



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

**ANÁLISIS DEL IMPACTO DE LA DILUCIÓN EN LA PLANIFICACIÓN DE MINAS  
CIELO ABIERTO PARA CUERPOS VETIFORMES ALTAMENTE ESTRUCTURALES**

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

**RAÚL IGNACIO AMIRÁ GÓMEZ**

**PROFESOR GUÍA:  
NELSÓN MORALES VARELA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN  
ALEJANDRO CÁCERES SAAVEDRA  
XAVIER EMERY**

**SANTIAGO DE CHILE  
MAYO 2018**

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL  
TÍTULO DE: Ingeniero Civil de Minas  
POR: Raúl Ignacio Amirá Gómez  
FECHA: 14 de mayo de 2018  
PROFESOR GUÍA: Nelson Morales Varela

## **ANÁLISIS DEL IMPACTO DE LA DILUCIÓN EN LA PLANIFICACIÓN DE MINAS CIELO ABIERTO PARA CUERPOS VETIFORMES ALTAMENTE ESTRUCTURALES**

El objetivo del presente trabajo es medir el impacto que tiene la dilución en la planificación de minas cielo abierto, para cuerpos altamente estratificados y vetiformes.

En la actualidad la industria minera ha alcanzado un punto donde el descubrimiento de nuevos yacimientos masivos tipo pórfido cuprífero se vuelve cada vez más rara. Por ello los yacimientos de vetas cobran cada vez mayor importancia en el negocio minero. Un desafío que presentan estos cuerpos es la incorporación de técnicas o prácticas operacionales que permitan alcanzar una selectividad suficiente para volver rentable el proyecto, sin mencionar que en ciertos contextos geológicos las estructuras presentan contaminantes, por lo que incluso siendo rentable pueden existir problemas en etapas posteriores. Con este fin se debe tratar la dilución como un factor fundamental, tema que en la industria actual es poco estudiado.

Para ello se cuenta con la siguiente metodología, mediante un estudio de un yacimiento de cobre modificado, que imita a uno auténtico a escala real. Primero se lleva a cabo un estudio sobre los tipos de dilución, su impacto y formas de cuantificarla en la industria. Luego se generan escenarios con diferentes leyes medias en la roca caja, además de cuatro cambios de soporte, con el fin de verificar el impacto en un amplio espectro de casos.

Se construye un indicador que evalúa la vecindad de cada bloque, estableciendo una categoría según el contacto existente para cada uno de los bloques del modelo. Después se calculan las proporciones de mineral en contacto con estéril, cuantificando así la cantidad de recursos susceptibles a diluirse. A continuación, se realiza la planificación a largo plazo, donde finalmente se recolectan los resultados de los casos propuestos y se analizan mediante indicadores técnicos y económicos claves.

Se llega que, a medida que aumenta el tamaño de bloque, aumenta la categoría de mineral en contacto con estéril, reduciéndose así la cantidad de mineral sin riesgo de dilución y de la misma manera se reduce el estéril en contacto solo con estéril, aunque en menor proporción.

Finalmente, aplicando restricciones de mezcla en la planificación, admitiendo un máximo de dilución permitido, se producen castigos al VAN del proyecto, llegando a un balance entre el riesgo de diluir el recurso y el valor del plan.

ABSTRACT OF THESIS SUBMITTED TO OPT  
FOR THE DEGREE OF: Mining Engineer  
BY: Raúl Ignacio Amirá Gómez  
DATE: May, 14th, 2018  
THESIS ADVISOR: Nelson Morales Varela

## **ANALYSIS OF THE IMPACT OF THE DILUTION IN THE PLANNING OF OPEN-PIT MINES FOR HIGHLY STRUCTURAL VETIFORM BODIES**

Nowadays, the mining industry has reached a point where the discovery of new copper-porphyry massive deposits becomes uncommon. Therefore, vein deposits are becoming increasingly important in the mining business. A challenge presented by these bodies is the incorporation of operational techniques and practices that allow achieving a sufficient selectivity to make the project profitable, not to mention that in certain geological contexts the structures present contaminants, so even if profitable there may be problems in later stages. For this purpose, dilution should be treated as a fundamental factor, subject that in the current industry is little studied.

The objective of this paper is to measure the impact of dilution in the planning of open-pit mines, for highly stratified and veti-shaped bodies.

For this, the following methodology is used, by means of a study of a modified copper deposit, which mimics a real-scale authentic one. First a study is carried out on the types of dilution, its impact and ways of quantifying it in the industry. Then several scenarios of different average grades are generated in the host rock, in addition to four support changes, to verify the impact on a broad spectrum of cases.

An indicator is constructed that evaluates the neighborhood of each block, establishing a category according to the existing contact for each of the blocks of the model. After this, the proportions of the mineral in contact with waste are then indicated, thus quantifying the amount of resources to be diluted, followed by long-term planning, where the results of the proposed cases are finally collected and analyzed through key technical and economic indicators.

It was found that as the block size increases, increase the category of mineral in contact with waste, reducing the amount of ore without risk of dilution and, in the same way, reducing the waste in contact only with waste, albeit in a smaller proportion.

Finally, applying planning restrictions of blending, allowing a maximum dilution allowed, there were punishments to the NPV of the project, arriving a trade-off between the risk of diluting the resource and the value of the plan.

*“Cada mañana,  
cuando sale el sol,  
y no importa si eres un león o una gacela,  
mejor será que te pongas a correr”  
– Autor Anónimo*

*Para mis padres.*

## AGRADECIMIENTOS

En el transcurso de esta carrera se presentaron muchos desafíos los cuales nunca pensé que podría enfrentar ni menos superar, esta superación y crecimiento personal no hubiese sido posible sin la ayuda de un gran grupo de personas que de alguna u otra manera han influenciado en mí y me han ayudado a salir adelante, a ellos:

Mis padres, Jorge y Marta, cuya guía, confianza y amor fue el pilar fundamental que me mantuvo encaminado, aún en los momentos cuando el camino era borroso, ellos me ayudaron a seguirlo.

Mis hermanas, Zoí, Daniela y Fernanda, las cuales siempre me escucharon y aconsejaron, sacándome más de alguna risa en los momentos tristes y disfrutando conmigo los momentos felices.

Mis amigos los Machotes, Bruno, Eduardo, Fernando (pp), Héctor, Leandro, Manuel y Sergio, cuya amistad significo mucho durante toda la carrera haciendo la estadía en la universidad, más que algo estresante, un rato agradable, siempre dispuestos a ayudarme contestando cualquier duda que tuviese y tirando la talla.

Mis amigos los Lelong, Fabians, Fabián, Felipe, Gringo, Jarita, Oscarito y Papaya, que me recibieron en su grupo a pesar de mis casi nulos temas de conversación, ellos me enseñaron que la etapa universitaria es más que solo estudio, ayudándome a crecer como persona en más de un ámbito.

A Pedro que me ha acompañado desde antes de empezar este recorrido y que, gracias a su consejo y constante ayuda, encontré mi camino.

A Julia, cuya amistad me enseñó mucho de la vida, siempre dispuesta a escucharme y a hacerme reír.

Al laboratorio Delphos, cuyo grato ambiente y excelente disposición a ayudar hicieron mi paso por esta etapa fuese muy entretenida.

Profesores Nelson y Alejandro que, a pesar de las constantes y repetitivas preguntas, siempre presentaron la mejor voluntad y paciencia para explicarme.

Este trabajo fue financiado gracias al programa 2 "Geometallurgical Modeling and mine Planning" del proyecto "CSIRO Chile International Centre of excellence in Mining and Mineral Processing" Código 10CEII-9007

## TABLA DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN.....	1
2.	Objetivos.....	3
2.1.	Objetivo General.....	3
2.2.	Objetivos Específicos .....	3
3.	Alcances.....	4
4.	ESTADO DEL ARTE .....	5
4.1.	Caracterización de recursos .....	5
4.1.1.	Efecto de información .....	5
4.1.2.	Efecto de soporte .....	6
4.2.	Planificación minera .....	7
4.3.	Planificación estratégica .....	7
4.4.	Agendamiento de bloques.....	8
4.5.	Selección de recursos a explotar .....	9
4.6.	Recursos susceptibles a dilución.....	11
4.7.	Indicadores.....	11
4.7.1.	Indicadores económicos .....	11
4.7.2.	Indicadores técnicos .....	12
4.8.	Dilución en minería .....	13
4.9.	DILUCIÓN EN LA PLANIFICACIÓN MINERA .....	16
5.	METODOLOGÍA.....	20
5.1.	Caracterización de dilución geológica por contacto .....	20
5.2.	Caracterización de dilución geológica interna.....	21
5.3.	Planificación estratégica .....	21
5.4.	Incorporación de CV en planificación minera por mezcla .....	22
6.	APLICACIÓN AL CASO DE ESTUDIO.....	22
6.1.	Información disponible .....	22
6.1.1.	Generación de distintos backgrounds .....	27
6.2.	Caracterización de dilución geológica por contacto e interna .....	28
6.2.1.	Categoría para cada tamaño de bloque .....	28
6.2.2.	Categorías para el tamaño de bloque C5 .....	28
6.2.3.	Categorías para el tamaño de bloque C10 .....	30
6.2.4.	Resultados de la categorización de recursos .....	34
6.3.	Planificación estratégica .....	40

6.3.1.	Determinación de las capacidades a utilizar.....	40
6.3.2.	Comparación de planes para las capacidades escogidas .....	42
6.3.3.	Planes para cada tamaño de bloque con los parámetros y capacidades establecidas 43	
6.3.4.	Aplicación del criterio de selección a los recursos a extraer.....	44
6.4.	Planificación incorporando CV como una restricción de mezcla.....	46
6.4.1.	Cuantificación de los recursos susceptibles a dilución.....	47
6.4.2.	Caso C10 con restricción de blending .....	50
6.4.3.	Caso C15 con restricción de blending .....	52
6.4.4.	Caso C20 con restricción de blending .....	53
6.4.5.	Caso C30 con restricción de blending .....	56
6.4.6.	Comparación entre escenarios de distinta variabilidad Background 1 vs Background 5.	58
7.	DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....	61
8.	CONCLUSIONES.....	64
9.	RECOMENDACIONES .....	67
10.	BIBLIOGRAFÍA.....	68
11.	ANEXO.....	69

## ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 4-1: Valorización de cada bloque .....	7
Ecuación 4-2: Coeficiente de variabilidad.....	11
Ecuación 4-3: Valor actual neto .....	11
Ecuación 4-4: Tasa de producción en toneladas métricas en 350 días de operación por año (Taylor, 1976).....	12
Ecuación 4-5: Dilución en el material enviado a planta expresada como porcentaje. ....	13

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Esquema de la dilución interna dada por la disposición de leyes. ....	1
Figura 1.2: Esquema de la dilución interna dada por la distribución de leyes. ....	2
Figura 4.1: Nube de dispersión para un caso hipotético de valores SMU estimados vs verdaderos. La ley de corte de $Z_c=0.3$ define 4 cuadrantes en el gráfico, donde 2 de ellos representan una mala clasificación. Fuente: Rossi and Deutsch (2014).....	5
Figura 4.2: Estadísticas básicas para distintos tamaño de bloque de un modelo. Fuente: Rossi and Deutsch (2014). ....	6
Figura 4.3: Worst case a la izquierda, Best case a la derecha. Fuente: Lerchs & Grossman (1965)8	
Figura 4.4: Modelo económico de control por leyes coloreado según clasificación (izquierda). El mismo modelo con regiones que pasan un ancho mínimo de operación de 3x3 (Derecha). Fuente: Deutsch (2016). ....	9
Figura 4.5: Resultados del Dataset A con ancho mínimo de 3x3 (Izquierda), 4x4 (Centro) e irregular (Derecha). Fuente: Deutsch (2016). ....	10
Figura 4.6: Selección de contornos optimizada con un ancho operacional de 3x3. Fuente: Deutsch (2016). ....	10
Figura 4.7: Un bloque extraíble en una mina a cielo abierto con los tipos de dilución existentes. Fuente: Ebrahimi (2013).....	14
Figura 4.8: Vista planta del depósito mineral con una ley de corte de 0.49 gr/ton. Fuente: Ebrahimi (2013). ....	14
Figura 4.9: Dilución resultante para distintos precios de oro. Fuente Ebrahimi (2013).....	15
Figura 4.10: Dilución resultante para distintas profundidades de corte. Fuente Ebrahimi (2013).15	
Figura 4.11: Curvas de selectividad (metal vs tonelaje) asociadas a cada tamaño de bloque. Fuente: Jara et al (2006). ....	16
Figura 4.12: Herramienta de agregación utilizada. Fuente: Vargas (2011).....	17
Figura 4.13: Cobre recuperado por nivel de agregación. Fuente: Vargas (2011). ....	17
Figura 4.14: Suavización y pérdida de información. Fuente: Sinclair and Blackwell (2002).....	19
Figura 4.15: Tonelaje de minera en función del tamaño de bloque (izquierda), tonelaje de estéril en función del tamaño de bloque (derecha). Fuente: Sinclair and Blackwell (2002). ....	19
Figura 6.1: Vista isométrica del modelo de bloques usando una ley de corte de 0.3 (%) de Cu. .	22
Figura 6.2: Histograma de frecuencia acumulada de las leyes presentes en el yacimiento. ....	25
Figura 6.3: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 5 metros. ....	25
Figura 6.4: Vista del plano X-Z del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 5 metros. ....	26
Figura 6.5: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 5 metros. ....	26
Figura 6.6: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 5 metros.....	28



Figura 6.7: Vista del plano X-Z del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 5 metros.....	28
Figura 6.8: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 5 metros.....	29
Figura 6.9: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 10 metros.....	31
Figura 6.10: Vista del plano X-Z del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 10 metros.....	31
Figura 6.11: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 10 metros.....	31
Figura 6.12: Proporciones de las categorías presentes para cada tamaño de bloque.....	37
Figura 6.13: Porciones de mineral y estéril de bloques pequeños en bloques grandes de mineral para cada caso.....	38
Figura 6.14: Pit dado con las fases dadas por los RF escogidos.....	40
Figura 6.15: Plan de producción entregado por el agendamiento óptimo de Doppler.....	41
Figura 6.16: Selección de los recursos disponibles que presentan un coeficiente de variación mayor a 5.....	47
Figura 11.1: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 15 metros.....	69
Figura 11.2: Vista del plano Z-X del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 15 metros.....	69
Figura 11.3: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 15 metros.....	69
Figura 11.4: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 20 metros.....	72
Figura 11.5: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 20 metros.....	72
Figura 11.6: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 20 metros.....	72
Figura 11.7: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 30 metros.....	74
Figura 11.8: Vista del plano X-Z del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 30 metros.....	74
Figura 11.9: Vista del plano Y-Z del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 30 metros.....	75
Figura 11.10: Modelo de bloques KD utilizado como ejemplo de estudio.....	77
Figura 11.11: Región del modelo de bloques acotada por una factibilidad de extracción.....	81
Figura 11.12: Envoltura económica obtenida para los parámetros económicos utilizados.....	81
Figura 11.13: Región económicamente extraíble según las leyes presentes.....	82
Figura 11.14: Vista isométrica del pit a extraer.....	82
Figura 11.15: Recursos cuya extracción causa la caída en la alimentación a planta.....	88

## ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 6-1: Curva tonelaje ley para el cobre equivalente del yacimiento completo.....	23
Gráfico 6-2: Ley media de la roca caja para los distintos escenarios generados.....	27
Gráfico 6-3: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 5 metros.....	29
Gráfico 6-4: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 5 metros. ....	30
Gráfico 6-5: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 10 metros.....	32
Gráfico 6-6: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 10 metros. ....	32
Gráfico 6-7: Curva de selectividad para cada SMU.....	34
Gráfico 6-8: Mineral presente para cada SMU.....	35
Gráfico 6-9: Ley media presente para cada SMU. ....	36
Gráfico 6-10: Cantidad de mineral y estéril de bloques pequeños en bloques grandes. ....	39
Gráfico 6-11: Leyes medias de mineral y estéril de bloques pequeños en bloques grandes. ....	39
Gráfico 6-12: Pit by Pit entregado por Doppler .....	40
Gráfico 6-13: Plan de producción con capacidad de mina de 30 Mton y capacidad de planta de 5 Mton. ....	42
Gráfico 6-14: Plan de producción con capacidad de mina de 20 Mton y capacidad de planta de 6 Mton. ....	42
Gráfico 6-15: Planes de producción de los casos C10, C15, C20, C30 respectivamente para las capacidades escogidas. ....	43
Gráfico 6-16: Plan de producción hasta el periodo 17 para el caso C30.....	44
Gráfico 6-17: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C30.....	44
Gráfico 6-18: Plan de producción hasta el periodo 17 para el caso C10.....	45
Gráfico 6-19: Plan de producción hasta el periodo 17 para el caso C15.....	45
Gráfico 6-20: Plan de producción hasta el periodo 17 para el caso C20.....	45
Gráfico 6-21: VAN del proyecto según su SMU. ....	46
Gráfico 6-22: Tonelaje de mineral restringido por CV máximo. ....	49
Gráfico 6-23: Plan de producción para el caso C10 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 0.3. ....	50
Gráfico 6-24: Plan de producción para el caso C10 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1. ....	50
Gráfico 6-25: Plan de producción para el caso C10 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 2.5. ....	50
Gráfico 6-26: VAN del proyecto para C10 aplicando restricciones de variabilidad.....	51
Gráfico 6-27: Plan de producción para el caso C15 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1. ....	52
Gráfico 6-28: Plan de producción para el caso C15 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1.1. ....	52
Gráfico 6-29: Plan de producción para el caso C15 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 2.5. ....	52
Gráfico 6-30: VAN del proyecto para C15 aplicando restricciones de variabilidad.....	53
Gráfico 6-31: Plan de producción para el caso C20 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1.7. ....	54
Gráfico 6-32: Plan de producción para el caso C20 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1.8. ....	54

Gráfico 6-33: Plan de producción para el caso C20 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 2.5. ....	54
Gráfico 6-34: VAN del proyecto para C20 aplicando restricciones de variabilidad. ....	55
Gráfico 6-35: Plan de producción para el caso C30 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 3.7. ....	56
Gráfico 6-36: Plan de producción para el caso C30 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 3.9. ....	56
Gráfico 6-37: Plan de producción para el caso C30 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 4.5. ....	56
Gráfico 6-38: VAN del proyecto para C30 aplicando restricciones de variabilidad. ....	57
Gráfico 6-40: VAN del proyecto aplicando restricciones de variabilidad en BK1 y BK5, para el tamaño de bloque C20. ....	59
Gráfico 6-41: VAN del proyecto aplicando restricciones de variabilidad en ambos escenarios para todos los tamaños de bloque. ....	60
Gráfico 7-1: VAN de los planes anuales para distintos tamaños dentro de un rango de restricción. ....	63
Gráfico 7-2: VAN del proyecto según la confiabilidad entregada. ....	63
Gráfico 11-1: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 15 metros. ....	70
Gráfico 11-2: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 15 metros. ....	71
Gráfico 11-3: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 20 metros. ....	73
Gráfico 11-4: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 20 metros. ....	73
Gráfico 11-5: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 30 metros. ....	75
Gráfico 11-6: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 30 metros. ....	76
Gráfico 11-7: Plan de producción para el agendamiento tipo banco-fase para worst case. ....	78
Gráfico 11-8: Plan de producción para el agendamiento tipo banco-fase para best case. ....	78
Gráfico 11-9: Plan de producción para el agendamiento directo de bloques para worst case. ....	78
Gráfico 11-10: Plan de producción para el agendamiento directo de bloques para best case. ....	79
Gráfico 11-11: Plan de producción para el agendamiento óptimo con una actividad por fase. ....	79
Gráfico 11-12: Plan de producción para el agendamiento óptimo con dos actividades por fase. ....	79
Gráfico 11-13: Plan de producción para el agendamiento BOS2M. ....	80
Gráfico 11-14: Plan de producción con una capacidad de mina de 30 Mton y la planta con 6 Mton. ....	83
Gráfico 11-15: Plan de producción con una capacidad de mina de 20 Mton y la planta con 5 Mton. ....	83
Gráfico 11-16: Plan de producción con una capacidad de mina de 15 Mton y la planta con 4 Mton. ....	83
Gráfico 11-17: Plan de producción con una capacidad de mina de 27.5 Mton y la planta con 4.5 Mton. ....	84
Gráfico 11-18: Plan de producción con una capacidad de mina de 25 Mton y la planta con 6 Mton. ....	84
Gráfico 11-19: Plan de producción con una capacidad de mina de 20 Mton y la planta con 6 Mton. ....	84
Gráfico 11-20: Plan de producción con una capacidad de mina de 25 Mton y la planta con 5 Mton. ....	85

Gráfico 11-21: Plan de producción con una capacidad de mina de 20 Mton y la planta con 4 Mton. .....	85
Gráfico 11-22: Plan de producción con una capacidad de mina de 30 Mton y la planta con 5 Mton. .....	85
Gráfico 11-23: Plan de producción para el caso C10 con las categorías visualizadas. ....	86
Gráfico 11-24: Plan de producción para el caso C15 con las categorías visualizadas. ....	86
Gráfico 11-25: Plan de producción para el caso C20 con las categorías visualizadas. ....	87
Gráfico 11-26: Plan de producción para el caso C30 con las categorías visualizadas. ....	87
Gráfico 11-27: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C10. ....	88
Gráfico 11-28: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C15. ....	88
Gráfico 11-29: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C20. ....	89
Gráfico 11-30: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C30. ....	89
Gráfico 11-31: Plan de producción para el caso C10 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 4.5. ....	89
Gráfico 11-32: Plan de producción para el caso C15 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 4.5. ....	90
Gráfico 11-33: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 3.5. ....	90
Gráfico 11-34: Plan de producción para el caso C30 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 4.5. ....	90
Gráfico 11-35: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.1 en BK5. ....	90
Gráfico 11-36: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.2 en BK5. ....	91
Gráfico 11-37: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.3 en BK5. ....	91
Gráfico 11-38: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.6 en BK5. ....	91
Gráfico 11-39: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.8 en BK5. ....	91
Gráfico 11-40: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 2 en BK5. ....	92
Gráfico 11-41: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 3 en BK5. ....	92
Gráfico 11-42: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 4 en BK5. ....	92
Gráfico 11-43: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 5 en BK5. ....	92
Gráfico 11-44: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 6 en BK5. ....	93
Gráfico 11-45: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 7 en BK5. ....	93
Gráfico 11-46: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 8 en BK5. ....	93
Gráfico 11-47: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 9 en BK5. ....	93
Gráfico 11-48: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 10 en BK5. ....	94

Gráfico 11-49: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 12 en BK5.....	94
--	----

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 4-1: Horizontes para la planificación minera. Fuente: Kear (2006).....	7
Tabla 6-1: Dimensiones del modelo de bloques.....	23
Tabla 6-2: Estadísticas básicas de ley presente en el yacimiento completo.....	24
Tabla 6-3: Parámetros económicos utilizados en la envolvente económica. ....	24
Tabla 6-4: Valor de las envolventes económicas para cada escenario. ....	27
Tabla 6-5: Colores para cada categoría .....	28
Tabla 6-6: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 5 metros. ....	30
Tabla 6-7: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 10 metros. ....	33
Tabla 6-8: Tabla resumen de la cantidad de mineral y estéril con su ley media para cada tamaño de bloque. ....	33
Tabla 6-9: Tabla resumen de la composición interna de bloques grandes de mineral para cada tamaño. ....	34
Tabla 6-10: Atributos de bloques pequeños en bloques grandes.....	38
Tabla 6-11: VAN de cada combinación de capacidades probada. ....	41
Tabla 6-12: VAN, valor nominal de la envolvente y distribución porcentual por categoría para cada SMU. ....	46
Tabla 6-13: Número de bloques con sus finos presentes cuya variabilidad de ley es mayor al criterio para el caso C10.....	47
Tabla 6-14: Número de bloques con sus finos presentes cuya variabilidad de ley es mayor al criterio para el caso C15.....	48
Tabla 6-15: Número de bloques con sus finos presentes cuya variabilidad de ley es mayor al criterio para el caso C20.....	48
Tabla 6-16: Número de bloques con sus finos presentes cuya variabilidad de ley es mayor al criterio para el caso C30.....	48
Tabla 6-17: Estadísticas básicas del coeficiente de variación para cada tamaño de bloque. ....	49
Tabla 6-18: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C10. ....	51
Tabla 6-19: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C15. ....	53
Tabla 6-20: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C20. ....	55
Tabla 6-21: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C30. ....	57
Tabla 6-22: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C20. ....	58
Tabla 6-23: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad en BK1 y BK5 para el tamaño de bloque C20.....	58
Tabla 6-24: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para los casos destacables..	59
Tabla 7-1: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para todos los tamaños de bloque. ....	61
Tabla 7-2: Porcentaje de cada categoría para cada tamaño de bloque aplicando un CV máximo de 3.5. ....	62

Tabla 11-1: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 15 metros. ....	71
Tabla 11-2: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 20 metros. ....	74
Tabla 11-3: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 30 metros. ....	76
Tabla 11-4: Rango de variación de parámetros económicos. ....	77
Tabla 11-5: Resultados económicos para los distintos parámetros ingresados .....	77
Tabla 11-6: Resultados de los distintos tipos de agendamiento. ....	80
Tabla 11-7: Resultados de los distintos métodos de resolución de BOS2M .....	80
Tabla 11-8: Coeficiente de variación medio para los distintos tamaños en el escenario 5. ....	94

# 1. INTRODUCCIÓN

La minería de cobre es un pilar fundamental de la economía chilena, siendo el mayor productor a nivel mundial y con un gran potencial geológico. Por lo que la inversión en nuevos proyectos resulta una alternativa atractiva para los inversionistas, pero el escenario económico actual con leyes decrecientes y mayores profundidades de los pórfidos cupríferos dificulta que la explotación de estos proyectos presente un margen de ganancia atractivo, por lo que los cuerpos de menor potencia tales como vetas cobran mayor importancia, especialmente si se encuentran en los alrededores de minas ya en explotación.

En estos cuerpos controlados estructuralmente, la cantidad de información disponible mediante sondajes resulta un factor crítico en el análisis de factibilidad económica. Esto se debe a la baja continuidad que existe entre los cuerpos de alta ley, por lo que la incertidumbre geológica y la dilución presentes en el cuerpo representan dos factores fundamentales a analizar por su impacto en la planificación.

Este trabajo se concentró en el estudio de la dilución por contacto y su impacto en la minería a cielo abierto, la cual al aumentar genera un crecimiento del tonelaje extraído. Esto se traduce en más material a trasladar y luego procesar, por lo que implica una reducción en el rendimiento de todas las áreas posteriores a la tronadura, desgastando más los equipos.

Al cambiar a un tamaño de soporte mayor se genera una pérdida de información de gran relevancia. En la siguiente figura se muestra un ejemplo de ésta, siendo los bloques rojos estéril y los azules minerales. Un caso presenta mayor ingreso de dilución lateral que el otro, siendo la misma cantidad de bloques en ambos casos.

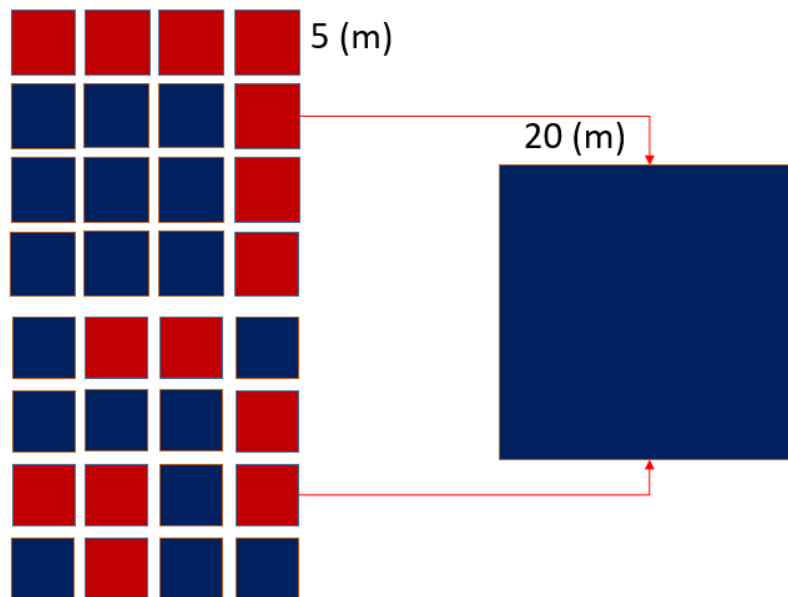


Figura 1.1: Esquema de la dilución interna dada por la disposición de leyes.

Además, con el cambio de soporte se pierde selectividad posible en unidades de bloques menores que, dependiendo de la distribución de leyes, se traduce en un mal aprovechamiento de las oportunidades.

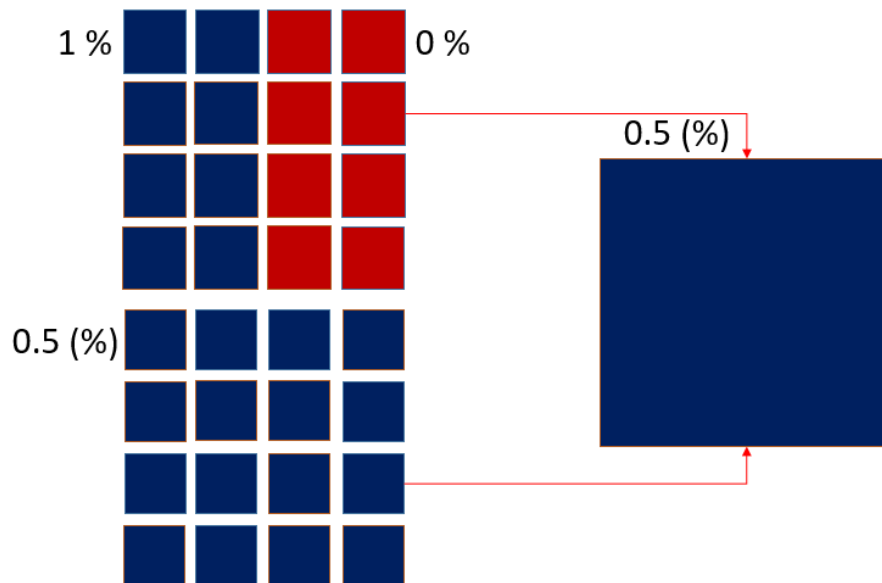


Figura 1.2: Esquema de la dilución interna dada por la distribución de leyes.

En estas mineralizaciones tipo veta, se tiene que la dilución del recurso mineral generada provoca un mayor impacto económico que para los pórfidos cupríferos, debido a la mayor cantidad de superficie de mineral en contacto con estéril propensa a diluirse durante la operación. El impacto puede ser tal que el material antes considerado mineral pase a ser estéril por la nueva ley obtenida. Por lo anterior la cuantificación de esta superficie en contacto resulta fundamental para poder darse una idea de la dilución teórica existente e incorporarla a la planificación.

Actualmente en la industria existen casos donde la incorporación de un criterio de dilución en la planificación es algo obtenido mediante la experiencia, donde el experto estima un porcentaje de dilución para incorporarlo al plan. Esto puede resultar factible para casos donde los cuerpos son más regulares con formas más simples, pero en casos como el estudiado en esta memoria, puede llevar a grandes diferencias entre los resultados obtenidos por los planes y lo logrado en la operación.

El poseer un criterio de dilución que logre incorporar todos los factores que se tratarán durante este trabajo resultaría en un gran avance para la reconciliación de datos entre la planificación y la operación, permitiendo así a comprender mejor el entorno con el cual se trabaja en un comienzo, con ello se podrán tomar decisiones fundamentales desde el inicio, tales como reconsiderar los equipos utilizados optando por otros de menor tamaño para obtener una mayor selectividad, velando por la obtención de resultados en operación fieles a la planificación.



## **2. OBJETIVOS**

### **2.1. Objetivo General**

Caracterización e incorporación de la dilución de leyes en planificación minera a cielo abierto en depósitos de alta ley controlados estructuralmente.

### **2.2. Objetivos Específicos**

-Evaluar el impacto en distintos escenarios, es decir, el background de estéril de baja ley, donde la diferencia en la ley tendrá una importancia significativa, versus buffer más suave, donde las leyes de mineral y estéril se asemejan en magnitud.

-Estudiar el efecto del cambio de soporte en los distintos escenarios, cuantificando la pérdida de información que se genera al pasar un tamaño de bloque mayor.

-Declarar recursos muy susceptibles a diluirse por separado. Este riesgo de dilución será cuantificado mediante la varianza de leyes existente entre los bloques pequeño que componen un bloque grande al rebloquear.

-Ver el impacto del cambio de soporte en estos escenarios en términos de planificación y de reservas, comparando los planes de producción y los indicadores económicos y operacionales obtenidos.

-Para el caso estudiado, crear un criterio de dilución para la planificación a cielo abierto, que al aplicarse sobre el caso base entregue resultados similares a los obtenidos.

### 3. ALCANCES

El siguiente trabajo incorpora el estudio de la dilución en la planificación de una mina a cielo abierto. Para ello se trabajan tanto la evaluación del yacimiento como la planificación de la mina.

Para la evaluación del yacimiento se estudia un modelo de bloques confeccionado de antemano, en ningún caso se realiza captura de información, modelamiento e interpretación geológica y estimación de recursos. El modelo estudiado consta de un cuerpo altamente estratificado tipo veta con 25,026,301 bloques, de dimensiones 7.5 m x 5 m x 2.5 m.

En el caso de la planificación de la mina, se realiza una evaluación estratégica a largo plazo, utilizando parámetros económicos fijos. El estudio no se adentrará en la planificación de mediano ni corto plazo.

Se considera para este estudio solo dilución geológica por contacto e interna, tanto la dilución como la incertidumbre operacional quedan fuera de los alcances de este trabajo.

En cuanto a los parámetros geomecánicos, se trabaja con un ángulo de talud de 45° con 7 niveles de precedencia para cada bloque en todos los casos estudiados, con el objetivo de reducir el tiempo de los agendamientos procesados, los cuales ocupan una cantidad considerable de recursos y tiempo de ejecución en los equipos del laboratorio.

El caso de estudio propuesto para probar esta metodología corresponde a un yacimiento polimetálico de cobre, oro y plata, el cual fue llevado a cobre equivalente para simplificar y acortar los tiempos de computo de los códigos utilizados.

## 4. ESTADO DEL ARTE

### 4.1. Caracterización de recursos

Para entender mejor el problema, es necesario saber que la información con la cual se trabaja fue obtenida mediante una campaña de muestreo, donde las muestras obtenidas se utilizaron para una posterior estimación de los recursos minerales existentes en el yacimiento. La precisión de dicha estimación depende fuertemente de la cantidad de información recolectada. Dicho fenómeno es conocido como el efecto de información, el cual es explicado a continuación.

#### 4.1.1. Efecto de información

La selección de mineral/estéril aplicada al material explotado en la mina es hecha siempre con un estimador de las leyes, no con las leyes reales. Esta selección imperfecta presenta trae consigo un error de estimación (Rossi and Deutsch, 2014)

Presentado de manera gráfica en la Figura 4.1, se presenta una nube de dispersión entre leyes estimadas y leyes reales, con una ley de corte de 0.3 (%). Considerando esto se tienen cuatro posibles situaciones:

1. El SMU (selective mining unit), que para efectos de este trabajo es considerada como un bloque de dimensiones 7.5 m x 5 m x 2.5 m, tiene una ley estimada que le permite ser recuperado y es destinado como tal, por lo que no hay error en su clasificación (cuadrante I, derecho superior).
2. El SMU es estimado como estéril y es destinado como tal, por lo que no existe error (cuadrante IV, izquierda inferior).
3. El SMU es estimado como estéril, poseyendo leyes sobre 0.3 (%), produciéndose pérdida de mineral al ser descartado (cuadrante III, izquierda superior).
4. El SMU es estimado como mineral, teniéndose leyes bajo 0.3 (%), resultando en dilución al ser destinado a la planta para su procesamiento (cuadrante II, derecha inferior).

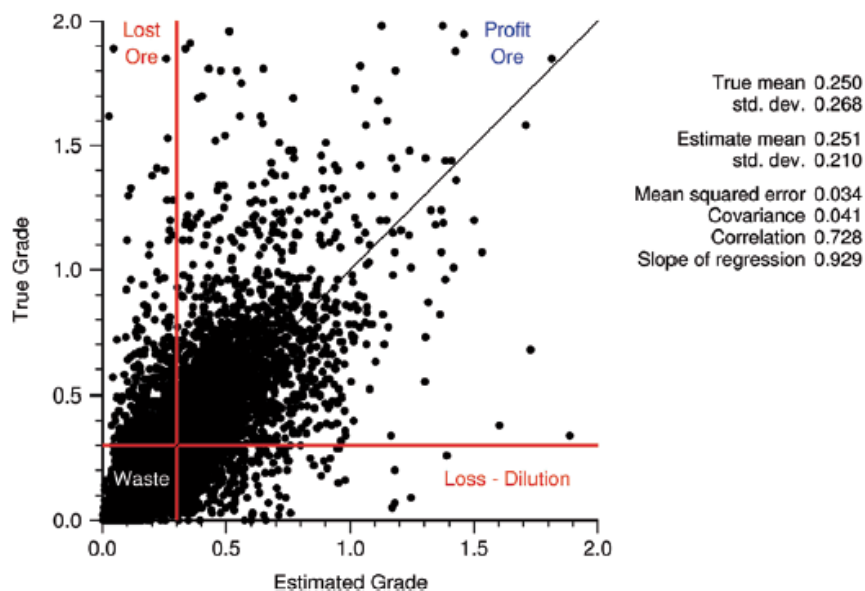


Figura 4.1: Nube de dispersión para un caso hipotético de valores SMU estimados vs verdaderos. La ley de corte de  $Z_c=0.3$  define 4 cuadrantes en el gráfico, donde 2 de ellos representan una mala clasificación. Fuente: Rossi and Deutsch (2014).

#### 4.1.2. Efecto de soporte

El soporte es el tamaño de bloque utilizado en el modelo. Según Rossi y Deutsch (2014), un cambio de tamaño de bloque trae consigo diversas consecuencias sobre las estadísticas del yacimiento, se puede reducir el tamaño de bloque para tener la opción de elegir mejor los bloques a explotar, es decir aumentar la selectividad, o bien se pueden agregar varios bloques pequeños realizar un cambio a un soporte de mayor tamaño, esto con el fin de reducir el número de bloques con el que se trabaja.

A continuación, se muestra un efecto en las estadísticas básicas trabajadas con distintos tamaños de soporte.

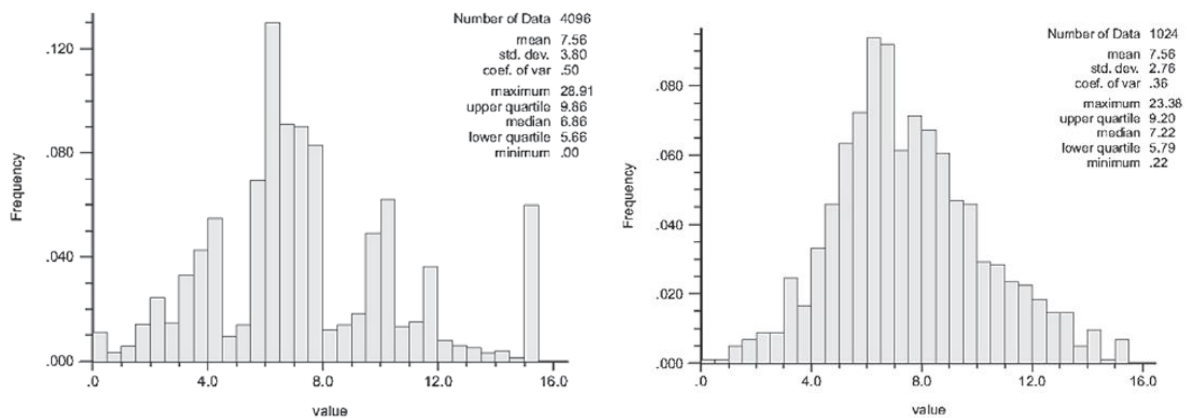


Figura 4.2: Estadísticas básicas para distintos tamaño de bloque de un modelo. Fuente: Rossi and Deutsch (2014).

Como se observó al aumentar el tamaño de bloques se produce un suavizamiento de las leyes, es decir una reducción de la varianza y un acercamiento de los valores extremos como el mínimo y el máximo, mientras que la media no varía. Se espera estudiar en el trabajo de título como este efecto altera la cantidad de superficie mineral en contacto con el estéril.

## 4.2. Planificación minera

La planificación consiste en el ordenamiento y agendamiento<sup>1</sup> de las actividades y recursos de la operación minera de manera tal de obtener el mejor resultado posible del objetivo que se busca, sea este VAN, reserva, vida de la mina y continuidad operacional (Vargas, 2011).

Esta actividad se divide en 3 horizontes de planificación minera, con diversas visiones estas son:

- Planificación estratégica o de largo plazo: Consiste en realizar un plan minero plurianual que abarque la explotación de las reservas mineras, llevando a cabo la materialización de los objetivos de la empresa y alineándolos con la planificación de la mina.
- Planificación táctica o de mediano plazo: El horizonte de tiempo comúnmente de 1 año donde se realizan planes mensuales, el objetivo de este proceso es orientar al corto plazo con metas productivas mensuales que tienen como ultima finalidad lograr las metas de largo plazo, define el presupuesto de las operaciones mineras y lidia con las restricciones de los recursos disponibles.
- Planificación operativa o de corto plazo: Se conforma de planes diarios, semanales y mensuales, tiene por objetivo lograr lo estipulado en la planificación táctica. En esta etapa se recopila información y se enfrentan los problemas diarios, tales como la asignación de los recursos, desempeño de los equipos, cambios de turno, etc.

En la siguiente tabla se presentan los enfoques que presenta cada área de la planificación en función de lograr sus objetivos (Kear, 2006).

Tabla 4-1: Horizontes para la planificación minera. Fuente: Kear (2006).

<b>Estratégica</b>	<b>Táctica</b>	<b>Operativa</b>
Obtiene el mejor valor	Obtienen los costos más bajos	Agendamiento de las actividades diarias
Diseña	Implementación	Implementación rápida
Determina limitaciones y restricciones	Identifican recursos para cumplir el plan	Control visual de las variantes
Relaciona los componentes para maximizar el objetivo	Prueba el efecto de distintas prácticas operacionales	Reducción del capital minero
Prueba distintos escenarios	Identifica las variaciones en prácticas correctivas	Informa nuevos percances que afecten el plan
Imprecisión de estructuras	prácticas correctivas	
Identifica variaciones	Ajuste de estructuras	

## 4.3. Planificación estratégica

La metodología tradicional para planificar a largo plazo consiste en recibir como input el modelo de bloques generado donde se contienen las coordenadas X, Y, Z, la ley, densidad y especie mineral de cada bloque. Luego se procede a valorizar cada uno de estos bloques según los parámetros económicos que se tienen en el momento de realizar el estudio. Esto se realiza mediante la siguiente fórmula:

Ecuación 4-1: Valorización de cada bloque

$$\text{Valor del bloque (US\$)} = (P - Cv \& r) * R * F * Ton * ley(\%) - Cm * Ton - Cp * Ton$$

<sup>1</sup> “Agendamiento”: Se refiere al hecho de asignar a cada bloque, un destino y un periodo para su extracción.

Siendo:

$P$ : Precio del metal (US\$/libra)

$C_{v\&r}$ : Costo de venta y refinación (US\$/libra)

$R$ : Recuperación metalúrgica (%)

$F$ : Factor de conversión de libra a toneladas 2204.06

$C_m$ : Costo de mina (US\$/ton)

$C_p$ : Costo de planta (US\$/ton)

Con el valor de cada bloque es posible obtener instancias de pits donde se envuelve un conjunto de bloques, donde dados los parámetros económicos introducidos, su extracción resulta económicamente factible, es decir, traen utilidades al negocio minero. Cabe destacar que la extracción de estos bloques debe respetar una serie de restricciones lógicas, como las precedencias que indican la cantidad de bloques superiores que se deben extraer para llegar al bloque seleccionado. Se denomina pit final a que la envolvente económica que presenta el negocio de mayor valor con cada bloque valorizado según la formula antes descrita.

Luego se calculan los pits anidados según el algoritmo de Lerchs & Grossman (Lerchs & Grossman, 1965), donde se le agrega un factor ponderador al precio llamado Revenue Factor, el cual va de 0 a 1. Cabe mencionar que para llevar a cabo el algoritmo se deben respetar restricciones geométricas de precedencias verticales vinculadas con un ángulo de talud, usualmente de  $45^\circ$ .

Luego de ya creados los pit anidados se realiza la selección de fases según el criterio del planificador, finalmente se elige la secuencia de explotación. Ésta conformará el plan que defina qué sacar y cuándo sacarlo, la Figura 4.3 muestra las secuencias más conocidas: el “Worst case (WC)” y el “Best case (BC)”, el WC consiste en una extracción banco a banco que comúnmente resulta ser el peor escenario económico debido a la alta cantidad de estéril extraída al principio, el BC corresponde a la extracción pit a pit que muchas veces resulta inviable operacionalmente.

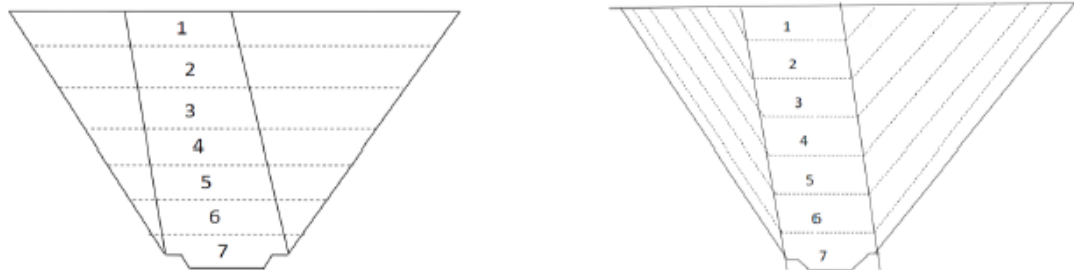


Figura 4.3: Worst case a la izquierda, Best case a la derecha. Fuente: Lerchs & Grossman (1965)

Comúnmente el plan de producción considera una cantidad de material extraído por periodo, un máximo y mínimo de bancos por fase combinando ambos casos.

#### 4.4. Agendamiento de bloques

La secuencia de extracción de los bloques presentes se puede determinar mediante varios métodos existentes en la industria. Para este caso se utiliza la herramienta de Doppler para agendar llamada BOS2M. Esta función integra todos los pasos mencionados en el algoritmo de Lerchs & Grossman en un modelo de optimización, poniendo énfasis en la componente temporal, optimizando el momento y destino de cada bloque.

Se elige el periodo de extracción y el destino más cercano al óptimo para cada bloque, sujeto a restricciones de capacidad de extracción y de procesamiento, mezcla de finos, talud y niveles de precedencia. Con el objetivo de maximizar el VAN y reducir los tiempos de computo del método de resolución se utiliza TopoSort, se llegó a esta decisión en un trabajo de comparación previo explicado en anexos.

#### 4.5. Selección de recursos a explotar

Si bien las leyes y composición son primordiales para la asignación del destino al cual se dirigirá el material luego de ser extraído, en un tiempo determinado, además se deben incorporar restricciones operacionales al plan, existen anchos operacionales mínimos que permiten que los equipos se posicionen en el sector y realicen la extracción correspondiente (Deutsch, 2016).

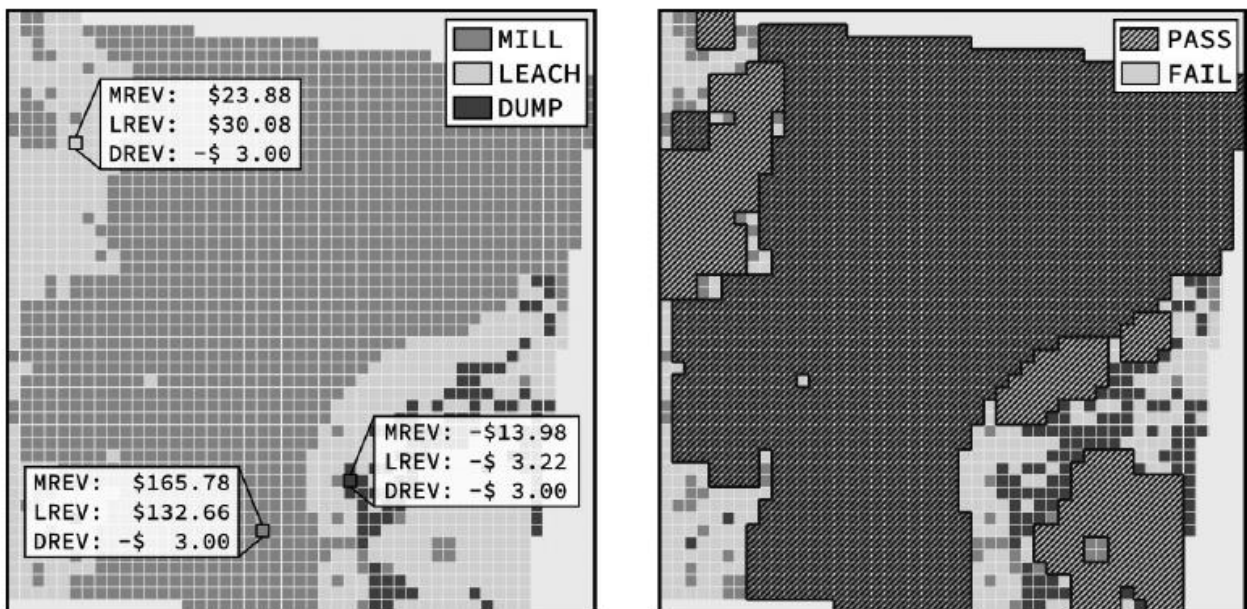


Figura 4.4: Modelo económico de control por leyes coloreado según clasificación (izquierda). El mismo modelo con regiones que pasan un ancho mínimo de operación de 3x3 (Derecha). Fuente: Deutsch (2016).

Para este conjunto de datos existen este tipo de restricciones:

- Los bloques extraíbles permiten que el ancho de operación encaje en su ubicación.
- Cada bloque tiene un conjunto de clasificaciones permitidas.
- Habilitar bloques hace que el optimizador posiblemente los cambie.

A continuación, se muestran los resultados del trabajo para distintos anchos operacionales permitidos.

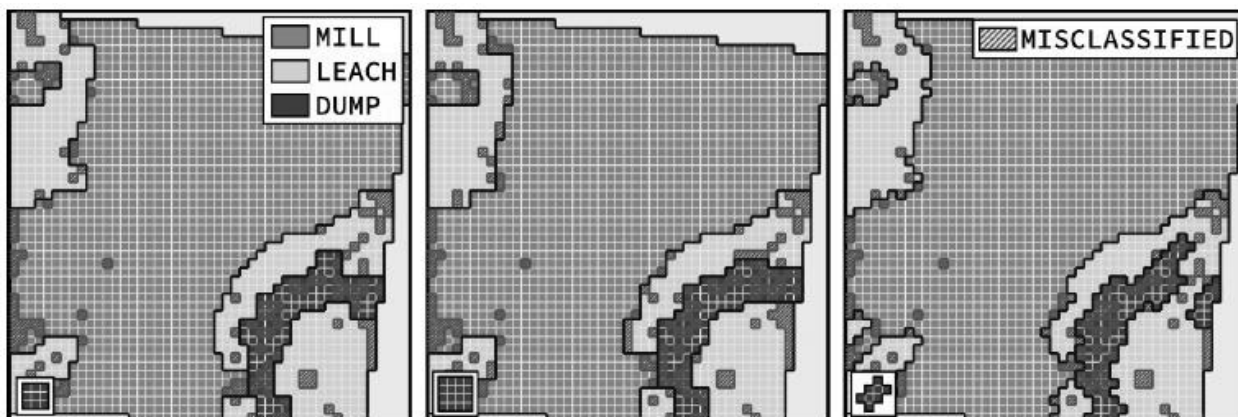


Figura 4.5: Resultados del Dataset A con ancho mínimo de 3x3 (Izquierda), 4x4 (Centro) e irregular (Derecha). Fuente: Deutsch (2016).

A medida que aumenta el tamaño del ancho mínimo de operación, también aumenta la cantidad de bloques mal clasificados. Hay 37 bloques adicionales que se clasifican erróneamente en el 4x4 MW a cambio de \$US 286 (Deutsch, 2016).

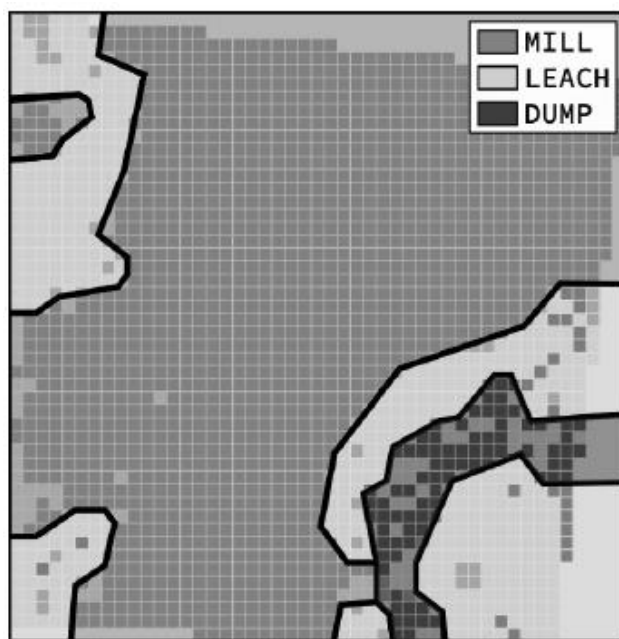


Figura 4.6: Selección de contornos optimizada con un ancho operacional de 3x3. Fuente: Deutsch (2016).

El resultado final genera estos polígonos extraíbles como una operación contorneada restringida. En el trabajo actual se cuantificará la posible dilución y el coeficiente de varianza en un bloque más grande. Con esa información podría crearse un polígono con recursos con alto riesgo a diluirse.



## 4.6. Recursos susceptibles a dilución

En el presente trabajo se realiza la categorización<sup>2</sup> de los bloques utilizando como criterio la vecindad de cada uno, por lo que aquellos bloques que se verán mayormente afectados por la dilución serán aquellos rodeados por estéril.

Al trabajar pasando a un tamaño de soporte mayor, esta frontera de contacto entre mineral y estéril se ve indudablemente afectada, perdiéndose gran cantidad de información con tamaños de bloque grandes. Por ello con el fin de reducir esta pérdida de información se calculó el coeficiente de variación de las leyes para los bloques grandes, esto quiere decir que se suman las diferencias entre las leyes de cada bloque pequeño con respecto al bloque grande, para luego dividir por la ley media de los pequeños o, lo que es lo mismo, la ley del bloque grande. Con ello se calcula el coeficiente de variación, como se ve en la siguiente formula:

Ecuación 4-2: Coeficiente de variabilidad

$$CV = \sigma/M$$

Donde:

$\sigma$ : Es la desviación estándar de ley dentro de cada bloque grande.

M: Ley del bloque grande.

Para la definición de que recursos se consideran de alta variabilidad y por ende con mayor riesgo de dilución se utilizó el criterio de que aquellos bloques con CV mayor a 2.5 se consideran con una alta variabilidad (Rossi and Deutsch, 2014).

## 4.7. Indicadores

### 4.7.1. Indicadores económicos

**-Valor actual neto (VAN):** Corresponde a la suma de las inversiones iniciales que conlleva el proyecto junto con los flujos de caja actualizados según una tasa de descuento para cada periodo. Esta fórmula se utiliza como indicador económico ya que indica el potencial de negocio que posee el proyecto, al ser positivo el resultado de la sumatoria puede presentarse una oportunidad para invertir, donde se presentan ganancias a futuro, pero al ser negativo el resultado se descarta el proyecto.

Ecuación 4-3: Valor actual neto

$$VAN = -I_0 + \sum_{i=1}^n \frac{F_i}{(1+t)^i}$$

---

<sup>2</sup> “Categorización”: Se refiere a la triplicación o clasificación en diversos tipos de bloques según su ley y la ley de sus vecinos.

Dónde:

$I_0$ : Inversión

$F_i$ : Flujo de caja en el periodo  $i$

$t$ : Tasa de descuento

$n$ : Periodos de duración del proyecto

**Reservas disponibles:** Una vez calculada la envolvente económica mediante una instancia de pit final con la ley de corte correspondiente a los parámetros económicos trabajados en la valorización, se posee una cantidad de mineral total en conjunto con su ley media. Esto nos indica el potencial de negocio económico que posee el yacimiento, usualmente expresado en una curva de tonelaje-ley. Cabe destacar que esta envolvente no es operativa, por lo que al operativizar el pit se verán reducidas estas reservas y probablemente la relación estéril-mineral aumentará.

#### 4.7.2. Indicadores técnicos

**Vida de la mina:** Una vez obtenida la envolvente económica, se obtiene un tonelaje asociado a la mina como se menciona anteriormente. La cantidad de periodos que durara la extracción de este mineral se denomina *Life of Mine* o *LOM*, regularmente se utilizan los años como unidad de periodo. La cantidad de años es un factor relevante ya que el desarrollo de una mina conlleva un gran trabajo previo en muchas áreas por lo que se debe crear un proyecto que dure lo suficiente para que se justifique la cantidad de trabajo requerido tanto para los trabajadores mismos como para las comunidades cercanas.

**Capacidad mina:** Esta nos indica la cantidad de material que es movido en la mina, es decir, la roca luego de ser tronada y cargada en un camión se desplaza a un destino, dependiendo si es mineral, estéril, ROM, etc. según su clasificación. Esta capacidad nos indica el tamaño de las operaciones que se darán en la mina. Se considera comúnmente que en cada periodo se deben mover cantidades similares de material y que sean cercanas en magnitud a la operación diseñada para que no se presenten bajas utilidades o sobrecargas de los equipos. En este trabajo como primera aproximación a la tasa de producción se utiliza la Ecuación 4-4.

Ecuación 4-4: Tasa de producción en toneladas métricas en 350 días de operación por año (Taylor, 1976)

$$ROP (M\text{Ton/año}) = 0.25 * (\text{Reservas}(M\text{Ton}))^{0.75} * (1 \pm 0.2)$$

**Relación estéril-mineral o stripping ratio:** La razón estéril mineral o REM es el cociente entre las toneladas de estéril divididas por las toneladas de mineral extraídas en un periodo. Por razones geológicas se suele presentar que en los primeros periodos esta razón presenta altos valores, disminuyendo en el tiempo cuando se alcanza la profundidad del mineral. Una buena planificación requiere cierta regularidad en la cantidad de movimiento total.

**Alimentación a planta y procesamiento de fino:** Al igual que la extracción de material, la alimentación a planta debe mantener saturada la capacidad de tratamiento, con el objetivo de obtener el máximo posible de toneladas procesadas por el mismo costo para los equipos dimensionados, esto según la ley disponible entrega el fino que será comercializado en fases posteriores.

#### 4.8. Dilución en minería

Existen diversas formas de interpretar la dilución, por lo que se definieron 4 tipos de dilución no planeada según Bertinshaw y Lipton (2007):

1. Por geometría: Relacionada al tamaño de pala, banco y forma del mineral.
2. Por incertidumbre en el contacto in-situ: Dada por la falta de información geológica.
3. Por tronado: Resultado de sobre tronadura donde se reduce también estéril.
4. Por errores mineros: Dada por errores en la operación, marcado, perforación, etc.

La dilución geométrica y por tronado se puede incorporar a la planificación, agregando un porcentaje constante de estéril extra al mineral, este porcentaje queda a criterio del planificador encargado. Luego se definen 4 formas de estimar la dilución:

1. Kriging de indicadores: Aproxima una distribución de las leyes locales.
2. Adición de ley promedio diluyente: Asume un factor de dilución global y constante.
3. Regularización estándar: Trabaja con bloques pequeños en contactos para mayor detalle.
4. Regularización controlada: Se incluyen especies minerales en contacto.

Estas distintas formas de cuantificar la dilución se utilizaron con el propósito de definir una forma concreta de estimar la dilución y establecer un criterio para la elección de perder mineral y realizar una explotación más selectiva extrayendo menos mineral o sacar todo y arriesgarse a diluir el mineral; donde se concluyó que trae un mayor beneficio el sacar todo el mineral arriesgándose a la dilución (Bertinshaw and Lipton, 2007).

Según Ebrahimi (2013) la dilución se puede definir como el cociente entre el tonelaje de estéril extraído y enviado a planta con el tonelaje total procesado, para expresarlo como porcentaje se utiliza la siguiente ecuación.

Ecuación 4-5: Dilución en el material enviado a planta expresada como porcentaje.

$$Dilución = \frac{Toneladas\ de\ estéril}{(Toneladas\ de\ mineral + Toneladas\ de\ estéril)} * 100$$

Además, se definen dos tipos de dilución principales. La dilución interna, la cual es difícil si no imposible de evitar, donde la litología y la distribución de leyes son factores importantes. La dilución externa, también llamada dilución de contacto, se refiere al estéril fuera del cuerpo mineralizado, el cual es minado con este, los factores fundamentales en este tipo de dilución son la forma del cuerpo, las técnicas de perforación y tronadura, la escala de la operación y el tamaño de los equipos. La Figura 4.7 muestra ambos tipos de dilución.

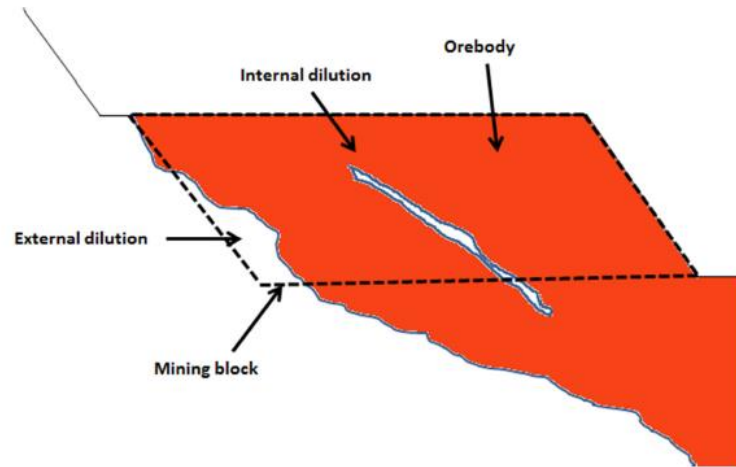


Figura 4.7: Un bloque extraíble en una mina a cielo abierto con los tipos de dilución existentes. Fuente: Ebrahimi (2013).

Luego de definir la dilución trabajada, se deben conocer las metodologías existentes que permitan estandarizar la medición de la dilución para minas a cielo abierto, se propone una que explicada en breves palabras esta consistía en realizar cortes a los pits anidados y según una ley de corte calcular la cantidad de mineral y estéril agregando 2 metros de contacto entre estos 2. Esto se puede apreciar en la siguiente imagen.

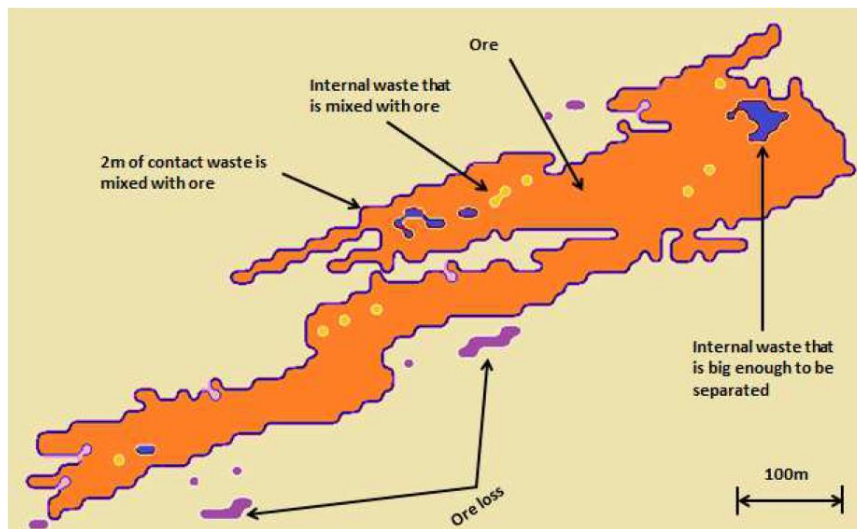


Figura 4.8: Vista planta del depósito mineral con una ley de corte de 0.49 gr/ton. Fuente: Ebrahimi (2013).

Se puede concluir que el uso de un margen de 2 metros de contacto también es aceptado en la industria.

Los principales resultados de Ebrahimi (2013) fueron los siguientes variando los parámetros de precio de oro y profundidad de la sección de la mina estudiada.

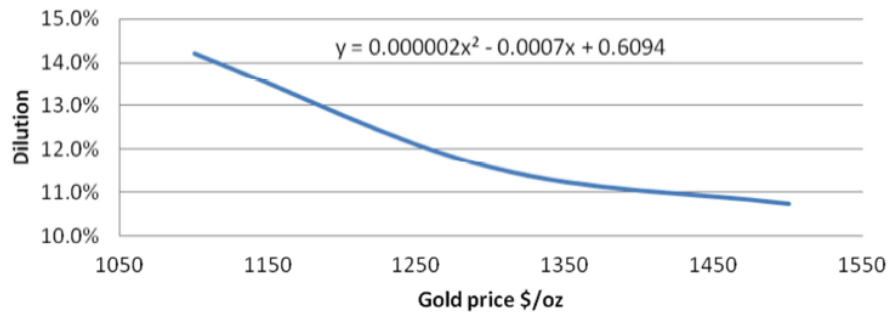


Figura 4.9: Dilución resultante para distintos precios de oro. Fuente Ebrahimi (2013).

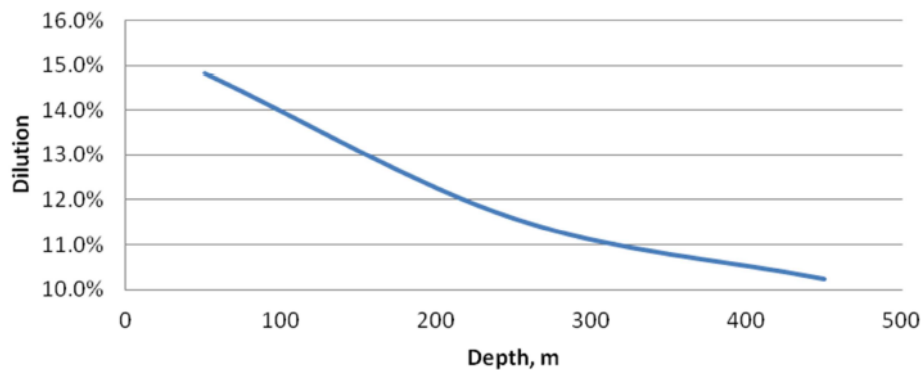


Figura 4.10: Dilución resultante para distintas profundidades de corte. Fuente Ebrahimi (2013).

Para el aumento de ambos parámetros se presentó una disminución en la dilución operacional resultante, esto debido a que al disminuir el precio se extrae menos material y al aumentar la profundidad se tiene una cantidad de mineral menor que está expuesta a la dilución (Ebrahimi, 2013).

Concluyendo, se tienen los siguientes efectos de la dilución en una mina:

- Conversión de mineral marginal a estéril.
- Aumento de costo planta.
- Aumento de LOM genera retraso en primeros flujos.
- Disminución VAN.

#### 4.9. DILUCIÓN EN LA PLANIFICACIÓN MINERA

En la planificación, la dilución geométrica se refleja en el cambio a una unidad de soporte mayor o rebloqueo, con ello se materializa la pérdida de selectividad en la extracción, junto a la incorporación de especies geológicas no deseadas.

Para medir el impacto del rebloqueo existen metodologías tales como la siguiente:

- Simulación del depósito real
- Análisis del efecto de soporte en recursos y reservas
- Análisis del impacto económico
- Estudio de la dilución en el contacto de bloques
- Estudio de sensibilidad.

De lo anterior se obtienen los resultados económicos para distintos tamaños de bloque. A continuación, se muestra el gráfico de metal contenido en el tonelaje tratado, esto para 3 tamaños de bloques estudiados (Jara et al. 2006).

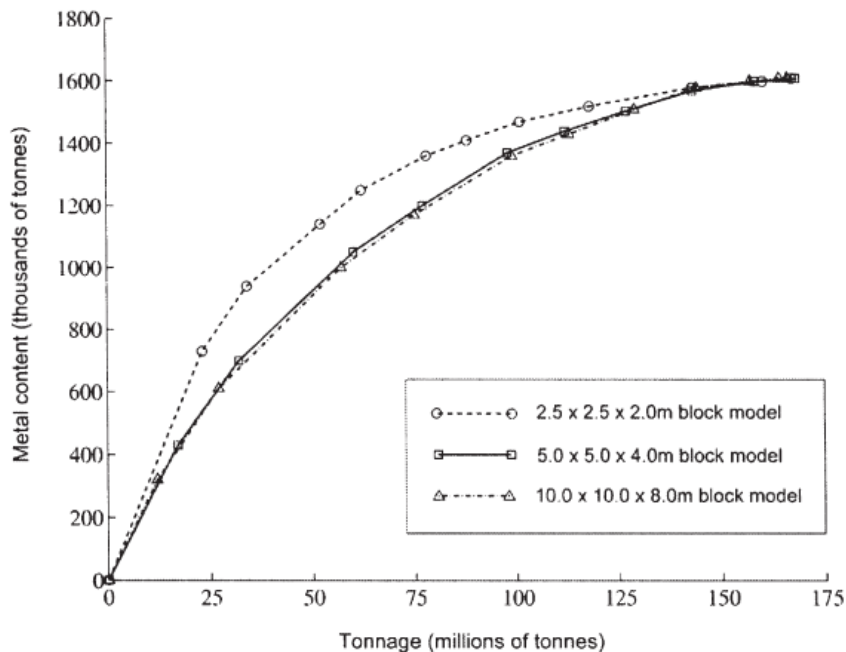


Figura 4.11: Curvas de selectividad (metal vs tonelaje) asociadas a cada tamaño de bloque. Fuente: Jara et al (2006).

Como se puede apreciar se reduce la cantidad de metal total al trabajar con un mayor tamaño de bloque, es decir, se pierde selectividad notándose un mayor impacto al pasar de los bloques pequeños a medianos que al pasar de bloques de tamaño medio a grandes (Jara et al, 2006).

Esta disminución de la selectividad significa una reducción en el VAN final obtenido para los bloques de mayor tamaño, por lo que se espera tener resultados similares en la memoria a desarrollar.

Los efectos del rebloqueo no solo se limitan a impactos económicos, sino que, además se poseen pérdidas de información de las especies contenidas dentro de un tamaño de bloque mayor, siendo asimiladas por la especie dominante.



Figura 4.12: Herramienta de agregación utilizada. Fuente: Vargas (2011).

Se puede observar que al pasar a un tamaño de bloque mayor la unidad del bloque de óxido fue agregada por el bloque de sulfuro ya que su representatividad es insignificante a formar parte del mismo bloque que otros 8 bloques de sulfuro.

El efecto del rebloqueo, produce una pérdida en la recuperación de los finos al aumentar el tamaño de bloque (Vargas, 2011).

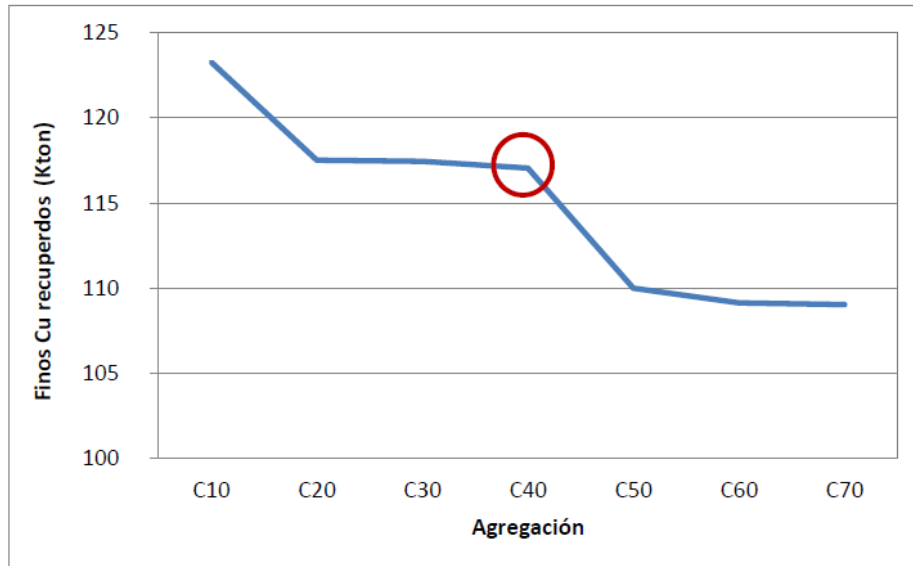


Figura 4.13: Cobre recuperado por nivel de agregación. Fuente: Vargas (2011).

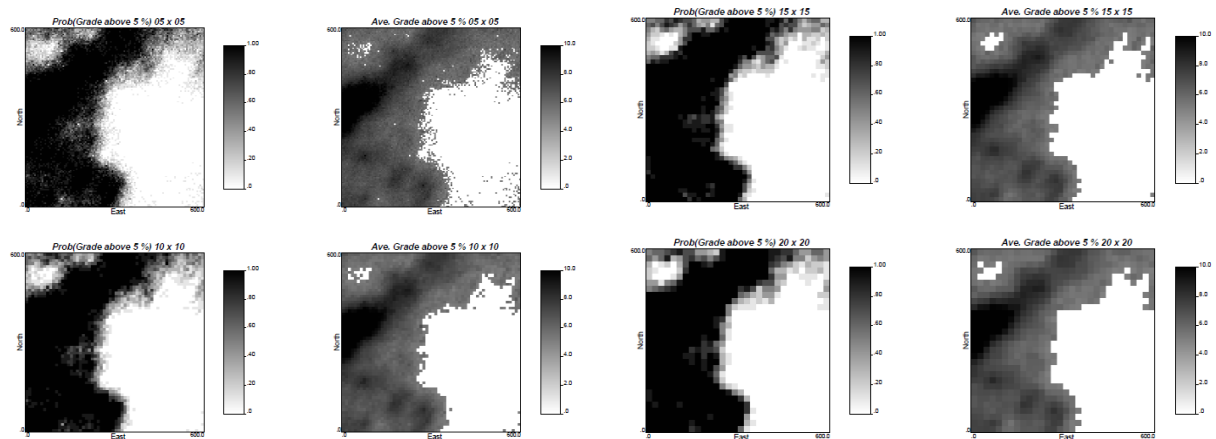
Por otro lado, se realizó un estudio más completo que incorporó la operación también por lo que se tuvieron los siguientes efectos a causa de la agregación de bloques.

- Geometría de explotación: Permite anchos mínimos mayores.
- Estrategia de consumo de reservas: Impacto en el orden de extracción sugerido.
- Selectividad en la extracción: Fuertemente condicionada.
- Recuperación de cobre fino: Disminución en el valor máximo.
- Tiempo de resolución: Reduce el número de variables y con ello el tiempo.

Este criterio también será utilizado en el desarrollo de este trabajo, tomando la especie mineralógica dominante como aquella que represente al bloque en su totalidad. Esto puede significar un gran impacto en las cantidades originales de cada especie mineral, por lo que esto quedará sujeto a modificaciones en el transcurso del trabajo.

Luego de estudiar el efecto del cambio de soporte, se deben escoger tamaños a estudiar que representen de manera correcta la dilución existente mediante este proceso. Para ello existe la siguiente metodología que consiste en comparar el tonelaje y la ley obtenida que va a planta con el tonelaje de mineral y su ley respectiva para cada tamaño de SMU (Sinclair and Blackwell, 2002).

- 1) Simulaciones de alta resolución contando con los controles geológicos y datos de la región.
- 2) Comparación de la realización con las leyes de los pozos de tronadura.
- 3) Simulación de las prácticas sobre el control de la ley para alcanzar los límites de excavación para mineral/estéril.
- 4) Uso de las muestras de perforación para generar múltiples realizaciones de las leyes en alta resolución.
- 5) Elección de rangos de los posibles tamaños de SMU y obtención del promedio ponderado según densidad para las leyes de cada tamaño,
- 6) Visualización de los resultados tanto del control de las leyes y la aproximación mediante simulación en una serie de gráficos de toneladas de mineral/estéril y ley vs el tamaño del SMU.





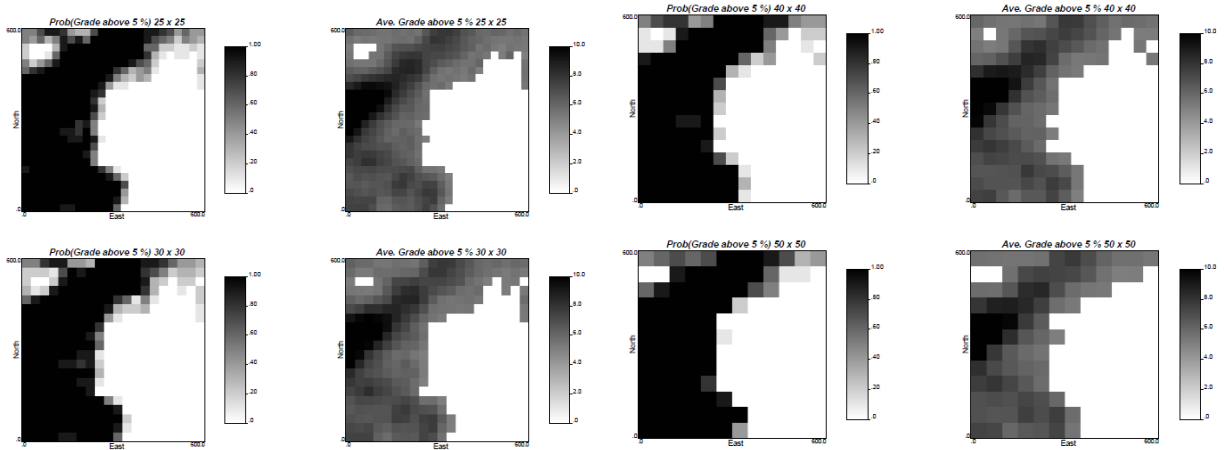


Figura 4.14: Suavización y pérdida de información. Fuente: Sinclair and Blackwell (2002).

Al probar 8 tamaños de bloque distintos, se llegó a la conclusión de que el tamaño óptimo para el estudio es de 20 x 20, por lo que los tamaños trabajados en este estudio son de proporciones similares.

Esto se demuestra al obtener las toneladas de mineral y estéril de cada caso, comparándolas con la producción de la planta, la cual se aprecia en rojo en la siguiente figura. Sin embargo, en el caso 20 x 20 se obtuvo una ley de 7.22% (diferencia del 2%), en cambio para el caso 6 x 6 se llegaron a 2.37 Mton (diferencia de 4%), por lo que a pesar de que represente fielmente el tonelaje, se sufre una pérdida de selectividad dada por el aumento del tamaño (Sinclair and Blackwell, 2002).

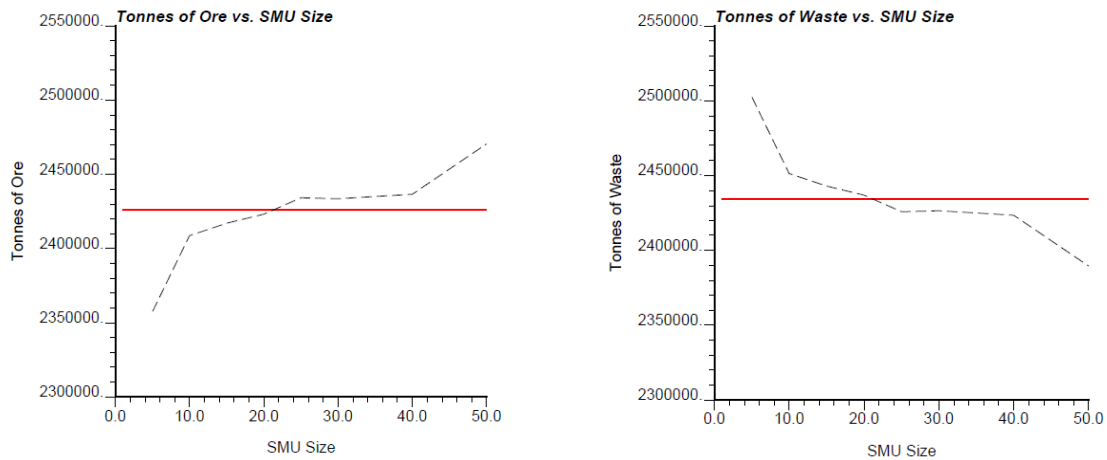


Figura 4.15: Tonelaje de minera en función del tamaño de bloque (izquierda), tonelaje de estéril en función del tamaño de bloque (derecha). Fuente: Sinclair and Blackwell (2002).

## 5. METODOLOGÍA

A continuación, se presenta la metodología utilizada en el presente trabajo. Las etapas correspondientes se observan en el siguiente esquema, luego se realiza una descripción de cada etapa.

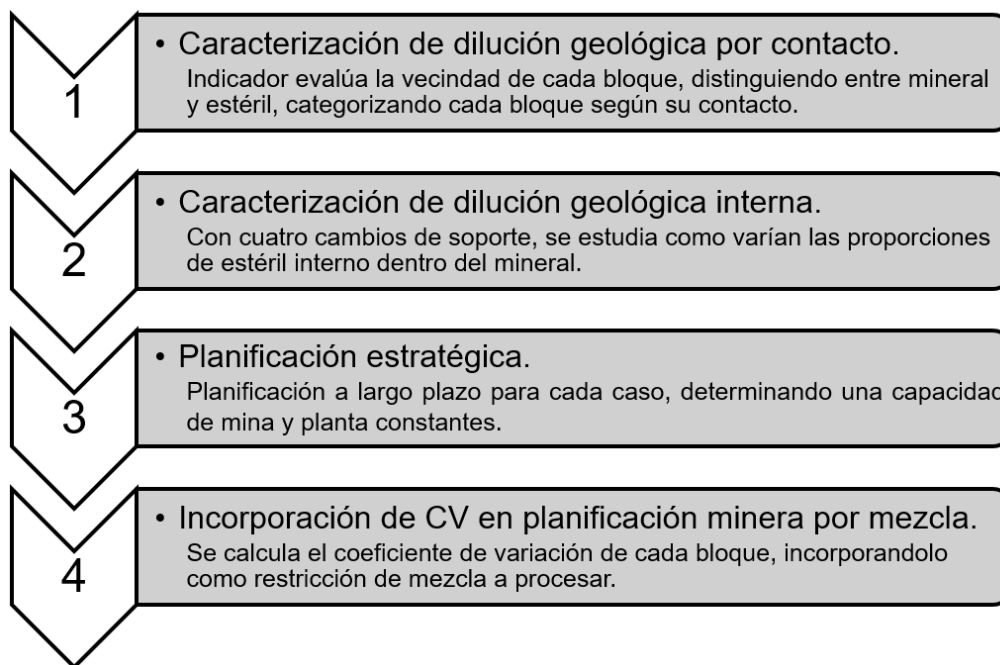


Figura 5.1: Metodología propuesta para el desarrollo del trabajo.

### 5.1. Caracterización de dilución geológica por contacto

En esta sección se realiza un estudio de la vecindad de cada bloque, utilizando los parámetros económicos establecidos se identifica un umbral de ley de corte crítica de 0.3 (%), verificando si los bloques cercanos son mineral o estéril.

Las categorías definidas en este estudio son las siguientes:

- Mineral en contacto con mineral (M-M): Un bloque de mineral cuya vecindad consta solo de bloques de mineral (azul).
- Mineral en contacto con estéril (M-E): Un bloque de mineral cuya vecindad consta de al menos un bloque de estéril (celeste).
- Estéril en contacto con mineral (E-M): Un bloque de estéril cuya vecindad consta de al menos un bloque de mineral (amarillo).
- Estéril en contacto con estéril (E-E): Un bloque de estéril cuya vecindad consta solo de bloques de estéril (rojo).

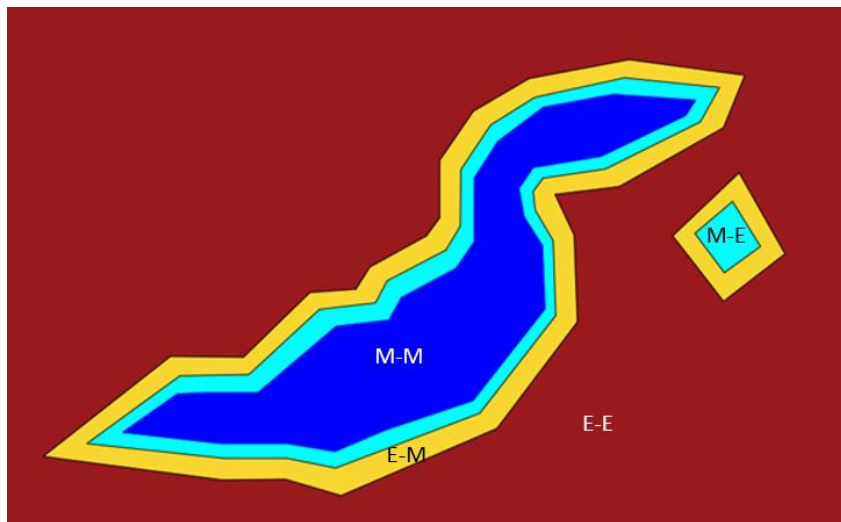


Figura 5.2: Esquema representativo de cada categoría.

Para un análisis de sensibilidad se genera otro background distinto a partir del modelo original, se le modifica la ley de estéril o roca caja que contiene el mineral. Esto con el fin de comparar casos donde, por ejemplo, la ley media de estéril es de 0 (%) versus un caso donde la ley es de 0.2 (%) y cómo, esta diferencia se traduce en el impacto en la planificación.

## 5.2. Caracterización de dilución geológica interna

Para estudiar la dilución interna se realizan 4 cambios de tamaño de soporte respecto del modelo original (C5), el cual posee dimensiones de bloque de 7.5 x 5 x 2.5 metros, generando los casos C10, C15, C20 y C30, donde las dimensiones de cada bloque se multiplican por 2, 3, 4 y 6 respectivamente.

Se realiza el mismo cambio de soporte para cada escenario antes descrito, esto con el fin de estudiar como las diferencias de las leyes presentes en la roca caja impactan en la planificación.

## 5.3. Planificación estratégica

La planificación de cada caso se realiza utilizando software desarrollado por el laboratorio de planificación Delphos, tales como Doppler y MineLink. En ellos se utiliza el agenciamiento directo de bloques para la realización de los planes anuales.

A partir del modelo de bloques antes mencionado se realiza una valorización de los bloques según parámetros económicos fijos. Con esto se obtiene una envolvente determinada cuyos pits anidados se utilizan para definir las fases de la mina y con ello finalmente un plan de producción con un VAN correspondiente.

Con el fin de obtener una capacidad de movimiento de mineral y alimentación a planta, se generan planes con distintas capacidades y mediante iteración se obtiene aquella que mejor se adecue al yacimiento estudiado, estas se fijan para el resto del estudio.

## 5.4. Incorporación de CV en planificación minera por mezcla

Para estudiar el impacto de las distribuciones internas de los bloques pequeños los cuales componen a los bloques grandes en un soporte mayor, se realiza un cálculo del coeficiente de variación (CV), cuya Ecuación 4-2 se describió anteriormente, para cada bloque grande.

Este coeficiente representa la variabilidad de leyes presentes dentro de cada bloque grande, por lo que mientras mayor sea, mayor riesgo de dilución existe, por ello se aplican restricciones de mezcla para los planes de cada caso estudiado, estas restricciones consisten en que cada periodo se debe enviar a planta bloques cuyo promedio de CV no supere el máximo establecido.

Los resultados que se buscan obtener para cada caso estudiado son los siguientes:

- Superficie de mineral en contacto con el estéril, expresada en la categoría M-E.
- Valor del pit final, VAN de cada plan y Life of mine (LOM) del plan final.
- REM y mineral procesado para cada periodo.
- Recursos susceptibles para diluirse.

## 6. APLICACIÓN AL CASO DE ESTUDIO

### 6.1. Información disponible

En el presente estudio se trabaja con un modelo de bloques cuyo cuerpo mineralizado es altamente estructural y vetiforme.

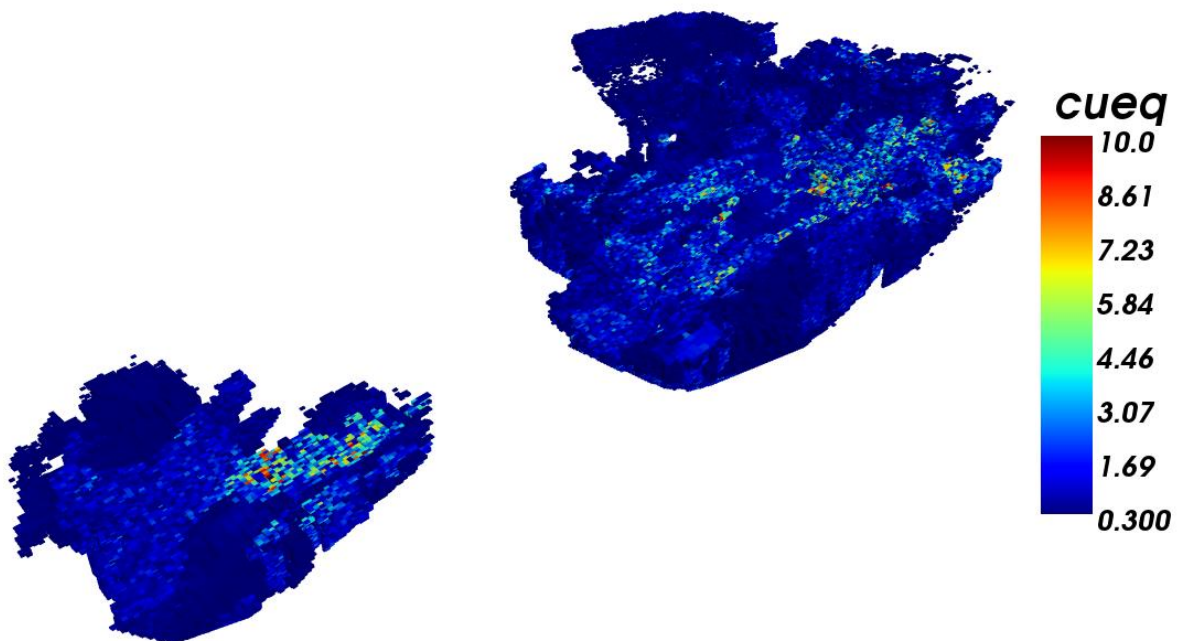


Figura 6.1: Vista isométrica del modelo de bloques usando una ley de corte de 0.3 (%) de Cu.

Las dimensiones del modelo se presentan en la Tabla 6-1. Cabe destacar que se presenta la posibilidad de estudiar en detalle las variaciones de ley producidas en el eje Z debido a la gran cantidad de bloques en este eje.

Tabla 6-1: Dimensiones del modelo de bloques.

Dimensiones del bloque (m)	
X	7.5
Y	5
Z	2.5
Dimensiones del modelo (Km)	
X	2.488
Y	1.155
Z	0.567

El modelo entregado es polimetálico, poseyendo cobre, plata y oro. Para una mayor simplificación del estudio se calcula el cobre equivalente y se utiliza este como metal de interés.

Para comenzar el estudio del modelo primero se obtiene la curva Ton-Ley, a continuación, la cual presenta las distintas cantidades de mineral (ton) en función de las leyes de corte (%) impuestas, al igual que la ley media (%) presente en el yacimiento.

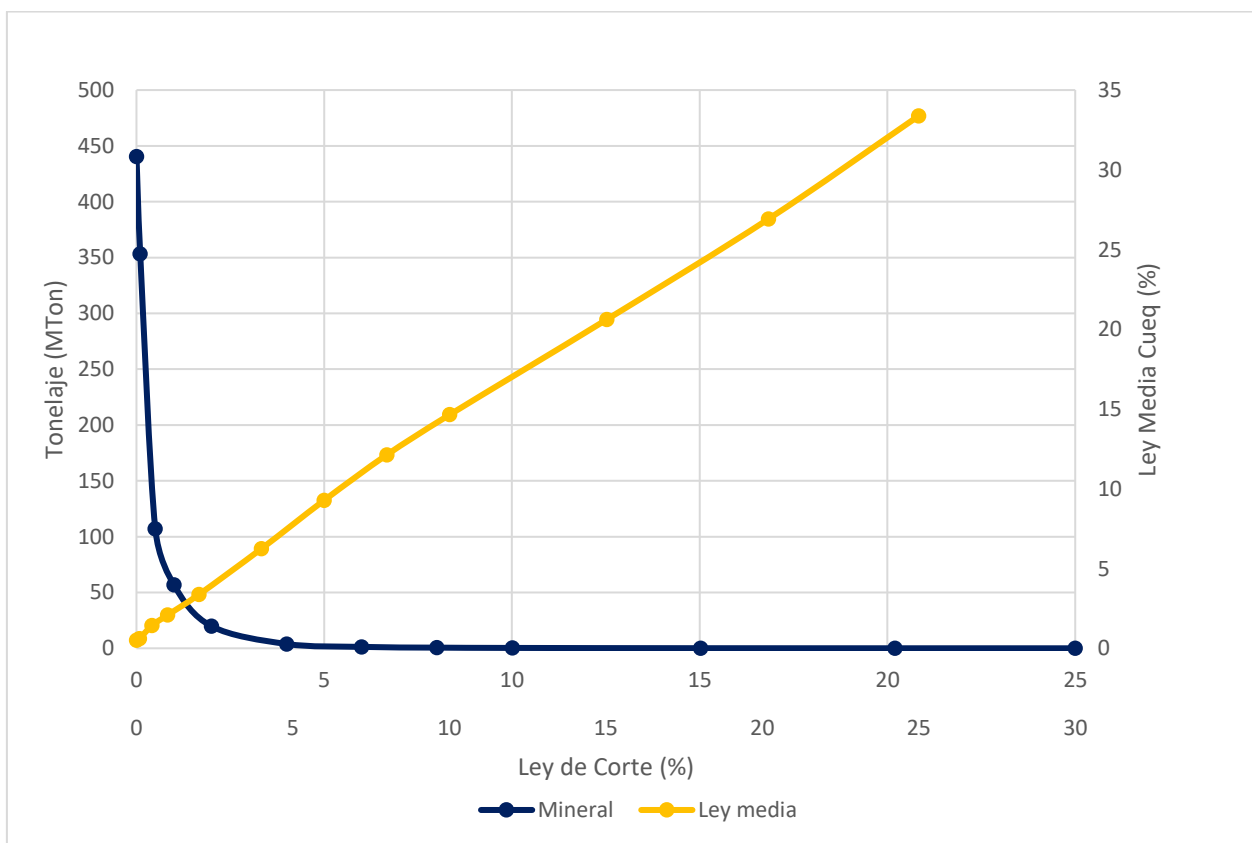


Gráfico 6-1: Curva tonelaje ley para el cobre equivalente del yacimiento completo.

Para un mayor detalle se obtienen las estadísticas básicas de la ley de cobre equivalente, donde se observa que la ley máxima del yacimiento es de un 85 (%). Además, se destaca que prácticamente a partir del 5 (%) de ley equivalente no se presenta un cambio del tonelaje. Debido a esto, se pensó en tratar estos valores como outliers sin temor a que se altere significativamente el resultado final, pero debido a que el estudio precisamente trata sobre la dilución y suavizamiento de leyes, se decidió conservar estos datos.

Tabla 6-2: Estadísticas básicas de ley presente en el yacimiento completo.

Atributo	Mínimo	Media	Máximo
Cueq (%)	0	0.194	85.718

Para el cálculo de la envolvente económica de las reservas, se obtiene el pit final del yacimiento dados los siguientes parámetros económicos, estos se dejarán fijos para todo el estudio, estos fueron obtenidos mediante un estudio del mercado actual, proyecciones de costos y precios, en conjunto con el criterio de profesionales en el área.

Tabla 6-3: Parámetros económicos utilizados en la envolvente económica.

<b>Parámetros Económicos</b>	
Costo mina (US\$/ton)	3
Costo planta (US\$/ton)	12
Recuperación (%)	85
Precio (US\$/ton)	3
Costo venta y refinación (US\$/ton)	0.4

Con ello y la Ecuación 4-1, se obtiene una ley de corte de 0.3 (%) como umbral entre mineral y estéril y una instancia de pit final que cuenta con 4,688,153 bloques. Con el fin de observar la distribución de leyes se obtuvo el histograma, donde se observa que más de 1,800,000 de bloques, es decir prácticamente un 39 (%) de las reservas presenta leyes de 0.001 (%), siendo la ley media de 0.19 (%).

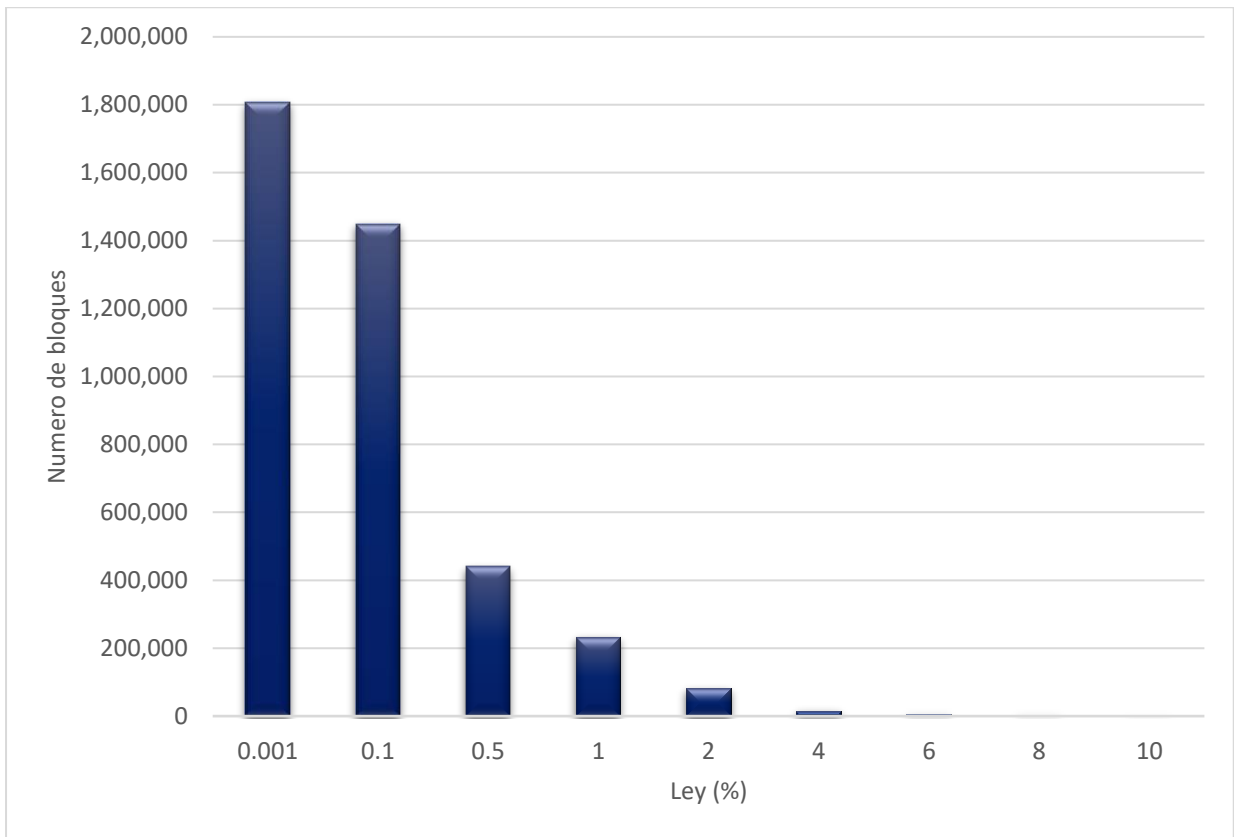


Figura 6.2: Histograma de frecuencia acumulada de las leyes presentes en el yacimiento.

Esta distribución muestra un background de leyes bajas para el modelo original, esto en conjunto con las leyes máximas antes observadas da un indicio de la variabilidad de leyes presente en el yacimiento.

Luego se observan las vistas en cada eje del pit final obtenido, en un rango de leyes de 0.1% y 2% para evitar la visualización de la roca caja, en ellas se puede ver la forma del cuerpo mineralizado, presentando alta variabilidad y discontinuidades y verificando así que es un caso ideal para el estudio planeado.

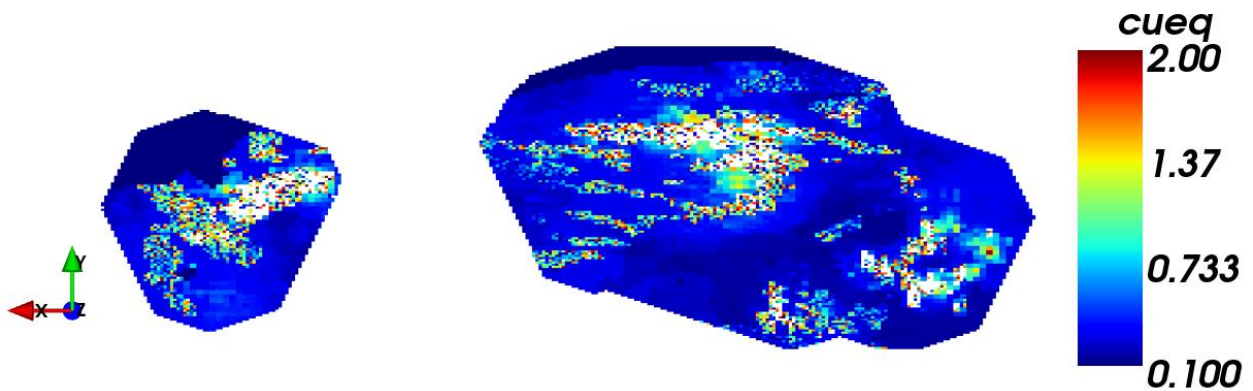


Figura 6.3: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 5 metros.

Tanto en el eje XZ como en el YZ se observa la baja continuidad del cuerpo mineralizado en los ejes X e Y, en cambio en el eje Z el mineral cruza todo el pit. Esto puede ser un indicio de los orígenes geológicos del yacimiento, pudiéndose suponer un origen ascendente del intrusivo o simplemente puede ser consecuencia de la mayor cantidad de bloques que se tiene en ese eje y por consecuente mayor cantidad de información.

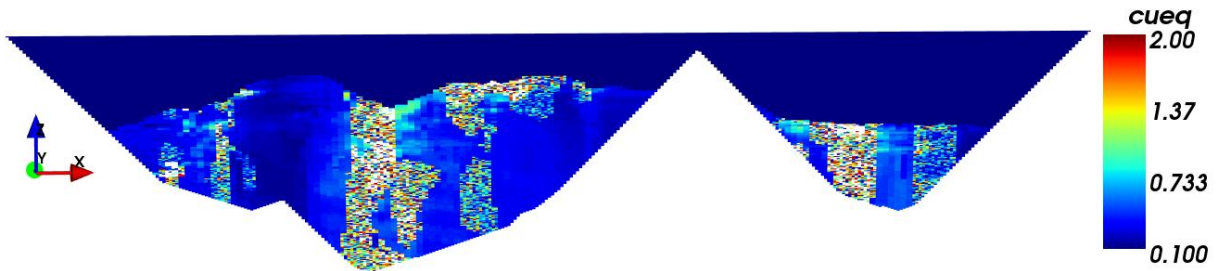


Figura 6.4: Vista del plano X-Z del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 5 metros.

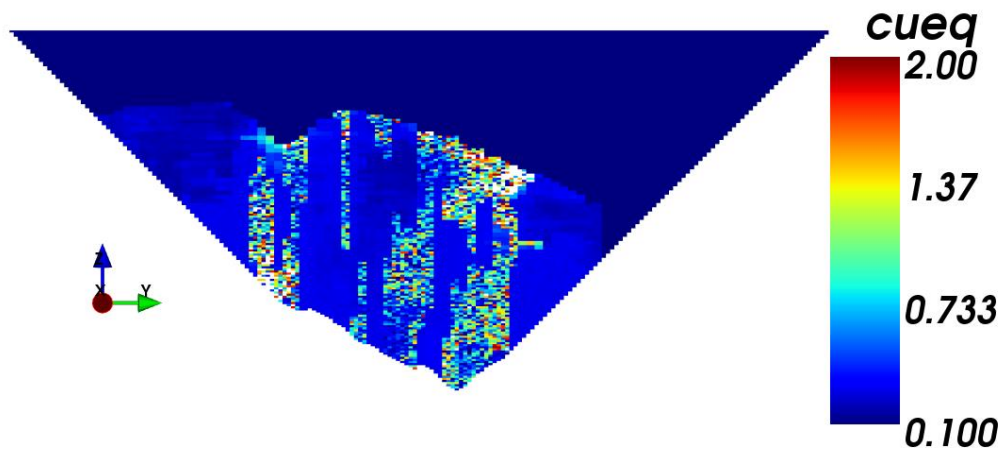


Figura 6.5: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 5 metros.



### 6.1.1. Generación de distintos backgrounds

Para comparar el efecto de la variabilidad en distintos escenarios se generaron otros modelos de bloques alterando la ley de la roca caja, esto se presenta en el gráfico a continuación. Cabe destacar que no se alteran la cantidad de mineral, es decir, la alteración de la ley no supera el umbral de 0.3 (%).

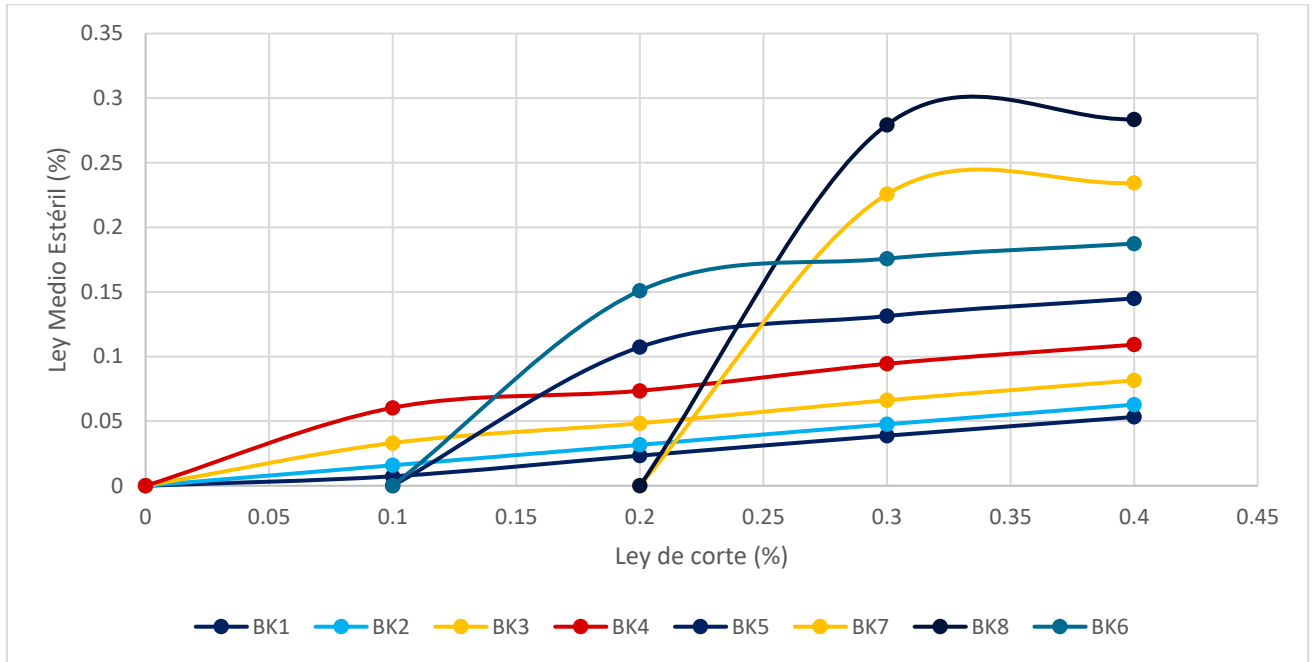


Gráfico 6-2: Ley media de la roca caja para los distintos escenarios generados.

El efecto de la alteración de leyes para el estéril se traduce inmediatamente en el cálculo de la envolvente económica, aumentando tanto el número de bloques pertenecientes al pit como el valor del pit final. Este tema será retomado al llevar a la planificación y agendamiento.

Tabla 6-4: Valor de las envolventes económicas para cada escenario.

Escenarios	N° Bloques	Valor Nominal (MUS\$)
BK1	568247	3,240.508
BK2	568267	3,263.434
BK3	569815	3,307.314
BK4	571175	3,371.385
BK5	571408	3,461.700
BK6	572471	3,574.815
BK7	572617	3,716.641
BK8	572678	4,853.981

## 6.2. Caracterización de dilución geológica por contacto e interna

### 6.2.1. Categoría para cada tamaño de bloque

Como se menciona anteriormente, se realiza un recorrido del modelo de bloques, clasificando según un umbral de corte de 0.3 (%) de ley y guardando la categoría respectiva del bloque, las cuales son representadas por colores enumerados como se muestra en la siguiente tabla. Esta categorización se repetirá para los demás tamaños de bloque.

Tabla 6-5: Colores para cada categoría

Categoría	Contacto
1 -Azul	Mineral-Mineral
2-Celeste	Mineral-Estéril
3-Amarillo	Estéril-Mineral
4-Rojo	Estéril-Estéril

### 6.2.2. Categorías para el tamaño de bloque C5

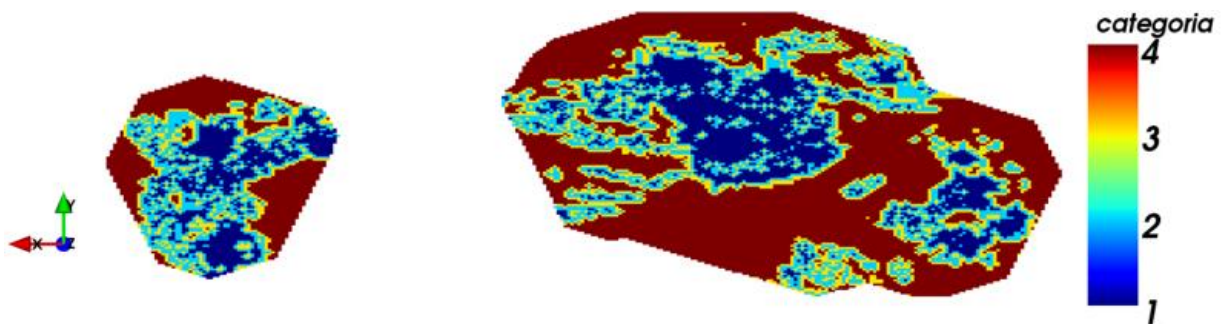


Figura 6.6: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 5 metros.

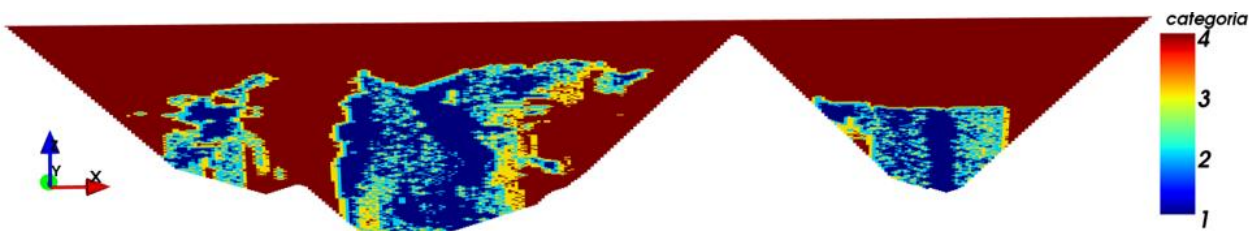


Figura 6.7: Vista del plano X-Z del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 5 metros.

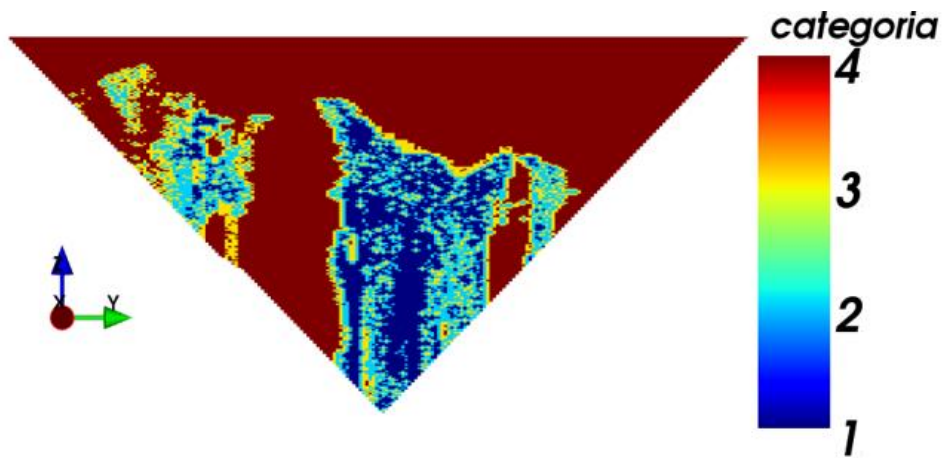


Figura 6.8: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 5 metros.

Se puede observar cómo el mineral azul se encuentra en el centro del cuerpo, donde por definición no está en contacto con estéril, por lo que se considera mineral susceptible a dilución solo aquel en contacto con estéril, es decir el celeste con categoría 2.

Con el objetivo de observar las distribuciones de estas categorías, se grafica la frecuencia de estas categorías para cada rango de leyes presente en el depósito, como se muestra en el siguiente gráfico. Las categorías correspondientes al mineral aparecen a partir de 0.3 (%), valor que corresponde al umbral de corte antes mencionado, cabe destacar que la mayor porción de mineral se encuentra entre los 0.3 (%) y 0.5 (%) de ley de corte.

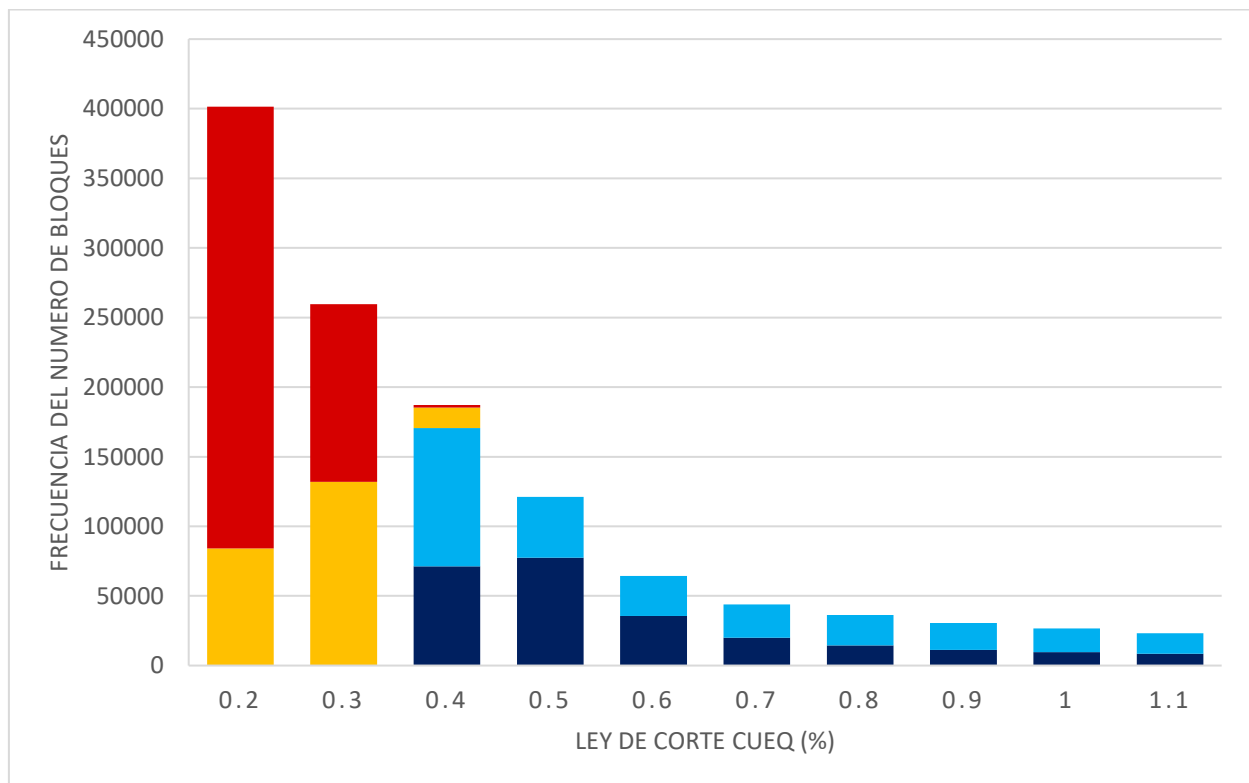


Gráfico 6-3: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 5 metros.

Además, se realiza la curva de tonelaje-ley, donde se incluye la porción de mineral en contacto con mineral con respecto al mineral total presente para la ley de corte correspondiente, de igual manera la ley de esta categoría. Como se ve en el gráfico, la ley de M-M es bastante mayor que la del mineral total, esto se puede asociar directamente a que las mayores concentraciones del mineral de interés se encuentran en el centro de las vetas.

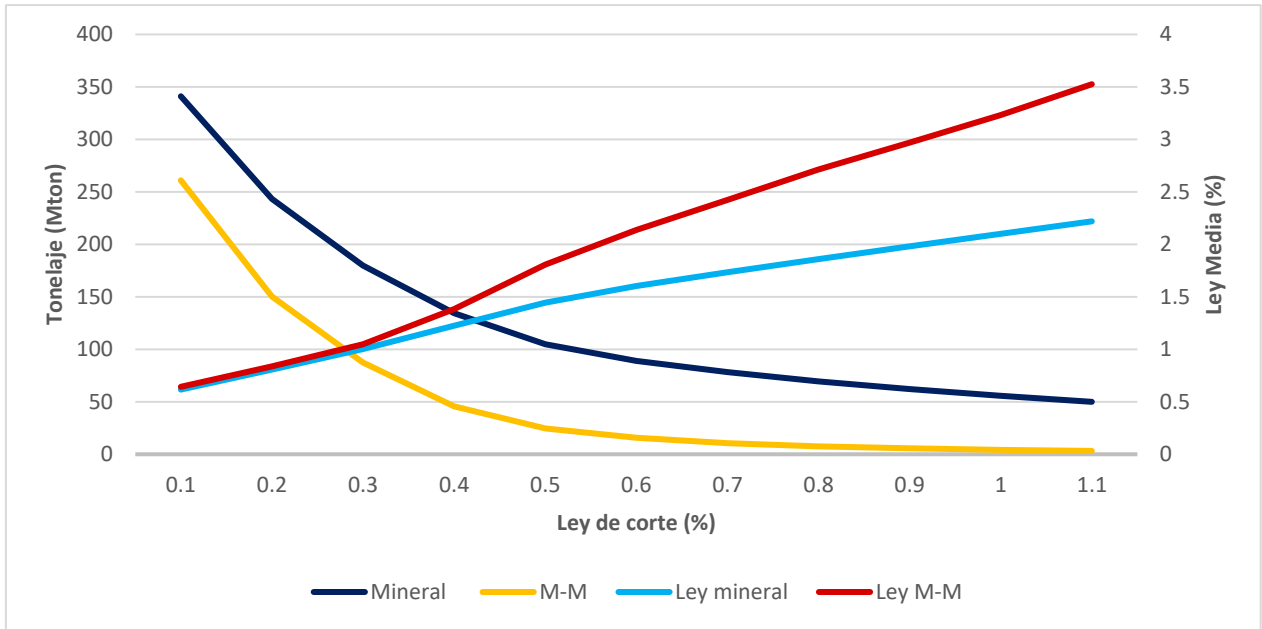


Gráfico 6-4: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 5 metros.

Para mayor detalle y con el objetivo de realizar una comparación futura, la Tabla 6-6 se muestra la cantidad de mineral total en conjunto con la cantidad de mineral en contacto con mineral, además de la diferencia entre éstas, que, aunque no se destaque en la tabla, representa a la categoría M-E. Se destaca que para este caso es mayor la cantidad de M-E que M-M, esto nos da un indicio de la gran superficie de contacto entre mineral y estéril que se tiene para el modelo de bloques base.

Tabla 6-6: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 5 metros.

Clase	(Mton)
Mineral	179.947
M-M	87.484
Diferencia	92.463

### 6.2.3. Categorías para el tamaño de bloque C10

En los casos donde se pasó a un soporte mayor, se observa una reducción significativa en la cantidad de bloques de mineral en contacto con mineral, notándose también un aumento de los bloques de mineral en contacto con estéril. Para aclarar este punto es necesario volver a la Figura 1.1 donde se explica la categorización al rebloquear.

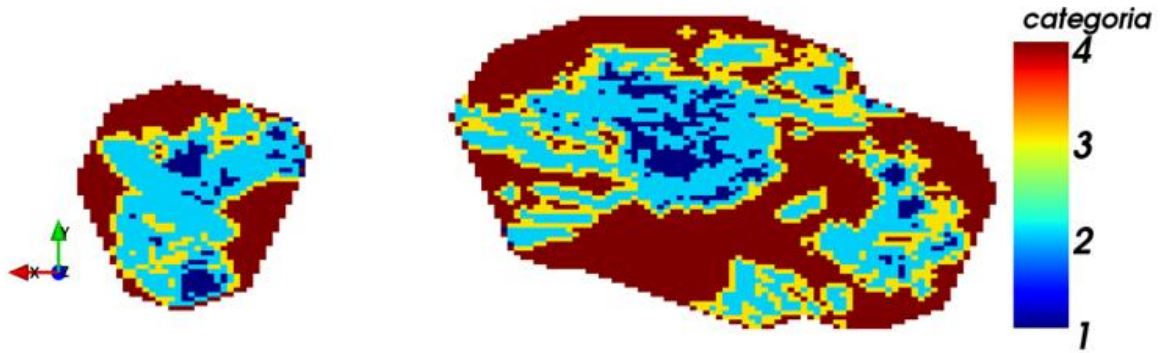


Figura 6.9: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 10 metros.

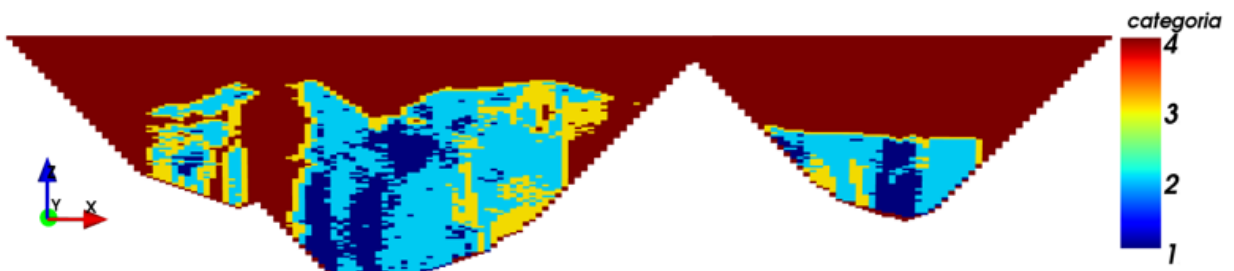


Figura 6.10: Vista del plano X-Z del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 10 metros.

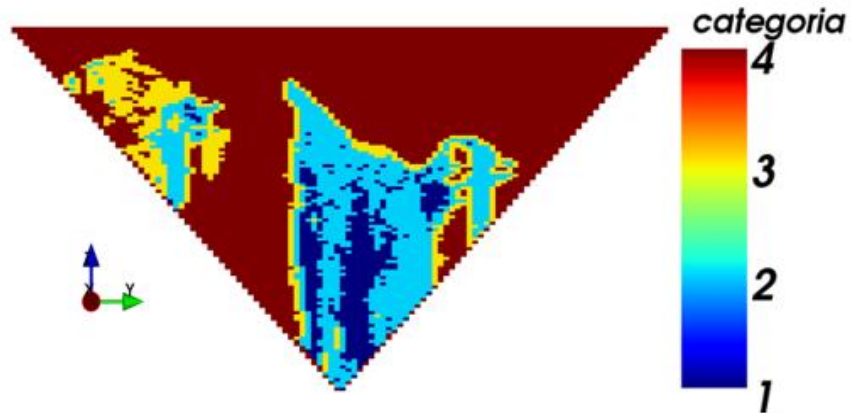


Figura 6.11: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado según contacto para el tamaño de bloque de 10 metros.

Al igual que en el caso anterior se obtuvo el histograma y la curva Ton-Ley para el caso C10 con sus respectivas categorías donde se comprueba lo que se decía anteriormente mediante la observación de los distintos planos del pit, la reducción significativa de bloques de mineral en contacto con mineral, donde para este caso en el umbral de 0.3 (%) se pasó de 71,188 a 4,089 bloques en esta categoría.

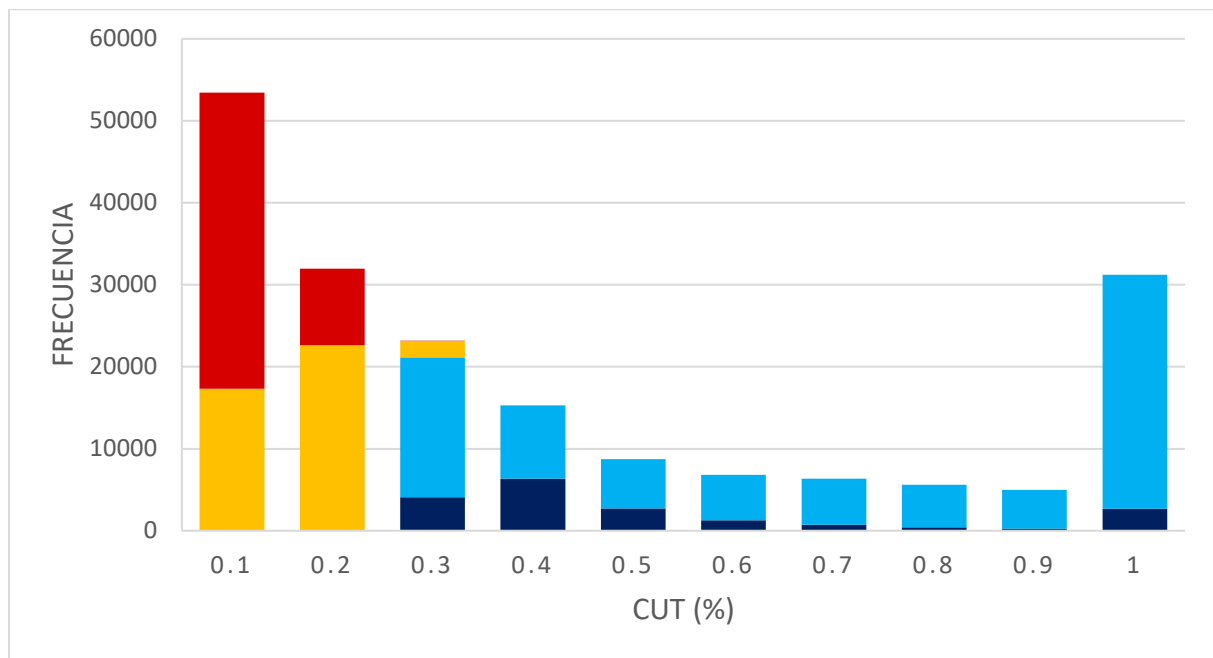


Gráfico 6-5: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 10 metros.

Para hacer sencillo el entendimiento de la curva de tonelaje ley, se puede observar el Gráfico 6-6 donde se explican los componentes y se diferencian los tipos de mineral. En una primera observación se nota los distintos tipos de mineral y las distintas leyes para estos, donde se aprecia la brecha entre la ley de mineral de bloque pequeño y la del bloque grande que lo contiene.

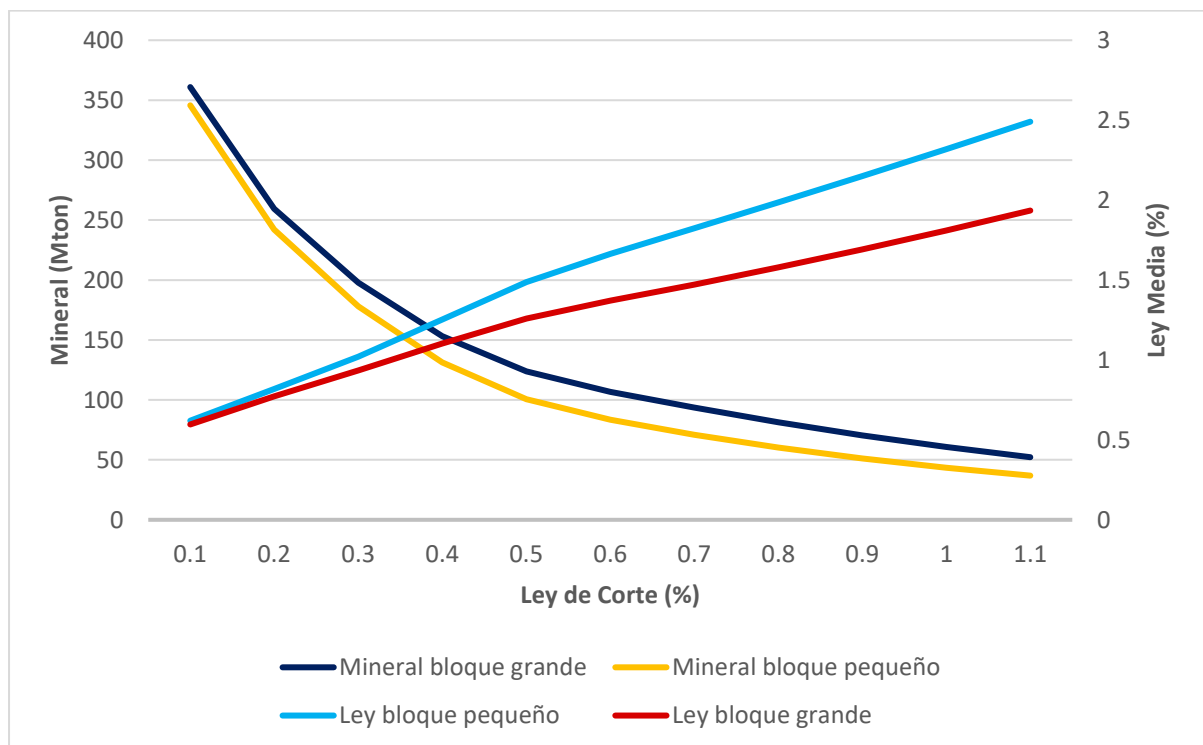


Gráfico 6-6: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 10 metros.

La diferencia entre el mineral total y el mineral de bloque pequeño que compone a los bloques grandes de mineral representaría el estéril de bloques pequeños dentro de los bloques de mineral grande, los cuales para el umbral de 0.3 (%) de distinción entre mineral y estéril poseen los valores presentes en la siguiente tabla.

Tabla 6-7: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 10 metros.

Mineral de bloque	(MTon)
Grande	197.844
Pequeño	177.985
Diferencia	19.859

Destacando que la diferencia entre ambos tipos de mineral, es decir, el estéril de bloque pequeño que compone el mineral de bloque grande alcanza 20 (Mton). La comparación para los otros tamaños de bloques se entrega en la sección 11 de anexos, desde la Figura 11.1 a la Figura 11.9. El resumen de estos resultados se muestra en la Tabla 6-8 y la Tabla 6-9.

Tabla 6-8: Tabla resumen de la cantidad de mineral y estéril con su ley media para cada tamaño de bloque.

C5		
	Tonelaje (MTon)	Ley media (%)
Mineral	180.329	1.014
Estéril	962.408	0.039
REM	5.337	
C10		
Mineral	193.977	0.942
Estéril	948.760	0.039
REM	4.891	
C15		
Mineral	211.767	0.863
Estéril	930.970	0.038
REM	4.396	
C20		
Mineral	212.516	0.855
Estéril	930.222	0.038
REM	4.377	
C30		
Mineral	224.416	0.804
Estéril	918.322	0.038
REM	4.092	

Lo primero a destacar es el aumento del mineral en 44 (MTon) desde el C5 al C30. Este aumento considerable del mineral total se explica por lo antes mencionado sobre la incorporación de una gran cantidad de bloques de estéril pequeños al mineral de bloque grande, observado directamente de la reducción de estéril total a medida que aumenta el tamaño de bloque, en exactamente la misma cantidad del aumento de mineral. Esto acompañado de una reducción del 0.2 (%) de la ley media del mineral total comprueba la adición de bloques de estéril pequeños a los bloques de mineral grande.

Tabla 6-9: Tabla resumen de la composición interna de bloques grandes de mineral para cada tamaño.

Composición interna del bloque de mineral grande		
	Cantidad (MTon)	Ley media (%)
C10		
Mineral	177.985	1.020
Estéril	19.859	0.164
C15		
Mineral	168.393	1.049
Estéril	47.211	0.179
C20		
Mineral	167.023	1.052
Estéril	49.807	0.178
C30		
Mineral	162.991	1.059
Estéril	65.408	0.175

#### 6.2.4. Resultados de la categorización de recursos

Se presenta a continuación la curva de selectividad para los distintos modelos de bloques, la cual compara la cantidad de fino obtenido entre los tamaños de bloque, para distintas cantidades de mineral de acuerdo a su ley de corte.

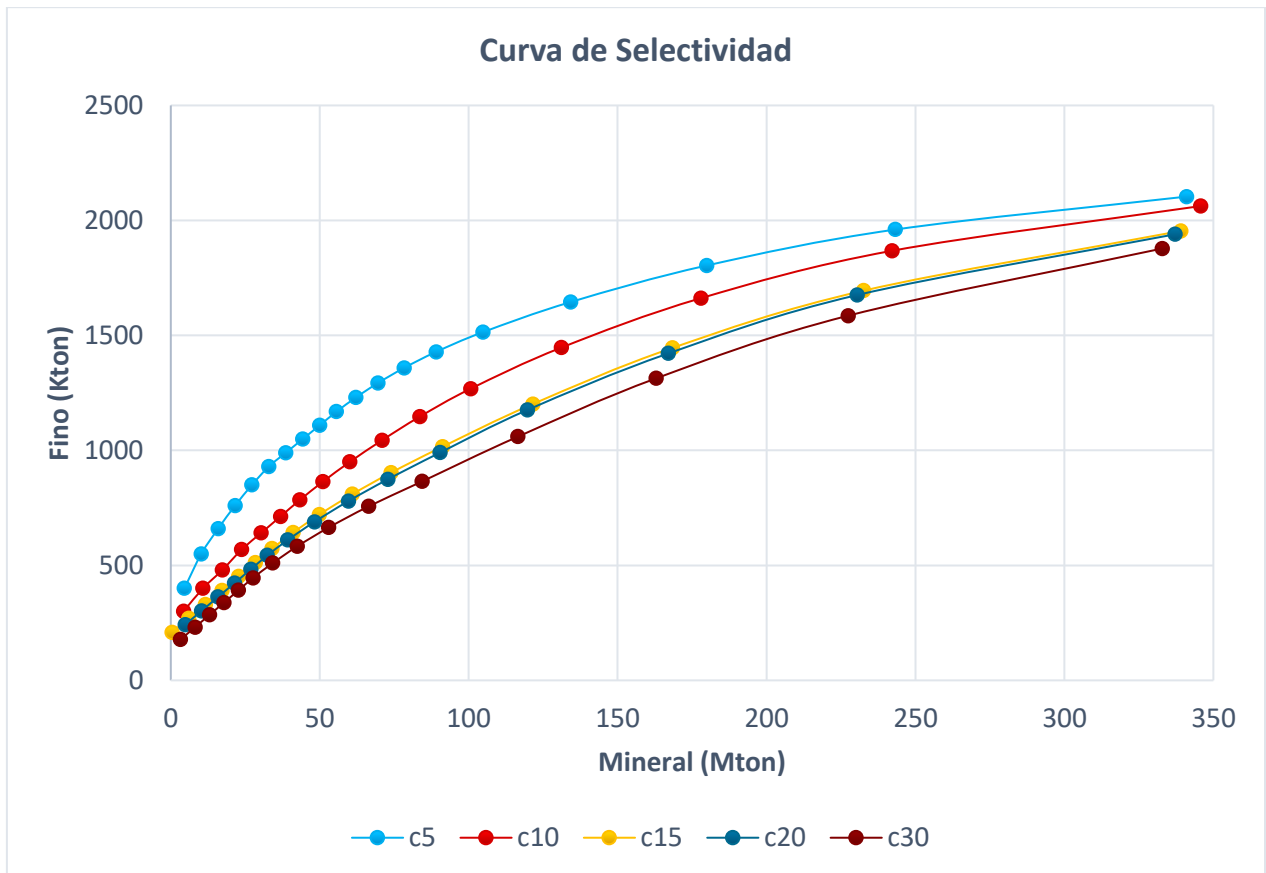


Gráfico 6-7: Curva de selectividad para cada SMU.



Como primera observación se nota que la cantidad de fino se reduce considerablemente al aumentar los tamaños de bloque, llegando a casos significativos tal como en los 100 (Mton), donde la cantidad de finos de C30 representa dos tercios de la cantidad de finos de C5. Esto produce la reducción del valor de los pits antes presentados.

Una segunda observación rescatable es que la magnitud de esta diferencia entre las curvas es mayor mientras más pequeños son los bloques, viéndose claramente entre el caso C5 y C10. Este efecto es cada vez menor con el aumento en el tamaño de bloque. Se puede observar la comparación entre casos C15 y C20 donde el efecto es poco significativo.

Se grafica a continuación el contenido de mineral y la ley para cada tamaño de bloque, diferenciando las componentes categorizadas de mineral en contacto con mineral o con estéril.

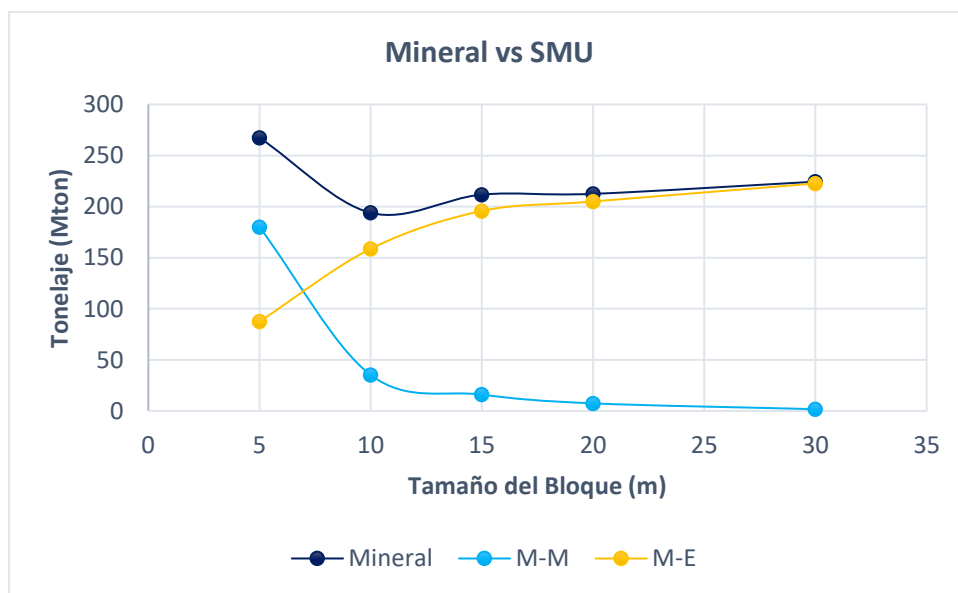


Gráfico 6-8: Mineral presente para cada SMU.

En una primera observación se nota el contenido de M-M, que en C5 supera en cantidad a M-E, se ve drásticamente disminuido al rebloquear a C10, por lo que el mineral para tamaños mayores a C15 pasa a conformarse casi en su totalidad de mineral en contacto con estéril.

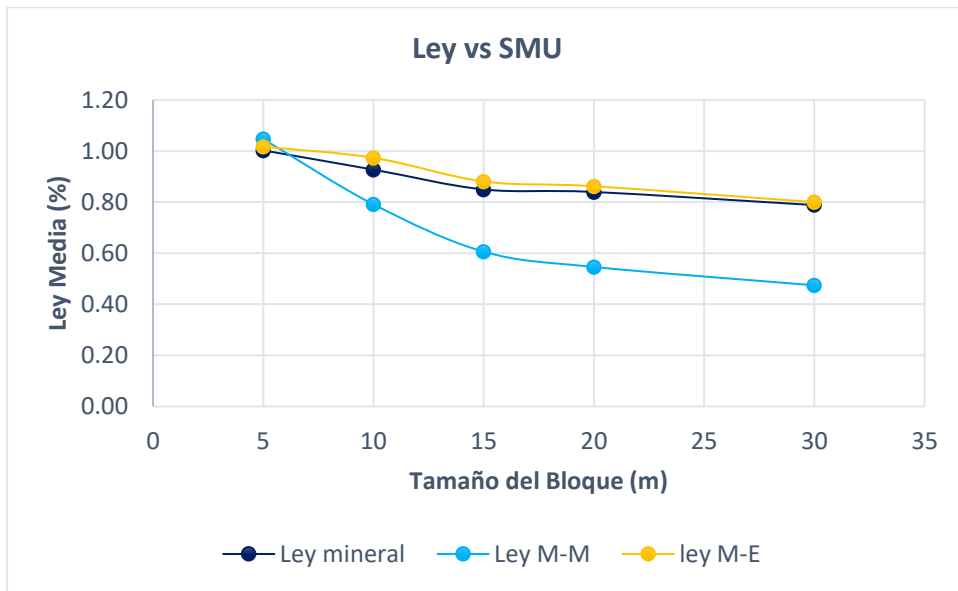
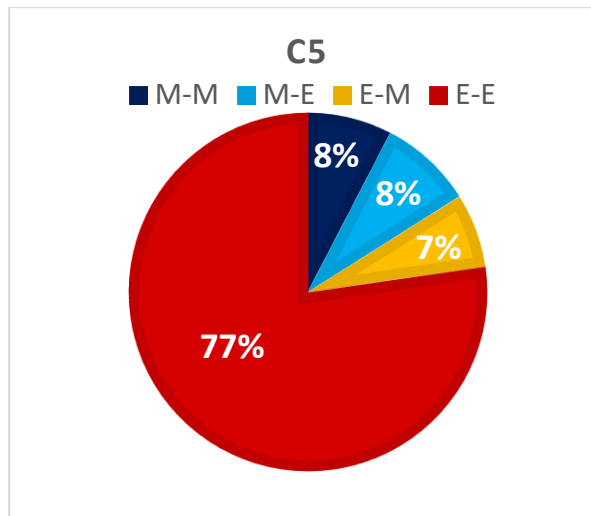


Gráfico 6-9: Ley media presente para cada SMU.

Ocurre algo similar en la ley. En un principio se tiene que la ley de M-M es la mayor en C5, pero luego el suavizamiento de leyes tiene un impacto mayor en esta categoría que en M-E, produciendo una baja importante. Para M-E, si bien baja su ley, se observa que representa la mayoría de las leyes de los bloques de mineral total.

Buscando una comparación visual se graficaron como porcentaje, las proporciones entre los tonelajes para cada tamaño de bloque, las categorías presentes.



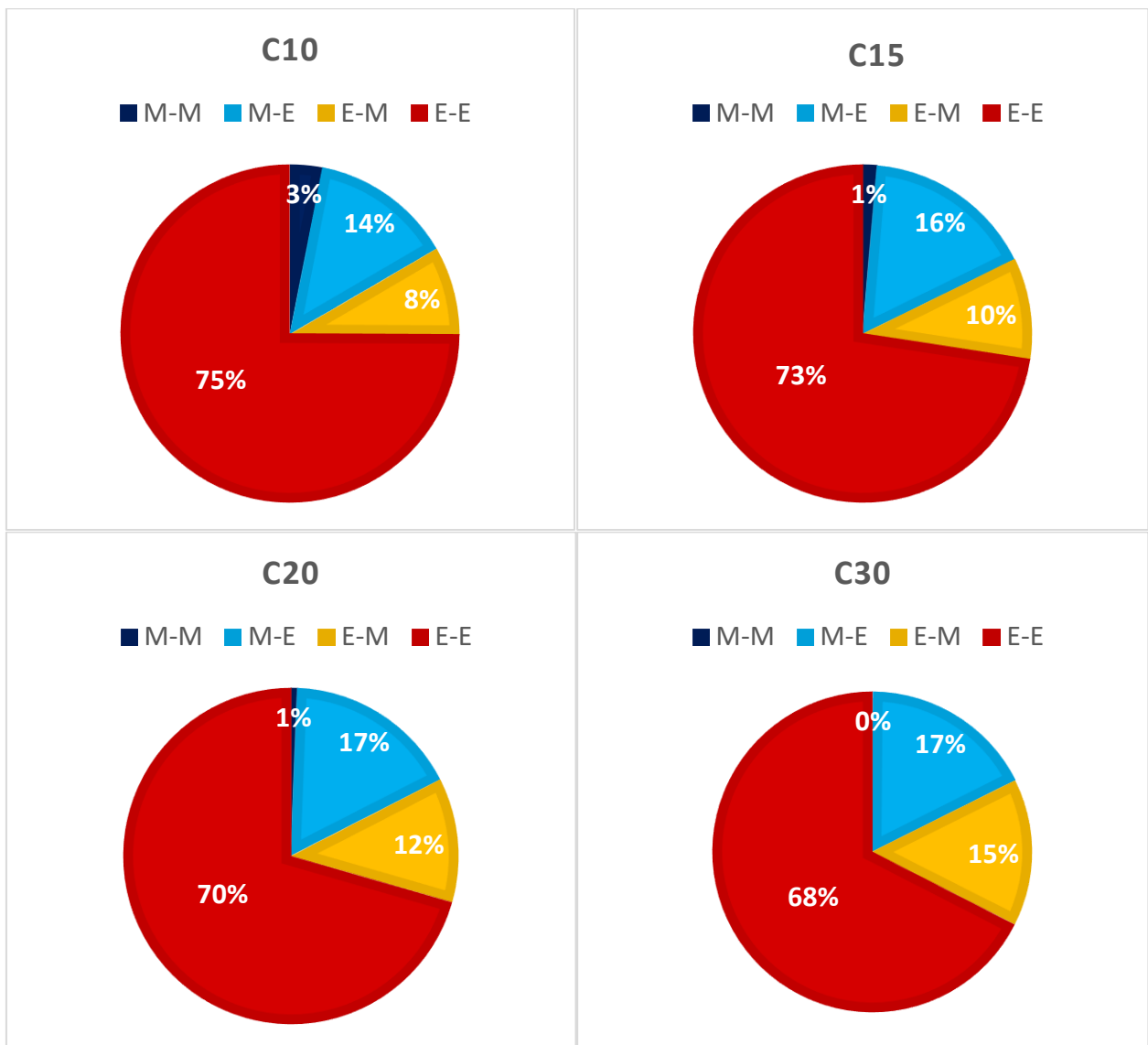


Figura 6.12: Proporciones de las categorías presentes para cada tamaño de bloque.

De la Figura 6.12 se rescata la disminución tanto de la categoría de mineral en contacto con mineral como la de estéril en contacto con estéril, además del aumento de las categorías intermedias como M-E y E-M. Las variaciones presentan una magnitud similar de un 8 (%) aproximadamente entre el caso de bloques más pequeños y de bloques más grandes para todas las categorías.

El hecho de que las categorías extremas (M-M y M-E) disminuyan mientras que las intermedias aumenten en proporción similar se explica por el suavizamiento de las leyes al cambiar a un tamaño de soporte mayor. Por ello se considera que la pérdida de información en estos casos es un tema de suma importancia y se realiza un seguimiento de los bloques pequeños que conforman a los bloques grandes rebloqueados. A continuación, se muestran las proporciones del mineral y estéril de bloques más pequeños que componen a los bloques de mineral grandes.

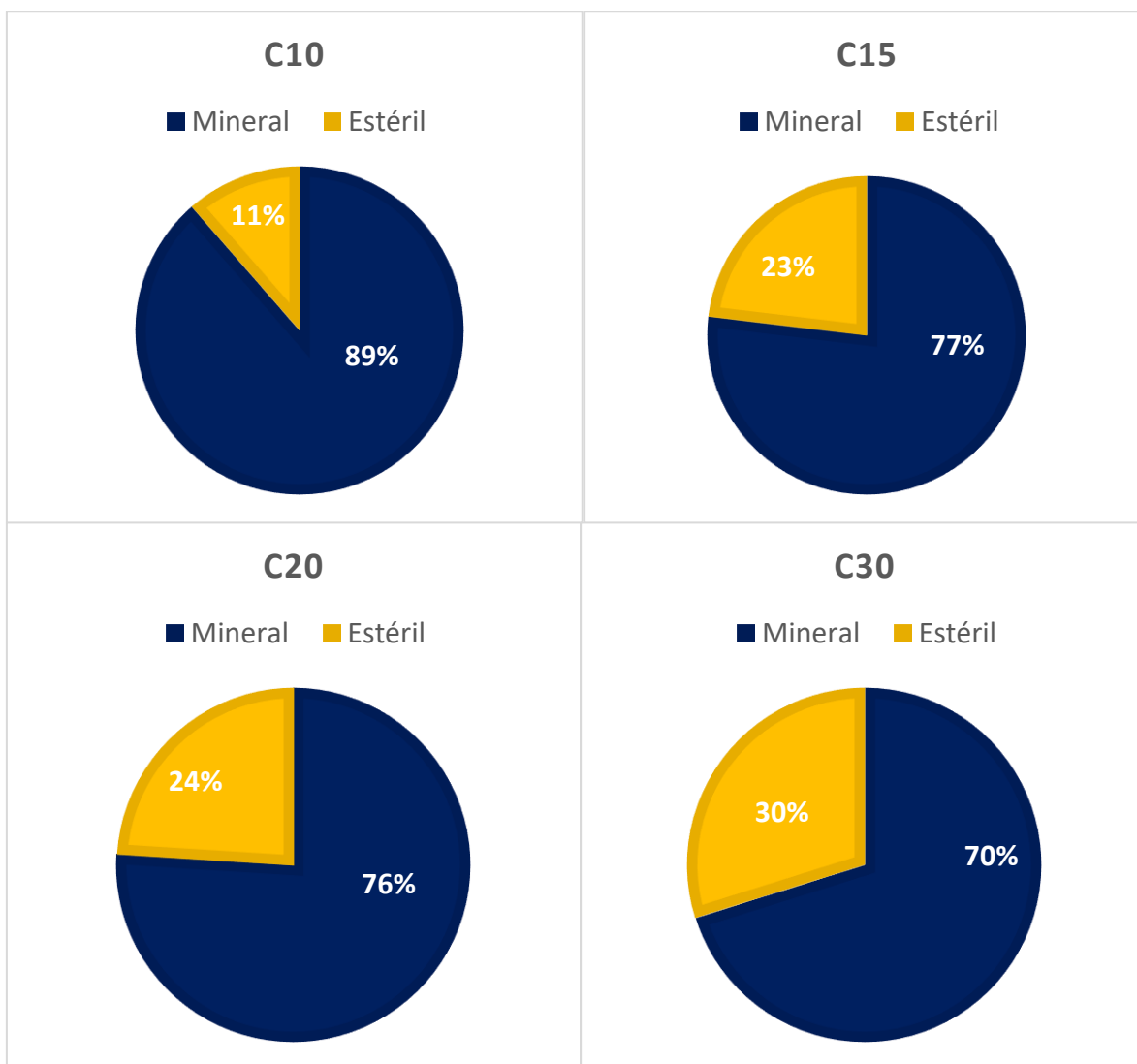


Figura 6.13: Porciones de mineral y estéril de bloques pequeños en bloques grandes de mineral para cada caso.

Como se observa, el aumento de estéril y la disminución de mineral de bloques pequeños es importante para todos los casos, llegando a magnitudes de 30 (%) para el caso C30. Esto indica que la dilución presente al momento de extraer un bloque de mineral grande será significativa, afectando directamente las leyes enviadas a planta, sin mencionar que se están ocupando recursos de planta en procesar una gran cantidad de estéril interno dentro del bloque de mineral grande.

Tabla 6-10: Atributos de bloques pequeños en bloques grandes

Tamaño (m)	Bloques pequeños en bloques grandes			
	Cantidad (Mton)		Ley media (%)	
	Mineral	Estéril	Mineral	Estéril
10	175.362	22.545	1.020	0.077
15	165.841	49.820	1.043	0.148
20	164.790	52.039	1.043	0.156
30	160.254	68.198	1.053	0.175

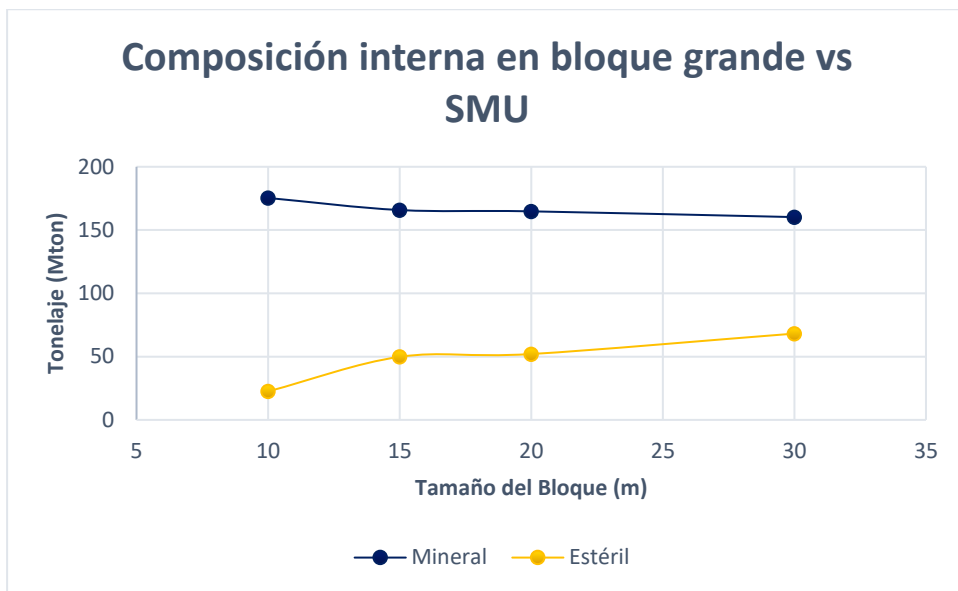


Gráfico 6-10: Cantidad de mineral y estéril de bloques pequeños en bloques grandes.

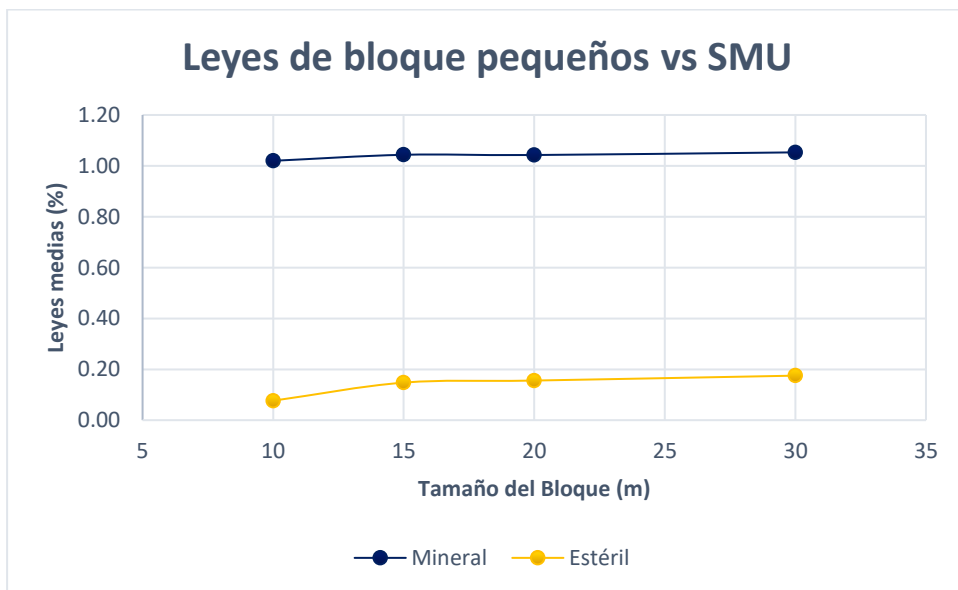


Gráfico 6-11: Leyes medias de mineral y estéril de bloques pequeños en bloques grandes.

En estos gráficos se observa que habiendo una disminución leve de la cantidad de mineral interna y un aumento de la cantidad de estéril interno dentro de los bloques grande de mineral, no existe una variación significativa en las leyes medias de estos.

### 6.3. Planificación estratégica

Con el objetivo de desarrollar la planificación a largo plazo del yacimiento, es necesario encontrar las capacidades de mina y planta óptimas. Para ello se realiza el gráfico pit by pit que se muestra a continuación. En el cual variando el revenue factor (RF) aplicado al precio en la Ecuación 4-1, se obtienen distintos escenarios económicos.

#### 6.3.1. Determinación de las capacidades a utilizar

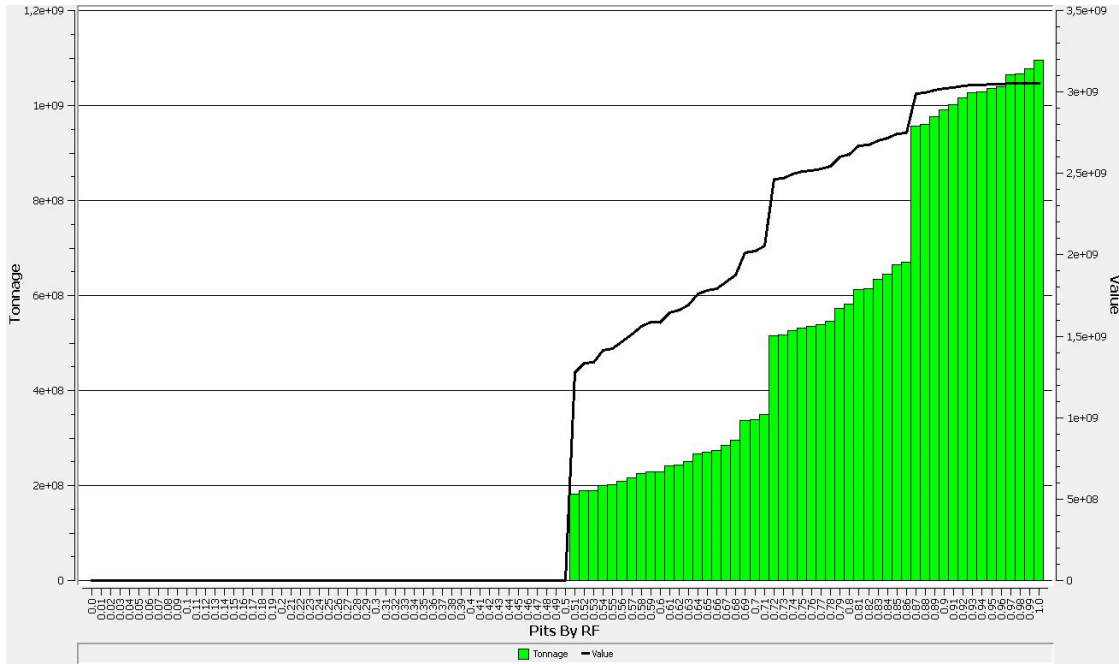


Gráfico 6-12: Pit by Pit entregado por Doppler

Notando la posibilidad de tres fases diferentes para el yacimiento para los RF de 0.7, 0.9 y 1 se llevaron al software de planificación Doppler para su observación y verificar que exigiera un ancho de operación mínimo para las fases.

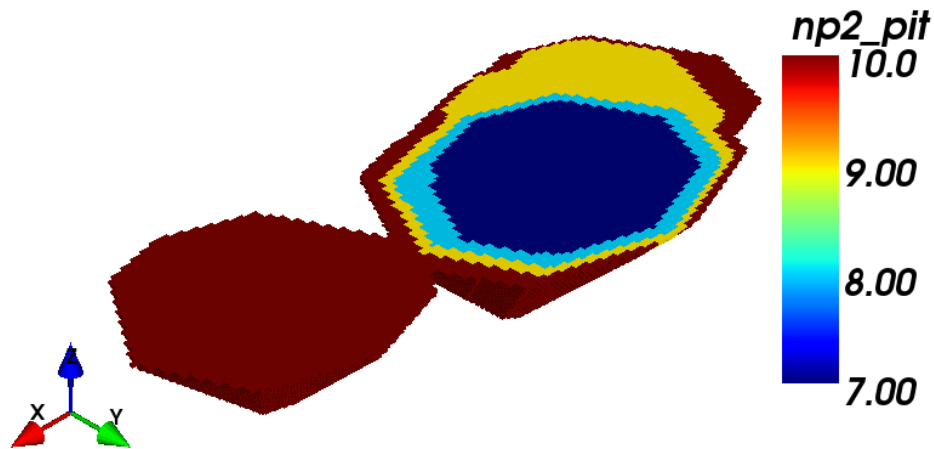


Figura 6.14: Pit dado con las fases dadas por los RF escogidos.

Luego se realiza un agendamiento de bloques, el cual recibe como input las fases escogidas, un tonelaje por periodo el cual se obtiene con la Ecuación 4-4 presentada en los antecedentes y la tasa de descuento fijada como 10 (%). Con ello se obtuvo el siguiente plan.

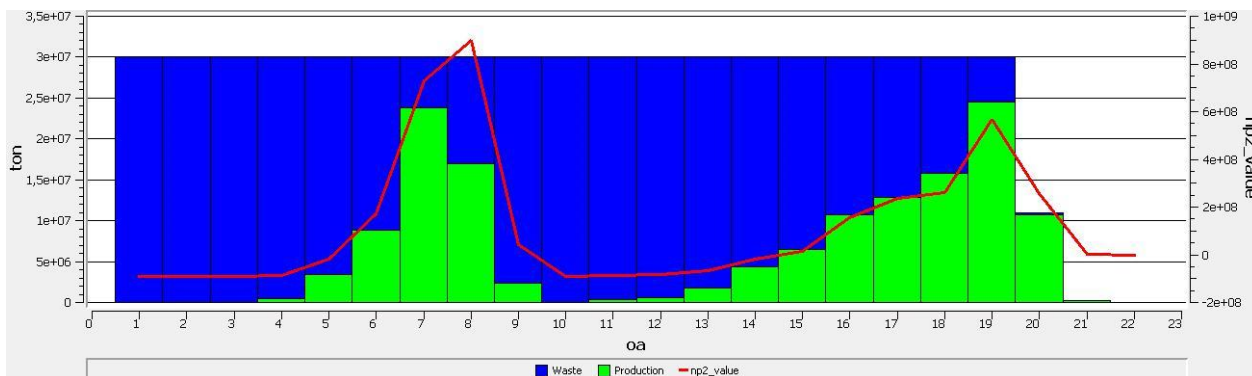


Figura 6.15: Plan de producción entregado por el agendamiento óptimo de Doppler.

Este plan es generado por un algoritmo que optimiza la secuencia de extracción de bloques según los factores antes mencionados, sin importar si el plan entregado resulta factible o no. Entrega el mayor VAN posible, por lo que, a pesar de ser un caso poco aplicable a la operación, sirve para dar un estimador de la capacidad de planta que procese la mayor cantidad de tonelaje posible. Observando el plan se insinúa que alrededor de los 5 (Mton) anuales, se logrará una alimentación constante a la planta. Con ello se prueban distintas combinaciones de capacidad de planta y de mina, la cuales se muestran en la siguiente tabla con sus correspondientes VAN y valores nominales.

Tabla 6-11: VAN de cada combinación de capacidades probada.

Capacidades (Mton/año)		Valor (MUS\$)	
Planta	Mina	VAN	Nominal
6	30	1025.19	2883.79
5	20	782.63	2825.8
4	15	591.04	2760.94
4.5	27.5	867.75	2766.79
6	25	951.58	2994.08
6	20	846.53	2825.83
5	25	884.66	2821.95
4	20	715.17	2729.91
5	30	931.63	2670.16

De estas combinaciones se rescatan dos, aquellas con alimentación de planta de 5 y 6; y capacidad de mina de 30 y 20 correspondientemente, cuyos planes anuales se muestran en la siguiente sección. Los planes de las demás combinaciones se encuentran en la sección de anexos.

La variación de VAN en estos planes es de hasta un 30 (%) al comprar algunos casos indica que se debe escoger con cuidado las capacidades a utilizar ya que puede resultar de gran impacto para el valor final.

### 6.3.2. Comparación de planes para las capacidades escogidas

Los planes anuales obtenidos para ambas combinaciones de capacidades se muestran a continuación. El primero al ingresar 5 millones de toneladas a planta logra la alimentación más regular y constante, salvo por los periodos 20 y 35 donde presenta una fuerte baja y no llega alimentación a la planta.

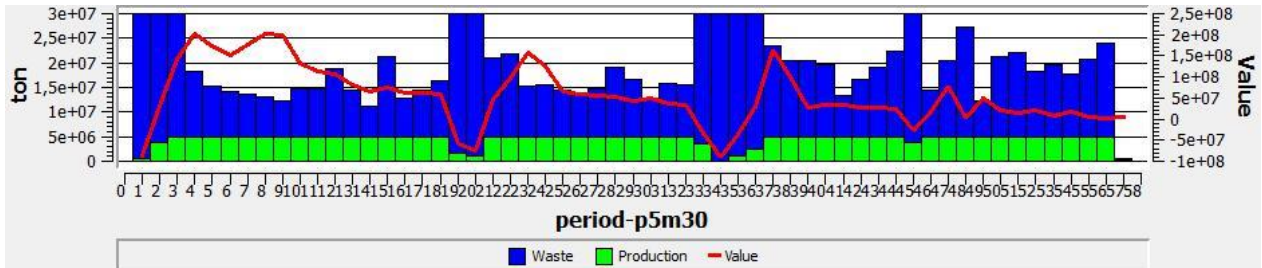


Gráfico 6-13: Plan de producción con capacidad de mina de 30 Mton y capacidad de planta de 5 Mton.

Estas fueron las capacidades escogidas en una primera instancia debido al gran VAN logrado de 931 (MUS\$) y la regularidad en la alimentación a planta, además de lograr una LOM de 65 años lo cual para la zona donde se realiza el proyecto resulta importante ya que traerá consigo beneficios externos y desarrollo por una gran cantidad de tiempo.

Luego del replanteamiento del primer plan dado las irregularidades de la capacidad de mina requerida por los distintos periodos, siendo de 30 millones de toneladas en algunos periodos vs 15 en otros, se llegó a la conclusión de que este plan resultaba ser infactible, además de las dos caídas de alimentación a la planta que dejarían sin beneficios a la empresa por 4 años.

Por ello se optó por la segunda combinación destacada de 6 millones de toneladas de alimentación a planta y 20 para la capacidad de mina. Ésta resultó en un VAN de 846 (MUS\$) bastante menor, pero con un movimiento de mina más regular y factible en comparación al plan anterior.

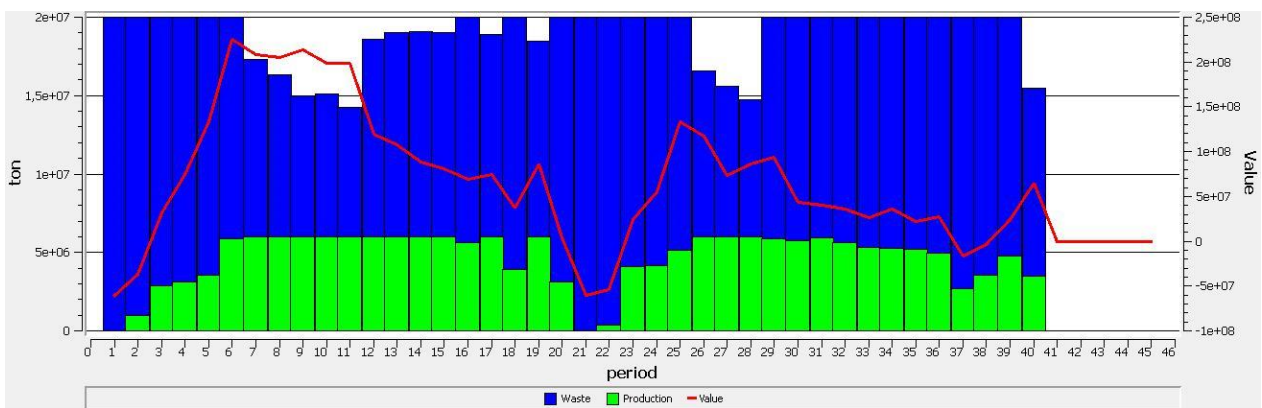


Gráfico 6-14: Plan de producción con capacidad de mina de 20 Mton y capacidad de planta de 6 Mton.



### 6.3.3. Planes para cada tamaño de bloque con los parámetros y capacidades establecidas

Las distintas combinaciones de capacidades fueron probadas para el tamaño C15, ya que resultaba ser un tamaño intermedio. Luego de encontrar el match adecuado se realizan los planes anuales para cada tamaño de bloque, los cuales se muestran a continuación.

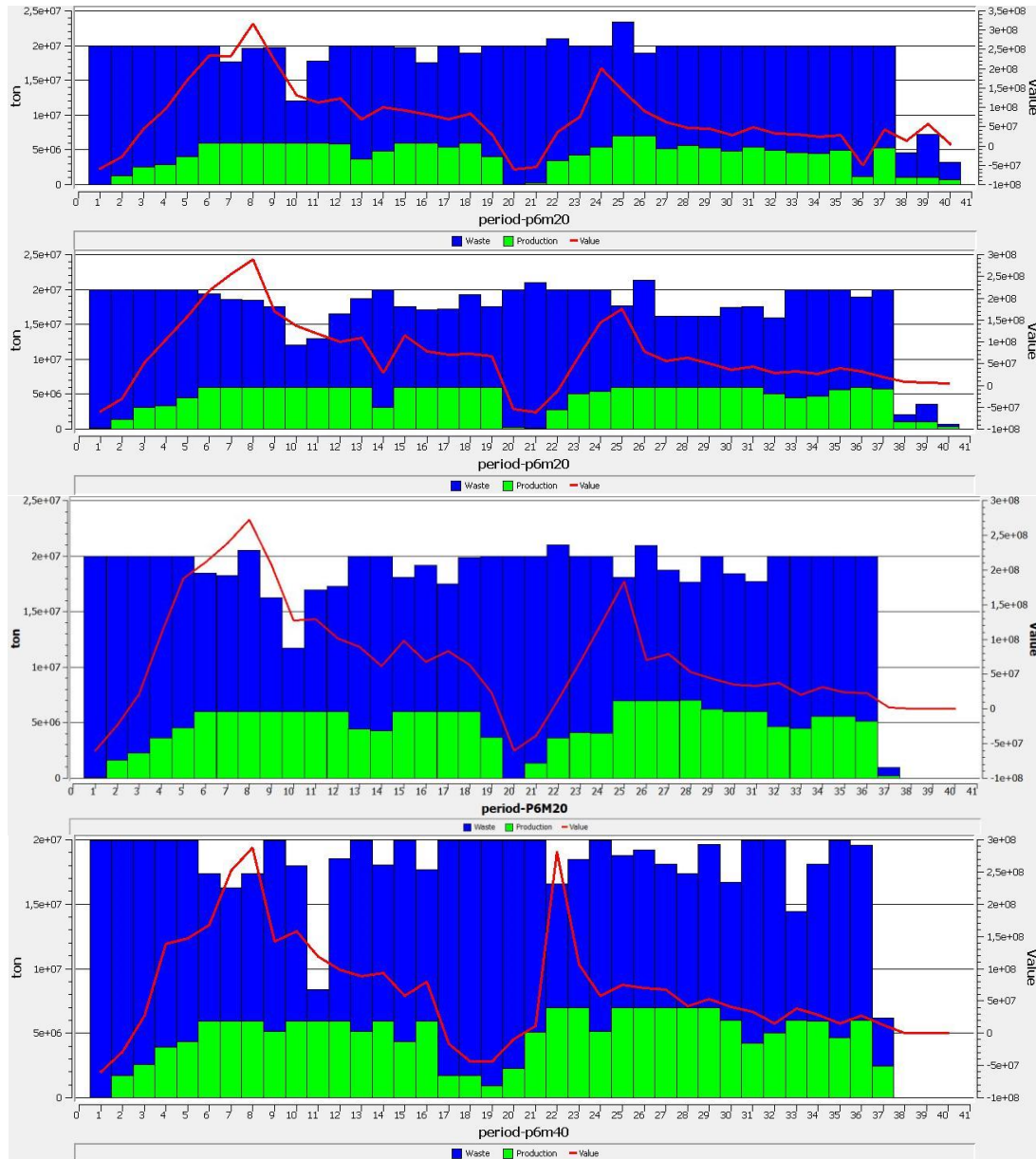


Gráfico 6-15: Planes de producción de los casos C10, C15, C20, C30 respectivamente para las capacidades escogidas.

Se nota que el comportamiento es similar para los distintos tamaños, existiendo una baja en la alimentación a planta en la mitad del LOM, siendo esta misma de 41 años para los dos primeros casos, pero de 38 años para los dos últimos. Además, las irregularidades del movimiento se intensifican al aumentar el tamaño de bloque, lo cual se explica por el tonelaje intrínseco asociado a cada caso de estudio.

### 6.3.4. Aplicación del criterio de selección a los recursos a extraer

Con el objetivo de solucionar la baja en la alimentación de planta a mitad del LOM, se optó por probar acotar el plan hasta el periodo en el cual se produce la caída en la alimentación, resultando en el Gráfico 6-16 para la primera mitad y el Gráfico 6-17 para la segunda mitad de periodos.

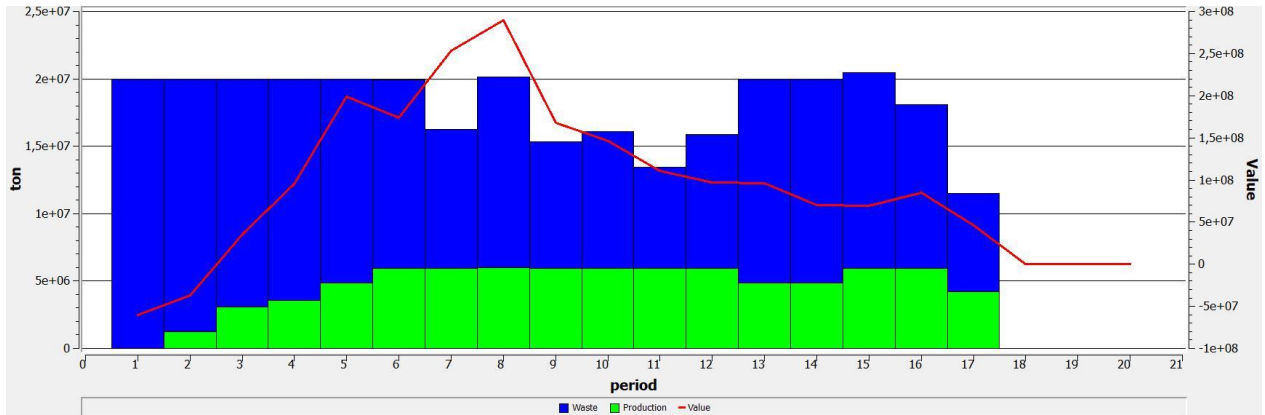


Gráfico 6-16: Plan de producción hasta el periodo 17 para el caso C30.

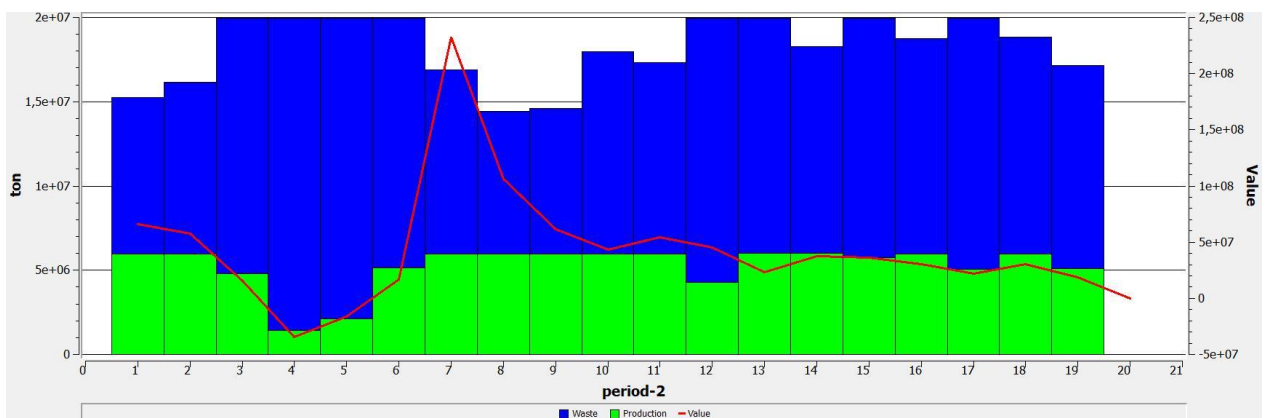


Gráfico 6-17: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C30.

La segunda mitad del plan representa solo un 10 (%) del VAN total del plan, por lo que se decide fijar la extracción solo hasta el periodo 17, ya que además de representar la gran mayoría del valor del proyecto, la reducción de 20 años en el horizonte temporal reduce significativamente el tiempo de computo de cada agendamiento a aproximadamente una quinta parte. Esta medida se adapta perfectamente al estudio por la cantidad de agendamientos que se desarrollan.

De igual manera que los planes anteriores se realiza el agendamiento de bloques para los demás tamaños de bloque. A continuación, se presentan los casos de C10, C15, C20, recordando que el C30 fue el que se utilizó en la calibración y elección de las capacidades de mina y planta, las mitades descartadas del plan original se encuentran en los anexos.

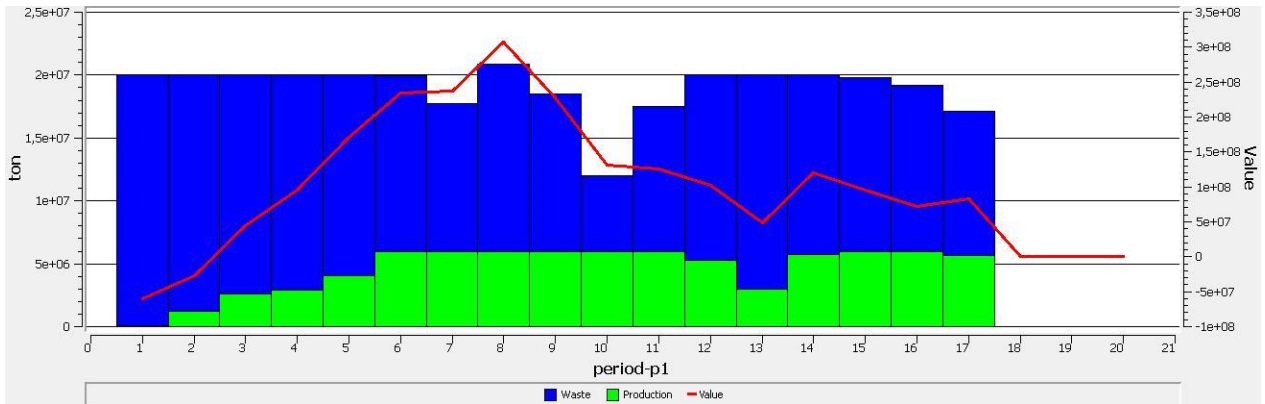


Gráfico 6-18: Plan de producción hasta el periodo 17 para el caso C10.

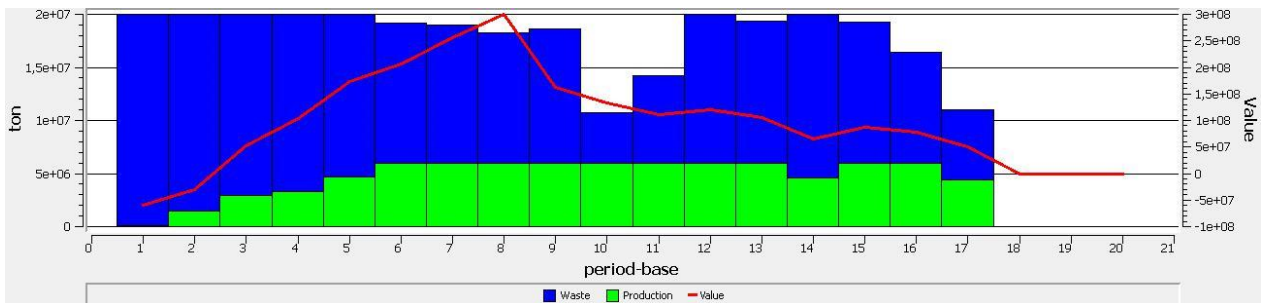


Gráfico 6-19: Plan de producción hasta el periodo 17 para el caso C15.

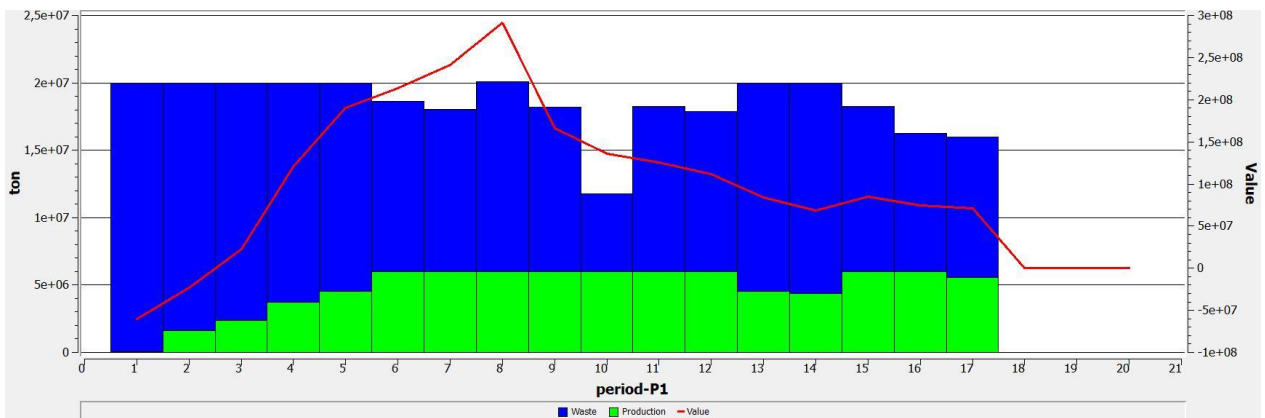


Gráfico 6-20: Plan de producción hasta el periodo 17 para el caso C20.

Como se nota nuevamente, existe una baja en el movimiento de material en el periodo 10, pero en general el movimiento de material es similar para todos los casos, manteniendo regularidad en la alimentación a planta. Para cuantificar las diferencias se expresa el VAN obtenido para cada plan en la siguiente tabla.

Tabla 6-12: VAN, valor nominal de la envolvente y distribución porcentual por categoría para cada SMU.

Tamaño de bloque (m)	VAN (MUS\$)	Valor nominal (MUS\$)	MM	ME	EM	EE
5	1,111.732	2,367.007	-	-	-	-
10	849.951	2,010.265	21	69	10	1
15	821.282	1,922.886	9	82	9	0
20	820.731	1,921.028	4	87	9	0
30	780.802	1,836.987	1	92	7	0

De manera inmediata queda a la vista la relación inversa que posee el valor del proyecto con respecto al tamaño de bloque, pero además es importante destacar que la magnitud de esta reducción es menor que cuando se observa el valor de los pits, es decir el valor no descontado en el tiempo de la extracción.

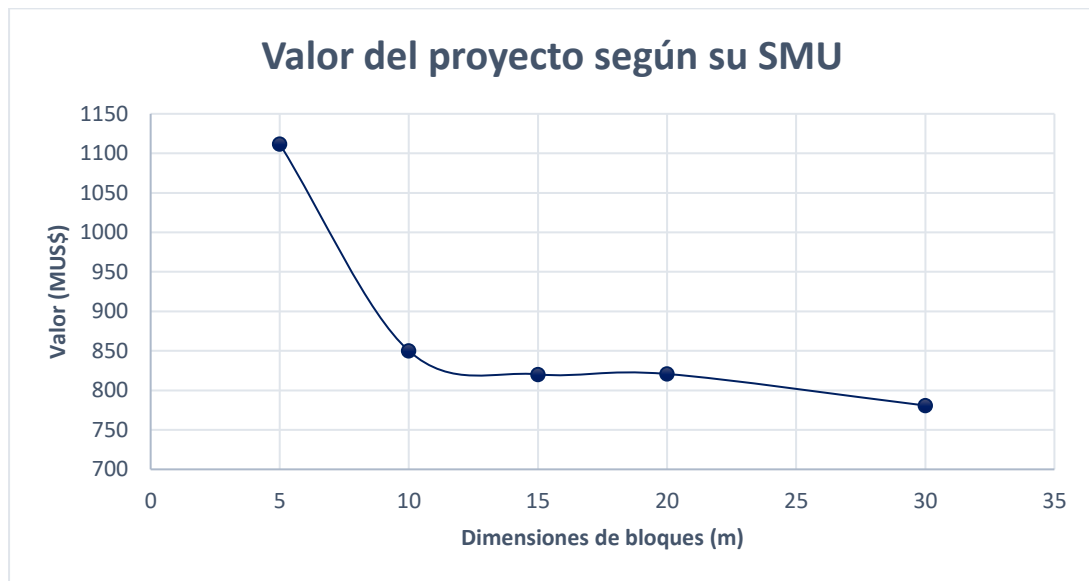


Gráfico 6-21: VAN del proyecto según su SMU.

#### 6.4. Planificación incorporando CV como una restricción de mezcla

Todas las restricciones de *blending* están hechas sobre las reservas presentadas anteriormente que solo toman la primera mitad de los planes base, por lo que en general la LOM será de 17 años. Esto con el fin de observar en qué grado se ven afectados los planes de producción al reducir la variabilidad de ley que ingresa a la planta.

A los distintos tamaños de bloque, se les aplica una restricción de *blending* sobre el coeficiente de variabilidad. Esta consiste en lo siguiente: si el CV exigido es 1, el promedio de los coeficientes enviados a procesar en un periodo debe ser menor o igual a 1.

#### 6.4.1. Cuantificación de los recursos susceptibles a dilución

Con el objetivo de cuantificar la posible dilución presente dentro del bloque grande, se midió el coeficiente de variabilidad de leyes dentro del bloque grande utilizando la Ecuación 4-1. Ésta es la suma de las diferencias de las leyes de cada bloque pequeño con la ley del bloque grande, este indicador nos da una idea de la cantidad de la variabilidad de leyes dentro del bloque, si es alto implica un riesgo alto de dilución en la extracción. Como se menciona en los antecedentes se considera que un CV mayor a 2.5 implica una alta variabilidad de leyes en el yacimiento. A continuación, se muestran los recursos cuyo coeficiente es mayor a 5.

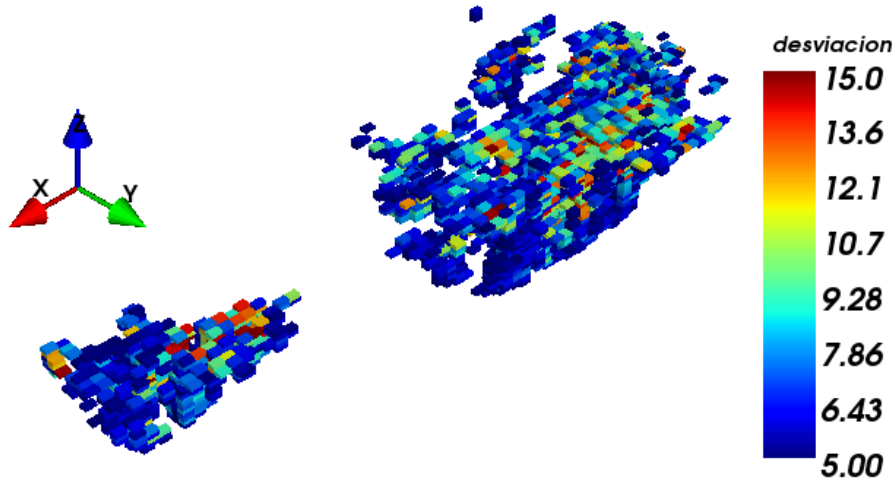


Figura 6.16: Selección de los recursos disponibles que presentan un coeficiente de variación mayor a 5.

Para cuantificar este indicador de variabilidad se contabilizaron los recursos según un criterio de variabilidad para cada tamaño de bloque, los cuales se presentan en las siguientes tablas.

Tabla 6-13: Número de bloques con sus finos presentes cuya variabilidad de ley es mayor al criterio para el caso C10.

Criterio - CV	Número de bloques	Finos (Kton)
>0	57481	850.814
>1	18135	597.454
>2	10034	428.102
>2.5	6918	338.178
>3	4688	262.265
>3.5	3319	207.914
>4	2370	164.635
>4.5	1682	129.780

Para el caso C10 se tienen 338 Kton de fino, un 40% del total. Presenta alta variabilidad, mientras que 129 Kton, 15% del total, presenta CV sobre 4.5, es decir, extraer y procesar este fino representará un factor de riesgo importante por la magnitud de la variabilidad de los bloques.

Cabe destacar que el dejarse llevar por el tonelaje puede conducir a errores ya que, si bien son 1682 bloques, un 3% del total, los que presentan alta variabilidad, estos representan un 15% del fino total por lo que no resultan despreciables en términos económicos.

Tabla 6-14: Número de bloques con sus finos presentes cuya variabilidad de ley es mayor al criterio para el caso C15.

Criterio - CV	Número de bloques	Finos (Kton)
>0	17398	830.756
>1	9068	698.517
>2	7609	657.856
>2.5	6695	621.591
>3	5731	574.815
>3.5	4772	518.973
>4	3970	465.943
>4.5	3292	414.970

Para el caso C15 se tiene 75% sobre los 2.5 de CV y 50% sobre 4.5 de CV.

Tabla 6-15: Número de bloques con sus finos presentes cuya variabilidad de ley es mayor al criterio para el caso C20.

Criterio - CV	Número de bloques	Finos (Kton)
>0	7321	829.886
>1	4164	716.898
>2	3810	698.006
>2.5	3622	687.314
>3	3409	672.651
>3.5	3185	653.396
>4	2942	629.842
>4.5	2652	597.491

Para C20 se tiene 82% sobre 2.5 de CV y 72% sobre 4.5 de CV.

Tabla 6-16: Número de bloques con sus finos presentes cuya variabilidad de ley es mayor al criterio para el caso C30.

Criterio - CV	Número de bloques	Finos (Kton)
>0	2216	808.806
>1	1682	763.180
>2	1459	734.883
>2.5	1404	728.639
>3	1365	723.305
>3.5	1325	716.735
>4	1291	710.506
>4.5	1245	701.863

Para C30 se tiene 90% sobre 2.5 de CV y 86% sobre 4.5 de CV. Se grafican estos tonelajes restringidos en función del CV impuesto, en este gráfico se aprecia la disminución significativa del tonelaje restringido o riesgoso a medida que aumenta el CV permitido.

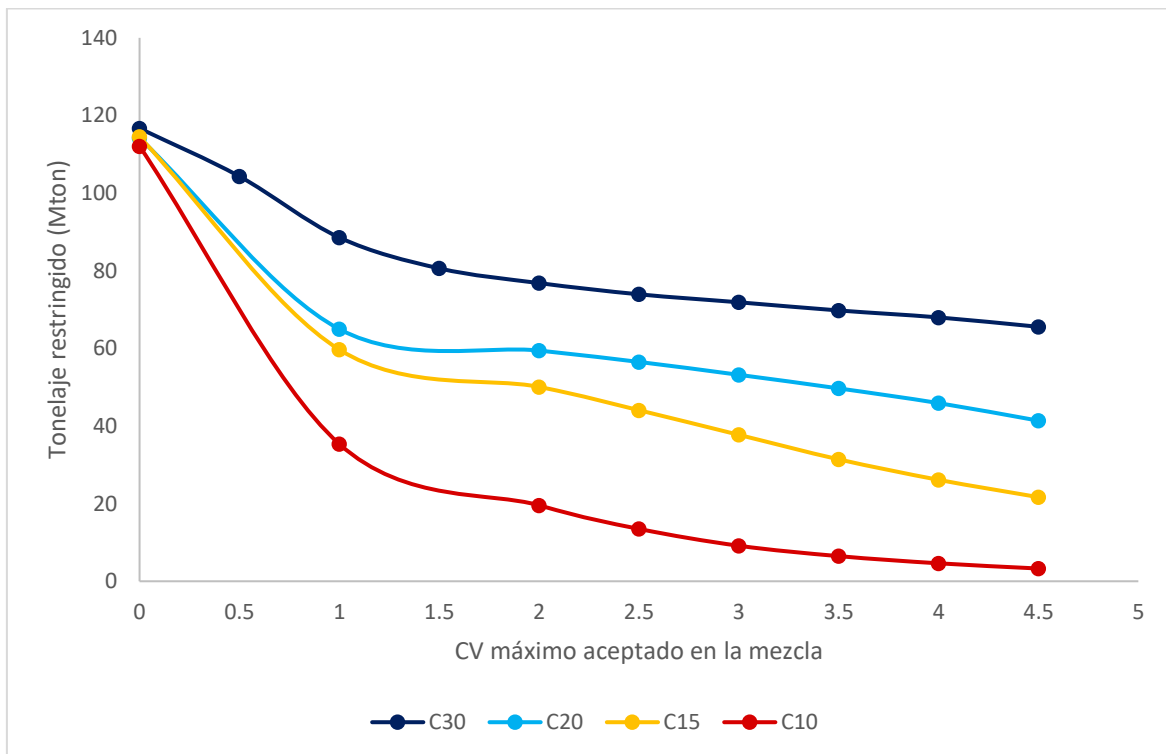


Gráfico 6-22: Tonelaje de mineral restringido por CV máximo.

Para los distintos tamaños de bloque en un mismo CV se tiene que: a tamaños más pequeños existe una menor cantidad de recursos riesgosos o restringidos.

Con este ejercicio se nota que la variabilidad aumenta con el tamaño de bloque. Las estadísticas básicas del coeficiente de variabilidad para cada tamaño muestran cómo se duplica y más para cada caso, por lo que además de la pérdida de información se tiene un incremento significativo de la variabilidad presente en el bloque al cambiar a un tamaño de soporte mayor.

Tabla 6-17: Estadísticas básicas del coeficiente de variación para cada tamaño de bloque.

Tamaño	Coeficiente de variación		
	Min	Media	Max
C10	0.000	0.209	67.411
C15	0.000	0.621	102.324
C20	0.000	0.984	132.228
C30	0.000	2.119	171.265

### 6.4.2. Caso C10 con restricción de blending

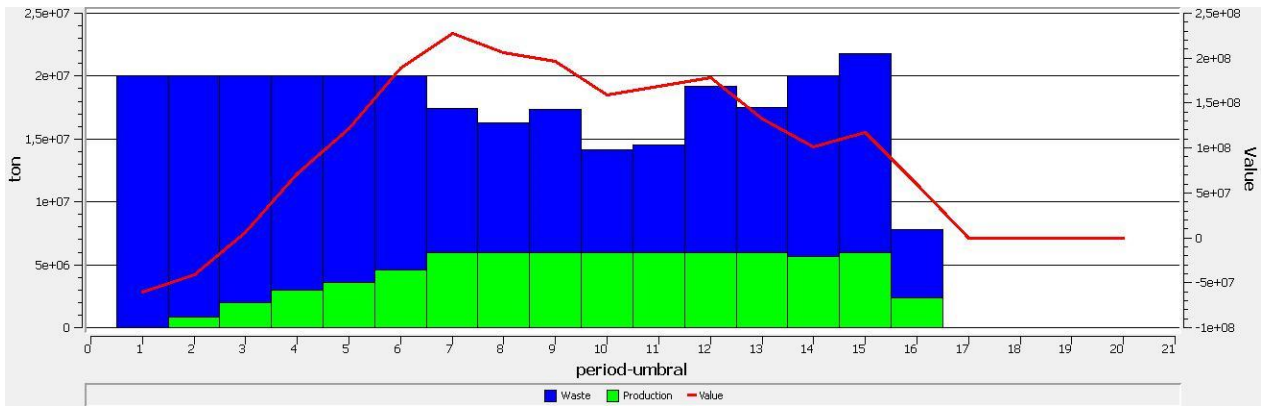


Gráfico 6-23: Plan de producción para el caso C10 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 0.3.

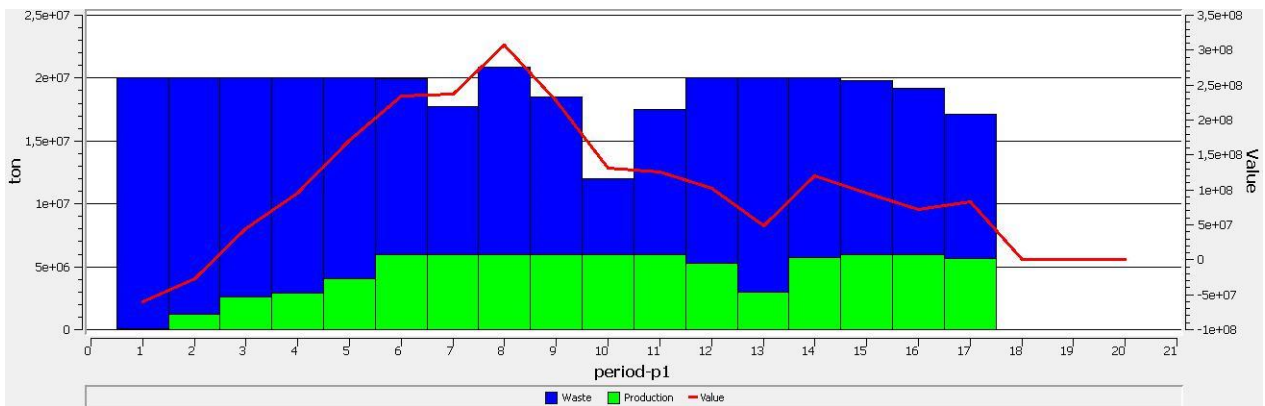


Gráfico 6-24: Plan de producción para el caso C10 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1.

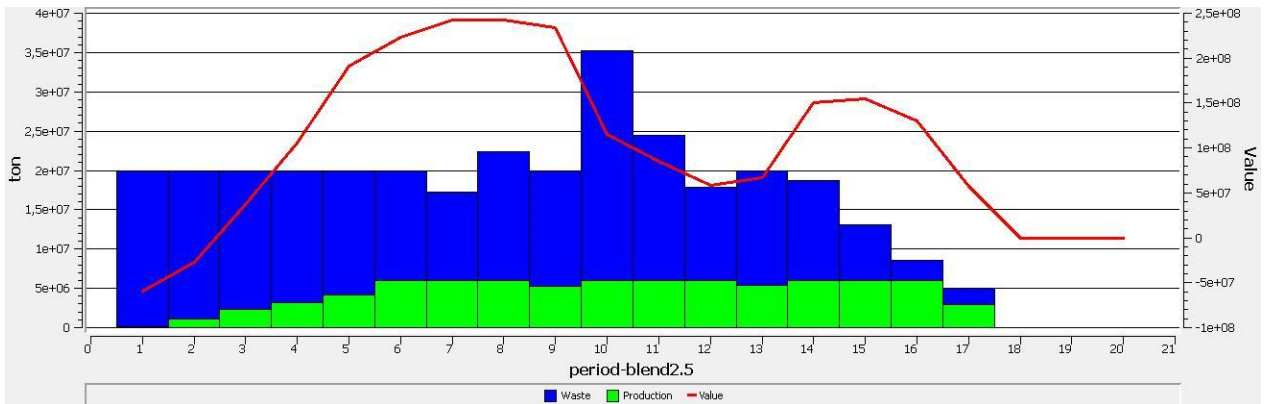


Gráfico 6-25: Plan de producción para el caso C10 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 2.5.

Al correr diferentes agendamientos con distintos coeficientes de variabilidad se notan los cambios en los planes (Gráfico 6-23 al Gráfico 6-25). A medida que aumenta el CV permitido en el procesamiento, el plan adquiere una mayor estabilidad.



Además, se tienen distintos resultados de VAN para estos casos. En la siguiente tabla se muestran estos resultados.

Tabla 6-18: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C10.

CV	VAN (MUS\$)
0.2	0
0.3	101.666
1	113.238
1.5	113.238
2	113.238
2.5	220.095
3.5	220.095
4.5	220.095
Sin restricción	849.951

Primero que todo, se nota que la magnitud del VAN con la restricción es unas 4 veces menor que el caso sin restricciones. Además, se puede apreciar un aumento del VAN al aumentar la variabilidad permitida.

Los valores anteriores se grafican con el objetivo de visualizar más claramente. Se nota que existe un valor de CV mínimo donde la variabilidad permitida es tan baja que no ingresa ningún bloque al procesamiento, además existe un CV superior donde el VAN logrado por el plan no varía, por lo que se establece que es el valor máximo existente al aplicar la restricción de blending.

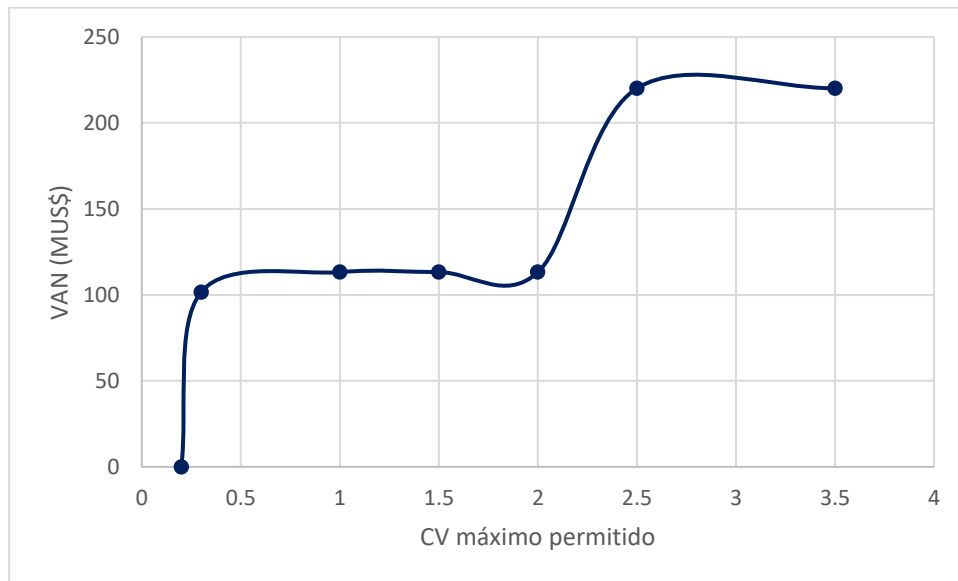


Gráfico 6-26: VAN del proyecto para C10 aplicando restricciones de variabilidad.

Al aumentar el nivel de tolerancia del CV permitido de 2 a 2.5, se tiene un aumento de VAN del orden de 100 (MUS\$), producto de una mayor disponibilidad de mineral riesgoso.

### 6.4.3. Caso C15 con restricción de blending

Para el caso C15 se realiza el mismo ejercicio, pero en este caso destaca inmediatamente que el plan de CV mínimo posee un fuerte castigo en el REM de los periodos 12, 13, 14.

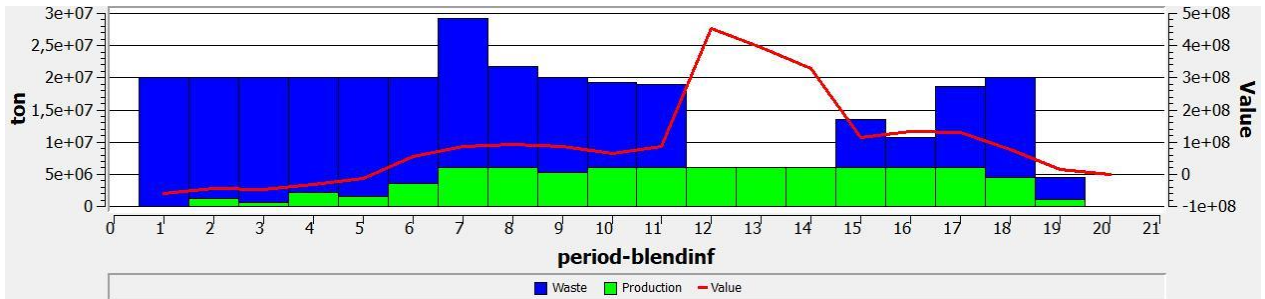


Gráfico 6-27: Plan de producción para el caso C15 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1.

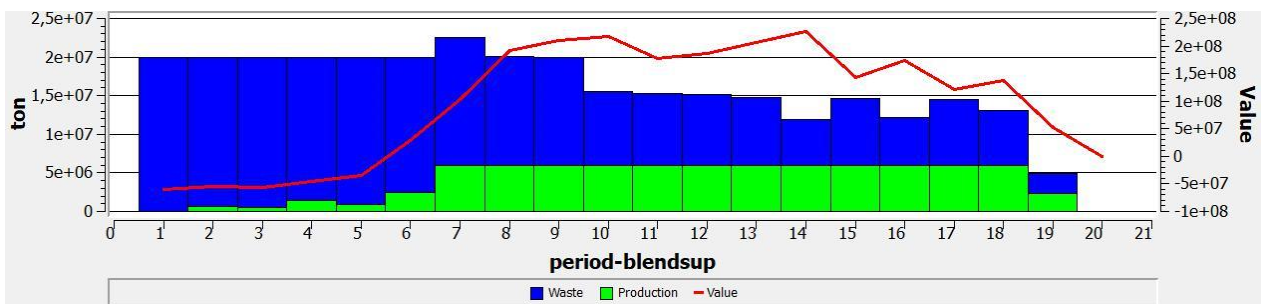


Gráfico 6-28: Plan de producción para el caso C15 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1.1.

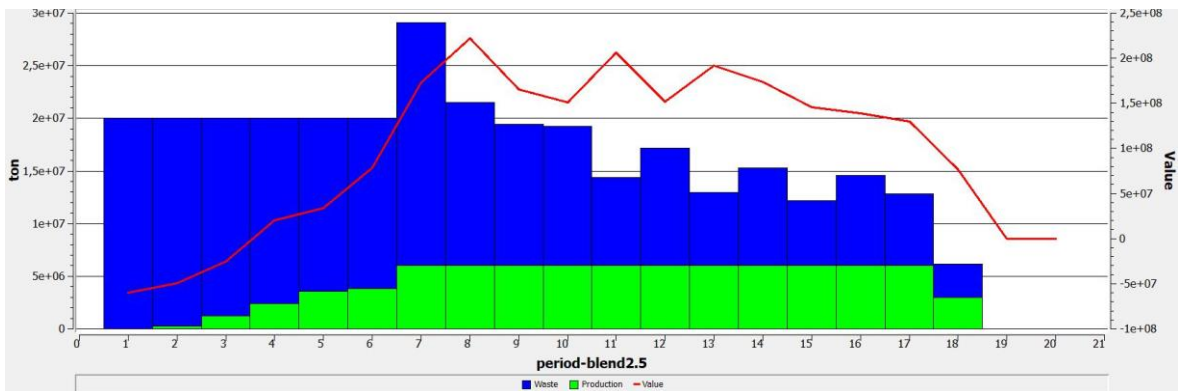


Gráfico 6-29: Plan de producción para el caso C15 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 2.5.

Como en el caso anterior, se presentan los valores de VAN obtenidos en la siguiente tabla, notando que las magnitudes presentan crecimiento según el CV permitido, además se tiene un rango mayor de valores.

Tabla 6-19: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C15.

CV	VAN (MUS\$)
0.9	0
1	0.539
1.1	2.985
1.2	5.572
1.3	11.283
1.5	22.707
2.5	79.823
4.5	111.05
5.5	112.305
Sin restricción	821.282

En el Gráfico 6-30 se puede apreciar la existencia de cambios más suaves en los umbrales de CV, dándose el principal cambio entre 1.5 y 2.5 de CV resultando en una diferencia de 57 MUS\$.

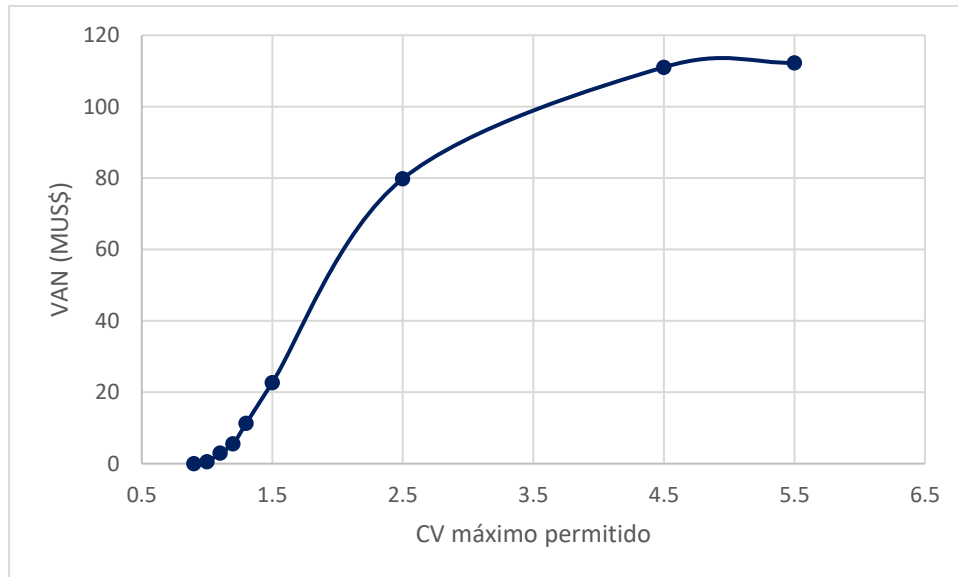


Gráfico 6-30: VAN del proyecto para C15 aplicando restricciones de variabilidad.

#### 6.4.4. Caso C20 con restricción de blending

Para el caso C20 se tiene el mismo fenómeno, pero en mayor magnitud, donde la REM para el CV permitido de 1.7 se torna infactible en 2 rangos de periodos, por lo que por mucho que se busque reducir la variabilidad, no se pueden considerar estos casos como reales.

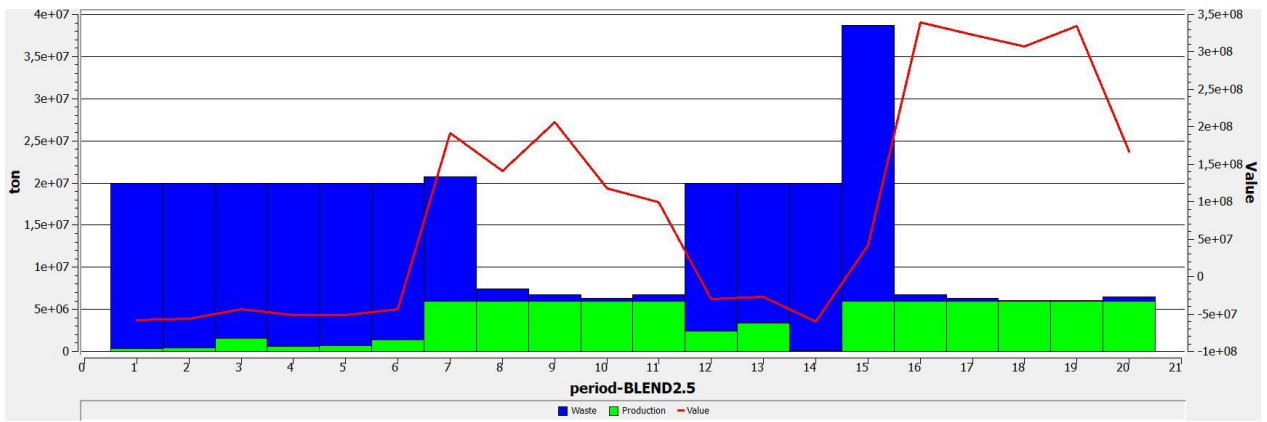


Gráfico 6-31: Plan de producción para el caso C20 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1.7.

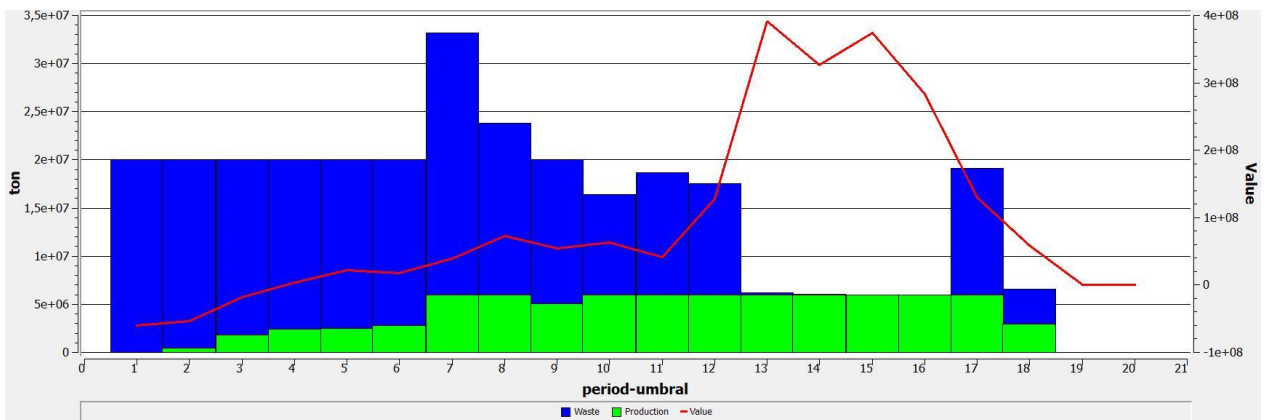


Gráfico 6-32: Plan de producción para el caso C20 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 1.8.

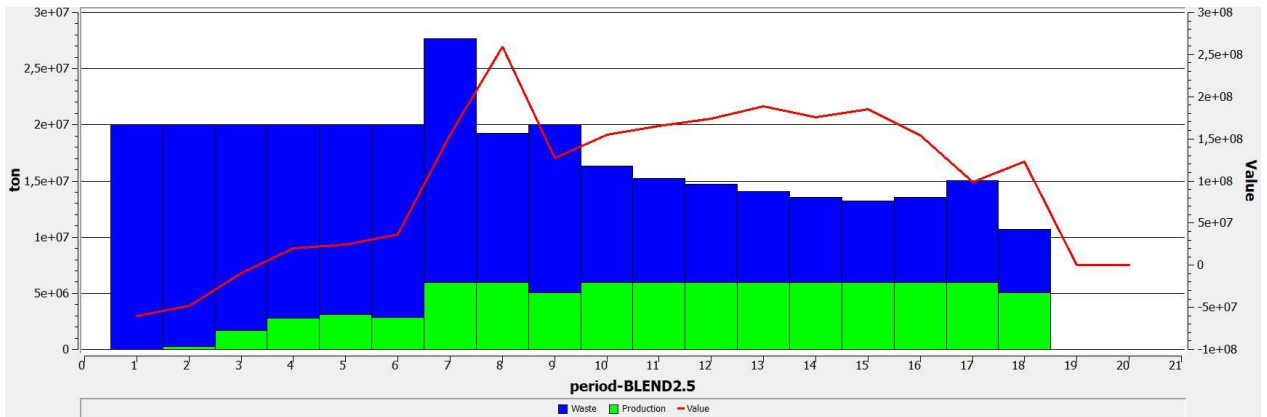


Gráfico 6-33: Plan de producción para el caso C20 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 2.5.

A partir del CV promedio permitido de 2.5 el plan se vuelve factible y con mayor parecido a la base.

Respecto del caso anterior, se aprecia que el VAN máximo se alcanza con un CV permitido de 5.5, siendo el mínimo 1.6, en comparación con el C10 donde el CV máximo es de 5 y el mínimo de 1. Con esto se nota que ambos límites de CV alcanzan una magnitud mayor que para los casos de tamaños menores.

Tabla 6-20: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C20.

CV	VAN (MUS\$)
1.5	0
1.6	0.153
1.7	0.291
1.8	1.116
2	8.234
3	43.827
4	79.420
5	107.100
5.3	110.339
5.4	111.338
5.5	111.474
6	111.474
Sin restricción	820.731

Además, se nota que el VAN máximo alcanzado es de menor magnitud que los tamaños anteriores. Esto siendo un resultado visto anteriormente, ahora además se asocia a la restricción por el coeficiente de variabilidad.

En el siguiente gráfico se muestra la representación visual de estos valores, donde se reconoce la forma creciente de la curva similar a los casos anteriores, con un diferencial de 36 (MUS\$) por cada CV en la parte recta de la curva.

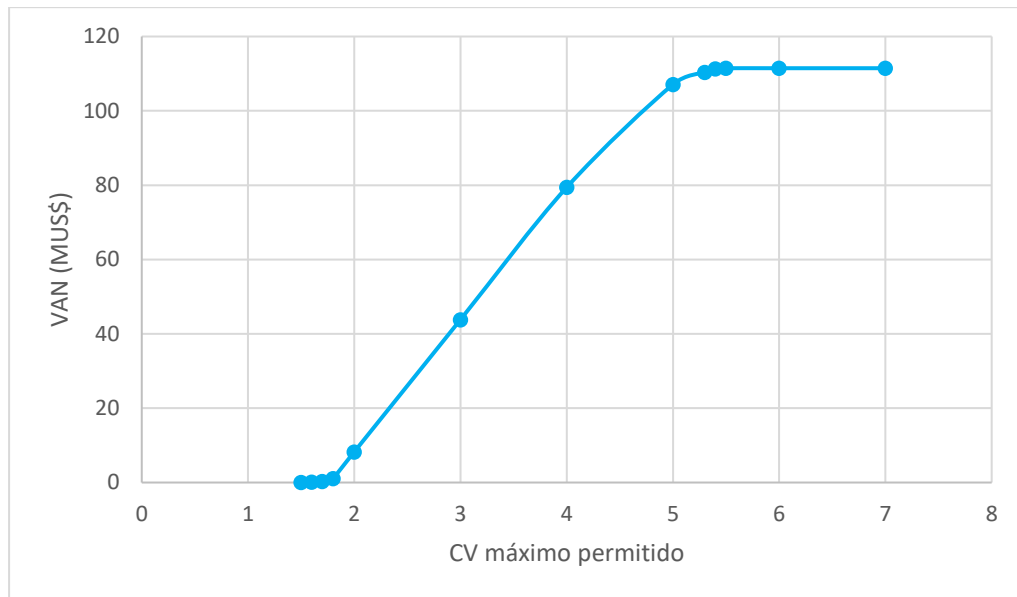


Gráfico 6-34: VAN del proyecto para C20 aplicando restricciones de variabilidad.

### 6.4.5. Caso C30 con restricción de blending

Para el caso C30 se tiene el mismo fenómeno, pero en mayor magnitud.

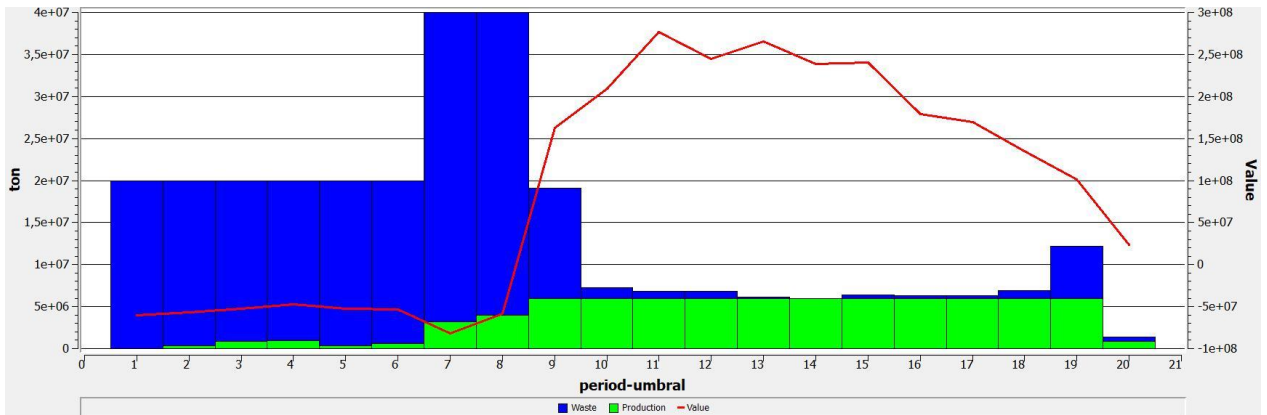


Gráfico 6-35: Plan de producción para el caso C30 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 3.7.

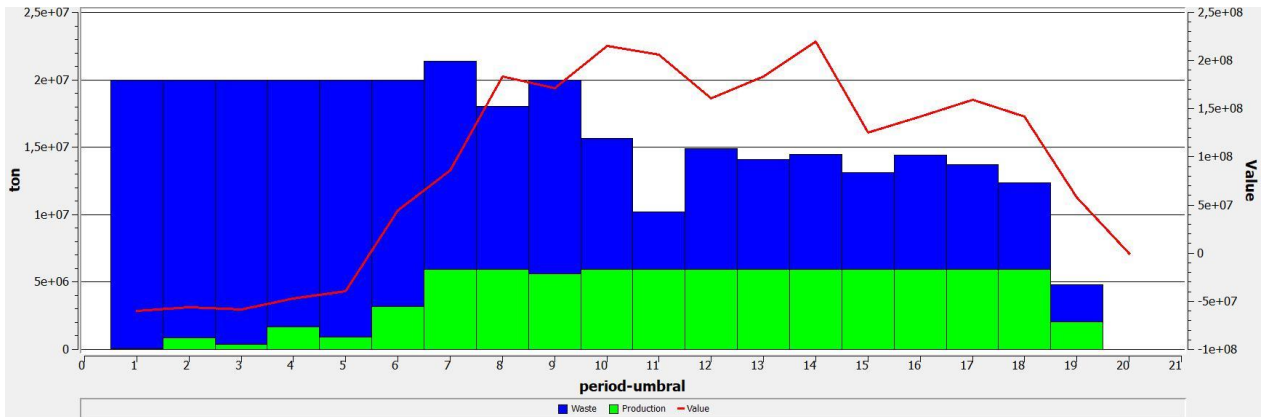


Gráfico 6-36: Plan de producción para el caso C30 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 3.9.

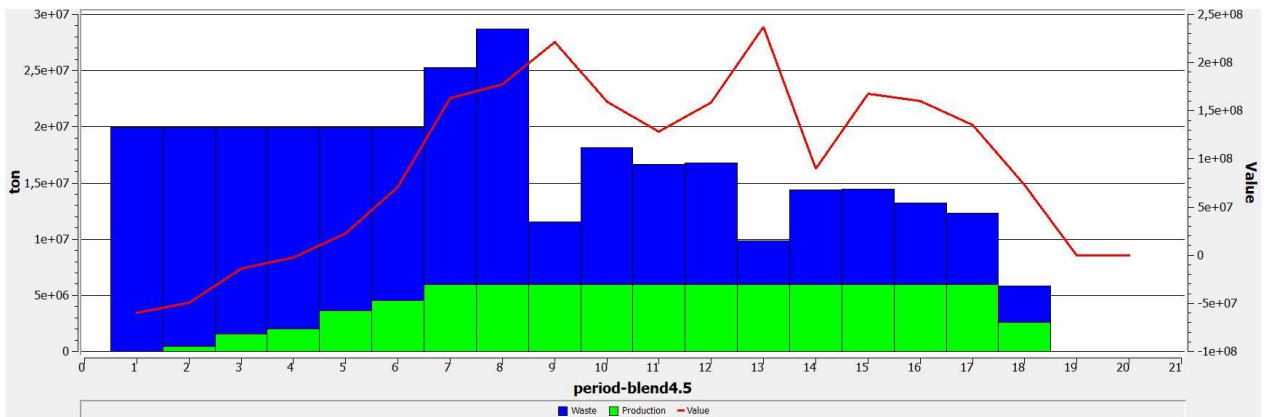


Gráfico 6-37: Plan de producción para el caso C30 con un coeficiente de variabilidad de leyes promedio de 4.5.

Nuevamente la magnitud del VAN descendió respecto de los tamaños anteriores de bloque, extendiéndose además el rango de CV permitido, volviéndose infactible cualquier plan con una variabilidad menor a 3.7. Esto se debe a que este caso es el que presenta mayor variabilidad de leyes.

Tabla 6-21: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C30.

CV	VAN (MUS\$)
3.4	0
3.5	0.02
3.6	0.670
3.7	3.464
3.8	7.202
4.5	9.636
5	17.836
6	34.237
7	50.638
8	67.039
10	99.841
11	106.268
12	108.856
Sin restricción	780.802

En el siguiente gráfico se aprecia una pendiente de curva menor a los casos anteriores, aproximadamente 17 (MUS\$) por cada diferencial de CV, llegando a presentar la menor variación de VAN por CV permitido. Ya que este es el caso de mayor variabilidad se presentan una mayor cantidad de opciones para el agendamiento, generándose nuevas alternativas por cada diferencial de CV.

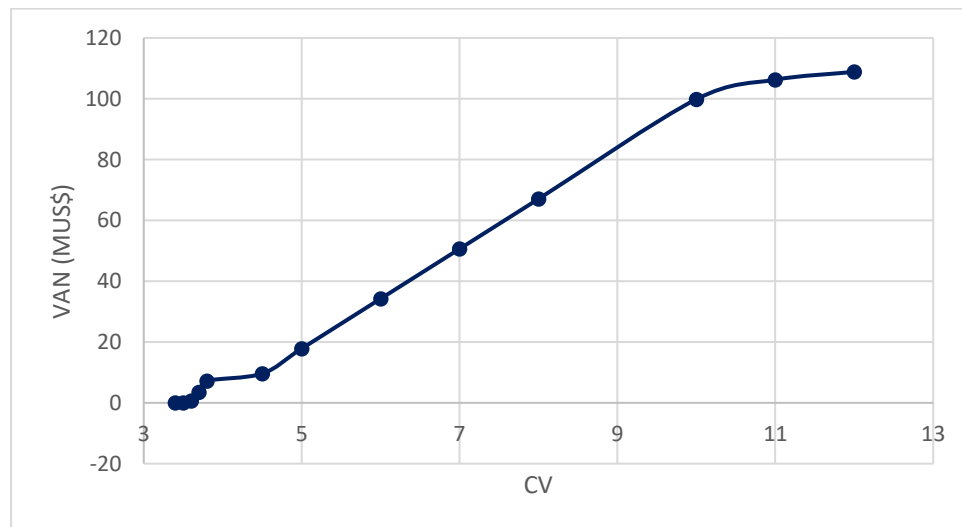


Gráfico 6-38: VAN del proyecto para C30 aplicando restricciones de variabilidad.

6.4.6. Comparación entre escenarios de distinta variabilidad Background 1 vs Background 5.

Con el fin de estudiar el efecto de la variabilidad de leyes más a fondo, se compara su efecto en el escenario base contra otro de los escenarios generados. Se escogió el escenario 5 presentado en Gráfico 6-2. Este escenario presenta la misma forma de distribución de leyes, sin embargo, la magnitud de las leyes es diferente. Para el BK1 la ley media es 0.194 (%) mientras que la ley media de estéril es 0.038 (%). A continuación, se presentan nuevamente los valores obtenidos para el escenario 1.

Se realiza el mismo ejercicio para el escenario 5, el cual se denomina como *background 5* (BK5), cuya ley media de yacimiento es 0.343 (%) mientras que la ley media de estéril 0.131 (%), por lo que la ley del estéril es unas 4 veces mayor que la del escenario anterior. Esta diferencia de leyes se hace notar en los resultados económicos de ambos planes, la diferencia en VAN se presenta en la Tabla 6-22.

Tabla 6-22: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para el caso C20.

Tamaño	VAN sin restricción (MUS\$)	
	BK1	BK5
C10	849.951	1,115.457
C15	821.282	1,099.659
C20	820.731	888.352
C30	780.802	792.501

Al aplicar la restricción de variabilidad de leyes en la entrada a la planta, en ambos casos de background se tienen tendencias similares al calcular el VAN del proyecto, pero el cambio en la magnitud es significativo en el caso BK1, estos resultados se aprecian en la Tabla 6-23. Luego esta comparación se lleva al Gráfico 6-39.

Tabla 6-23: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad en BK1 y BK5 para el tamaño de bloque C20.

CV	VAN (MUS\$)	
	BK1	BK5
1	0	0
1.1	0	0.153
1.2	0	0.291
1.3	0	1.116
1.6	0.153	8.234
1.7	0.291	225.685
1.8	1.116	260.382
1.9	5.583	295.079
2	8.234	329.591
3	43.827	650.276
4	79.420	664.885
5	107.100	763.912
6	111.474	794.299



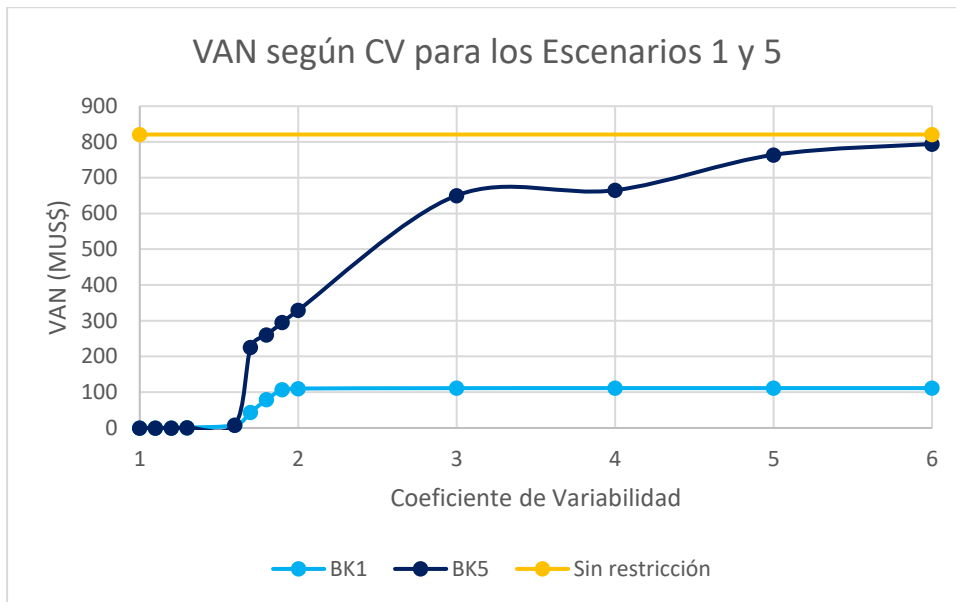


Gráfico 6-39: VAN del proyecto aplicando restricciones de variabilidad en BK1 y BK5, para el tamaño de bloque C20.

Inmediatamente se nota cómo el valor del proyecto aumenta significativamente en comparación al BK1. Esto se puede explicar en parte por el aumento de la ley media, por lo que se trata de un caso más valioso en sí, pero esto no explica la diferencia en su totalidad.

El segundo escenario estudiado presenta un acercamiento mucho mayor al plan base, con una diferencia de 94 (MUS\$), el cual representa un 10 (%) del plan sin restricciones, mientras que el BK1 posee una diferencia de 709 (MUS\$) entre el plan sin restricciones y con un coeficiente de variación de 4.5 promedio. Esta divergencia significativa se explica por la diferencia de variabilidad entre ambos escenarios.

Para comparar los tamaños de bloque restantes se utilizaron casos emblemáticos de coeficientes de variabilidad donde se está llegando a la meseta o valor estable del VAN. Esto se muestra a continuación en la Tabla 6-24.

Tabla 6-24: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para los casos destacables.

CV	VAN (MUS\$)	
	BK1	BK5
<b>C10</b>		
2	113.238	794.911
<b>C15</b>		
3.5	111.050	688.017
<b>C20</b>		
4.5	97.216	715.239
<b>C30</b>		
10	99.841	506.759

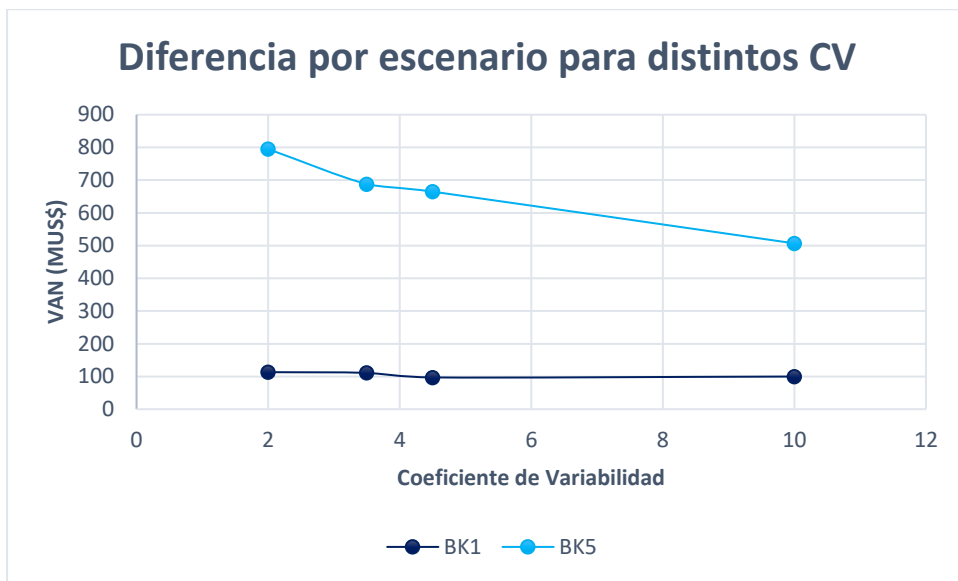


Gráfico 6-40: VAN del proyecto aplicando restricciones de variabilidad en ambos escenarios para todos los tamaños de bloque.

Ambos escenarios presentan valores muy distintos donde el BK1 ronda los 100 (MUS\$) mientras que para el BK5 los planes rondan los 700 (MUS\$), aunque se aplican las mismas restricciones de variabilidad sobre las leyes.

## 7. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

A pesar de que al rebloquear se tenga un aumento de la cantidad de mineral total, en las curvas de tonelaje ley presentada en anexos, se observa que a medida que aumenta el tamaño de bloque se incrementa de la diferencia entre el tonelaje de mineral de bloques grande y el mineral proveniente de los bloques pequeños que lo componen. En la Tabla 6-8 y Tabla 6-9 se observa que al crecer el tamaño de bloque hay un aumento de la cantidad de estéril interno a expensas del mineral interno, estas diferencias expresadas como porcentaje del mineral total son las siguientes: 10 (%), 22 (%), 23 (%), 29 (%) en los casos C10, C15, C20, C30 respectivamente. Lo que no impacta mayormente en las leyes medias.

Además, si bien el aumento del mineral alcanza diferencias de 44 (Mton), la asimilación de estéril de bloques pequeños tiene un efecto directo sobre la REM, la cual que se reduce en un 25 (%) desde el caso más pequeño al más grande, esto afecta directamente en el ámbito operacional.

Pasando al efecto en la planificación, los resultados obtenidos en la Tabla 6-12 muestran como el VAN disminuye al aumentar el tamaño de bloque, además se establece la relación con la disminución porcentual de la categoría M-M y el aumento de los bloques M-E, si bien no se puede establecer un criterio directo que relacione ambas magnitudes, si existe una relación entre la disminución del VAN y el aumento del mineral en contacto con estéril. Por lo que se establece que al aumentar la extracción de recursos riesgos se produce una disminución del valor del negocio minero.

Los resultados obtenidos al aplicar la restricción de mezcla y de lograr una comparación directa en entre los distintos casos de SMU se genera la Tabla 7-1, que reúne los VAN obtenidos para cada tamaño con un CV promedio permitido por periodo.

Tabla 7-1: VAN resultante al aplicar la restricción de variabilidad para todos los tamaños de bloque.

CV	VAN (MUS\$)			
	C10	C15	C20	C30
0.2	0	0	0	0
0.3	101.666	0	0	0
1	113.238	0.539	0	0
1.1	113.238	2.985	0	0
1.2	113.238	5.572	0	0
1.7	113.238	11.283	0.291	0
1.8	113.238	22.707	1.116	0
2.5	220.095	79.823	8.234	0
3.5	220.095	111.050	43.827	0.021
3.7	220.095	111.050	43.827	3.464
3.9	220.095	112.305	79.423	7.202
4.5	220.095	112.659	97.216	9.636
6	220.095	112.659	111.474	34.237
8	220.095	112.659	111.474	67.039
10	220.095	112.659	111.474	99.841
<b>Sin restricción</b>	849.951	821.282	820.731	780.802

Como primera observación, se nota que para todos los casos de tamaño al aumentar el coeficiente de variación permitido por periodo se incrementa el valor del proyecto, a menos que este último se mantenga constante, debido a que llego al máximo alcanzable aplicando una restricción de mezcla.

El segundo punto por destacar es la diferencia de valor obtenida en los casos. Se sabe por puntos anteriores que la variabilidad de los bloques aumenta con el tamaño de manera radical, recordando que los coeficientes medios para los casos C10, C15, C20 y C30 son 0.209, 0.621, 0.984 y 2.119 respectivamente, por lo que se tiene más del doble de varianza entre un caso y el anterior, dándose comparaciones donde con un tamaño de bloque de 10 metros de dimensiones versus otro caso con tamaño de 30 metros, el primero logra un valor de 220 (MUS\$) mientras que el segundo obtiene un valor 0 para un coeficiente de variación promedio de 2.5 para el ingreso a la planta. Esta diferencia se vuelve menos impactante una vez que todos los casos alcanzaron un valor estable independiente de la variabilidad permitida.

Como ultimo hecho a tratar, se aprecia que la diferencia en los valores obtenidos a medida que se aumenta el CV máximo permitido disminuye con el aumento del tamaño de bloque, tomando como ejemplo los casos C10 y C30 nuevamente, donde el primero alcanza su valor máximo con un coeficiente de variabilidad de 2.5, mientras que C30 al poseer una mayor variabilidad por bloque permite una mayor gama de posibilidades para el agendamiento, llegando a resultados diferentes incluso para variaciones mayores a 10 de magnitud, donde ya carece de sentido realizar planes ya que la confiabilidad en el bloque se vuelve cuestionable.

Para relacionar estos últimos análisis con las categorías de mineral presentes en los planes se presenta la siguiente tabla, donde se observa que la magnitud de las proporciones no varía mayormente del caso sin restricción, presentado en la Tabla 6-12.

Tabla 7-2: Porcentaje de cada categoría para cada tamaño de bloque aplicando un CV máximo de 3.5.

Caso	Porcentaje de categorías para CV máx de 3.5				Ley media (%)	
	M-M	M-E	E-M	E-E	Planta	Botadero
C10	21	69	10	1	1.027	0.019
C15	9	82	9	0	0.981	0.019
C20	4	87	9	0	0.974	0.018
C30	1	92	7	0	0.983	0.018

Para una comparación visual, se grafican los valores obtenidos dentro de un rango de variabilidad adecuado. Como se mencionó anteriormente, la variabilidad de leyes en un yacimiento se considera alta a partir de 2.5, por lo que a continuación se comparan los valores solo hasta 4.5 de CV.

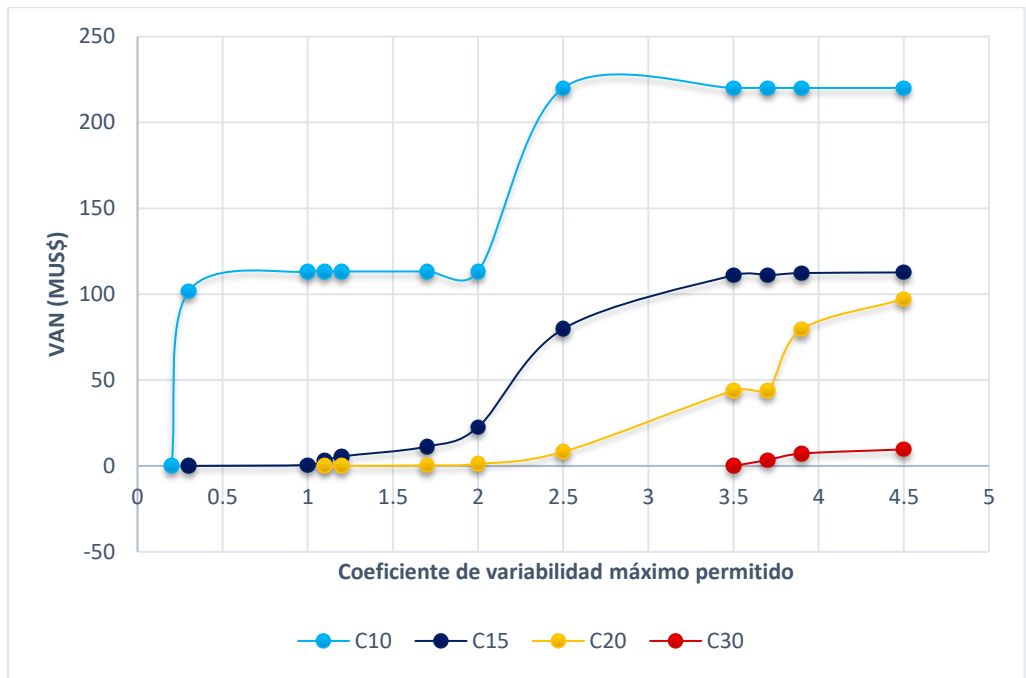


Gráfico 7-1: VAN de los planes anuales para distintos tamaños dentro de un rango de restricción.

Se nota de manera directa que para tamaños de bloque mayores es indispensable contar con procesamiento que tolere altas variabilidades, ya que, si no es este el caso, la factibilidad económica del plan minero no existe. Los tamaños de bloque mayores presentan un CV mayor, con ello se demuestra que la distribución de leyes de los bloques pequeños respecto a la ley del bloque grande juega un rol fundamental en el resultado económico del proyecto, al punto de volver infactible casos que antes parecían favorables.

El coeficiente de variabilidad se tradujo en un porcentaje de confiabilidad lineal, donde un CV de 5 representa un 50 (%) de confiabilidad en el proyecto, esto se representa en el Gráfico 7-2, donde se destaca que para un valor de 80 (%) de confiabilidad, correspondiente a un CV de 2 aproximadamente, se tiene que los casos de C20 y C30 presentan un valor nulo.

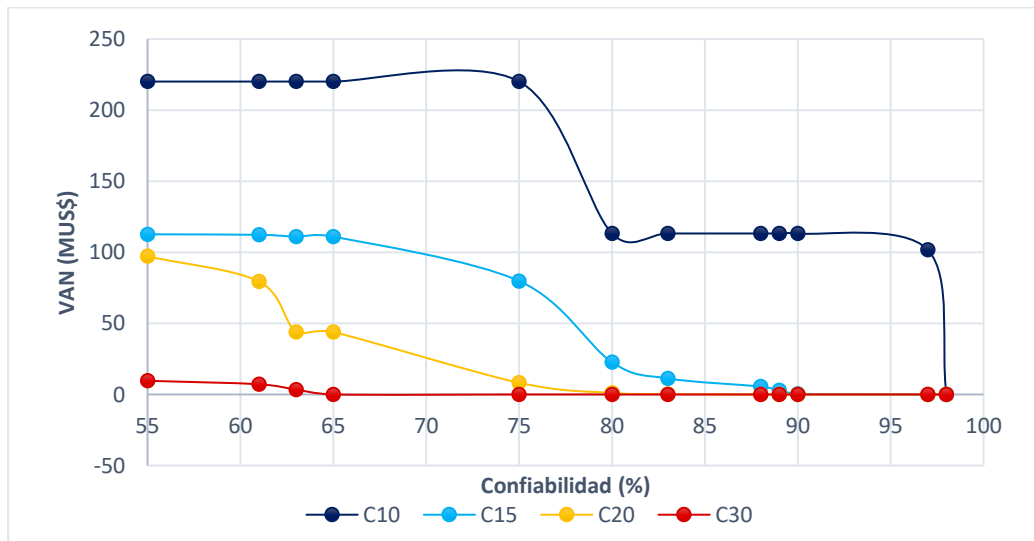


Gráfico 7-2: VAN del proyecto según la confiabilidad entregada.

## 8. CONCLUSIONES

El desarrollo de este trabajo resultó ser un desafío interesante, donde abordaron problemáticas no muy abordadas, tanto por uno mismo como por la industria. Al momento de desarrollar la investigación bibliográfica se notó que la dilución es un tema que es fuertemente dejado de lado, donde la mayoría de los estudios se centran en la medición posterior luego de la extracción y ésta se reconcilia con la dilución teórica, dada puramente por el criterio de un experto, pero los estudios preventivos son escasos. Por ello este trabajo pretende ser un aporte para la medición efectiva de la dilución previa a la explotación y con ello maximizar en lo posible la selectividad.

Una primera conclusión por mencionar se da al momento de realizar el cambio de soporte, de menor a mayor tamaño. Se sabe que en la operación se requieren tamaños de bloque que se adecuen a las exigencias operacionales. No se suelen utilizar bloques de 2.5 metros ya que los equipos actuales son de mayores dimensiones y se pierde toda posibilidad de ser selectivo con los bloques al momento de utilizarlos, por lo que en la planificación el uso de bloques de mayores dimensiones trae beneficios tales como permitir una geometría operacional adecuada, para los equipos que se tienen dimensionados, incorporando sus dimensiones al diseño permitiendo anchos mínimos. Además, se reduce el número de bloques y con ello el número de variables que componen el problema, por lo que los tiempos de resolución disminuyen considerablemente, algo que reduce los tiempos de computo.

En contraparte, al cambiar a un bloque de mayor tamaño se produce la pérdida de fino, esto se observa directamente en el trabajo desarrollado, tanto en la curva de selectividad como en la cuantificación de la cantidad de mineral y estéril por tamaño, destacando las 44 (MTon) de diferencia entre el mineral de los casos C5 y C30, con una reducción del 0.2 (%) para la ley media del mineral y una disminución en la REM del 25 (%), todo esto provoca una disminución del VAN en un 40 (%) desde el caso de bloques más pequeños al de bloques más grandes, por lo que planificar con bloques de un tamaño excesivo puede traer consigo errores en los presupuestos e ingresos considerados, además de los costos asociados para extraer mayores tamaños de bloque, asociados a equipos más grandes.

Una segunda conclusión se da con la cuantificación de la superficie de contacto entre mineral y estéril, donde se aprecia cómo al momento de rebloquear se reduce fuertemente el mineral en contacto con mineral, aquel que no está susceptible a diluirse por el contacto con estéril, pasando de un 8 (%) inicial y terminando prácticamente en 0 (%) para C30. Se comprobó cómo aumentaba considerablemente el mineral en contacto con estéril, pasando de un 8 (%) en C5 a un 17 (%) en C30 del total de bloques. Se notó que además la categoría de estéril en contacto con estéril se reducía a la par, reduciéndose en 9 % desde C5 a C30, por lo que se produce un suavizamiento de ambos extremos, tanto mineral como estéril, acercándose a las categorías intermedias.

Otro fenómeno presente en el rebloqueo, es que al momento de realizar un seguimiento de los bloques pequeños que componen a los bloques grandes, consiste en la diferencia entre la cantidad de mineral de bloques más grandes y el mineral de bloques más pequeños que lo compone. Esta diferencia representa la conversión de un 19 (%) de estéril fino en mineral grande, por lo que la pérdida de información al utilizar SMU de mayor tamaño se traduce directamente en una diferencia de la cantidad de mineral enviada a planta y el mineral de bloques pequeños que realmente contiene ese envío. Esto se produce ya que al trabajar con un soporte de mayor tamaño mucho estéril en contacto con mineral pasa a considerarse mineral y es llevado a procesar, dándose una mala utilización de los equipos de carguío y de procesamiento ya que parte de su capacidad se utiliza en estéril. Además, la mezcla produce una disminución de la ley castigando directamente al fino obtenido, con ello los flujos de caja de cada periodo y el VAN final del proyecto, por lo que en fases futuras de diseño y dimensionamiento de equipos se deben tener en consideración estos porcentajes de estéril dentro del mineral, para así poseer una idea de cuanto de este material se procesara, afectando a los resultados esperados, anticipando estas disminuciones se pueden desarrollar planes con con mayor apego a la realidad.

Pasando a la planificación ejecutada, se observa la traducción directa de la pérdida de finos, mencionada anteriormente, en una disminución de VAN llegando a una diferencia de 291 (MUS\$) entre el caso C5 y el C30, por lo que la pérdida de información y el suavizamiento de leyes disminuyen en más de un 25 % el valor del proyecto en sí. Al comparar estos casos, estas métricas se suelen ignorar en muchas operaciones actuales en la industria, resultado fundamental su consideración para la venta y compra de nuevos yacimientos, donde si el comprador no se asegura que el SMU estimado sea el adecuado puede resultar en grandes variaciones en su ganancia esperada.

Luego, considerando las restricciones sobre el coeficiente de variabilidad de leyes, se estudió una gama de casos, algunos dando resultados extremos para la misma restricción. Se llega a la conclusión de que la variación correspondiente a cada caso juega un rol fundamental, el único caso que presento un VAN de 200 (MUS\$) separado del resto fue el C10, cuyo CV medio era de 0.209, el cual para C30 resultaba ser 10 veces mayor. Esto explica cómo al aplicar la misma restricción (CV de 2.5) para ambos casos se llegaba a resultados tan diferentes.

Si bien cada tamaño de bloque presento diferentes resultados en magnitud, todos presentaron el mismo comportamiento, donde se tiene un rango de crecimiento lineal para luego alcanzar una meseta, en la cual el valor final se mantiene constante. Este rango se explica, ya que a medida que se aumenta el CV permitido se tiene una mayor variedad de posibilidades al procesar; y como el programa busca la solución de mayor valor, siempre se tendrá un resultado mayor o igual anterior. Al llegar a un valor lo suficientemente alto, se completan las posibilidades de diferentes mezclas, llegando al máximo global para el caso trabajado.

Otro hecho a destacar a partir de los VAN obtenidos, en la relación directa existente entre el rango de resultados factibles y el tamaño SMU, siendo los tamaños menores aquellos que aceptan restricciones más bajas, mientras que tamaños más grandes otorgan resultados diferentes al aumentar la restricción, resaltando en esto último, que a medida que se aumenta el tamaño de bloque, la variación de VAN producida entre distintas restricciones de CV se torna menor. Esto se observa en las pendientes de los gráficos entregados y cómo ésta disminuye con tamaños mayores de SMU, por lo que se concluye que el efecto de la variabilidad tiene mayor importancia e impacto económico en bloques de menor tamaño que casos donde se trabaje con un mayor tamaño de SMU.

Al estudiar el efecto de la variación en el escenario 5 (BK5) se notó que la diferencia entre el plan base y el plan con la aplicación de restricciones, la cual se observa en el Gráfico 6-39, esta resultó ser de una magnitud mucho menor que para el primer escenario, por lo que se relaciona directamente la menor variabilidad presente en el background 5 con el menor impacto generado por la aplicación de restricciones sobre el CV.

Todos estos resultados plantean un aumento del VAN con el incremento del CV permitido, pero al compararlo con el valor base sin restricciones, se tiene que se alcanza solo un 25 (%) de este al aplicar un CV máximo, esta reducción del valor resulta esperable, pero la significativa magnitud en la que disminuye es difícil de explicar. Esto no se debe a una sola causa, dentro de estas causas se encuentran las siguientes:

- El CV promedio aumenta de manera importante al aumentar el tamaño, esto se detalla en la Tabla 6-17, por lo que existen combinaciones de mezcla cada vez más limitadas al incrementar el tamaño.
- El background 1 presenta variabilidad muy alta entre mineral y estéril, ya que existe una gran cantidad de bloques con valor 0 de ley, por ello que el impacto al aplicar esta restricción resulta ser mucho mayor en el BK1 que en el BK5.
- La cantidad de mineral disminuye al aumentar el tamaño de bloque, además se tiene un aumento del estéril interno dentro de los bloques grandes de mineral, este material interno presenta valores de ley mucho menores, esto se ve reflejado directamente en el VAN de cada tamaño y potenciado al aplicar las restricciones.

Finalmente, se tiene que un trade-off entre los beneficios y castigos que se dan al trabajar con un SMU determinado: un tamaño muy bajo presenta una mayor cantidad de fino a la vez que mayor impacto económico de la variabilidad y un mayor tiempo de resolución, mientras que uno alto puede presentar factibilidad operacional permitiendo anchos mínimos adecuados, en conjunto con menores tiempos de resolución y un menor impacto de la variabilidad pero sacrificando una cantidad de fino e información no despreciables, sin mencionar que al aplicar restricciones la confiabilidad del proyecto disminuye fuertemente, teniéndose resultados confiables solo para los casos C10 y C15.



## 9. RECOMENDACIONES

A modo de recomendación para trabajos futuros, este trabajo puede mejorar en diversos aspectos considerando distintas ideas aplicables a lo desarrollado actualmente.

Al momento de confeccionar un modelo de bloques se debe considerar la selectividad de los posibles métodos de explotación a utilizar.

La dilución de contacto geológico también se debe incluir a través de consideraciones geométricas mediante el uso de factores para penalizar los valores de los bloques a lo largo de los contactos.

Utilizar SMU de menor tamaño posible en los contactos entre distintas categorías, para reducir la pérdida de información en las zonas riesgosas.

En la búsqueda de la SMU adecuada en estudios posteriores para este mismo yacimiento, se considera el caso C10 como aquel que presenta el tamaño óptimo. Si bien en este trabajo no se consideran las productividades de los equipos, en el caso de que para tamaño de bloque mayores se tengan las mismas productividades, se debe conservar el SMU de C10 ya que es la unidad de mayor representatividad geológica.

Un aspecto interesante por complementar a este trabajo resulta ser en la operación de la mina, encontrar un costo de mina asociado al uso de equipos de mayor tamaño y la dilución operativa generada por estos, comparando los valores obtenidos con la aplicación de ese nuevo costo y los resultados obtenidos en este trabajo, consiguiendo un parámetro que permita asociar las por dilución y selectividad, al aumento de rendimiento del equipo a utilizar.

De manera similar existe la posibilidad de calcular el costo en la planta, asociado a las cantidades de estéril de bloques pequeños que ingresa al procesamiento, para incorporar estos valores en el análisis.

Finalmente, si se cuenta con trabajo en conjunto con una operación activa, se podría llegar a una retroalimentación entre la planificación operativa y la estratégica tratada en este trabajo, realizando una equivalencia entre la malla de perforación utilizada junto con la cantidad de pozos tronados por tiro y la cantidad de bloques que la componen junto con sus proporciones.

## 10. BIBLIOGRAFÍA

- [1] Kear, R. (2006, February). *Strategic and tactical mine planning components*. Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 106, 93-96.
- [2] Stewart, P. Trueman, R. 2008. *Strategies for minimising and predicting dilution in narrow vein mines*. PhD Thesis, The University of Queensland. Australia.
- [3] Vargas, M. 2011. *Modelo de planificación minera de corto y mediano plazo incorporando restricciones operacionales y de mezcla*. Tesis de magister en minería. Universidad de Chile. Chile.
- [4] Jara, R. Couble, A. Emery, X. Magri, E. Ortiz, J. 2006. *Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning*. University of Chile. Chile.
- [5] Zarshenas, Y. Saeedi, G. 2016. *Risk assessment of dilution in open pit mines*. University of Kerman. Iran.
- [6] Bertinshaw, R. Lipton, I. 2007. *Estimating mining factors (dilution and ore loss) in open pit mines*. Perth. WA. Australia.
- [7] Ebrahimi, A. 2013. *An attempt to standardize the estimation of dilution factor for open pit mining projects*. Montreal. Canada.
- [8] E. Vargas, N. Morales, X. Emery. *Footprint and Economic Envelope Calculation for Block/Panel Caving Mines under Geological Uncertainty*. Chile. University of Chile. Chile.
- [9] Dagdelen, K. 1998. *Mining dilution in geostatistical ore reserve estimation*. Colorado School of mines. United States.
- [10] Godoy, M. Dimitrakopoulos, R. 2005. *Managing risk and waste mining in long-term production scheduling of open-pit mines*. University of Queensland. Australia.
- [11] Yamamoto, J. Kikuda, A. Koike, K. Cruz, G. Baptista, C. Endlen, A. Lopes, S. 2015. *Determination of volumetric uncertainty for geological bodies detected by boreholes*. University of Sao Paulo. Brazil.
- [12] Gholamnejad, J. Osanloo, M. 2007. *Uncertainty based push-back design algorithm in open pit mining*. University of Tech. Iran.
- [13] Lerchs, H. Grossmann I, F. (1965). *Optimum Design of Open Pit Mines*. Canad. Inst. Mining Bull. Canada.
- [14] Deutsch. M, 2016. *A Branch and Bound Algorithm for Open Pit Grade Control Polygon Optimization*. Maptek. United States.
- [15] Rossi, M. Deutsch, C. 2014. *Mineral Resource Estimation*, Pag 17. Springer. Dordrecht. Países Bajos. Vol. 2 (2): 12-18.
- [16] Smith, L.D., 2016. *Measuring Mine Life: A Tribute to Hugh Taylor and His Law*. INTERNET. <http://magazine.cim.org/en/standards/measuring-mine-life/> . (Accessed 03 January 2018).

# 11. ANEXO

## Categorías para el tamaño de bloque C15

Para este caso y los siguientes se observa la disminución en la cantidad de bloques grandes conformados exclusivamente por mineral. Esto se aprecia en las figuras siguientes, donde la gran mayoría de mineral pasa a la categoría de mineral en contacto con estéril, es decir que es susceptible a diluirse.

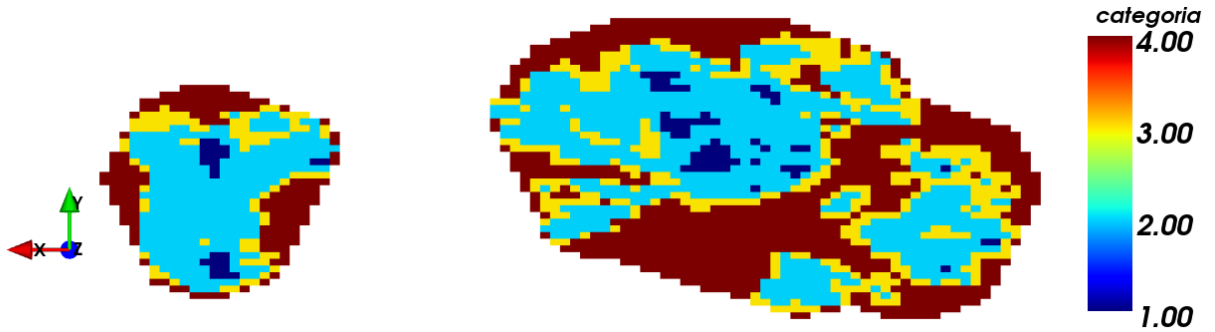


Figura 11.1: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 15 metros.

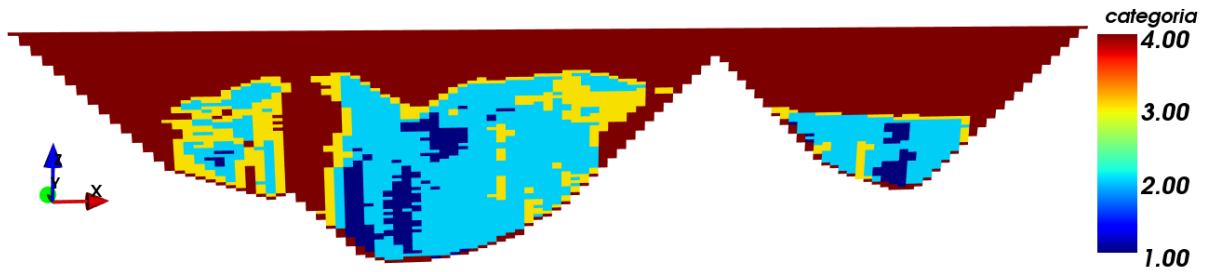


Figura 11.2: Vista del plano Z-X del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 15 metros.

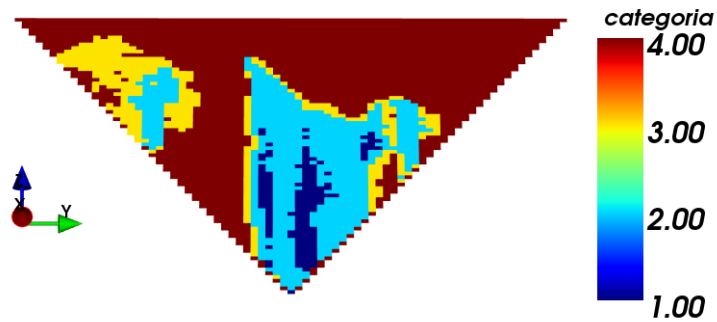


Figura 11.3: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 15 metros.

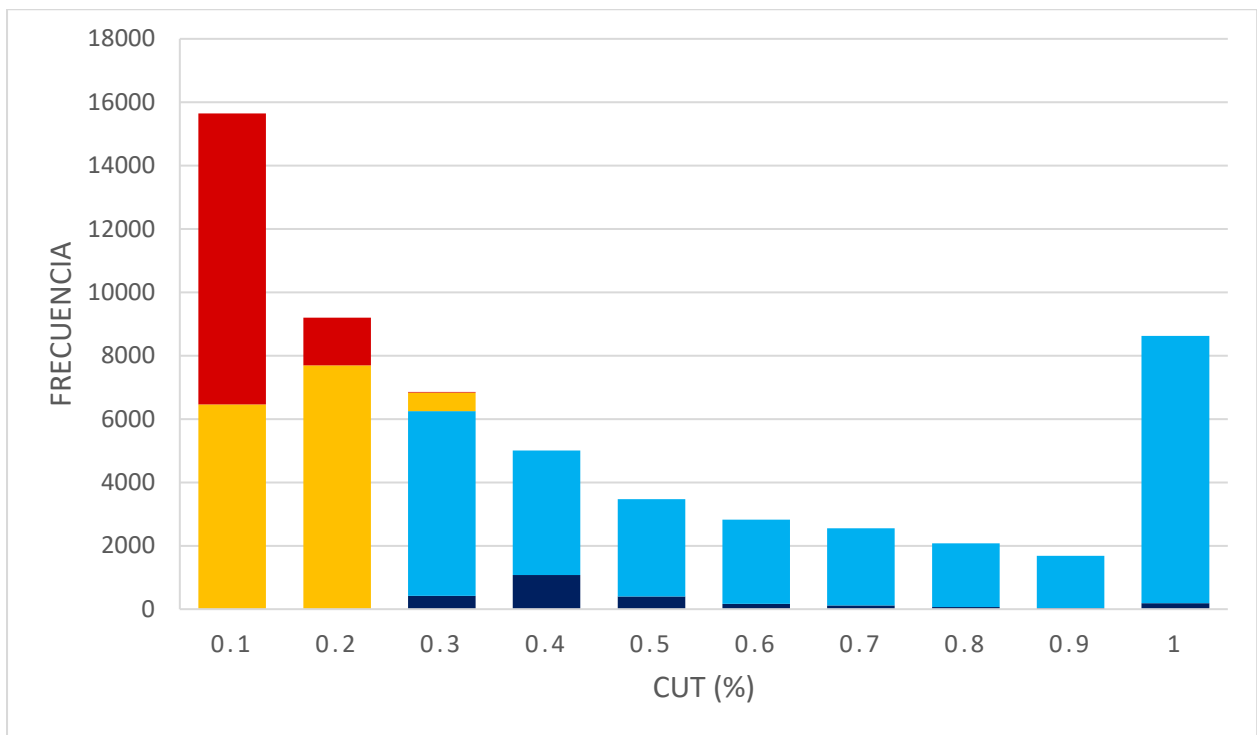


Gráfico 11-1: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 15 metros.

Lo dicho anteriormente se comprueba en el histograma, donde se cuantifica la disminución en las categorías de mineral en contacto con mineral, pasando a 425 bloques en el umbral de 0.3%. Además, se notó la disminución de bloques de estéril en contacto con estéril, por lo que se comprueba la mezcla y suavizamiento de las leyes por ambos extremos.

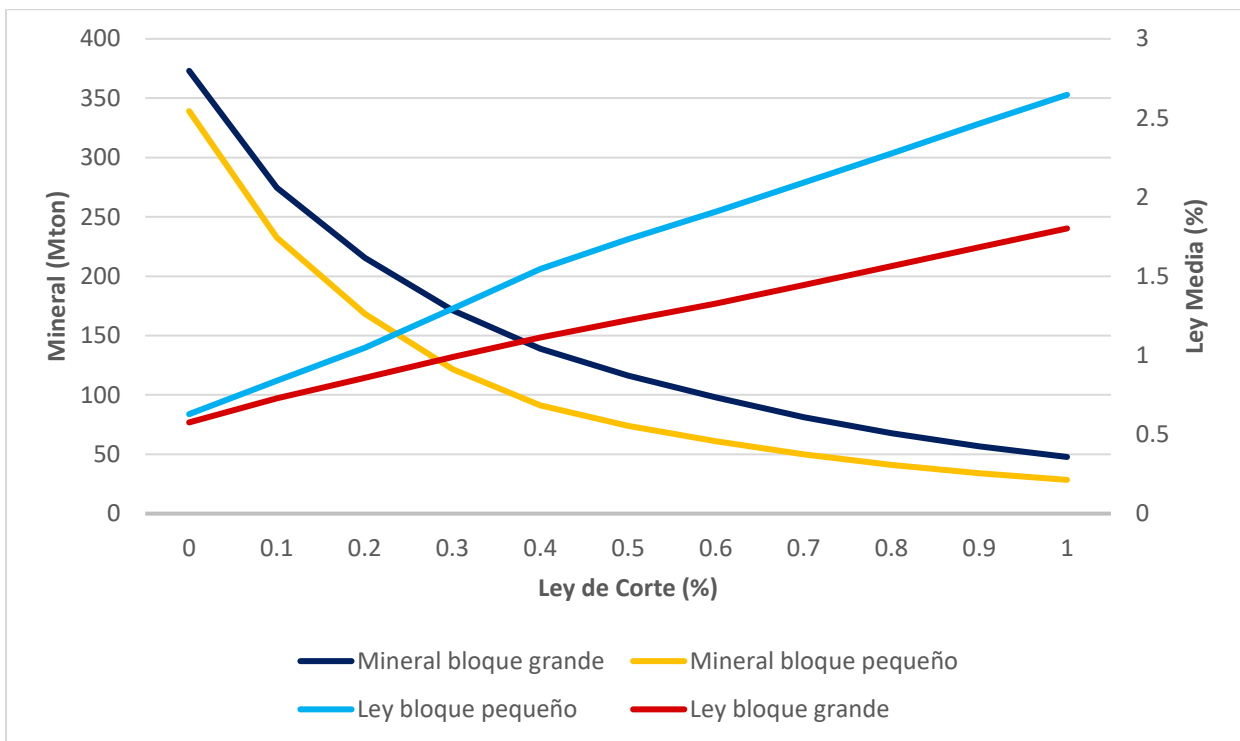


Gráfico 11-2: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 15 metros.

Mediante un análisis de la curva de tonelaje-ley para este caso se nota una creciente diferencia entre el mineral total y el mineral de bloques pequeños que compone a los bloques grandes, cuya magnitud se expresa en la siguiente tabla, siendo aproximadamente 28 (Mton) mayor que en el caso anterior para la misma ley de corte. Además, la diferencia entre las curvas de las leyes también posee una mayor acentuación, corroborando así el suavizamiento de las leyes de los bloques más grandes.

Tabla 11-1: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 15 metros.

Mineral de bloque	(Mton)
Grande	215.604
Pequeño	168.393
Diferencia	47.211

## Categorías para el tamaño de bloque C20

Tanto para el caso C20 como el C30 se tienen comportamientos similares a los casos anteriores, por lo que el análisis de estos resulta redundante.

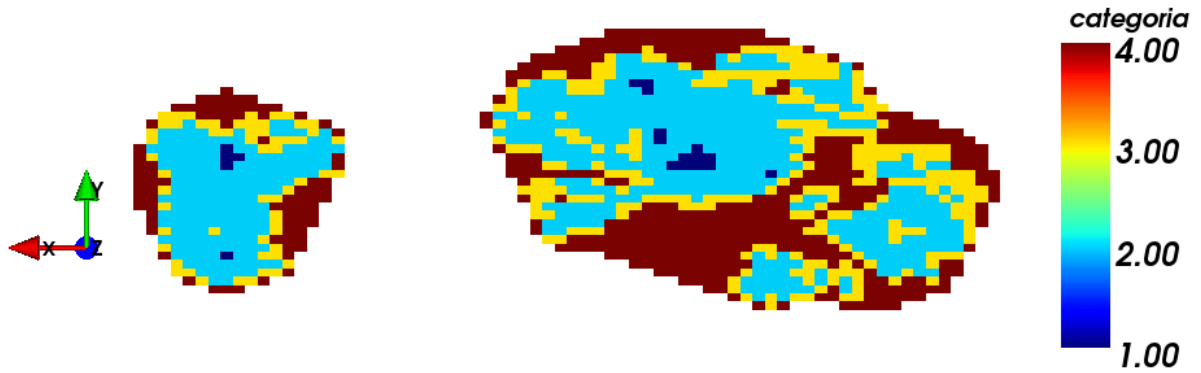


Figura 11.4: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 20 metros.



Figura 11.5: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 20 metros.

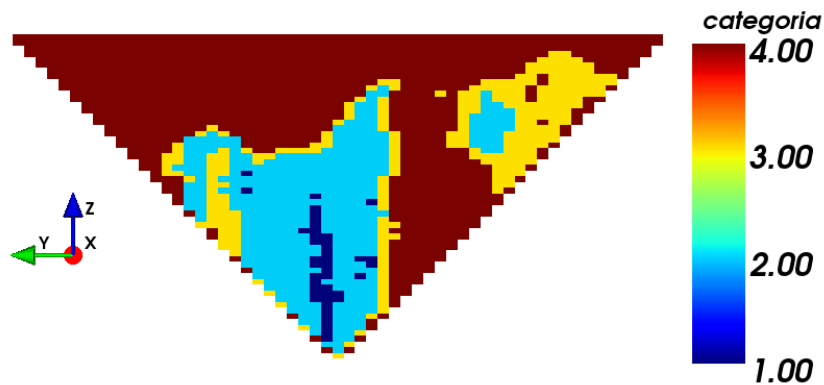


Figura 11.6: Vista del plano Z-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 20 metros.

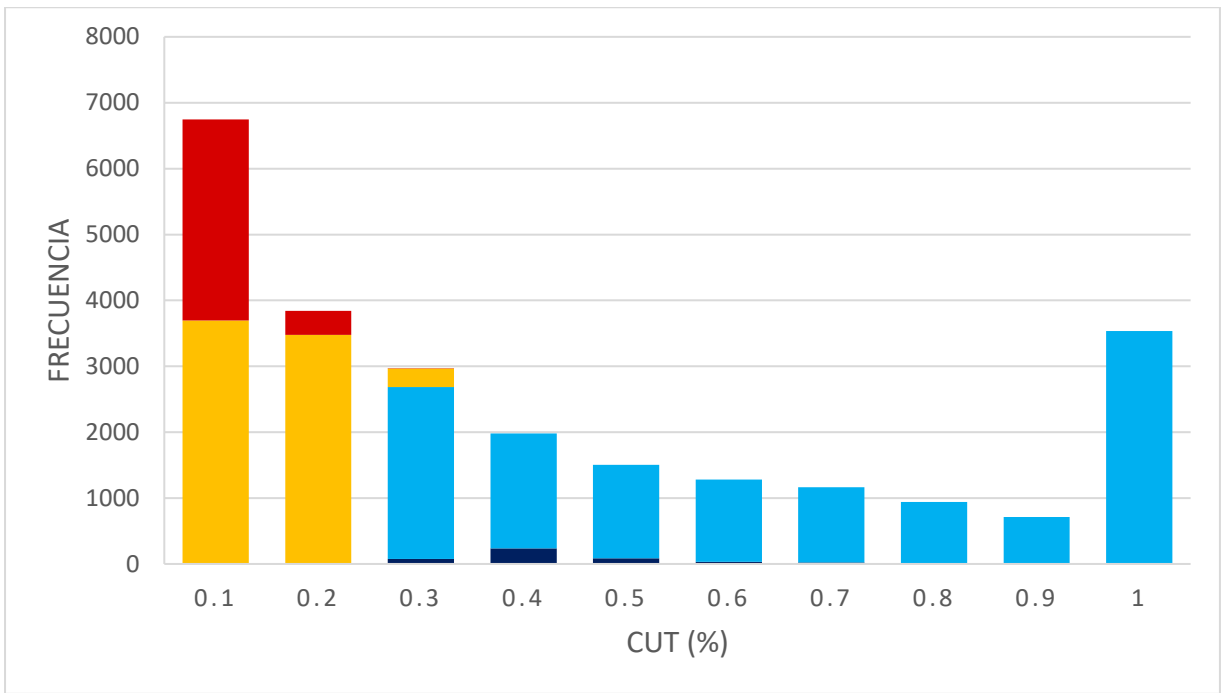


Gráfico 11-3: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 20 metros.

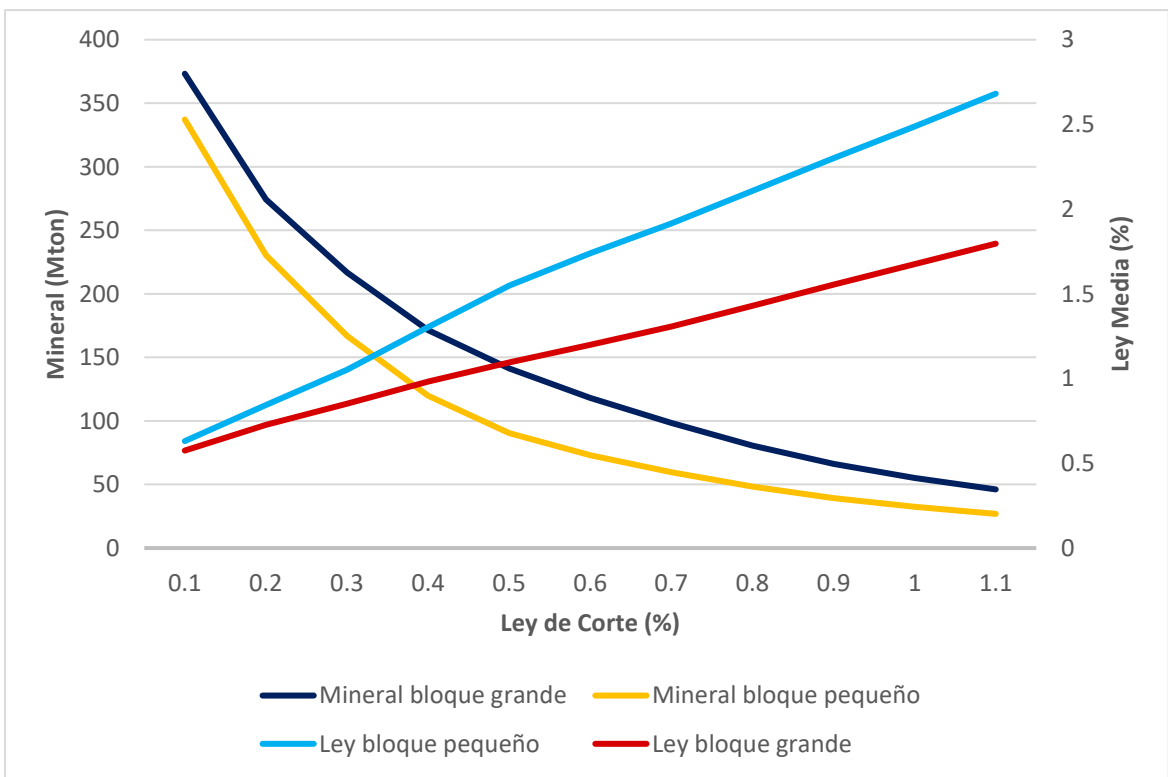


Gráfico 11-4: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 20 metros.

Tabla 11-2: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 20 metros.

Mineral de bloque	(MTon)
Grande	216.829
Pequeño	167.023
Diferencia	49.807

Cabe resaltar que, si bien se observa un aumento en la diferencia del tonelaje mineral, la magnitud de este no es tan significativa como al comparar el caso C10 con el C15, siendo solo de 2 (MTon) de diferencia entre los casos C15 y C20, indicando que el impacto del rebloqueo es significativo cuando se comprara con el caso base C5, pero entre tamaño de bloque similar la diferencia se hace menor.

### Categorías para el tamaño de bloque C30

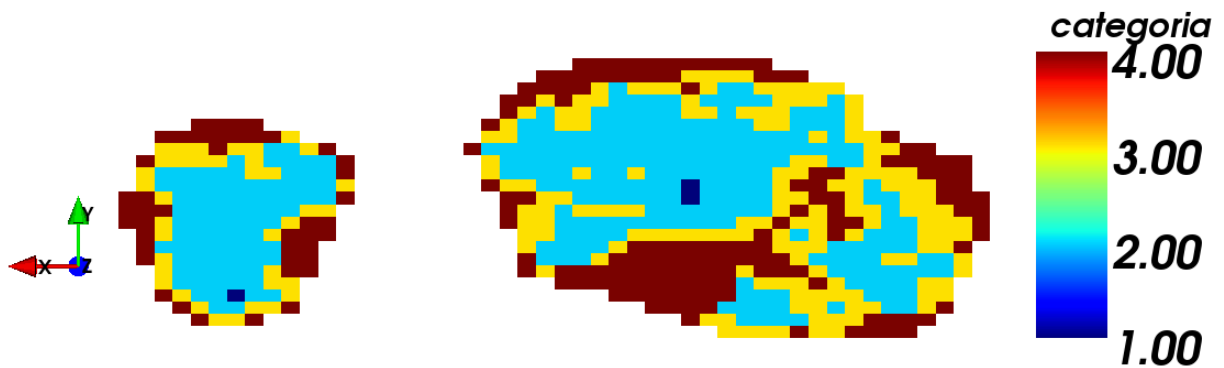


Figura 11.7: Vista del plano X-Y del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 30 metros.



Figura 11.8: Vista del plano X-Z del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 30 metros.



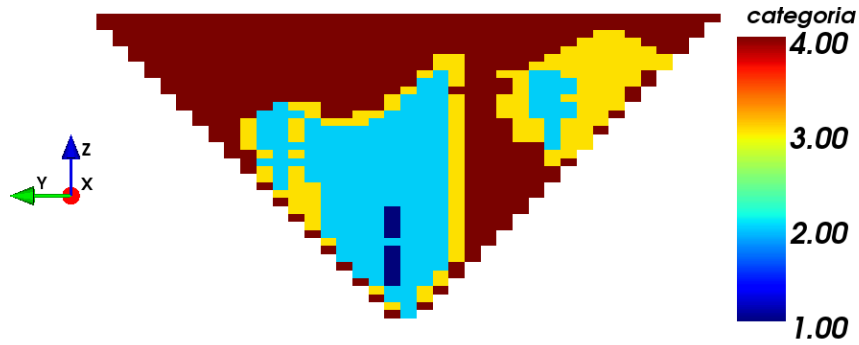


Figura 11.9: Vista del plano Y-Z del yacimiento categorizado para el tamaño de bloque de 30 metros.

Como se observa tanto en las figuras como en el siguiente histograma la categoría de mineral en contacto con mineral se ha reducido al punto de presentar tan solo 4 bloques para la ley de corte de 0.3% presente. Teniendo en cuenta que el caso C30 posee bloques de 6 veces el tamaño de C5, se llega a la realización de que cada bloque de C30 tiene un volumen compuesto por 216 bloques finos de C5, por lo que todos estos sean exclusivamente de mineral se torna en extremo poco probable. Si en la industria se llega a trabajar con tamaños de bloque como los de este caso se tiene que estar consciente de que existirá un porcentaje seguro de dilución asociado, aunque el modelo de bloques indique que se está trabajando exclusivamente con mineral.

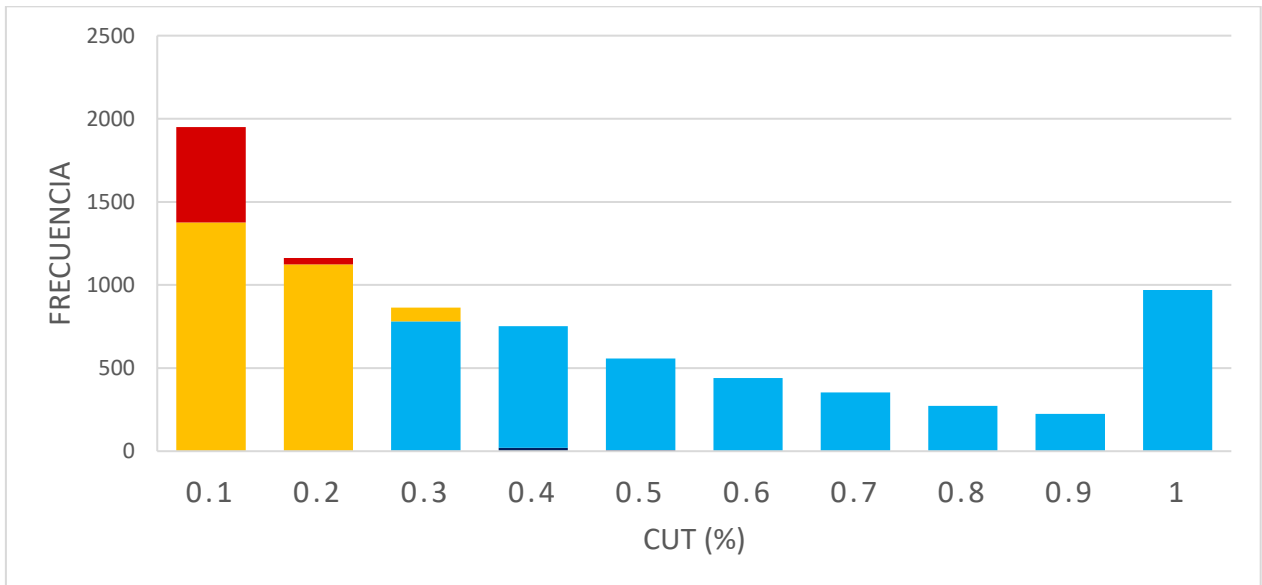


Gráfico 11-5: Histograma de las categorías presentes para el tamaño de bloque de 30 metros.

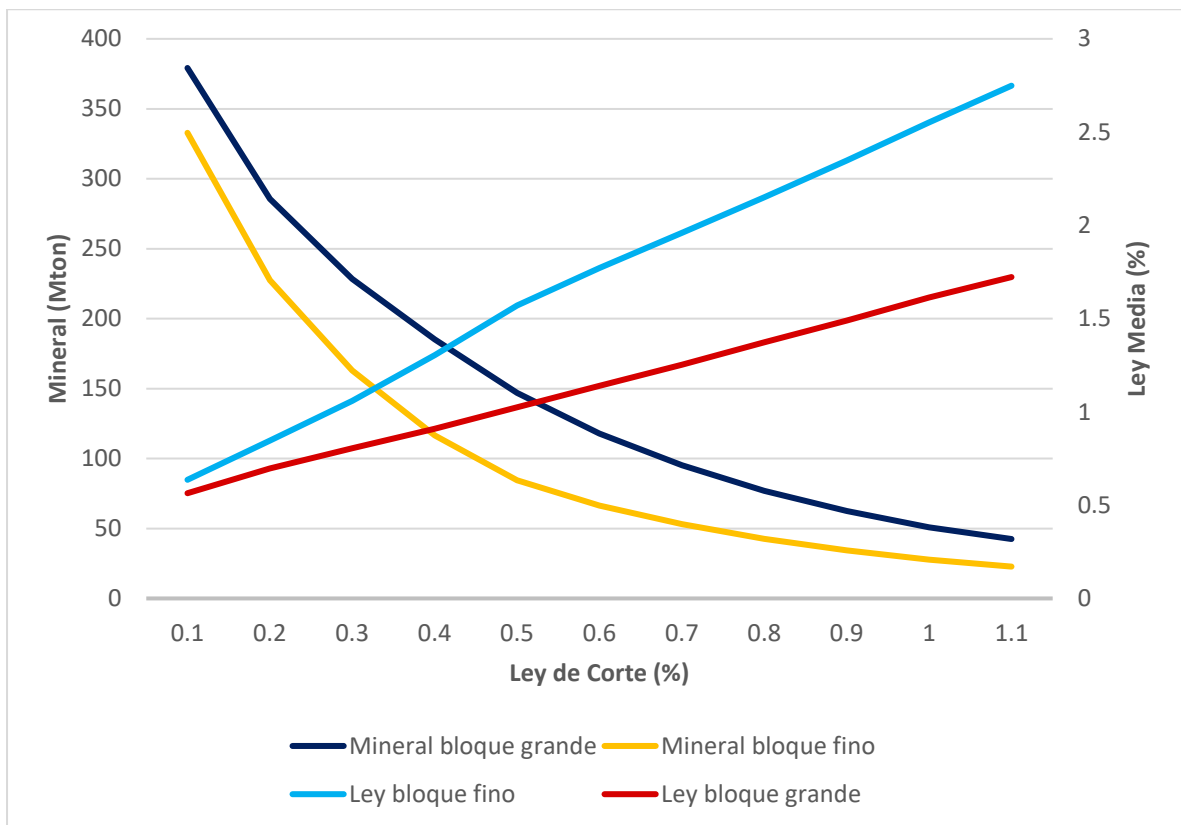


Gráfico 11-6: Curva de tonelaje ley con las categorías de mineral para el tamaño de bloque de 30 metros.

Siguiendo la tendencia, para este último caso se tiene una mayor separación para ambas curvas, tanto para los tonelajes de mineral como para las leyes, donde la cuantificación de esta diferencia se presenta en la tabla siguiente. Ésta indica que se tienen 16 (Mton) de diferencia con respecto al caso anterior, por lo que nuevamente crece en magnitud.

Tabla 11-3: Diferencia existente entre las categorías de mineral para el umbral existente y tamaño de 30 metros.

Mineral de bloque	(Mton)
Grande	228.399
Pequeño	162.991
Diferencia	65.408

Al comparar los casos C15 y C20 se tienen 2 (Mton) pero al comparar C20 con C30 se tienen 16 (Mton), resulta interesante ya que contrario al pensamiento anterior, la diferencia se volvió a alzar. Esto se explica ya que el tamaño de bloque es más cercano para los casos C15 y C20, contrariamente al comparado, además con la significativa disminución de los bloques gruesos de M-M para el último caso, se tiene un crecimiento importante de bloques M-E, por lo que el mineral de bloque grande aumenta en una mayor cantidad.

## Ejercicio de planificación previo.

Previo a este estudio, se realizó un trabajo de planificación donde, utilizando un yacimiento de prueba, se probaron distintos parámetros y agendamientos con el fin de comparar las diferencias y llegar a los parámetros económicos que mejor se acomodasen al estudio definitivo, además de encontrar el tipo de agendamiento que obtuviese el mejor desempeño en términos la obtención de una respuesta real, cercana al óptimo, económicamente favorable y con un tiempo de resolución adecuado para la realización de este trabajo.

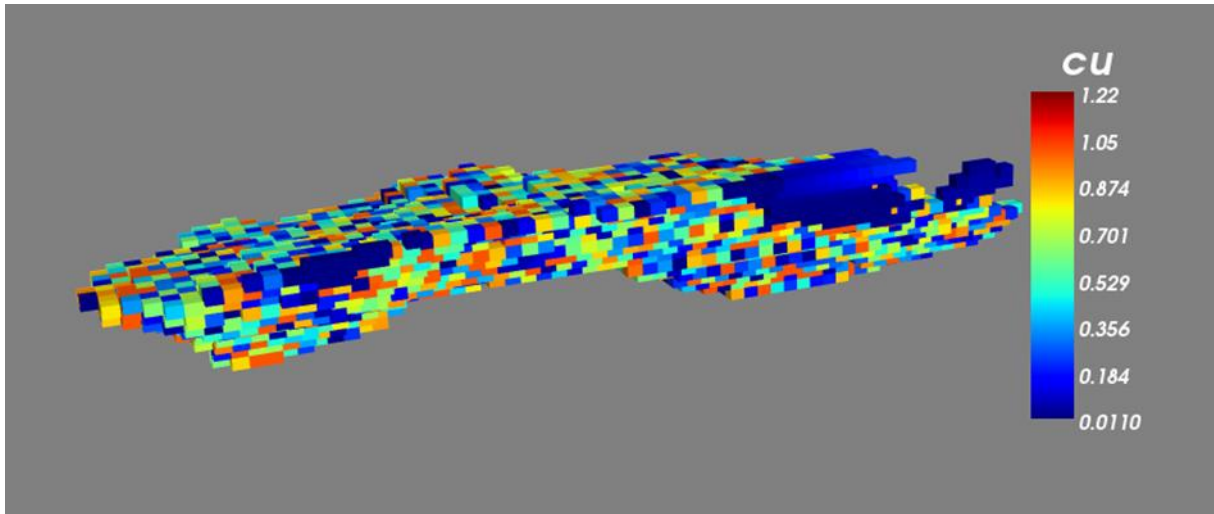


Figura 11.10: Modelo de bloques KD utilizado como ejemplo de estudio.

Tabla 11-4: Rango de variación de parámetros económicos.

Parámetros	
Costo mina (USD/ton)	1.5 a 3.5
Costo planta (USD/ton)	7 a 12
Precio (USD/lb)	1.5 a 3

Tabla 11-5: Resultados económicos para los distintos parámetros ingresados

Precio	Costo	Valor (MUS\$)
alto	alto	811.16
alto	bajo	1584.13
bajo	bajo	336.80
bajo	alto	5.86
Costo mina (h)		763.27
Recuperación (g%)		299.89

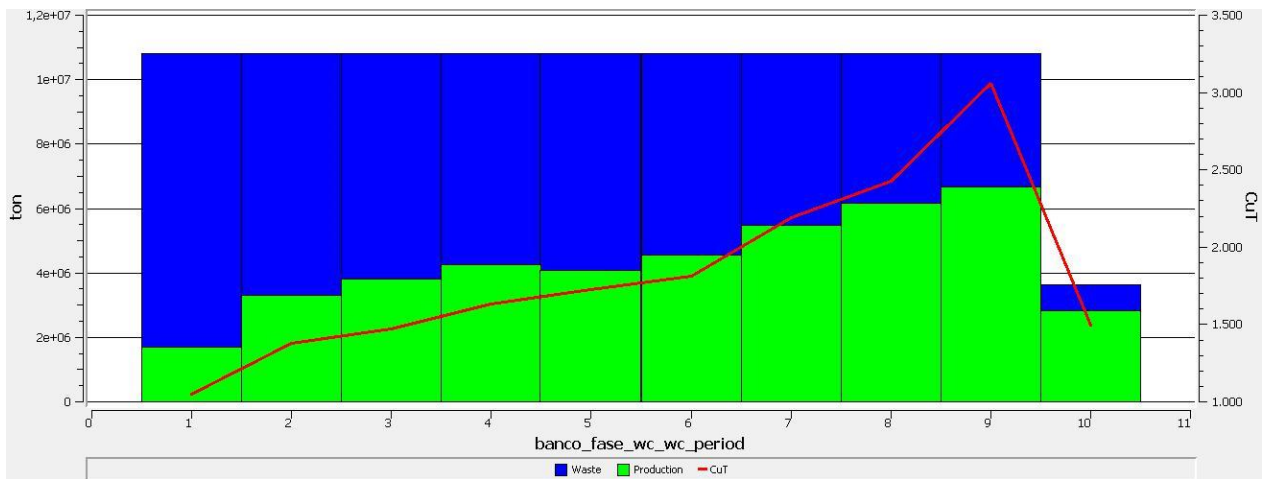


Gráfico 11-7: Plan de producción para el agendamiento tipo banco-fase para worst case.

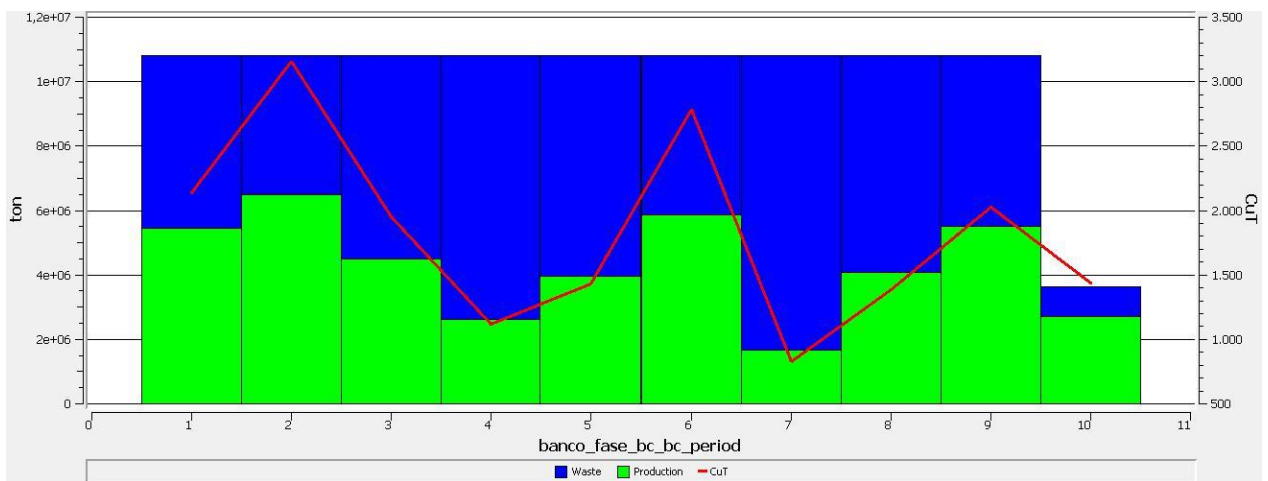


Gráfico 11-8: Plan de producción para el agendamiento tipo banco-fase para best case.

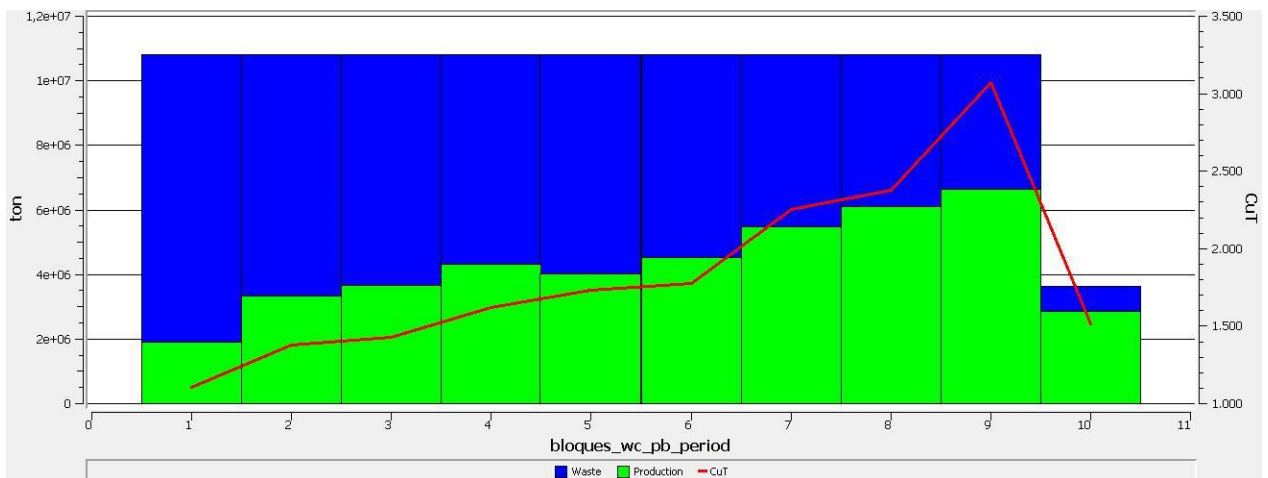


Gráfico 11-9: Plan de producción para el agendamiento directo de bloques para worst case.

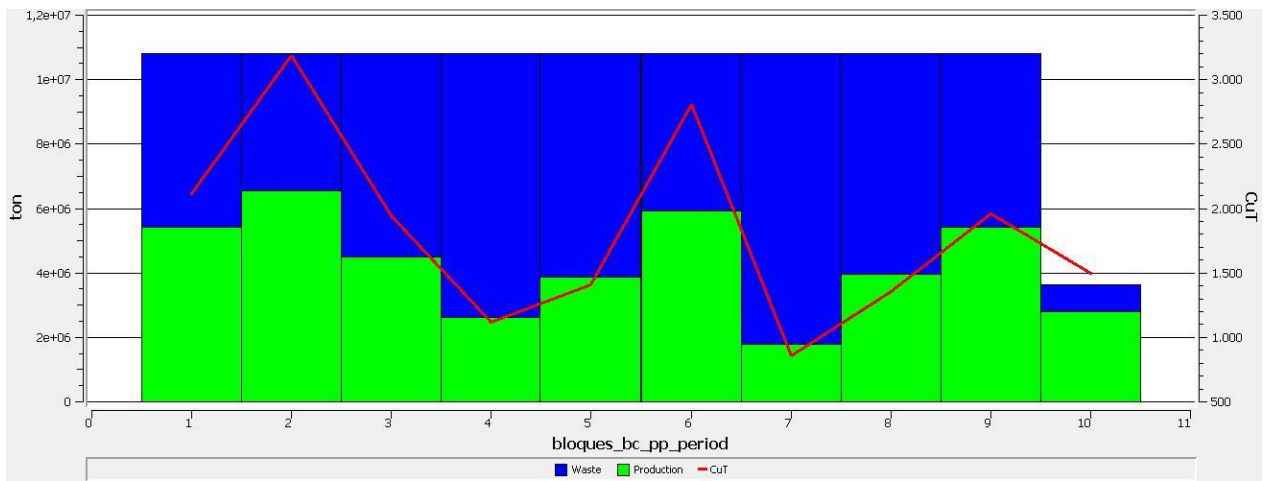


Gráfico 11-10: Plan de producción para el agendamiento directo de bloques para best case.

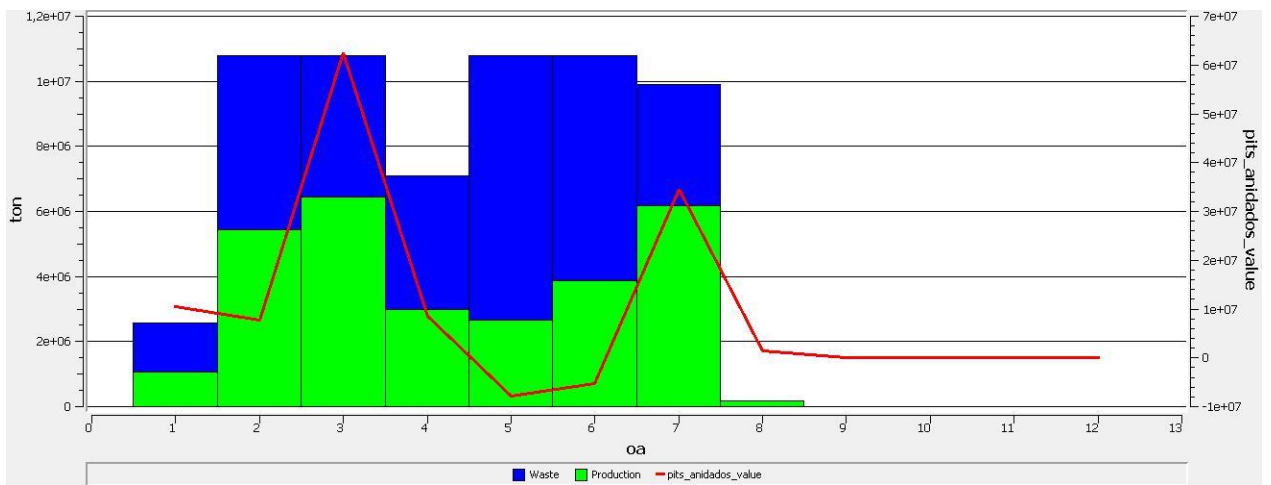


Gráfico 11-11: Plan de producción para el agendamiento óptimo con una actividad por fase.

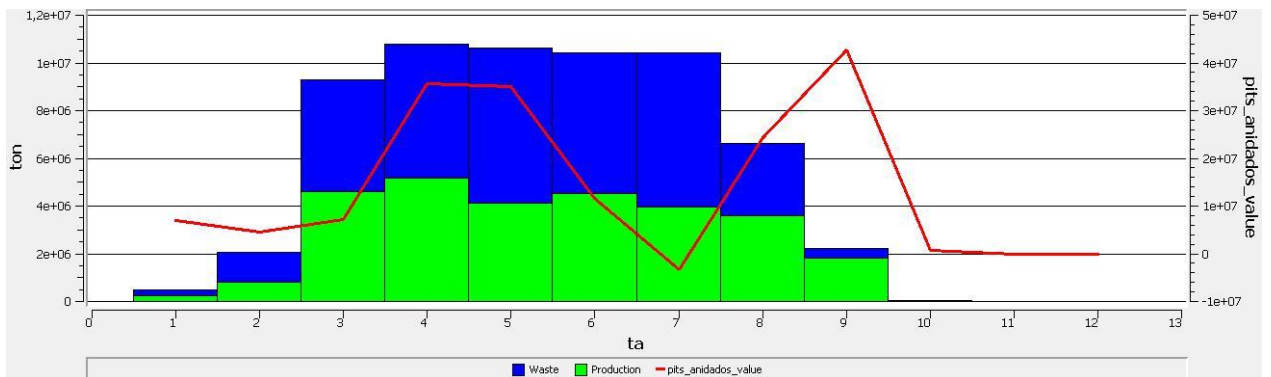


Gráfico 11-12: Plan de producción para el agendamiento óptimo con dos actividades por fase.

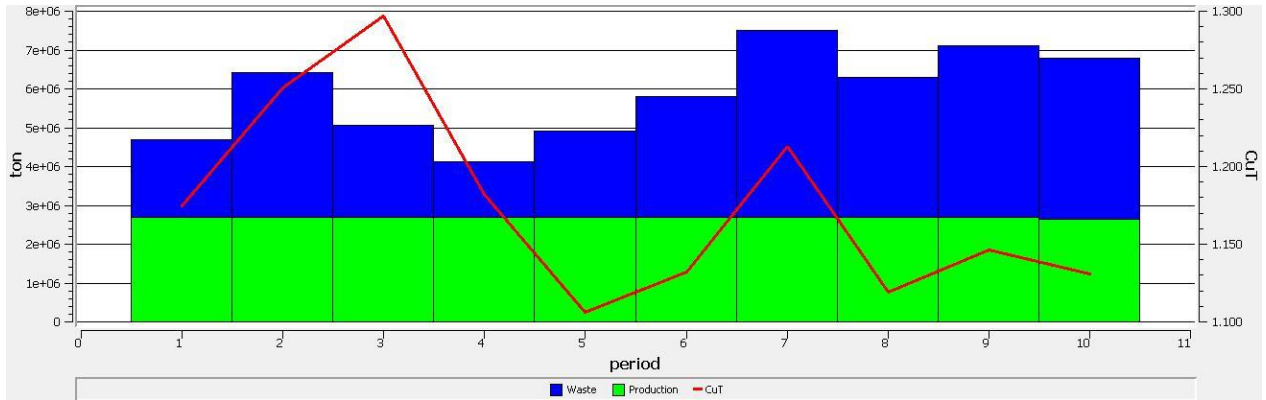


Gráfico 11-13: Plan de producción para el agendamiento BOS2M.

Tabla 11-6: Resultados de los distintos tipos de agendamiento.

Agendamientos	
Casos	NPV (MUSD)
Banco/fase	
WC	153.59
BC	47.82
Bloque	
WC	897.58
BC	975.06
Óptimo	
OA	972.80
TA	953.49
TA fases	951.87
TA lead	944.04

Se obtuvo un mayor valor con el agendamiento directo de bloques con best case, por lo que este se compara con los resultados obtenidos por los distintos métodos de resolución de BOS2M.

Tabla 11-7: Resultados de los distintos métodos de resolución de BOS2M

BOS2M	
Casos	NPV (MUSD)
Toposort	916.93
Heurística	
ventana	878.85
Full MIP	989.82

Resulta un mejor valor para el método Full MIP pero con un tiempo de resolución de unas 10 veces mayor a Toposort, por lo que se optó por la utilización de este último para el desarrollo del presente trabajo.

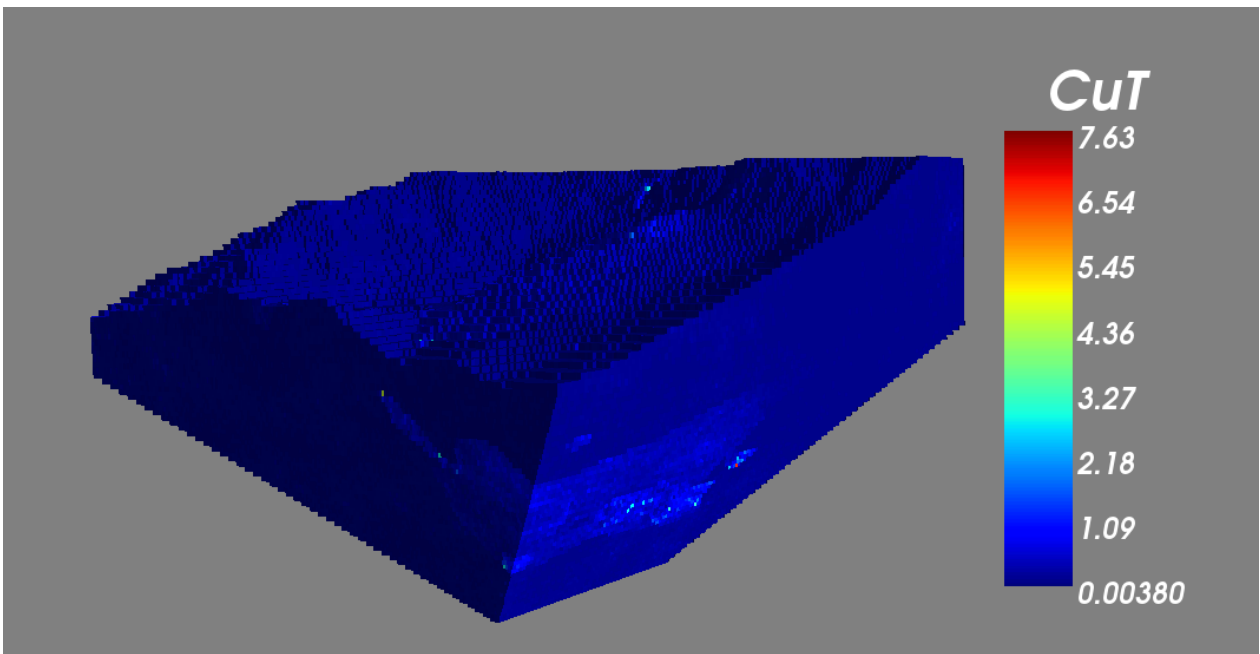


Figura 11.11: Región del modelo de bloques acotada por una factibilidad de extracción.

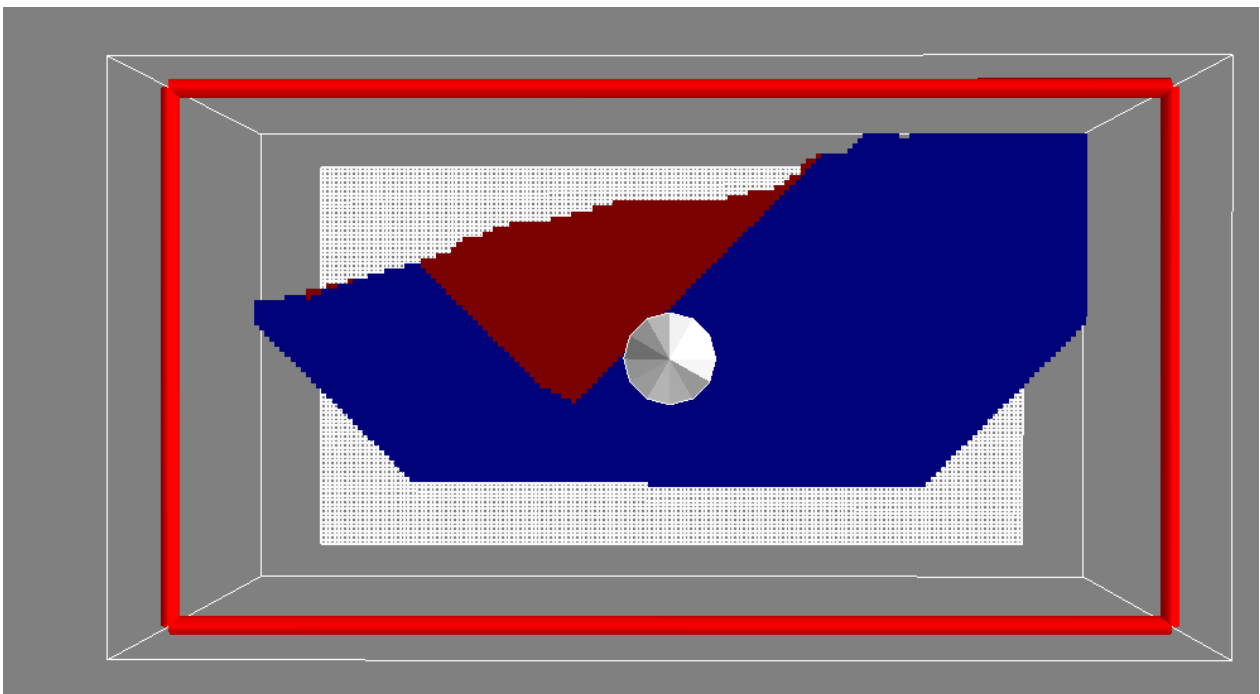


Figura 11.12: Envolvente económica obtenida para los parámetros económicos utilizados.

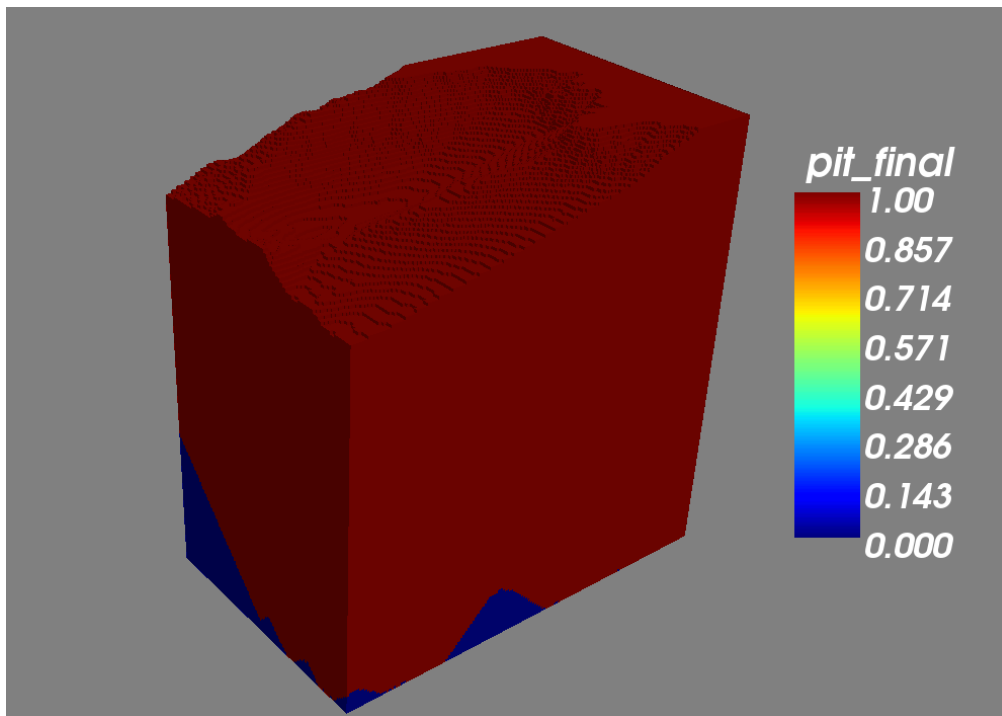


Figura 11.13: Región económicamente extraíble según las leyes presentes

Se nota inmediatamente que si solo se considera la valorización para definir la extracción de bloques se llega a un caso infactible.

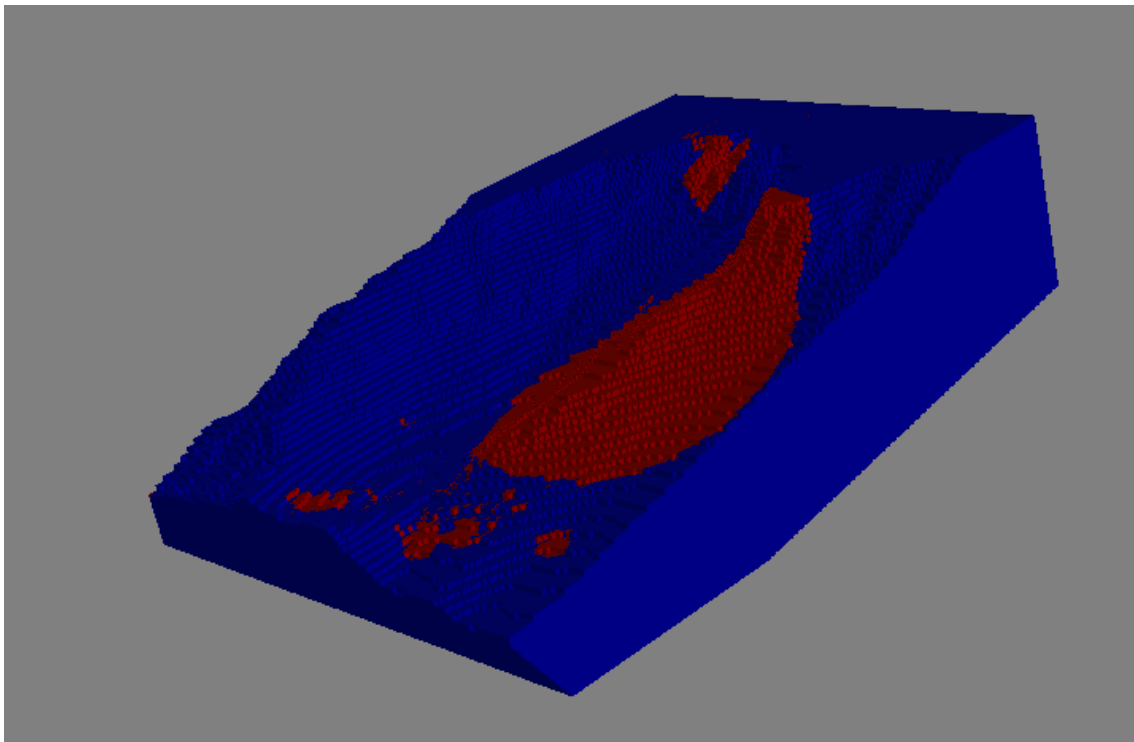


Figura 11.14: Vista isométrica del pit a extraer.



## Planes de producción con distintas capacidades

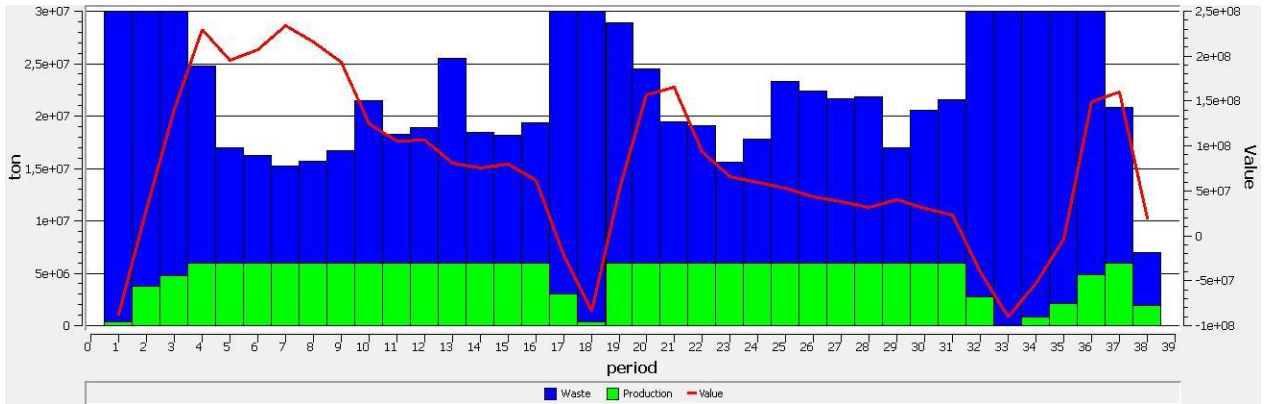


Gráfico 11-14: Plan de producción con una capacidad de mina de 30 Mton y la planta con 6 Mton.

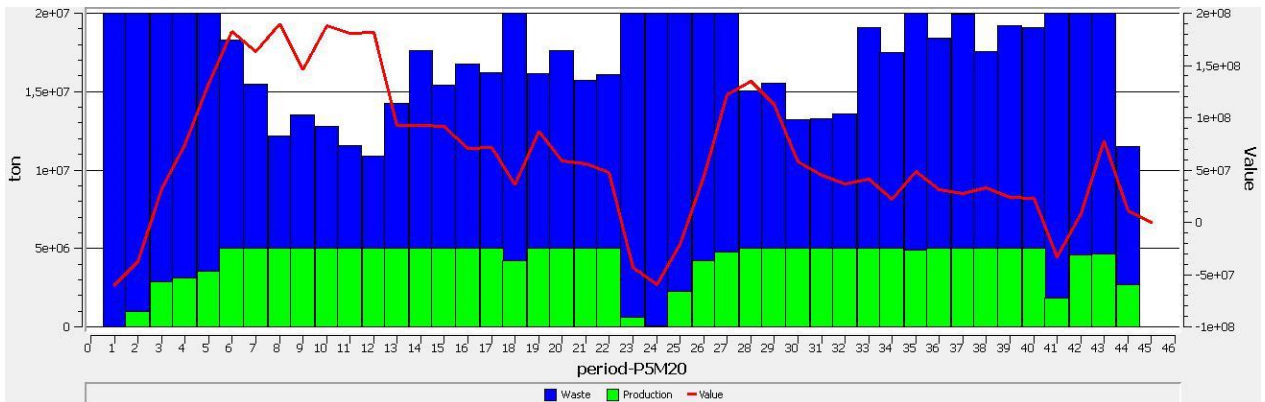


Gráfico 11-15: Plan de producción con una capacidad de mina de 20 Mton y la planta con 5 Mton.

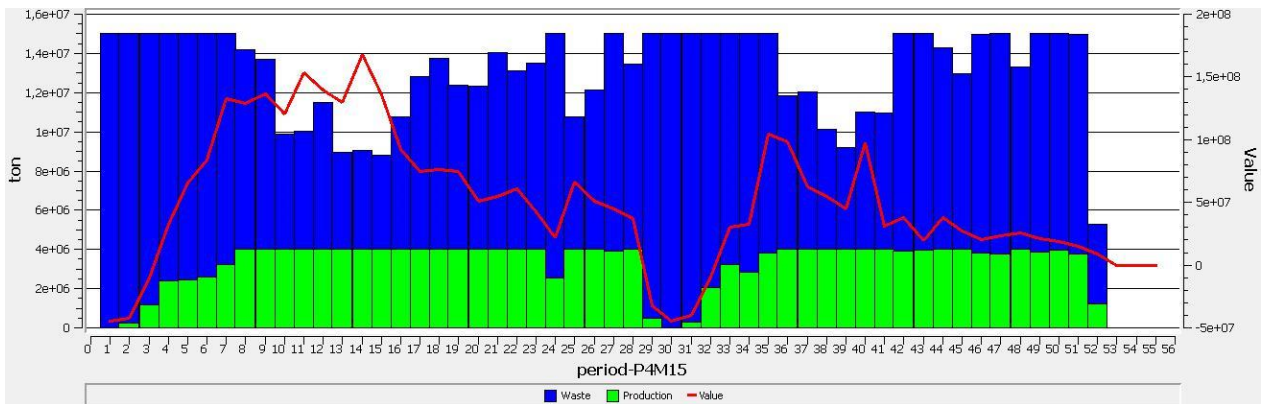


Gráfico 11-16: Plan de producción con una capacidad de mina de 15 Mton y la planta con 4 Mton.

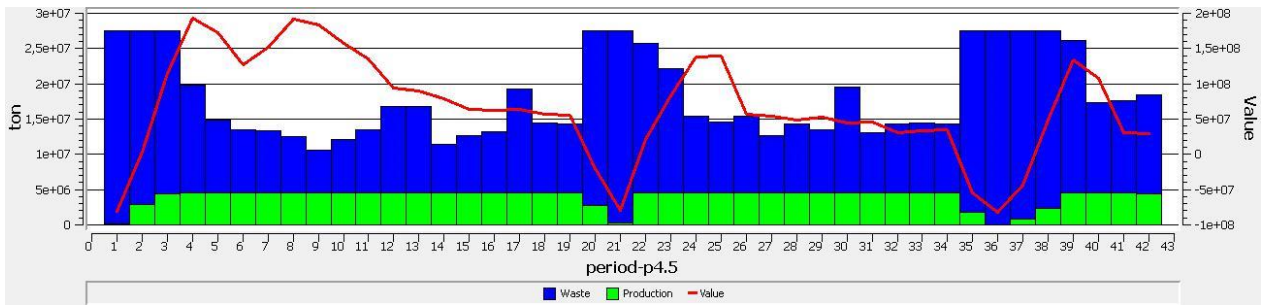


Gráfico 11-17: Plan de producción con una capacidad de mina de 27.5 Mton y la planta con 4.5 Mton.

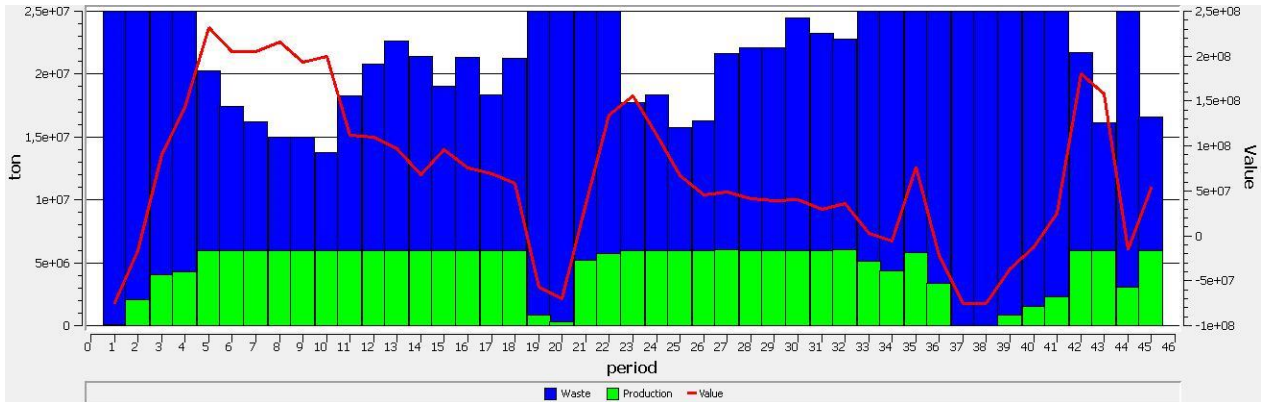


Gráfico 11-18: Plan de producción con una capacidad de mina de 25 Mton y la planta con 6 Mton.

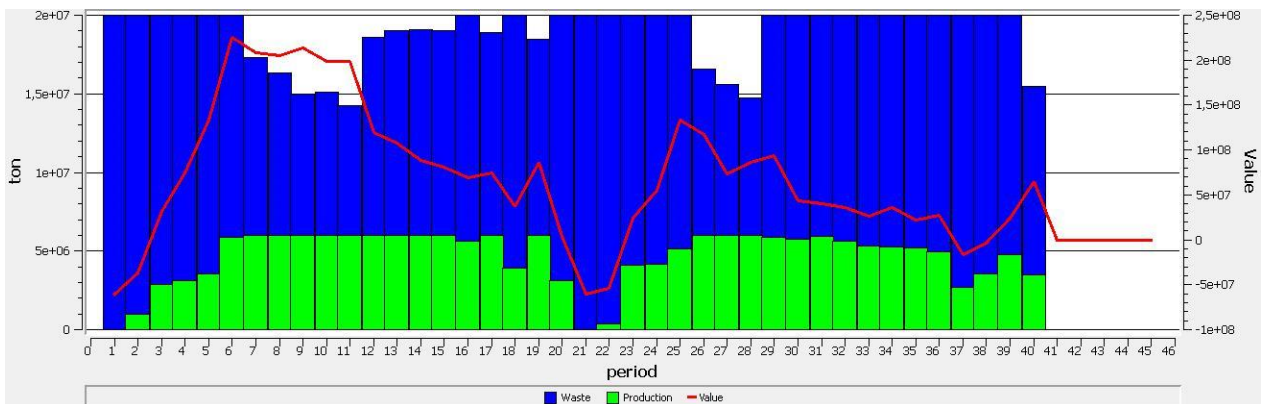


Gráfico 11-19: Plan de producción con una capacidad de mina de 20 Mton y la planta con 6 Mton.

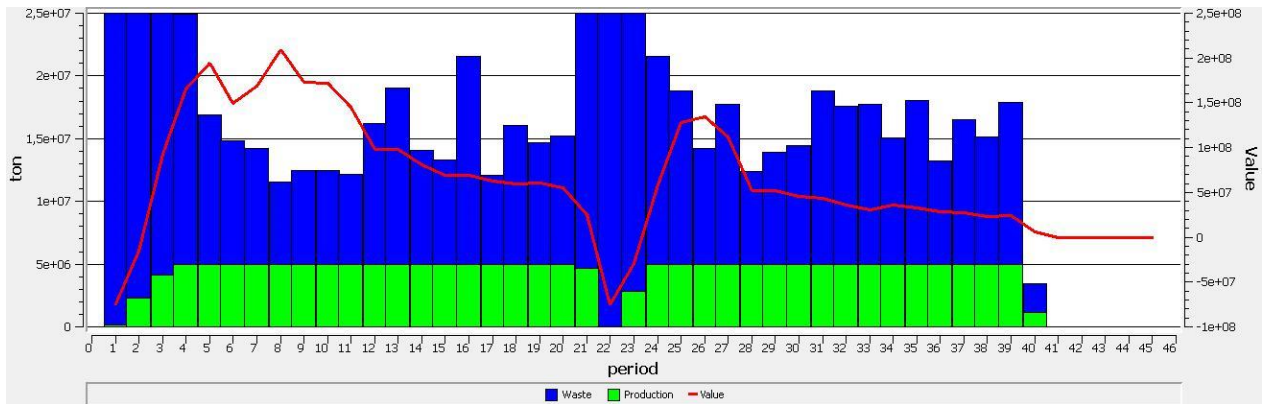


Gráfico 11-20: Plan de producción con una capacidad de mina de 25 Mton y la planta con 5 Mton.

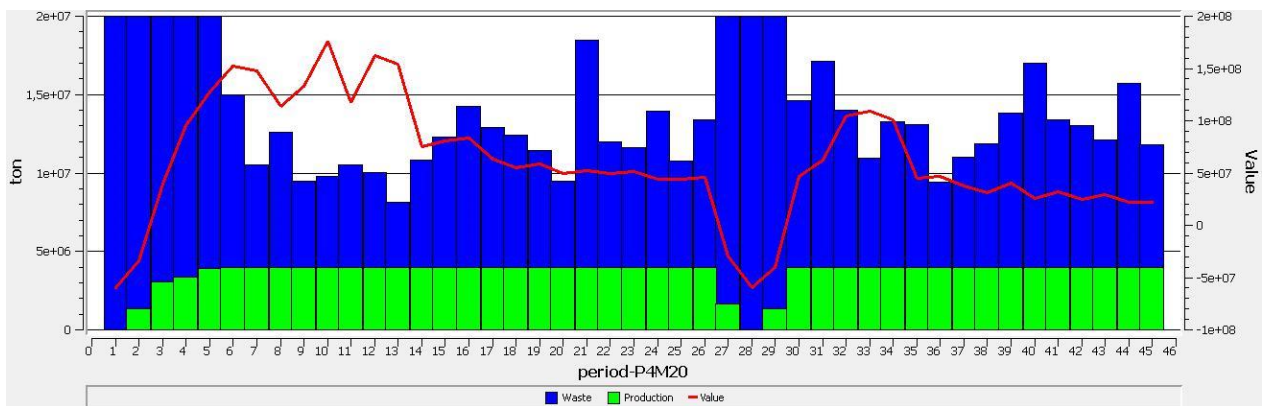


Gráfico 11-21: Plan de producción con una capacidad de mina de 20 Mton y la planta con 4 Mton.

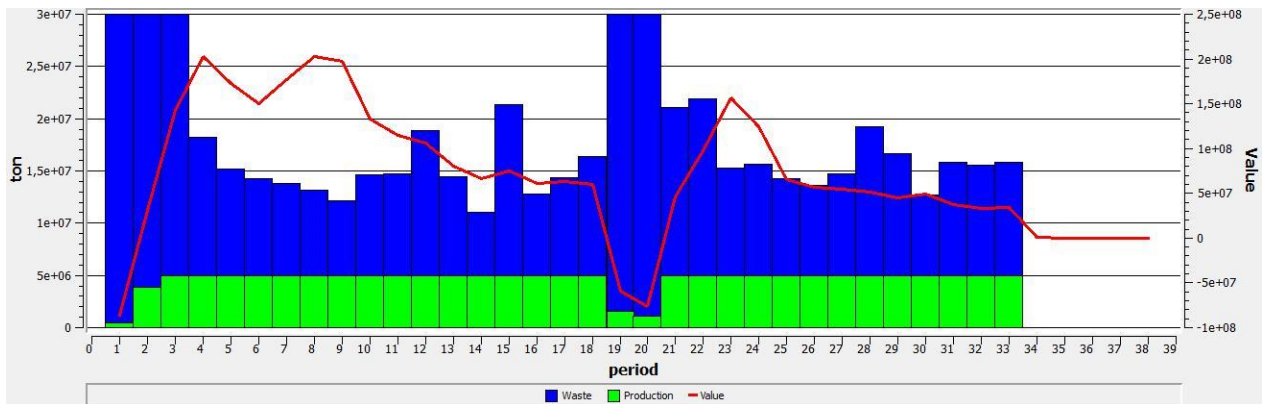


Gráfico 11-22: Plan de producción con una capacidad de mina de 30 Mton y la planta con 5 Mton.

Es de suma importancia la elección de un plan de producción factible, con movimientos de mina regulares a través de los distintos periodos, ya que al momento de llegar la operación no se pueden dar diferencias tan grandes en estos, por la utilización de los equipos resultaría extremadamente castigada. Por ello se conservó la combinación de 6 (Mton) a planta y 20 (Mton) de capacidad de mina, para el estudio.

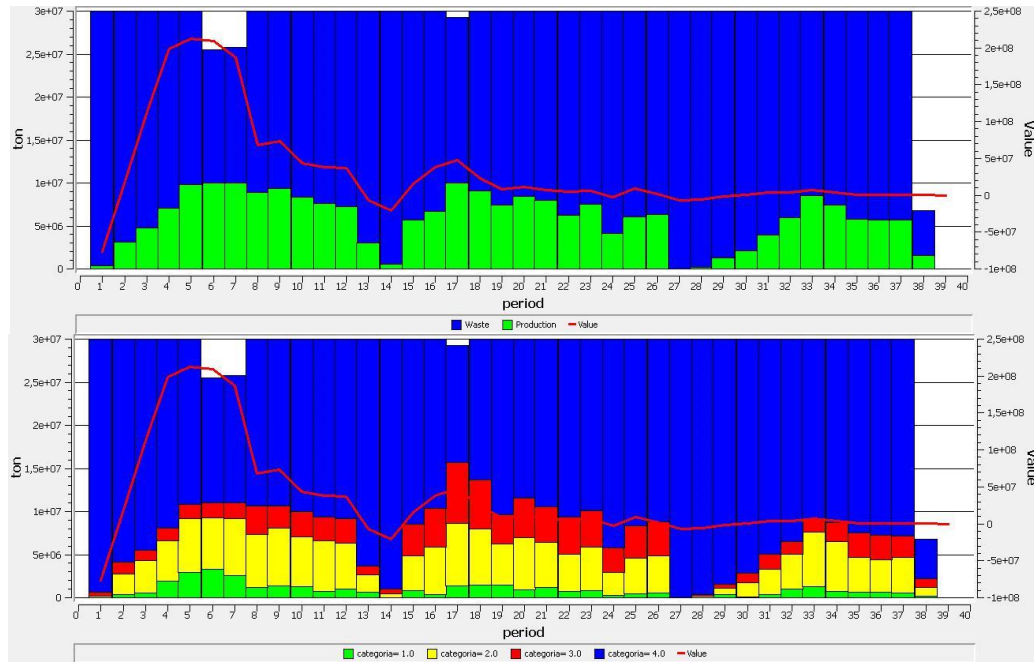


Gráfico 11-23: Plan de producción para el caso C10 con las categorías visualizadas.

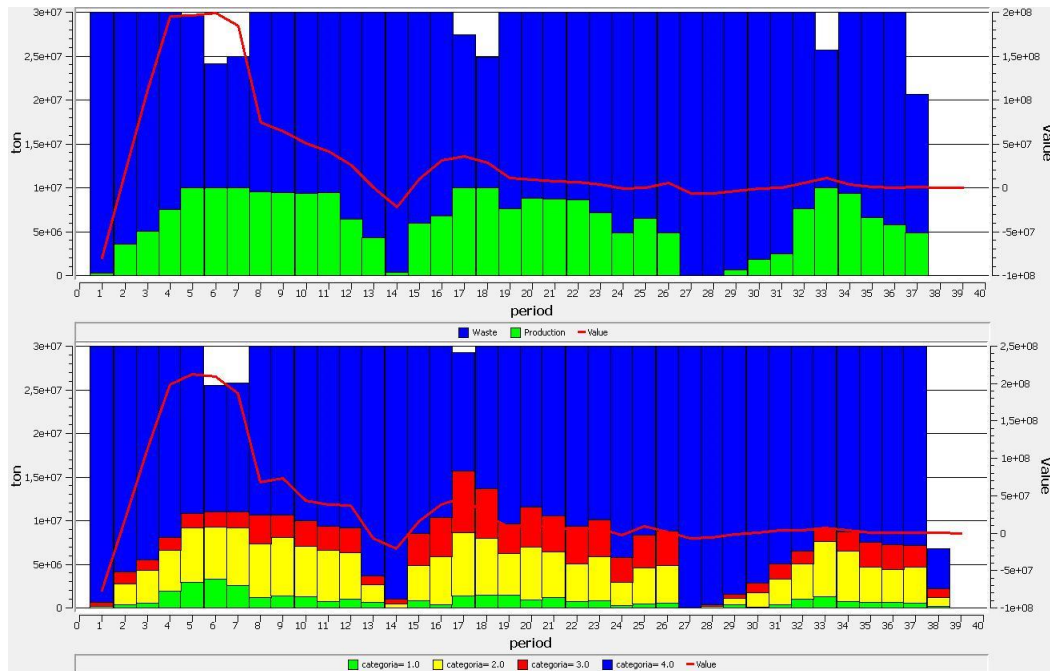


Gráfico 11-24: Plan de producción para el caso C15 con las categorías visualizadas.



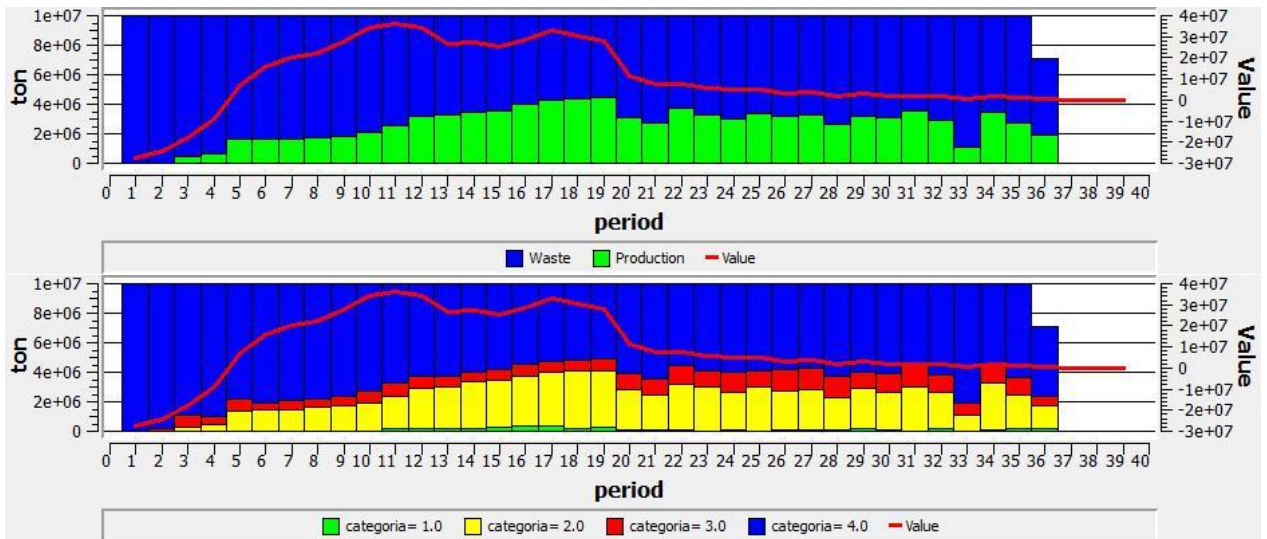


Gráfico 11-25: Plan de producción para el caso C20 con las categorías visualizadas.

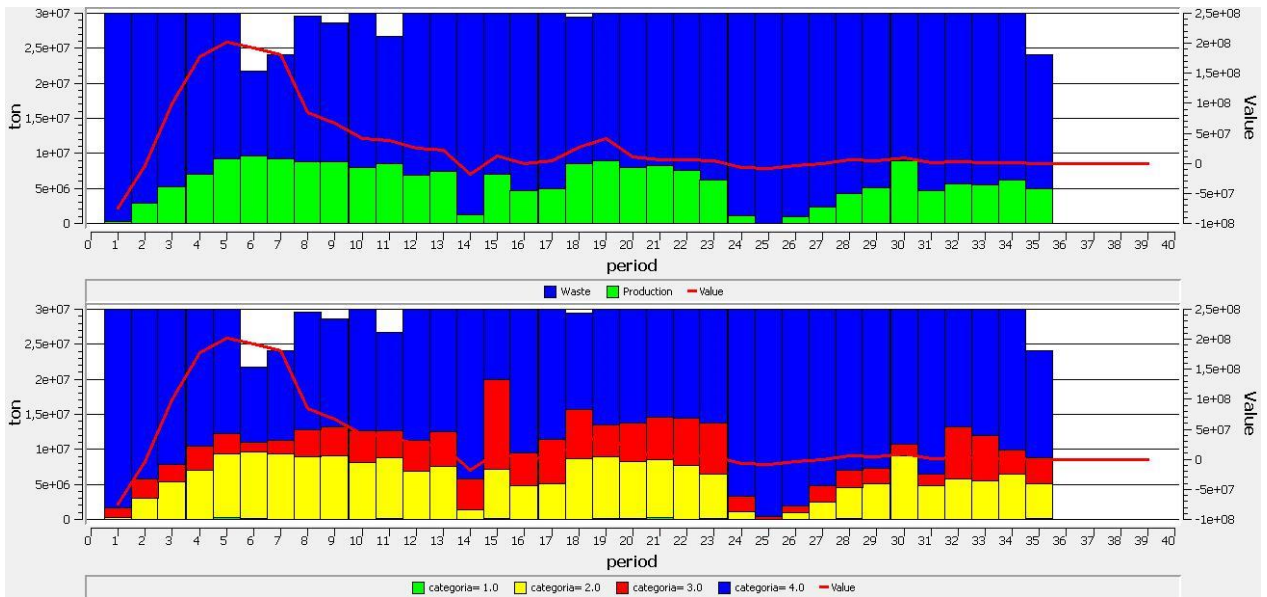


Gráfico 11-26: Plan de producción para el caso C30 con las categorías visualizadas.

## Recursos problemáticos descartados del plan

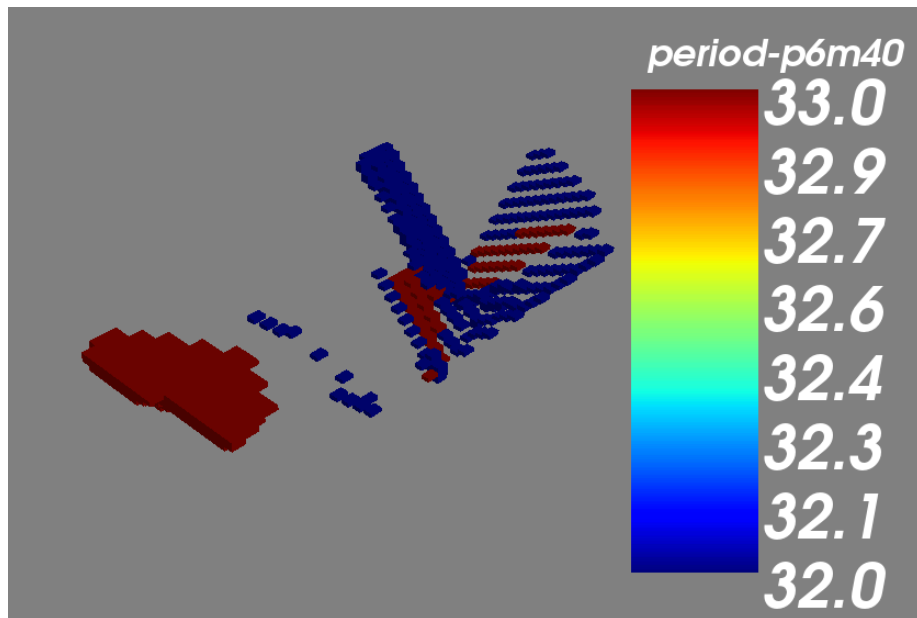


Figura 11.15: Recursos cuya extracción causa la caída en la alimentación a planta.

se probaron varias alternativas para el caso C30, entre ellas prestripping, diversos métodos de resolución, exigir una alimentación mínima a la planta, etc. las cuales resultaron infructuosas.

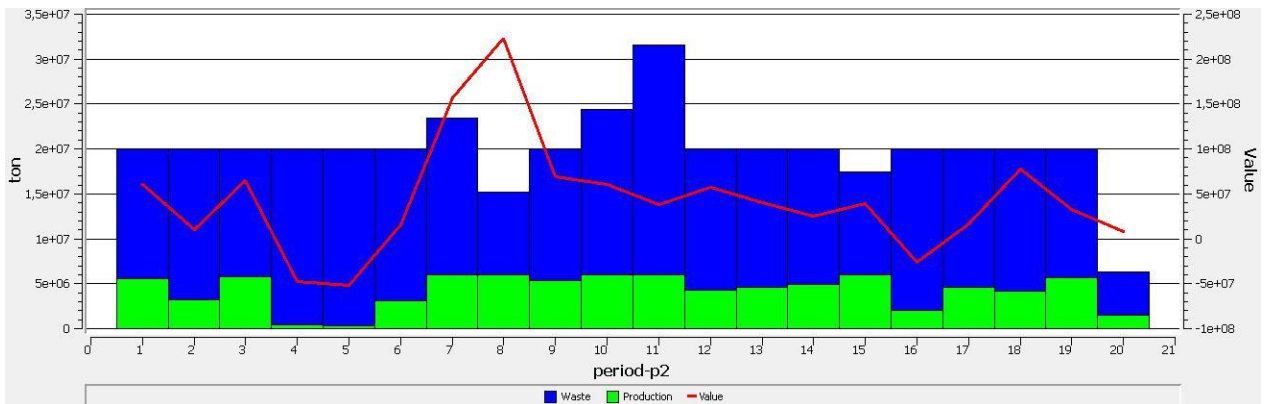


Gráfico 11-27: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C10.

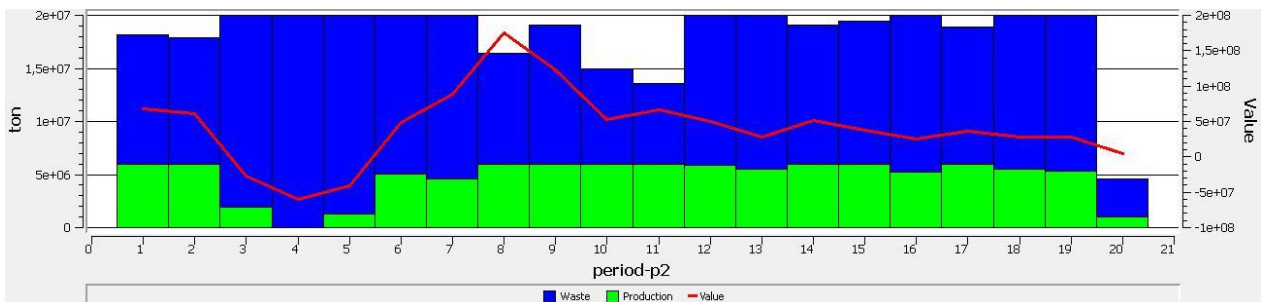


Gráfico 11-28: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C15.

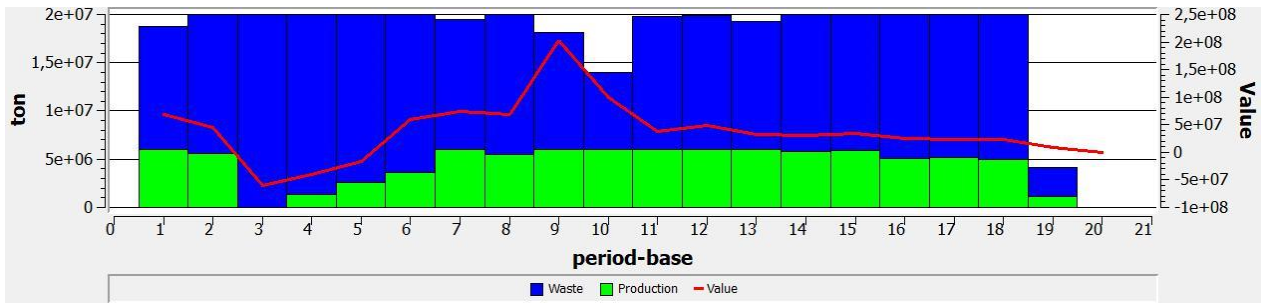


Gráfico 11-29: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C20.

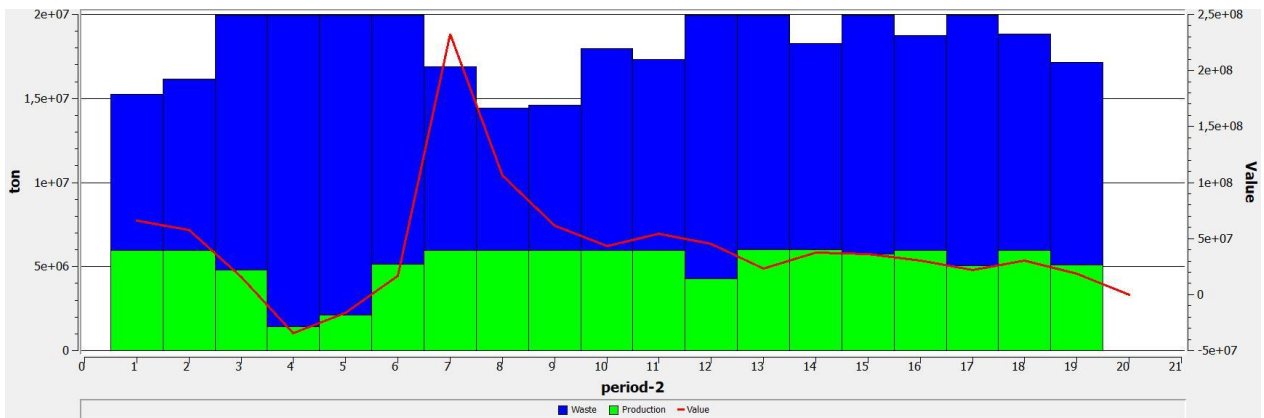


Gráfico 11-30: Plan de producción desde el periodo 17 para el caso C30.

La segunda mitad del plan representa tan solo 76 (MUS\$) del total de 780 (MUS\$) por lo que se decide fijar la extracción solo hasta el periodo 17, ya que además de representar la gran mayoría del valor del proyecto, la reducción de 20 años de operación resulta beneficiosa económicamente, esto debido a que la sola renovación de equipos, por su agotamiento de vida útil, representa un mayor gasto que las ganancias que trae consigo la operación de la segunda mitad del plan. Este gasto no se toma en cuenta en el software y por ello agenda bloques por un horizonte de tiempo tan largo.

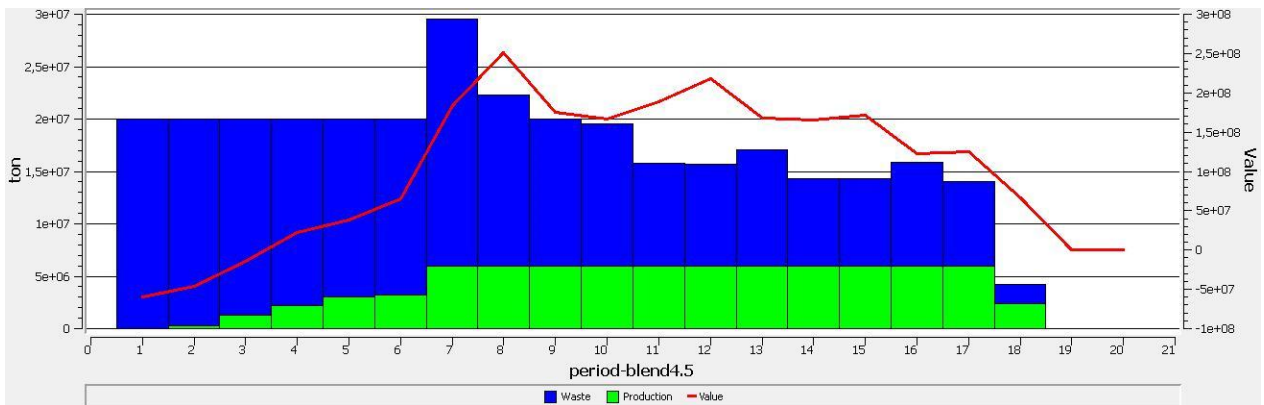


Gráfico 11-31: Plan de producción para el caso C10 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 4.5.

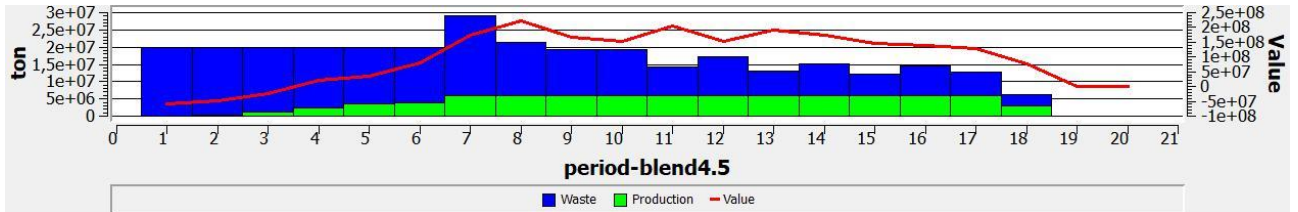


Gráfico 11-32: Plan de producción para el caso C15 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 4.5.

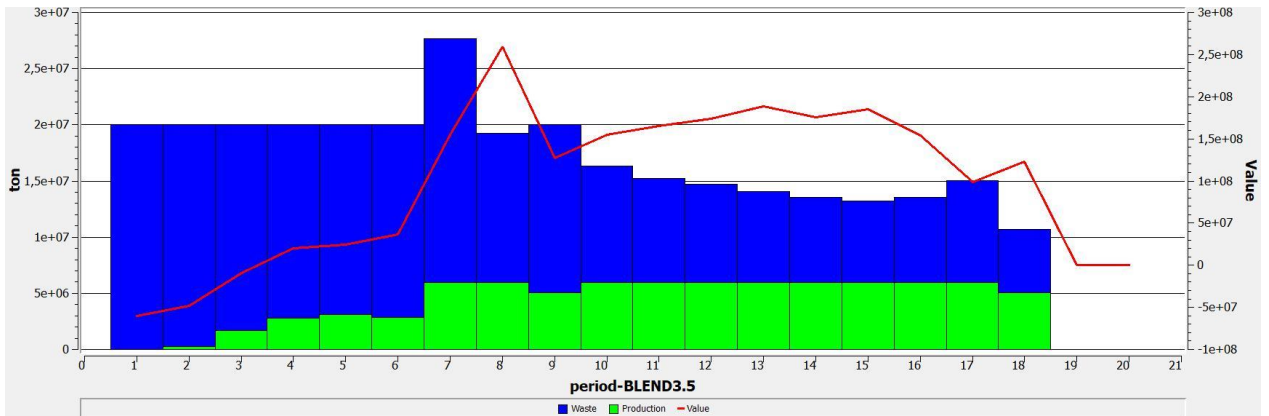


Gráfico 11-33: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 3.5.

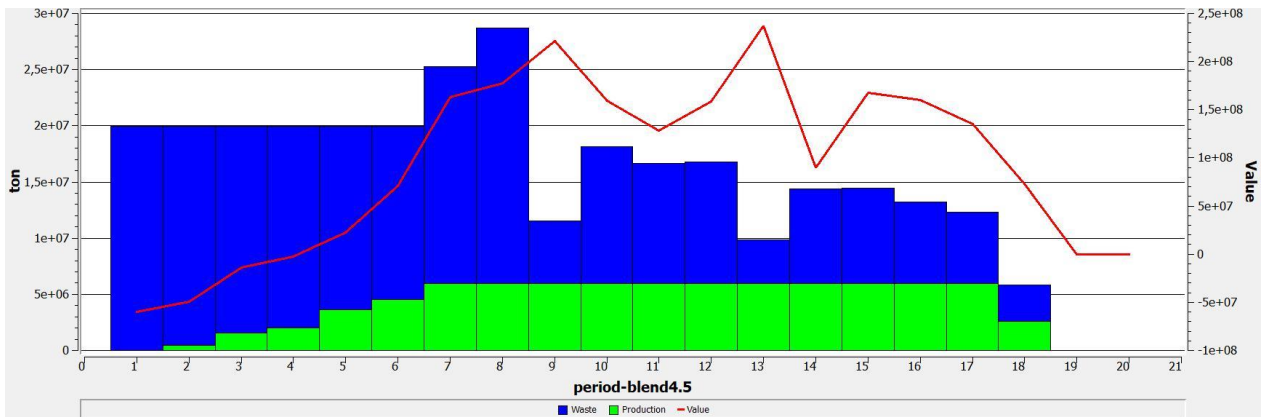


Gráfico 11-34: Plan de producción para el caso C30 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 4.5.

### Planes de producción con distintas restricciones de variabilidad sobre el escenario 5.

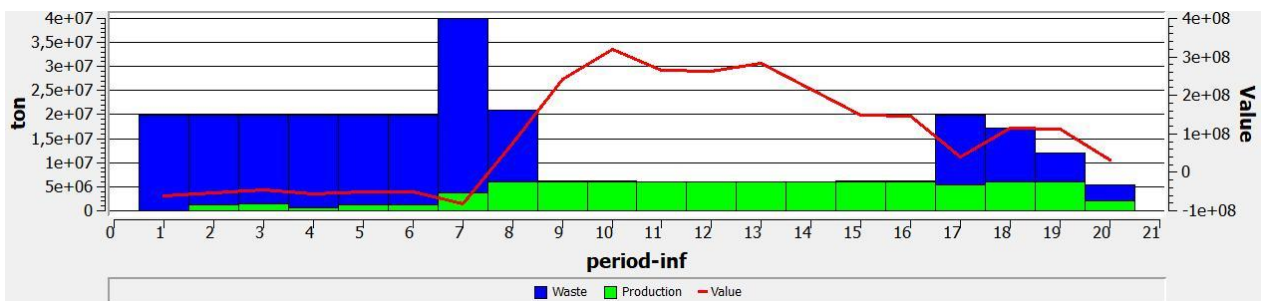


Gráfico 11-35: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.1 en BK5.



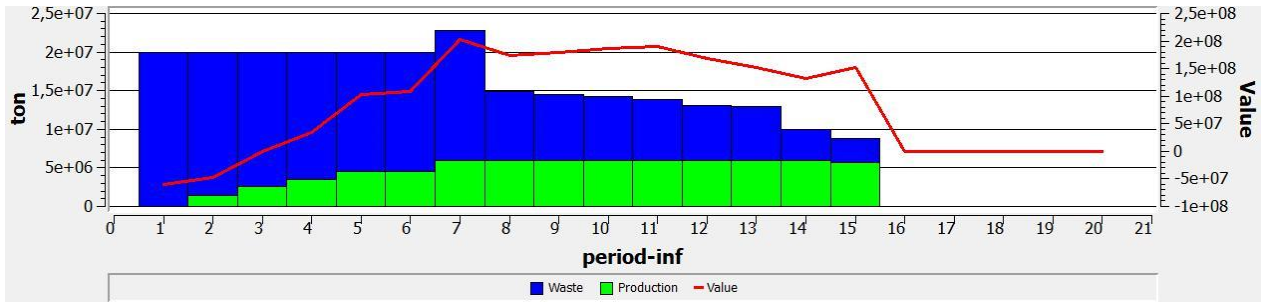


Gráfico 11-36: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.2 en BK5.

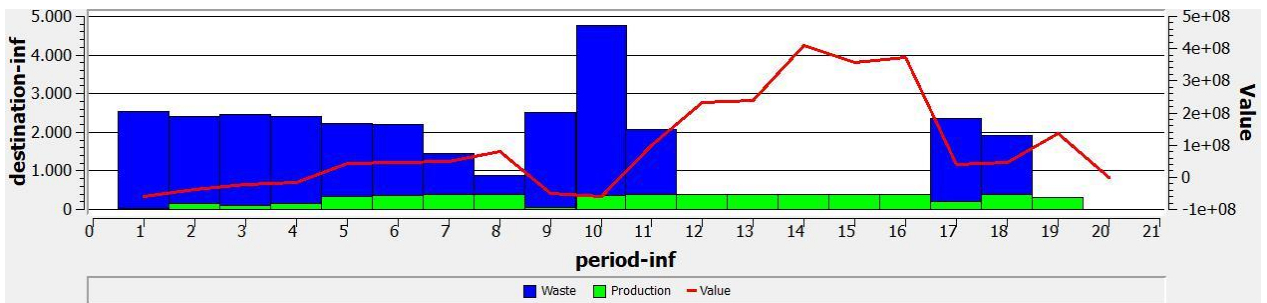


Gráfico 11-37: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.3 en BK5.

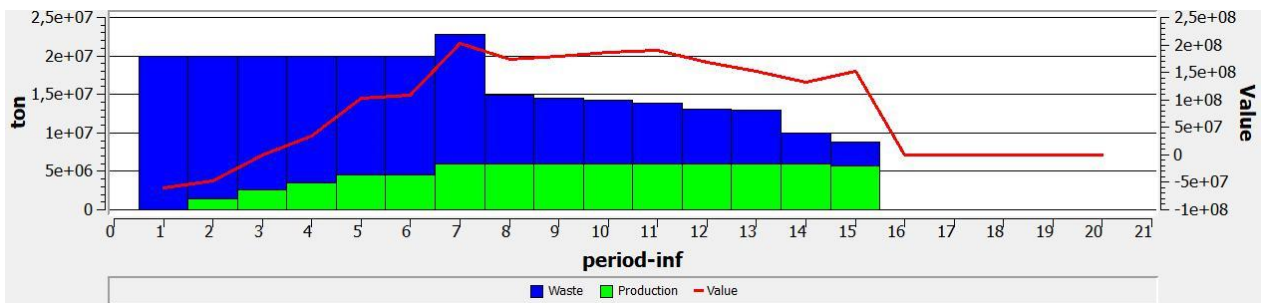


Gráfico 11-38: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.6 en BK5.

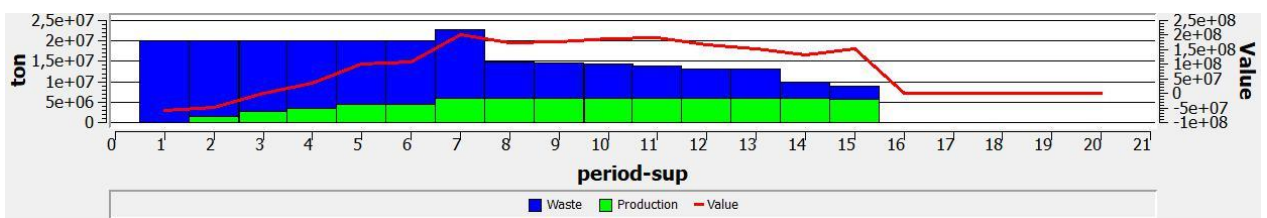


Gráfico 11-39: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 1.8 en BK5.

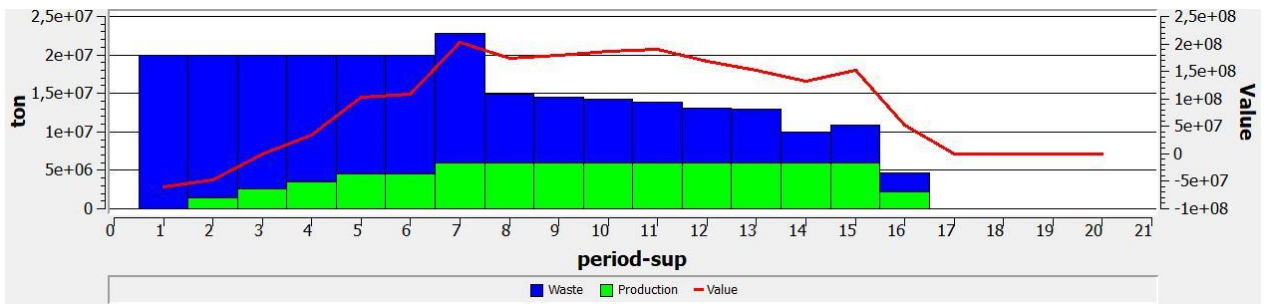


Gráfico 11-40: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 2 en BK5.

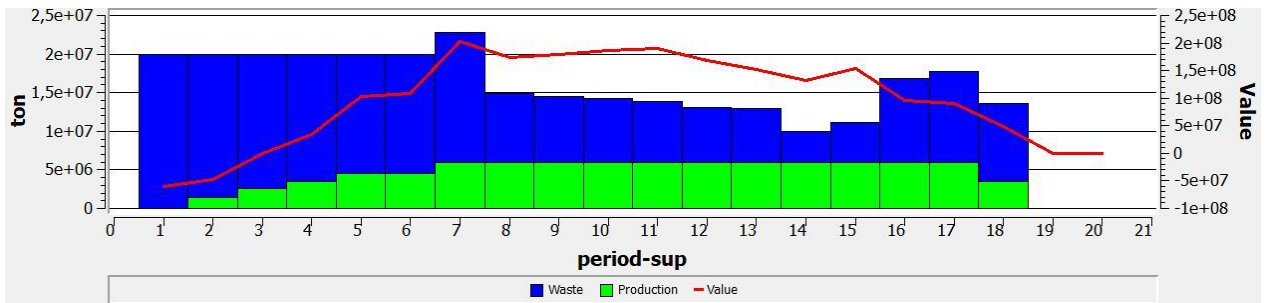


Gráfico 11-41: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 3 en BK5.

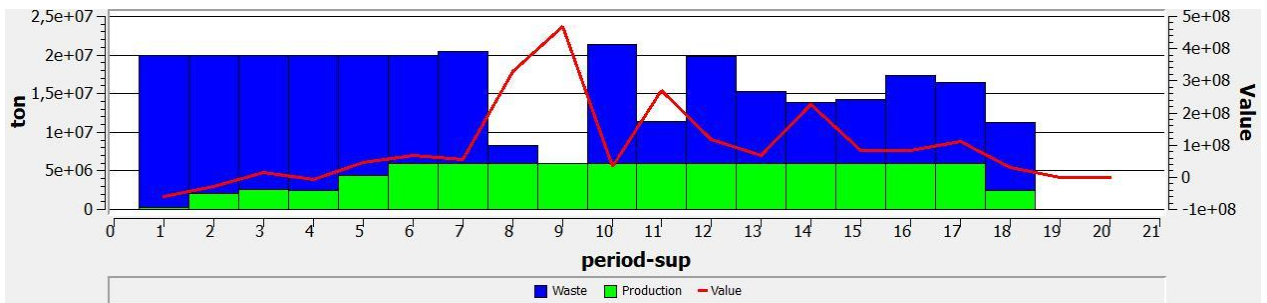


Gráfico 11-42: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 4 en BK5.

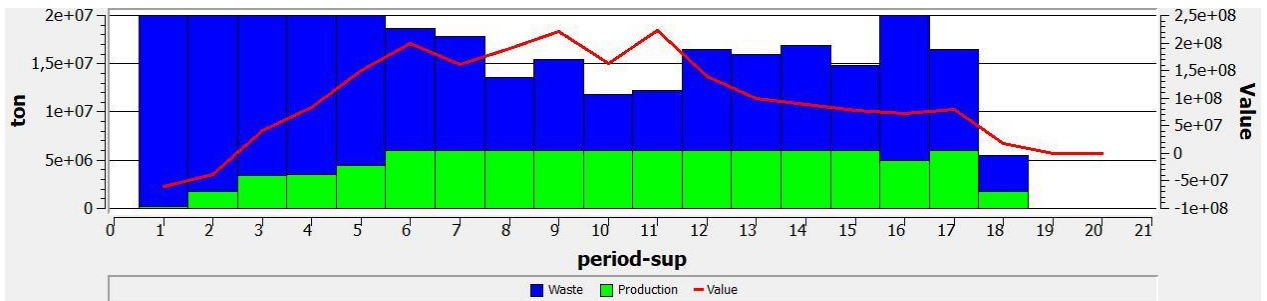


Gráfico 11-43: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 5 en BK5.

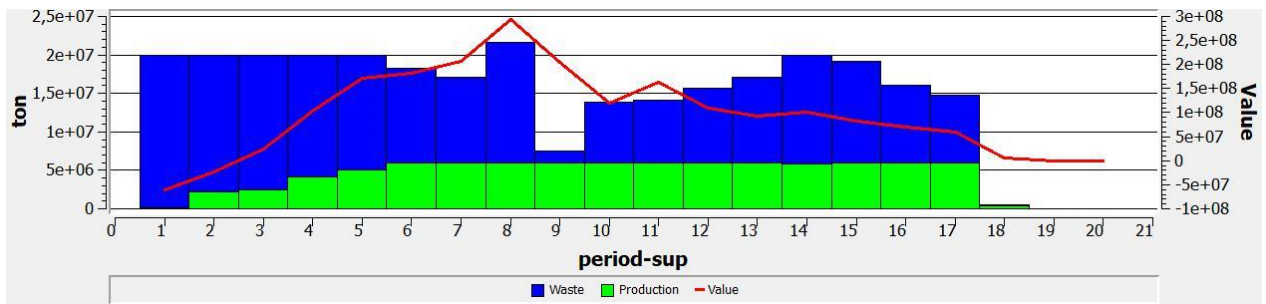


Gráfico 11-44: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 6 en BK5.

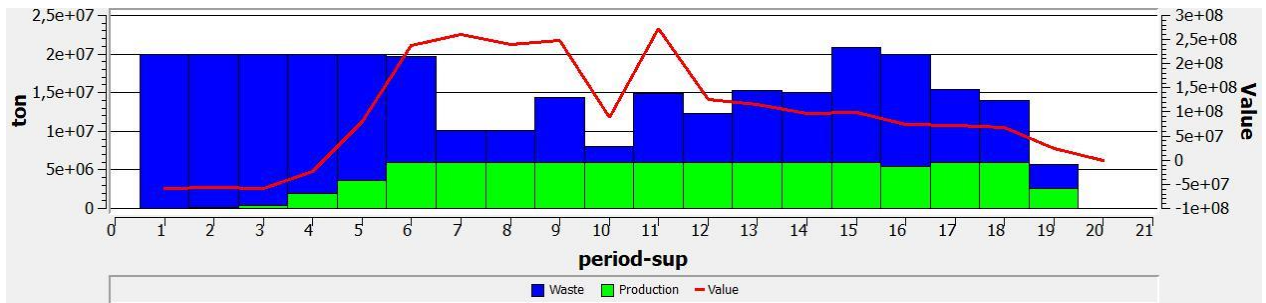


Gráfico 11-45: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 7 en BK5.

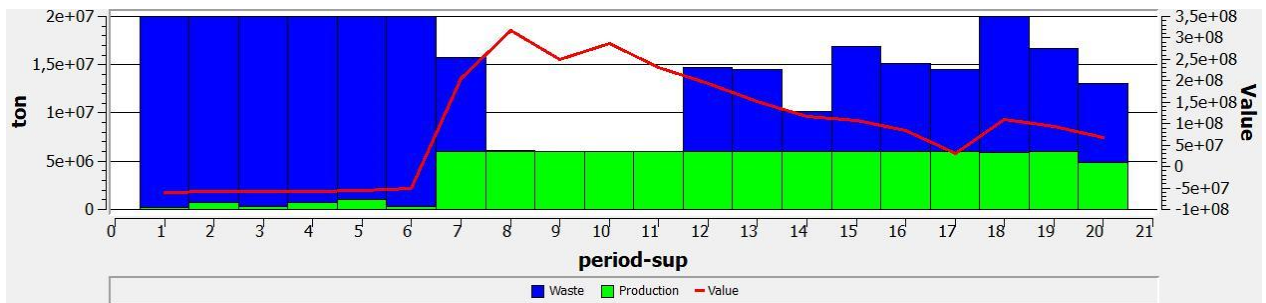


Gráfico 11-46: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 8 en BK5.

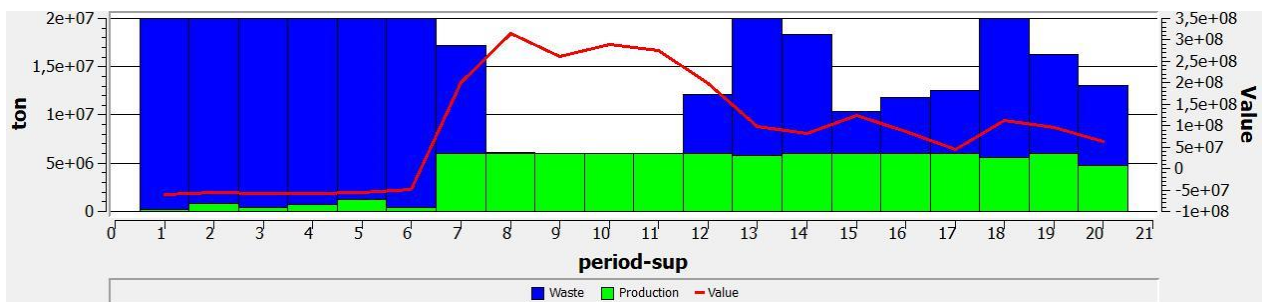


Gráfico 11-47: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 9 en BK5.

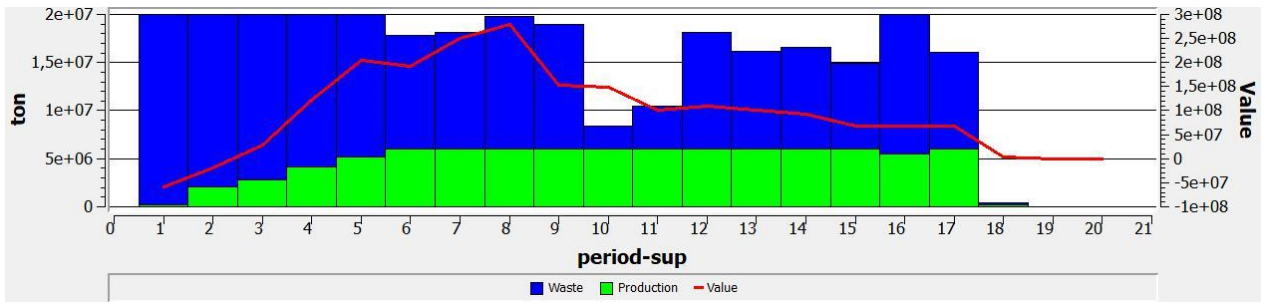


Gráfico 11-48: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 10 en BK5.

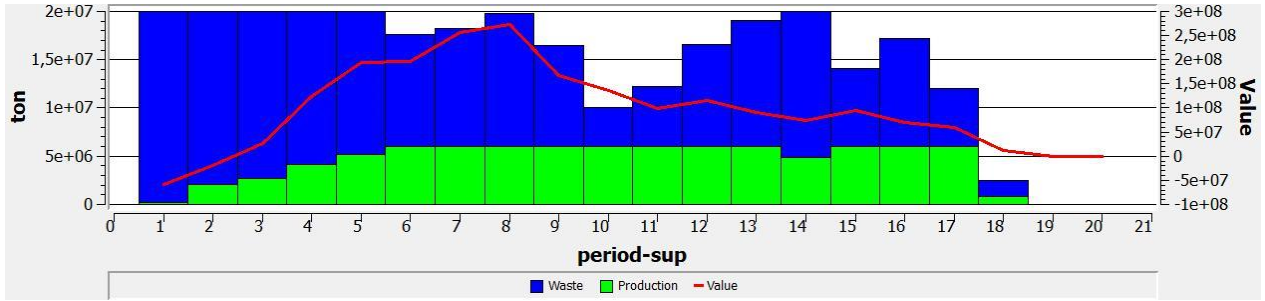


Gráfico 11-49: Plan de producción para el caso C20 con una restricción en su coeficiente de variabilidad de 12 en BK5.

Tabla 11-8: Coeficiente de variación medio para los distintos tamaños en el escenario 5.

CV para BK5		
Tamaño	Media	Diferencia
C10	0.206	0.003
C15	0.606	0.015
C20	0.968	0.016
C30	2.096	0.023