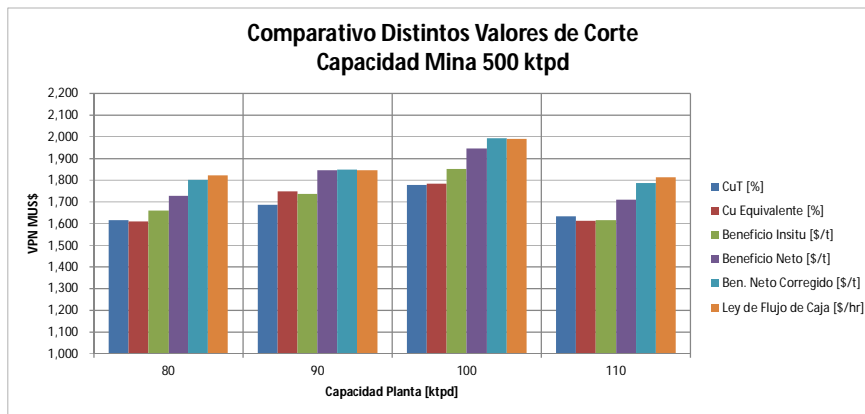
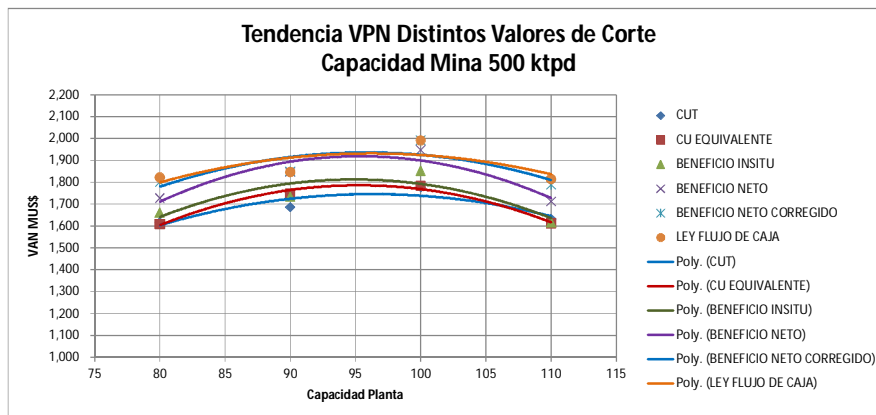


Figura 80 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 450 ktpd

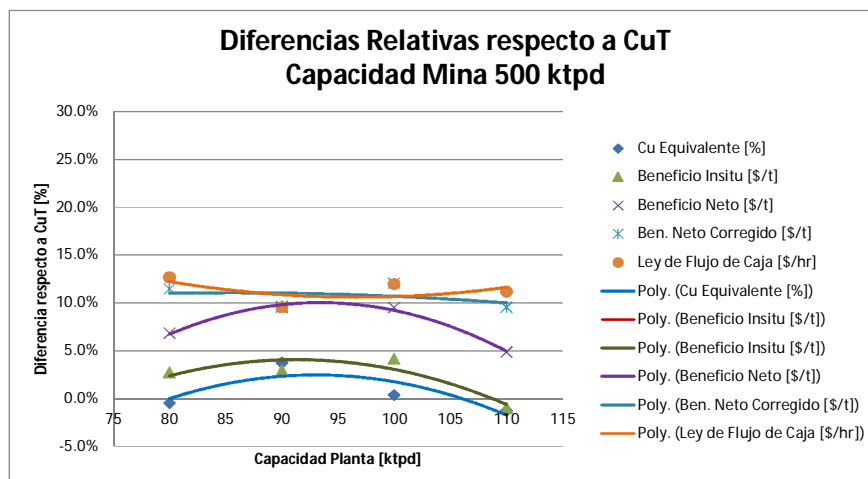
La Figura 81 muestra los resultados de VPN para una capacidad de mina de 500 ktpd y distintas capacidades de mina. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de mina. La Figura 82 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 83 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.



**Figura 81 Resultados VPN Capacidad Mina 500 ktpd**



**Figura 82 Tendencia VPN para capacidad mina 500 ktpd**



**Figura 83 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 500 ktpd**

La Figura 84 muestra los resultados de VPN para una capacidad de mina de 550 ktpd y distintas capacidades de planta. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de mina. La Figura 85 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 86 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.



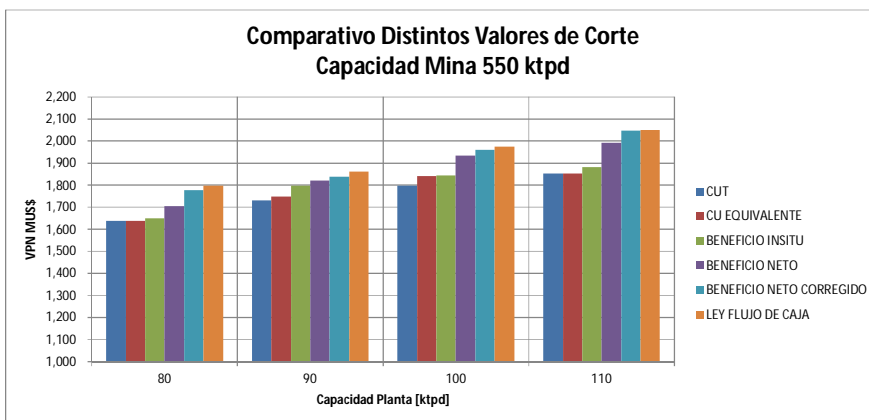


Figura 84 Resultados VPN Capacidad Mina 550 ktpd

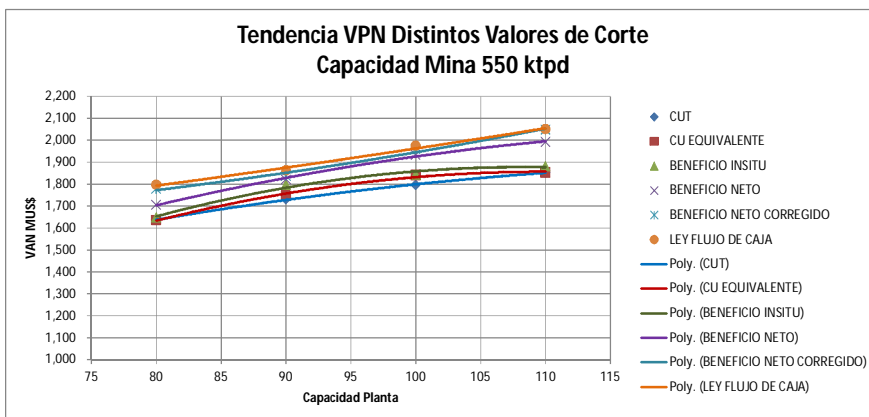


Figura 85 Tendencia VPN para capacidad mina 550 ktpd

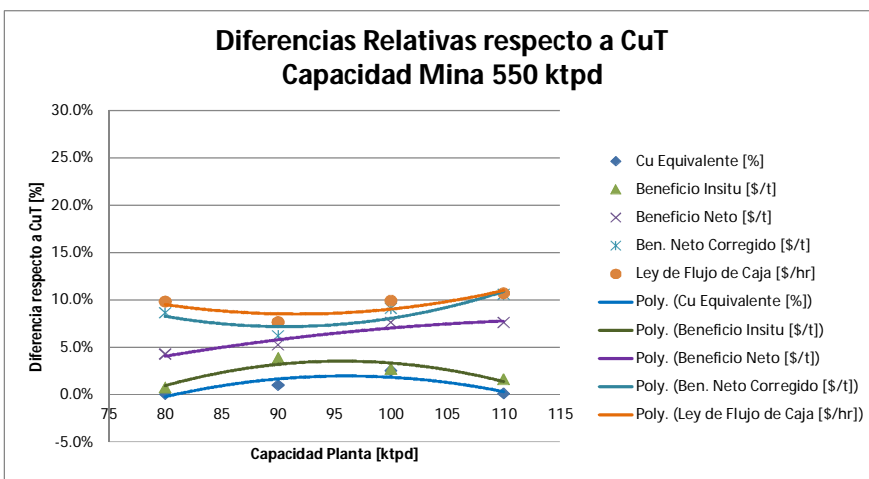


Figura 86 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 550 ktpd

La Figura 87 muestra los resultados de VPN para una capacidad de mina de 600 ktpd y distintas capacidades de planta. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de mina. La Figura 88 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 89 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.

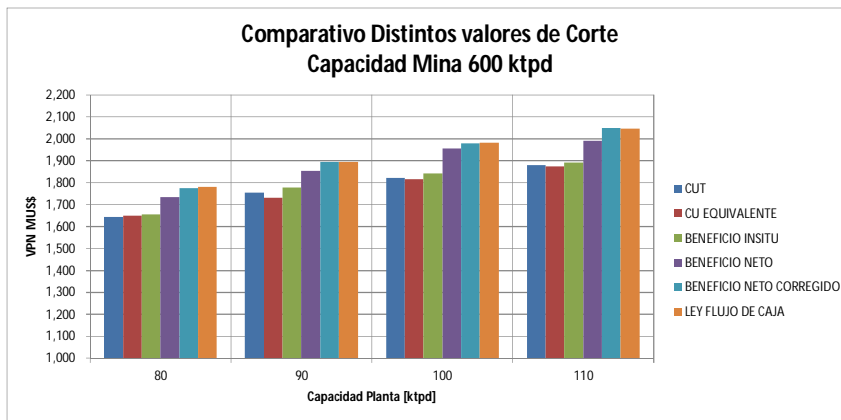


Figura 87 Resultados VPN Capacidad Mina 600 ktpd

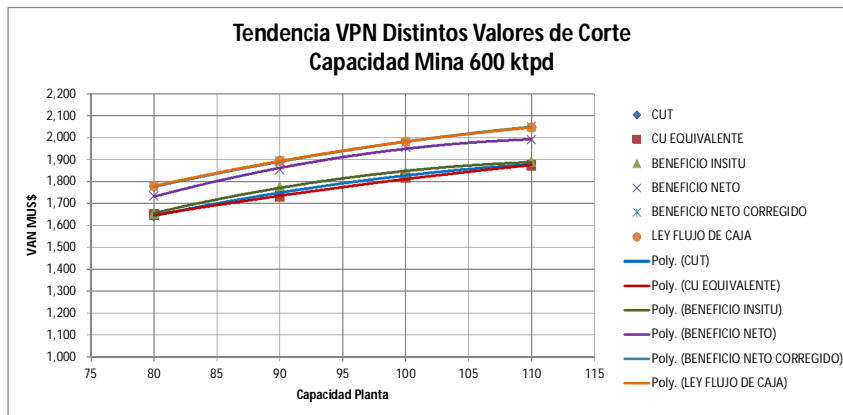


Figura 88 Tendencia VPN para capacidad mina 600 ktpd

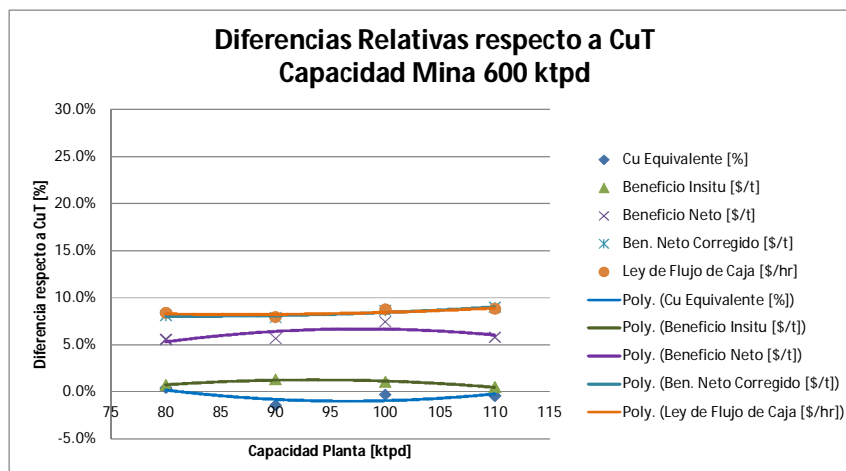


Figura 89 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 600 ktpd

La Figura 90 muestra los resultados de VPN para una capacidad de mina de 650 ktpd y distintas capacidades de planta. Se comparan los distintos valores de corte para esta capacidad de mina. La Figura 91 muestra los resultados con una línea de tendencia (polinomial de orden 2) para visualizar el comportamiento de los resultados a nivel de tendencia mas que de exactitud de los valores. En tanto, la Figura 92 muestra la tendencia de las diferencias respecto al caso de planificación con ley de cobre.

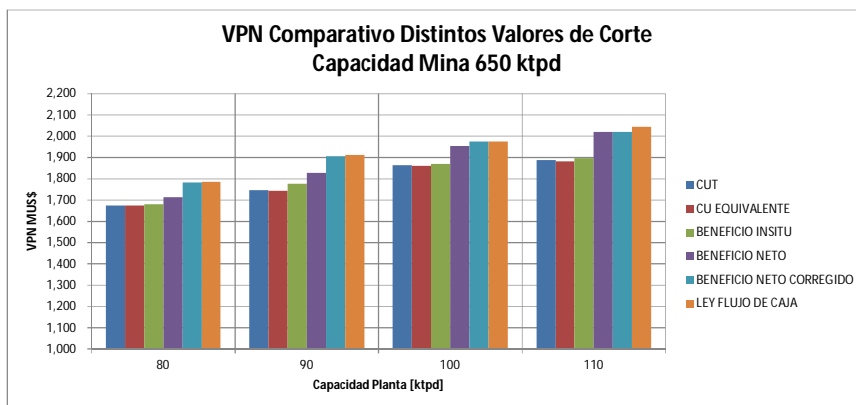


Figura 90 Resultados VPN Capacidad Mina 650 ktpd

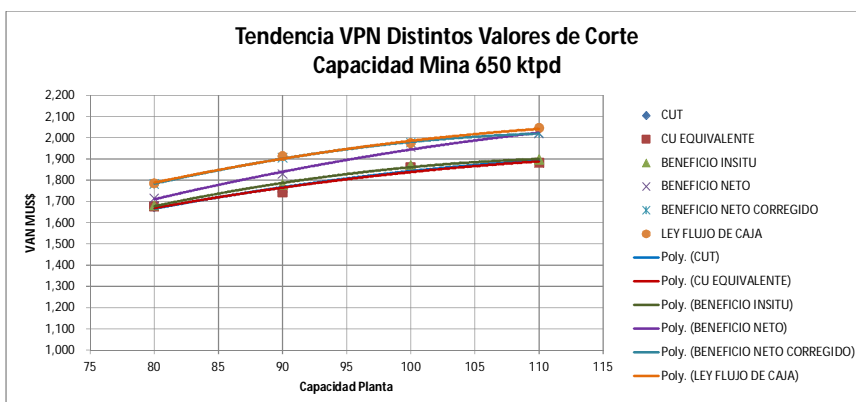


Figura 91 Tendencia VPN para capacidad mina 650 ktpd

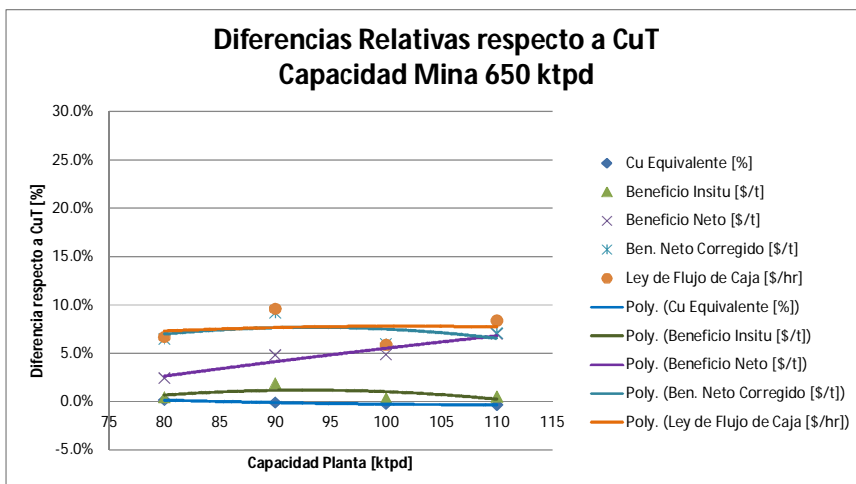


Figura 92 Tendencia de diferencias respecto al caso CuT Cap. Mina 650 ktpd

### 5.10. Análisis de resultados

A partir de los resultados obtenidos de los casos donde se comparan los VPN de los planes mineros estratégicos de diversas configuraciones de capacidades mina y planta, se pueden hacer varias observaciones en función del valor de corte utilizado.

Para este estudio se realiza planificación de largo plazo en base anual, esencialmente conceptual y estratégica, lamentablemente cuenta con mucha información aproximada y agregada, y los planes obtenidos no representan la realidad operacional. Los planes mineros son estratégicos y tienen un fin comparativo del comportamiento de una misma mina al planificarse bajo distintos criterios de corte y distintas capacidades.

Planificar la explotación de la mina, empleando la variable tiempo, criterios económicos dinámicos y además basado en los pits anidados del proceso de optimización, proporciona elementos de juicios bastantes certeros y suficientemente reales de aplicar. Es importante mencionar que la exactitud de los resultados obtenidos podrían variar en función de iteraciones y precisión con las cuales opera el software utilizado.

Uno de los objetivos de este trabajo es analizar que los resultados mostrados por la revisión bibliográfica se mantienen o desaparecen al variar las capacidades mina y de planta. Se observa principalmente, que la tendencia se mantiene a pesar de distintas configuraciones de capacidades. Aunque los resultados dependen en gran medida de cada yacimiento en estudio.

Resumiendo los resultados obtenidos, se tiene que, la diferencia promedio de VPN de los valores de corte respecto a planificar por CuT:

- Cobre equivalente respecto a la planificación por CuT es de 0.4%.
- Beneficio In situ respecto a la planificación por CuT es de 1.6%.
- Beneficio Neto respecto a la planificación por CuT es de 5.9%.
- Beneficio Neto Corregido respecto a la planificación por CuT es de 8.4%.
- Ley de Flujo de Caja respecto a la planificación por CuT es de 9.1%.

De esto se desprende que el valor de corte “ley de flujo de caja” y “beneficio neto corregido” otorgan el mayor valor al proyecto independiente de las capacidades estudiadas y serían los más adecuado para realizar la planificación minera de largo plazo del yacimiento en cuestión. Estos porcentajes podrían variar al suavizar los planes mineros o dependiendo del planificador. En este caso, se buscó el llenado de los procesos y se dejó al software (comet) operar lo más libre posible en la selección de bloques a extraer, y así, observar las diferencias de secuencia desde el punto de vista de la teoría matemática en la cual se basa, principalmente en la maximización del VPN por la teoría de Lane de leyes de corte.

Un aspecto que muestra el impacto al usar distintos valores de corte, es como varían las capacidades óptimas para el proyecto. Por ejemplo, para los casos donde el valor de corte es la ley de cobre, cobre equivalente, beneficio in situ y beneficio neto, el óptimo económico para el proyecto es tener capacidad planta de 110 ktpd y mina 650 ktpd. En cambio, cuando el valor de corte es beneficio neto corregido el óptimo es tener capacidad planta 110 ktpd y mina 600 ktpd. Esto quiere decir que se produjo un aumento en el VPN aun sin considerar que al disminuir la capacidad mina requerida debiera disminuir la inversión. En tanto, para la ley de flujo de caja el óptimo corresponde a una capacidad planta de 110 ktpd y mina 550 ktpd. Donde nuevamente se produce un aumento de VPN respecto a los casos anteriores, manteniendo la misma capacidad de procesamiento y disminuyendo la capacidad de mina, lo que hace aun más atractiva esta opción de valor de corte. En resumen, se pueden obtener distintas capacidades óptimas para el proyecto en función del valor de corte con el que se planifique, lo que provoca un impacto en las inversiones necesarias y en la rentabilidad del proyecto.

El valor de corte representa un elemento estratégico importante puesto que es este parámetro, el que define el plan de largo plazo, la capacidad de la mina, el material que debe ser destinado a planta y a botadero y el perfil de inversiones requeridos.

En general, al planificar por “ley de cobre” y “ley de cobre equivalente”, los resultados obtenidos son muy semejantes, sólo mejora un 0.4% el VPN al planificar con el segundo valor de corte. Es factible en algunos casos que planificar por valor de corte “cobre equivalente” lleve a resultados de VPN peores que al planificar solo por ley de cobre total. Esto se puede explicar, ya que al agregar el molibdeno para determinar cuan atractivo es un bloque respecto a los demás, se puede dar el caso que debido a la cantidad de molibdeno y el precio de este metal, un bloque sea más atractivo que al evaluarlo solo por ley de cobre pero posea peores condiciones de distancias, durezas, rendimientos de proceso, etc. que no son tomadas en cuenta al momento de la selección por estos 2 valores de corte, pero que si son tomados al momento de la evaluación económica. Los resultados esperados con los 3 primeros valores de corte (ley de CuT, cobre equivalente y beneficio insitu) es que tengan un comportamiento semejante debido a que dependen sólo del contenido de los mismos metales y de sus precios, siempre y cuando la concentración y precios de los metales secundarios no afecte significativamente el valor del bloque, por ejemplo, cuando el segundo metal posee precios muy altos. En ninguno de estos valores de corte se incluyen otros factores que pueden impactar negativamente en la valorización de los bloques, por lo tanto no necesariamente para estos 3 valores de corte, el que posea más variables proporcionará el mayor VPN del proyecto.

Por otra parte, los resultados de los valores de corte “ley de flujo de caja” y “beneficio neto corregido” presentan resultados muy similares, explicado principalmente porque en la determinación del rendimiento de proceso, para la “ley de flujo de caja”, existe una directa relación con la dureza del bloques y la UG al cual pertenece, utilizados también en el “beneficio neto corregido”. Por lo tanto, es de esperar que la selección de bloques al planificar sea semejante, más cuando las distancias de transporte son similares, lo cual no ocurriría si el rendimiento de proceso fuese estimado de otra forma.

Otro aspecto a mencionar, es el tratado en la sección 5 Resultados, donde se observó que algunos planes para el mineral oxidado desde el punto de vista técnico podrían ser calificado como no factibles ya que el chancador de óxidos deja de ser alimentado durante algún periodo y luego vuelve a la producción mediante mineral proveniente desde el stock. Como se explicó, esto se produce por limitaciones del software de planificación para el tratamiento de stocks cuando la ley mínima de envío a stock se considera variable al igual que la ley de corte de envío a proceso.

Más importante que la exactitud de los valores y porcentajes de diferencia respecto a la planificación tradicional con valor de corte CuT, es que, al considerar restricciones de capacidades idénticas, se observa una clara tendencia que al considerar otras variables el valor del proyecto tiende a ser mayor y la secuencia y distribución de leyes a lo largo de la vida de la mina es distinta. Las diferencias que se pueden producir en la secuencia de extracción se pueden apreciar en las distintas fotos por periodo. La tendencia, es que el valor de corte estudiado que muestra mejor VPN es la “ley de flujo de caja” seguido por el “beneficio neto corregido”. Esto se basa en que al cosiderar mayor número de variables e información en la construcción del valor de corte, la selección de bloques y el cuándo extraerlos será mejor desde el punto de vista económico. A la vez, será más acorde a la manera a cómo se realiza la evaluación económica, la

cual, considera todos los ingresos menos todos los costos, donde cada bloque es caracterizado según su aporte a estos items.

Es importante mencionar que en este estudio, en el costeo de la evaluación económica se usa las variables costo mina, costos de procesamiento y los costos de venta de cobre y molibdeno. El costo mina de cada bloque se encuentra como una variable del modelo y está corregido por distancias de transporte. En este caso se supone que es el mismo costo mina (MCAF) en el caso que fuese mineral o estéril, bajo el supuesto que las plantas y botadero están en distancia similares de la mina. Este costo se podría aplicar de manera diferenciada en función de la distancia de los botaderos versus la ubicación de las plantas de procesos. En tanto, el costo de proceso incluye toda la gama de variables y supuestos geometalúrgicos según si el mineral es oxidado o sulfuro de cobre, incluyendo sus costos asociados según procesos y correcciones por dureza (sulfuros) y por consumo de ácido (oxidados).

De los resultados mostrados en las secciones 5.8 y 5.9 de este trabajo se observa que para el caso de planta de 80 ktpd, al mantener la capacidad de proceso constante y variar la capacidad mina, los VPN obtenidos son semejantes para todos los valores de cortes y para todas las capacidades mina, manteniendo una diferencia entre ellos más o menos constante. Ya al aumentar la capacidad de planta a 90 ktpd se observan líneas de tendencias más distantes para cada valor de corte, pues las diferencias de VPN obtenidas entre uno y otro valor aumentan. Se observa además que a esta capacidad de planta al ir aumentando la capacidad de mina el plan con valor de corte Cobre Equivalente comienza ser menos atractivo que el la ley de CuT. Las diferencias de VPN se siguen manteniendo más o menos constantes a medida que varía la capacidad de mina. Al pasar a capacidad de proceso de 100 ktpd ya se evidencian 2 grupos, uno formado por los valores de corte ley de CuT, Cobre Equivalente y Beneficio In Situ y el otro formado por Beneficio Neto, Beneficio Neto Corregido y Ley de Flujo de Caja. Donde se muestra una diferencia de VPN entre ambos grupos. Nuevamente a capacidades de mina mayores a 600 ktpd el Cobre Equivalente pierde atractivo versus la Ley de CuT. Finalmente, con el aumento de capacidad de planta a 110 ktpd se observan diferencias más marcadas entre 3 grupos. El primer grupo con mayor VPN es el conformado por aquellos valores de corte con mayor información, Beneficio Neto Corregido y Ley de Flujo de Caja. Luego, con VPN intermedio, se tiene la curva del valor de corte Beneficio Neto y por último los peores VPN son los obtenidos por el grupo conformado por el Beneficio In Situ, Cobre Equivalente y Ley CuT. En este último grupo las diferencias entre los valores de corte que lo conforman se hacen practicamente indistinguible independiente de la capacidad de mina estudiada. Si se analiza las tendencia de las diferencias relativas respecto al caso de Ley de CuT, se puede observar que para capacidades de planta menores (80 y 90 ktpd) las curvas de diferencias son decrecientes a medida que aumenta la capacidad de mina. Mientras que al ir aumentando la capacidad de planta (100 y 110 ktpd) las curvas de tendencia son de carácter más horizontal y por ende, las diferencias relativas respecto al caso Ley de CuT se mantienen más o menos contante a medida que aumenta la capacidad mina.

Luego al realizar ejercicio opuesto, manteniendo las capacidades de mina constante y variando la capacidad de proceso se tiene que para el caso de mina 450 ktpd se observan pocas diferencias de VPN entre los valores de corte y manteniendo dichas diferencia más o menos constantes independiente de la capacidad de proceso. Aunque la tendencia general son curvas decrecientes de VPN versus el aumento de la capacidad planta. Esta tendencia se vuelve más horizontal al aumentar de capacidad de mina a 500 ktpd. Las diferencias entre valores de corte se hace un poco más marcada que para el caso de 450 ktpd. Para capacidades de proceso superiores

a 100 ktpd el Cobre Equivalente pierde atractivo versus la ley de CuT. Para esta capacidad de mina se comienza a evidenciar la formación de 2 grupos de valores de corte, uno formado por la ley de CuT, Cobre Equivalente y Beneficio In Situ y el otro formado por Beneficio Neto, Beneficio Neto Corregido y Ley de Flujo de Caja. Al seguir aumentando la capacidad de mina a 550, 600 y 650 ktpd esta diferencia se comienza a acentuar y se forman nuevamente 3 grupos. El primer grupo con mayor VPN es el conformado nuevamente por aquellos valores de corte con mayor información, Beneficio Neto Corregido y Ley de Flujo de Caja. Las diferencias de VPN entre ellos se hacen prácticamente indistinguible independiente de la capacidad de mina estudiada. Luego, se observa un segundo nivel, con VPN intermedio, conformado por la curva del valor de corte Beneficio Neto. Por último los peores VPN son los obtenidos por el grupo conformado por el Beneficio In Situ, Cobre Equivalente y Ley CuT, donde también las diferencias se hacen prácticamente indistinguibles independiente de la capacidad de mina estudiada. Al analizar las tendencias de las diferencias relativas respecto al caso de Ley de CuT, se puede observar que para capacidades de mina menores (400 y 450 ktpd) las curvas son decrecientes a medida que aumenta la capacidad de planta. Mientras que al ir aumentando la capacidad de mina (550, 600 y 650 ktpd) las curvas de tendencia son de carácter más horizontal y por ende, las diferencias relativas respecto al caso Ley de CuT se mantienen más o menos constante a medida que aumenta la capacidad planta.

En base a los resultados, es complicado asegurar una regla que relacione las diferencias en VPN entre los distintos valores de corte y las capacidades mina-planta. Las diferencias resultan variables según el set de capacidades, aunque se mantienen entre ciertos ordenes de magnitud. Para llegar a conclusiones generalizadas, se necesitaría de un universo mayor de proyectos comparados de esta manera. Estos resultados dependerán de cada mina, de cada modelo de costos, y de las características particulares del proyecto que se estudie, por ende, es difícil de generalizar, pero al menos se muestra una tendencia que podría aplicarse a yacimientos con similares características, o al menos dar pie, a posibles estudios para realizar la planificación bajo otro criterio de corte que no sea el tradicional por ley de cobre. En la actualidad, los grandes yacimientos son polimetálicos, con varios tipos de roca y con mucha información metalúrgica. Cabe notar, que podrían existir otras definiciones de valores de corte, esta vez se optó por estas debido al nivel de información contenida en el modelo de bloques y input económicos del proyecto. Otros valores de corte que se podrían utilizar son el “cobre recuperado”, esperando un comportamiento similar al “beneficio neto” o por “finos por hora” semejante a utilizar “ley de flujo de caja”. La tendencia indica que se gana valor al aumentar la información en la variable de selección (Ranking).

Los resultados obtenidos, dependen en gran medida de que tan homogéneo es el yacimiento en cuanto a unidades geo metalúrgicas, dureza, consumo de ácido, entre otras. Por lo que si se desea extrapolar estos resultados con otra mina habría que comparar la distribución de UG y los órdenes de magnitud de dureza y de rendimiento en la planta.

Si la mina en estudio fuese homogénea o compuesta por un solo tipo de roca, o con varios tipos de roca pero de comportamiento semejante en procesos (recuperaciones, dureza, rendimiento), entonces, no habría necesidad de usar otro valor de corte que no sea basado en leyes (no aplicaría usar beneficio neto, beneficio neto corregido y ley de flujo de caja). En ese caso, influye sólo la cantidad de cada elemento y su precio respecto al otro elemento de interés. A su vez, si solo se considera beneficio por un solo elemento contenido en el bloque, toda la roca es homogénea, las distancias de transporte y los costos son similares para todos los destinos posibles

de los materiales, el método más correcto de clasificación sería entonces, la ley de elemento de interés como se realiza tradicionalmente, en este caso ley de CuT. Esto corresponde a un escenario simplificado, más que real. Puede eventualmente darse el caso, que al valorizar los bloques, independiente del valor de corte utilizado, siempre resulten más atractivos los mismos bloques. Por lo tanto la selección sería semejante. Esto último se aprecia, en el análisis realizado a los valores de corte por fases, donde en promedio, la fase 13 es la fase más homogénea, independiente del valor de corte con que se valoren los bloques, siempre constituye la fase con mejores bloques. En el resto de fases se tiene que es variable el valor de corte que le otorga mayor atractivo.

Al momento de planificar largo plazo, considerando que la información es banco a banco o fracciones de banco, si se debe elegir un bloque o banco para extraer y la decisión pasa por uno u otro valor de corte, los resultados serán diferentes y se reflejarán en el NPV del proyecto ya que la secuencia minera, o más bien, el orden en cual son minados los materiales, determina cuando ocurren los flujos de caja del proyecto. La decisión desde que fase extraer los bloques cambia en función del nivel de información del yacimiento y se podría escoger un bloque no óptimo por desconocer información. A consecuencia de planificar bajo distintos valores de corte se produce una diferencia clara en la utilización de stock y en la extracción de materiales de las fases. Esto se aprecia, por ejemplo, en las figuras que muestran la secuencia para los casos de capacidad planta 100 ktpd y mina 650 ktpd.

No hay razón técnica para no adoptar otros criterios de corte para la planificación minera versus los métodos más tradicionales excepto aquellos factores adicionales para la generación de la información necesaria para la construcción de nuevos criterios de corte, como podría ser el tiempo, los costos y todos los aspectos asociados a las pruebas y modelos metalúrgicos. Esto sumado a una componente de tipo cultural, que implica la disposición a adoptar nuevos criterios de planificación y llevarlos a la práctica en los distintos niveles de un proyecto minero y de la operación misma. Como se mencionó, los mejores resultados de VPN, se obtienen al planificar bajo un valor de corte que incluya la mayor información posible. Parte de esta información involucra el precio de los metales y costos de mina, proceso y venta. Si bien los resultados, en términos económicos, son mejores tienen un aspecto más inestable y mayor posibilidad de arrastre de errores en su estimación. La ley del elemento de interés y las características físico-químicas de las rocas (recuperación, dureza, rendimientos) son más estables en cuanto a estimación de sus valores y no debiesen variar demasiado en el tiempo ya que son características intrínsecas de las rocas. Aunque, es importante mencionar, que en la estimación de estas características físicas y químicas también existe incertidumbre dada de los procesos de muestreo y geoestadísticos, que pueden implicar diferencias en el proceso de optimización de pits y por ende, en el diseño final del rajo. Los valores de corte estudiados dependen en fuerte medida del precio de los metales y de lo preciso y exacto de la estimación de los costos que implica cada bloque de material. En general, los precios y costos son de carácter más dinámico, donde cada compañía utiliza su metodología para estimarlos en el corto, mediano y largo plazo, los que actualiza cada cierto periodo y para cada proyecto en particular, y que por ende, dependerán de las condiciones del mercado en el momento de su estimación.

Entonces, existen errores asociados al muestreo y estimación de los input, por lo tanto, entre mayor sea la cantidad de variables, será necesario un mayor control de sus errores. Estos errores e incertidumbre en la estimación se traducen luego en la principal razón para no cumplir con las expectativas de producción planificadas.



## 6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Los objetivos principales trazados al inicio del trabajo se cumplen al desarrollar y comparar diversos ejercicios de planificación largo plazo en una mina a cielo abierto, realizando la clasificación de materiales con distintos tipos de valores de corte, en base a diferentes escenarios de capacidades de extracción y producción. Del presente trabajo, se puede concluir lo siguiente:

- Para el desarrollo del estudio se utiliza un modelo de bloques de un yacimiento tipo pórfido cuprífero y con mineralización constituida por sulfuros y óxidos. Los metales de interés para la explotación, y objeto de este estudio, son cobre y molibdeno. Por lo que, en base a los resultados obtenidos, se podría al menos proponer el mismo análisis para yacimientos de características semejantes con la posibilidad cierta de obtener mejoras en la valoración de su negocio.
- Resumiendo los resultados obtenidos, se tiene que, la diferencia promedio de VPN de los valores de corte respecto a planificar por CuT:
  - Cobre equivalente respecto a CuT es de 0.4%.
  - Beneficio In situ respecto a CuT es de 1.6%.
  - Beneficio Neto respecto a CuT es de 5.9%.
  - Beneficio Neto Corregido respecto a CuT es de 8.4%.
  - Ley de Flujo de Caja respecto a CuT es de 9.1%.
- Los valores de corte “beneficio neto corregido” y “ley de flujo de caja” son los que otorgan mayor valor al proyecto independiente de las capacidades estudiadas y es serían los más adecuados para realizar la planificación minera de largo plazo del yacimiento en cuestión.
- La metodología de planificación más conveniente para ser implementada y desarrollada, desde el punto de vista económico, es la que incorpore la mayor cantidad de variables en la decisión si un bloque es llevado a botadero, plantas o stocks. Entre más variables e información contenga cada bloque la selección será más real y será ese bloque escogido el que realmente significa menos costos y mayor beneficio real, hasta dicho nivel de información.
- El incorporar más características para determinar el valor de corte, cambia la definición de los recursos económicos, la secuencia de extracción, la distribución de leyes y de manera no despreciable el valor del proyecto (VPN).
- En comparación con otros estudios semejantes estudiados en la revisión bibliográfica se puede decir que, a pesar de las distintas condiciones de cada estudio, se obtienen resultados del mismo orden de magnitud, entre un 2% y 10% de mejor VPN al comparar otros criterios de corte versus el uso de ley de cobre.

En base a este estudio, metodología y resultados obtenidos, se puede recomendar lo siguiente para futuros trabajos:

- Como recomendación principal se propone hacer un estudio más detallado, incluyendo inversiones a la evaluación económica y con planes mineros completamente operativizados y así determinar de forma aún más exacta cuál es el impacto de la utilización de los distintos valores de corte en planificación minera.
- Si se requiere hacer análisis de la influencia de los parámetros, por ejemplo en función del precio de los metales, el proceso correcto es obtener nuevamente el óptimo whittle (nuevo pit final) para estas nuevas condiciones y realizar todas las etapas nuevamente.
- Resulta interesante incluir la incertidumbre de la estimación de las distintas variables necesarias para cada valor de corte. Representar la probabilidad de que un bloque contenga una determinada calidad y cantidad de mineral, recuperaciones, dureza, UG, rendimientos, etc. Luego, realizar múltiples simulaciones, o bien, una planificación probabilística utilizando los distintos valores de corte asignándole una probabilidad a cada bloque que represente su “atractivo” para ser extraído en un periodo dado, considerando para este “atractivo” más o menos variables. Finalmente, obtener resultados y realizar la comparación del impacto de utilizar distintos valores de corte bajo incertidumbre.

## 7. REFERENCIAS

- [1] RUBIO, E., Apuntes Diploma Planificación Minera. Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile, 2010.
- [2] WHITTLE, J., Four-X User Manual, Whittle Programming Pty Ltd., Melbourne, Australia, 1998.
- [3] LANE, K.F., The Economic Definition of Ore - Cut-off Grades Theory and Practice. Mining Journal Books Limited, London, 1988.
- [4] LERCHS, H. and GROSSMAN, I.F., Optimum Design of Open Pit Mines. Joint C.O.R.S And O.R.S.A. Conference, Montreal, 1965.
- [5] BILLYARD, Conteras, Reynaldo Enrique. Estrategias Operacionales en el Mediano Plazo Aplicado a Minería a Rajo Abierto. Memoria para optar a título de Ingeniero Civil de Minas. Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2007.
- [6] VÁSQUEZ, A., GALDÁMES, B., LE-FEAUX, R., Apuntes del Curso Diseño de Minas a Cielo Abierto. In: Departamento Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile, 2008.
- [7] VARGAS, Vergara, Marcelo Antonio. Modelo de Planificación Minera de Mediano y Corto Plazo Incorporando Restricciones Operacionales y de Mezcla. Tesis para optar a título de Ingeniero Civil de Minas. Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2007.
- [8] KING, B. 2000. Schedule Optimisation of Large Complex Mining Operations. En: APCOM Conference, 27 November 2000, London, Institute of Mining and Metallurgy.
- [9] KING, B. 2001. Transparency in Cut-Off Grade Optimization 'Clear Cut. En: Whittle Strategic Mine Planning Conference Technological Resources Pty Limited, Perth.
- [10] KING, B., Comet Optimization Software, Users Introduction. Strategy optimization Systems Pty Limited. 2004.
- [11] CONTRERAS, Rojas, Rodrigo Eusebio. Planificación minera considerando variables geometalúrgicas y evaluando incertidumbre. Memoria para optar a título de Ingeniero Civil de Minas. Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2009.
- [12] NAVARRETE, Paap, Pamela Viviana. Geometalúrgia en la planificación de una mina a cielo abierto. Memoria para optar a título de Ingeniero Civil de Minas. Santiago, Chile. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2007.
- [13] EUGENIN, R., Optimización minera: políticas de corte y su impacto en el negocio minero. [Diapositivas]. Convención N° 59 del IIMCH, Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, 2008.
- [14] KING, B. 1998. Cash Flow Grades - Scheduling Rocks with Different Throughput Characteristics. En: Whittle Strategic Mine Planning Conference Technological Resources Pty Limited, Perth.
- [15] KING, B. 1999. Impact of Rehabilitation and Closure costs on Production Rate and Cut-off Grade Strategy. In: APCOM 98, London, Institute of Mining and Metallurgy.
- [16] RENDU, J. M., An introduction to cut-off grade estimation. 1st ed., Littleton, Colorado, USA, Society for mining, metallurgy and exploration, Inc. (SME). 2008.
- [17] SPICHIGER, S. 2011. Geometallurgy: Reducing risk and assuring the highest value of the mining business. En: International Seminar on Mine Planning, 2nd., 8-10 June 2011, Antofagasta, Chile.

## 8. ANEXO A

### 8.1. Resultados de optimización óxidos

Pit N°	Precio Cu (US\$/lb)	Mineral (Mt)	Material (Mt)	Razón (E/M)	CuT (%)	Mo (ppm)
1	1.61	16	41	1.59	0.54	44.26
2	1.63	45	128	1.84	0.49	65.58
3	1.66	49	135	1.79	0.49	68.72
4	1.68	50	138	1.75	0.48	69.46
5	1.70	54	150	1.76	0.48	71.25
6	1.73	57	155	1.73	0.48	71.82
7	1.75	60	162	1.71	0.47	72.54
8	1.78	61	163	1.67	0.47	72.64
9	1.80	64	172	1.67	0.47	73.74
10	1.82	66	177	1.66	0.46	75.12
11	1.85	67	178	1.63	0.46	75.34
12	1.87	72	187	1.61	0.46	75.91
13	1.90	75	194	1.59	0.45	76.52
14	1.92	84	219	1.62	0.44	80.07
15	1.94	87	228	1.62	0.44	80.84
16	1.97	89	232	1.60	0.44	81.45
17	1.99	92	237	1.58	0.43	82.01
18	2.02	93	240	1.57	0.43	82.03
19	2.04	95	242	1.55	0.43	82.36
20	2.06	97	246	1.54	0.43	83.13
21	2.09	98	249	1.53	0.43	84.12
22	2.11	100	252	1.52	0.42	84.13
23	2.14	101	253	1.50	0.42	84.34
24	2.16	103	257	1.50	0.42	84.89
25	2.18	104	258	1.48	0.42	85.01
26	2.21	106	263	1.48	0.42	84.83
27	2.23	107	266	1.47	0.42	85.08
28	2.26	111	278	1.49	0.41	85.39
29	2.28	113	282	1.49	0.41	85.09
30	2.30	114	283	1.48	0.41	85.21
31	2.33	116	289	1.49	0.41	85.18
32	2.35	118	293	1.49	0.41	85.14
33	2.38	119	297	1.49	0.41	85.44
<b>34</b>	<b>2.40</b>	<b>120</b>	<b>299</b>	<b>1.48</b>	<b>0.41</b>	<b>85.47</b>
35	2.42	122	304	1.49	0.41	85.92
36	2.45	123	305	1.48	0.41	85.94
37	2.47	124	305	1.47	0.40	85.98
38	2.50	126	313	1.48	0.40	85.50
39	2.52	127	315	1.48	0.40	85.81
40	2.54	127	316	1.48	0.40	85.90
41	2.57	129	317	1.47	0.40	85.89
42	2.59	130	319	1.46	0.40	86.01
43	2.62	131	325	1.47	0.40	85.70
44	2.64	133	328	1.47	0.40	85.56

Tabla 43 Pits Whittle Óxidos

## 8.2. Resultados de optimización óxidos

Pit N°	Precio Cu (US\$/lb)	Mineral (Mt)	Material (Mt)	Razón (E/M)	CuT (%)	Mo (ppm)
1	1.61	433	1,956	3.51	0.44	129.67
2	1.63	451	2,036	3.51	0.43	129.54
3	1.66	455	2,039	3.48	0.43	129.21
4	1.68	471	2,119	3.50	0.43	128.91
5	1.70	476	2,136	3.48	0.43	128.55
6	1.73	484	2,160	3.46	0.42	128.18
7	1.75	502	2,255	3.49	0.42	127.83
8	1.78	510	2,277	3.46	0.42	127.43
9	1.80	518	2,303	3.45	0.41	127.19
10	1.82	530	2,356	3.44	0.41	126.93
11	1.85	541	2,403	3.44	0.41	126.56
12	1.87	546	2,426	3.44	0.41	126.30
13	1.90	561	2,493	3.45	0.40	126.14
14	1.92	571	2,536	3.44	0.40	125.73
15	1.94	574	2,540	3.42	0.40	125.46
16	1.97	587	2,604	3.43	0.40	125.05
17	1.99	600	2,662	3.44	0.39	124.87
18	2.02	603	2,665	3.42	0.39	124.62
19	2.04	617	2,743	3.45	0.39	124.28
20	2.06	623	2,771	3.44	0.39	124.15
21	2.09	631	2,801	3.44	0.39	123.93
22	2.11	639	2,833	3.43	0.38	123.77
23	2.14	646	2,860	3.43	0.38	123.42
24	2.16	649	2,865	3.41	0.38	123.17
25	2.18	657	2,914	3.43	0.38	122.98
26	2.21	667	2,963	3.44	0.38	122.99
27	2.23	675	3,002	3.45	0.38	122.58
28	2.26	678	3,008	3.44	0.38	122.37
29	2.28	682	3,021	3.43	0.37	122.16
30	2.30	694	3,087	3.45	0.37	122.01
31	2.33	697	3,094	3.44	0.37	121.83
32	2.35	702	3,114	3.44	0.37	121.68
33	2.38	704	3,118	3.43	0.37	121.49
34	2.40	712	3,166	3.44	0.37	121.35
35	2.42	719	3,203	3.46	0.37	121.20
36	2.45	725	3,232	3.46	0.36	120.89
37	2.47	727	3,234	3.45	0.36	120.72
38	2.50	729	3,239	3.44	0.36	120.56
39	2.52	731	3,243	3.43	0.36	120.40
40	2.54	734	3,251	3.43	0.36	120.22
41	2.57	752	3,383	3.50	0.36	119.95
42	2.59	754	3,384	3.49	0.36	119.79
43	2.62	755	3,385	3.48	0.36	119.66
44	2.64	758	3,393	3.47	0.36	119.47

**Tabla 44 Pits Whittle Sulfuros**

## 9. ANEXO B

### 9.1. Diseño de fases

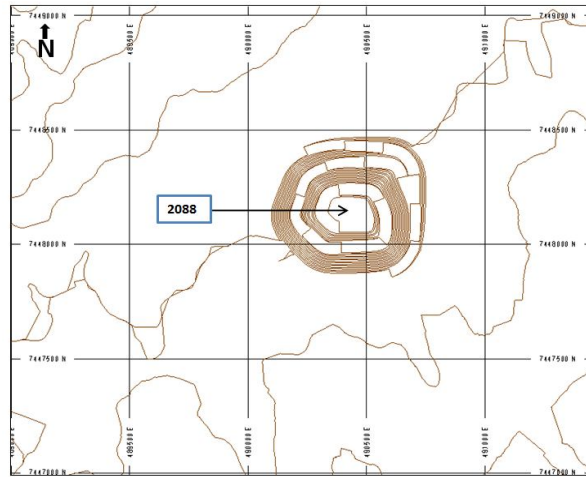


Figura 93 Diseño Fase 1

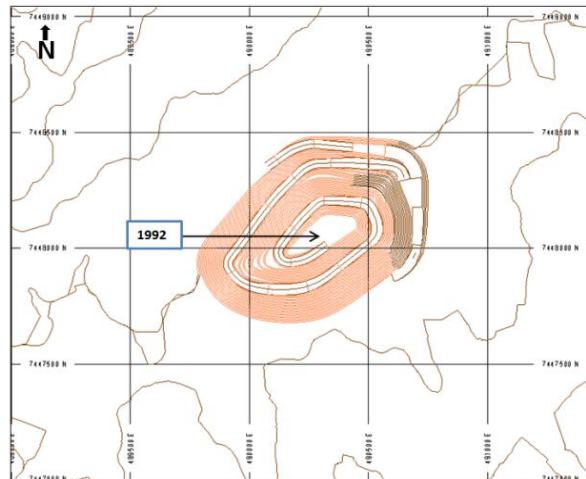


Figura 94 Diseño Fase 2

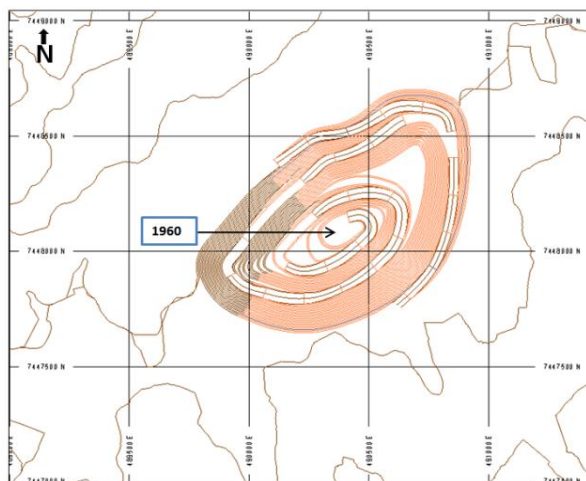
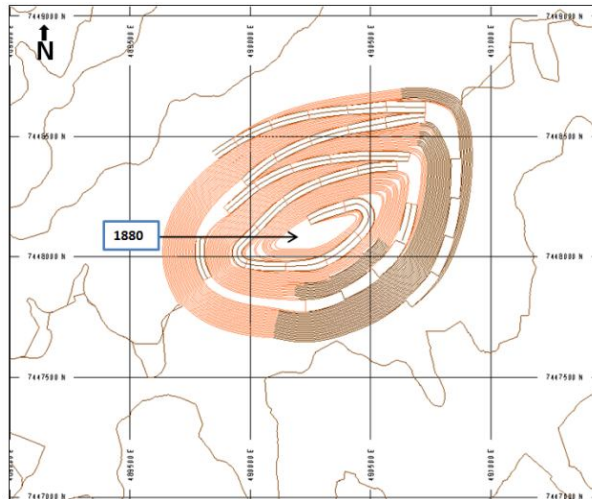
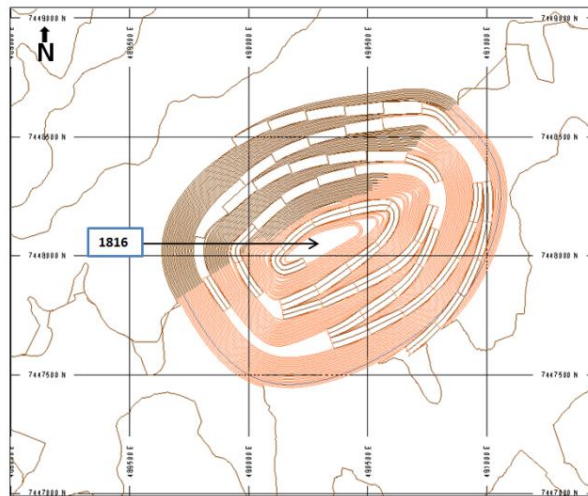


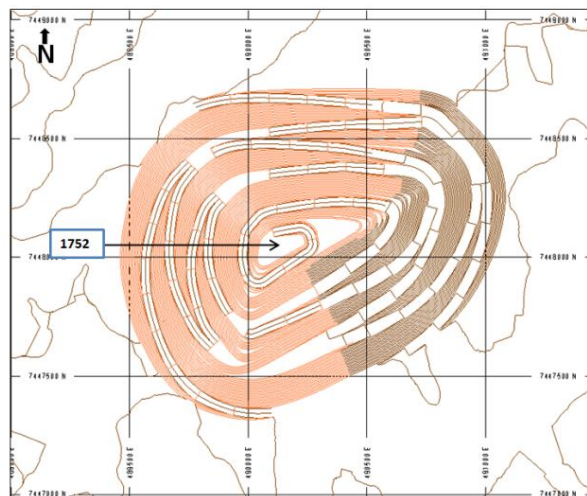
Figura 95 Diseño Fase 3



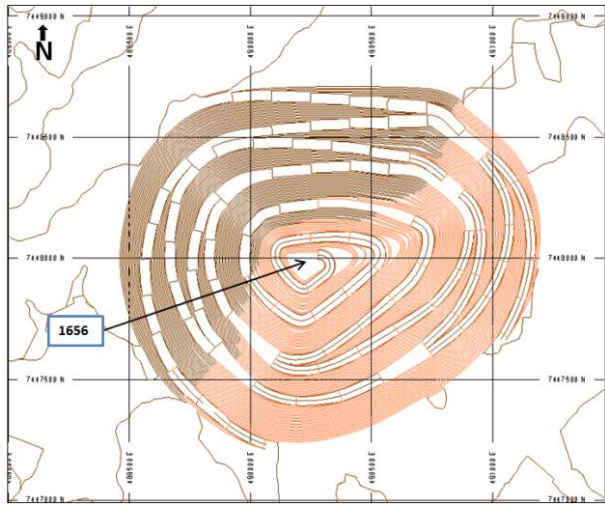
**Figura 96 Diseño Fase 4**



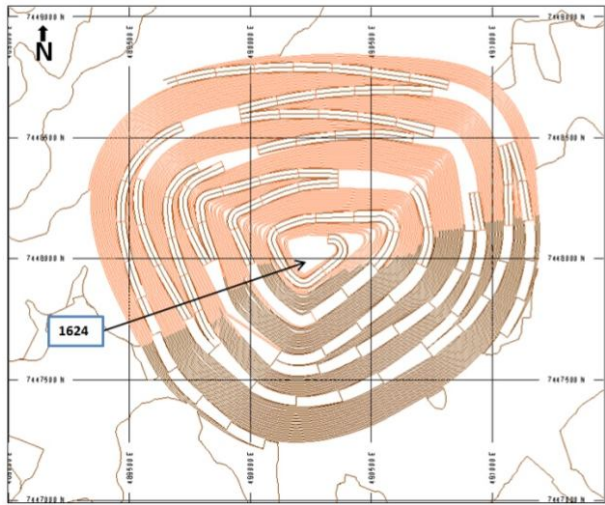
**Figura 97 Diseño Fase 5**



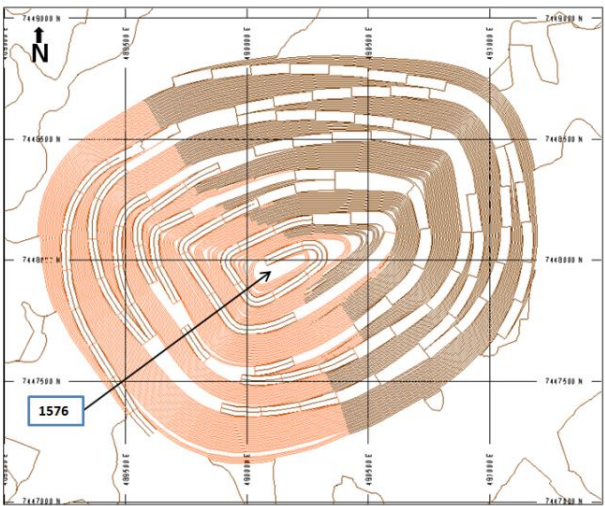
**Figura 98 Diseño Fase 6**



**Figura 99 Diseño Fase 7**

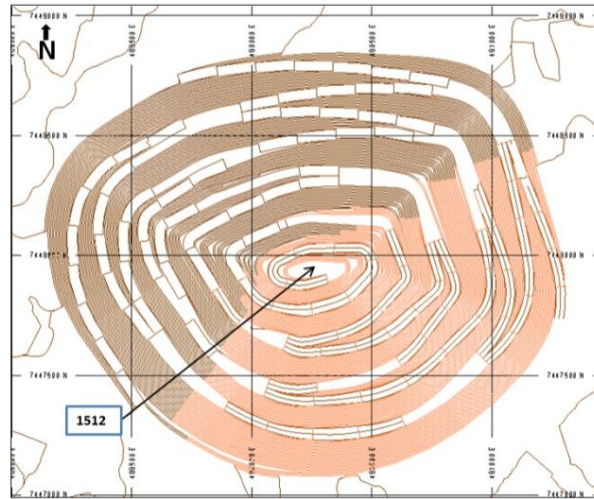


**Figura 100 Diseño Fase 8**

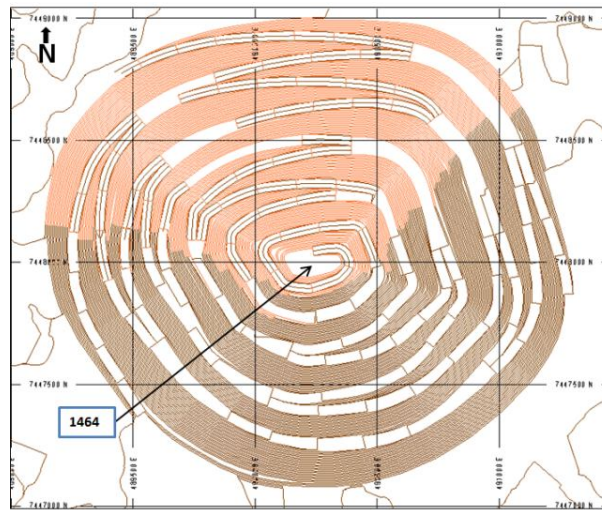


**Figura 101 Diseño Fase 9**

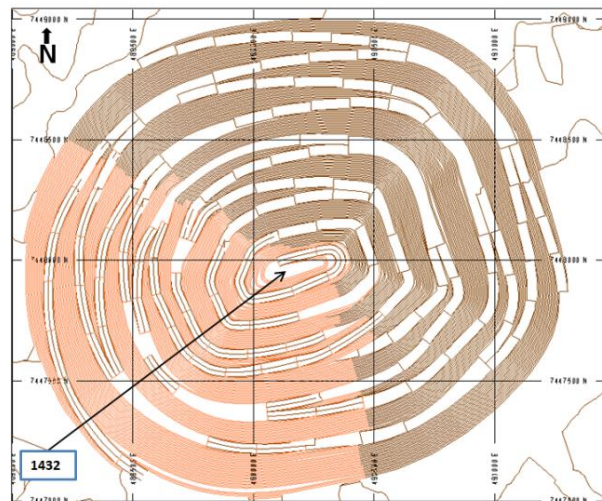




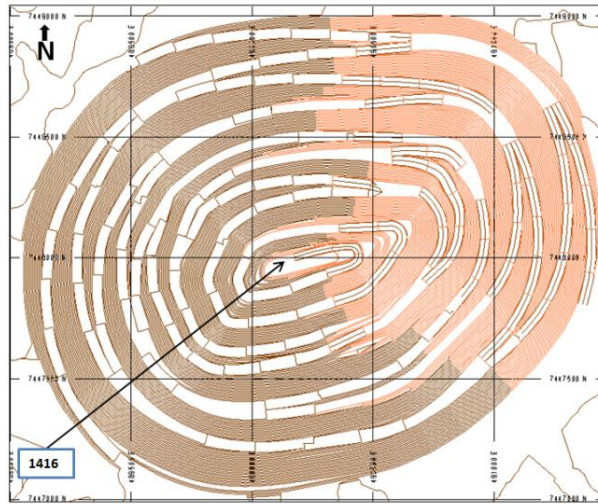
**Figura 102 Diseño fase 10**



**Figura 103 Diseño Fase 11**



**Figura 104 Diseño Fase 12**



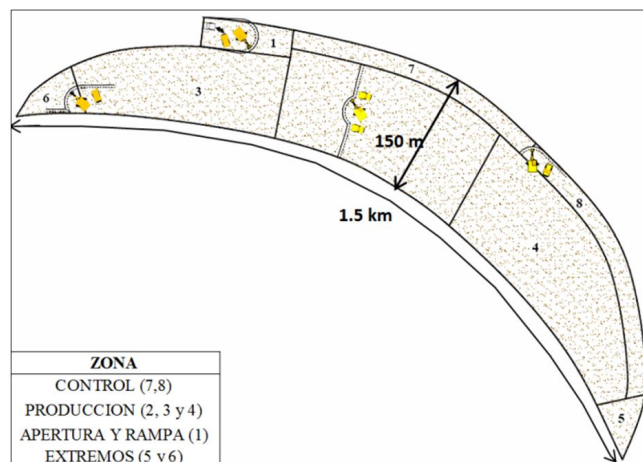
**Figura 105 Diseño Fase 13**

## 10. ANEXO C

### 10.1. Esquema de Explotación

Con el propósito de determinar el avance de cada fase en un año, se desarrollan los denominados “esquemas de la explotación”, el cual presenta las diferentes alternativas operacionales que permitan asegurar la producción durante un año de vida de la mina. Para ello, se subdivide cada banco de las fases en macro-polvorazos, lo que permite posicionar en forma coordinada cada unidad de carguío. Dichos polvorazos se clasifican en:

- Polvorazo de Rampa (1);
- Polvorazo de Producción (2, 3, 4);
- Polvorazo de Extremos (5, 6), y
- Polvorazo de Cierre o Control de Pared (7, 8).



**Figura 106 Clasificación de Polvorazos**

La siguiente tabla muestra una estimación de los rendimientos de los equipos para las diferentes zonas o polvorazos definidos.

RENDIMIENTO POR ZONA		
ZONA	EQUIPO	kt/d
CONTROL (7,8)	PC5500	50
PRODUCCION (2, 3 y 4)	PALA 73 yd <sup>3</sup>	90
APERTURA Y RANPA (1)	PC5500	45
EXTREMOS (5 y 6)	PC5500	45

**Tabla 45 Rendimiento Equipos por Zona**

En general, según benchmarking de Metálica Consultores, en las faenas mineras, el tonelaje de polvorazos de producción fluctúa entre 300 y 600 kt. Como se muestra en la Tabla X se definió, en base a criterios geométricos y densidad para este análisis un tonelaje máximo estimado de 507 kt por polvorazo de producción y 234 kt para módulos de control (incluyendo

control, extremos y rampa). En base a los rendimientos utilizados en cada sección se realiza aproximadamente una tronadura semanal para cada módulo (6 y 5 días respectivamente). Luego con un máximo 3 palas de 73 yd<sup>3</sup> en cada fase más un equipo para los módulos de control se obtiene un ritmo máximo posible para cada fase del orden de 90 millones de toneladas por año como muestra la siguiente tabla.

MODULOS PRODUCCIÓN		
PARÁMETRO	VALOR	UNIDAD
L	200	m
H	15	m
A	65	m
VOLUMEN	195,000	m <sup>3</sup>
DENSIDAD	2.60	t/m <sup>3</sup>
TONELAJE	507	kt
DÍAS MODULO		6

**Tabla 46 Estimación Tonelaje Módulo Polvorazo Producción**

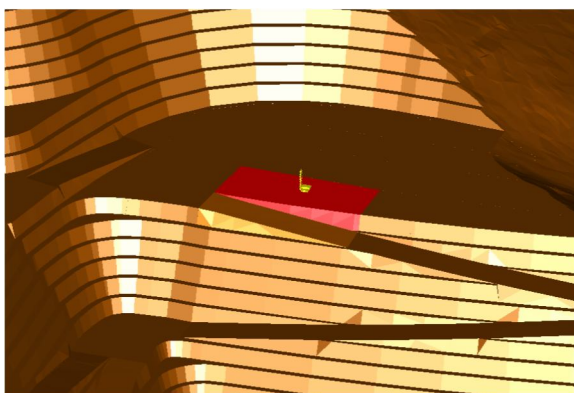
MODULOS CONTROL		
PARÁMETRO	VALOR	UNIDAD
L	200	m
H	15	m
A	30	m
VOLUMEN	90,000	m <sup>3</sup>
DENSIDAD	2.60	t/m <sup>3</sup>
TONELAJE	234	kt
DÍAS MODULO		5

**Tabla 47 Estimación Tonelaje Módulo Polvorazo Control**

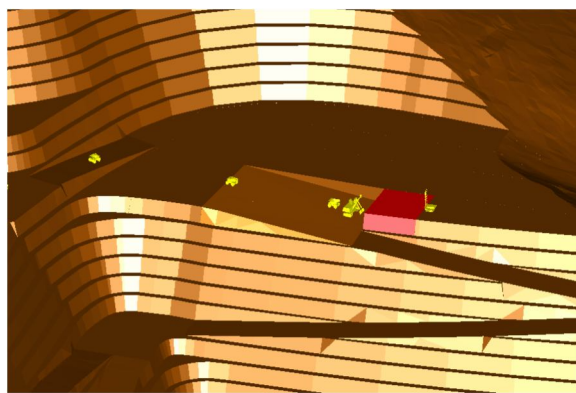
Item	Valor
Tonelaje Polvorazo Producción (kt)	507
Tonelaje Polvorazo Modulos Control (kt)	234
N° Máximo Palas por Fases	3
N° Equipos Control	1
Polvorazos Semanal por Equipo	1
Semanas al Año	52
N° Polvorazos Anual Producción	156
N° Polvorazos Anual Control	52
Capacidad Producción Anual (kt)	79,092
Capacidad Control Anual (kt)	12,168
Máxima Capacidad Anual por Fase (kt)	91,260

**Tabla 48 Estimación Capacidad Máxima por Fase**

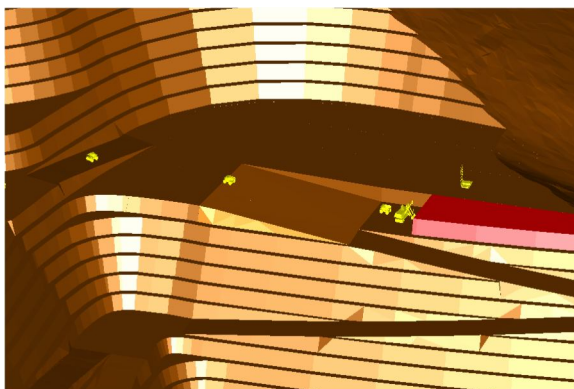
En las siguientes figuras (108 a 118) se ilustra la secuencia de explotación de un banco completo, en la cual se aprecian los conceptos expuestos anteriormente (Fuente: Metálica Consultores S.A). La secuencia mostrada se repite a lo largo de la explotación de la mina, variando de acuerdo al número de rampas diseñadas.



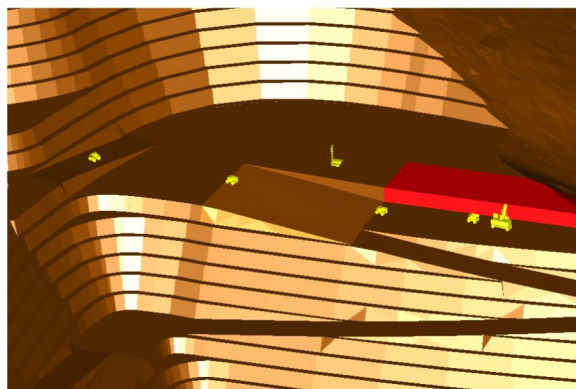
**Figura 107 Polvorazo Rampa Auxiliar**



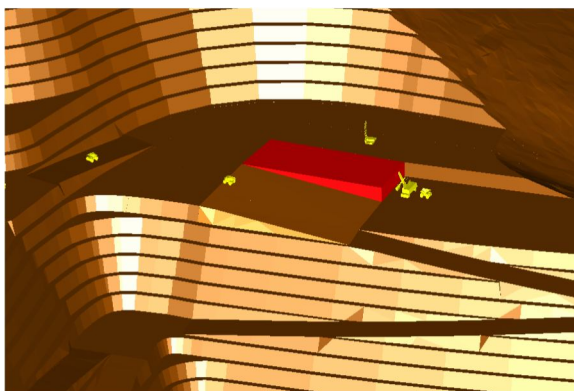
**Figura 108 Polvorazo de Apertura de Banco**



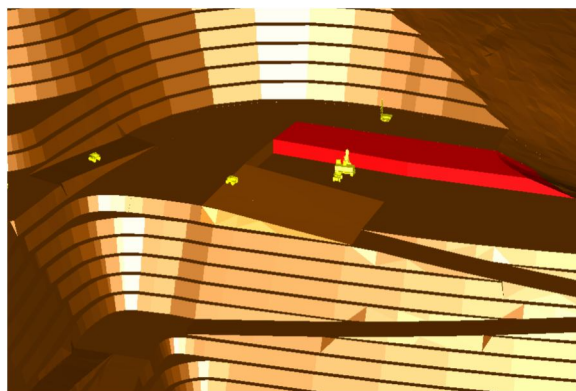
**Figura 109 Polvorazo de Producción 1**



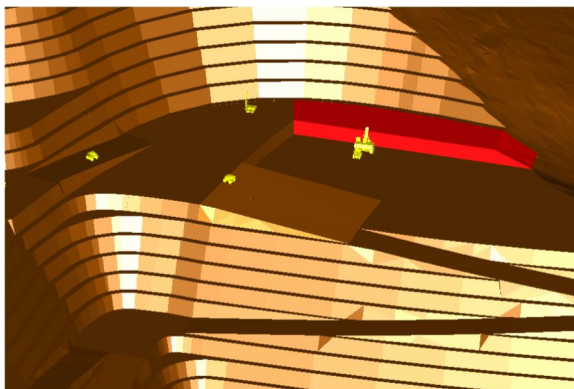
**Figura 110 Polvorazo de Producción 2**



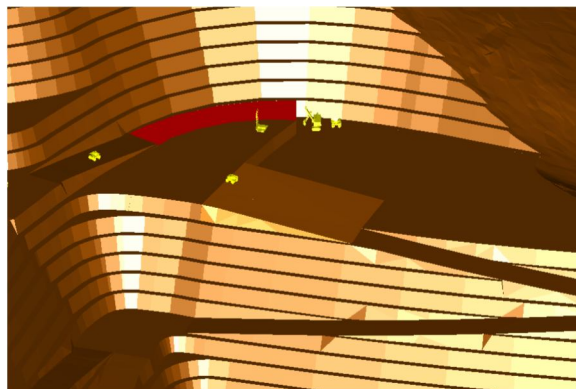
**Figura 111 Polvorazo de Producción 3**



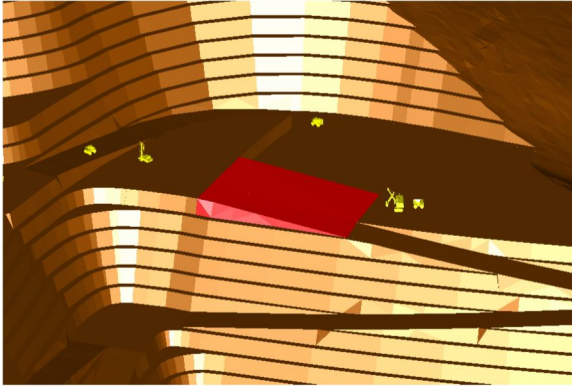
**Figura 112 Polvorazo de Producción 4**



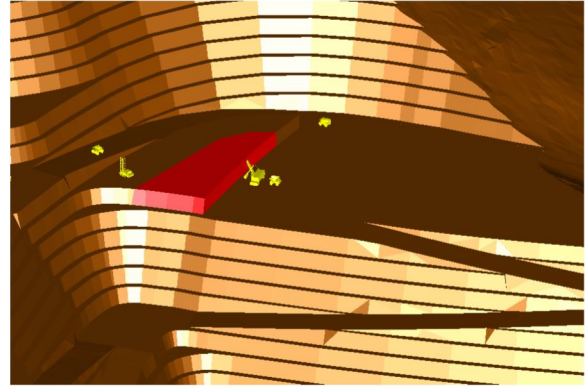
**Figura 113 Polvorazo de Cierre de Banco**



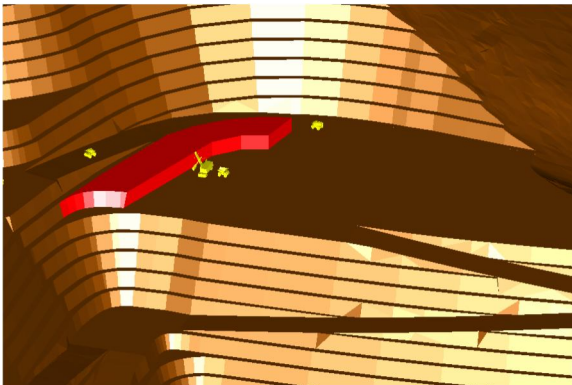
**Figura 114 Polvorazo de Rampa de Diseño**



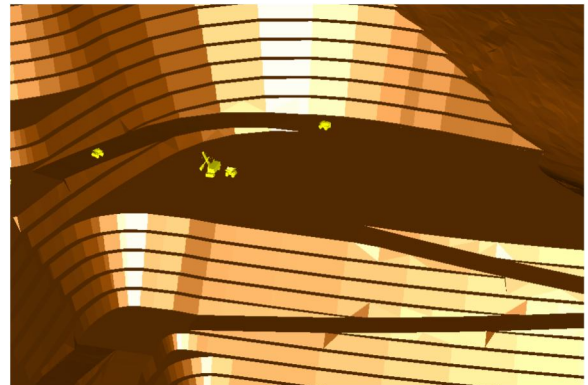
**Figura 115 Polvorazo de Rampa Auxiliar**



**Figura 116 Polvorazo de Producción 5**



**Figura 117 Polvorazo de Cierre de Banco**



**Figura 118 Geometría Banco Explotado**

# 11. ANEXO D

## 11.1. Planes mineros y evaluación económica Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

Period Name	Totals	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	
Duration	217	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	0.7
Gasto Mina KUS\$	\$ (3,782,295)	\$ (46,527)	\$ (94,648)	\$ (168,411)	\$ (186,309)	\$ (131,026)	\$ (204,724)	\$ (249,345)	\$ (258,387)	\$ (193,089)	\$ (193,404)	\$ (178,590)	\$ (254,832)	\$ (214,182)	\$ (249,802)	\$ (178,262)	\$ (263,191)	\$ (258,767)	\$ (225,666)	\$ (136,136)	\$ (70,740)	\$ (26,258)		
Gasto remanaje Oxidos KUS\$	\$ (19,180)				\$ (810)										\$ (4,183)	\$ (74)	\$ (669)	\$ (446)					\$ (5,837)	\$ (7,159)
Gasto Planta Heap KUS\$	\$ (341,056)	\$ (35,904)	\$ (71,950)	\$ (72,084)	\$ (72,517)	\$ (71,941)	\$ (7,493)	\$ (2,430)	\$ (0)	\$ (6,737)														
Gasto Planta Concentradora KUS\$	\$ (4,157,174)				\$ (86,657)	\$ (205,438)	\$ (232,098)	\$ (232,838)	\$ (220,618)	\$ (236,252)	\$ (228,699)	\$ (237,673)	\$ (229,105)	\$ (236,036)	\$ (238,662)	\$ (220,367)	\$ (235,432)	\$ (231,356)	\$ (238,235)	\$ (234,912)	\$ (237,844)	\$ (229,920)	\$ (145,031)	
Gasto Venta Oxi Cu KUS\$	\$ (252,489)	\$ (27,692)	\$ (52,631)	\$ (57,829)	\$ (56,876)	\$ (48,990)	\$ (4,454)	\$ (631)	\$ (0)	\$ (3,386)														
Gasto Venta Sulf Cu KUS\$	\$ (1,608,708)				\$ (25,352)	\$ (75,050)	\$ (88,340)	\$ (103,212)	\$ (60,362)	\$ (116,118)	\$ (93,230)	\$ (121,062)	\$ (83,517)	\$ (113,193)	\$ (126,401)	\$ (68,015)	\$ (85,515)	\$ (65,918)	\$ (100,767)	\$ (88,220)	\$ (97,422)	\$ (68,476)	\$ (28,537)	
Gasto Venta Sulf Mo KUS\$	\$ (5,254)				\$ (93)	\$ (245)	\$ (264)	\$ (312)	\$ (248)	\$ (318)	\$ (392)	\$ (331)	\$ (269)	\$ (318)	\$ (394)	\$ (242)	\$ (329)	\$ (234)	\$ (252)	\$ (286)	\$ (335)	\$ (255)	\$ (137)	
Ingreso por Oxidos Cu KUS\$	\$ 1,069,303	\$ 118,727	\$ 223,074	\$ 243,193	\$ 238,842	\$ 208,836	\$ 19,188	\$ 3,320	\$ 0	\$ 14,122														
Ingreso por sulfuros Cu KUS\$	\$ 12,065,420				\$ 190,141	\$ 562,878	\$ 662,559	\$ 774,099	\$ 452,716	\$ 870,896	\$ 699,235	\$ 907,973	\$ 626,386	\$ 848,955	\$ 948,013	\$ 510,118	\$ 641,372	\$ 494,392	\$ 755,761	\$ 661,654	\$ 730,668	\$ 513,575	\$ 214,028	
Ingreso por sulfuros Mo KUS\$	\$ 1,455,330				\$ 25,689	\$ 67,945	\$ 73,192	\$ 86,516	\$ 68,793	\$ 88,000	\$ 108,592	\$ 91,568	\$ 74,543	\$ 88,018	\$ 109,122	\$ 67,015	\$ 91,063	\$ 64,849	\$ 69,923	\$ 79,230	\$ 92,734	\$ 70,689	\$ 37,850	
Cash Flow	\$ 4,423,898	\$ 8,604	\$ 3,845	\$ (55,130)	\$ 26,059	\$ 306,970	\$ 217,565	\$ 275,166	\$ (18,106)	\$ 417,118	\$ 292,100	\$ 461,885	\$ 133,206	\$ 373,244	\$ 441,877	\$ 106,063	\$ 147,893	\$ 2,297	\$ 260,316	\$ 281,331	\$ 417,062	\$ 253,517	\$ 71,015	
Discounted Cash Flow	\$ 1,864,672	\$ 8,604	\$ 3,560	\$ (47,265)	\$ 20,686	\$ 225,632	\$ 148,071	\$ 173,401	\$ (10,565)	\$ 225,356	\$ 146,123	\$ 213,942	\$ 57,130	\$ 148,220	\$ 162,477	\$ 36,110	\$ 46,622	\$ 670	\$ 70,355	\$ 70,403	\$ 96,638	\$ 54,392	\$ 14,108	
Polices																								
Cut-off Grade sulf	0.19%	0.00%	0.00%	0.00%	0.15%	0.22%	0.17%	0.15%	0.15%	0.21%	0.22%	0.20%	0.24%	0.25%	0.19%	0.15%	0.15%	0.15%	0.22%	0.29%	0.15%	0.18%		
Cut-off Grade ox	0.41%	0.49%	0.43%	0.48%	0.42%	0.31%	0.30%	0.28%	0.50%	0.32%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	
MATERIALS																								
Total Mass (Kt)	3,421,122	48178	96564	165311	183052	118789	198914	232770	233215	178111	171935	150509	223214	193895	213471	157997	234710	226030	182402	102767	48944	36481	23862	
Rock In Situ (Kt)	3,357,189	48178	96564	165311	180351	118789	198914	232770	233215	178111	171935	150509	223214	193895	213471	144052	234462	223799	180915	102767	48944	17023		
Ore to Mill (Kt)	590,470				14272	32835	36497	36498	36434	36484	36498	36492	36475	36483	36498	36304	36424	36496	36394	36495	36499	36465	23862	
Ore to Mill from mine (Kt)	650,470				11571	32835	36497	36498	36434	36484	36498	36492	36475	36483	36498	22359	36176	34264	34906	36495	36499	17007		
Ore to Stock sulf	63,933			2701		3654	337	40	213	2544	2456	1730	26034	3851	424									
Ore to Mill from stock (Kt)	63,933				2701											13945	248	2231	1488					
Ore to Heap (Kt)	51,792	5474	10935	10941	10945	10950	1146	375	0	1026														
Ore to Heap from mine (kt)	51,792	5474	10935	10941	10945	10950	1146	375	0	1026														
Ore to Stock ox	129,306	9574	14208	56333	28612	7461	691	2387	7049	2597	140	127	124		3									
Ore to Heap from stock (Kt)																								
Rock to Waste	2,521,688	33129	71422	95335	129224	63888	160243	193470	189519	135461	132841	112160	160581	153561	176546	121693	198286	189534	146009	53019	5751	16		
Leyes																								
Ley de Cu Sulf	0.39%				0.30%	0.38%	0.39%	0.45%	0.27%	0.51%	0.41%	0.52%	0.37%	0.49%	0.55%	0.30%	0.37%	0.29%	0.43%	0.39%	0.42%	0.30%	0.20%	
Ley de Cu ox	0.53%	0.66%	0.54%	0.56%	0.51%	0.46%	0.41%	0.35%	0.54%	0.43%														
Ley de Mo (ppm)	122	-	-	-	103	118	112	127	107	135	160	126	114	131	162	102	131	101	105	119	140	105	91	
Ley Cu stock sulf				0.27%	0.19%	0.19%	0.19%	0.18%	0.18%	0.18%	0.18%	0.18%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.20%	0.20%		
Ley Cu stock ox	0.28%	0.31%	0.30%	0.30%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%	0.28%		
Ley Cu Waste	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%		
Medidos (Kt)	379,503				8,980	24,734	34,863	35,070	22,996	34,456	26,624	25,896	29,143	26,445	27,832	11,731	11,340	9,875	9,504	10,036	12,135	10,710	7,133	
Indicados (Kt)	274,900				5,292	8,101	1,634	1,427	13,438	2,028	9,874	10,597	7,332	10,038	8,666	24,572	25,084	26,620	26,890	26,459	24,364	25,755	16,729	

Tabla 49 Evaluación Económica CuT; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

Fases	Data	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035 (blank)	Grand Total		
Fase 1	Ore to Heap (Kt)	5,474	9,544	2,132																					17,150	
	Ore to Mill (Kt)																									
	Rock to Waste	33,129	9,133	600																						42,862
Fase 2	Ore to Heap (Kt)		884	5,313	9,225	1,731																				17,154
	Ore to Mill (Kt)				1,827	601																				2,428
	Rock to Waste		28,045	17,805	745	51																				46,645
Fase 3	Ore to Heap (Kt)		507	3,381	1,493	6,999																				12,380
	Ore to Mill (Kt)				1,904	4,790																				6,694
	Rock to Waste		32,845	36,764	2,980	2,592																				75,182
Fase 4	Ore to Heap (Kt)			115	227	1,062	14																			1,419
	Ore to Mill (Kt)				7,840	25,381	24,818																			58,039
	Rock to Waste		1,399	40,166	42,521	1,318																				85,404
Fase 5	Ore to Heap (Kt)					1,157	1,132	38																		2,327
	Ore to Mill (Kt)					2,062	11,679	36,478	1,100																	51,319
	Rock to Waste					82,978	59,927	14,102	2,247																	159,254
Fase 6	Ore to Heap (Kt)							338	0																	338
	Ore to Mill (Kt)							20	30,912	34,745	54															65,731
	Rock to Waste						85,153	87,259	40,487	936																213,835
Fase 7	Ore to Heap (Kt)																									71,425
	Ore to Mill (Kt)								4,422	1,157	34,677	31,168														248,762
	Rock to Waste						60,989	80,000	84,044	2,953	20,239	538														
Fase 8	Ore to Heap (Kt)									1,026																1,026
	Ore to Mill (Kt)									582	1,766	5,314	19,461	26,199	1,376											54,699
	Rock to Waste						23,964	64,988	85,784	22,647	30,106	30,804	386													258,679
Fase 9	Ore to Heap (Kt)																									63,779
	Ore to Mill (Kt)									10	17,014	10,284	34,130	2,341												257,875
	Rock to Waste									45,789	89,955	81,449	39,777	875	30											
Fase 10	Ore to Heap (Kt)																									50,361
	Ore to Mill (Kt)														889	15,892	31,165	2,414								319,646
	Rock to Waste									67	90,000	90,000	87,666	44,254	7,659											
Fase 11	Ore to Heap (Kt)																									67,313
	Ore to Mill (Kt)														103	4,125	5,011	31,703	26,308		62					286,890
	Rock to Waste									1	62,300	88,850	77,408	41,989	16,170	172										
Fase 12	Ore to Heap (Kt)																									54,814
	Ore to Mill (Kt)																									263,165
	Rock to Waste														31	80,343	87,624	77,799	16,989	378	1,139	22,423	21,294	9,957		
Fase 13	Ore to Heap (Kt)																									43,870
	Ore to Mill (Kt)																									263,490
	Rock to Waste														68,295	85,740	68,037	36,030	5,372	16	147	7,459	14,072	15,143	7,050	
Stock sulfuros	Ore to Heap (Kt)																									63,933
	Ore to Mill (Kt)				2,701																					
	Rock to Waste														13,945	248	2,231	1,488				19,457	23,862			
Totals	Ore to Heap (Kt)																									51,792
	Ore to Mill (Kt)																									654,403
	Rock to Waste																									2,521,688

**Tabla 50 Plan minero CuT; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**



Period Name	Totals	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	
Duration	21.8	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	0.8
Gasto Mina KUSS	\$ (3,783,252)	\$ (69,555)	\$ (122,039)	\$ (145,389)	\$ (102,022)	\$ (205,132)	\$ (249,153)	\$ (249,482)	\$ (257,766)	\$ (237,694)	\$ (153,740)	\$ (265,009)	\$ (263,369)	\$ (257,404)	\$ (272,096)	\$ (229,197)	\$ (251,272)	\$ (187,403)	\$ (124,800)	\$ (94,818)	\$ (40,045)	\$ (5,868)		
Gasto remanajo Oxidos KUSS	\$ (4,132)									\$ (2,006)	\$ (2,126)													
Gasto remanajo Sulfuros KUSS	\$ (22,002)																					\$ (3,928)	\$ (9,789)	\$ (8,285)
Gasto Planta Heap KUSS	\$ (471,513)	\$ (35,855)	\$ (72,122)	\$ (72,152)	\$ (72,323)	\$ (62,829)	\$ (11,249)	\$ (1)	\$ (4,353)	\$ (70,070)	\$ (70,559)													
Gasto Planta Concentradora KUSS	\$ (4,161,242)	\$ (58,664)	\$ (219,699)	\$ (229,741)	\$ (232,556)	\$ (233,411)	\$ (227,929)	\$ (234,457)	\$ (239,295)	\$ (234,095)	\$ (226,969)	\$ (230,409)	\$ (233,945)	\$ (236,922)	\$ (232,544)	\$ (234,174)	\$ (242,653)	\$ (228,255)	\$ (219,927)	\$ (165,597)				
Gasto Venta Oxi Cu KUSS	\$ (284,372)	\$ (31,936)	\$ (46,693)	\$ (60,944)	\$ (46,833)	\$ (43,563)	\$ (6,137)	\$ (0)	\$ (1,878)	\$ (23,453)	\$ (22,935)													
Gasto Venta Sulf Cu KUSS	\$ (1,610,276)	\$ (19,392)	\$ (82,049)	\$ (88,694)	\$ (103,557)	\$ (98,324)	\$ (92,533)	\$ (105,258)	\$ (114,532)	\$ (101,633)	\$ (92,776)	\$ (110,858)	\$ (81,034)	\$ (92,596)	\$ (94,256)	\$ (73,989)	\$ (104,337)	\$ (77,586)	\$ (45,644)	\$ (31,228)				
Gasto Venta Sulf Mo KUSS	\$ (5,258)	\$ (64)	\$ (258)	\$ (279)	\$ (307)	\$ (309)	\$ (309)	\$ (326)	\$ (395)	\$ (278)	\$ (270)	\$ (378)	\$ (337)	\$ (320)	\$ (292)	\$ (266)	\$ (289)	\$ (327)	\$ (244)	\$ (185)	\$ (134)			
Ingreso por Oxidos Cu KUSS	\$ 1,215,240	\$ 135,607	\$ 200,677	\$ 255,172	\$ 199,994	\$ 184,227	\$ 26,263	\$ 2	\$ 7,889	\$ 103,610	\$ 101,799													
Ingreso por sulfuros Cu KUSS	\$ 12,077,179	\$ 145,445	\$ 615,372	\$ 665,212	\$ 776,681	\$ 737,440	\$ 694,005	\$ 789,439	\$ 858,996	\$ 762,254	\$ 695,825	\$ 831,445	\$ 607,760	\$ 694,473	\$ 706,927	\$ 554,919	\$ 782,537	\$ 581,900	\$ 342,334	\$ 234,215				
Ingreso por sulfuros Mo KUSS	\$ 1,456,488	\$ 17,758	\$ 71,333	\$ 77,378	\$ 85,121	\$ 85,473	\$ 90,179	\$ 109,407	\$ 76,927	\$ 74,854	\$ 104,844	\$ 93,212	\$ 88,598	\$ 80,969	\$ 73,721	\$ 80,096	\$ 90,712	\$ 67,547	\$ 51,237	\$ 37,122				
Cash Flow	\$ 4,406,862	\$ (1,738)	\$ (40,177)	\$ (23,313)	\$ 63,898	\$ 257,403	\$ 183,598	\$ 275,901	\$ 234,762	\$ 233,784	\$ 411,176	\$ 316,810	\$ 237,741	\$ 223,142	\$ 310,958	\$ 151,863	\$ 194,360	\$ 266,178	\$ 201,764	\$ 431,113	\$ 299,389	\$ 112,158	\$ 66,092	
Discounted Cash Flow	\$ 1,860,102	\$ (1,738)	\$ (37,201)	\$ (19,987)	\$ 50,725	\$ 189,199	\$ 124,954	\$ 173,864	\$ 136,981	\$ 126,306	\$ 205,690	\$ 146,744	\$ 101,963	\$ 88,613	\$ 114,338	\$ 51,703	\$ 61,270	\$ 77,695	\$ 54,531	\$ 107,886	\$ 69,372	\$ 24,063	\$ 13,130	
Policies																								
Cut-off Grade sulf	0.24%	0.00%	0.00%	0.00%	0.28%	0.29%	0.27%	0.29%	0.27%	0.24%	0.27%	0.26%	0.23%	0.29%	0.22%	0.18%	0.25%	0.22%	0.15%	0.21%	0.18%	0.22%	0.22%	
Cut-off Grade ox	0.35%	0.60%	0.42%	0.53%	0.40%	0.30%	0.38%	0.54%	0.34%	0.15%	0.15%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	
MATERIALS																								
Total Mass (Kt)	3,451,788	70,735	123,770	141,814	96,878	198,049	234,850	232,890	233,612	217,683	148,173	235,552	236,198	222,079	231,578	189,008	214,755	153,153	98,408	68,590	40,025	36,370	27,618	
Rock In Situ (Kt)	3,357,788	70,735	123,770	141,814	96,878	198,049	234,850	232,890	233,612	207,654	137,543	235,552	236,198	222,079	231,578	189,008	214,755	153,153	98,408	68,590	26,933	3,741		
Ore to Mill (Kt)	655,002				9,480	34,667	36,484	36,487	36,490	36,493	36,496	36,482	36,495	36,486	36,492	36,468	36,483	36,494	36,121	36,498	36,396	36,370	27,618	
Ore to Mill from mine(Kt)	581,662				9,480	34,667	36,484	36,487	36,490	36,493	36,496	36,482	36,495	36,486	36,492	36,468	36,483	36,494	36,121	36,498	36,396	36,370	27,618	
Ore to Stock sulf	73,340		1	2,065	3,360	4,092	3,626	8,054	9,877	4,292	1,368	9,159	7,730	4,289	1,065	298	7,043	6,001	2	1,019				
Ore to Mill from stock (Kt)	73,340																							
Ore to Heap (Kt)	71,794	5,474	10,945	10,936	10,936	9,563	1,709	0	666	10,746	10,820													
Ore to Heap from mine (Kt)	51,135	5,474	10,945	10,936	10,936	9,563	1,709	0	666	717	189													
Ore to Stock ox	129,963	23,728	22,148	46,961	17,680	2,465	6,176	8,195	2,579			28		3										
Ore to Heap from stock (Kt)	20,660								10,029	10,631														
Rock to Waste	2,521,688	41,533	90,676	81,851	55,422	147,263	186,854	180,154	183,999	166,151	99,489	189,883	191,973	181,301	194,021	152,243	171,229	110,659	62,286	31,072	3,629			
Leyes																								
Ley de Cu Sulf	0.39%				0.34%	0.39%	0.39%	0.45%	0.43%	0.41%	0.46%	0.49%	0.44%	0.42%	0.48%	0.36%	0.40%	0.41%	0.33%	0.45%	0.34%	0.21%	0.19%	
Ley de Cu ox	0.44%	0.71%	0.51%	0.55%	0.44%	0.46%	0.40%	0.53%	0.40%	0.30%	0.29%													
Ley de Mo (ppm)	122				107	117	118	125	135	133	158	108	110	165	136	131	120	111	129	134	98	79	76	
Ley Cu stock sulf			0.26%	0.30%	0.24%	0.22%	0.21%	0.21%	0.20%	0.20%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	
Ley Cu stock ox	0.29%	0.38%	0.32%	0.32%	0.30%	0.30%	0.30%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	
Ley Cu Waste	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	
Cu Equivalente Sulfuros	0.45%				0.39%	0.44%	0.45%	0.51%	0.50%	0.47%	0.53%	0.54%	0.49%	0.49%	0.55%	0.42%	0.46%	0.46%	0.39%	0.51%	0.39%	0.24%	0.22%	
Cu Equivalente Oxidos	0.49%	0.73%	0.54%	0.60%	0.49%	0.51%	0.46%	0.55%	0.42%	0.33%	0.33%													
Medidos (Kt)	379,702				6,090	26,908	34,509	32,050	33,091	28,203	26,463	29,480	24,936	25,457	19,751	13,217	10,984	8,276	9,006	11,762	13,231	14,513	11,776	
Indicados (Kt)	275,299				3,390	7,759	1,976	4,437	3,400	8,290	10,034	7,002	11,559	11,030	16,741	23,251	25,499	28,218	27,114	24,736	23,166	21,857	15,842	

**Tabla 51 Evaluación Económica Cu Equivalente; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

Fase	Dala	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	Grand Total	
Fase 1	Ore to Heap (Kt)	5,474	3,175	1,599																				10,249	
	Ore to Mill (Kt)																								
	Rock to Waste	41,533	951	379																					42,862
Fase 2	Ore to Heap (Kt)		5,377	8,216	5,640																				19,233
	Ore to Mill (Kt)				1,496																				1,496
	Rock to Waste		38,275	8,272	98																				46,645
Fase 3	Ore to Heap (Kt)		2,392	1,050	3,839	8,003																			15,284
	Ore to Mill (Kt)				2,673	4,717																			7,390
	Rock to Waste		51,451	14,006	7,132	2,592																			75,182
Fase 4	Ore to Heap (Kt)			71	1,458	1,385																			2,914
	Ore to Mill (Kt)				5,311	29,950	18,195																		53,455
	Rock to Waste			59,194	24,892	1,318																			85,404
Fase 5	Ore to Heap (Kt)					175	1,595																		1,770
	Ore to Mill (Kt)					18,289	30,523																		48,812
	Rock to Waste					23,300	87,945	47,531	479																159,254
Fase 6	Ore to Heap (Kt)						113	0																	114
	Ore to Mill (Kt)						5,964	36,436	5,691	3,205															51,295
	Rock to Waste					55,408	88,334	65,711	4,381																213,835
Fase 7	Ore to Heap (Kt)																								71,313
	Ore to Mill (Kt)								12	22,464	31,636	17,201													
	Rock to Waste						50,989	45,000	89,082	59,420	4,256	15													248,762
Fase 8	Ore to Heap (Kt)								666	702	62														1,430
	Ore to Mill (Kt)								43	8,338	1,656	19,281	27,931	1,376											58,625
	Rock to Waste						68,964	86,841	74,555	5,360	22,573	386													258,679
Fase 9	Ore to Heap (Kt)									15	127														142
	Ore to Mill (Kt)												8,564	35,010	20,671	3,502									67,747
	Rock to Waste							3,695	32,176	89,873	87,228	39,287	5,612	4											257,875
Fase 10	Ore to Heap (Kt)																								49,529
	Ore to Mill (Kt)													41	12,162	21,270	14,557	1,498							319,646
	Rock to Waste								80,067	90,000	86,839	51,235	10,795	711											
Fase 11	Ore to Heap (Kt)																								59,999
	Ore to Mill (Kt)													59	3,660	11,695	21,925	22,660							286,890
	Rock to Waste												62,300	88,850	77,408	52,583	5,613	135							
Fase 12	Ore to Heap (Kt)																								65,187
	Ore to Mill (Kt)																0	11,825	26,743	20,910	5,708				263,165
	Rock to Waste														65,374	88,865	82,224	25,426	1,027	248					
Fase 13	Ore to Heap (Kt)																								46,812
	Ore to Mill (Kt)																	511	9,377	15,588	17,595	3,741			263,490
	Rock to Waste																82,680	85,098	61,259	30,824	3,629				
Stock sulfuros	Ore to Heap (Kt)																								73,340
	Ore to Mill (Kt)																					13,093	32,629	27,618	
	Rock to Waste																								
Stock oxidados	Ore to Heap (Kt)																								20,660
	Ore to Mill (Kt)																								
	Rock to Waste										10,029	10,631													
Totals	Ore to Heap (Kt)																								71,794
	Ore to Mill (Kt)																								655,002
	Rock to Waste																								2,521,688

**Tabla 52 Plan minero Cu Equivalente; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

Period Name	Totals	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	
Duration	21.6	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	0.6	
Gasto Mina KUSS	\$ (3,783,017)	\$ (59,903)	\$ (112,976)	\$ (191,228)	\$ (125,122)	\$ (110,269)	\$ (244,511)	\$ (247,966)	\$ (262,725)	\$ (133,101)	\$ (258,255)	\$ (178,187)	\$ (235,246)	\$ (200,985)	\$ (246,280)	\$ (216,912)	\$ (273,233)	\$ (266,524)	\$ (210,163)	\$ (124,292)	\$ (68,419)	\$ (16,721)		
Gasto remanejo Oxidos KUSS	\$ (2,102)									\$ (2,102)														
Gasto remanejo Sulfuros KUSS	\$ (21,870)				\$ (429)				\$ (2,147)	\$ (215)					\$ (525)	\$ (4,585)						\$ (7,703)	\$ (6,267)	
Gasto Planta Heap KUSS	\$ (394,337)	\$ (35,728)	\$ (72,023)	\$ (72,172)	\$ (72,385)	\$ (52,801)	\$ (10,585)	\$ (825)	\$ (0)	\$ (70,997)	\$ (6,821)													
Gasto Planta Concentradora KUSS	\$ (4,160,246)				\$ (111,050)	\$ (208,729)	\$ (228,597)	\$ (231,174)	\$ (219,055)	\$ (235,466)	\$ (229,335)	\$ (237,287)	\$ (229,311)	\$ (234,744)	\$ (238,504)	\$ (219,898)	\$ (235,841)	\$ (234,076)	\$ (233,742)	\$ (241,707)	\$ (239,230)	\$ (225,176)	\$ (127,323)	
Gasto Venta Oxi Cu KUSS	\$ (265,922)	\$ (30,657)	\$ (54,532)	\$ (55,382)	\$ (56,388)	\$ (36,809)	\$ (5,894)	\$ (277)	\$ (0)	\$ (22,489)	\$ (3,493)													
Gasto Venta Sulf Cu KUSS	\$ (1,609,892)				\$ (34,086)	\$ (78,890)	\$ (87,143)	\$ (98,417)	\$ (57,589)	\$ (118,076)	\$ (94,452)	\$ (118,656)	\$ (87,443)	\$ (106,425)	\$ (122,556)	\$ (69,930)	\$ (84,460)	\$ (76,815)	\$ (95,833)	\$ (94,704)	\$ (104,728)	\$ (54,995)	\$ (24,693)	
Gasto Venta Sulf Mo KUSS	\$ (5,257)				\$ (121)	\$ (245)	\$ (284)	\$ (289)	\$ (242)	\$ (333)	\$ (398)	\$ (314)	\$ (277)	\$ (299)	\$ (404)	\$ (223)	\$ (343)	\$ (255)	\$ (253)	\$ (338)	\$ (319)	\$ (211)	\$ (106)	
Ingreso por Oxidos Cu KUSS	\$ 1,131,335	\$ 131,149	\$ 230,444	\$ 234,022	\$ 237,157	\$ 156,464	\$ 25,504	\$ 1,175	\$ 0	\$ 100,727	\$ 14,692													
Ingreso por sulfuros Cu KUSS	\$ 12,074,302				\$ 255,646	\$ 591,684	\$ 653,577	\$ 738,134	\$ 431,925	\$ 885,576	\$ 708,398	\$ 889,931	\$ 655,830	\$ 798,198	\$ 919,175	\$ 524,480	\$ 633,453	\$ 576,119	\$ 718,754	\$ 710,288	\$ 785,469	\$ 412,466	\$ 185,201	
Ingreso por sulfuros Mo KUSS	\$ 1,456,205				\$ 33,617	\$ 67,864	\$ 78,644	\$ 80,050	\$ 67,152	\$ 92,361	\$ 110,360	\$ 86,868	\$ 76,794	\$ 82,882	\$ 111,965	\$ 61,893	\$ 95,053	\$ 70,629	\$ 70,193	\$ 93,623	\$ 88,297	\$ 58,526	\$ 29,414	
Cash Flow	\$ 4,419,198	\$ 4,861	\$ (9,087)	\$ (84,759)	\$ 126,838	\$ 328,270	\$ 180,712	\$ 238,264	\$ (40,750)	\$ 496,099	\$ 240,895	\$ 442,354	\$ 180,346	\$ 338,102	\$ 423,416	\$ 74,824	\$ 134,629	\$ 69,079	\$ 248,955	\$ 342,869	\$ 461,070	\$ 166,185	\$ 56,226	
Discounted Cash Flow	\$ 1,870,572	\$ 4,861	\$ (8,414)	\$ (72,867)	\$ 100,688	\$ 241,288	\$ 122,989	\$ 150,147	\$ (23,777)	\$ 268,027	\$ 120,407	\$ 204,896	\$ 77,347	\$ 134,265	\$ 155,889	\$ 25,475	\$ 42,441	\$ 20,163	\$ 67,285	\$ 85,803	\$ 106,835	\$ 35,655	\$ 11,170	
Policies																								
Cut-off Grade sulf	11.96	0.00	0.00	0.00	8.00	14.72	13.63	8.00	8.00	15.41	15.69	11.63	15.63	8.00	11.81	8.00	11.31	9.94	12.09	17.19	14.47	10.00	12.00	
Cut-off Grade ox	21.12	30.47	24.63	26.59	24.75	16.00	20.00	20.00	28.00	8.00	18.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
<b>MATERIALS</b>																								
Total Mass (Kt)	3,441,053	61,385	115,547	185,527	121,649	100,820	235,061	240,575	237,831	131,912	231,635	149,164	205,662	184,748	211,778	199,072	237,036	227,252	167,024	92,999	46,936	36,551	20,890	
Rock In Situ (Kt)	3,357,642	61,385	115,547	185,527	120,217	100,820	235,061	233,419	237,115	121,402	231,635	149,164	205,662	182,999	211,778	183,790	237,036	227,252	167,024	92,999	46,936	10,874		
Ore to Mill (Kt)	654,855				18,060	32,843	36,483	36,408	36,263	36,477	36,493	36,488	36,486	36,446	36,497	36,272	36,497	36,475	36,464	36,441	36,489	36,384	20,890	
Ore to Mill from mine (Kt)	581,954				16,629	32,843	36,483	29,252	35,547	36,477	36,493	36,488	36,486	34,697	36,497	20,990	36,497	36,475	36,464	36,441	36,489	10,707		
Ore to Stock sulf	72,901		8	4,294		2,873	2,852		4,942	2,293	2,443	26,983					2,441	1,847	7,448	13,329	856			
Ore to Mill from stock (Kt)	72,901				1,431			7,156	716							1,749	15,282					25,677	20,890	
Ore to Heap (Kt)	59,904	5,456	10,933	10,930	10,920	8,003	1,608	128	0	10,889	1,038													
Ore to Heap from mine (Kt)	49,394	5,456	10,933	10,930	10,920	8,003	1,608	128	0	379	1,038													
Ore to Stock ox	131,686	17,602	14,918	60,977	18,901	2,541	4,506	2,593	7,443		1,928	226	48		3									
Ore to Heap from stock (Kt)	10,510									10,510														
Rock to Waste	2,521,706	38,328	89,688	109,326	73,768	54,561	189,612	201,446	194,126	79,603	189,883	110,006	142,144	148,301	174,986	162,800	198,098	188,930	123,112	43,229	9,591	167		
<b>Leyes</b>																								
Ley de Cu Sulf	0.39%				0.32%	0.39%	0.39%	0.43%	0.26%	0.51%	0.42%	0.51%	0.39%	0.47%	0.53%	0.31%	0.37%	0.34%	0.42%	0.41%	0.45%	0.25%	0.20%	
Ley de Cu ox	0.48%	0.70%	0.54%	0.54%	0.50%	0.46%	0.40%	0.39%	0.54%	0.29%	0.43%													
Ley de Mo (ppm)	122	-	-	-	107	118	119	118	105	141	162	119	117	123	168	94	138	108	106	146	128	89	80	
Ley Cu stock sulf	0.29%		0.27%	0.29%	0.29%	0.24%	0.23%	0.23%	0.23%	0.21%	0.20%	0.20%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.20%	0.20%	0.20%	
Ley Cu stock ox	0.29%	0.36%	0.33%	0.30%	0.30%	0.30%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	0.29%	
Ley Cu Waste	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	
Beneficio insitu sulfuro	23.80				19.28	23.54	23.42	25.68	16.48	30.68	26.01	29.97	23.41	27.63	32.27	16.75	22.90	20.46	24.61	25.28	27.10	15.13	12.30	
Beneficio insitu oxidos	27.74	37.89	29.99	30.74	29.39	27.08	24.33	21.52	29.54	17.18	23.80													
Medidos (Kt)	379,654				11,259	26,662	34,377	34,447	22,598	34,918	26,097	25,850	29,701	24,152	28,100	12,474	11,043	10,408	8,081	11,586	12,880	9,209	5,810	
Indicados (Kt)	275,202				6,801	6,181	2,106	1,960	13,664	1,559	10,395	10,639	6,784	12,294	8,397	23,798	25,453	26,067	28,383	24,855	23,609	27,175	15,080	

Tabla 53 Evaluación Económica Beneficio In Situ; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

Fase	Data	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	Grand Total	
Fase 1	Ore to Heap (Kt)	5,456	8,194																					13,649	
	Ore to Mill (Kt)																								
	Rock to Waste (Kt)	38,328	4,534																						42,862
Fase 2	Ore to Heap (Kt)		1,774	7,150	9,105	476																			18,505
	Ore to Mill (Kt)				2,110	239																			2,349
	Rock to Waste (Kt)	29,623	16,524	498	17																				46,663
Fase 3	Ore to Heap (Kt)		965	3,645	1,546	6,558																			12,714
	Ore to Mill (Kt)				1,156	4,046																			5,203
	Rock to Waste (Kt)	39,919	31,976	1,830	1,456																				75,182
Fase 4	Ore to Heap (Kt)			135	269	748																			1,152
	Ore to Mill (Kt)				13,363	28,558	15,551																		57,471
	Rock to Waste (Kt)	15,612	59,161	9,943	688																				85,404
Fase 5	Ore to Heap (Kt)					221	1,608																		1,829
	Ore to Mill (Kt)						20,932	29,231																	50,163
	Rock to Waste (Kt)			1,664	61,496	52,400	43,471	223																	159,254
Fase 6	Ore to Heap (Kt)							128	0																128
	Ore to Mill (Kt)							20	31,099	32,650	54														63,824
	Rock to Waste (Kt)						85,153	87,259	40,487	936															213,835
Fase 7	Ore to Heap (Kt)																								
	Ore to Mill (Kt)								4,448	3,827	34,739	28,451													71,466
	Rock to Waste (Kt)						60,989	80,000	84,044	8,162	15,230	339													248,762
Fase 8	Ore to Heap (Kt)									238	1,038														1,275
	Ore to Mill (Kt)										1,699	7,931	20,227	25,571	688										56,117
	Rock to Waste (Kt)							33,964	69,595	4,762	84,654	40,254	25,265	185											258,679
Fase 9	Ore to Heap (Kt)									142															142
	Ore to Mill (Kt)											106	16,258	9,126	35,405	3,502									64,398
	Rock to Waste (Kt)									65,744	90,000	69,380	31,845	817	89										257,875
Fase 10	Ore to Heap (Kt)																								
	Ore to Mill (Kt)														320	13,599	31,625	4,852							50,396
	Rock to Waste (Kt)											33	85,033	90,000	85,531	48,939	10,108	1							319,646
Fase 11	Ore to Heap (Kt)																								
	Ore to Mill (Kt)														83	3,888	4,872	31,623	22,660						63,126
	Rock to Waste (Kt)														1	57,300	89,366	78,487	49,577	12,024	135				286,890
Fase 12	Ore to Heap (Kt)																								
	Ore to Mill (Kt)																								
	Rock to Waste (Kt)															35,374	89,964	89,255	46,848	1,481	243				263,165
Fase 13	Ore to Heap (Kt)																								
	Ore to Mill (Kt)																								
	Rock to Waste (Kt)																48,449	87,649	76,129	41,748	9,348	167			263,490
Stock sulfuros	Ore to Heap (Kt)																								
	Ore to Mill (Kt)				1,431			7,156	716				1,749	15,282									25,677	20,890	72,901
	Rock to Waste (Kt)																								
Stock oxidados	Ore to Heap (Kt)									10,510															10,510
	Ore to Mill (Kt)																								
	Rock to Waste (Kt)																								
Totals	Ore to Heap (Kt)																								59,904
	Ore to Mill (Kt)																								654,855
	Rock to Waste (Kt)																								2,521,706

**Tabla 54 Plan minero Beneficio In Situ; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

Period Name	Totals	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	
Duration	22.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	0.0	
Gasto Mina KUSS	\$ (3,783,252)	\$(65,180)	\$(83,236)	\$(54,983)	\$(231,597)	\$(250,685)	\$(248,940)	\$(252,993)	\$(258,189)	\$(250,378)	\$(266,827)	\$(259,741)	\$(240,735)	\$(270,083)	\$(268,768)	\$(276,126)	\$(228,855)	\$(132,245)	\$(95,323)	\$(42,499)	\$(5,868)				
Gasto remanejo Oxidos KUSS	\$ (10,192)						\$(1,893)	\$(2,160)	\$(2,179)	\$(1,832)	\$(2,128)														
Gasto remanejo Sulfuros KUSS	\$ (37,996)				\$(315)									\$(2,457)							\$(3,470)	\$(9,777)	\$(10,915)	\$(10,914)	\$(148)
Gasto Planta Heap KUSS	\$ (685,256)	\$(35,878)	\$(72,419)	\$(72,417)	\$(72,446)	\$(72,574)	\$(72,325)	\$(71,991)	\$(72,004)	\$(71,683)	\$(71,520)														
Gasto Planta Concentradora KUSS	\$ (4,157,608)				\$(18,977)	\$(195,552)	\$(233,166)	\$(232,069)	\$(233,866)	\$(231,004)	\$(238,867)	\$(231,532)	\$(232,523)	\$(227,603)	\$(233,206)	\$(234,396)	\$(239,315)	\$(238,450)	\$(242,717)	\$(230,029)	\$(221,359)	\$(220,005)	\$(219,996)	\$(2,976)	
Gasto Venta Oxi Cu KUSS	\$ (411,787)	\$(33,606)	\$(55,919)	\$(59,501)	\$(50,381)	\$(57,257)	\$(32,392)	\$(30,760)	\$(30,865)	\$(30,138)	\$(30,968)														
Gasto Venta Sulf Cu KUSS	\$ (1,610,276)				\$(6,685)	\$(74,774)	\$(93,810)	\$(105,033)	\$(110,781)	\$(104,294)	\$(122,079)	\$(84,986)	\$(110,641)	\$(81,347)	\$(116,062)	\$(78,544)	\$(111,572)	\$(78,521)	\$(107,780)	\$(82,384)	\$(49,464)	\$(45,452)	\$(45,450)	\$(615)	
Gasto Venta Sulf Mo KUSS	\$ (5,258)				\$(28)	\$(227)	\$(279)	\$(312)	\$(342)	\$(402)	\$(309)	\$(256)	\$(323)	\$(320)	\$(341)	\$(325)	\$(297)	\$(312)	\$(321)	\$(253)	\$(207)	\$(201)	\$(201)	\$(3)	
Ingreso por Oxidos Cu KUSS	\$ 1,733,821	\$141,680	\$234,983	\$247,978	\$210,226	\$238,847	\$137,521	\$131,083	\$131,547	\$128,059	\$131,895														
Ingreso por sulfuros Cu KUSS	\$ 12,077,179				\$50,139	\$560,811	\$703,585	\$787,758	\$830,868	\$782,214	\$915,603	\$637,401	\$829,816	\$610,108	\$870,470	\$589,085	\$836,801	\$588,913	\$808,355	\$617,884	\$370,987	\$340,892	\$340,878	\$4,611	
Ingreso por sulfuros Mo KUSS	\$ 1,456,488				\$7,796	\$62,996	\$77,214	\$86,355	\$94,780	\$111,221	\$85,669	\$70,896	\$89,404	\$88,610	\$94,459	\$90,154	\$82,263	\$86,484	\$88,863	\$69,988	\$57,247	\$55,670	\$55,667	\$753	
Cash Flow	\$ 4,565,864	\$ 7,017	\$ 23,409	\$ 61,077	\$(112,268)	\$ 211,585	\$ 235,514	\$ 309,878	\$ 348,969	\$ 331,765	\$ 400,469	\$ 131,782	\$ 334,998	\$ 116,908	\$ 346,553	\$ 89,848	\$ 339,024	\$ 225,868	\$ 451,077	\$ 329,237	\$ 141,558	\$ 119,989	\$ 119,985	\$ 1,623	
Discounted Cash Flow	\$ 1,955,156	\$ 7,017	\$ 21,675	\$ 52,363	\$(89,122)	\$ 155,521	\$ 160,287	\$ 195,276	\$ 203,620	\$ 179,242	\$ 200,334	\$ 61,041	\$ 143,675	\$ 46,426	\$ 127,427	\$ 30,590	\$ 106,875	\$ 65,929	\$ 121,912	\$ 82,391	\$ 32,801	\$ 25,744	\$ 23,836	\$ 299	
<b>Policies</b>																									
Cut-off Grade sulf	11.74	0.00	0.00	0.00	6.00	14.91	14.47	14.81	15.03	14.75	13.88	11.59	12.88	6.00	10.13	10.72	14.72	10.75	9.69	8.00	10.00	10.00	10.00	10.00	10.00
Cut-off Grade ox	11.36	20.25	16.56	18.16	14.28	14.75	6.00	6.00	6.00	6.00	10.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
<b>MATERIALS</b>																									
Total Mass (Kt)	3,535,402	66,527	83,242	52,880	232,144	237,002	244,817	238,410	246,903	236,578	241,942	234,099	213,934	240,679	223,302	236,344	184,472	103,751	68,716	40,075	36,331	36,382	36,381	492	
Rock In Situ (Kt)	3,357,788	66,527	83,242	52,880	231,094	237,002	235,352	227,610	236,005	227,417	231,304	234,099	213,934	232,487	223,302	236,344	184,472	103,751	68,716	28,508	3,741	36,382	36,381	492	
Ore to Mill (Kt)	654,280				3,281	30,963	36,490	36,432	36,498	36,472	36,499	36,470	36,470	36,284	36,461	36,461	36,484	36,486	36,497	36,446	36,331	36,382	36,381	492	
Ore to Mill from mine (Kt)	527,626				2,231	30,963	36,490	36,432	36,498	36,472	36,499	36,470	36,470	28,092	36,461	36,461	36,484	36,486	36,497	24,879	3,741				
Ore to Stock sulf	126,654		8	1,042		15,501	7,290	15,565	16,822	3,089	7,776	18,901	3,715												
Ore to Mill from stock (Kt)	126,654				1,050									8,191											
Ore to Heap (Kt)	103,658	5,447	10,940	10,938	10,909	10,946	10,950	10,913	10,904	10,881	10,830								11,567	32,590	36,382	36,381	492		
Ore to Heap from mine (Kt)	52,698	5,447	10,940	10,938	10,909	10,946	1,486	113	7	1,721	192														
Ore to Stock ox	71,759	15,603	18,555	17,584	10,798	9,219																			
Ore to Heap from stock (Kt)	50,960					9,464	10,800	10,897	9,161	10,638															
Rock to Waste	2,579,052	45,476	53,739	23,316	207,156	170,373	190,087	175,500	182,678	186,135	186,837	178,728	173,749	204,395	183,514	191,564	128,264	62,783	31,127	3,629					
<b>Leyes</b>																									
Ley de Cu Sulf	0.39%				0.35%	0.39%	0.41%	0.46%	0.49%	0.46%	0.53%	0.37%	0.49%	0.36%	0.50%	0.35%	0.48%	0.34%	0.46%	0.36%	0.22%	0.21%	0.21%	0.21%	
Ley de Cu ox	0.43%	0.66%	0.51%	0.51%	0.45%	0.49%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	
Ley de Mo (ppm)	122	-	-	-	135	115	118	128	146	163	117	108	133	139	137	133	122	138	130	101	88	87	87	87	
Ley Cu stock sulf			0.27%	0.34%	0.23%	0.23%	0.22%	0.22%	0.22%	0.22%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	0.21%	
Ley Cu stock ox	0.35%	0.43%	0.38%	0.36%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	0.35%	
Ley Cu Waste	0.00%	0.03%	0.03%	0.03%	0.02%	0.02%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	
Beneficio Neto Sulfuro	20.68				17.66	20.15	21.40	23.99	25.36	24.50	27.43	19.42	25.20	19.26	26.46	18.63	25.19	18.51	24.58	18.87	11.79	10.90	10.90	10.90	
Beneficio Neto Oxidos	16.44	25.53	21.15	22.51	19.11	21.64	12.24	11.66	11.71	11.46	11.83														
Medidos (Kt)	379,415				2,649	22,876	34,949	33,023	34,648	28,463	26,829	29,588	25,038	22,447	18,958	9,676	11,757	9,654	12,203	13,109	13,824	14,762	14,762	200	
Indicados (Kt)	274,865				631	8,086	1,542	3,410	1,851	8,009	9,670	6,883	11,432	13,836	17,503	26,785	24,727	26,832	24,293	23,337	22,507	21,620	21,619	292	

**Tabla 55 Evaluación Económica Beneficio Neto; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

Fase	Data	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	Grand Total	
Fase 1	Ore to Heap (Kt)	5,447	6,703																						12,150	
	Ore to Mill (Kt)																									
	Rock to Waste (Kt)	45,476	2,808																							48,285
Fase 2	Ore to Heap (Kt)		4,236	10,928	5,858																					21,023
	Ore to Mill (Kt)				1,567																					1,567
	Rock to Waste (Kt)		49,166	7,014	527																					56,707
Fase 3	Ore to Heap (Kt)			10	4,596	9,894																				14,500
	Ore to Mill (Kt)				664	6,142																				6,806
	Rock to Waste (Kt)		366	16,302	52,793	11,890																				81,351
Fase 4	Ore to Heap (Kt)				454	901	22																			1,378
	Ore to Mill (Kt)					24,063	22,136																			46,199
	Rock to Waste (Kt)		1,399		75,569	26,637																				103,605
Fase 5	Ore to Heap (Kt)					152	1,117																			1,269
	Ore to Mill (Kt)					758	14,354	29,647																		44,759
	Rock to Waste (Kt)				78,267	66,301	19,444	496																		164,507
Fase 6	Ore to Heap (Kt)						346	113																		459
	Ore to Mill (Kt)							6,777	29,888	4,895																41,560
	Rock to Waste (Kt)					65,545	89,654	66,160	2,183																	223,542
Fase 7	Ore to Heap (Kt)							8	6,610	31,485	28,269															66,373
	Ore to Mill (Kt)									1,710	192															1,902
	Rock to Waste (Kt)					80,989	89,881	64,616	13,124	339																248,949
Fase 8	Ore to Heap (Kt)									1,710	192															1,902
	Ore to Mill (Kt)									92	8,230	25,265	21,233													54,820
	Rock to Waste (Kt)						18,964	65,000	83,021	73,254	20,431	54														260,724
Fase 9	Ore to Heap (Kt)						7	11																		17
	Ore to Mill (Kt)										11,206	15,237	21,871	17,084												65,398
	Rock to Waste (Kt)						50,879	89,989	88,178	25,997	2,871	89														258,002
Fase 10	Ore to Heap (Kt)																									48,886
	Ore to Mill (Kt)													3,325	15,174	23,331	7,057									319,667
	Rock to Waste (Kt)										25,067	90,000	84,698	81,039	32,215	6,647	1									
Fase 11	Ore to Heap (Kt)																									52,382
	Ore to Mill (Kt)													2,896	4,203	13,130	27,475		2,366	2,311						286,954
	Rock to Waste (Kt)										42,300	86,126	82,893	61,402	13,935	297										
Fase 12	Ore to Heap (Kt)																									54,220
	Ore to Mill (Kt)																1,600	28,984	18,664	4,972						263,165
	Rock to Waste (Kt)											40,374	89,897	88,302	42,868	1,478	246									
Fase 13	Ore to Heap (Kt)																									44,656
	Ore to Mill (Kt)																352	7,502	15,466	17,595	3,741					263,592
	Rock to Waste (Kt)																82,680	85,098	61,304	30,882	3,629					
Stock sulfuros	Ore to Heap (Kt)																									126,654
	Ore to Mill (Kt)				1,050									8,191												
	Rock to Waste (Kt)																									
Stock oxidados	Ore to Heap (Kt)						9,464	10,800	10,897	9,161	10,638															50,960
	Ore to Mill (Kt)																									
	Rock to Waste (Kt)																									
Totals	Ore to Heap (Kt)																									103,658
	Ore to Mill (Kt)																									654,280
	Rock to Waste (Kt)																									2,579,052

**Tabla 56 Plan minero Beneficio Neto; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

Period Name	Totals	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	
Duration	21.5	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	0.5
Gasto Mina KUSS	\$ (3,783,017)	\$ (67,497)	\$ (159,807)	\$ (128,427)	\$ (124,959)	\$ (171,674)	\$ (238,933)	\$ (245,095)	\$ (257,820)	\$ (218,398)	\$ (251,598)	\$ (248,672)	\$ (255,411)	\$ (256,827)	\$ (147,118)	\$ (240,502)	\$ (175,816)	\$ (227,608)	\$ (163,367)	\$ (118,181)	\$ (59,475)	\$ (23,192)	\$ (2,642)	
Gasto remanejo Oxidos KUSS	\$ (9,711)	\$	\$	\$	\$	\$ (545)	\$ (1,929)	\$ (2,137)	\$ (2,149)	\$ (2,019)	\$ (932)	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	
Gasto remanejo Sulfuros KUSS	\$ (16,728)	\$	\$	\$	\$	\$	\$ (74)	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$ (4)	\$ (890)	\$	\$	\$	\$ (4,009)	\$ (6,721)	\$ (5,030)	\$	
Gasto Planta Heap KUSS	\$ (641,932)	\$ (35,857)	\$ (72,031)	\$ (72,361)	\$ (72,533)	\$ (72,401)	\$ (71,109)	\$ (71,060)	\$ (71,400)	\$ (71,686)	\$ (31,495)	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	
Gasto Planta Concentradora KUSS	\$ (4,080,946)	\$	\$	\$	\$ (78,168)	\$ (172,865)	\$ (232,598)	\$ (232,956)	\$ (223,385)	\$ (233,367)	\$ (232,894)	\$ (239,616)	\$ (233,110)	\$ (223,400)	\$ (235,296)	\$ (230,178)	\$ (236,003)	\$ (235,445)	\$ (226,955)	\$ (244,636)	\$ (231,778)	\$ (224,850)	\$ (113,447)	
Gasto Venta Oxi Cu KUSS	\$ (417,633)	\$ (33,990)	\$ (58,013)	\$ (54,944)	\$ (56,525)	\$ (49,629)	\$ (37,671)	\$ (36,615)	\$ (36,785)	\$ (37,111)	\$ (16,351)	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	
Gasto Venta Sulf Cu KUSS	\$ (1,598,319)	\$	\$	\$	\$ (24,188)	\$ (64,471)	\$ (92,663)	\$ (104,065)	\$ (69,185)	\$ (120,577)	\$ (101,593)	\$ (119,761)	\$ (101,404)	\$ (87,389)	\$ (124,790)	\$ (70,366)	\$ (81,955)	\$ (103,554)	\$ (64,239)	\$ (92,799)	\$ (90,021)	\$ (60,439)	\$ (24,858)	
Gasto Venta Sulf Mo KUSS	\$ (5,215)	\$	\$	\$	\$ (86)	\$ (209)	\$ (273)	\$ (311)	\$ (284)	\$ (353)	\$ (375)	\$ (291)	\$ (269)	\$ (351)	\$ (346)	\$ (272)	\$ (281)	\$ (281)	\$ (281)	\$ (317)	\$ (255)	\$ (227)	\$ (103)	
Ingreso por Oxidos Cu KUSS	\$ 1,758,188	\$ 143,306	\$ 243,566	\$ 229,208	\$ 235,617	\$ 208,325	\$ 159,646	\$ 155,505	\$ 156,227	\$ 157,380	\$ 69,406	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	
Ingreso por sulfuros Cu KUSS	\$ 11,987,500	\$	\$	\$	\$ 181,412	\$ 483,540	\$ 694,982	\$ 780,491	\$ 518,893	\$ 904,334	\$ 761,957	\$ 898,216	\$ 760,537	\$ 655,427	\$ 935,934	\$ 527,747	\$ 614,668	\$ 776,663	\$ 481,799	\$ 695,996	\$ 675,167	\$ 453,300	\$ 186,438	
Ingreso por sulfuros Mo KUSS	\$ 1,444,654	\$	\$	\$	\$ 23,732	\$ 57,996	\$ 75,755	\$ 86,188	\$ 78,539	\$ 97,916	\$ 103,897	\$ 80,475	\$ 74,646	\$ 97,215	\$ 95,849	\$ 90,877	\$ 78,570	\$ 75,298	\$ 77,871	\$ 87,672	\$ 70,563	\$ 63,011	\$ 28,581	
Cash Flow	\$ 4,636,840	\$ 5,962	\$ (46,284)	\$ (26,523)	\$ 84,304	\$ 218,068	\$ 255,208	\$ 329,872	\$ 92,652	\$ 476,119	\$ 300,022	\$ 370,352	\$ 244,989	\$ 184,675	\$ 524,233	\$ 77,245	\$ 199,181	\$ 284,192	\$ 104,827	\$ 327,736	\$ 360,191	\$ 200,882	\$ 68,938	
Discounted Cash Flow	\$ 1,975,877	\$ 5,962	\$ (42,856)	\$ (22,739)	\$ 66,923	\$ 160,286	\$ 173,690	\$ 207,875	\$ 54,062	\$ 257,232	\$ 150,086	\$ 171,544	\$ 105,071	\$ 73,337	\$ 192,760	\$ 26,299	\$ 62,790	\$ 82,953	\$ 28,331	\$ 82,016	\$ 83,461	\$ 43,099	\$ 13,695	
Policies																								
Cut-off Grade sulf	1.78	0.00	0.00	0.00	0.91	3.91	4.66	0.00	2.03	5.13	6.41	3.97	1.63	1.63	0.03	0.00	0.06	0.00	0.34	1.09	0.00	0.00	2.00	
Cut-off Grade ox	2.27	8.00	5.63	4.53	5.19	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	2.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
MATERIALS																								
Total Mass (Kt)	3,461,958	68,766	160,324	125,665	120,248	164,465	238,777	236,972	243,432	210,801	224,415	217,609	231,700	217,898	117,467	202,377	148,455	196,153	134,821	89,603	55,658	37,920	18,430	
Rock In Situ (Kt)	3,357,642	68,766	160,324	125,665	120,248	161,743	229,134	226,041	232,686	200,705	219,753	217,609	231,700	217,898	117,467	202,363	148,455	193,188	134,821	89,603	42,294	15,518	1,662	
Ore to Mill (Kt)	642,066				12,768	27,721	36,444	36,484	36,418	36,469	36,476	36,499	36,476	36,499	36,499	36,496	36,484	36,490	36,379	36,481	36,490	36,258	36,351	18,430
Ore to Mill from mine (Kt)	586,306				12,768	27,721	36,444	36,239	36,418	36,469	36,476	36,499	36,429	36,499	36,496	36,469	36,490	33,414	36,481	36,490	22,893	13,949	1,662	
Ore to Stock sulf	55,760			235	1,507	715	4,492	5,151		8,843	3,538	10,229	12,878	3,980	1,835	15	135		1,170	1,036				
Ore to Mill from stock (Kt)	55,760							245								15	2,965				13,365	22,402	16,768	
Ore to Heap (Kt)	96,915	5,448	10,892	10,912	10,925	10,929	10,729	10,726	10,778	10,823	4,754													
Ore to Heap from mine (Kt)	48,358	5,448	10,892	10,912	10,925	8,206	1,085	40	72	726														
Ore to Stock ox	48,557	12,760	18,243	10,128	7,425																			
Ore to Heap from stock (Kt)	48,557					2,723	9,643	10,686	10,746	10,097	4,662													
Rock to Waste	2,618,661	50,558	130,954	103,119	88,414	121,323	186,453	189,762	187,393	159,972	172,956	168,232	191,291	179,564	80,956	165,894	111,831	159,774	97,169	52,076	19,401	1,569		
Leyes																								
Ley de Cu Sulf	0.40%				0.32%	0.38%	0.41%	0.45%	0.31%	0.53%	0.44%	0.51%	0.44%	0.40%	0.54%	0.31%	0.36%	0.45%	0.29%	0.40%	0.39%	0.27%	0.22%	
Ley de Cu ox	0.45%	0.67%	0.53%	0.48%	0.48%	0.45%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	
Ley de Mo (ppm)	123	-	-	-	106	118	116	126	123	147	151	112	110	152	140	137	117	111	124	135	100	94	87	
Ley Cu stock sulf	-0.59%	0.23%	0.26%	0.24%	0.21%	0.22%	0.22%	0.20%	0.20%	0.21%	0.21%	0.21%	0.20%	0.20%	0.20%	0.20%	0.20%	0.20%	0.20%	0.20%	0.20%	0.20%	0.59%	
Ley Cu stock ox	0.78%	0.47%	0.41%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.39%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	0.78%	
Ley Cu Waste	0.01%	0.05%	0.05%	0.04%	0.04%	0.03%	0.02%	0.02%	0.02%	0.01%	0.02%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	
Beneficio corregido Sulfuros	10.76				6.94	9.82	11.03	13.28	7.16	16.49	13.27	15.64	12.40	10.79	17.02	7.34	8.85	12.63	6.01	10.82	10.33	5.03	2.91	
Beneficio corregido Oxidos	5.84	11.99	9.06	8.09	8.48	6.51	3.34	3.05	3.04	3.09	3.12													
Medidos (Kt)	376,068				8,297	20,288	34,822	34,658	25,549	33,544	27,039	29,588	24,920	23,553	24,605	10,654	9,266	10,882	7,510	11,673	15,350	14,639	9,231	
Indicados (Kt)	265,998				4,471	7,433	1,623	1,826	10,869	2,925	6,911	11,509	12,946	11,891	25,829	27,224	25,497	28,971	24,817	20,908	21,711	9,199		

**Tabla 57 Evaluación Económica Beneficio Neto Corregido; Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

Phase Name	Data	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	Grand Total	
Fase 1	Ore to Heap (Kt)	5,448	5,209																					10,657	
	Ore to Mill (Kt)																								52,861
	Rock to Waste (Kt)	50,558	2,303																						
Fase 2	Ore to Heap (Kt)		3,852	8,700	8,054																				20,605
	Ore to Mill (Kt)				2,236																				2,236
	Rock to Waste (Kt)		57,544	9,244	1,197																				67,986
Fase 3	Ore to Heap (Kt)		1,831	1,798	2,786	7,106																			13,520
	Ore to Mill (Kt)				3,385	4,337																			7,721
	Rock to Waste (Kt)		68,308	7,875	6,728	2,345																			85,256
Fase 4	Ore to Heap (Kt)			414	85	673	61																		1,233
	Ore to Mill (Kt)				7,148	21,374	25,089																		53,610
	Rock to Waste (Kt)		2,797	84,336	18,830	2,517	25																		108,506
Fase 5	Ore to Heap (Kt)				427	993	14																		1,434
	Ore to Mill (Kt)				2,010	11,356	35,635																		49,000
	Rock to Waste (Kt)		1,664	61,658	85,916	15,471	1,484																		166,194
Fase 6	Ore to Heap (Kt)					32	26																		58
	Ore to Mill (Kt)						603	30,245	25,127																55,975
	Rock to Waste (Kt)					30,545	89,968	74,315	30,352	882															226,061
Fase 7	Ore to Heap (Kt)							1	6,173	11,146	31,007	19,965													68,291
	Ore to Mill (Kt)							80,989	79,999	69,783	11,623	6,588	42												249,025
	Rock to Waste (Kt)							32	726	92															850
Fase 8	Ore to Heap (Kt)									196	5,469	16,477	27,725	1,376											51,244
	Ore to Mill (Kt)																								263,562
	Rock to Waste (Kt)							33,964	79,968	58,871	66,302	23,755	702												
Fase 9	Ore to Heap (Kt)																								70,656
	Ore to Mill (Kt)										57	8,704	32,967	28,666	262										259,422
	Rock to Waste (Kt)							7,290	88,595	90,000	54,434	13,460	5,628	15											
Fase 10	Ore to Heap (Kt)																								50,015
	Ore to Mill (Kt)												1,550	4,284	24,714	13,092	6,376								319,879
	Rock to Waste (Kt)										10,067	90,000	89,957	84,684	19,221	24,544	1,405								
Fase 11	Ore to Heap (Kt)																								63,659
	Ore to Mill (Kt)												607	3,546	11,493	23,398	24,515								290,385
	Rock to Waste (Kt)												87,172	89,252	55,685	52,011	6,110	155							
Fase 12	Ore to Heap (Kt)																								68,191
	Ore to Mill (Kt)																	2,523	34,320	24,857	6,490				265,159
	Rock to Waste (Kt)																	6,035	89,339	85,866	72,493	11,173	252		
Fase 13	Ore to Heap (Kt)																								45,808
	Ore to Mill (Kt)																								264,364
	Rock to Waste (Kt)																								
Stock sulfuros	Ore to Heap (Kt)																								55,760
	Ore to Mill (Kt)							245																	
	Rock to Waste (Kt)																								
Stock oxidados	Ore to Heap (Kt)					2,723	9,643	10,686	10,746	10,097	4,662														48,657
	Ore to Mill (Kt)																								
	Rock to Waste (Kt)																								
Totals	Ore to Heap (Kt)																								96,915
	Ore to Mill (Kt)																								642,066
	Rock to Waste (Kt)																								2,618,661

**Tabla 58 Plan minero Beneficio Neto Corregido; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**



Period Name	Totals	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035
Duration	22.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
Gasto Mina KUSS	\$ (3,782,295)	\$ (69,555)	\$ (132,774)	\$ (63,067)	\$ (173,114)	\$ (165,523)	\$ (151,161)	\$ (242,680)	\$ (197,322)	\$ (160,738)	\$ (231,216)	\$ (235,575)	\$ (218,674)	\$ (251,602)	\$ (255,787)	\$ (227,364)	\$ (233,204)	\$ (238,430)	\$ (231,073)	\$ (152,006)	\$ (102,733)	\$ (41,812)	\$ (6,883)
Gasto remanejo Oxidos KUSS	\$ (10,466)						\$ (2,058)	\$ (1,387)	\$ (2,172)	\$ (2,171)	\$ (2,079)												
Gasto remanejo Sulfuros KUSS	\$ (15,741)				\$ (311)								\$ (819)						\$ (1,874)			\$ (3,576)	\$ (9,161)
Gasto Planta Heap KUSS	\$ (692,448)	\$ (42,693)	\$ (72,218)	\$ (72,528)	\$ (72,397)	\$ (72,292)	\$ (72,242)	\$ (72,325)	\$ (71,831)	\$ (71,808)	\$ (72,114)												
Gasto Planta Concentradora KUSS	\$ (4,160,695)				\$ (36,470)	\$ (181,362)	\$ (235,036)	\$ (229,201)	\$ (225,761)	\$ (235,554)	\$ (228,420)	\$ (238,131)	\$ (233,095)	\$ (234,042)	\$ (223,713)	\$ (235,927)	\$ (229,063)	\$ (237,065)	\$ (235,378)	\$ (231,635)	\$ (243,265)	\$ (231,471)	\$ (216,099)
Gasto Venta Oxi Cu KUSS	\$ (433,356)	\$ (38,480)	\$ (54,791)	\$ (54,873)	\$ (54,340)	\$ (52,121)	\$ (35,905)	\$ (36,643)	\$ (35,431)	\$ (35,420)	\$ (35,353)												
Gasto Venta Sulf Cu KUSS	\$ (1,608,708)				\$ (11,334)	\$ (61,952)	\$ (82,574)	\$ (91,111)	\$ (80,453)	\$ (115,381)	\$ (92,991)	\$ (123,579)	\$ (68,048)	\$ (89,628)	\$ (87,800)	\$ (125,505)	\$ (70,904)	\$ (89,460)	\$ (95,793)	\$ (70,178)	\$ (106,422)	\$ (79,698)	\$ (45,807)
Gasto Venta Sulf Mo KUSS	\$ (5,254)				\$ (41)	\$ (205)	\$ (256)	\$ (322)	\$ (272)	\$ (318)	\$ (410)	\$ (326)	\$ (207)	\$ (262)	\$ (358)	\$ (346)	\$ (326)	\$ (297)	\$ (260)	\$ (264)	\$ (342)	\$ (256)	\$ (185)
Ingreso por Oxidos Cu KUSS	\$ 1,830,219	\$ 162,376	\$ 230,698	\$ 229,074	\$ 226,895	\$ 218,434	\$ 153,193	\$ 156,090	\$ 151,332	\$ 151,285	\$ 150,840												
Ingreso por sulfuros Cu KUSS	\$ 12,965,420				\$ 85,003	\$ 484,646	\$ 694,915	\$ 693,336	\$ 603,403	\$ 865,362	\$ 697,442	\$ 926,853	\$ 510,362	\$ 747,219	\$ 650,183	\$ 941,295	\$ 531,787	\$ 670,953	\$ 718,453	\$ 526,341	\$ 798,169	\$ 597,738	\$ 343,559
Ingreso por sulfuros Mo KUSS	\$ 1,455,330				\$ 11,278	\$ 58,875	\$ 71,050	\$ 89,239	\$ 75,271	\$ 88,225	\$ 113,442	\$ 90,190	\$ 57,292	\$ 72,592	\$ 99,165	\$ 95,964	\$ 90,402	\$ 82,240	\$ 71,912	\$ 73,232	\$ 94,777	\$ 71,040	\$ 51,144
Cash Flow	\$ 4,642,015	\$ 11,649	\$ (29,086)	\$ 38,606	\$ (24,831)	\$ 206,499	\$ 329,325	\$ 254,396	\$ 216,766	\$ 483,482	\$ 299,140	\$ 419,432	\$ 46,812	\$ 234,276	\$ 190,600	\$ 448,118	\$ 88,691	\$ 187,942	\$ 225,989	\$ 146,489	\$ 440,185	\$ 311,965	\$ 116,568
Discounted Cash Flow	\$ 1,974,097	\$ 11,649	\$ (26,931)	\$ 33,098	\$ (19,712)	\$ 151,783	\$ 224,133	\$ 160,313	\$ 126,481	\$ 261,210	\$ 149,645	\$ 194,278	\$ 20,077	\$ 93,034	\$ 70,083	\$ 152,567	\$ 27,959	\$ 54,859	\$ 61,078	\$ 36,409	\$ 101,996	\$ 66,932	\$ 23,157
Policies																							
Cut-off Grade sulf	15328.59	0.00	0.00	0.00	0.00	14062.50	22875.00	18468.75	11906.25	16312.50	30656.25	30187.50	0.00	8343.75	19781.25	18093.75	10031.25	9375.00	0.00	13687.50	36187.50	6000.00	12000.00
Cut-off Grade ox	3242.58	10968.75	7500.00	7312.50	7500.00	2250.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
<b>MATERIALS</b>																							
Total Mass (Kt)	3,461,991	70,735	133,888	60,476	172,074	153,068	155,726	237,615	184,939	156,795	222,190	208,646	194,272	233,470	222,144	181,652	195,813	211,595	197,632	119,906	74,371	40,059	34,924
Rx In Situ (Kt)	3,357,189	70,735	133,888	60,476	171,038	153,068	145,438	227,682	174,081	145,940	211,793	208,646	191,542	233,470	222,144	181,652	195,813	211,595	191,386	119,906	74,371	28,139	4,385
Ore to Mill (Kt)	653,681				6,021	29,199	36,484	36,492	36,489	36,496	36,494	36,499	36,410	36,486	36,482	36,487	36,460	36,486	36,397	36,488	36,459	36,430	34,924
Ore to Mill from mine (Kt)	601,210				4,984	29,199	36,484	36,492	36,489	36,496	36,494	36,499	33,680	36,486	36,482	36,487	36,460	36,486	30,151	36,488	36,459	24,510	4,385
Ore to Stock sulf	52,470		8	1,029	2,268	2,653	1,160	5,294	3,173	3,146	4,219			2,294	3,744	2,588	4,689	1,804		7,696	6,706		
Ore to Heap from stock (Kt)	52,331					10,288	9,933	10,858	10,858	10,855	10,397												
Rx to Waste	2,597,616	50,143	106,463	35,839	147,169	108,877	105,673	189,034	132,298	106,271	171,641	167,397	157,862	194,690	181,919	142,576	154,665	173,306	161,235	75,722	31,205	3,629	
Ore to Mill from stock (Kt)	52,470				1,037									2,730					6,246			11,920	30,538
Ore to Heap (Kt)	104,619	6,482	10,910	10,944	10,896	10,919	10,916	10,929	10,858	10,855	10,910												
Ore to Heap from mine (Kt)	52,287	6,482	10,910	10,944	10,896	10,919	10,916	996	0	512													
Ore to Stock ox	53,605	14,111	16,507	12,664	7,988	1,804							531										
<b>Leyes</b>																							
Ley de Cu Sulf	0.39%				0.32%	0.35%	0.41%	0.40%	0.36%	0.50%	0.41%	0.53%	0.30%	0.43%	0.40%	0.54%	0.32%	0.39%	0.41%	0.31%	0.46%	0.35%	0.21%
Ley de Cu ox	0.44%	0.64%	0.51%	0.48%	0.47%	0.46%	0.38%	0.38%	0.38%	0.38%	0.38%												
Ley de Mo (ppm)	122	-	-	-	107	110	110	133	114	135	167	124	87	106	155	140	137	120	108	115	142	103	82
Ley Cu stock sulf	0.05%	0.27%	0.26%	0.26%	0.17%	0.19%	0.19%	0.19%	0.18%	0.18%	0.18%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.19%	0.18%	0.18%	0.18%	0.18%	0.19%	0.05%	
Ley Cu stock ox	0.41%	0.46%	0.40%	0.38%	0.38%	0.38%	0.38%	0.38%	0.38%	0.38%	0.38%	0.41%	0.41%	0.41%	0.41%	0.41%	0.41%	0.41%	0.41%	0.41%	0.41%	0.41%	
Ley Cu Waste	0.01%	0.05%	0.04%	0.04%	0.03%	0.03%	0.03%	0.02%	0.02%	0.02%	0.02%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	0.01%	
Ley de flujo de caja sulfuros	59491.15				4353.27	49421.52	59776.85	63097.08	50780.64	81654.96	66565.23	90297.33	37261.50	66040.80	60882.69	92729.48	43639.50	59066.55	63399.27	41246.88	75076.22	49419.44	19034.78
Ley de flujo de caja Oxidos	7974.12	15052.90	11424.74	11383.40	11255.89	10446.82	4629.00	4878.85	4529.87	4448.14													
Medidos (Kt)	379,215				4,929	19,030	33,767	34,643	25,823	34,805	27,208	26,120	25,658	24,028	24,666	24,864	10,331	9,757	10,728	8,166	11,587	11,757	11,348
Indicados (Kt)	274,465				1,092	10,169	2,717	1,848	10,666	1,691	9,285	10,378	10,752	12,458	11,816	11,623	26,129	26,729	25,669	28,323	24,872	24,673	23,576

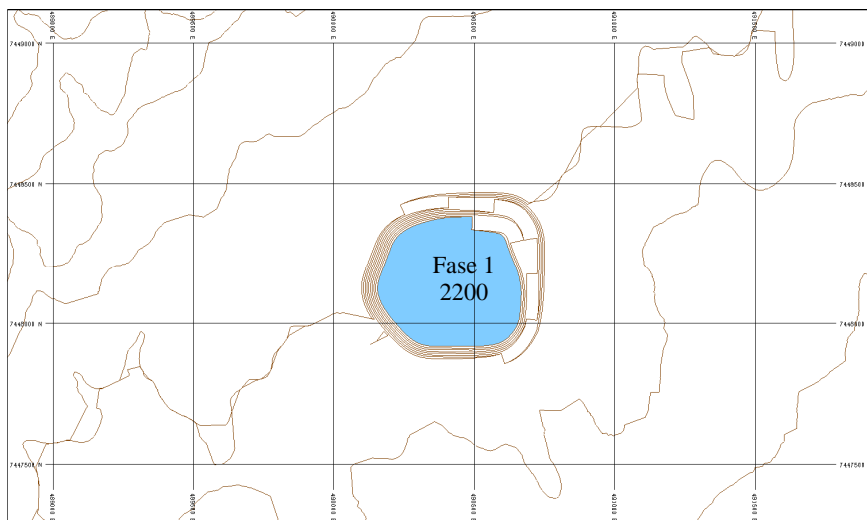
Tabla 59 Evaluación Económica Ley de Flujo de Caja; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd

Fase	Data	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	Grand Total	
Fase 1	Ore to Heap (Kt)	6,482	4,673																					11,155	
	Ore to Mill (Kt)																								
	Rock to Waste	50,143	1,504																						51,646
Fase 2	Ore to Heap (Kt)		5,281	8,542	7,675	1,612																			23,110
	Ore to Mill (Kt)				1,611	634																			2,244
	Rock to Waste		54,718	7,532	756	290																			63,296
Fase 3	Ore to Heap (Kt)		956	2,401	2,805	7,684																			13,846
	Ore to Mill (Kt)				3,374	5,234																			8,607
	Rock to Waste		50,242	21,267	8,732	3,659																			83,898
Fase 4	Ore to Heap (Kt)			416	1,248	326																			1,990
	Ore to Mill (Kt)				0	22,027	34,234																		56,261
	Rock to Waste			7,040	79,356	20,531	139																		107,067
Fase 5	Ore to Heap (Kt)					375	302	899																	1,576
	Ore to Mill (Kt)					1,304	2,250	36,487	10,688																50,729
	Rock to Waste				58,326	84,397	9,000	14,152																	165,875
Fase 6	Ore to Heap (Kt)							97	0																97
	Ore to Mill (Kt)							5	25,790	34,571	54														60,420
	Rock to Waste							85,545	89,882	47,540	936														223,903
Fase 7	Ore to Heap (Kt)																								69,387
	Ore to Mill (Kt)							11	1,925	36,432	31,020														248,949
	Rock to Waste						10,989	85,000	84,431	38,003	29,984	542													
Fase 8	Ore to Heap (Kt)									512															512
	Ore to Mill (Kt)									8	5,479	32,143	28,354	1,376											67,360
	Rock to Waste							327	63,638	89,466	76,822	30,945	386												261,583
Fase 9	Ore to Heap (Kt)												1,536	8,133	34,741	28,666	262								73,338
	Ore to Mill (Kt)																								258,020
	Rock to Waste									3,695	52,191	90,000	86,883	17,133	8,104	15									
Fase 10	Ore to Heap (Kt)																								49,292
	Ore to Mill (Kt)															4,450	23,849	19,495	1,498						319,667
	Rock to Waste															72,809	26,413	1,833							
Fase 11	Ore to Heap (Kt)																								59,455
	Ore to Mill (Kt)															365	3,371	12,348	16,991	26,308	72				286,954
	Rock to Waste															87,172	85,270	69,552	43,079	1,709	172				
Fase 12	Ore to Heap (Kt)																								61,550
	Ore to Mill (Kt)																								263,165
	Rock to Waste															202	85,172	87,084	75,965	14,418	324				
Fase 13	Ore to Heap (Kt)																								42,566
	Ore to Mill (Kt)																								263,592
	Rock to Waste																								
Stock sulfuros	Ore to Heap (Kt)																								52,470
	Ore to Mill (Kt)				1,037								2,730												
	Rock to Waste																								
Stock oxidados	Ore to Heap (Kt)																								52,331
	Ore to Mill (Kt)							10,288	9,933	10,858	10,855	10,397													
	Rock to Waste																								
Totals	Ore to Heap (Kt)																								104,619
	Ore to Mill (Kt)																								653,681
	Rock to Waste																								2,597,616

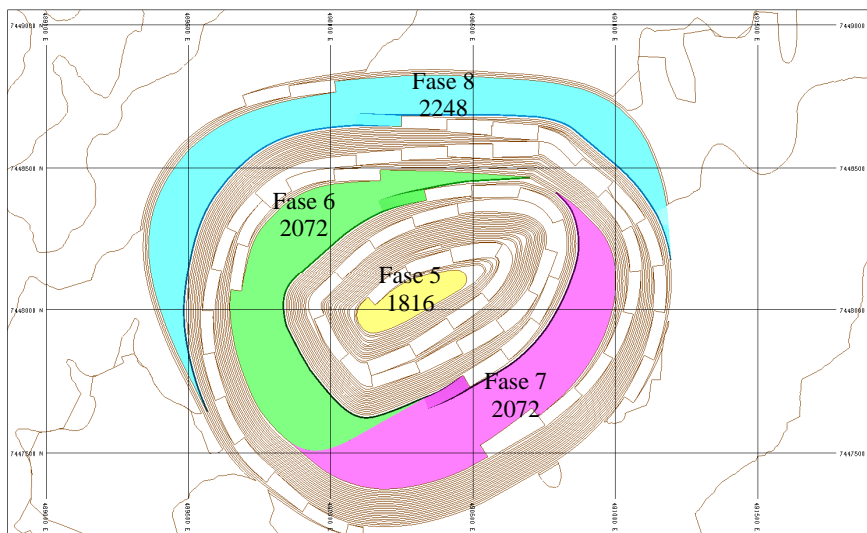
**Tabla 60 Plan minero Ley de Flujo de Caja; Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd**

## 12. ANEXO E

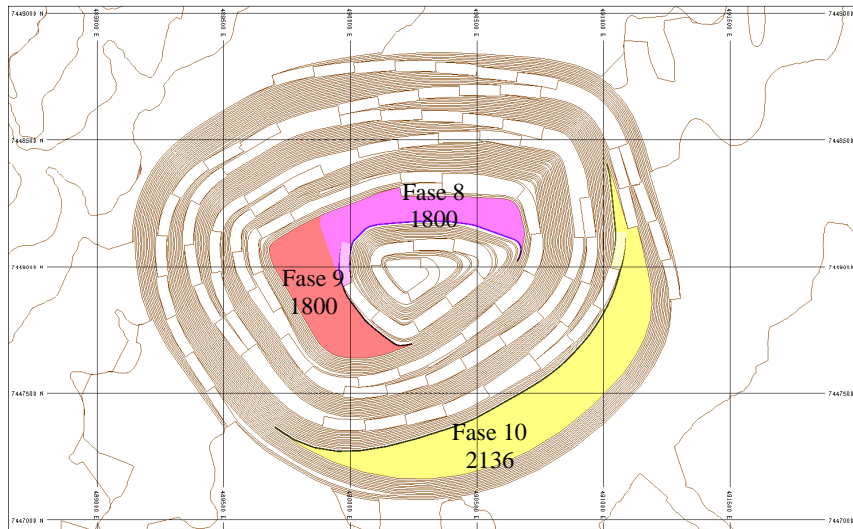
### 12.1. Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-CuT



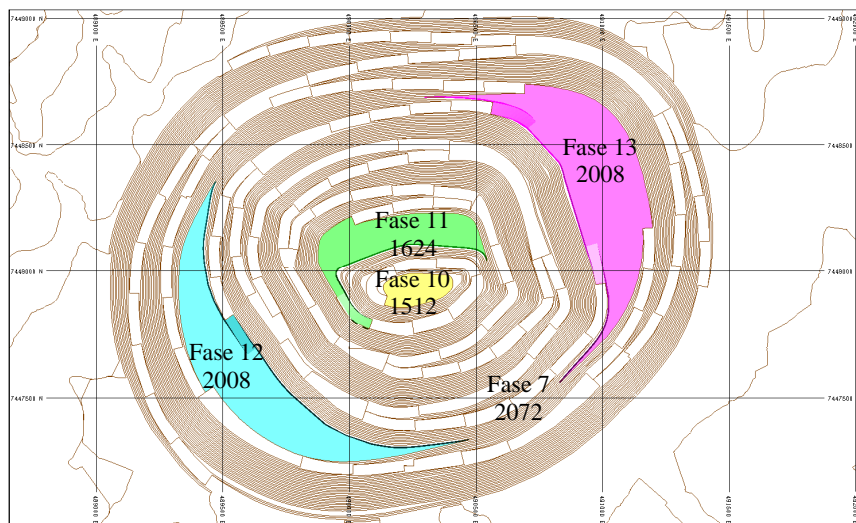
**Figura 119 Foto de periodo 2014 Valor de Corte CuT**



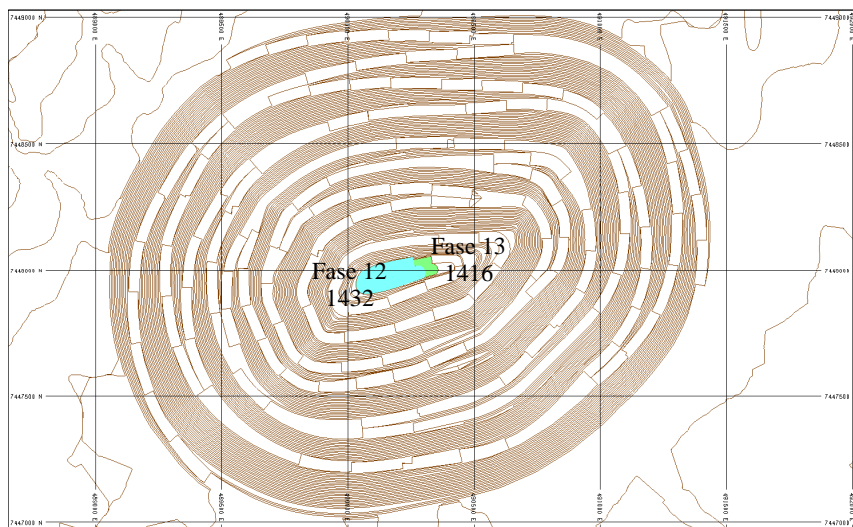
**Figura 120 Foto de periodo 2020 Valor de Corte CuT**



**Figura 121 Foto de periodo 2025 Valor de Corte CuT**

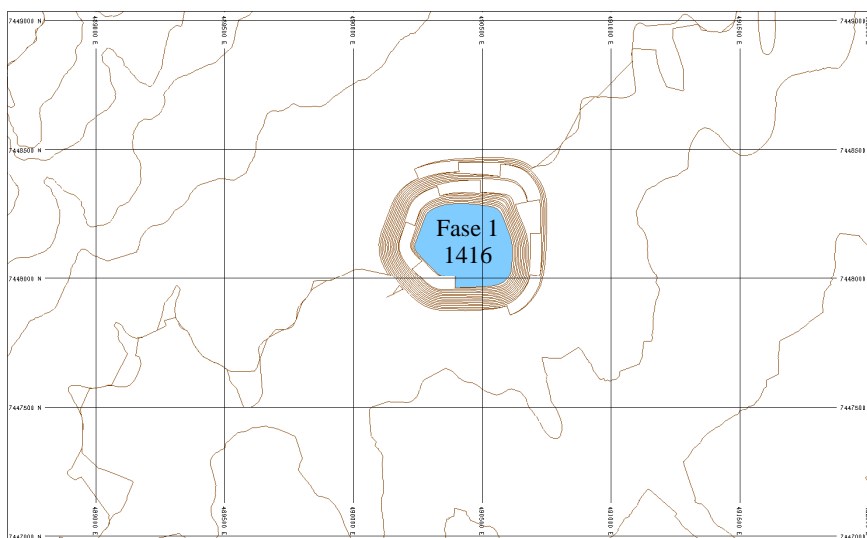


**Figura 122 Foto de periodo 2030 Valor de Corte CuT**

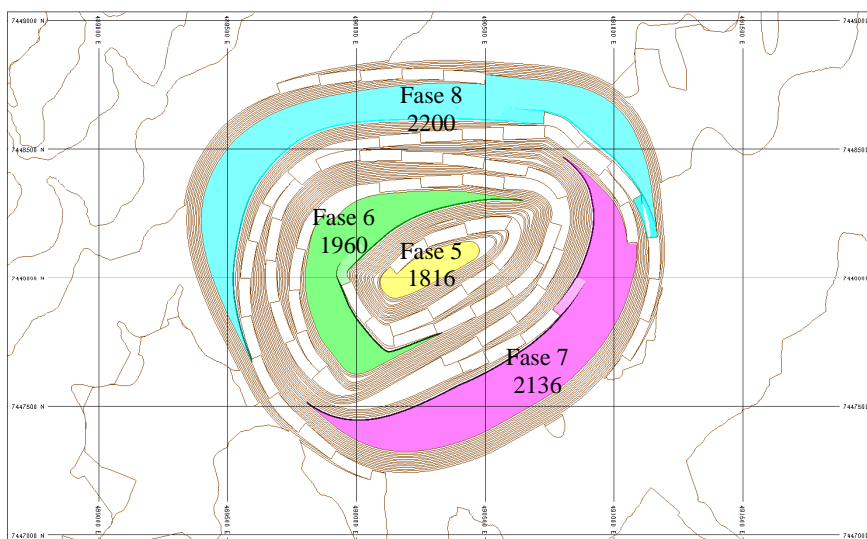


**Figura 123 Foto de periodo 2034 Valor de Corte CuT**

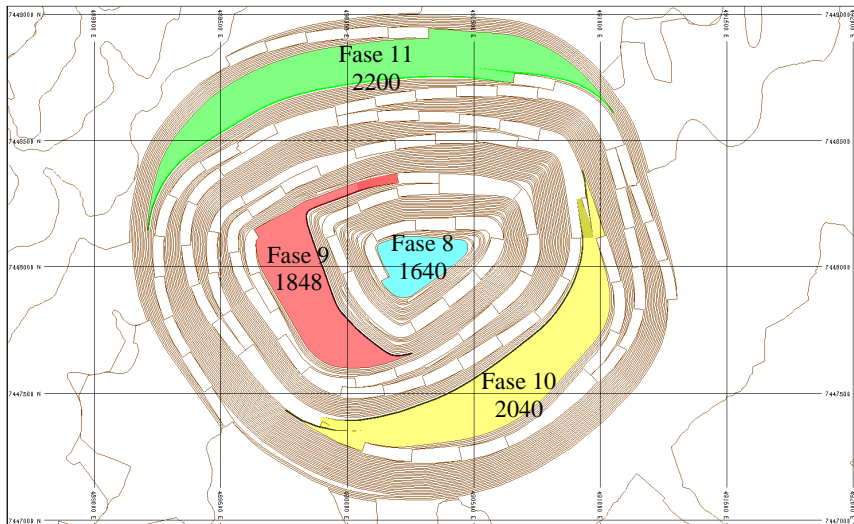
## 12.2. Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Cu Equivalente



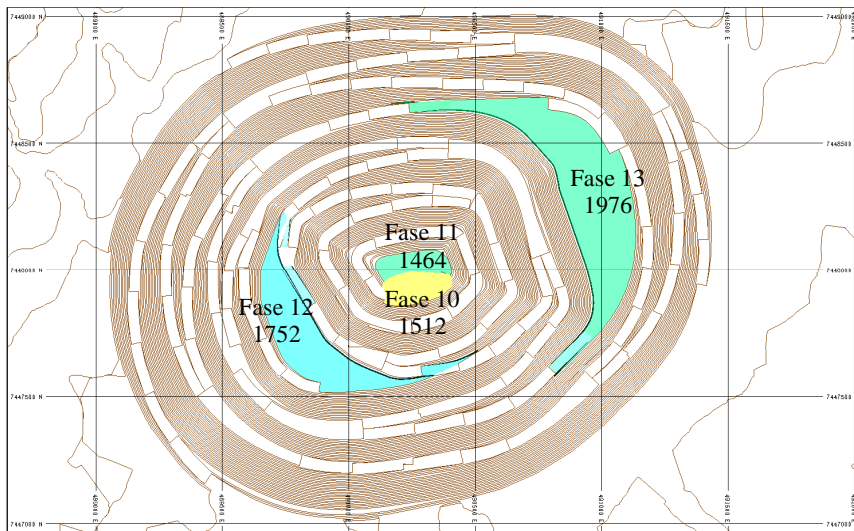
**Figura 124 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Cu Equivalente**



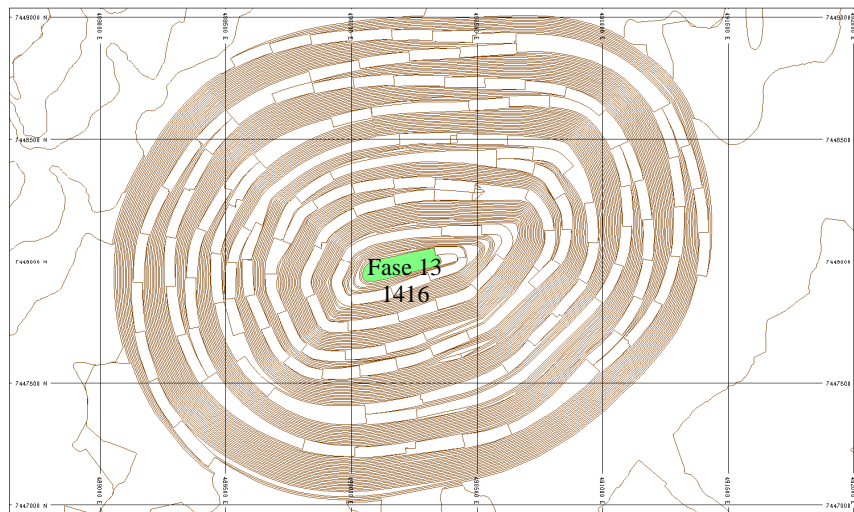
**Figura 125 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Cu Equivalente**



**Figura 126 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Cu Equivalente**

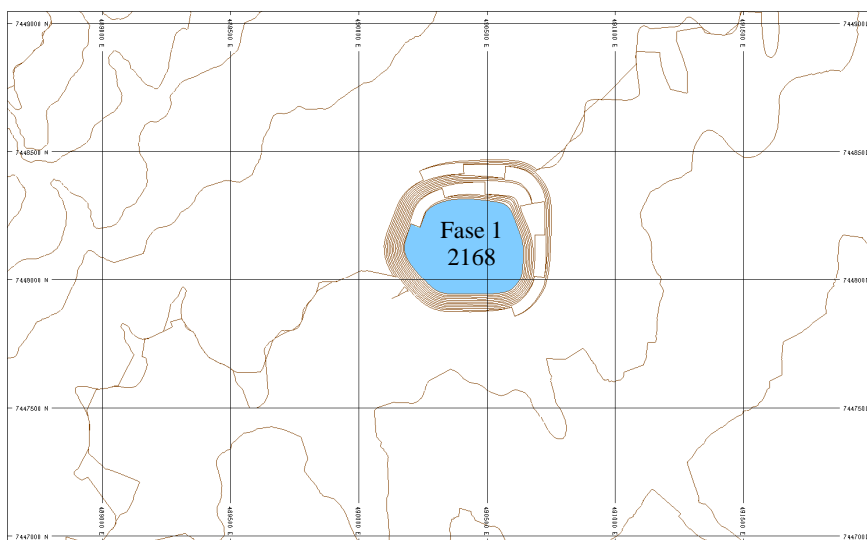


**Figura 127 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Cu Equivalente**

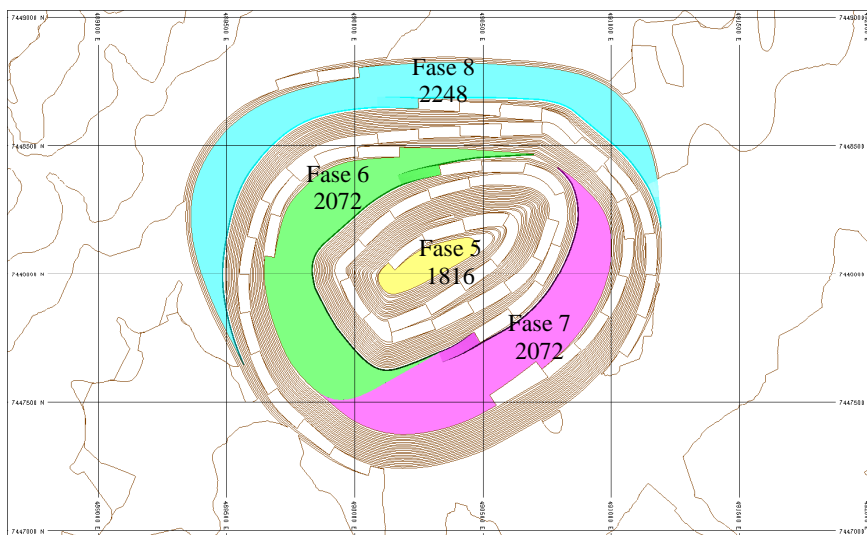


**Figura 128 Foto de periodo 2034 Valor de Corte Cu Equivalente**

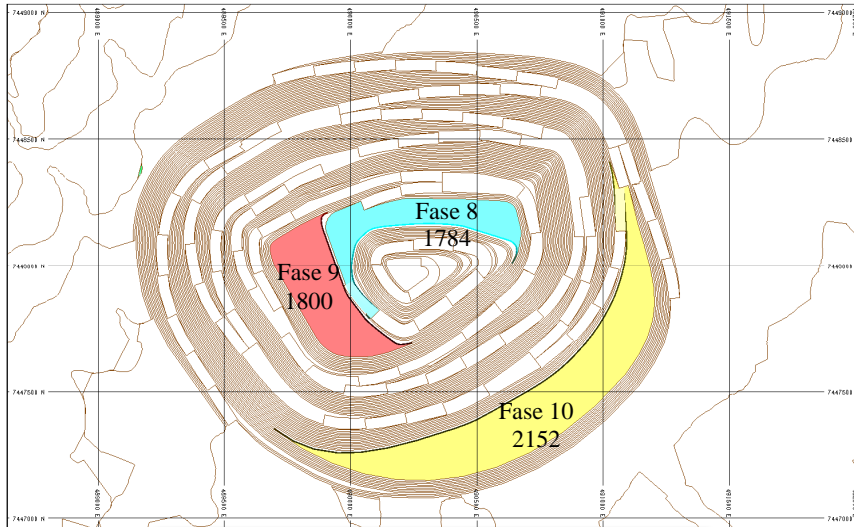
### 12.3. Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Beneficio In Situ



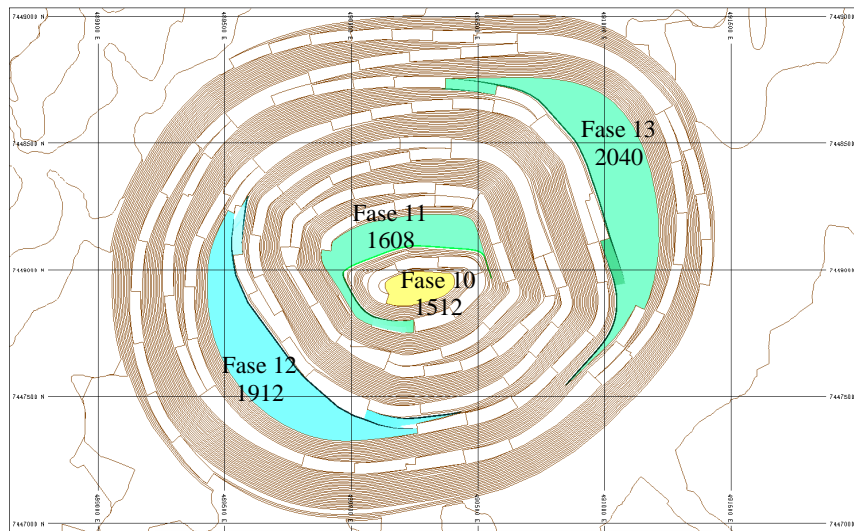
**Figura 129 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Beneficio in Situ**



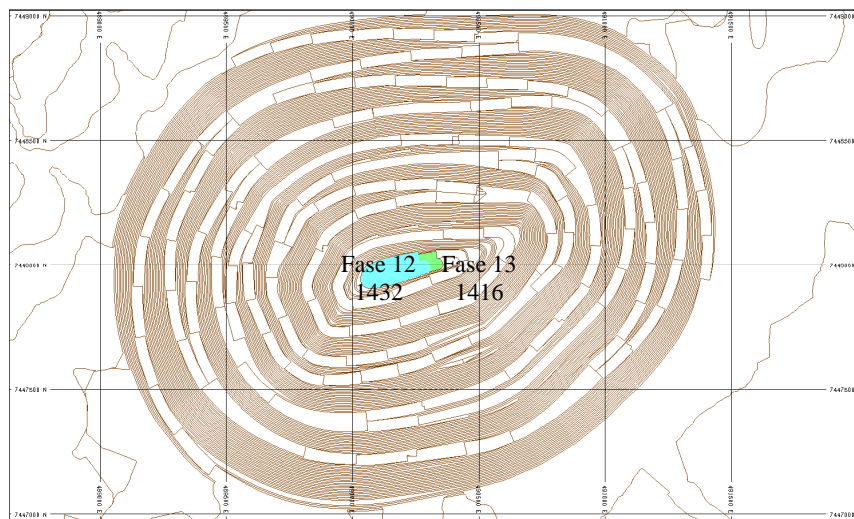
**Figura 130 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio in Situ**



**Figura 131 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Beneficio in Situ**



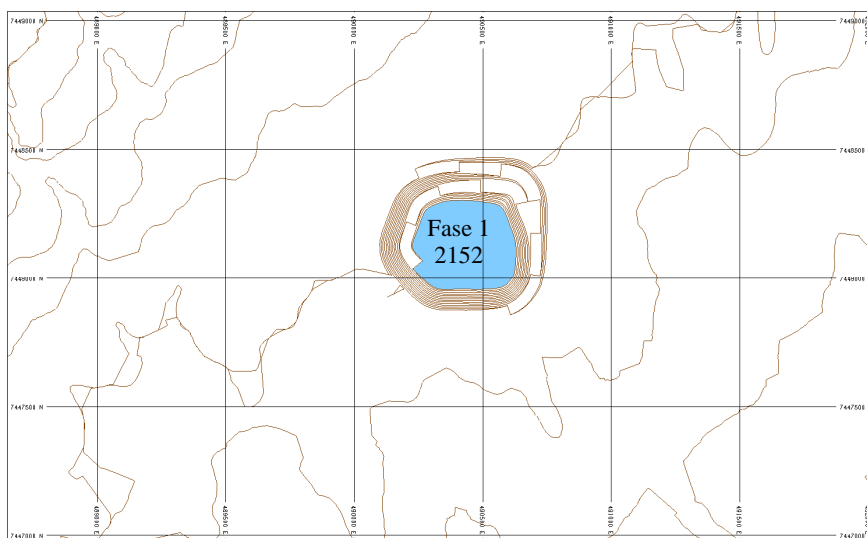
**Figura 132 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Beneficio in Situ**



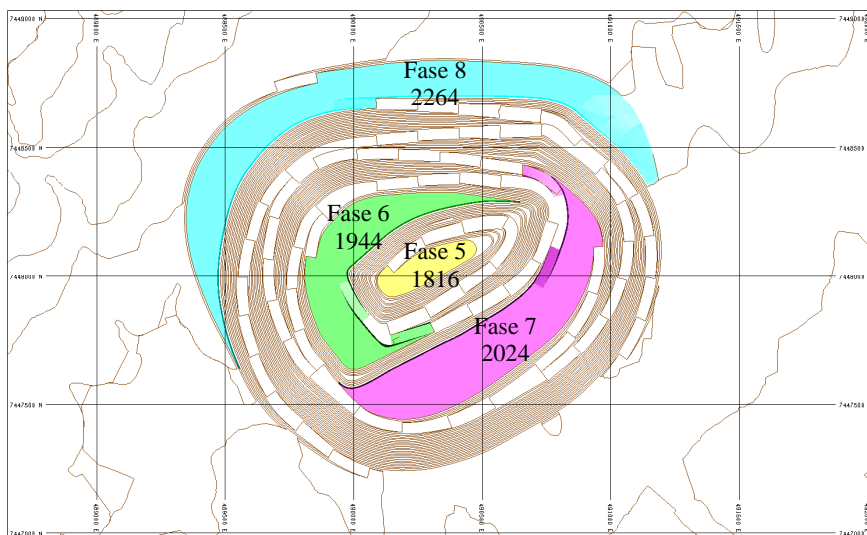
**Figura 133 Foto de periodo 2034 Valor de Corte Beneficio in Situ**



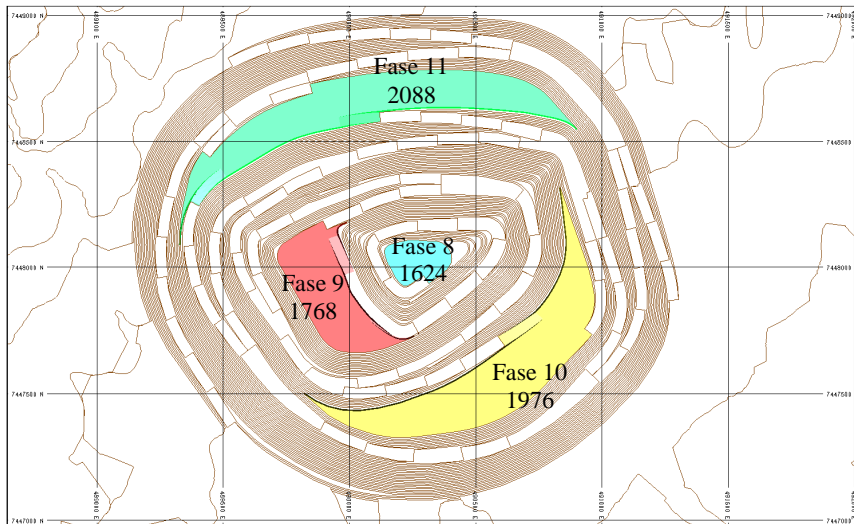
## 12.4. Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Beneficio Neto



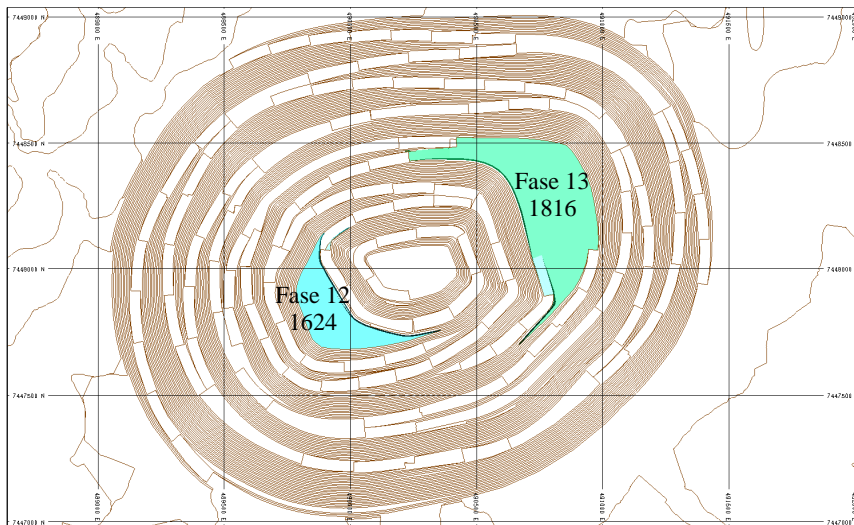
**Figura 134 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Beneficio Neto**



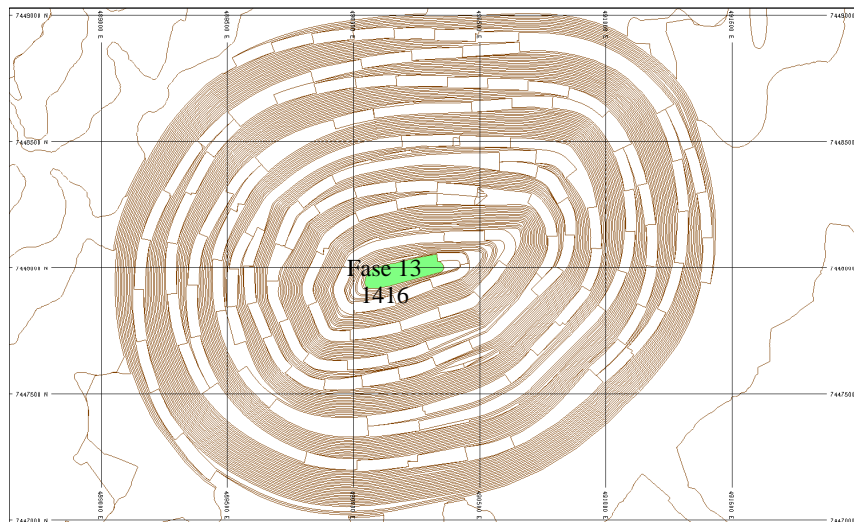
**Figura 135 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio Neto**



**Figura 136 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Beneficio Neto**

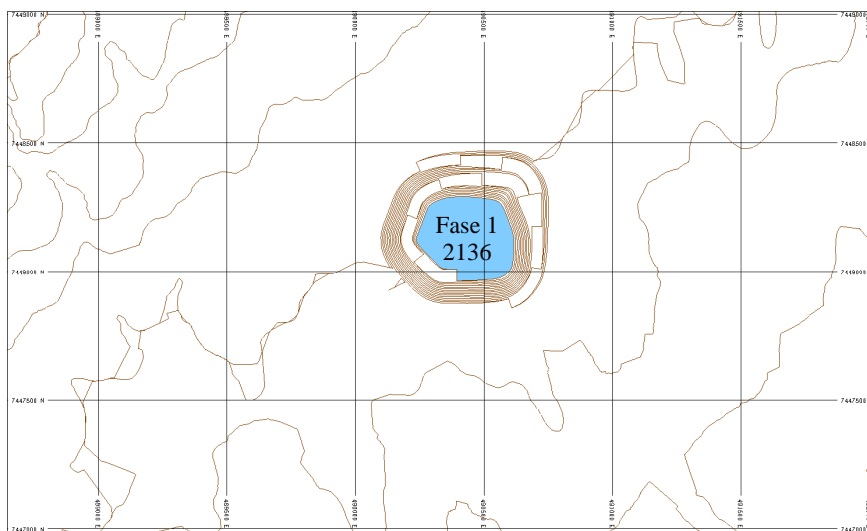


**Figura 137 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Beneficio Neto**

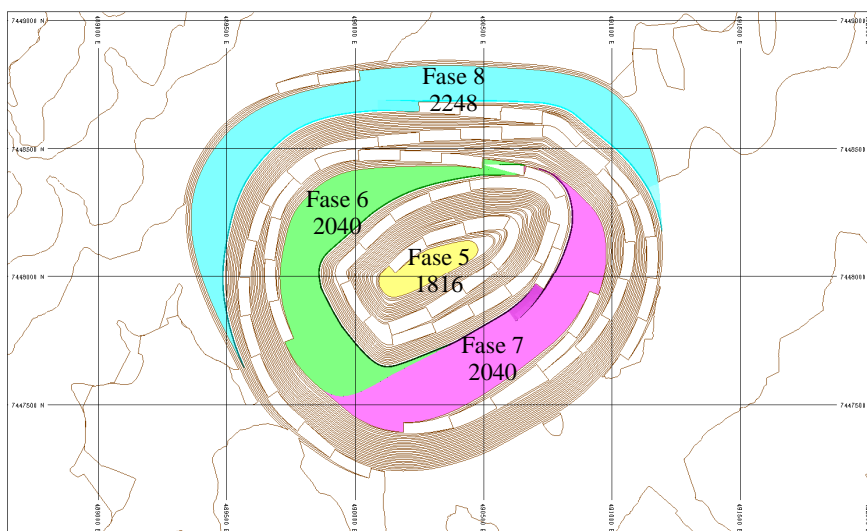


**Figura 138 Foto de periodo 2033 Valor de Corte Beneficio Neto**

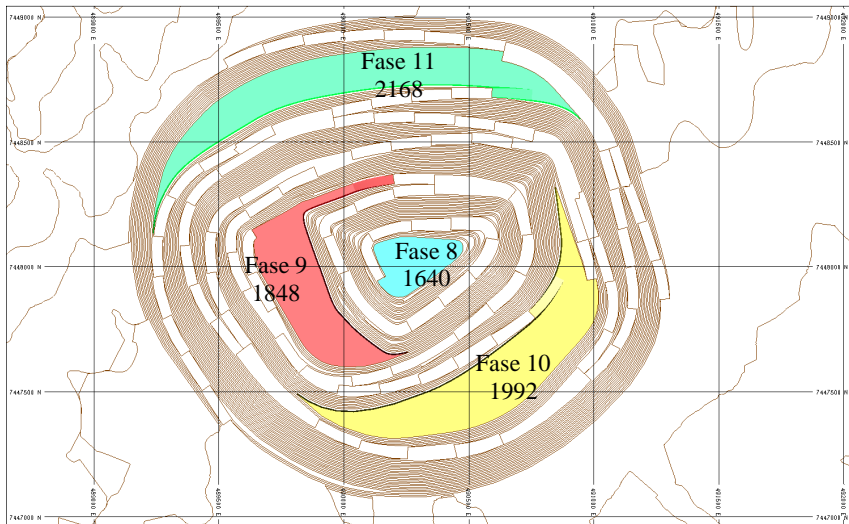
## 12.5. Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Beneficio Neto Corregido



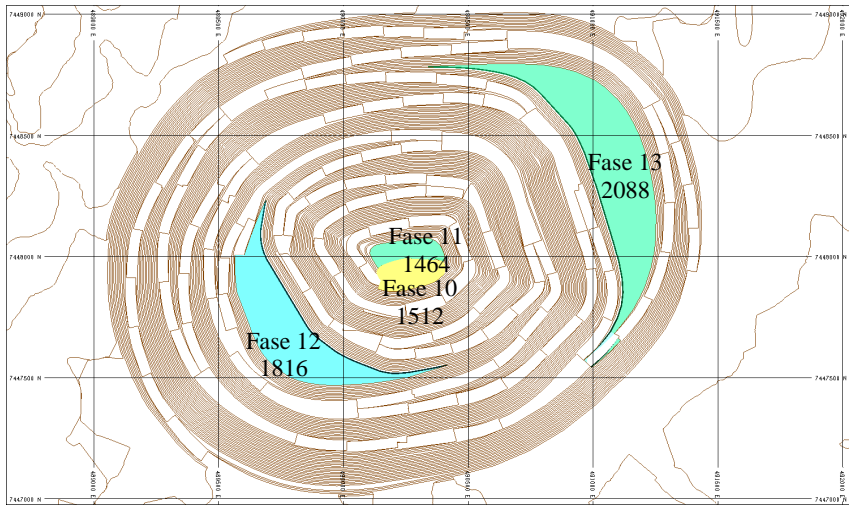
**Figura 139 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido**



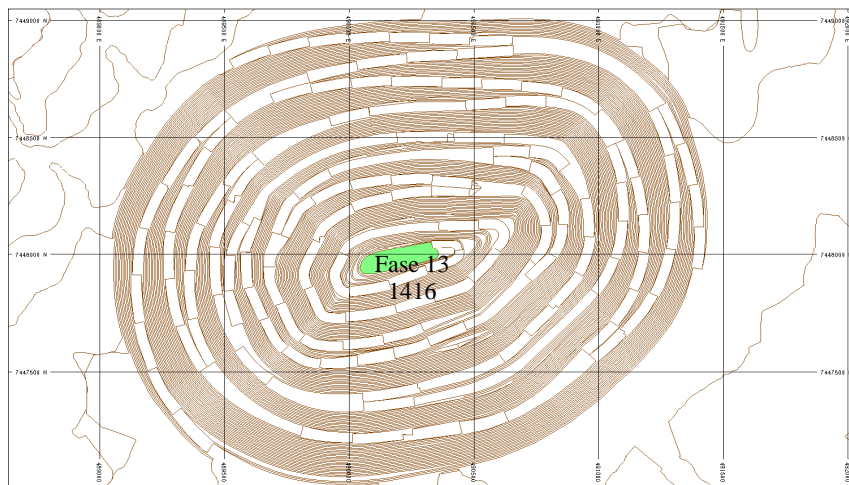
**Figura 140 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido**



**Figura 141 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido**

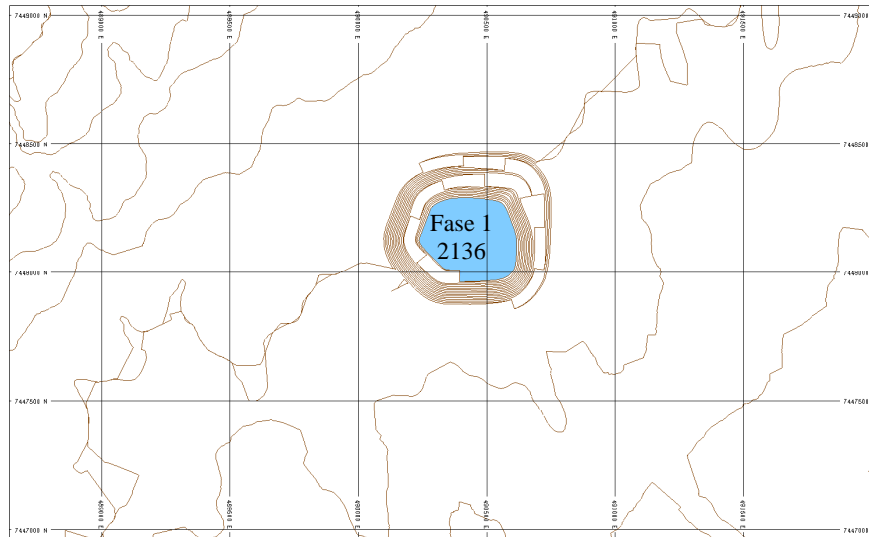


**Figura 142 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido**

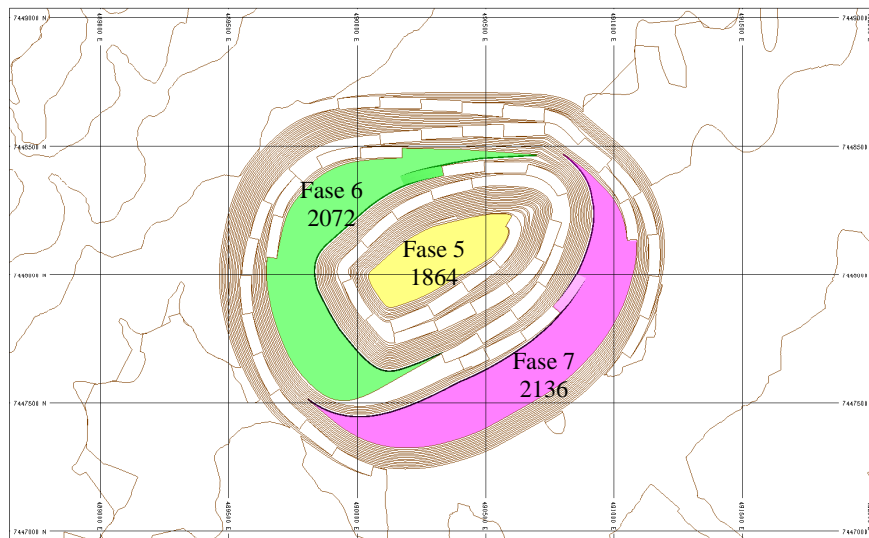


**Figura 143 Foto de periodo 2035 Valor de Corte Beneficio Neto Corregido**

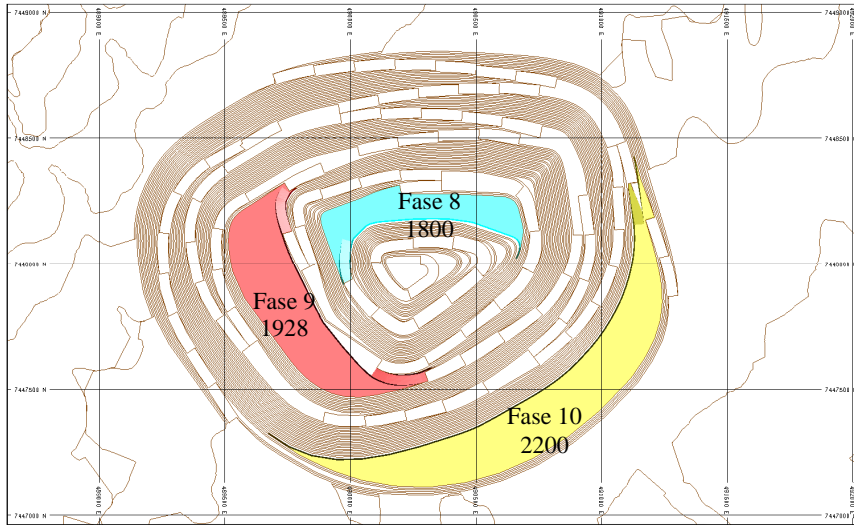
## 12.6. Fotos periodos Caso Planta 100 ktpd-Mina 650 ktpd-Ley Flujo de Caja



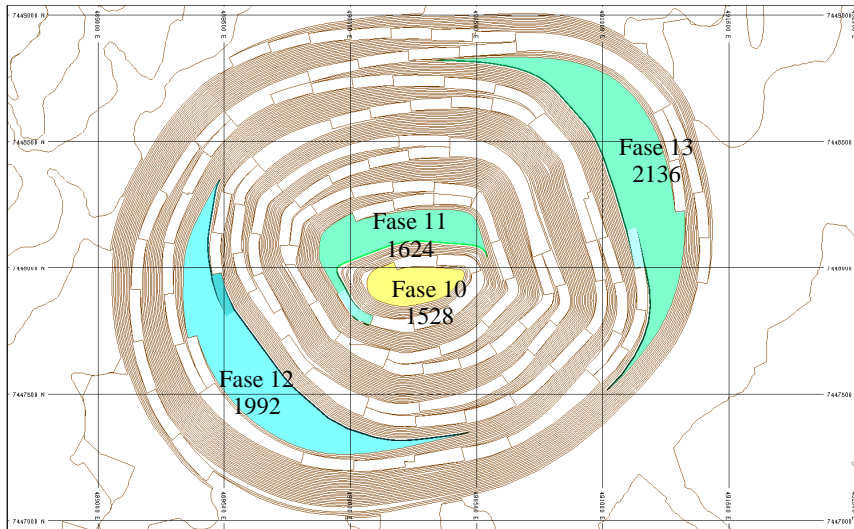
**Figura 144 Foto de periodo 2014 Valor de Corte Ley Flujo de Caja**



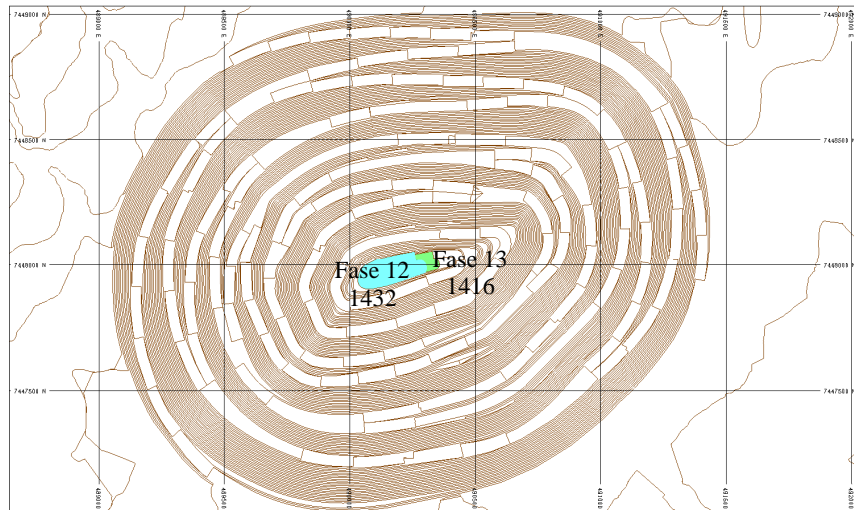
**Figura 145 Foto de periodo 2020 Valor de Corte Ley Flujo de Caja**



**Figura 146 Foto de periodo 2025 Valor de Corte Ley Flujo de Caja**



**Figura 147 Foto de periodo 2030 Valor de Corte Ley Flujo de Caja**



**Figura 148 Foto de periodo 2035 Valor de Corte Ley Flujo de Caja**

