



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

**IMPACTO DE LA INCORPORACIÓN DE INCERTIDUMBRE GEOLÓGICA EN  
PLANIFICACIÓN MINERA, PARA ESCENARIOS ALTAMENTE ESTRUCTURALES**

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

**ADA ALISON DALIDET GUTIÉRREZ**

PROFESOR GUÍA:  
NELSON MORALES VARELA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
ALEJANDRO CÁCERES SAAVEDRA  
MOHAMMAD MALEKI TEHRANI

SANTIAGO DE CHILE  
2018

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL  
TÍTULO DE: INGENIERA CIVIL DE MINAS  
POR: ADA DALIDET GUTIÉRREZ  
FECHA: JUNIO 2018  
PROFESOR GUÍA: NELSON MORALES VARELA**

## **IMPACTO DE LA INCORPORACIÓN DE INCERTIDUMBRE GEOLÓGICA EN PLANIFICACIÓN MINERA, PARA ESCENARIOS ALTAMENTE ESTRUCTURALES**

La realización del presente trabajo responde al interés de evaluar el impacto de incluir incertidumbre geológica en yacimientos altamente estructurales, donde un yacimiento altamente estructural tiene cambios de dominios a lo largo de todo el yacimiento y al disponer de una malla de sondajes y una estimación local de las leyes del yacimiento no es posible cuantificar la variabilidad que existe en los sitios sin datos medidos. El caso de estudio corresponde a un yacimiento oro-plata con subproducto de cobre, donde los cambios de dominio son entre vetas y roca caja.

La metodología planteada para evaluar incertidumbre geológica comienza con el análisis estadístico de una realización del modelo, así como un análisis visual de los sondajes para delimitar la zona a simular. Luego se debe simular los tipos de roca para capturar la incertidumbre geológica estructural y las leyes dentro de cada dominio geológico. Para evaluar la incertidumbre estructural se realiza el modelo de la litología más probable a fin de identificar visualmente las zonas con mayor incertidumbre y se construye el promedio de las realizaciones (e-type) para fines comparativos. Finalmente es posible realizar cálculos de envolvente económica, agendamientos y analizar.

Como resultados principales se obtiene que la envolvente económica calculada para cada una de las realizaciones es variable en valor y tonelaje. La variabilidad del valor y el tonelaje del pit con respecto a la media es 7.56 y 0.37% respectivamente. Al calcular el pit final que maximiza la probabilidad de superar un valor umbral  $V_0$  se obtiene que el 75% de las realizaciones presenta un valor mayor a  $V_0$ , superando la cantidad de escenarios obtenida por el pit calculado a partir del promedio de las realizaciones.

Al realizar un agendamiento de 10 años en base al modelo e-type, las realizaciones son pobremente ajustadas a los tonelajes de producción mineral estando al déficit incluso 42% el periodo 2. Tampoco se ajustan los tonelajes de estéril y ley de mineral por lo que no se recomienda agendar largo plazo en base al promedio de las realizaciones. Esto ocurre por el efecto suavizamiento al promediar los escenarios de leyes identificando bloques como mineral que no lo son.

Al aplicar el agendamiento e-type de 10 meses a una zona generada mediante el problema de PIT( $V_0$ ) es posible obtener resultados aplicables en minería cielo abierto independiente del pobre ajuste de los tonelajes en cada periodo, ya que sin cumplir los tonelajes objetivos es posible obtener una razón estéril mineral razonable en el tiempo.

**ABSTRACT OF THE THESIS TO OBTAIN  
THE GRADE OF: MINING ENGINEER  
BY: ADA DALIDET GUTIÉRREZ  
DATE: JUNE 2018  
THESIS ADVISOR: NELSON MORALES VARELA**

## **IMPACT OF THE INCORPORATION OF GEOLOGICAL UNCERTAINTY IN MINING PLANNING, FOR HIGHLY STRUCTURAL SCENARIOS**

This work responds to the interest of evaluating the impact of including geological uncertainty in highly structural reservoirs. A highly structural reservoir has changes in domains throughout the reservoir and, since it has a mesh of drillholes and a local estimation of the grades of the reservoir, it is not possible to quantify the variability that exists in the sites without measured data. The case study corresponds to a gold-silver deposit with a copper by-product, where the domain changes are between veins and box rock.

The methodology proposed to evaluate geological uncertainty begins with the statistical analysis of an embodiment of the model, as well as a visual analysis of the drill holes to delimit the area to be simulated. Then types of rock must be simulated to capture the structural geological uncertainty and the grades within each geological domain. To evaluate the structural uncertainty, the most probable lithology model is performed in order to visually identify the areas with the greatest uncertainty and the e-type model (average of the realizations) is constructed for comparative purposes. Finally, it is possible to perform economic envelope calculations, schedule and analysis.

As main results it is obtained that the economic envelope calculated for each of the embodiments is variable in value and tonnage. The variability of the value and tonnage of the pit with respect to the average is 7.56 and 0.37% respectively. When the final pit is calculated maximizes the probability of exceeding a threshold value  $V_0$ , it is obtained that 75% of the realizations have a value greater than  $V_0$ , exceeding the number of scenarios obtained by the pit calculated from the average of the realizations.

When making a 10-year scheduling based on the e-type model, the realizations are poorly adjusted to the mineral production tonnages, the deficit being even 42% in period 2. Since, neither the tonnages of waste nor ore grade adjusted, it is not recommended to schedule at long term based on the average of the realizations. This occurs because of the smoothing effect when averaging the grade scenarios identifying blocks as mineral that are not.

By applying the 10-month e-type scheduling to an area generated by the reliable pit problem, it is possible to obtain applicable results in open pit mining independently of the poor adjustment of the tonnages in each period, because without meeting the target tonnages it is possible to obtain a reasonable stripping ratio over time.

## **AGRADECIMIENTOS**

En primer lugar quiero dar gracias a mis padres Ada y Marcos quienes me han apoyado en todas las decisiones que he tomado, al alejarme de mi casa para estudiar Ingeniería, dandome consejos y palabras de aliento en cada momento que lo necesité. Sin duda no lo habría logrado sin ustedes.

A Gonzalo mi hermano mayor quién despertó mi interés por las matemáticas, las ciencias, inspirando mi ingreso a la facultad.

A Michele y Marcos mis hermanitos chicos que tanto extraño y necesito.

Gracias a Gerson, quien se ha convertido en un compañero de vida demostrandome su amor y compromiso, apoyandome en cada paso que doy. Espero sigas a mi lado en los futuros desafíos por vivir.

A mi tía Gaby y Michi quienes fueron fundamentales los primeros años de Universidad, me aguantaron, me quisieron, me dieron todo su apoyo mientras me adaptaba al nuevo estilo de vida de Santiago.

A mis tatas que aunque ya no están, se que estarían muy orgullosos, a mi lado participando de todo.

Gracias a Nelson Morales y Alejandro Cáceres por darme la oportunidad de desarrollar este tema de memoria y a Mohammad Maleki por ayudarme cada vez que tuve dudas, que no fueron pocas.

Muchas gracias a todos los integrantes de Delphos quienes me recibieron con mucho cariño, de donde me llevo muy lindos recuerdos. Gracias a Héctor, Raúl, Consuelo, Chechito, Gerson, Espejo, Eliana yJupu por toda su buena onda y apoyo.

A mis amigos de Minas Jo ,Diego, Jose quienes siempre me apoyaron y estuvieron ahí sacando la vuelta conmigo.

A Valeria por su preocupación y apoyo en todo lo que necesité, en los momentos críticos.

Finalmente agradecer al programa 2 "Geometallurgical modeling and mine planning" del proyecto "CSIRO Chile International Centre of excellence in Mining and Mineral Processing" Código 10CEII-9007 que financió el desarrollo de esta memoria.

## TABLA DE CONTENIDO

1	INTRODUCCIÓN .....	1
1.1	Contexto.....	1
1.2	Objetivos.....	2
1.2.1	Objetivo General.....	2
1.2.2	Objetivos Específicos .....	2
1.3	Alcances.....	2
2	ANTECEDENTES .....	3
2.1	Geoestadística .....	3
2.1.1	Estimación local.....	3
2.1.2	Simulación geoestadística.....	3
2.1.3	Propiedades de la simulación frente al Kriging .....	3
2.2	Etapas para Simulación de variable aleatoria.....	6
2.3	Simulación de variables categóricas.....	7
2.3.1	Simulación Gaussiana truncada .....	7
2.3.2	Simulación plurigaussiana .....	8
2.3.3	Simulación secuencial de indicadores .....	8
2.3.4	Simulación por distancia al objeto ODSIM .....	8
2.4	Librería de modelamiento geostadístico (Xlib).....	9
2.5	Métricas de Continuidad y Conectividad.....	10
2.5.1	Variograma .....	11
2.5.2	Rugosidad Aleatoria (RR) .....	11
2.5.3	Índice de Tortuosidad.....	12
2.5.4	Covariograma geométrico .....	12
2.6	Planificación Minera .....	13
2.6.1	Valorización y restricciones de precedencia.....	14
2.6.2	Problema de pit final .....	16
2.6.3	Problema de agendamiento.....	17
2.7	Incertidumbre en Minería .....	17
2.7.1	Internas (endógenas).....	18
2.7.2	Externas (exógenas) .....	18

2.7.3	Riesgos de un proyecto.....	18
2.8	Optimización.....	19
2.8.1	Programación lineal.....	19
2.9	PIT( $V_0$ ) .....	19
3	METODOLOGÍA.....	21
3.1	Etapa I.....	21
3.2	Etapa II .....	22
3.3	Etapa III .....	23
3.4	Etapa IV .....	23
4	CASO DE ESTUDIO.....	25
5	ANÁLISIS Y RESULTADOS .....	26
5.1	Cálculos a partir de una planta y sección del yacimiento .....	26
5.1.1	Identificación de estructuras y caracterización de los contactos entre bloques .....	26
5.1.2	Covariograma geométrico .....	30
5.2	Simulaciones Geostadísticas .....	32
5.2.1	Grilla.....	32
5.2.2	Simulación de tipos de roca .....	32
5.2.3	Simulación de leyes de cobre oro y plata .....	34
5.3	Pit final .....	35
5.3.1	Variabilidad pit final .....	35
5.3.2	Cálculo de PIT( $V_0$ ).....	36
5.4	Agendamiento largo plazo, caso promedio.....	38
5.5	Agendamientos zona seleccionada.....	41
6	CONCLUSIONES .....	48
7	RECOMENDACIONES Y TRABAJO FUTURO.....	49
8	BIBLIOGRAFÍA .....	50
9	ANEXOS.....	52
9.1	Histogramas de muestras entregadas.....	52
9.2	Análisis 2D .....	54
9.3	Sondajes.....	55
9.4	Variogramas .....	57

9.5	Pit final .....	62
9.6	Confiabilidad pit final.....	65
9.7	Desviación agendamiento largo plazo .....	66
9.8	Agendamientos zona seleccionada .....	68

## ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 2.1 Función umbral de corte.....	7
Ecuación 2.2 Relación entre el variograma de la función aleatoria Gaussiana y el variograma de la variable indicador.....	7
Ecuación 2.3 Función Umbral Simulación Plurigausiana.....	8
Ecuación 2.4 Variograma directo de una función aleatoria estacionaria.....	11
Ecuación 2.5 Variograma cruzado de dos funciones aleatorias estacionarias.....	11
Ecuación 2.6 Rugosidad aleatoria.....	11
Ecuación 2.7 Índice de tortuosidad.....	12
Ecuación 2.8 Función Indicatriz del tipo de roca evaluado.....	12
Ecuación 2.9 Covariograma Geométrico.....	12
Ecuación 2.10 Valorización con ley de corte marginal.....	15
Ecuación 2.11 Ley de Corte Marginal.....	15
Ecuación 2.12 Problema del Pit final.....	16



## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Rango de Valores reales y estimados por el Kriging (Emery, 2013) .....	4
Figura 2.2 Suavizamiento del Kriging frente a la realidad (Emery, 2013).....	5
Figura 2.3 Múltiples Simulaciones para lograr precisión en la estimación (Emery, 2013).....	5
Figura 2.4. Imagen de entrenamiento. ....	9
Figura 2.5 Covariograma Geométrico. ....	12
Figura 2.6 Ciclo de Planificación Minera Cielo Abierto (Whittle, 1999) .....	13
Figura 2.7 Valor v/s ley (LCM).....	15
Figura 2.8 Precedencias en un modelo de bloques.....	16
Figura 2.9 Fuentes de Incertidumbre en Minería (Kazakidis & Scoble, 2003) .....	18
Figura 2.10 Problema de optimización Pit $V_0$ .....	19
Figura 3.1 Metodología propuesta.....	21
Figura 5.1 Codificación estructuras (Corte transversal). ....	26
Figura 5.2 Superficie estructuras. a) corte XY, b) caso sintético corte XY.....	27
Figura 5.3 Razón superficie tonelaje estructuras. a) corte plano XY, b) caso sintético corte XY. 27	
Figura 5.4 Superficie estructuras. a) corte YZ, b) caso sintético corte YZ.....	27
Figura 5.5 Razón superficie tonelaje estructuras. a) corte plano YZ, b) caso sintético corte YZ. 28	
Figura 5.6 Caracterización de contactos en corte plano xy.....	28
Figura 5.7 Proporción de los tipos de contactos plano xy. ....	29
Figura 5.8 Caracterización de contactos plano yz. ....	29
Figura 5.9 Proporción de los tipos de contactos plano yz.....	29
Figura 5.10 Distribución de tonelaje de estructuras. a) Corte XY, b) Corte YZ.....	30
Figura 5.11 Covariograma Geométrico Plano XY. a) Eje x, b) Eje Y. ....	31
Figura 5.12 Covariograma Geométrico Plano YZ. a) Eje Y, b) Eje Z. ....	31
Figura 5.13 Realizaciones a) y b) de tipo de roca .....	32
Figura 5.14 Probabilidad de pertenecer a una litología. a) planta, b) isométrica y c) sección transversal.....	33
Figura 5.15 Leyes de los elementos de interés. a y b representa ley de cobre, c y d ley de oro , e y f ley de plata. Las imágenes a b y c pertenecen a una realización, así como las imágenes b, d y f corresponden a otra. ....	34

Figura 5.16 Variabilidad del pit final.....	35
Figura 5.17 Probabilidad de superar el Valor umbral del pit final.....	36
Figura 5.18 Producción de mineral del agendamiento e-type en contraste con las realizaciones del yacimiento. ....	38
Figura 5.19 Movimiento de estéril del agendamiento e-type en contraste con las realizaciones del yacimiento. ....	39
Figura 5.20 Ley de oro del agendamiento e-type en contraste con las realizaciones del yacimiento. ....	40
Figura 5.21 Pit R.F.0.4. a, b, c, d realizaciones del yacimiento. ....	41
Figura 5.22 Confiabilidad de agendamientos mediano plazo. ....	42
Figura 5.23 Desviación de la producción de mineral respecto agendamiento 1. ....	42
Figura 5.24 Desviación de la producción de estéril respecto agendamiento 1. ....	43
Figura 5.25 Desviación de la ley respecto agendamiento 1. ....	43
Figura 5.26 Desviación de la producción de mineral respecto agendamiento 2. ....	44
Figura 5.27 Desviación de la producción de estéril respecto agendamiento 2. ....	44
Figura 5.28 Desviación de la ley respecto agendamiento 2.....	45
Figura 5.29 Desviación de la producción de mineral respecto agendamiento promedio. ....	45
Figura 5.30 Desviación de la producción de estéril respecto agendamiento promedio.....	46
Figura 5.31 Desviación de la ley respecto agendamiento promedio. ....	46
Figura 9.1 Histograma de leyes de cobre, a) roca tipo 1, b) roca tipo2.....	52
Figura 9.2 Histograma de leyes de oro, a) roca tipo 1, b) roca tipo2. ....	52
Figura 9.3 Histograma de leyes de plata, a) roca tipo 1, b) roca tipo2. ....	53
Figura 9.4 Disposición espacial sondajes Plano XY. ....	55
Figura 9.5 Disposición espacial sondajes Plano XZ.....	55
Figura 9.6 Disposición espacial sondajes Plano YZ.....	56
Figura 9.7 Variograma indicador ajustado.....	57
Figura 9.8 Variograma de cobre para roca tipo 1 y 2. ....	57
Figura 9.9 Variograma de Oro para roca tipo 1 y 2.....	58
Figura 9.10 Variograma de plata para roca tipo 1y 2. ....	58
Figura 9.11 Variograma cruzado cobre y plata roca tipo 1.....	59
Figura 9.12 Variograma cruzado cobre y oro roca tipo 1.....	59

Figura 9.13 Variograma cruzado oro y plata roca tipo 1.....	60
Figura 9.14 Variograma cruzado cobre y plata roca tipo 2.....	60
Figura 9.15 Variograma cruzado cobre y oro roca tipo 2.....	61
Figura 9.16 Variograma cruzado oro y plata roca tipo 2.....	61

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 4.1 Estadísticas básicas de los sondeos .....	25
Tabla 4.2 Parámetros técnico económicos.....	25
Tabla 5.1 Parámetros grilla de simulación.....	32
Tabla 9.1 Identificación de estructuras Plano YZ. ....	54
Tabla 9.2 Identificación de estructuras Plano XY.....	54
Tabla 9.3 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 1-20.....	62
Tabla 9.4 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 21-40.....	62
Tabla 9.5 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 41-60.....	63
Tabla 9.6 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 61-80.....	63
Tabla 9.7 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 81-100. Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 1-20.....	64
Tabla 9.8 Valor v/s probabilidad (PIT( $V_0$ )). .....	65
Tabla 9.9 Distribución de la producción de mineral por periodo en base al agendamiento e-type	66
Tabla 9.10 Distribución de la producción de estéril por periodo en base al agendamiento e-type. .....	66
Tabla 9.11 Distribución de la ley por periodo en base al agendamiento e-type .....	67
Tabla 9.12 Desviación de las realizaciones respecto agendamientos seleccionados. ....	68
Tabla 9.13 Agendamiento 1. ....	68
Tabla 9.14 Agendamiento 2.....	69
Tabla 9.15 Agendamiento 3.....	69

# 1 INTRODUCCIÓN

## 1.1 Contexto

Chile es líder en la producción mundial de cobre (31%) y molibdeno (21%) teniendo también participación considerable en la producción de Plata (6%) y Oro (2%). Esto se debe al gran potencial geológico que posee nuestro país aportando con un 30% de las reservas mundiales de cobre y con el 21% de Molibdeno. Pero los yacimientos son cada vez más profundos y complejos surgiendo la necesidad de desarrollar estrategias para no perder competitividad en el mercado y satisfacer la demanda y contratos predefinidos.

La metodología tradicional de planificación minera a cielo abierto comienza con un único modelo de recursos que es considerado para el cálculo de envolvente económica, fases de explotación para el diseño y finalmente el agendamiento de producción. Para llevar a cabo estas etapas de planificación minera es necesario estimar los parámetros geológicos y económicos, como lo son las leyes y el precio de el o los minerales de interés. La estimación de estos parámetros trae como consecuencia altos porcentajes de incumplimiento en los tonelajes planificados, mala estimación de inversión y costos entre otros problemas. De lo anterior esta metodología es limitada, ya que los parámetros considerados no son deterministas y la predicción o estimación de estos es muy difícil por la falta de información o su comportamiento errático.

Por otro lado, la planificación estocástica realiza las etapas anteriormente mencionadas incluyendo incertidumbre en el precio de los commodities, ubicación espacial de las leyes, entre otras variables, presentando ventajas frente a la planificación determinista en términos de poder cuantificar la confianza de alcanzar las metas de un plan de producción por ejemplo. En el caso particular de incorporar incertidumbre geológica se hace posible a través de simulaciones condicionales que generan distintos escenarios equiprobables del atributo a considerar.

El foco de este estudio son yacimientos altamente estructurales donde la incertidumbre espacial asociada al tipo de litología y ley se vuelven una oportunidad de capturar valor en el proyecto además de cuantificar el riesgo asociado a implementar un plan de producción. Cabe destacar que ésta variabilidad puede presentarse en casos de un metal base muy homogéneo con un coproducto o contaminante muy errático.

Para el presente caso de estudio se dispone de múltiples escenarios equiprobables de leyes y tipos de roca, y en base a éstos se desarrollan las etapas. Por lo tanto, el enfoque estocástico de incertidumbre geológica en planificación minera incorporaría la variabilidad, y a partir de esta sería posible cuantificar el riesgo en un plan de producción.

Debido a que las aplicaciones en general no corresponden a este tipo de yacimiento se espera que la incorporación de incertidumbre tenga un impacto mayor dada la variabilidad del tipo del yacimiento evaluado.

## 1.2 Objetivos

A continuación, se presentan los objetivos del trabajo realizado.

### 1.2.1 *Objetivo General*

El objetivo principal de este trabajo es evaluar el impacto en la delimitación de la envolvente económica y secuencia de producción al incorporar incertidumbre espacial de leyes y tipos de roca en particular para escenarios de alta complejidad estructural.

### 1.2.2 *Objetivos Específicos*

Para cumplir el objetivo general es necesario alcanzar los siguientes objetivos específicos:

1. Modelar incertidumbre espacial de tipos de roca y leyes.
2. Definir criterios para la incorporación de incertidumbre geológica en planificación minera.
3. Evaluar el efecto de incluir incertidumbre geológica en los planes de producción.
4. Evaluar el efecto de incluir incertidumbre geológica al definir la envolvente económica.
5. Comparar resultados obtenidos a partir de una caso promedio y otro considerando el comportamiento de todas las realizaciones por separado.

## 1.3 Alcances

El presente estudio se enmarca dentro de los siguientes alcances:

1. La planificación minera se realiza para minería cielo abierto.
2. El horizonte de planificación considerado será mediano y largo plazo.
3. La incertidumbre geológica es incorporada mediante simulaciones condicionales utilizando para tipos de roca simulación gaussiana truncada y para leyes el algoritmo de bandas rotantes, siendo el foco de este estudio la planificación minera.
4. Los parámetros técnicos económicos tales como, precio de los metales de interés, costos, capacidades de producción y ángulos de talud son considerados fijos.
5. No se incorporan aspectos de diseño como rampas, accesos y rutas.

## 2 ANTECEDENTES

La sección de antecedentes responde a los fundamentos e investigaciones que respaldan la metodología propuesta, para incorporar incertidumbre geológica en planificación minera. Por lo tanto, es necesario conocer acerca de simulaciones condicionales, además de los enfoques desarrollados para agendamientos de producción y minimización del riesgo.

### 2.1 Geoestadística

La geoestadística entrega dos herramientas para crear el modelo de bloques, estimación local y simulación geoestadística. Acorde a la metodología de trabajo, las simulaciones condicionales ofrecen un primer paso clave en el modelamiento de la incertidumbre geológica (Dimitrakopoulos, et al., 2002).

#### 2.1.1 *Estimación local*

Esta herramienta busca estimar o predecir el valor de la variable regionalizada en un sector del campo estudiado, a partir de los datos disponibles. Dicho de otra forma, la estimación local resuelve un problema de interpolación espacial a partir de los sitios con datos medidos.

Uno de los estimadores locales más conocido es el Kriging, que se construye como una combinación lineal de los datos para cada punto a estimar, considerando restricción de insesgo donde la esperanza del error en los datos estimados es nula y se minimiza la varianza del error en la estimación.

#### 2.1.2 *Simulación geoestadística*

La simulación geoestadística construye una variable regionalizada que “se parece” a aquella que se estudia, es decir que reproduce su continuidad espacial y también coincide con los valores medidos en los sitios con datos en caso de ser una simulación condicional (Emery, 2013).

Estas técnicas se apoyan en la interpretación de la variable regionalizada como una realización de una función aleatoria y en el modelamiento de su distribución espacial (Emery, 2013), donde las realizaciones de la variable presentan la misma variabilidad espacial que la variable regionalizada real, en particular el mismo histograma y el mismo variograma.

#### 2.1.3 *Propiedades de la simulación frente al Kriging*

Dada la importancia y la oportunidad de capturar valor mediante la incorporación de la variabilidad espacial de las leyes se deben conocer las ventajas y desventajas que tiene la simulación frente a la estimación local.

El Kriging y la simulación coinciden en algunas de sus propiedades como:

A. Interpolación exacta:

Tanto el estimador local Kriging como las simulaciones condicionales devuelven el valor medido en los sitios con datos.

B. Ins sesgo:

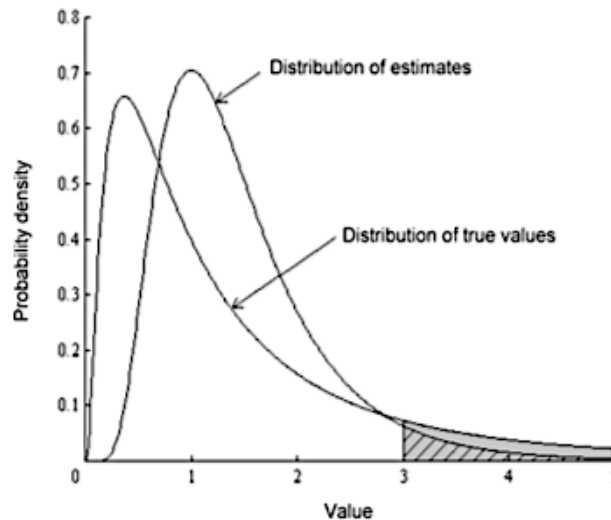
Para el Kriging la esperanza del error en la estimación (diferencia entre el valor real y el valor estimado) es nula. En el caso de las simulaciones se cumple lo mismo, la esperanza del error entre el valor simulado y el valor real es nula.

Por otro lado, difieren en:

C. Suavizamiento (alisamiento)

La dispersión de los valores estimados por el Kriging es menor que la dispersión de los valores reales (*Figura 2.2*). Esto trae como consecuencia lo siguiente:

- Valores estimados sin efecto pepita y meseta menor
- La variabilidad disminuye al alejarse de los sitios con datos
- El rango de valores estimados suele ser menor que el rango de valores reales (*Figura 2.1*), lo que trae como consecuencia no poder predecir adecuadamente la ocurrencia de valores extremos.



*Figura 2.1 Rango de Valores reales y estimados por el Kriging (Emery, 2013)*

Por otro lado, las simulaciones no suavizan los modelos por lo que para estos casos de funciones umbrales se prefieren las simulaciones.



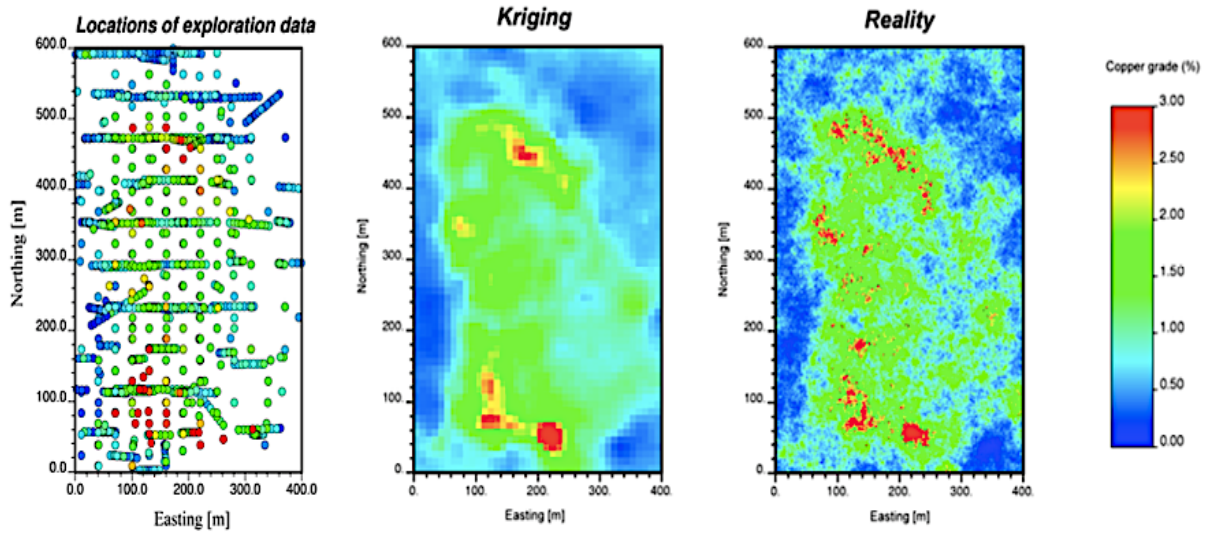


Figura 2.2 Suavizamiento del Kriging frente a la realidad (Emery, 2013)

#### D. Precisión

Se refiere al error con varianza mínima entre el dato real y el estimado para el Kriging. Pero las simulaciones no son precisas, no tienen varianza mínima. Para remediar esto no se realiza una simulación única, sino un conjunto de simulaciones donde cada una de ellas representa un escenario plausible (Figura 2.3).

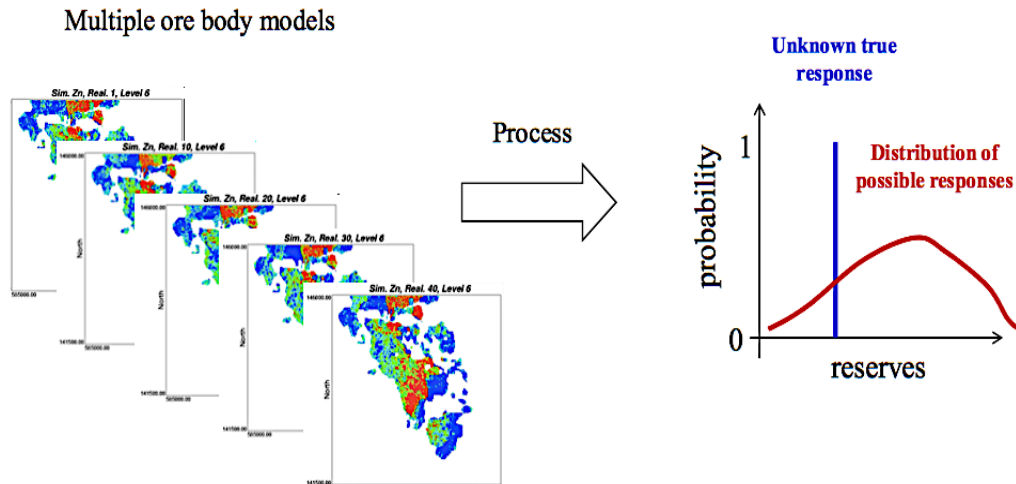


Figura 2.3 Múltiples Simulaciones para lograr precisión en la estimación (Emery, 2013)

En párrafos anteriores se ha hablado de simulación condicional, que es una de las variantes de la simulación geoestadística que además de construir una función aleatoria con la misma distribución que la variable regionalizada incorpora los valores que debe tomar esta variable en los sitios con datos, siendo esta su principal diferencia con la simulación no condicional.

Por esta razón conviene utilizar simulación condicional, ya que incluye la incertidumbre que se tiene de los datos localmente pero además tomando en cuenta los sitios con valores conocidos.

Para que la simulación y los resultados obtenidos a partir de ésta tenga éxito es necesario tomar las siguientes precauciones a la hora de simular (Emery, et al., 2006):

- a) Elección del Modelo geostatístico y sus parámetros
- b) División del yacimiento en zonas geológicas homogéneas
- c) Correcta delimitación de las zonas de mineral

## 2.2 Etapas para Simulación de variable aleatoria

Las etapas para simular una función aleatoria son las siguientes (Emery, 2013):

1. Desagrupar los datos originales: se ordenan los datos de forma creciente y sus probabilidades de ocurrencia se identifican con los ponderadores de desagrupamiento.
2. Transformar los datos originales en datos gaussianos: esta transformación se conoce como anamorfosis, donde la variable original se transforma en una variable con distribución marginal gaussiana estándar, y se hace tomando en cuenta los ponderadores de desagrupamiento.
3. Realizar el análisis variográfico de los datos gaussianos: se calcula el variograma experimental.
4. Validar la hipótesis multigaussiana: por construcción, el histograma de los datos transformados es gaussiano, luego la distribución univariable es consistente.
5. Simular la función aleatoria gaussiana: se desea simular una función aleatoria multigaussiana  $Y$  de media 0 y variograma  $\gamma(h)$  en los sitios  $\{u_1, \dots, u_m\}$  del espacio, condicionada a los datos gaussianos disponibles en los sitios  $\{x_1, \dots, x_n\}$ .
  - a. Elegir un algoritmo de simulación: una alternativa sencilla para generar las simulaciones es el algoritmo secuencial, sin embargo, existen varios algoritmos de simulación.

Para éste trabajo se utilizó el algoritmo de las bandas rotantes, que rotantes se basa en la descomposición del problema de varias dimensiones a un problema de una sola dimensión. Se discretiza el espacio en varias rectas regularmente repartidas en diferentes direcciones, para posteriormente simular sobre cada una de estas rectas unidimensionales y proyectar la simulación al espacio completo. Posteriormente, se promedia la proyección de todas las rectas unidimensionales en cada punto a simular para obtener la del valor simulado. Este método presenta variadas ventajas computacionales al ser paralelizable y se obtiene una función analítica para la variable aleatoria, lo que permite simular en cualquier sitio deseado.
6. Construir varias realizaciones: para capturar lo mejor posible la incertidumbre
7. Condicionar a los datos gaussianos disponibles: si es que el algoritmo escogido no lo hace directamente.
8. Transformación gaussiana inversa: para volver a la variable original, ya que los datos están en el espacio gaussiano.

## 2.3 Simulación de variables categóricas

La simulación de variables categóricas se encarga de simular variables no continuas en el espacio. Para esto se utilizan distintas metodologías que se desarrollarán a continuación.

### 2.3.1 Simulación Gaussiana truncada

En este caso la variable categórica no es simulada directamente, simulando en primera instancia una función Gaussiana para ser transformada en una variable categórica (unidad geológica) por truncación.

Por ejemplo, para el caso de dos unidades geológicas (1 y 2), se puede considerar un umbral de corte ( $y$ ) según la Ecuación 2.1, donde  $x$  indica la posición espacial e  $Y(x)$  representa la función aleatoria Gaussiana.

$$I(x; y) = \begin{cases} 1 & \text{si } Y(x) < y \\ 2 & \text{si } Y(x) \geq y \end{cases}$$

*Ecuación 2.1 Función umbral de corte.*

En este caso el umbral  $y$  divide el espacio de los valores en las proporciones que estos ocupan en el espacio, por ejemplo, al ser  $y = 0$  e  $Y(x)$  una variable Gaussiana (función  $N(0,1)$ ) la proporción de ambas unidades litológicas es la misma. De este modo  $G(y)$  corresponde a la unidad 1 y el complemento de  $G(y)$  corresponde a la unidad 2.

Esta técnica es utilizada generalmente para dos unidades geológicas distintas ya que, para más de dos unidades se producen un efecto de jerarquización de las unidades geológicas. Es decir, no se puede controlar los contactos entre unidades geológicas, y en muchos casos no se permite tener contactos entre todas las categorías. (Armstrong et al. 2011).

Existe una relación entre el variograma ( $\gamma$ ) de la función aleatoria Gaussiana y el variograma  $\gamma_{I,y}$  de la variable indicador dada por la Ecuación 2.2.

$$\gamma_{I,y}(h) = G(y)[1 - G(y)] - \left(\frac{1}{2\pi}\right) \int_0^{\arcsen[1-(\gamma)]} \exp\left(\frac{y^2}{1 + \sen\theta}\right) d\theta$$

*Ecuación 2.2 Relación entre el variograma de la función aleatoria Gaussiana y el variograma de la variable indicador.*

De lo anterior es posible calcular el variograma de la variable Gaussiana.

Las etapas de simulación son las siguientes (Lantuéjoul 2002; Armstrong et al. 2011):

- Simular  $Y(x)$  en los sitios con datos. Esta etapa se resuelve mediante un algoritmo iterativo conocido como muestreador de Gibbs.
- Simular  $Y(x)$  en los sitios donde se busca simular la variable indicador, condicionalmente a los datos obtenidos de la etapa anterior (con cualquier algoritmo de simulación Gaussiana: bandas rotantes, secuencial, espectral, etc.).
- Truncar la variable  $Y(x)$  simulada, para obtener una simulación de  $I(x; y)$ .

### 2.3.2 Simulación plurigaussiana

Es un método de simulación que consiste en la truncación de dos o más funciones aleatorias Gaussianas, las cuales pueden o no estar correlacionadas entre sí (Armstrong et al. 2011). Es una extensión del método de Gaussiana truncada que permite simular unidades geológicas con diferentes anisotropías o para incluir mayor flexibilidad en la transición de unidades geológicas. Por ejemplo, se puede considerar dos funciones aleatorias  $Y_1$  e  $Y_2$  y dos umbrales  $y_1$  e  $y_2$  para definir tres unidades geológicas según la Ecuación 2.3.

$$I(x; y_1, y_2) = \begin{cases} 1 & \text{si } Y_1(x) < y_1 \\ 2 & \text{si } Y_1(x) \geq y_1 \text{ e } Y_2(x) < y_2 \\ 3 & \text{si } Y_1(x) \geq y_1 \text{ e } Y_2(x) \geq y_2 \end{cases}$$

Ecuación 2.3 Función Umbral Simulación Plurigaussiana.

### 2.3.3 Simulación secuencial de indicadores

Este algoritmo usa Kriging de indicadores múltiples para determinar las distribuciones de probabilidad condicional de las diferentes unidades a modelar. El procedimiento es el siguiente:

- Seleccionar datos condicionales.
- Codificar las unidades geológicas en variables indicadoras (“0” ó “1”)
- Calcular y modelar el variograma de cada indicador
- Realizar simulación secuencial (Deutsch and Journel, 1998)
- Validar las simulaciones

En este caso, la simulación secuencial visita los sitios a simular en un orden aleatorio. En cada sitio, se aplica Kriging de indicadores múltiples usando los datos originales y los valores cercanos ya simulados, de modo de determinar las probabilidades condicionales de ocurrencia de cada unidad geológica. Se selecciona un número aleatorio uniforme entre 0 y 1 y se simula la unidad geológica en el sitio de interés a partir de la función de distribución acumulada estimada por Kriging de indicadores.

En el Kriging, se puede utilizar una vecindad móvil para tomar sólo los datos vecinos que tienen más influencia. Se puede utilizar también las medias locales de cada indicador, que representan una probabilidad a priori de ocurrencia de las distintas unidades geológicas. La suma de estas probabilidades debe ser igual a 1 y sólo se tendrá probabilidad de ocurrencia mayor que 0 en las unidades que estén presentes en esta vecindad.

### 2.3.4 Simulación por distancia al objeto ODSIM

Este enfoque busca combinar la representación en objetos de rocas preexistentes y una transformación de distancia euclidiana perturbada estocásticamente. Se propone un procedimiento híbrido que considera la transformación de una distancia en un objeto esqueleto que representa

estructuras a gran escala. Y un campo aleatorio basado en píxeles y umbrales que moldean estas estructuras a menor escala

Este método utiliza imágenes de entrenamiento para generar el objeto esqueleto inicial (Figura 2.4).

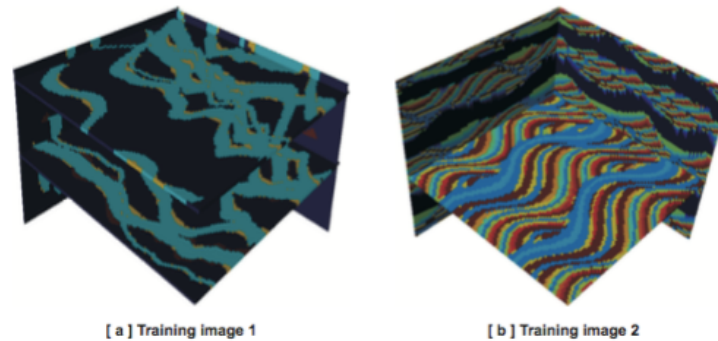


Figura 2.4. Imagen de entrenamiento.

## 2.4 Librería de modelamiento geostadístico (Xlib)

Se dispone de una librería Xlib, con herramientas geostatísticas para el manejo de datos regionalizados, estudio exploratorio, análisis variográfico, predicción espacial y simulación condicional.

A continuación se describirán las rutinas utilizadas para realizar simulaciones condicionales de tipo de roca y leyes del yacimiento.

### A. ANAM

Esta rutina permite modelar las colas de una distribución mediante una función de transformación Gaussiana (anamorfosis) cuyas asíntotas son funciones exponenciales. Esta rutina genera como salida la función de transformación Gaussiana modelada.

### B. CREATE GRID

Esta rutina genera un archivo con las coordenadas de los nodos de una grilla regular 3D y requiere el origen de la grilla, espaciamiento de los bloques y la extensión del modelo en cada uno de los ejes.

### C. DECLUS

Esta rutina calcula ponderadores para desagrupar a datos ubicados irregularmente en el espacio. El ponderador asignado a un dato es inversamente proporcional a la cantidad de datos ubicados en una celda rectangular centrada en el dato objetivo.

### D. GAMV

Esta rutina permite calcular covarianzas o variogramas experimentales, directos y cruzados, de las variables que se indiquen como entrada.

#### E. NSCORE

Esta rutina transforma datos originales en datos con distribución Gaussiana, pudiendo realizar la transformación por dominios definidos según tipos de rocas.

#### F. PLURIFIT

Esta rutina tiene como objetivo el ajuste de variogramas de funciones aleatorias Gaussianas para modelamiento plurigaussiano.

#### G. PLURIGAMV

Esta rutina permite calcular variogramas experimentales correspondientes a funciones aleatorias Gaussianas, supeditados a una regla de truncación plurigaussiana, datos categóricos (tipos de rocas) y parámetros de cálculo (dip, azimut, paso).

#### H. PLURISIM

Esta rutina realiza simulación plurigaussiana de tipos de rocas, condicional a datos disponibles y determinados parámetros, como las proporciones locales o globales, regla de truncación y el ajuste de variogramas Gaussianos. Internamente, utiliza un algoritmo iterativo (*muestreador de Gibbs*) para convertir los datos categóricos en datos Gaussianos; la simulación Gaussiana a su vez es realizada mediante el método espectral-bandas rotantes. Se permite un cambio de soporte, en donde el valor simulado de un bloque se define como el valor de la categoría más frecuente dentro de este bloque.

#### I. TBCOSIM\_RT

Esta rutina simula una o varias variables por un método espectral-bandas rotantes y permite considerar diferentes dominios o unidades según tipos de roca.

#### J. VARGFIT

Permite el ajuste de un modelo lineal de coregionalización a partir de un conjunto de variogramas o covarianzas experimentales. Su funcionamiento está basado en un ajuste automático que calcula las mesetas con el objetivo de minimizar la suma de los errores cuadráticos entre los variogramas o covarianzas experimentales y el modelo de ajuste.

### 2.5 Métricas de Continuidad y Conectividad

En ésta sección se describirán algunas herramientas disponibles para medir la continuidad y conectividad de la variable aleatoria. Para el caso de la continuidad espacial se dispone del variograma y para la conectividad se tienen distintas métricas: rugosidad aleatoria, índice de tortuosidad y covariograma geométrico.

En el caso de estudio evaluado se utilizarán los variogramas para la simulación de las variables categóricas y continuas, y se utilizará el covariograma geométrico para analizar conectividad espacial ya que modela de mejor manera el comportamiento a lo largo de cada dirección del yacimiento.

### 2.5.1 Variograma

Para una función aleatoria estacionaria, el variograma directo se define como:

$$\gamma_A(h) = \text{prob}\{x \in A, x + h \notin A\} = \text{prob}\{x \notin A, x + h \in A\}$$

*Ecuación 2.4 Variograma directo de una función aleatoria estacionaria*

El variograma experimental es calculado a partir de algunos datos de la variable regionalizada para ser ajustado por un modelo teórico que puede ser construido a partir de estructuras anidadas (Guibal, 2001; Gringarten and Deutsch, 2001).

También es posible definir el variograma cruzado de dos funciones aleatorias conjuntamente estacionarias  $Z_i$  y  $Z_j$  según la Ecuación 2.5.

$$\gamma_{ij}(h) = -\text{prob}\{x \in A_i, x + h \in A_j\} \leq 0$$

*Ecuación 2.5 Variograma cruzado de dos funciones aleatorias estacionarias.*

Por otro lado, es posible definir el variograma indicador, es decir el variograma de una variable categórica.

La función indicador por definición forma una distribución de Bernoulli donde a partir de sus propiedades estadísticas media y varianza es posible el cálculo de variogramas experimentales que dan origen al variograma indicador. El variograma indicador en minería modela el comportamiento de las unidades geológicas en el espacio.

### 2.5.2 Rugosidad Aleatoria (RR)

La rugosidad aleatoria se calcula mediante Ecuación 2.6

$$RR = \frac{\sqrt{\sum_{i=1}^N (Z_i - \bar{Z})^2}}{N - 1}$$

*Ecuación 2.6 Rugosidad aleatoria*

Donde:

$Z_i$ =Altura en cada punto

$\bar{Z}$ =Media de las alturas

$N$ =Número de puntos

### 2.5.3 Índice de Tortuosidad

El índice de tortuosidad está definido como:

$$T = \frac{L}{L_0}$$

Ecuación 2.7 Índice de tortuosidad.

Dónde:

$L$ = Longitud del perfil

$L_0$ = Longitud de la proyección horizontal del perfil

### 2.5.4 Covariograma geométrico

El covariograma geométrico es una métrica de conectividad que mide la presencia o ausencia de una característica como por ejemplo una formación geológica de extensión limitada. De esta manera si un punto  $x$  del espacio posee la característica a evaluar entonces  $k(x)$  es 1 como indica la Ecuación 2.8.

$$k(x) = \begin{cases} 1 & \text{si } x \in S \\ 0 & \text{si } x \notin S \end{cases}$$

Ecuación 2.8 Función Indicatriz del tipo de roca evaluado

Donde  $S$  es el conjunto de todos los puntos que poseen la característica a evaluar. Finalmente, el Ecuación 2.9 se define como la intersección del conjunto  $k(x)$  y  $k(x+h)$ .

$$k(x) = \begin{cases} 1 & \text{si } x \in S \\ 0 & \text{si } x \notin S \end{cases}$$

$$S = \int f(x)dx$$

$$K(h) = \int k(x)k(x+h)dx = \text{medida}(S \cap S_h)$$

Ecuación 2.9 Covariograma Geométrico.

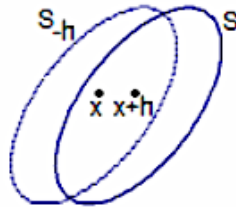


Figura 2.5 Covariograma Geométrico.



El covariograma geométrico posee alcance, que es la distancia a partir de la cual  $K(h)$  se anula en esa dirección. Es decir, es la dimensión más grande de la característica a evaluar en esa dirección.

## 2.6 Planificación Minera

Es la disciplina que determina qué porción del yacimiento será extraído, además de cómo y cuándo será procesado. Aplicado a la minería a cielo abierto la planificación debe considerar los principales puntos que gobiernan el negocio minero (Lerchs & Grossmann, 1965):

1. Estimación de las reservas
2. Estimación del pit óptimo
3. Secuencia de producción
4. Determinación de equipos
5. Mercados a seleccionar
6. Tamaño óptimo de procesamiento

El ciclo clásico de la planificación minera se muestra en la Figura 2.6. Data corresponde al modelo de recursos y parámetros técnicos y económicos que en algunos casos son fijos generando planes deterministas, o en caso de generar escenarios e incorporar la variabilidad de los parámetros generan planes robustos que se ajustan mejor a la realidad.

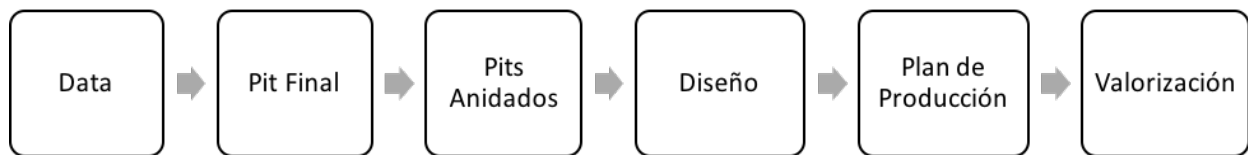


Figura 2.6 Ciclo de Planificación Minera Cielo Abierto (Whittle, 1999)

El pit final o envolvente económica determinada responde a los objetivos estratégicos de la organización, pudiendo ser estos maximizar el valor presente neto (VAN), las reservas, o la vida de la mina (Horsley, 2002).

De forma teórica el pit final se puede determinar por algoritmos que maximizan el valor de la envolvente junto con su tamaño para ciertos parámetros económicos. El algoritmo más utilizado es el desarrollado por Lerchs & Grossmann respondiendo a la restricción de precedencias que debe cumplir esta envolvente (Lerchs & Grossmann, 1965).

Determinado el pit final, por medio de un factor multiplicador de los ingresos (Revenue factor, RF) es posible determinar los pits anidados, que corresponden a los “pits final” resultantes de la variación de este factor (Lerchs & Grossmann, 1965). Para valores bajos de RF se generan

envolventes más valiosas que conviene extraer en periodos iniciales para no castigar demasiado estos flujos mediante la tasa de descuento.

Luego, el diseño se hace cargo de la parte de escoger las fases operativas de extracción, determinar capacidades de procesamiento, y acorde a estas nuevas restricciones se realiza el plan de producción. Cabe destacar que éste proceso es iterativo, y el secuenciamiento es realizado en distintos niveles de planificación u horizontes temporales.

A fin de generar un plan de producción, el yacimiento se discretiza en unidades regulares llamadas bloques y el horizonte de planificación se discretiza en periodos. Es típico que la toma de decisiones se parcialice en distintos horizontes de tiempo, como planificación de largo, mediano y corto plazo (Osanloo et al. 2008).

La principal diferencia entre un horizonte de planificación y otro es la ventana de tiempo del estudio y el nivel de incertidumbre involucrado (Yarmuch & Ortiz, 2011):

1. Planificación estratégica

Incorpora la visión estratégica de la empresa, y su principal objetivo es crear valor según sus objetivos estratégicos.

2. Planificación largo plazo

Su horizonte temporal es la vida de la mina, dónde la alternativa o estrategia de producción se desarrolla en el negocio minero.

3. Planificación Mediano plazo

En estos casos se trabaja con información de carácter mensual, tratando de ajustarse a lo propuesto en planificación largo plazo

4. Planificación corto plazo

En este caso se trabaja con información diaria dónde parámetros antes simplificados se vuelven más relevantes y deben ser incorporados como fuentes de incertidumbre en el plan. Junto a esto existe mayor dificultad en la toma de decisiones.

### *2.6.1 Valorización y restricciones de precedencia*

Para realizar delimitación de envolventes económicas y agendamiento del yacimiento es necesario considerar un modelo de valorización económica y las restricciones de precedencia y talud desarrolladas en esta sección. Para efectos del presente trabajo se desarrollará el modelo económico basado en ley de corte marginal.

### 2.6.1.1 Modelo económico basado en ley de corte marginal LCM

La expresión utilizada para generar la valorización  $v_i$  para cada bloque  $i$  es:

$$v_i = \text{máx} \begin{cases} [(P - C_v) * Rec * f * l_y - C_m - C_p] * ton_i \\ -C_m * ton_i \end{cases}$$

*Ecuación 2.10 Valorización con ley de corte marginal.*

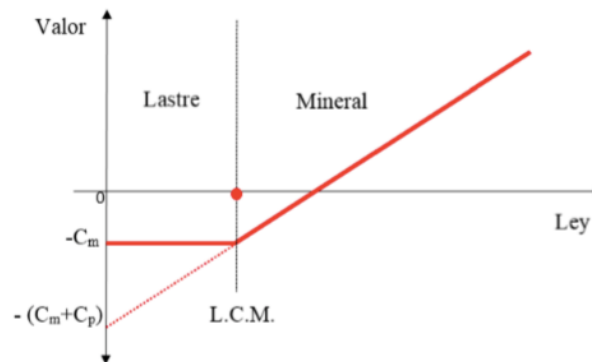
En este caso al ley de corte marginal se obtiene en el equilibrio entre el beneficio neto y el costo de extracción obteniendo la Ecuación 2.11.

$$LCM = \frac{C_p}{(P - C_v) * Rec * f}$$

*Ecuación 2.11 Ley de Corte Marginal.*

De lo anterior se desprende que los bloques cuya ley sea inferior a la ley de corte marginal no serán procesados.

Por otro lado, si la ley de los bloques es mayor a la ley de corte marginal pero su beneficio neto es menor a cero son procesados con el fin de reducir el impacto negativo del costo de extracción. La



*Figura 2.7 Valor v/s ley (LCM).*

### 2.6.1.2 Ángulo de talud y precedencias de extracción

En minería a cielo abierto la extracción se realiza desde la superficie y se profundiza manteniendo ángulos de talud en las paredes del rajo, los que varían según las características de la para permitir las estabilidad de las paredes. Estos ángulos de talud constituyen un parámetro muy importante que tiene un impacto económico en el negocio (Hustrulid et al. 2013). Para modelar las precedencias

y cumplir con las restricciones de talud acceder a un bloque hace necesario la extracción previa de otros bloques sobre éste. En la Figura 2.8 se muestran dos formas de modelar precedencias, en (a) las precedencias son los 5 bloques sobre el bloque 6 en forma de cruz, en (b) las precedencias son 9 bloques sobre el bloque 10 (Newman et al. (2010)).

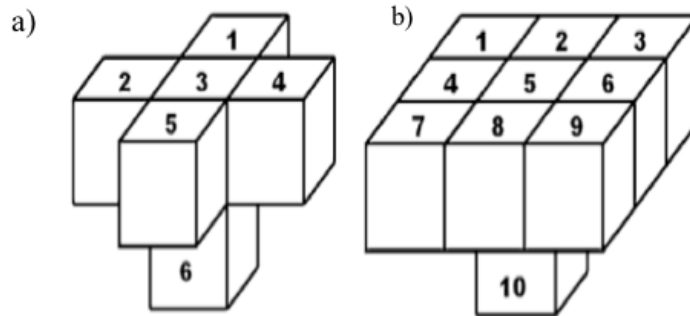


Figura 2.8 Precedencias en un modelo de bloques.

### 2.6.2 Problema de pit final

Es posible definir el problema de pit final como la determinación del subconjunto de bloques del yacimiento que maximiza el valor económico no descontado, respetando las restricciones de precedencias para asegurar la estabilidad del rajo (Hartman 1992). Este problema delimita la región que seá explotada sin considerar restricciones de capacidad ni temporalidad a la hora de valorizar los bloques.

El problema a resolver utiliza programación lineal entera resolviendo:

$$\max \sum_{i \in B} x_i * v_i \quad (1)$$

$$x_i \leq x_j \quad \forall i \in B, \forall j \in PREC(i) \quad (2)$$

$$x_i \in \{0,1\} \quad (3)$$

Ecuación 2.12 Problema del Pit final.

Dónde  $i, j$  son los índices de los bloques y de sus precedencias respectivamente,  $v_i$  corresponde a la valorización del bloque  $i$ , y  $x_i$  es una variable binaria que toma el valor 1 al incluir al bloque  $i$  en la solución del pit final y 0 si no.

(1) corresponde a la función objetivo de problema que maximiza el valor no descontado de los bloques extraído y (2) incorpora la restricción de precedencias al problema de optimización.

El pit final una de las decisiones con mayor impacto en el valor del negocio (Hartman 1992), dada las consecuencias que conlleva su selección. De lo anterior surge la necesidad de incluir incertidumbre en la selección de esta envolvente económica.

### 2.6.3 Problema de agendamiento

El problema de agendamiento se realiza posterior a la selección de la envolvente económica y fases de extracción. Este problema genera un plan de producción, es decir cantidad y calidad del mineral en el tiempo respetando las restricciones impuestas por el diseño.

La metodología tradicional requiere procesos iterativos, donde el planificador ajusta la producción en función de los requerimientos de la planta equipos disponibles entre otros.

Las principales restricciones que deben ser consideradas se muestrana continuación:

1. Precedencias
2. Consumo de recursos: límite máximo de material que puede ser minado en un eperiodo de tiempo ya sea por la capacidad de los equipos (palas y camiones) o estrategia productiva.
3. Consumos de recursos para procesamiento: limite o rango de alimentación al procesamiento.
4. Calidad del material a proceso: es usual que el mineral que entra en proceso deba reunir ciertos requisitos para que la planta opere de manera eficiente (Hartman 1992): leyes del elemento de interés, contaminantes, arcillas y humedad son algunos ejemplos de aspectos que deben controlarse, permitié ndoles ciertos rangos (valores máximos y/o mínimos) de aceptabilidad.
5. Diseño: Geometría de extracción, anchos operacionales, rutas etc.

### 2.7 Incertidumbre en Minería

El retorno actual sobre una inversión en general difiere sustancialmente al de las etapas de estudio, debido a la probabilidad de error en la estimación de costos de capital, reservas de mineral, costos de operación, beneficios y productividad (O'Hara, 1982).

En la Figura 2.9 se muestra la clasificación de las fuentes de incertidumbre.

De lo anterior surge la necesidad de conocer las fuentes de incertidumbre que son descritas a continuación (Kazakidis & Scoble, 2003).

### 2.7.1 Internas (endógenas)

Corresponden a aquellas dictadas por los activos y la organización propios de la empresa, resaltando entre estas la incertidumbre geológica y operacional.

Como se mencionaba en la Sección 2.1.3 el modelo de bloques creado por Kriging difiere de la realidad por el efecto de suavizamiento que éste incorpora, con esto es importante incluir esta incertidumbre que se atribuye a leyes, litologías, frecuencia de discontinuidades entre otras.

### 2.7.2 Externas (exógenas)

Corresponden a aquellas ajenas a la empresa, destacándose la incertidumbre de mercado por su impacto en el valor del negocio.

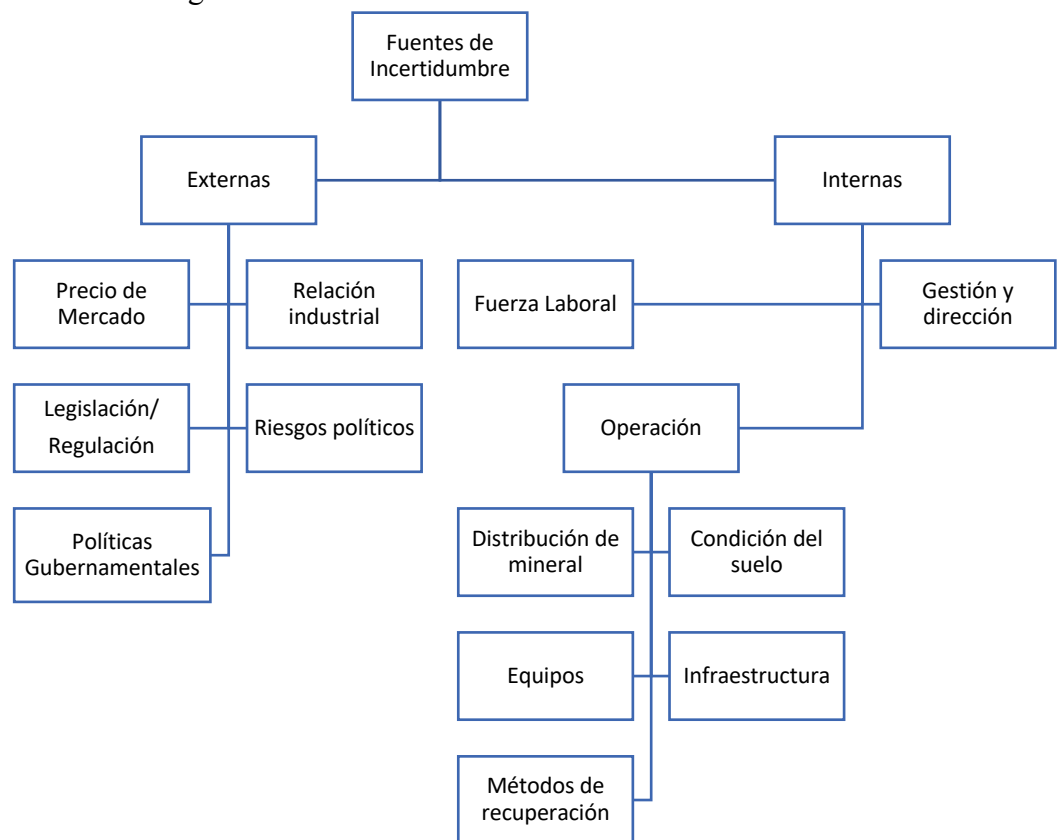


Figura 2.9 Fuentes de Incertidumbre en Minería (Kazakidis & Scoble, 2003)

### 2.7.3 Riesgos de un proyecto

Las fuentes de riesgo de un proyecto minero se clasifican en (Dimitrakopoulos, 2011): técnicas (geológicas y mineras), financieras y medio ambientales.

La mayor fuente de riesgo técnico es la incertidumbre de leyes, tonelaje, geología y geomecánica.

## 2.8 Optimización

Acorde a la realización de secuencias óptimas de extracción es necesario revisar un poco de programación lineal.

### 2.8.1 Programación lineal

La programación lineal es una herramienta matemática donde se optimiza una función lineal sujeta a otras funciones lineales que debe satisfacer dentro de su optimización.

El término programación lineal define un problema que cumple con las siguientes condiciones (Arreola & Arreola, 2003).

El criterio para seleccionar el mejor valor de las variables desconocidas involucradas en el problema, llamadas variables de decisión, puede describirse como función lineal de estas que recibe el nombre de función objetivo.

Las reglas de operación que gobiernan el proceso (recursos limitados, rutas, etcétera) pueden expresarse mediante un conjunto de ecuaciones o desigualdades lineales llamadas restricciones del problema.

## 2.9 PIT( $V_0$ )

Para realizar el análisis comparativo frente a la obtención de un pit a partir del promedio de las realizaciones se define el problema PIT( $V_0$ ) de la Figura 2.10.

$$\max \sum_{\varepsilon \in K} \lambda_{\varepsilon} \quad (1)$$

$$x_i \leq x_j \quad \forall i, \forall j \in B_i \quad (2)$$

$$\sum_{i \in B} \frac{x_i * v_{i,\varepsilon}}{V_0} \geq \lambda_{\varepsilon} \quad \forall \varepsilon \in K \quad (3)$$

$$\begin{aligned} x_i &\in \{0,1\} \\ \lambda_{\varepsilon} &\in \{0,1\} \end{aligned} \quad (4)$$

Figura 2.10 Problema de optimización Pit  $V_0$ .

Dónde:

$x_i$  : Variable de decisión que es 1 cuando el bloque  $i$  pertenece al pit final.

$\lambda_{\varepsilon}$ : Variable de decisión que es 1 cuando la valorización de los bloques que pertenecen al pit final de la realización  $\varepsilon$  supera un valor umbral  $V_0$ .

- $v_{i,\varepsilon}$  : Valor del bloque  $i$  en la realización  $\varepsilon$ .
- $V_0$  : Valor umbral en que es evaluado el problema de optimización.
- $B_i$  : Conjunto de bloques precedentes al bloque  $i$ .

La Figura 2.10 (1) plantea el problema de optimización donde la función objetivo maximiza la suma de los escenarios que superan un valor umbral  $V_0$ . Las restricciones de precedencia son representadas por (2), y la restricción de superar el umbral de valor corresponde a (3).



### 3 METODOLOGÍA

En este capítulo se desarrolla la metodología propuesta para cumplir los objetivos de este trabajo. Para llevar a cabo esta metodología se utilizan datos de sondajes, así como también un modelo de bloques interpretado que permite seguir la secuencia de la Figura 3.1.

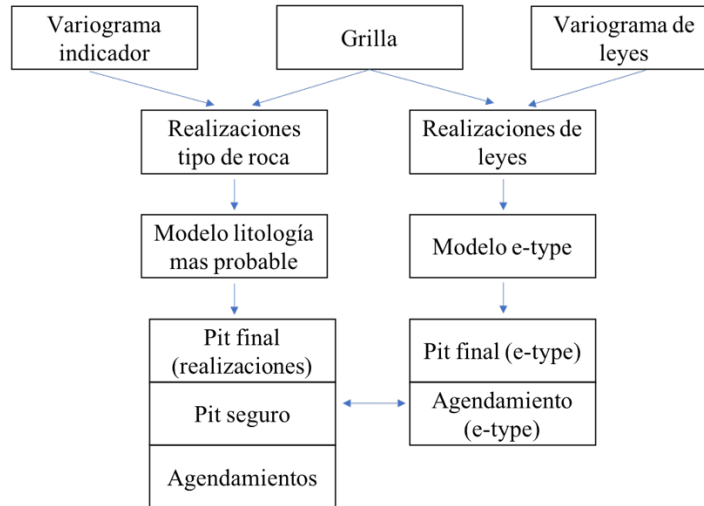


Figura 3.1 Metodología propuesta.

La Figura 3.1 muestra la metodología propuesta donde se organizan en una misma fila las actividades que es posible realizar en paralelo.

La metodología del trabajo realizado puede agruparse en 4 etapas que serán descritas a continuación.

#### 3.1 Etapa I

Cálculo de estadísticas básicas y métricas de conectividad de una realización del yacimiento.

1. A partir de una estimación realizada con los sondajes entregados se calculan las estadísticas básicas. Se obtienen dos secciones del modelo, en los planos XY e YZ para calcular:
  - a. Covariograma geométrico en ambas direcciones para cada plano.
  - b. Identificación de estructuras para roca tipo veta.
    - i. Para cada estructura identificada se calcula su tonelaje y superficie de contacto.
    - ii. Se realiza un caso sintético donde el factor de forma de las estructuras es semejante a esferas y se realizan los mismos cálculos del punto I.
    - iii. Se compara la razón superficie tonelaje del caso sintético y el real.

### 3.2 Etapa II

Se realizan las simulaciones condicionales para incorporar incertidumbre geológica al modelo y se construyen los modelos de bloques a utilizar. Para esto es necesario realizar las siguientes actividades:

1. Realizar simulación de litología
  - a. Desagrupar datos ubicados irregularmente en el espacio.
  - b. Realizar variogramas experimentales correspondientes a funciones aleatorias Gaussianas, supeditados a una regla de truncación plurigaussiana de los datos categóricos tipo de roca. Los parámetros de entrada requeridos por la rutina son:
    - i. Archivo .dat de los sondeos, indicando las columnas que contiene las coordenadas y la variable categórica del modelo.
    - ii. Número de dominios o litologías a simular.
    - iii. Direcciones del variograma indicador, incluyendo azimut, manteo, tolerancia al azimut, tolerancia al manteo, largo del paso, tolerancia al paso y número de pasos.
  - c. Ajustar los variogramas de la función aleatoria Gaussiana anterior. Los parámetros de entrada requeridos por la rutina son
    - i. Número de estructuras utilizadas donde se dispone de modelos esférico, exponencial, cúbico y gaussiano.
    - ii. Alcances del variograma donde las mesetas son ajustadas por la rutina.
  - d. Definir el tamaño de bloques y la grilla a utilizar.
    - i. El área a simular se escoge visualmente según la distribución espacial de los sondeos.
  - e. Realizar simulación plurigaussiana de tipos de roca, condicional a datos disponibles considerando:
    - i. Proporciones globales.
    - ii. Regla de truncación.
    - iii. Ajuste de variogramas Gaussianos.
    - iv. Elipsoide de búsqueda en base al alcance de los variogramas modelados.
    - v. Grilla por utilizar y tamaños de bloque.
2. Realizar simulación de leyes
  - a. Transformar datos originales en datos gaussianos, realizando esta transformación por dominios definidos según tipo de roca.
  - b. Modelar las colas de la distribución gaussiana mediante una transformación Gaussiana (anamorfosis) cuyas asíntotas son funciones exponenciales. Para esto se requieren el rango de las variables a simular por tipo de roca.
  - c. Calcular variogramas experimentales, directos y cruzados de las leyes de cobre, oro y plata del yacimiento. Esta rutina toma como parámetros de entrada:
    - i. Datos gaussianos de las variables originales por tipo de roca.
    - ii. Direcciones del variograma, incluyendo azimut, manteo, tolerancia al azimut, tolerancia al manteo, largo del paso, tolerancia al paso y número de pasos.
  - d. Ajustar variogramas experimentales de las variables gaussianas.

- i. Número de estructuras utilizadas donde se dispone de modelos esférico, exponencial, cúbico y gaussiano.
  - ii. Alcances del variograma donde las mesetas son ajustadas por la rutina.
- e. Simular leyes de cobre, oro y plata.
  - i. Ajuste de variogramas Gaussianos.
  - ii. Definir elipsoide de búsqueda en base al alcance de los variogramas modelados.
  - iii. Archivo con las simulaciones condicionales de tipo de roca.

El archivo de salida de la simulación de variables continuas no incluye la grilla por lo que debe ser agregada. Además, se debe quitar la topografía de la grilla ya que al calcular envolventes y planes de producción en minería cielo abierto se considerarían bloques de aire en los planes de producción.

### 3.3 Etapa III

En esta etapa se determinan envolventes y planes de producción a partir de lo obtenido en las etapas anteriormente mencionadas.

1. Construir modelos de bloques a partir de los parámetros de salida obtenidos de la simulación, en este caso el modelo de bloques de la litología más probable y el promedio de las realizaciones.
2. Definir parámetros técnico-económicos a utilizar y realizar el análisis de pit final para las distintas realizaciones.
3. Cálculo de pit final para el modelo promedio de las realizaciones.
4. Cálculo de la confiabilidad del pit final evaluado en base a valores umbrales.
5. Cálculo de pit final en base a todas las realizaciones maximizando el número de escenarios que supera un valor umbral fijo.
6. Describir las restricciones que debe considerar el problema de agendamiento.
7. Definir zona para realizar los agendamientos mediante el cálculo realizado en 5, pero para un RF menor y límite de bloques tal que la zona tenga bloques suficientes para agendar un año.
8. Realizar agendamientos para los escenarios de leyes obtenidos.

### 3.4 Etapa IV

En esta etapa se realizan los siguientes análisis de resultados.

1. Comparar el comportamiento del covariograma geométrico en distintas direcciones.
2. Analizar el comportamiento de los contactos entre roca caja y veta, y la razón superficie tonelaje de las estructuras codificadas
3. Analizar el comportamiento del modelo de litología mas probable.
4. Comparar el pit final resultante del promedio de las realizaciones y el construido con cada una de ellas.
5. Analizar el comportamiento del plan de producción largo y mediano plazo del modelo de leyes esperado en función de leyes y tonelajes requeridos.

6. Comparar la respuesta de los agendamientos mediano plazo obtenidos a partir de cada una de las realizaciones y con el promedio de éstas.

## 4 CASO DE ESTUDIO

El caso de estudio corresponde a la incorporación de incertidumbre geológica de tipos de roca y leyes a un yacimiento oro-plata con subproducto de cobre además de evaluar el comportamiento de secuencia de extracción y la delimitación de su envolvente económica. El yacimiento presenta dos tipos de roca, veta y roca caja.

La incertidumbre geológica será incorporada mediante simulaciones condicionales, dónde la información utilizada corresponde a los sondeos del yacimiento (Ver Anexos, Sección 9.1), cuyas estadísticas se presentan en la Tabla 4.1.

*Tabla 4.1 Estadísticas básicas de los sondeos*

Tipo de roca	Cu		Au		Ag	
	1.00	2.00	1.00	2.00	1.00	2.00
Mínimo	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Máximo	75.21	48.00	550.47	245.00	13628.80	8528.19
Media	0.29	0.05	2.81	0.42	50.84	10.28
Mediana	0.03	0.01	0.95	0.11	15.76	3.40

Con respecto al cálculo de envolvente y agendamientos se utilizarán los parámetros económicos mostrados en la Tabla 4.2.

*Tabla 4.2 Parámetros técnico económicos*

Parámetros		
Precio Cobre	[USD/lb]	3
Precio Oro	[USD/ozt]	1260
Precio Plata	[USD/ozt]	16.5
Costo de venta	[USD/lb]	0.4
Costo mina	[USD/ton]	5
Costo Planta	[USD/ton]	16
Recuperación Cobre	%	70
Recuperación Oro	%	80
Recuperación Plata	%	85
Ángulo de talud	°	45
Niveles de precedencias		8

## 5 ANÁLISIS Y RESULTADOS

### 5.1 Cálculos a partir de una planta y sección del yacimiento

Se realizaron dos cortes del modelo de bloques entregado para la identificación, cálculo de superficie y tonelaje de las estructuras además del Covariograma geométrico. El modelo de bloques utilizado corresponde a una realización de un yacimiento oro plata con dos tipos de litología donde la dimensión de sus bloques es de 7.5x5x2.5 [m].

#### 5.1.1 Identificación de estructuras y caracterización de los contactos entre bloques

Para entender la complejidad del yacimiento y su nivel estructural se codifican las estructuras presentes en los cortes seleccionados

Para identificar las estructuras se tomaron las siguientes consideraciones:

1. Un bloque es codificado como estructura si es Tipo 1, para efectos de este trabajo veta.
2. Un bloque pertenece a una estructura  $i$  si uno de sus lados o vértices está en contacto con dicha estructura. La Figura 5.1 muestra de color gris la roca caja y tres estructuras codificadas.



Figura 5.1 Codificación estructuras (Corte transversal).

De esta forma es posible codificar las estructuras presentes y calcular la superficie y tonelaje de cada una de ellas.

Se construye un caso sintético dónde se genera la misma cantidad de estructuras pero semejante a circunferencias con el objetivo se comparar la distribución de su razón superficie tonelaje ente el caso original y el sintético.

De la Figura 5.2 se desprende que la forma de las estructuras para el corte XY del caso original trae consigo una distribución de superficies inclinada hacia lo valores mayores en contraste con el caso sintético. Por otra parte, al analizar la razón superficie tonelaje mostrada en la Figura 5.3 se observa la misma tendencia.

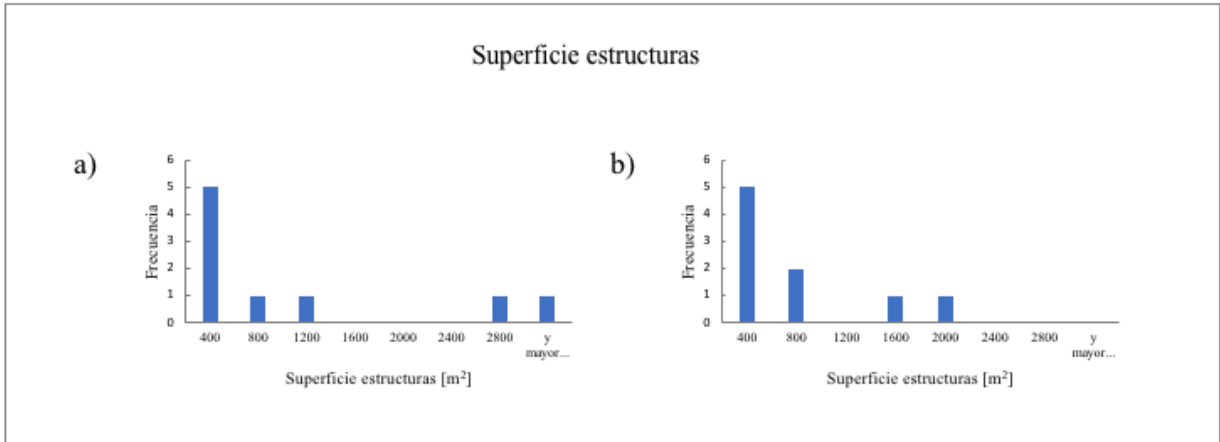


Figura 5.2 Superficie estructuras. a) corte XY, b) caso sintético corte XY.

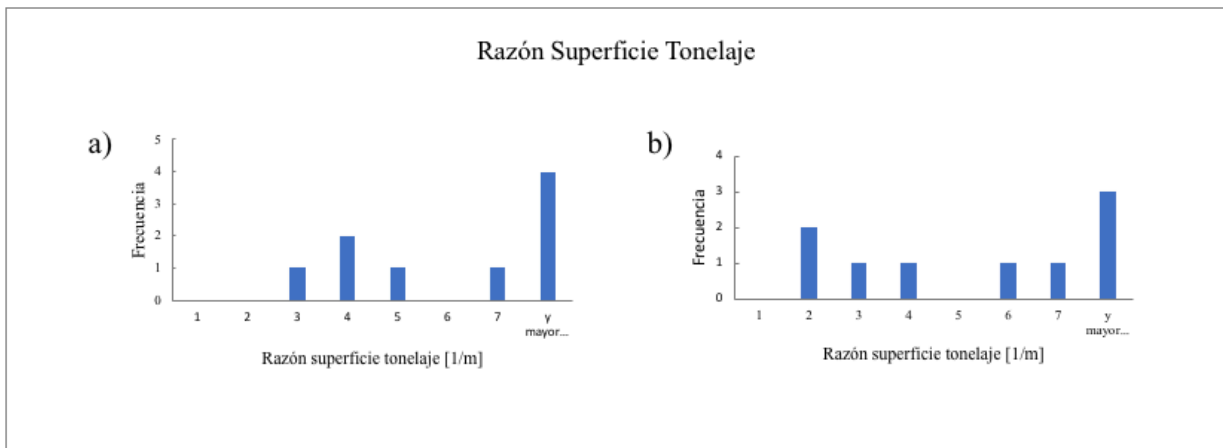


Figura 5.3 Razón superficie tonelaje estructuras. a) corte plano XY, b) caso sintético corte XY.

Para el corte YZ se observa el mismo comportamiento de acuerdo a las Figuras 4.3 y 4.4 donde se aprecia que la razón superficie tonelaje se ve mayormente afectada.

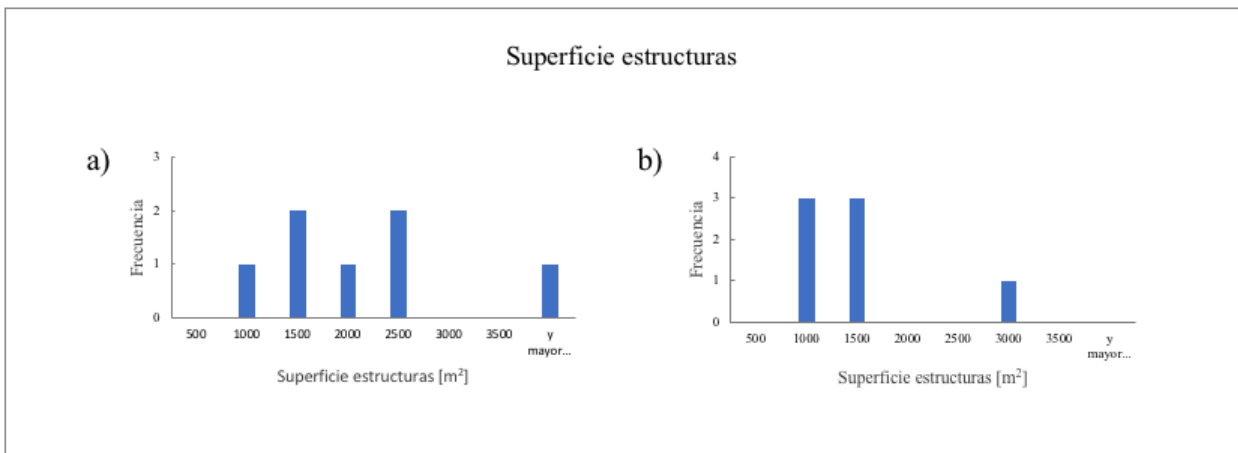


Figura 5.4 Superficie estructuras. a) corte YZ, b) caso sintético corte YZ.

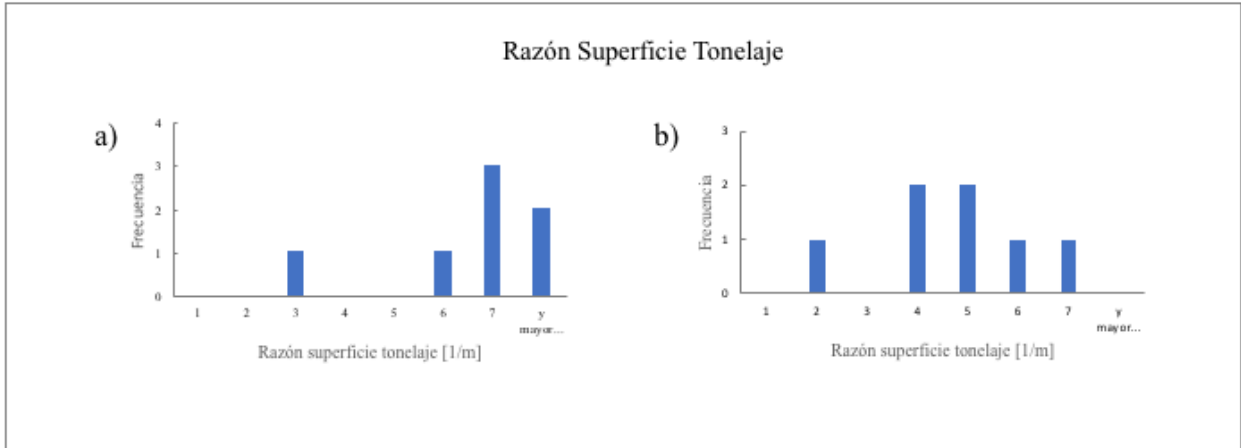


Figura 5.5 Razón superficie tonelaje estructuras. a) corte plano YZ, b) caso sintético corte YZ.

Para la caracterización de contactos se tomaron en cuenta los siguientes criterios:

1. Se codifica como V-V si el bloque es veta y está rodeado solo de bloques tipo veta.
2. Se codifica como V-N si el bloque es veta y está rodeado de al menos un bloque roca caja.
3. Se codifica como N-V si el bloque es roca caja y está rodeado de al menos un bloque veta.
4. Se codifica un bloque N-N si el bloque roca caja está rodeado solamente de bloques roca caja.

Del análisis anterior surge el interés de evaluar los contactos entre litologías para identificar los sectores que podrían diluirse a la hora de ser minados.

Las Figuras 5.6 y 5.7 muestran la proporción de los contactos entre bloques para el corte XY, y las Figuras 5.8 y 4.8 muestran el contacto entre bloques del corte YZ.

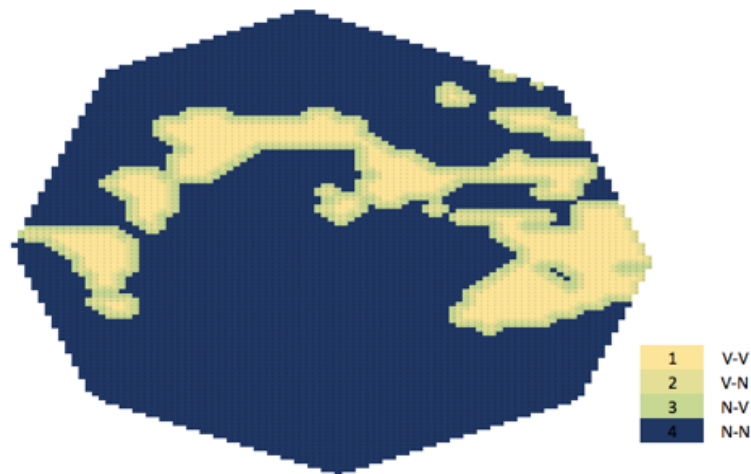


Figura 5.6 Caracterización de contactos en corte plano xy.



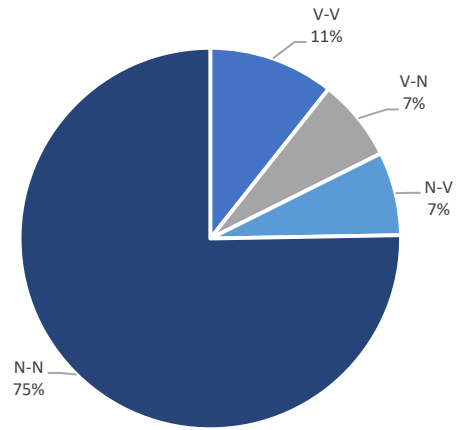


Figura 5.7 Proporción de los tipos de contactos plano xy.



Figura 5.8 Caracterización de contactos plano yz.

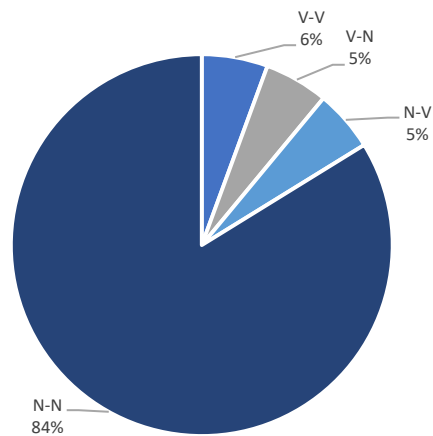


Figura 5.9 Proporción de los tipos de contactos plano yz.

En ambos cortes la proporción V-N y N-V es igual no así la proporción V-V y N-V dónde para el corte XZ es mucho mayor atribuido a la forma menos alargada de las estructuras y la diferente distribución de tonelajes (Figura 5.10).

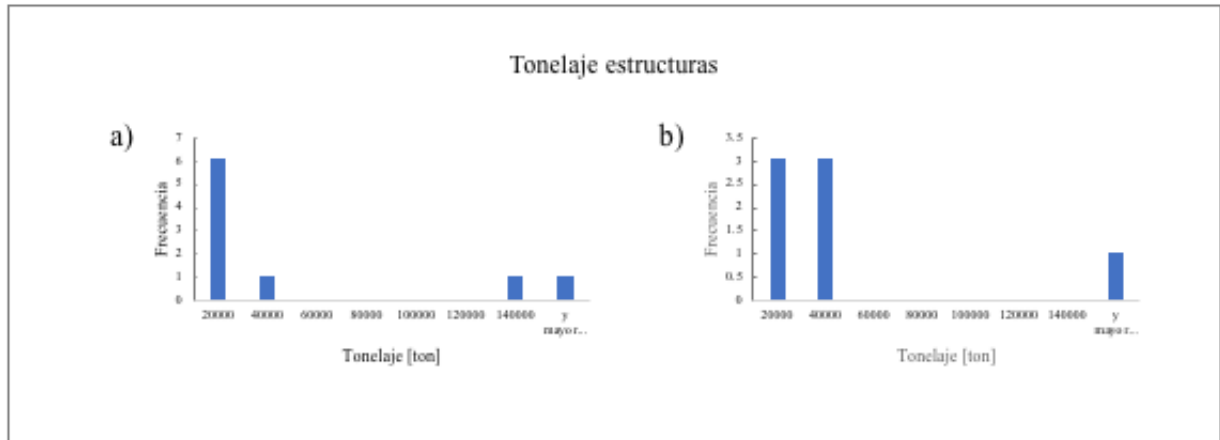


Figura 5.10 Distribución de tonelaje de estructuras. a) Corte XY, b) Corte YZ.

### 5.1.2 Covariograma geométrico

Se calcularon dos Covariograma geométrico para cada corte, utilizando como pasos múltiplos de la longitud del bloque en la dirección evaluada.

En la Figura 5.11 se muestra el Covariograma geométrico para el plano XY donde en a) se realiza la dirección X con paso 7.5 [m] y en b) se realiza la dirección Y con paso 5[m]. Se desprende que el Covariograma tiene mayor alcance en la dirección X, es decir que las estructuras presentan mayor conectividad que en la dirección Y. Se obtiene un alcance de 525 [m] en la dirección X y 140 [m] en la dirección Y.

Cabe señalar que la forma del Covariograma geométrico también aporta información al análisis, porque mientras más largas las colas menos bloques o estructuras comparten el largo máximo en la dirección evaluada. En la Figura 5.11 el Covariograma geométrico de (b) es más abierto que el de (a), es decir las estructuras se van perdiendo gradualmente hasta el final, no así en (a) donde a partir de los 240[m] las colas contiene muy pocos bloques siendo posiblemente una o pocas estructuras remanentes a ese rango de longitud.

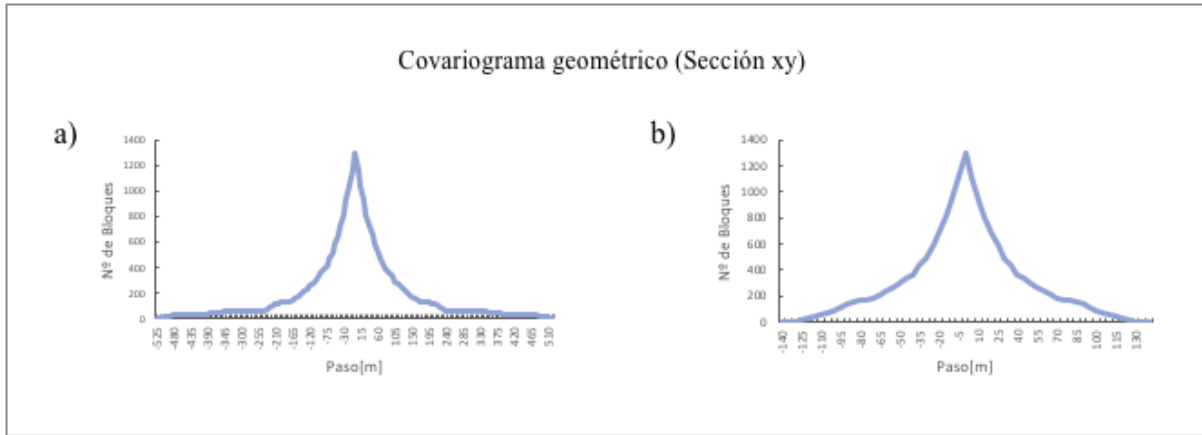


Figura 5.11 Covariograma Geométrico Plano XY. a) Eje x, b) Eje Y.

En la Figura 5.12 se muestra el Covariograma geométrico para el plano YZ donde en a) se realiza en la dirección Y, con paso 5 [m] y en b) se realiza en Z con paso 2.5[m], donde se obtiene el máximo alcance en la dirección Z con 150 [m], versus 55 [m] en la dirección Y.

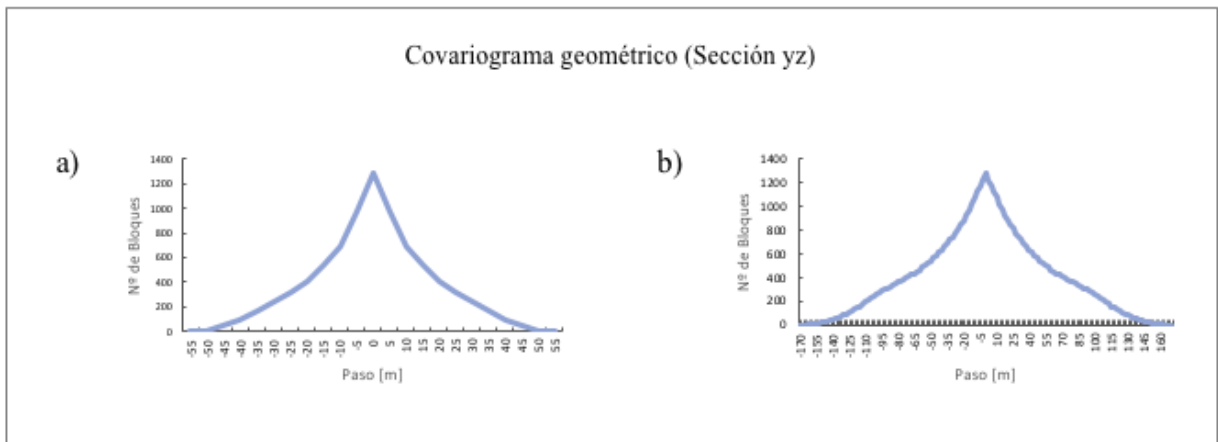


Figura 5.12 Covariograma Geométrico Plano YZ. a) Eje Y, b) Eje Z.

## 5.2 Simulaciones Geostadísticas

### 5.2.1 Grilla

Caracterizada la base de datos (Tabla 4.1) se define el área a simular que se escoge con el objetivo de delimitar claramente la topografía y obtener simulaciones más confiables. En respuesta a lo anterior se escoge la zona con mayor densidad de sondajes prolongando el eje Z. De lo anterior se obtiene la grilla (Tabla 5.1) para realizar las simulaciones.

Tabla 5.1 Parámetros grilla de simulación

Coordenadas primer nodo	470,400	7,973,400	41,250
Dimensión del bloque [m]	15	15	10
Número de bloques	168	78	76

Posterior a esto disminuye la base de datos al quitar la topografía del yacimiento y cortar el modelo resultante en una zona factible de extracción considerando 45° de ángulo de talud al extraer el mineral.

### 5.2.2 Simulación de tipos de roca

Ajustados los variogramas experimentales asociados al tipo de roca se simulan 100 escenarios de tipo de roca. En la Figura 5.13 se presentan dos realizaciones de tipo de roca para una sección transversal del modelo de bloque.

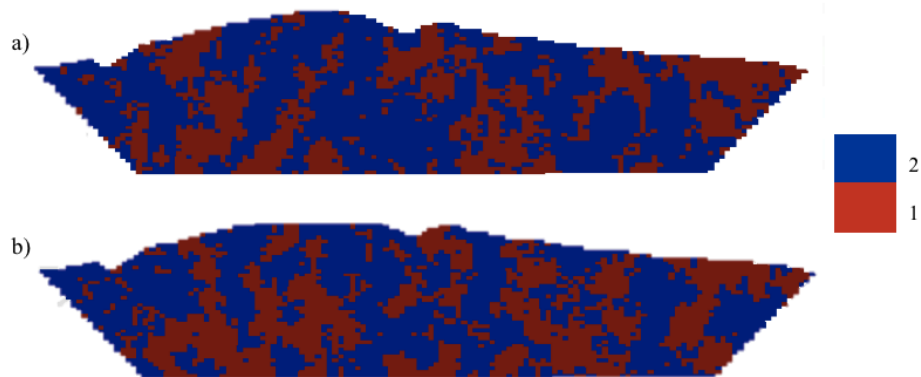
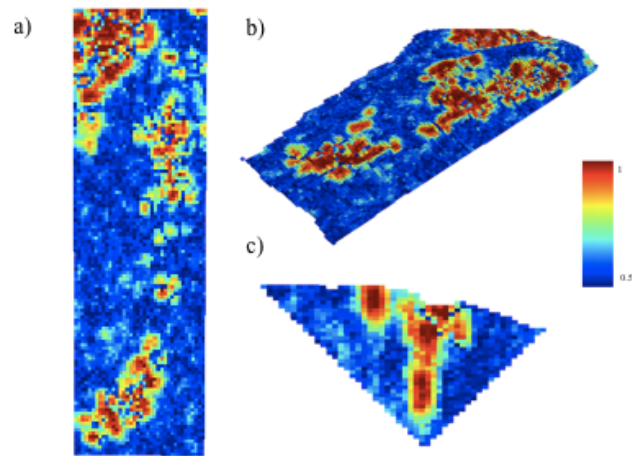


Figura 5.13 Realizaciones a) y b) de tipo de roca

Debido a la dirección de los sondajes y la densidad variable de sitios con datos en la zona a simular existen zonas en el modelo de bloques con mayor variabilidad.

Para cada bloque en la grilla simulada se calculó la litología más probable y la probabilidad de pertenecer a esa litología en base a los 100 escenarios de tipo de roca simulados. La Figura 5.14

muestra la probabilidad de pertenecer a la litología más probable y de esta forma permite apreciar visualmente la incertidumbre asociada al tipo de roca en diferentes zonas del modelo.



*Figura 5.14 Probabilidad de pertenecer a una litología. a) planta, b) isométrica y c) sección transversal.*

### 5.2.3 Simulación de leyes de cobre oro y plata

Al ser una simulación de leyes por tipo de roca es necesario ingresar las estadísticas básicas de cobre, oro y plata para ambos tipos de roca (Tabla 4.1) para modelar el comportamiento en la roca veta y caja.

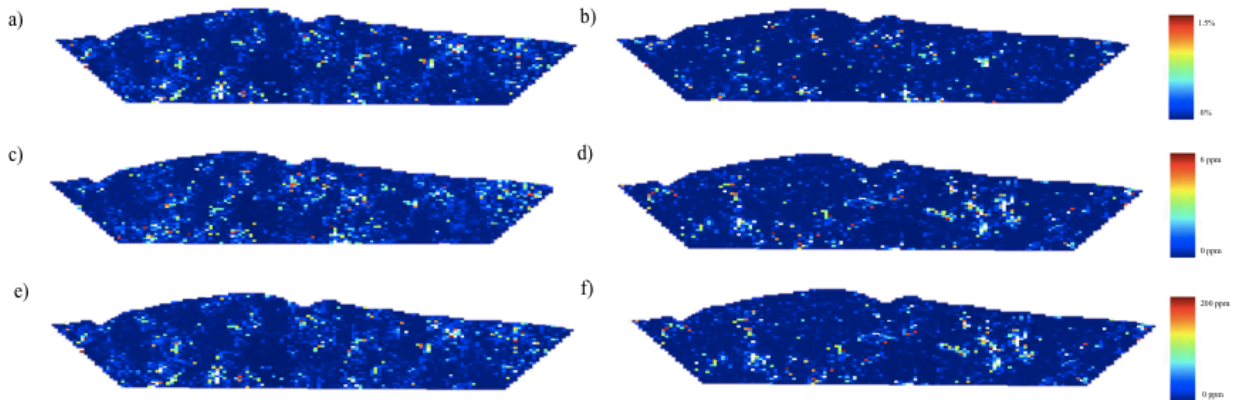


Figura 5.15 Leyes de los elementos de interés. a y b representa ley de cobre, c y d ley de oro , e y f ley de plata. Las imágenes a b y c pertenecen a una realización, así como las imágenes b, d y f corresponden a otra.

La Figura 5.15 muestra el comportamiento de las leyes cobre, plata y oro para las dos realizaciones de la Figura 5.13 donde se aprecia claramente que las mayores leyes se encuentran en la roca tipo veta .

### 5.3 Pit final

Para el cálculo de pit final se consideraron los parámetros técnico económicos de la Tabla 4.2, y con respecto a los cálculos de valorización se trabaja con ley equivalente del metal de interés, es decir oro.

#### 5.3.1 Variabilidad pit final

Considerados los parámetros indicados en la Sección 5.3 se calculó la envolvente económica para cada una de las realizaciones a fin de evaluar la variabilidad del tonelaje y valor del pit final. El valor de la envolvente económica Figura 5.16 (a) oscila desde los 16,843 [MUS\$] hasta 26,441[MUS\$] con una desviación de 7.56% con respecto al promedio del valor de cada una de las realizaciones. Por otro lado, el tamaño de la envolvente se mueve entre 831[Mton] y 845 [Mton] mostrados en la Figura 5.16 (b), con una variabilidad de 0.37% con respecto a la media.

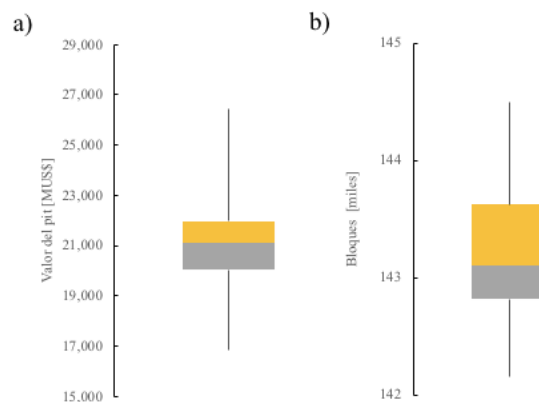


Figura 5.16 Variabilidad del pit final.

Al calcular el pit final del modelo e-type se obtiene un agendamiento de 146,720 bloques con un valor de 15,836 [MUS\$].

De la Figura 5.16 (a) se observa la distribución de valores donde más del 50% de los datos se encuentra entre 20,000 y 22,000 [MUS\$]. Por otro lado, los datos del tamaño de la envolvente económica se encuentran distribuidos a lo largo de su rango.

La diferencia entre la variabilidad obtenida para el tamaño del pit final y el valor de este se debe a la cantidad de oro equivalente presente en el yacimiento, obteniendo envolventes económicas muy parecidas a la zona factible de extracción, lo que hace que los tonelajes del pit final sean poco variables. En cuanto a la diferencia de valor del pit final entre realizaciones, da cuenta de la variabilidad del depósito y de la anomalía de las concentraciones de mineral al ser muy pocos bloques los que hacen la diferencia en valor.

### 5.3.2 Cálculo de $PIT(V_0)$

Al realizar el problema de pit final para cada una de las realizaciones se escogió el valor mínimo y máximo de las valorizaciones, donde dentro de este rango se consideraron 21 valores umbral para realizar este ejercicio.

El problema  $PIT(V_0)$  se calculó con un  $V_0$  de 19,949 [MUS\$], obteniendo como resultado que 75 de las 100 realizaciones evaluadas superaban éste valor.

La Figura 5.17 muestra en el eje X valores umbrales y en el eje Y la probabilidad de superar estos valores umbrales calculada como la suma de las realizaciones que al ser valorizadas para el pit escogido superan un valor.

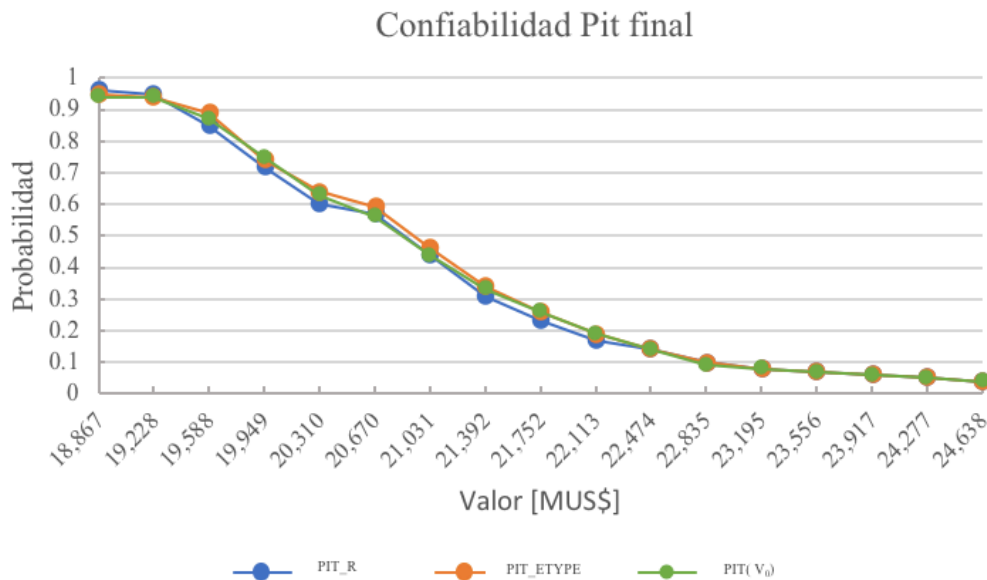


Figura 5.17 Probabilidad de superar el Valor umbral del pit final.

Para fines comparativos se calcularon dos pit adicionales, PIT\_R que corresponde al pit que maximiza la confiabilidad escogido entre los 100 pits resultantes de las distintas realizaciones del modelo. Por otro lado, se calcula el pit final correspondiente al agendamiento promedio de las realizaciones (PIT\_ETYPE).

El PIT\_R es máximo para los valores 18,867 y 19,228 [MUS\$] con 96 y 95% de confiabilidad respectivamente. Pero en el resto de los valores umbrales predomina el PIT\_ETYPE excepto para el valor 19,949 [MUS\$] donde predomina el PIT( $V_0$ ) con 75% de confiabilidad.

De lo anterior se puede analizar que el PIT( $V_0$ ) solo obtuvo la mejor probabilidad para el valor en el cual fue evaluado el problema de maximización y el PIT\_ETYPE responde con buenos resultados en la mayor parte de los valores evaluados.

Resulta extraño no tener una diferencia significativa entre los pits final calculados y mas aún que el pit vencedor sea el calculado con el promedio de las realizaciones. Esto se debe a la cantidad de oro presente y su distribución en todo el modelo de bloques, ya sea por dilución al escoger el



tamaño de estos bloques o por su comportamiento errático. Esto resulta en pits finales parecidos a la zona factible de extracción donde la diferencia entre envolventes difiere en pocos bloques, lo que hace que el  $PIT(V_0)$  no sea considerablemente mayor en probabilidad para el valor evaluado.

#### 5.4 Agendamiento largo plazo, caso promedio

Se construyó el modelo e-type como el promedio de 100 realizaciones del yacimiento evaluado, para realizar un agendamiento directo de bloques que considera capacidad de planta 12,000,000[ton] y capacidad mina entre 14,000,000 y 16,000,000[ton]. Estas capacidades fueron seleccionadas bajo prueba y error buscando que el agendamiento directo de bloques encontrara una secuencia que permitiera movimiento de mineral constante en el tiempo utilizado.

En zonas donde la probabilidad de pertenecer a un tipo de roca es 50% (Figura 5.14) y considerando la diferencia en la distribución de leyes entre litologías, existe completa incertidumbre del dominio geológico en esa ubicación y por tanto sus leyes. El promedio de las realizaciones obtiene un valor suavizado de la ley, que podría caracterizar a priori un bloque como mineral o estéril, información que será utilizada a la hora de realizar el agendamiento. De lo anterior no es extraño obtener que el agendamiento realizado en base al modelo promedio responda de manera tan distinta al aplicarlo a las realizaciones.

La Figura 5.18 muestra en barras blancas la producción de mineral obtenida al evaluar el agendamiento en el modelo e-type, y los diagramas de caja muestran el agendamiento e-type evaluado en las 100 realizaciones. En este caso las realizaciones se ajustan más a la producción del periodo 1 con menor variabilidad de tonelaje, pero alejados alrededor de 4 [Mton] de la producción objetivo. El segundo periodo es considerado el más variable de todos oscilando la producción de mineral alrededor de 5 [Mton].

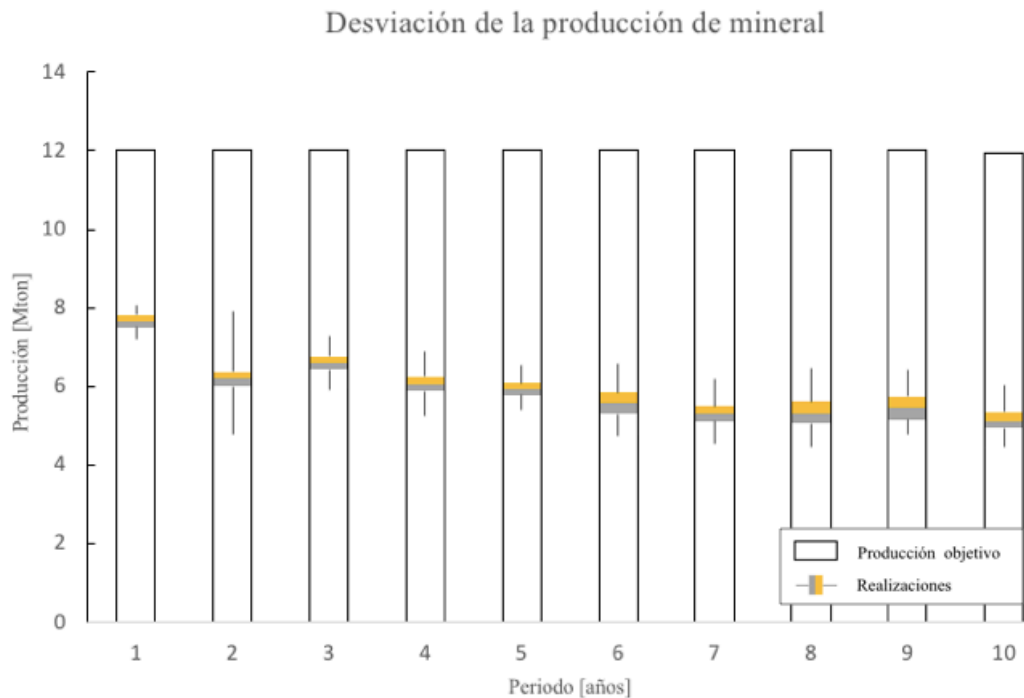


Figura 5.18 Producción de mineral del agendamiento e-type en contraste con las realizaciones del yacimiento.

Lo anterior se complementa con el comportamiento de estéril ya que los bloques que fueron considerados mineral para el agendamiento e-type y no lo eran, son codificados como estéril. De esto, la respuesta de las realizaciones respecto al agendamiento e-type es extraer más estéril (Figura 5.19) y menos mineral que el planificado.

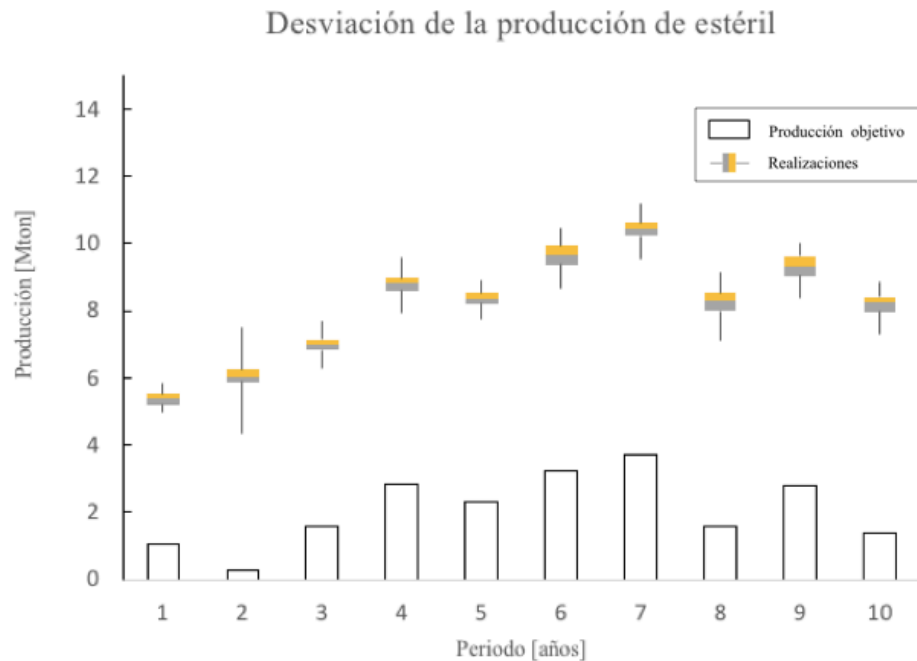


Figura 5.19 Movimiento de estéril del agendamiento e-type en contraste con las realizaciones del yacimiento.

Por otro lado, la Figura 5.20 muestra la ley de las realizaciones al aplicar el agendamiento promedio en diagramas de caja, y las leyes obtenidas por el agendamiento e-type en verde punteado. La ley de oro es mayor en las realizaciones que en el modelo e-type, tanto mayor que en algunos periodos al tener un déficit de 4[Mton] en la producción de mineral pueden igualarse los finos de oro, e incluso superarlos.

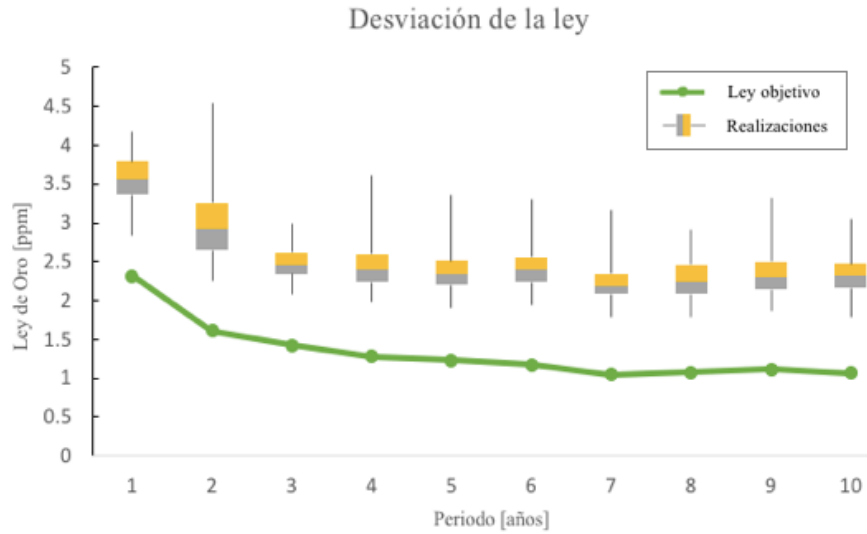


Figura 5.20 Ley de oro del agendamiento e-type en contraste con las realizaciones del yacimiento.

Finalmente se obtiene que las metas de mineral no son logradas, porque en la zona agendada se sobreestima la ley de los bloques en su mayoría considerándose como mineral en el caso promedio sin serlo en las realizaciones. En consecuencia, se extrae más estéril de lo planificado.

Por otro lado se tiene que las realizaciones presentan mayor ley que el caso promedio y esto se debe al efecto de suavizamiento al promediar las leyes de todas las realizaciones. Por lo tanto para este caso los bloques de mineral son considerablemente menos pero con mejor ley.

## 5.5 Agendamientos zona seleccionada

Para acotar la zona a agendar, se resolvió el problema de PIT( $V_0$ ) visto en la sección 2.9, utilizando un R.F. de 0.4 y agregando la restricción de obtener un pit con al menos 2000 bloques. El R.F. 0.4 es utilizado para obtener un orden de magnitud de la valorización de pit final en cada una de las realizaciones. Cabe destacar que para resolver este problema no es necesario incorporar un R.F. en la valorización, solo se requiere un valor umbral y la restricción de número de bloques.

Definir esta zona con la resolución del PIT( $V_0$ ) acotado cobra sentido debido a lo diferente que resultan estas zonas al realizar la selección por medio de un R.F. 0.4. La Figura 5.21 muestra la respuesta de las realizaciones al aplicar el problema de pit final para una R.F. 0.4.

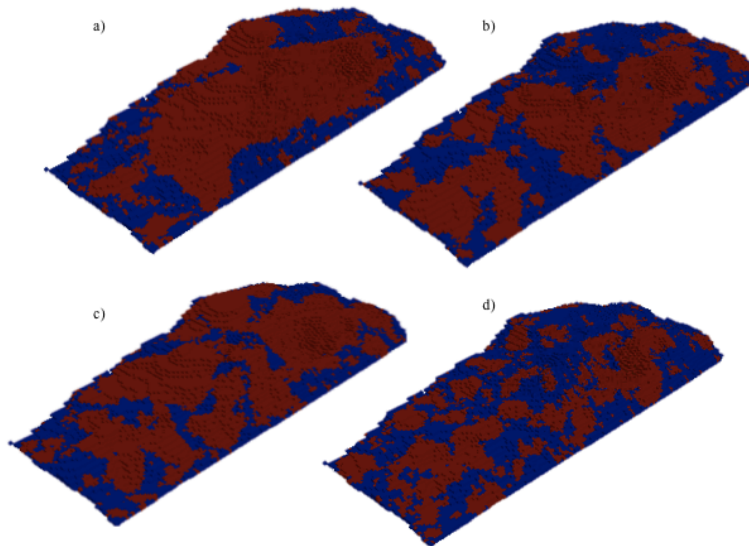


Figura 5.21 Pit R.F.0.4. a, b, c, d realizaciones del yacimiento.

Con la zona seleccionada se realiza agendamiento directo de bloques para todas las realizaciones y el caso promedio. Con los parámetros económicos de la Tabla 4.2, para 10 meses de producción acotando la capacidad plata en 500,000 [ton/mes] sin restricción de mezcla y capacidad mina de 700,000 [ton/mes] se realizaron los agendamientos.

Como resultado se obtiene la confiabilidad por agendamiento de superar valores descontados. La Figura 5.22 muestra la probabilidad por agendamiento de superar los valores descontados del eje x. La línea gris muestra el agendamiento con menor probabilidad de superar los valores descontados y la línea naranja el agendamiento más confiable que corresponde al generado por el agendamiento promedio.

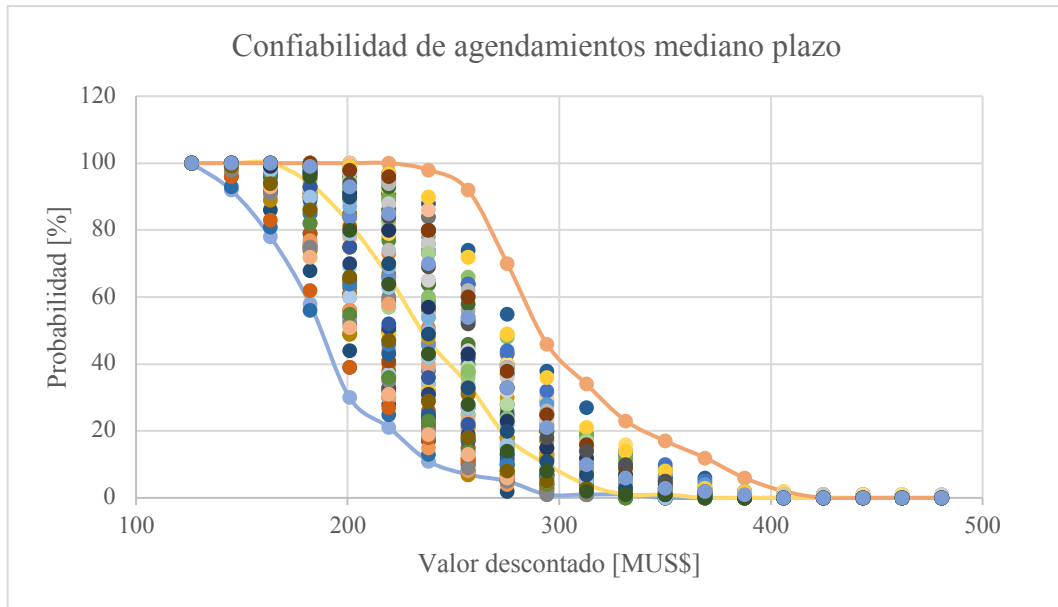


Figura 5.22 Confiabilidad de agendamientos mediano plazo.

Pero que un agendamiento sea confiable en términos de valor no entrega información del ajuste de las realizaciones con respecto a los tonelajes objetivo del agendamiento aplicado. De lo anterior surge evaluar las desviaciones de las realizaciones con respecto a los agendamientos seleccionados en la Figura 5.22, donde el agendamiento gris y amarilla serán llamados agendamiento 1 y 2 respectivamente, y la línea naranja agendamiento promedio.

Las Figuras 4.23, 4.24 y 4.25 corresponden a las desviaciones de producción de mineral, estéril y ley respectivamente generadas al aplicar el agendamiento 1.

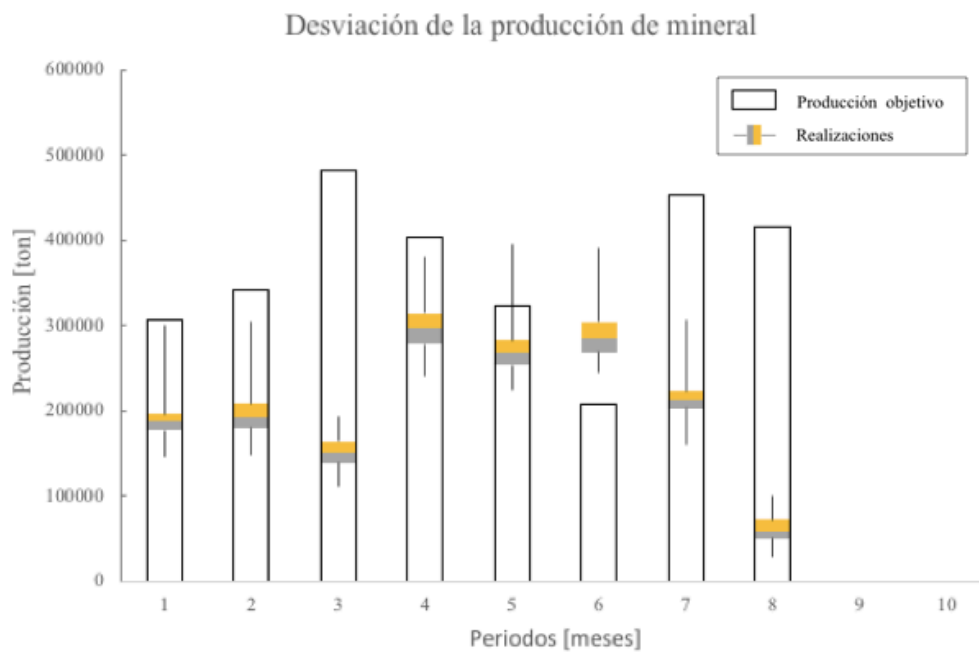


Figura 5.23 Desviación de la producción de mineral respecto agendamiento 1.

### Desviación de la producción de estéril

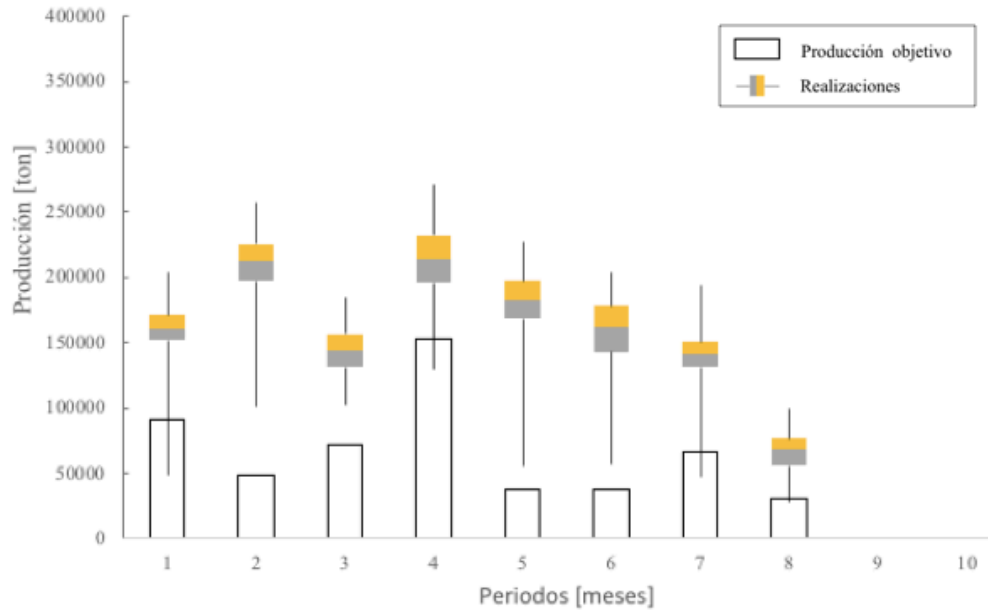


Figura 5.24 Desviación de la producción de estéril respecto agendamiento 1.

### Desviación de la ley

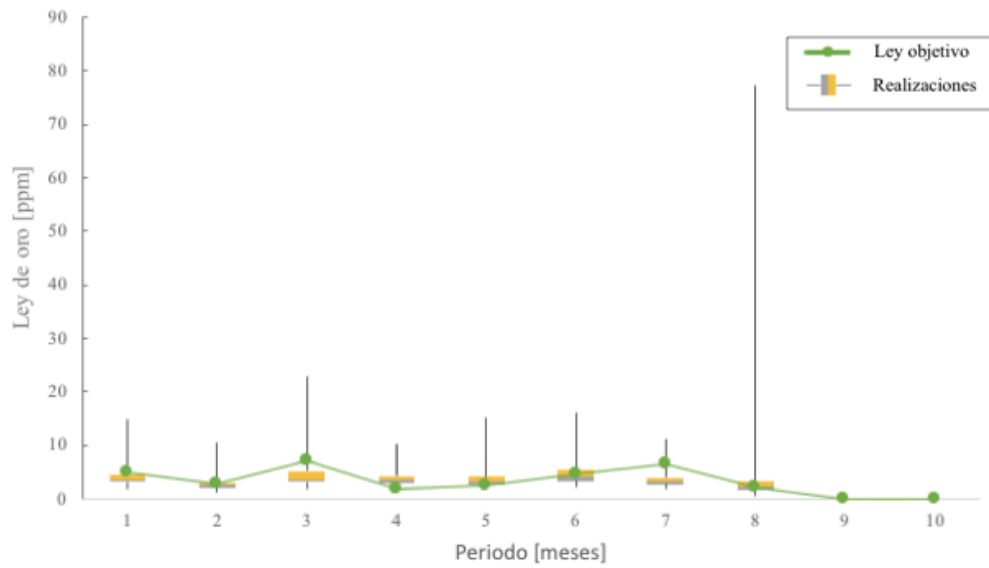


Figura 5.25 Desviación de la ley respecto agendamiento 1.

Las Figuras 4.26, 4.27 y 4.28 corresponden a las desviaciones de producción de mineral, estéril y ley de mineral respectivamente, generadas al aplicar el agendamiento 2.

Desviación de la producción de mineral

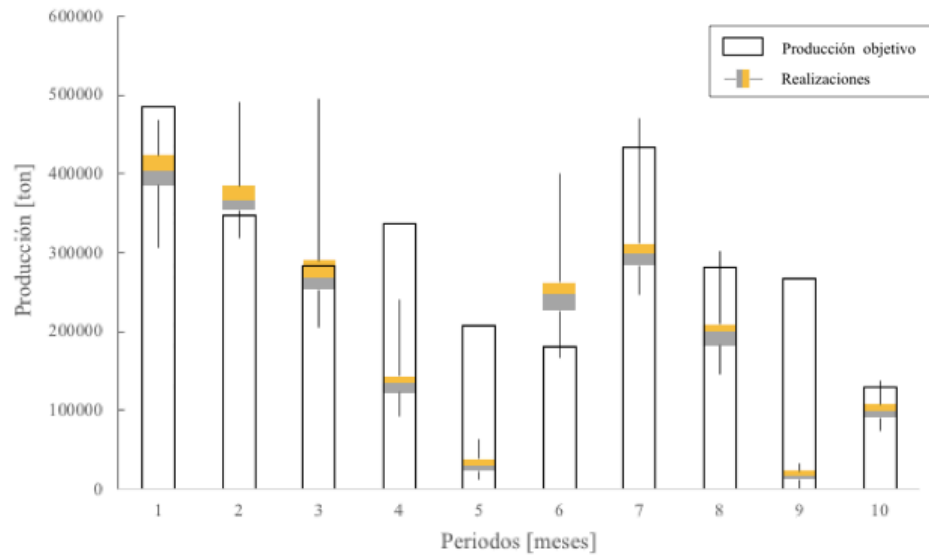


Figura 5.26 Desviación de la producción de mineral respecto agendamiento 2.

Desviación de la producción de estéril

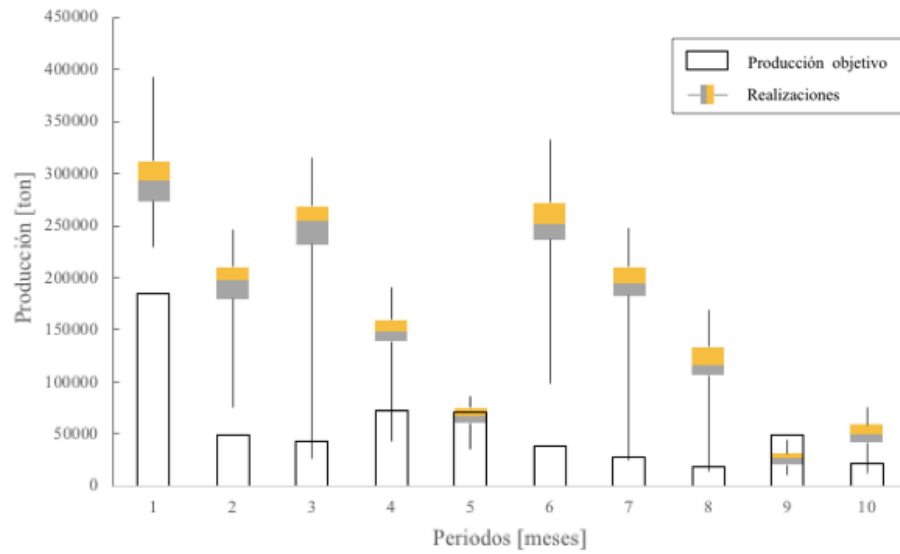


Figura 5.27 Desviación de la producción de estéril respecto agendamiento 2.



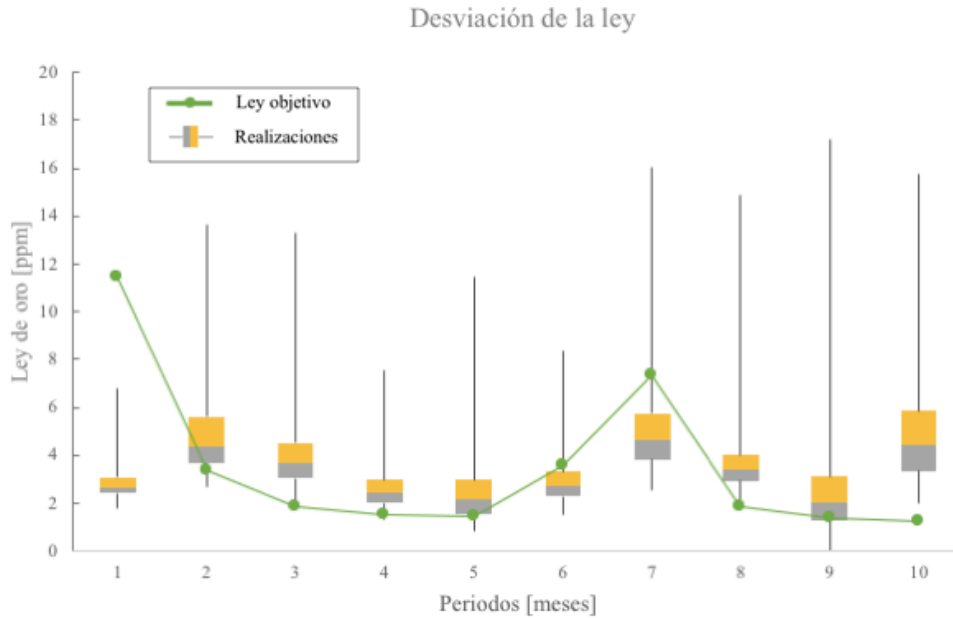


Figura 5.28 Desviación de la ley respecto agendamiento 2.

Las Figuras 4.29, 4.30 y 4.31 corresponden a las desviaciones de producción de mineral, estéril y ley de mineral respectivamente al aplicar el agendamiento promedio a las realizaciones.

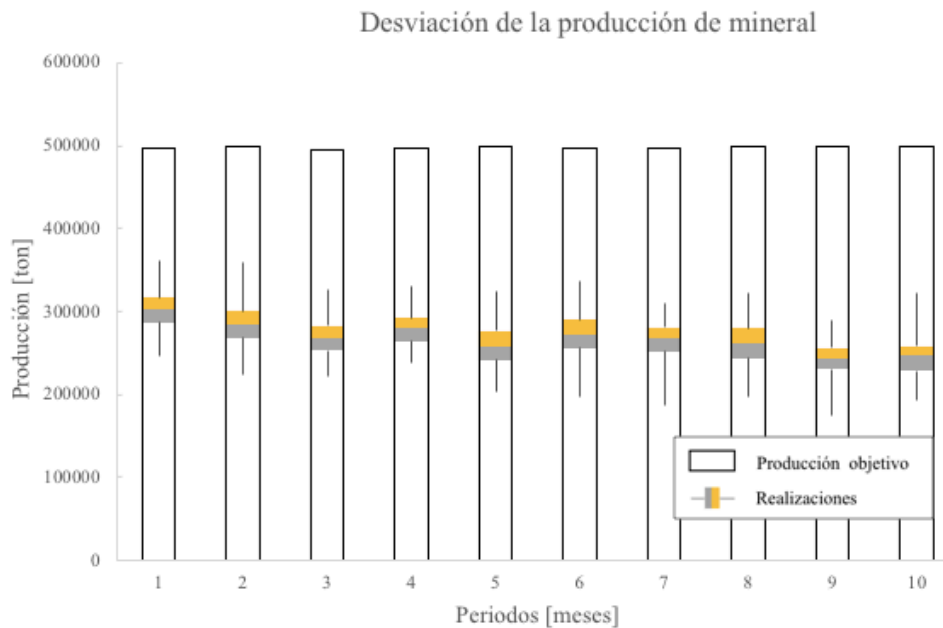


Figura 5.29 Desviación de la producción de mineral respecto agendamiento promedio.

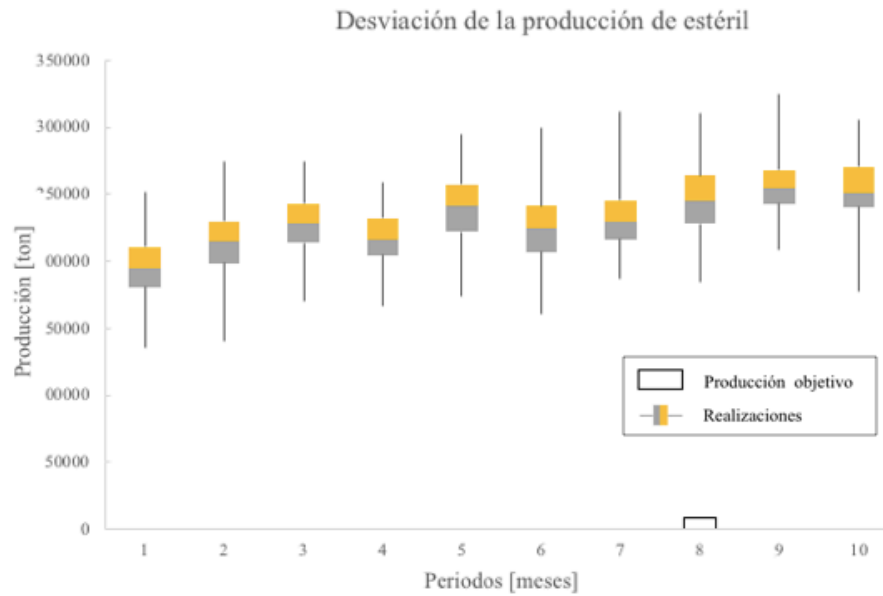


Figura 5.30 Desviación de la producción de estéril respecto a agendamiento promedio.

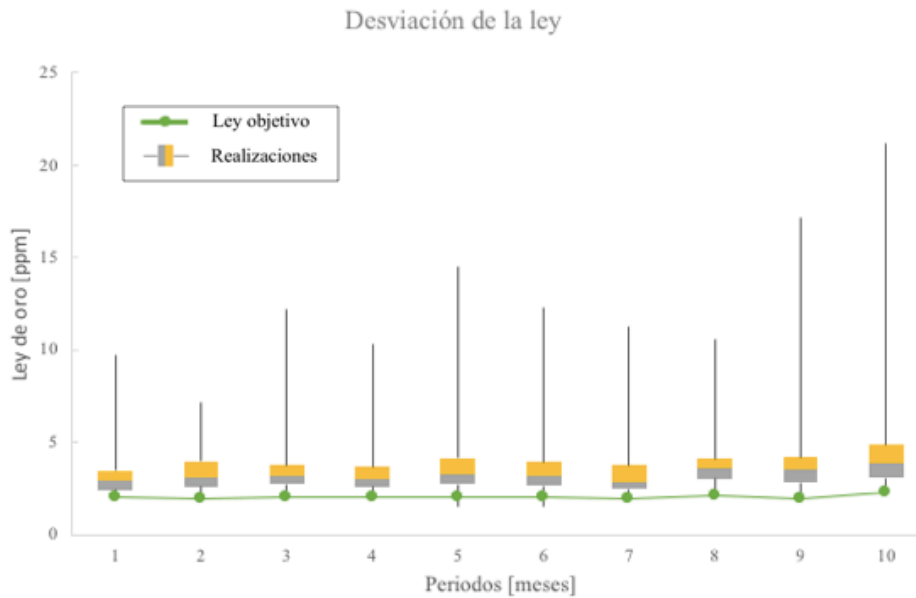


Figura 5.31 Desviación de la ley respecto a agendamiento promedio.

La Figura 5.22 muestra la probabilidad de superar el valor descontado umbral para cada uno de los agendamientos, obteniendo como mejor resultado el agendamiento en base al promedio de las realizaciones, que mantiene probabilidad 1 hasta el valor umbral 182[MUS\$] y luego desciende manteniéndose sobre el resto de las curvas. El agendamiento del caso promedio tiene mayor confiabilidad con respecto valor descontado, ya que, el tonelaje extraído es mayor y su construcción incorpora la variabilidad de ley al ser calculado a partir del promedio. Por otro lado, al tratarse de

un yacimiento de oro y considerando su variabilidad espacial, la extracción de un bloque con alta ley, en este caso, compensa la extracción de otro de estéril.

El hecho que un agendamiento sea confiable en términos de valor descontado no asegura que las realizaciones se ajusten a la producción de mineral, estéril y ley de alimentación a la planta. Esto principalmente porque el problema de agendamiento fue resuelto para cada realización, por tanto se ajusta a la restricciones de capacidad sólo para el escenario evaluado. De lo anterior surge hacer el análisis de estos agendamientos, en particular el ajuste de las realizaciones a las metas productivas y leyes de mineral.

El agendamiento 1 corresponde al menos confiable en términos de valor descontado, y al ver las Figuras 4.23 y 4.24 se puede apreciar que el agendamiento no genera tonelajes constantes en el tiempo, debido a que la realización con la cual fue construido no puede mantener una producción constante y maximizar el valor al mismo tiempo. En cuanto a la respuesta de las realizaciones se obtiene según la Tabla 9.11 que en promedio se produce menos mineral que el objetivo, hasta un 86% menos el periodo 8. Por otro lado el periodo 6 se produce un 39%, en consecuencia una mayor producción de estéril. Por otro lado, el promedio de las desviaciones de ley no es representativo, ya que hay datos muy altos que incrementan el promedio, pero según la Figura 5.25 se observa que el rango de ley obtenido en las realizaciones coincide con la ley objetivo.

Análogo al caso anterior el agendamiento 2 no se ajusta a los tonelajes objetivo y la producción de estéril y mineral no es constante en el tiempo, pero el rango de leyes obtenido por las realizaciones es mayor a las leyes objetivo.

Finalmente, el agendamiento promedio si bien no obtiene un buen ajuste de los tonelajes, si genera tonelajes aceptables en el periodo de tiempo agendado, y las leyes objetivo se encuentran en el rango de leyes por periodo de las realizaciones, siendo éstas últimas mayores a las esperadas.

## 6 CONCLUSIONES

Para este caso, donde se trata de un yacimiento de oro cuyo método de explotación es minería cielo abierto el ingreso obtenido a partir de un bloque con alta ley de oro y subproductos paga sus precedencias de estéril, y por tanto es posible acceder a bloques más profundos. En consecuencia, el resultado de envolvente económica es prácticamente toda la zona factible de extracción.

La envolvente económica calculada a partir del promedio de las realizaciones presenta mayor probabilidad de sobrepasar los valores umbrales fijados comparado con el  $PIT(V_0)$  y los pit finales obtenidos de las realizaciones. Esto ocurre al promediar las leyes de cada bloque obteniendo leyes suavizadas que califican igualmente el bloque como mineral.

Desarrollada la metodología propuesta se puede concluir que el cálculo de  $PIT(V_0)$  tiene mayor probabilidad de estar sobre un valor umbral que el pit final del promedio de las realizaciones. Esta afirmación se cumple solo para el valor umbral con que se construyó el problema de optimización. Esto ocurre porque el comportamiento de la confiabilidad frente al valor umbral no responde a una función determinada, además de cambiar con el pit escogido.

Realizado el agendamiento largo plazo en base al modelo promedio de las realizaciones y evaluando la respuesta de las realizaciones por medio de los tonelajes de mineral y estéril producidos, se obtiene un pobre ajuste de las realizaciones y tonelajes en promedio variables en el tiempo agendado, por lo que se concluye que agendar largo plazo en base al promedio de las realizaciones en un yacimiento tan variable como el presentado, no es adecuado.

Es posible utilizar el problema del  $PIT(V_0)$  cambiando la valorización y agregando restricción de número de bloques para seleccionar zonas o fases a agendar, utilizando un valor umbral adecuado. Si bien el agendamiento del promedio de las realizaciones tiene desviaciones por parte de las realizaciones con respecto a la producción de mineral, estéril y ley, se obtienen rangos razonables de producción de estéril y mineral que pueden llevarse a la práctica a diferencia de los otros agendamientos. Las leyes de mineral por su parte son mayores que las leyes objetivo por periodo en desmedro de la cantidad de mineral.

## 7 RECOMENDACIONES Y TRABAJO FUTURO

Se recomienda realizar esta metodología con bloques más pequeños para no diluir el modelo y discriminar de mejor manera estéril de mineral.

Los resultados obtenidos muestran que este yacimiento no tiene proporciones adecuadas para mantener una razón estéril mineral y una producción constante, por lo tanto, se recomienda agendar con otro método de explotación.

Como trabajo futuro se deben realizar las siguientes actividades:

1. Incorporar otras variables geometalúrgicas a fin de robustecer el modelo de bloques y la planificación a partir de este.
2. Trabajar en la selección del valor umbral utilizado en el planteamiento del problema de  $PIT(V_0)$  considerando el tiempo de cómputo y el valor de la probabilidad en la curva probabilidad - valor.
3. Aplicar el problema de  $PIT(V_0)$  a otro tipo de yacimientos, masivos, por ejemplo.
4. Implementar el problema de  $PIT(V_0)$  en la selección de fases.
5. Para problema del  $PIT(V_0)$  fijar el nivel de confianza y maximizar el valor promedio sobre todas las simulaciones.

## 8 BIBLIOGRAFÍA

- Horsley, T. P., 2002. Dollar driven mine planning: The corporate perspective to operational mine planning. *AMC reference material*.
- Mayer, Z. & Kazakidis, V., 2007. Decision making in flexible mine production system design using real options. En: *Journal of Construction Engineering and Management*. s.l.:s.n., pp. 169-180.
- Lerchs, H. & Grossmann, I. F., 1965. Optimun design of open pit mines. En: *The Canadian Mining and Metallurgical*. Montreal: s.n., pp. 47-54.
- Kazakidis, V. & Scoble, M., 2003. Planning for flexibility in underground mine production systems. *Mining Engineering*, 55(8), pp. 33-39.
- O'Hara, T. A., 1982. Analysis of risk in mining projects. *CIM Bulletin, Canadian Inst. of Mining and Metallurgy*, 75(843), pp. 84-90.
- Emery, X., 2009. Tópicos avanzados en evaluación de yacimientos, s.l.: s.n.
- Tulcanaza, E., 1999. Evaluación de recursos y negocios mineros: incertidumbres, riesgos y modelos numéricos, Santiago: s.n.
- Arreola, J. & Arreola, S., 2003. Programación lineal, una introducción a la toma de decisiones cuantitativa.
- Emery, X., Ortiz, J. M. & Rodriguez, J. J., 2006. Quantifying Uncertainty in Mineral Resources by Use of Classification Schemes and Conditional Simulation. En: *Mathematical Geology (ISI)*. s.l.:s.n., pp. 445-464.
- Dimitrakopoulos, R., Farrelly, C. T. & Cheuiche Godoy, M., 2002. Moving forward from traditional optimization: Grade uncertainty and risk effects in open-pit design. En: *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*. s.l.:s.n.
- Dimitrakopoulos, R., 2011. Stochastic Mine Planning – Methods, Examples and Value in an Uncertain World. En: *Advances in Orebody Modelling and Strategic Mine Planning I*. s.l.:s.n.
- Eivazy, H. & Askari-Nasab, H., 2011. A mixed integer linear programming model for short-term open pit mine production scheduling. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology*, 121(2), pp. 97-108.
- Emery, X., 2013. *Geostadística*, s.l.: s.n.

- Yarmuch , J. & Ortiz, j., 2011. A Novel Approach to Estimate de Gap Between the Moddle and Short-Term Plans. *35TH APCOM SYMPODIUM*.
- Rudloff, B., 2013. Metodología de valorización con opciones reales de secuenciamiento minero bajo incertidumbre., Santiago: s.n.
- Armstrong M, Galli A, Beucher H, Le Loc'h G, Renard D, Doligez B, Eschard R, Geffroy F (2011) Plurigaussian simulations in geosciences, Berlin: Springer.
- Osanloo, M., Gholamnejad, J. y Karimi, B. (2008). “Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms”. En: *International Journal of Mining, Reclamation and Environment* 22.1, págs. 3-35.
- Hustrulid, W., Kuchta, M. y Martin, R. (2013). *Open Pit Mine Planning and Design*. Vol. 1. Fundamentals. 3rd edition. CRC Press.
- Newman, A., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A. y Eureka, K. (2010). “A Review of Operations Research in Mine Planning”. En: *Interfaces* 40.3, págs. 222-245.
- Hartman, H. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Vol. 2. [Associate Editors: Britton, S., Gentry, D., Karmis, M., Mutmansky, J., Schlitt, W. y Singh, M.]. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. Littleton, Colorado.

## 9 ANEXOS

### 9.1 Histogramas de muestras entregadas

El presente anexo muestra los histogramas de cobre, oro y plata por tipo de roca. Estos histogramas se realizan a partir de los sondajes entregados.

#### Histograma de Cobre

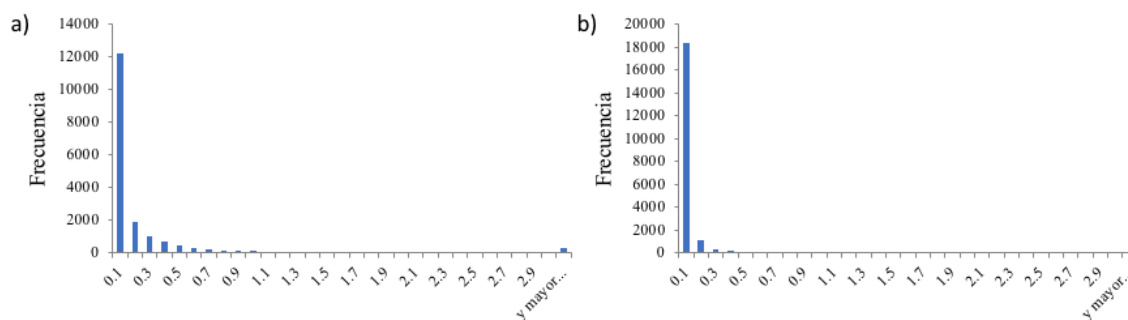


Figura 9.1 Histograma de leyes de cobre, a) roca tipo 1, b) roca tipo 2.

#### Histograma de Oro

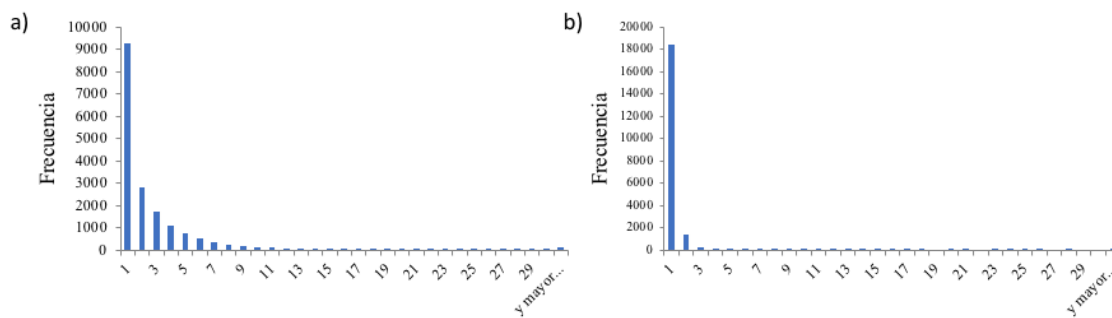


Figura 9.2 Histograma de leyes de oro, a) roca tipo 1, b) roca tipo 2.



## Histograma de Plata

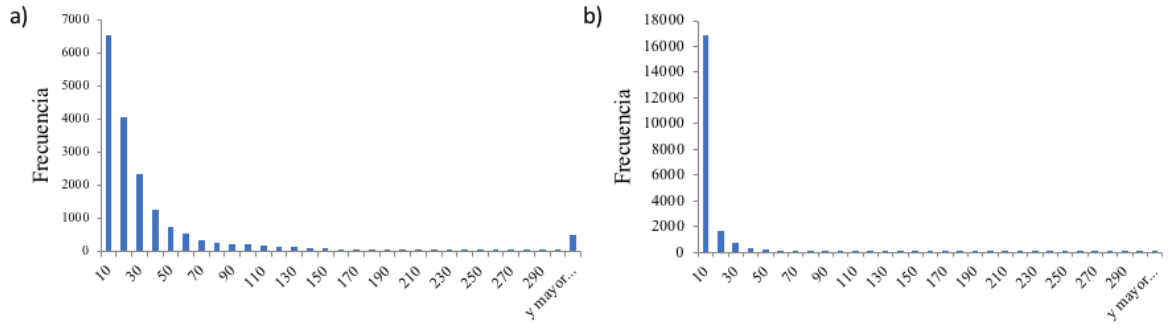


Figura 9.3 Histograma de leyes de plata, a) roca tipo 1, b) roca tipo 2.

## 9.2 Análisis 2D

El presente Anexo contiene los resultados asociados a la codificación de estructuras y cálculos de su tonelaje y superficie.

*Tabla 9.1 Identificación de estructuras Plano YZ.*

Estructura	Superficie [m <sup>2</sup> ]	Tonelaje	Razón superficie tonelaje [%]
1	2,175	36,956	5.89
2	1,650	26,325	6.27
3	1,200	18,225	6.58
4	3,844	176,681	2.18
5	2,400	39,488	6.08
6	825	10,631	7.76
7	1,275	15,947	8.00

*Tabla 9.2 Identificación de estructuras Plano XY.*

Estructura	Superficie [m <sup>2</sup> ]	Tonelaje	Razón superficie tonelaje [%]
1	81	1,013	8.02
2	31	253	12.35
3	250	3,038	8.23
4	4,850	151,875	3.19
5	569	11,644	4.88
6	125	1,013	12.35
7	2,606	125,297	2.08
8	950	30,375	3.13
9	325	5,063	6.42

### 9.3 Sondajes

El presente Anexo muestra la ubicación espacial de los sondajes para los cortes XY, XZ e YZ. Estas vistas muestran los valores positivos de los sondajes y se utilizaron para definir la zona a simular y la creación del filtro para la topografía.

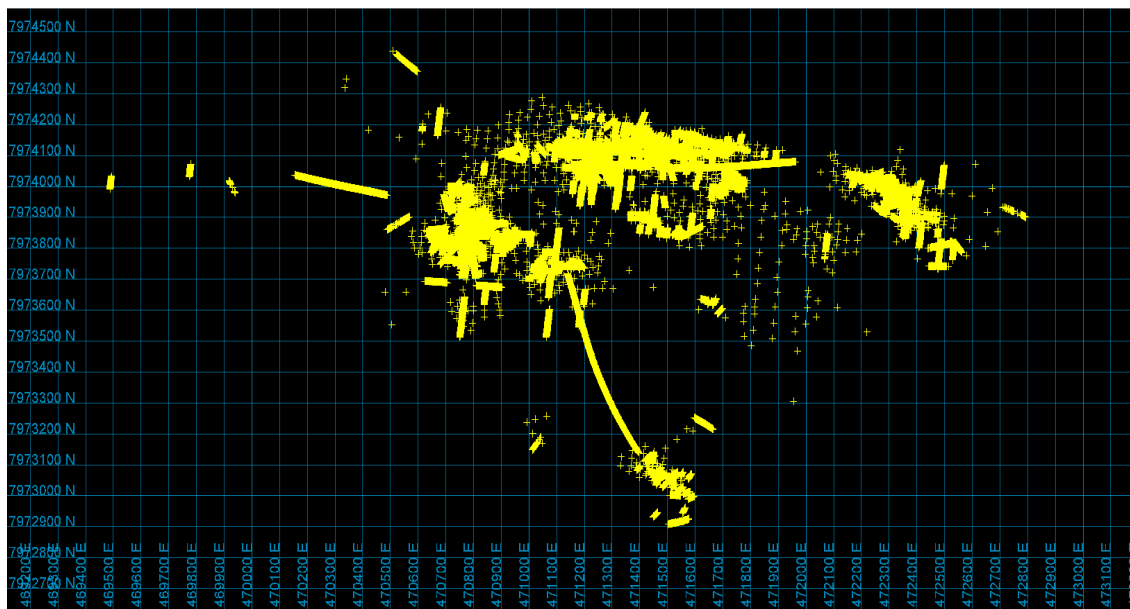


Figura 9.4 Disposición espacial sondajes Plano XY.

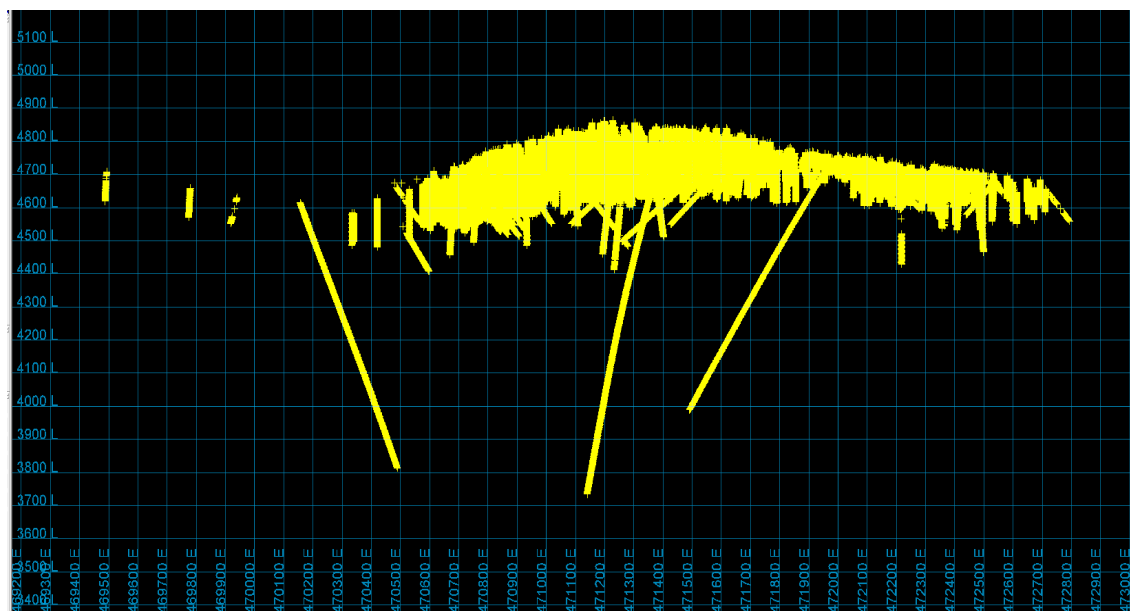


Figura 9.5 Disposición espacial sondajes Plano XZ.

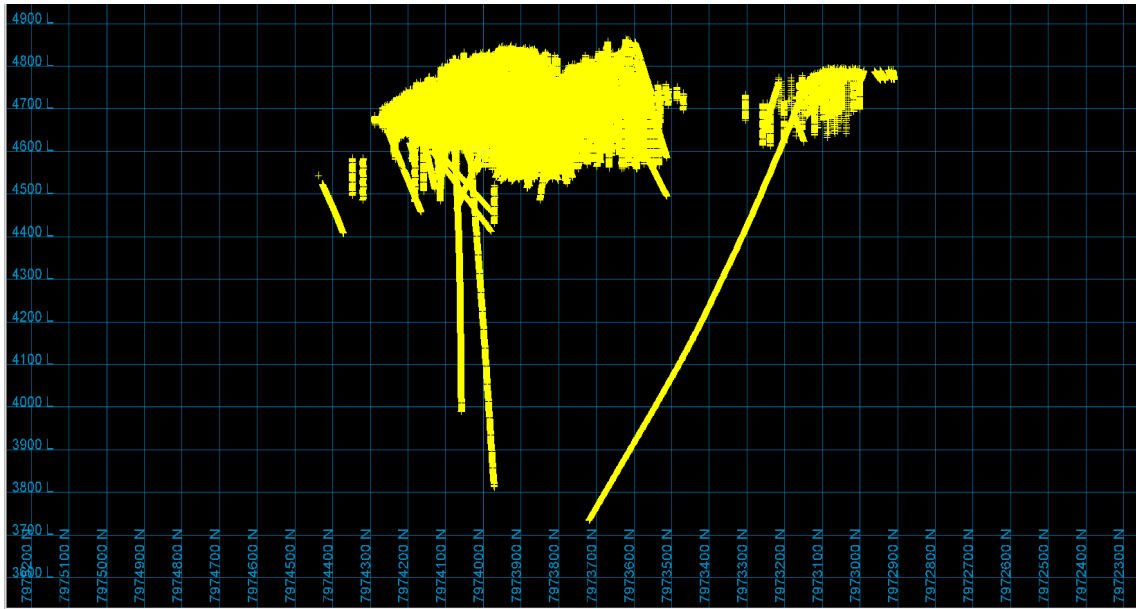


Figura 9.6 Disposición espacial sondajes Plano YZ.

## 9.4 Variogramas

La Figura 9.7 muestra el variograma indicador ajustado en dos direcciones, onmihorizontal y vertical. Para este caso se ajusta el variograma con meseta 1 por ser datos gaussianos a pesar de sobrepasar este valor.

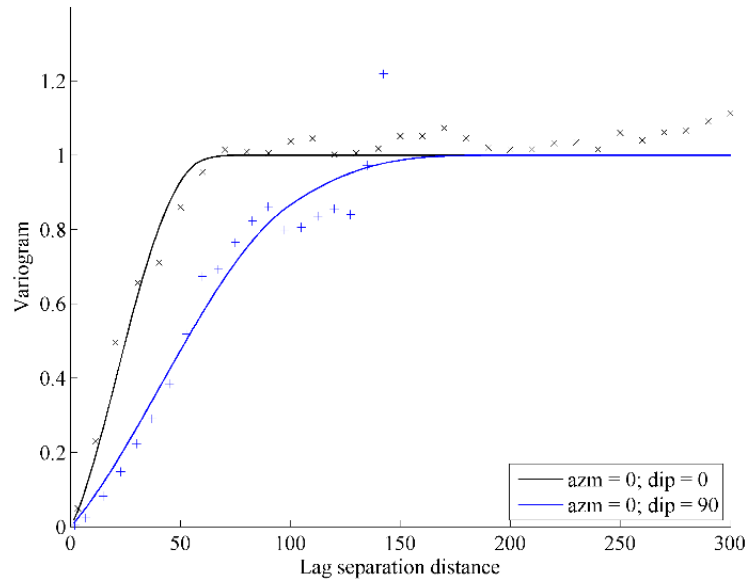


Figura 9.7 Variograma indicador ajustado.

Las Figuras 9.8, 9.9, 9.10 muestran los variogramas directos para cada una de las variables continuas por tipo de roca.

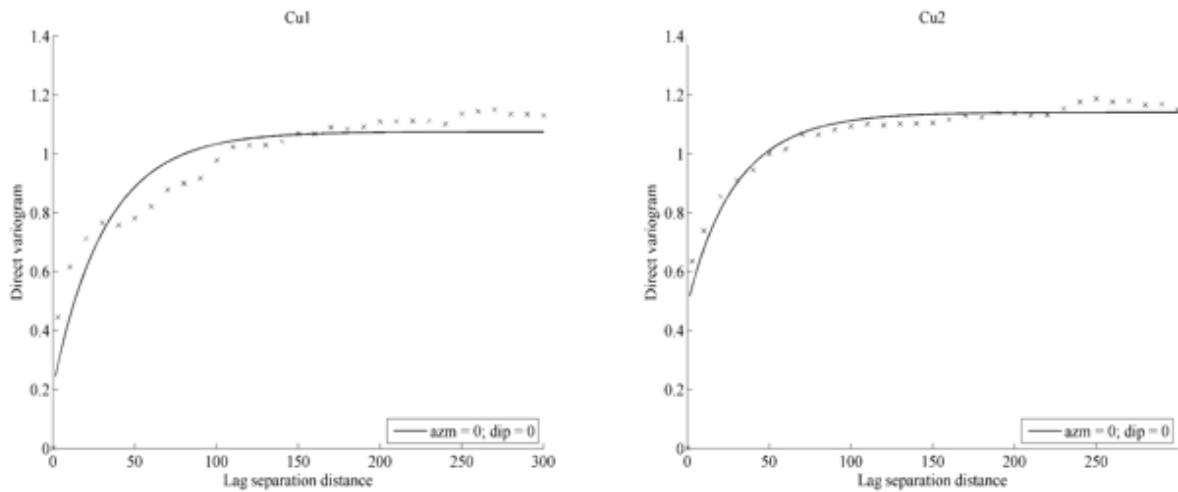


Figura 9.8 Variograma de cobre para roca tipo 1 y 2.

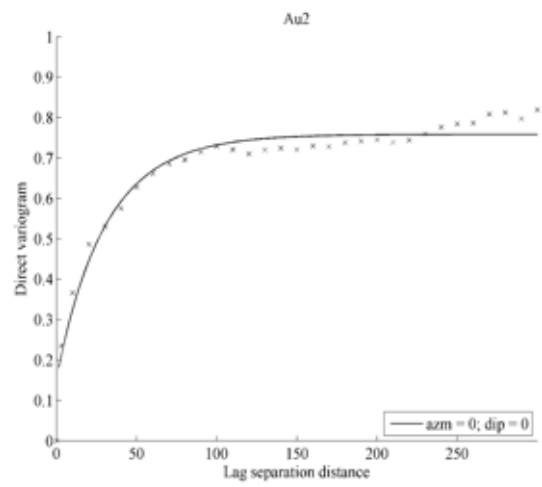
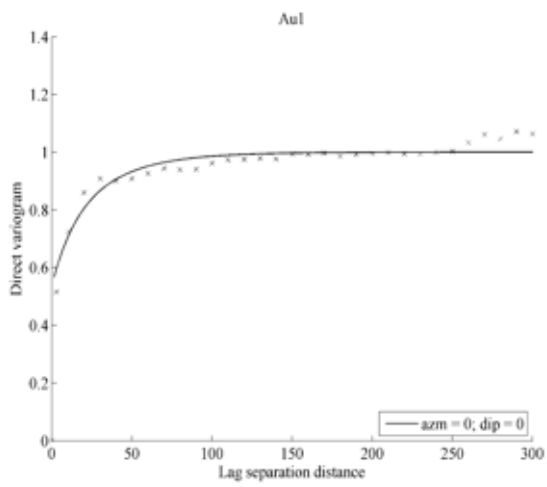


Figura 9.9 Variograma de Oro para roca tipo 1 y 2.

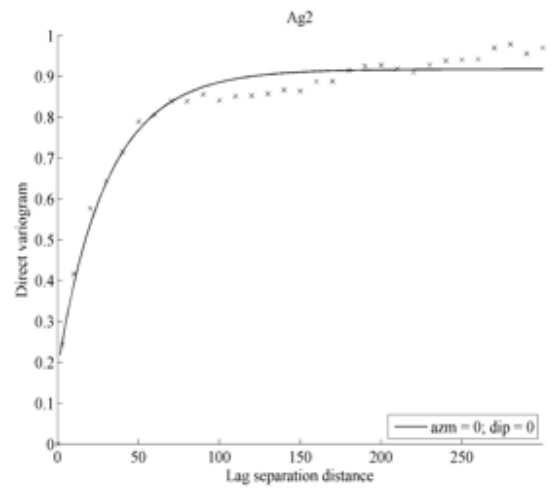
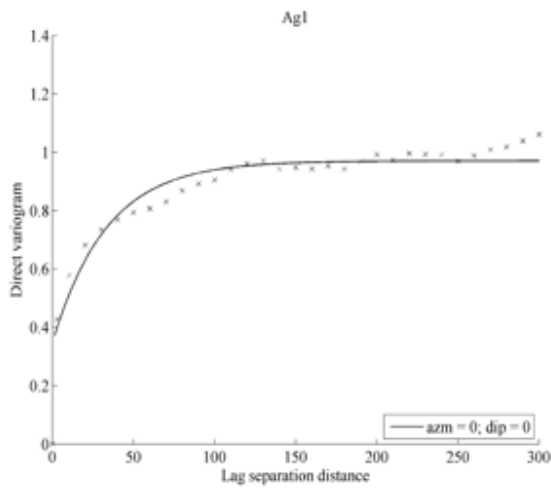


Figura 9.10 Variograma de plata para roca tipo 1 y 2.

Las Figuras 9.11, 9.12, 9.13, 9.14, 9.15, y 9.16 muestran los variogramas cruzados de las variables continuas por tipo de roca.

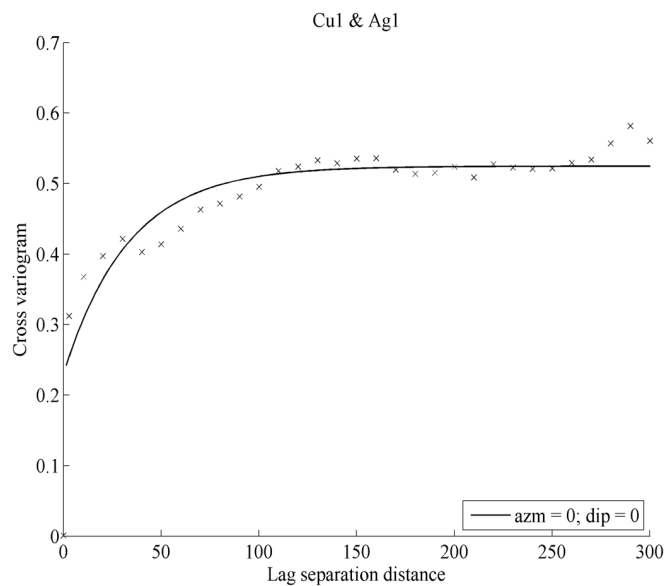


Figura 9.11 Variograma cruzado cobre y plata roca tipo 1.

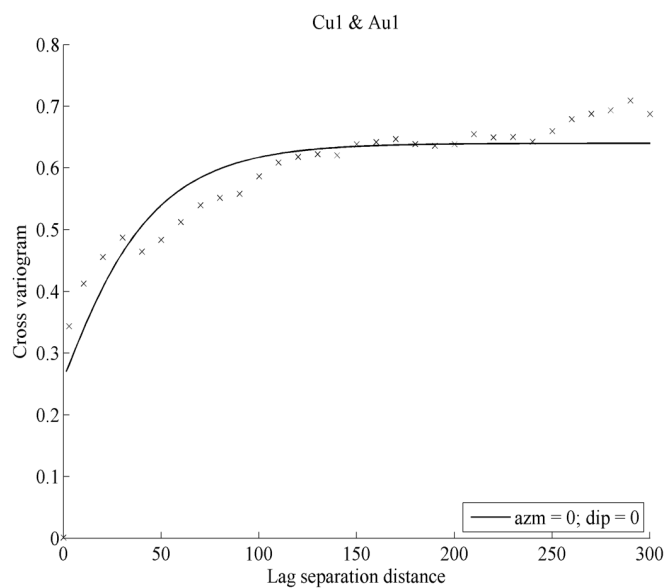


Figura 9.12 Variograma cruzado cobre y oro roca tipo 1.

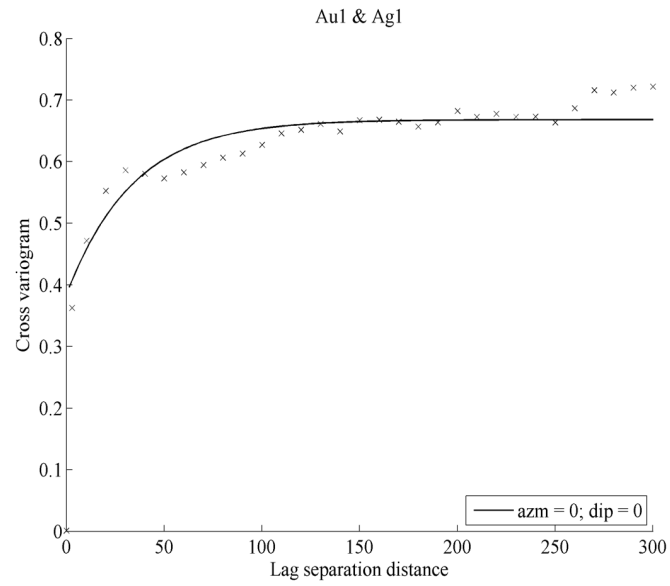


Figura 9.13 Variograma cruzado oro y plata roca tipo 1.

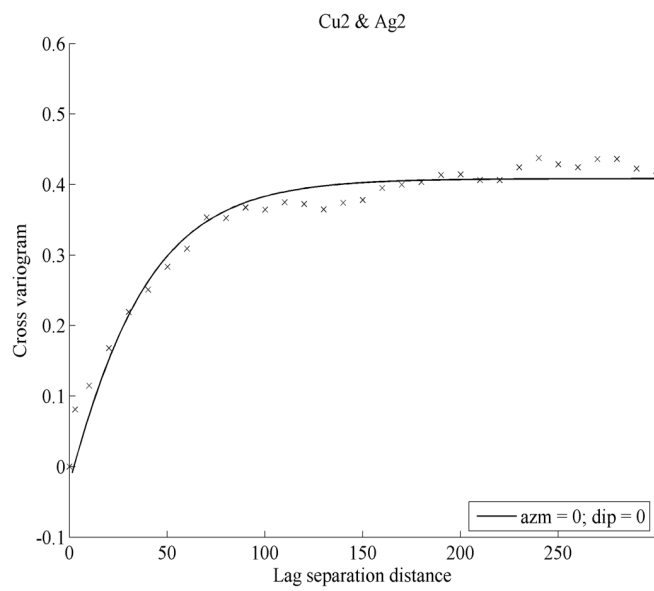


Figura 9.14 Variograma cruzado cobre y plata roca tipo 2.



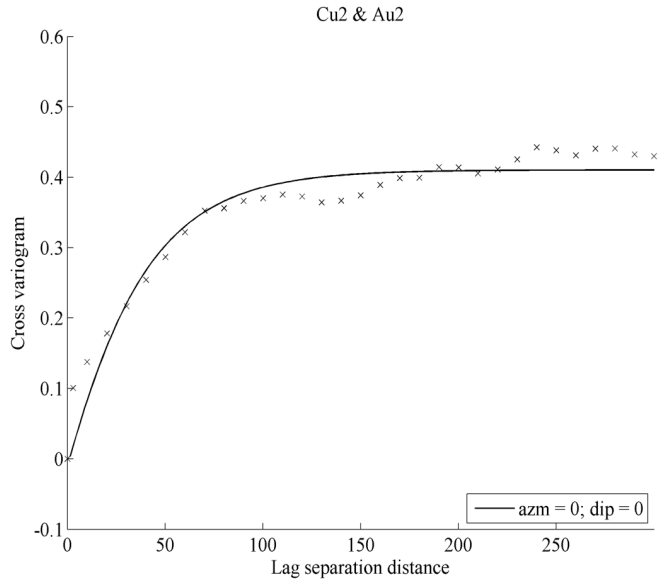


Figura 9.15 Variograma cruzado cobre y oro roca tipo 2.

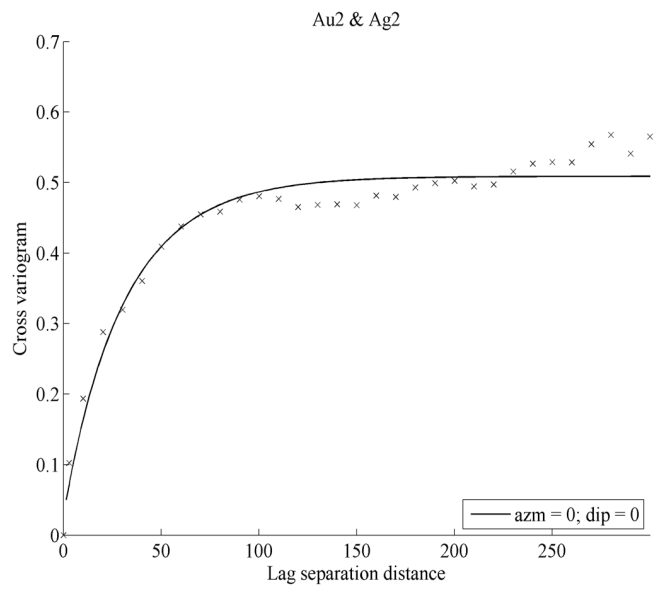


Figura 9.16 Variograma cruzado oro y plata roca tipo 2.

## 9.5 Pit final

Tabla 9.3 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 1-20.

Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [Nº de Bloques]	Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [Nº de Bloques]
1	22,543,111,314	143,281	11	24,074,488,802	143,653
2	21,087,328,832	142,783	12	19,921,051,061	143,813
3	22,949,663,060	142,264	13	20,235,081,595	142,761
4	18,945,581,129	143,246	14	19,853,084,923	143,183
5	19,365,892,921	143,199	15	21,377,256,701	143,708
6	20,756,997,929	142,996	16	19,981,763,925	143,222
7	19,550,155,738	142,327	17	20,086,488,516	142,944
8	21,626,621,525	143,107	18	24,970,927,557	143,573
9	21,080,733,794	143,645	19	21,642,104,544	142,787
10	20,861,033,729	142,532	20	19,516,166,259	142,386

Tabla 9.4 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 21-40.

Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [Nº de Bloques]	Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [Nº de Bloques]
21	21,903,388,221	143,619	31	20,997,620,442	143,332
22	21,570,927,970	143,215	32	20,561,126,508	142,681
23	22,757,302,184	143,010	33	25,408,918,073	142,848
24	21,122,762,516	142,152	34	20,249,662,210	143,528
25	20,755,428,314	143,975	35	21,967,899,941	143,150
26	20,422,789,755	142,540	36	22,409,687,872	142,870
27	19,775,481,112	144,490	37	18,668,681,467	144,190
28	19,341,160,505	142,771	38	20,293,414,986	143,878
29	18,546,026,288	143,438	39	24,491,879,398	144,036
30	23,843,708,722	142,842	40	21,362,429,661	143,071

Tabla 9.5 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 41-60.

Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [N° de Bloques]	Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [N° de Bloques]
41	22,047,406,070	143,287	51	20,265,622,473	143,152
42	20,022,734,807	142,942	52	20,472,697,056	142,945
43	21,241,328,214	142,750	53	21,147,485,820	142,483
44	22,787,297,332	143,072	54	26,235,314,616	143,276
45	16,843,342,451	142,829	55	20,348,857,900	143,701
46	22,016,281,793	142,816	56	20,273,888,861	142,821
47	21,198,003,050	142,993	57	19,545,947,929	143,219
48	21,006,737,510	143,090	58	19,768,433,226	143,844
49	22,511,548,403	142,930	59	21,397,313,667	142,977
50	22,806,053,253	143,692	60	19,836,488,617	143,176

Tabla 9.6 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 61-80.

Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [N° de Bloques]	Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [N° de Bloques]
61	19,752,935,677	143,188	71	19,752,935,677	143,188
62	21,980,858,972	144,050	72	21,980,858,972	144,050
63	21,541,543,460	142,706	73	21,541,543,460	142,706
64	21,317,902,903	142,209	74	21,317,902,903	142,209
65	19,666,539,516	143,978	75	19,666,539,516	143,978
66	20,025,203,867	143,860	76	20,025,203,867	143,860
67	21,217,403,976	143,090	77	21,217,403,976	143,090
68	21,475,817,612	142,873	78	21,475,817,612	142,873
69	22,987,646,606	144,022	79	22,987,646,606	144,022
70	23,452,855,588	142,818	80	23,452,855,588	142,818

Tabla 9.7 Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 81-100. Valor y tamaño del pit final. Realizaciones 1-20.

Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [N° de Bloques]	Realización	Valor del pit [US\$]	Tamaño del pit [N° de Bloques]
81	19,969,316,196	143,131	91	20,783,774,100	143,637
82	26,441,546,019	142,682	92	20,967,793,795	143,720
83	18,949,223,432	142,524	93	19,872,690,683	142,556
84	21,088,480,129	142,915	94	22,088,065,496	143,185
85	21,060,545,706	143,027	95	22,275,496,130	142,324
86	22,639,550,130	143,239	96	21,370,922,977	143,046
87	19,817,446,982	143,249	97	20,404,780,460	142,605
88	20,629,744,076	144,120	98	21,700,768,192	142,339
89	21,976,826,445	143,024	99	19,689,237,134	143,707
90	20,033,113,632	143,863	100	22,345,630,850	143,472

## 9.6 Confiabilidad pit final

La Tabla 9.8 muestran la confiabilidad de superar un valor umbral del pit para tres pit seleccionados en la Sección 4.3.1.

Tabla 9.8 Valor v/s probabilidad (PIT( $V_0$ )).

Valor umbral [MUS\$]	PIT_R	PIT_ETYPE	PIT( $V_0$ )
18,867	0.96	0.95	0.94
19,228	0.95	0.94	0.94
19,588	0.85	0.89	0.87
19,949	0.72	0.74	0.75
20,310	0.6	0.64	0.63
20,670	0.57	0.59	0.56
21,031	0.44	0.46	0.44
21,392	0.31	0.34	0.33
21,752	0.23	0.26	0.26
22,113	0.17	0.19	0.19
22,474	0.14	0.14	0.14
22,835	0.1	0.1	0.09
23,195	0.08	0.08	0.08
23,556	0.07	0.07	0.07
23,917	0.06	0.06	0.06
24,277	0.05	0.05	0.05
24,638	0.04	0.04	0.04

## 9.7 Desviación agendamiento largo plazo

Esta sección muestra la respuesta de las realizaciones al aplicar el agendamiento obtenido del modelo promedio. La Tabla 9.9 muestra el comportamiento del mineral producido por periodo, la Tabla 9.10 muestra el estéril producido por periodo y finalmente la Tabla 9.11 entrega la distribución de leyes por periodo.

*Tabla 9.9 Distribución de la producción de mineral por periodo en base al agendamiento e-type*

Periodo	Mínimo	Primer Cuartil	Mediana	Tercer cuartil	Máximo
1	7,195,500	7,508,841	7,637,906	7,808,288	8,070,075
2	4,777,988	6,001,734	6,217,088	6,377,963	7,900,425
3	5,907,038	6,428,053	6,605,381	6,760,041	7,281,788
4	5,259,150	5,870,109	6,031,350	6,246,338	6,889,838
5	5,392,238	5,775,778	5,942,869	6,083,269	6,537,375
6	4,735,575	5,288,034	5,556,038	5,836,106	6,565,163
7	4,536,675	5,111,072	5,291,325	5,492,053	6,168,825
8	4,453,313	5,063,175	5,283,281	5,596,988	6,471,563
9	4,782,375	5,157,506	5,447,813	5,738,119	6,424,763
10	4,467,938	4,932,281	5,094,619	5,349,459	6,007,950

*Tabla 9.10 Distribución de la producción de estéril por periodo en base al agendamiento e-type.*

Periodo	Mínimo	Primer Cuartil	Mediana	Tercer cuartil	Máximo
1	4,949,100	5,210,888	5,381,269	5,510,334	5,823,675
2	4,353,863	5,876,325	6,037,200	6,252,553	7,476,300
3	6,294,600	6,816,347	6,971,006	7,148,334	7,669,350
4	7,950,150	8,593,650	8,808,638	8,969,878	9,580,838
5	7,758,563	8,212,669	8,353,069	8,520,159	8,903,700
6	8,646,300	9,375,356	9,655,425	9,923,428	10,475,888
7	9,544,275	10,221,047	10,421,775	10,602,028	11,176,425
8	7,116,525	7,991,100	8,304,806	8,524,913	9,134,775
9	8,355,263	9,041,906	9,332,213	9,622,519	9,997,650
10	7,318,350	7,976,841	8,231,681	8,394,019	8,858,363

Tabla 9.11 Distribución de la ley por periodo en base al agendamiento e-type

Periodo	Mínimo	Primer Cuartil	Mediana	Tercer cuartil	Máximo
1	2.83	3.36	3.56	3.79	4.18
2	2.26	2.65	2.91	3.26	4.54
3	2.08	2.34	2.46	2.62	2.99
4	1.98	2.24	2.40	2.60	3.61
5	1.89	2.20	2.34	2.51	3.36
6	1.94	2.24	2.39	2.56	3.30
7	1.79	2.08	2.19	2.35	3.16
8	1.79	2.08	2.23	2.46	2.92
9	1.87	2.14	2.30	2.50	3.32
10	1.79	2.16	2.32	2.47	3.05

## 9.8 Agendamientos zona seleccionada

El presente anexo muestra los resultados obtenidos al realizar distintos agendamientos a una zona del modelo de bloques seleccionada a partir del PIT(V<sub>0</sub>).

*Tabla 9.12 Desviación de las realizaciones respecto agendamientos seleccionados.*

Periodo [mes]	Agendamiento 1			Agendamiento 2			Agendamiento promedio		
	Mineral	Estéril	Ley	Mineral	Estéril	Ley	Mineral	Estéril	Ley
1	-39%	78%	-6%	-17%	60%	-75%	-39%	-	59%
2	-43%	336%	19%	6%	294%	42%	-43%	-	70%
3	-69%	101%	-24%	-4%	488%	122%	-46%	-	76%
4	-26%	38%	129%	-60%	106%	79%	-43%	-	70%
5	-17%	375%	74%	-85%	-5%	74%	-48%	-	86%
6	39%	319%	11%	37%	559%	-16%	-45%	-	78%
7	-53%	114%	-39%	-30%	593%	-27%	-47%	-	81%
8	-86%	118%	89%	-30%	570%	106%	-48%	2713%	86%
9	-	-	-	-93%	-48%	107%	-51%	-	99%
10	-	-	-	-23%	128%	303%	-51%	-	99%

*Tabla 9.13 Agendamiento 1.*

Periodo	Mineral [ton]	Estéril [ton]	Ley Oro [ppm]
1	305662.5	90675.0	4.4
2	342225.0	48262.5	2.4
3	482625.0	71662.5	6.3
4	403650.0	153562.5	1.6
5	323212.5	38025.0	2.2
6	207675.0	38025.0	4.2
7	451912.5	65812.5	5.9
8	416812.5	30712.5	2.0
9	0.0	0.0	0.0
10	0.0	0.0	0.0
Total	3470512.5		



Tabla 9.14 Agendamiento 2.

Periodo	Mineral [ton]	Estéril [ton]	Ley Oro [ppm]
1	485550.0	184275.0	11.4
2	348075.0	49725.0	3.4
3	283725.0	42412.5	1.9
4	336375.0	71662.5	1.4
5	207675.0	70200.0	1.4
6	181350.0	38025.0	3.6
7	432900.0	27787.5	7.4
8	282262.5	17550.0	1.9
9	267637.5	49725.0	1.4
10	128700.0	21937.5	1.2
Total	3527550.0		

Tabla 9.15 Agendamiento 3.

Periodo	Mineral [ton]	Estéril [ton]	Ley de Oro [ppm]
1	497250.0	0.0	2.0
2	498712.5	0.0	2.0
3	495787.5	0.0	2.0
4	497250.0	0.0	2.0
5	498712.5	0.0	2.0
6	497250.0	0.0	2.0
7	497250.0	0.0	1.9
8	498712.5	8775.0	2.1
9	498712.5	0.0	1.9
10	498712.5	0.0	2.2
Total	4987125.0		