PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE

ESCUELA DE INGENIERIA

MODELOS DE GESTIÓN DEL RIESGO ASOCIADO A LA INCERTIDUMBRE EN LAS VARIABLES INTRÍNSECAS DEL PROCESO DE EVALUACIÓN DE RECURSOS

FRANCISCO IGNACIO VALENZUELA SAINTARD

Tesis para optar al grado de
Magister en Ciencias de la Ingeniería

Profesor Supervisor:
JOSÉ BOTÍN GONZÁLEZ

Santiago de Chile, Septiembre, 2013

©2013, Francisco Ignacio Valenzuela Saintard

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE

ESCUELA DE INGENIERIA

MODELOS DE GESTIÓN DEL RIESGO ASOCIADO A LA INCERTIDUMBRE EN LAS VARIABLES INTRÍNSECAS DEL PROCESO DE EVALUACIÓN DE RECURSOS

FRANCISCO IGNACIO VALENZUELA SAINTARD

Tesis presentada a la Comisión integrada por los profesores:

JOSÉ BOTÍN GONZÁLEZ

JUAN IGNACION GUZMÁN BARROS

RONALD GUZMÁN

CLAUDIA MONREAL

EDISSON PIZARRO CARVAJAL

ENZO SAUMA SANTIS

Para completar las exigencias del grado de
Magister en Ciencias de la Ingeniería

Santiago de Chile, Septiembre 2013

A toda mi familia por su apoyo incondicional en todo momento.

AGRADECIMIENTOS

Primero que todo, me gustaría agradecer al Profesor José Botín por su disposición, colaboración y orientación durante este proceso, siempre preocupado en el avance de la tesis, sus resultados y principalmente en la entrega de las herramientas necesarias para la corrección de ésta.

De la misma forma, sumo a mis agradecimientos a la Sra. Claudia Monreal, Gerente General de la Compañía *Core Mining Studies*, por el apoyo desinteresado que me brindó ella y el ingeniero de su equipo Álvaro Quezada. Gracias por la colaboración, disposición y orientación, tanto técnica como teórica, las cuales fueron fundamentales en el desarrollo del caso de estudio en que se enmarcó esta tesis.

También mencionar a Juan Ignacio Guzmán, quién fue muy importante en el enfoque bibliográfico y su respectiva corrección, además de su disponibilidad y colaboración.

Finalmente es muy importante para mí, agradecer a mis padres Tulio y Myrthala, hermanos Alejandro y Ximena, a mi pareja Laura, así como también a mis amigos que colaboraron durante toda mi carrera universitaria. Gracias a sus palabras de aliento y apoyo incondicional, se comienza a cerrar este largo y enriquecedor proceso de mi vida.

TABLA DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTOS iii

TABLA DE CONTENIDO iv

LISTA DE FIGURAS vii

LISTA DE TABLAS ix

ABSTRACT xi

RESUMEN xii

1 INTRODUCCIÓN 1

2 ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN 3

3 ESTADO DEL ARTE 4

3.1 Sobre evaluación de riesgo en proyectos mineros 4

3.2 Sobre modelos de riesgo en la evaluación de los recursos 5

3.3 Sobre modelos de toma de decisión bajo riesgo 10

4 MARCO METODOLÓGICO GENERAL 12

5 ANALISIS CUALITATIVO DE LAS FUENTES DE INCERTIDUMBRE EN EL PROCESO DE EVALUACION DEL YACIMIENTO 16

5.1 Identificación de los sub procesos 16

5.1.1 Operación de sondajes 17

5.1.2 Testificación y desmuestre de sondajes 18

5.1.3 Preparación de la muestra 20

5.1.4 Análisis químico 21

5.1.5 Preparación de datos 24

5.1.6 Interpretación geológica del yacimiento 24

5.1.7 Estimación de recursos 25
5.2 Caracterización de las fuentes de incertidumbre asociadas a la evaluación de recursos 27
5.2.1 Incertidumbres en la operación de sondajes 27
5.2.2 Incertidumbres en la testificación de sondajes y muestreo 33
5.2.3 Incertidumbres en la preparación de muestras 40
5.2.4 Incertidumbres en el análisis químico 43
5.2.5 Incertidumbres en la preparación de datos 47
5.2.6 Incertidumbres en la interpretación y modelamiento geológico 49
5.2.7 Incertidumbres en la estimación de recursos 51
5.2.8 Otras fuentes de incertidumbre 58
5.3 Clasificación de incertidumbres: Matrices parámetro de riesgo - fuente 59
6 MODELO CUANTITATIVO DE GESTIÓN DE RIESGO ASOCIADO A LA INCERTIDUMBRE EN LA LEY DEL YACIMIENTO 64
7 CASO DE ESTUDIO 79
7.1 Validacion y estudio exploratorio 81
7.1.1 Análisis Estadístico de los datos 81
7.1.2 Variogramas experimentales 92
7.2 Modelo de simulación condicional 97
7.2.1 Transformación a datos gaussianos (Anamorfosis) 97
7.2.2 Análisis variográfico de los datos gaussianos 99
7.2.3 Generación del Modelo de bloques 104
7.2.4 Modelos de Simulación Condicional de las leyes de Bloque 104
7.3 Diseño y planificación de la producción 107

7.4 Modelo economico 112
7.4.1 Secuencia de extracción 112
7.4.2 Indicadores económicos 116
7.5 Cuantificación del riesgo 117
7.5.1 Escenario “sin riesgo”: 118
8 CONCLUSIONES Y ESTUDIOS FUTUROS 122
BIBLIOGRAFÍA 124
ANEXO A: Flujo de caja por periodo leyes promedio 133
ANEXO B: Distribuciones de leyes ajustadas por periodo 139

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Proceso metodológico del MPRM [8] 15
Figura 2: Identificación de los sub procesos asociados al proceso de evaluación de recursos 17
Figura 3: Hojas de testificación de sondajes [51] 19
Figura 4: Procedimiento en la preparación de muestras [51] 21
Figura 5: Gráfico sobre la teoría de Gy de división y reducción [66] 42
Figura 6: Propiedad de suavizamiento [31] 58
Figura 7: Metodología general del modelo cuantitativo de gestión del riesgo 65
Figura 8: Ejemplo de transformación gaussiana de datos [31] 71
Figura 9: Ejemplo de método de *revenue factors* para pits anidados 74
Figura 10: Localización del proyecto en estudio 79
Figura 11: Histograma y estadísticas grupo 1 de litologías 83
Figura 12: Derivas en la dirección Este del grupo 1 de litologías 84
Figura 13: Derivas en la dirección Norte del grupo 1 de litologías 84
Figura 14: Derivas en la dirección Vertical en el grupo 1 de litologías 85
Figura 15: Despliegue en planta de leyes de cobre total del grupo 1 de litologías [Vulcan] 85
Figura 16: Histograma y estadísticas del grupo 2 de litologías 86
Figura 17: Deriva en la dirección Este del grupo 2 de litologías 87
Figura 18: Deriva en la dirección Este del grupo 2 de litologías 87
Figura 19: Deriva en la dirección Vertical del grupo 2 de litologías 88
Figura 20: Despliegue en planta de leyes de cobre total del grupo 2 de litologías [Vulcan] 89
Figura 21: Histograma y estadísticas del grupo 3 de litologías 89
Figura 22: Deriva en la dirección Este del grupo 3 de litologías 90
Figura 23: Deriva en la dirección Este del grupo 3 de litologías 91
Figura 24: Deriva en la dirección Vertical del grupo 2 de litologías 91
Figura 25: Despliegue en planta de leyes de cobre total del grupo 3 de litologías [Vulcan] 92
Figura 26: Variogramas experimentales para el grupo de litologías 1. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan] .. 94

Figura 27: Variogramas experimentales para el grupo de litologías 2. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan].. 95
Figura 28: Variogramas experimentales para el grupo de litologías 3. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan].. 96
Figura 29: Histograma y estadísticas de la transformación del grupo 1 de litologías..... 97
Figura 30: Histograma y estadísticas de la transformación del grupo 2 de litologías..... 98
Figura 31: Histograma y estadísticas de la transformación del grupo 3 de litologías..... 99
Figura 32: Variogramas experimentales gaussianos para el grupo de litologías 1. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]..... 101
Figura 33: Variogramas experimentales gaussianos para el grupo de litologías 2. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]..... 102
Figura 34: Variogramas experimentales gaussianos para el grupo de litologías 3. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]..... 103
Figura 35: Despliegue en planta de modelos de bloques construidos y litologías [Vulcan]104
Figura 36: Validación de la simulación para el grupo 1 de litologías (arriba), grupo 2 de litologías (medio) y grupo 3 de litologías (abajo) [Vulcan]..... 106
Figura 37: VAN y tonelaje a planta por pit anidado 108
Figura 38: Comparación de pits con pit 36 para elección de pit final..... 109
Figura 39: Solidos de fases de la estrategia 3 [Vulcan] 112
Figura 40: Tonelaje de material extraído por fases y periodos 114
Figura 41: Mineral enviado a planta por fases y periodos 114
Figura 42: Estéril extraído por fases y periodos 115
Figura 43: Planificación de largo plazo 115
Figura 44: Percentiles 5, 50 y 95 para cada periodo de planificación..... 118
Figura 45: Escenarios de tolerancia al riesgo..... 119

LISTA DE TABLAS

Tabla 1: Ejemplo del modelo de riesgo P [8] 12
Tabla 2: Resultados estudios densidad malla de sondajes [43] 30
Tabla 3: Distribución de tipo de muestras para el control de calidad [64] 47
Tabla 4: Resultados obtenidos por Emery y Ortiz [32] 54
Tabla 5: Clasificación de parámetros de riesgo en la operación de sondajes 61
Tabla 6: Clasificación de parámetros de riesgo en la testificación de sondajes y muestreo 61
Tabla 7: Clasificación de parámetros de riesgo en la preparación de la muestra 62
Tabla 8: Clasificación de parámetros de riesgo en el análisis químico 62
Tabla 9: Clasificación de parámetros de riesgo en la preparación de datos 62
Tabla 10: Clasificación de parámetros de riesgo en la interpretación y modelamiento geológico 63
Tabla 11: Clasificación de parámetros de riesgo en la estimación y evaluación de recursos 63
Tabla 12: Litologías y ley de cobre total de los datos 81
Tabla 13: Grupo 1 de litologías 82
Tabla 14: Grupo 2 de litologías 82
Tabla 15: Grupo 3 de litologías 82
Tabla 16: Valores utilizados para el cálculo del variograma experimental 93
Tabla 17: Valores del ajuste del variograma para el grupo 1 de litologías 94
Tabla 18: Valores del ajuste del variograma para el grupo 2 de litologías 95
Tabla 19: Valores del ajuste del variograma para el grupo 3 de litologías 96
Tabla 20: Valores utilizados para el cálculo del variograma gaussiano experimental 100
Tabla 21: Valores del ajuste del variograma gaussiano para el grupo 1 de litologías 101
Tabla 22: Valores del ajuste del variograma gaussiano para el grupo 2 de litologías 102
Tabla 23: Valores del ajuste del variograma gaussiano para el grupo 2 de litologías 103
Tabla 24: Parámetros técnicos y económicos para definición de pit final y pits anidados 107
Tabla 25: Estrategia 1 de fases 110
Tabla 26: Estrategia 2 de fases 110

Tabla 27: Estrategia 3 de fases 111
Tabla 28: VAN de estrategias de fases 111
Tabla 29: Parámetros de cálculo de ley de corte 113
Tabla 30: Indicadores económicos del proyecto 116
Tabla 31: VAN y TIR para cada percentil de tolerancia al riesgo 119
Tabla 32: VAN y TIR caso base (percentil 50) 120
Tabla 33: Medidas de riesgo al comparar escenarios de tolerancia al riesgo y caso base . 120

ABSTRACT

Identifying the sources of uncertainty and risk is the key factor in the investment decision process of mining project. Nevertheless, traditional risk evaluation methods provide little information about the sources of risk. Mining investment decision for large mining projects implies an enormous financial risk and therefore, requires a more complex risk evaluation methodology taking into account all sources of uncertainty from each process in the project value chain. In a mining investment process the main intrinsic source of risks are those related with the evaluation of the ore body, the most "upstream" process in the value chain. In this thesis, these risks are characterized and qualitatively evaluated. Also, in the second part of this thesis, a conditional simulation model is developed to quantify the financial risk associated to the uncertainty and variability on the grade of the orebody. This model is validated by its application in a case of a real study of a copper deposit in Chile.

Keywords: mining, risk, feasibility study, simulation, resources evaluation.

RESUMEN

La identificación de las fuentes de incertidumbre y riesgo es un factor clave en el proceso de decisión de inversión de un proyecto minero. Sin embargo, los métodos tradicionales de evaluación de riesgos proporcionan poca información sobre las fuentes de riesgo. La decisión de inversión minera para los grandes proyectos de minería implica un enorme riesgo financiero y por lo tanto, requiere de una metodología más compleja de evaluación de riesgos, teniendo en cuenta todas las fuentes de incertidumbre de cada proceso en la cadena de valor del proyecto. En un proceso de inversión en minería la principal fuente de riesgos intrínseca son los relacionados con la evaluación del yacimiento, el proceso más "aguas arriba" en la cadena de valor. En esta tesis, estos riesgos son caracterizados y evaluados cualitativamente. Además, en la segunda parte de esta tesis, se desarrolla un modelo de simulación condicional para cuantificar el riesgo financiero asociado a la incertidumbre y la variabilidad en la ley del yacimiento. Este modelo ha sido validado por su aplicación en un caso de un estudio real de un yacimiento de cobre en Chile.

Palabras claves: minería, riesgo, estudio de factibilidad, simulación, evaluación de recursos.

1 INTRODUCCIÓN

La identificación de los parámetros de riesgo de un proyecto minero es un factor clave en los procesos de inversión. Sin embargo, los métodos tradicionales de evaluación de riesgo proporcionan escasa información sobre el origen de los mismos, y tienden a producir evaluaciones basadas en escenarios estáticos, que no tienen en cuenta los cambios que pueden producirse en el rendimiento económico del proyecto, por la acción de sus gestores, una vez que éste ha alcanzado la etapa de producción.

Dadas las características de las inversiones en minería: (1) Grandes montos de inversión, (2) largos ciclos de inversión, y (3) gran cantidad de variables inciertas tanto extrínsecas como intrínsecas, las decisiones de inversión requieren de modelos de evaluación más complejos, que tengan en cuenta las fuentes de incertidumbre en cada proceso de la cadena de valor e.g. evaluación del yacimiento, ingeniería de mina, planificación minera, ingeniería plantas de proceso y plan de construcción.

En los procesos de inversión en minería, la principal fuente de riesgo intrínseca es el propio yacimiento. La ley y el tonelaje del recurso mineral son estimados mediante diversos procesos como testificación de sondajes, muestreo de mineral, pruebas de laboratorio, métodos geoestadísticos, etc., y cada uno de estos procesos conlleva incertidumbres que generan riesgos económicos.

La evaluación de recursos es el primer proceso en la cadena de valor del proyecto. En éste proceso se determina el tonelaje y las leyes de los recursos cuya explotación constituye el objeto del proyecto. Por ello, la estimación de recursos es el input primario en el que se fundamentan todos los procesos “aguas abajo” en el proyecto y la evaluación económica final.

En esta tesis se investigan las incertidumbres y riesgos presentes en el proceso de evaluación de los recursos. La tesis se enfoca exclusivamente a la caracterización del riesgo asociado a la incertidumbre en las variables técnicas, y al desarrollo de un modelo

cuantitativo del riesgo económico derivado de la incertidumbre en la ley del yacimiento. El modelo se valida mediante un caso de estudio real.

2 ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN

El objetivo general de esta tesis consiste en el desarrollo de un modelo metodológico para la evaluación del impacto económico asociado a las diversas fuentes de incertidumbre presentes en el proceso de evaluación de recursos minerales. La investigación realizada pretende lograr un avance significativo en el área de gestión del riesgo y optimización, aplicable como herramienta de apoyo en la toma de decisiones de inversión en cualquiera de las etapas de desarrollo del proyecto minero. El marco metodológico general de esta investigación es la metodología *Mine Project Risk Management* (MPRM), desarrollada en el departamento de Ingeniería de Minería de la Pontificia Universidad Católica de Chile [8].

Dentro del objetivo general antes descrito, la investigación se ha centrado en dos objetivos específicos:

i) Caracterización y clasificación sistemática de las fuentes de incertidumbre del proceso de evaluación de los recursos en un proyecto minero, con el objetivo de entregar modelos cualitativos de riesgo en el proceso de evaluación de recursos.
ii) Desarrollo de un modelo cuantitativo para la evaluación y gestión del riesgo económico asociado a la incertidumbre en la ley del yacimiento, que apoye en la toma de decisiones de inversión en las distintas etapas de desarrollo de los proyectos mineros.

Para el desarrollo del modelo cuantitativo de incertidumbre se emplean herramientas geoestadísticas, específicamente de simulación condicional. El riesgo económico se evalúa mediante la aplicación de métodos de toma de decisiones bajo riesgo a los modelos de incertidumbre anteriormente desarrollados.

3 ESTADO DEL ARTE

3.1 SOBRE EVALUACIÓN DE RIESGO EN PROYECTOS MINEROS

Desde la perspectiva financiera, no técnica, el riesgo asociado a un proyecto de inversión debe estar representado por la tasa de descuento "r" aplicada en el cálculo del Valor Actual Neto (VAN). En el supuesto que la tasa "r" incluye todo el riesgo, el criterio de aceptación del proyecto sería que el VAN(r) sea mayor a cero. En consecuencia, la diferencia entre la tasa "r" y tasa "c" de costo de capital de la empresa o inversor del proyecto, sería una medida global del riesgo y, en base a este criterio, el riesgo del proyecto podría cuantificarse como: VAN(c) – VAN(r), es decir el incremento de VAN que resultaría de reducir la tasa de descuento desde la tasa "r" (tasa con riesgo) a la tasa "c" (tasa sin riesgo). En realidad, la tasa "r" suele estar determinada por criterios financieros que nada indican sobre el origen del riesgo ni las fuentes de incertidumbre que lo generan. En proyectos mineros, "r" es con frecuencia un criterio empírico para aceptar o rechazar un proyecto o para comparar varias alternativas de inversión y suele ser determinado por el Directorio de la empresa de un modo empírico, más relacionado con la estrategia de inversión de la empresa que con el riesgo. Según Runge [63], reunir todos los riesgos de un proyecto minero en un solo parámetro (r) – que frecuentemente es aplicado sin variación a todos los proyectos de inversión de la empresa – aporta escasa información sobre el origen del riesgo, lo que dificulta su gestión y remediación.

Desde la perspectiva técnica, evaluar el riesgo implica determinar el impacto económico derivado de la incertidumbre en el valor real de los parámetros internos (ley, dilución, ritmo de producción, recuperación metalúrgica, costos, etc.) y los externos (precio, tipo de cambio, etc.). Tradicionalmente, según Sorentino y Reichmann [57] [70], el método de evaluación del riesgo de un proyecto minero se ha basado en el análisis de escenarios y de sensibilidad del VAN a una o más variables que pudiesen ser consideradas más relevantes en la decisión de inversión. Sin embargo, con éstos

métodos solo se obtienen, para cada escenario, valores del VAN asociados a una probabilidad, pero no entregan información acerca de las fuentes de incertidumbre ni cuantifican el riesgo asociado a cada una. En este contexto, el riesgo asociado a una variable determinada puede ser cuantificado como la reducción del VAN del proyecto para un escenario en el que la variable considerada adopta un valor "sin riesgo" o con riesgo asumible. Por otra parte, para Snowden [69], estos métodos no tienen en cuenta la gestión que se puede hacer de las fuentes de incertidumbre en la etapa de producción y a lo largo del ciclo de vida del proyecto, lo que supone sobrevalorar el riesgo e infravalorar el proyecto.

Según Runge [63], la gestión del riesgo se refiere al proceso de eliminar o reducir el riesgo hasta un nivel "asumible" por los inversores, incurriendo en un aumento de costos de inversión. Es claro que el nivel "asumible" queda establecido por el punto en que el beneficio potencial asociado a la reducción del riesgo resulta inferior al costo incurrido. En minería, este proceso de gestión del riesgo es mucho más importante que en otras industrias donde los parámetros económicos son menos inciertos.

Existen numerosos estudios que han utilizado técnicas de simulación para evaluar el riesgo o incertidumbre en proyectos mineros (Newendorp, 1975; Mallinson, 1987; Mackenzie, 1994; Rozman, 1998). Estos estudios, por lo general, se enfocan en la variación de los factores conocidos como cuantitativos como lo son precio, costos, ingresos, etc. Sin embargo, estos estudios se basan en el supuesto de que la calidad de la estimación en las reservas del mineral es alta.

3.2 SOBRE MODELOS DE RIESGO EN LA EVALUACIÓN DE LOS RECURSOS

Para Dominy [25], la metodología convencional de evaluación de recursos se basa en asignar un valor constante a las leyes y tonelajes para cada clase de recursos sin considerar la incertidumbre asociada a esta estimación en los procesos "aguas abajo" del proyecto. Además, a menudo no tienen en cuenta muchas de las fuentes que causan incertidumbre en las estimaciones de leyes y tonelajes.

Según el mismo autor [25], frecuentemente, los estudios de factibilidad tienden a tratar con la incertidumbre presente en las estimaciones de recursos y reservas mediante la agrupación de todo el riesgo en un solo factor "reductor" que se aplica a la estimación final de ley y tonelaje.

La importancia de la incertidumbre en la estimación de recursos es destacada por el grupo *Centre de Geostatistique*[1] [49], quien informó que el 70% de los fracasos de las pequeñas empresas mineras en el sur de África, durante la década de 1980, se debía principalmente a errores en la estimación de las leyes y toneladas de mineral. Por lo tanto, la incertidumbre en la estimación de recursos o incluso errores fatales en las estimaciones siguen siendo unas de las fuentes importantes de fracaso en la industria minera.

En este mismo sentido, otros autores como Burmeister (1988), Knoll (1989) y Clow (1991), estudiaron las causas de la variabilidad en la producción de algunas faenas y proyectos mineros, y siempre concluyeron que la que causa mayor impacto corresponde a la estimación de recursos.

Desde la década del 90, el impacto de las incertidumbres sobre la evaluación económica de los proyectos tuvo cada vez más relevancia dado los beneficios marginales que eran entregados por los nuevos proyectos. Diversos autores como Ravenscroft (1992), Berckmans y Armstrong (1997), Dimitrakopoulos (2002) y Dowd y Dare-Bryan (2004) utilizaron diversos modelos y técnicas geoestadísticas con el objetivo de evaluar el riesgo en la planificación minera asociado a los recursos.

En 1992, Ravenscroft [56] aplica simulación estocástica para cuantificar el impacto económico de la incertidumbre en la ley sobre el plan de producción de un proyecto minero, y destaca la falta de capacidad del software convencional basado en modelos de programación matemática para integrar la cuantificación del riesgo en la evaluación de proyectos mineros. En 1997, Berckmans, A., & Armstrong, M. [6] presentan un caso de estudio basado en los yacimientos de oro tipo "Witwatersrand" en el que comparan las

[1] Corresponde a la división de geoestadística del *Centre de Geostatistique et de Morphologie Mathématique* de *Fontainebleau,* París, cuyo primer director fue Georges François Paul Marie Matheron.

funciones gaussiana y lognormal como modelos estocásticos para caracterizar variables geoestadisticas, concluyendo que el modelo lognormal es más adecuado cuando la disponibilidad de datos es escasa, caso habitual en proyectos mineros

Un modelo simple para la consideración de las incertidumbres y gestión del riesgo asociado a las variables de tonelaje y ley del mineral fue desarrollado por Morley *et al.* [49], con el objetivo de resaltar el impacto que tienen estas variables en términos financieros. El modelo permite determinar el impacto económico, positivo o negativo de las incertidumbres. Para esto se utilizaron distribuciones triangulares donde se introdujo un mínimo, un máximo y un valor más probable para cada uno de los parámetros de riesgo o incertidumbre asociados a las variables en cuestión. Por ejemplo, un sesgo en el muestreo, el cual subestima la ley, podría tener un efecto positivo, ya que más gramos del metal podrían ser recuperados, mientras que si un sesgo en el muestreo resulta en la sobre estimación, tendría un efecto negativo ya que menos gramos del metal podrían ser recuperados. Una vez desarrollados los modelos de las fuentes de incertidumbre, se utilizó la simulación de Monte Carlo (con 2.000 iteraciones) con el objetivo de que la incertidumbre pudiese ser expresada como un rango, y de esta forma poder generar curvas de distribuciones de probabilidad. Cabe destacar que cada uno de los modelos desarrollados fueron derivados de la experiencia de los autores con el esfuerzo que fuesen parámetros significativos y realistas, aunque no estuviesen basados en datos empíricos. Con estos rangos realistas de incertidumbre, se lograron aumentos en la estimación de ingresos de hasta un 30%.

En 2002, Dimitrakopoulos *et al.* [19] estudiaron las variables internas relacionadas con la geología mediante la utilización de la simulación condicional, con el objetivo de desarrollar opciones de planificación minera ligadas con las incertidumbres geológicas del proyecto. Con este mismo objetivo Dimitrakopoulos *et al.* [20] modelaron tanto la incertidumbre en el precio como de las variables geológicas, con el fin de resaltar los riesgos asociados a la incertidumbre en la ley del mineral.

También el 2002, Dowd & Pardo-Iguzquieta [29], destaca el uso creciente de la simulación condicional geoestadistica como herramienta de análisis de riesgo asociado a

los recursos. Posteriormente, en 2004, Dowd & Dare-Bryan [27] constatan que los métodos tradicionales de planificación minera no permiten gestionar el riesgo de no cumplimiento del plan, y presentan una nueva metodología que integra el riesgo en el proceso de planificación, en base a la estimación para cada bloque, de la ley y la probabilidad de que la ley del bloque sea superior a la ley de corte requerida.

En 2007, Dimitrakopoulos y Sabour [18] estudiaron la flexibilidad de un proyecto minero, mediante la modelización del precio y las incertidumbres geológicas y mediante el uso de opciones reales. Con esto, se obtuvo que el valor del proyecto fue 15% mayor que con los métodos de evaluación tradicional.

Respecto al uso de las opciones reales, Del Castillo *et al.* [14] presentan un modelo cuantitativo de gestión del riesgo basado en opciones reales que permite cuantificar el riesgo asociado a la dilución, como una función de la tasa de producción. Este modelo es validado mediante un caso de estudio sobre el proyecto de Chuquicamata Subterráneo.

En el mismo 2007, Dimitrakopoulos y Ramazan [55] incorporan la simulación condicional en el diseño de planes mineros con el objetivo de seleccionar el que presentaba los mejores indicadores de desempeño. En este estudio se desarrolla un método de programación entera estocástica, el que con ayuda de la simulación condicional permite optimizar la producción de mineral y seleccionar el mejor diseño de mina, maximizando el valor presente neto de la producción y minimizando la demanda insatisfecha de mineral procesado en cuanto a toneladas, leyes y calidad del mismo. Específicamente, el método desarrollado realiza varios modelos de simulación del yacimiento y maximiza el VAN de producción considerando la incertidumbre geológica causada por la variabilidad en la ley y como éste afecta en el plan de producción de largo plazo. Con esto se tiene la opción de minimizar el riesgo en cada uno de los periodos de producción o tolerar un poco de riesgo en determinados periodos. Se puede concluir que el modelo desarrollado ha demostrado tener importante beneficios económicos en comparación con los métodos tradicionales de planificación.

En este mismo sentido, Menabde en el año 2007 [48] incorpora el uso de la simulación condicional en el problema de programación entera estocástico, con el objetivo de maximizar el VAN esperado de una secuencia de extracción de un yacimiento. El documento desarrolla la implementación de un modelo de programación, el cual realiza múltiples modelos de bloques del cuerpo mineralizado simulados condicionalmente, ya que por lo general el modelo de bloques suele ser una fuente importante de incertidumbre debido a los escasos datos de sondajes que no permiten apoyar un modelo de bloque único y determinista. Por lo tanto el objetivo de este estudio y de la optimización realizada consiste en encontrar la secuencia óptima de extracción y la política de leyes de corte, que cuando se evalúan dentro del conjunto de modelos de bloques simulados condicionalmente produce el mejor VAN esperado posible. Como resultado de este documento, al analizarlo en un caso de estudio se observa un aumento en el VAN del proyecto de un 4,1% con una variación relativa de solo un 7,6% comparado con el método tradicional de planificación.

Ya en el año 2011, Dimitrakopoulos [17] desarrolla una nueva forma de planificación de mina en el cual integra 2 elementos: la simulación estocástica y la optimización estocástica. Con esto permite la modelización de la incertidumbre tanto en el diseño de mina, en la planificación de la producción y en la valoración de los proyectos mineros. Mediante el desarrollo de este estudio, el modelo logra un aumento en el valor de los programas de producción de un 25% y los estudios de casos logran que los límites óptimos estocásticos del pit final puedan ser de 15% aproximadamente más grandes en términos de tonelaje que con respecto al método convencional. En este mismo sentido se logra un aumento de un 10% aproximadamente en el VAN del programa de producción.

Por lo tanto, poco a poco se han ido introduciendo metodologías de cuantificación del riesgo del proceso de evaluación de recursos y principalmente de la variabilidad de la variable ley y la incertidumbre en la estimación de la misma. Para Dominy [25], el principal método, tal como se vio anteriormente, corresponde a la simulación condicional, basado en la estimación de kriging, la simulación de Monte Carlo y en el uso del muestreo estocástico para proporcionar, en teoría, una medida de la

incertidumbre presente en la estimación de la variable, respetando al mismo tiempo los valores de datos a nivel local. Este método fue introducido por Matheron [45] en 1962 y desarrollado a partir de 1972 por Guibal [36] y 1974 por Journel [40]. Sin embargo, debido a la escasa capacidad computacional de la época, su aplicación quedó limitada a estudios de control de calidad y a problemas operacionales y planificación a corto plazo (Dowd [28]; Dumay [30] y otros)

3.3 ***SOBRE MODELOS DE TOMA DE DECISIÓN BAJO RIESGO***

En general [8], la cuantificación del riesgo respecto a una determinada fuente de incertidumbre puede realizarse mediante la comparación de un caso base (con riesgo) y uno o más escenarios sin riesgo (o de riesgo asumible), respecto a la variable considerada mediante el uso de herramientas de simulación estocástica, arboles de decisión, valoración por opciones reales u otros métodos.

Según Damghani [15], el proceso de toma de decisión bajo riesgo plantea una decisión en situaciones en las que la incertidumbre o probabilidad de ocurrencia puede ser representada mediante modelos probabilísticos, tanto objetivos como subjetivos. En este caso, cada decisión o curso de acción está asociado a un resultado o consecuencias y donde el tomador de decisiones conoce la probabilidad de ocurrencia de todos y cada uno de los estados posibles de la naturaleza para el problema que se está evaluando [58].

El problema del riesgo en las decisiones de inversión en minería es estudiado por Nicholas, *et al*. En 2006 [50] Nicholas *et al*. plantean la necesidad de integración en un único marco de evaluación, de la complejidad del ciclo de evaluación e.g. muestreo, estimación de recursos, planificación, operaciones y el modelo económico del proyecto minero. Por la enorme complejidad del modelo metodológico propuesto, habría de establecer un equilibrio entre la máxima simplificación en las técnicas de evaluación y la incorporación de aspectos del proyecto que pueden afectar a la toma de decisión, es decir, los aspectos de decisión bajo riesgo.

Por último, según Buschena [10], la toma de una buena decisión responde a un análisis lógico y a un proceso sistemático de toma de decisiones, donde se defina el problema, se listen los estados posibles y se desarrollen los modelos correspondientes. Incluso, si aquella decisión termina en resultados desfavorables o consecuencias inesperadas, sigue siendo una buena decisión debido a que siguió el camino correcto.

4 MARCO METODOLÓGICO GENERAL

En esta tesis, la investigación de modelos de gestión de riesgo económico en la toma de decisiones de inversión se plantea como un proceso en etapas alineado con el marco metodológico *Mining Project Risk Management* (MPRM), desarrollado por Botín *et al.* [8].

La primera etapa de investigación, se orienta a caracterizar la incertidumbre asociada a las variables o parámetros relevantes en la cadena de valor del proyecto. Ello requiere desarrollar un análisis cualitativo que permita determinar los parámetros de relevancia económica, las fuentes de incertidumbre asociadas a la evaluación de dichos parámetros. El objetivo final es caracterizar la incertidumbre mediante un modelo 3D (Matriz P_{ijk}), en el que cada parámetro de riesgo (P_{ijk}) se asocie a un proceso de la cadena de valor (i), una actividad o sub proceso (j) y una fuente u origen de riesgo (k). Así, la tabla 1 presenta un ejemplo para en el que, en forma tabulada, aparecen las fuentes de incertidumbre asociadas a cada parámetro de riesgo (P_{ij}), perteneciente al sub proceso (j) "testificación de sondajes y muestreo" del proceso (i) "evaluación de yacimiento".

Tabla 1: Ejemplo del modelo de riesgo P [8]

Parámetro de riesgo (P)	**Fuentes de riesgo**			
	Información insuficiente	Uso deficiente de la información	Precisión/Exactitud	Representatividad de la muestras
Humedad	X	X	X	X
Porosidad	X			X
Mineralogía		X		
Estructuras de roca	X	X	X	X
Fuerzas de roca		X		

En una segunda etapa se aborda el desarrollo de modelos matemáticos (Q) (probabilísticos o determinísticos) que permitan cuantificar la incertidumbre (error de estimación) asociada a un determinado parámetro.

$$\mathrm{Q} = \mathrm{Q}(\text{fuente}, \text{impacto}) \tag{1}$$

En teoría, toda fuente de incertidumbre puede ser caracterizada mediante un modelo cuantitativo, aunque en la práctica únicamente las fuentes de incertidumbre con gran impacto económico (riesgo) y con gran influencia en la decisión de inversión, requieren ser caracterizadas por un modelo cuantitativo. Según Guzmán [37], las incertidumbres relevantes, dignas de ser cuantificadas son las que a cualquier nivel pudiesen: (1) afectar la viabilidad económica del proyecto, (2) modificar la envolvente económica de la mina resultante o (3) cambiar la tasa de secuenciamiento óptimo de la operación.

En una tercera etapa, se desarrollan modelos cuantitativos del riesgo económico (variación de la utilidad o valor del proyecto) resultante de la incertidumbre o posible error de estimación de la variable o variables relevantes.

Tal como se dijo anteriormente, la cuantificación del riesgo respecto a una determinada fuente de incertidumbre puede realizarse mediante la comparación de un caso base (con riesgo) y uno o más escenarios sin riesgo (o de riesgo asumible), respecto a la variable considerada. Por ejemplo:

$$\text{Valor en riesgo} = \mathrm{CB} - \mathrm{CRA} \tag{2}$$

Donde,

CB = Caso base

CRA = Caso de riesgo asumible

La cuantificación económica del riesgo es la base para la toma de decisión de inversión. La metodología general para el análisis y toma de decisiones de inversión bajo riesgo se lleva a cabo en diferentes etapas, entre las que se encuentran: (1) definir el

problema, (2) listar las posibles alternativas, (3) listar las posibles consecuencias de cada alternativa, (4) seleccionar un método cuantitativo para la toma de decisiones y (5) tomar la decisión.

En la actualidad, existen diversos métodos cuantitativos que son utilizados para la toma de decisiones bajo riesgo [58] [15], entre ellos destacan:

Utilidad esperada (EU: *Expected Utility*): Corresponde a la suma ponderada, por probabilidades, de todas las ganancias posibles para cada uno de los estados probables de la naturaleza.

Estados más probables de la naturaleza: Corresponde a transformar el estado más probable en un estado bajo certeza, eliminando aquellos estados de menor probabilidad.

Pérdida de oportunidad esperada (EOL: *Expected Utility Loss*): Corresponde a una metodología alternativa de maximizar la utilidad esperada donde el objetivo es minimizar la pérdida de las ganancias esperadas. Por lo tanto, el EOL corresponde a la suma de los productos de las probabilidades y la pérdida de oportunidad correspondiente para el estado i y el curso de acción j.

Cálculo del valor esperado de la información perfecta (EVPI: *Expected Value Perfect Information*): corresponde a la diferencia entre el valor esperado de contar con información perfecta y el valor entregado por la teoría de la utilidad esperada. Es por esto que en modelos de decisión bajo riesgo, el cálculo del valor esperado de la información perfecta corresponde al precio que se estaría dispuesto a pagar para tener acceso a la información perfecta. Su valor es igual al de pérdida de oportunidad esperada.

Principio de igualdad de Laplace: Dado que no se conoce nada acerca de los estados posibles, cada uno de ellos tiene la misma probabilidad de ocurrir. La toma de decisión se realiza calculando el máximo valor monetario esperado con las probabilidades iguales que fueron asignadas para cada estado posible. Se podría considerar también como una toma de decisión bajo incertidumbre.

Además, una de las principales herramientas utilizada, como apoyo, en los modelos de toma de decisiones bajo riesgo corresponde a los arboles de decisión, los cuales presentan puntos de decisión, acontecimientos fortuitos y las probabilidades existentes en los diversos caminos que se podrían seguir, de manera de poder comprender de mejor forma las consecuencias de cada una de las decisiones tomadas.

Es importante destacar que el método más utilizado, de los anteriormente mencionados, corresponde al de utilidad esperada, en el cual se ahondará más adelante, ya que será objeto del modelo a desarrollar.

Un cuadro resumen de la metodología MPRM se puede observar en la figura 1, en la cual se pueden observar los 3 pasos descritos anteriormente.

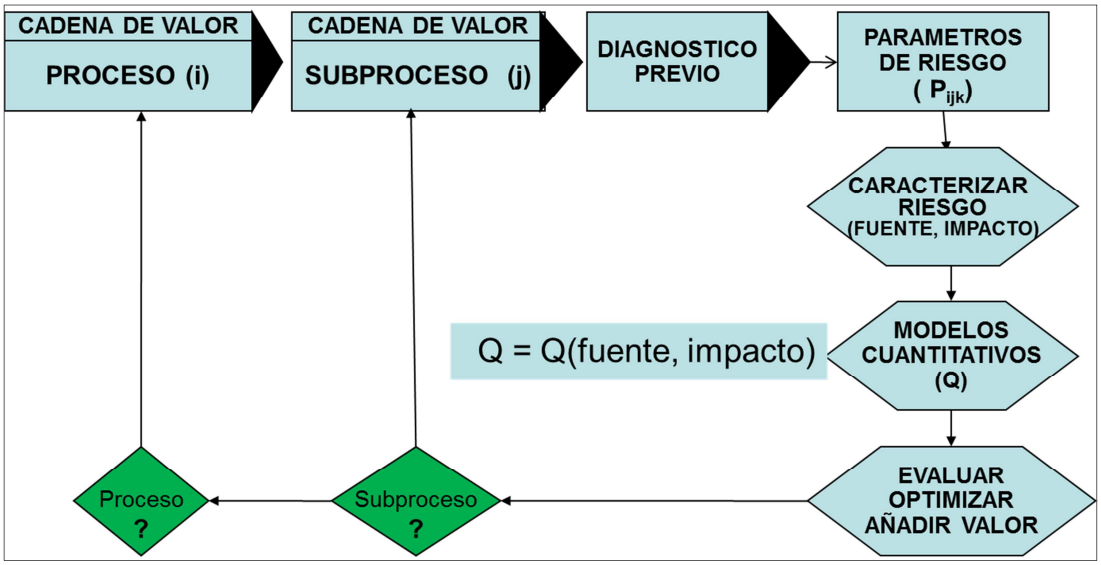


Figura 1: Proceso metodológico del MPRM [8]

5 ANALISIS CUALITATIVO DE LAS FUENTES DE INCERTIDUMBRE EN EL PROCESO DE EVALUACION DEL YACIMIENTO

5.1 IDENTIFICACIÓN DE LOS SUB PROCESOS

El objetivo principal de la identificación de estos sub procesos asociados, es dar mayor claridad a cada una de las incertidumbres o parámetros de riesgo que serán identificadas más adelante.

Tal como dicen Dominy *et al.* [25], una evaluación eficaz y eficiente de los recursos del yacimiento debe contener al menos las siguientes etapas:

Recopilación de los datos geológicos
Recopilación de los datos geotécnicos
Muestreo y ensayo
Determinación de la densidad
Interpretación geológica y modelación del yacimiento
Estimación del tonelaje y ley del yacimiento
Validación de la estimación realizada en el paso anterior
Clasificación de los recursos

Las etapas anteriores se integran en los subprocesos siguientes:

Operación de sondajes
Testificación y desmuestre de los sondajes
Preparación de las muestras
Análisis químico de las muestras
Preparación de datos
Interpretación geológica del yacimiento
Estimación de recursos

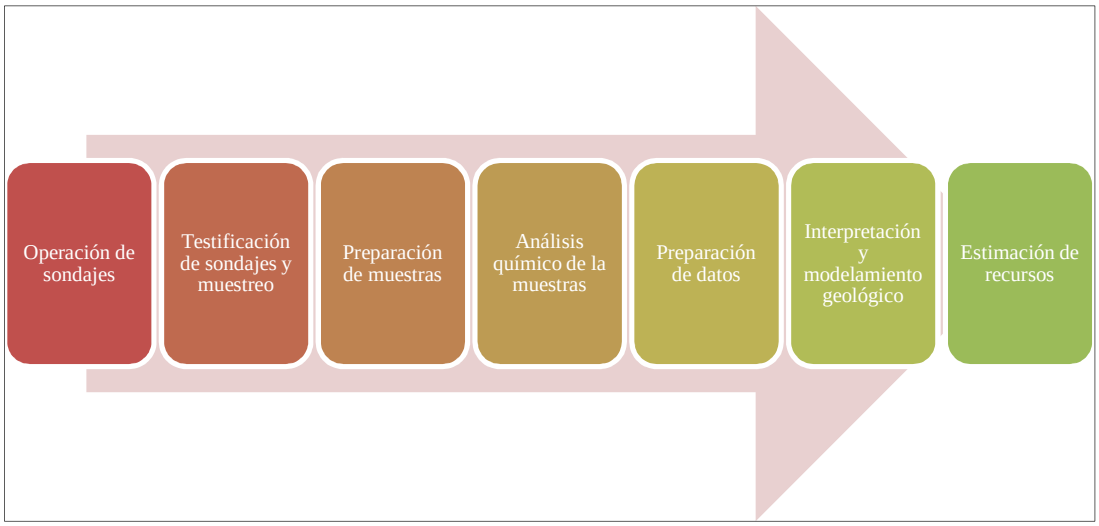


Figura 2: Identificación de los sub procesos asociados al proceso de evaluación de recursos

A continuación se procederá a describir, de manera breve, a que actividades hacen referencia cada uno de los sub procesos identificados.

5.1.1 Operación de sondajes

La operación de sondajes tiene como propósito principal extraer muestras de testigo o detrito de roca que pueda ser testificada, preparada y analizada, de modo que aporte información sobre la geología, litología, leyes y demás propiedades físicas y químicas del yacimiento.

Actualmente, se utilizan 2 tipos de tecnologías en la perforación de exploración y que corresponden a: a) diamantina y b) circulación inversa. En la primera, más cara, se extrae principalmente un testigo de roca, lo que permite obtener mayor cantidad de información, que no se limita a las leyes, sino que aporta información sobre la estructura del macizo rocoso, es decir, fallas, fracturas o dirección de vetillas mineralizadas. El método de circulación inversa muele la roca y se obtiene un detrito (polvo), que solo permite conocer los minerales presentes y la ley contenida en ellos. Generalmente se utilizan ambos métodos, utilizando la circulación inversa en zonas de roca estéril, para

luego pasar a perforación diamantina para obtener información detallada y precisa del yacimiento.

Cabe destacar que, además de los sondajes, existen otros métodos de exploración que se emplean dependiendo de la geometría del yacimiento y disposición del cuerpo mineralizado. Por un lado se encuentran las calicatas, las cuales se utilizan cuando el mineral aflora en la superficie. Éstas son trincheras que se abren con una excavadora o pala mecánica hasta llegar al mineral en cuestión. Además, para exploraciones subterráneas, se utilizan las labores mineras de valuación (galerías, piques, rozas, extracción de marinas), las cuales resultan ser de utilidad cuando se quiere conocer con precisión las características del mineral "*in situ*" y permiten extraer muestras de éste para su procesamiento en el laboratorio. En este mismo sentido se encuentra el captador de "lodos", donde la perforación es con agua y la muestra es de "lodo" o barro. Sin embargo, la recuperación de este método es de dudosa calidad y produce ciertos sesgos.

5.1.2 Testificación y desmuestre de sondajes

El sub proceso de la testificación de sondajes tiene como objetivo extraer el máximo de información posible a partir de la observación, medición, marcado y ensayo de propiedades del testigo de roca extraído. El registro de la información se realiza en documentos de testificación especialmente confeccionados para tal fin (ver figura 3). Para Peters [51], la testificación de sondajes es fundamental para obtener la información necesaria para la interpretación geológica y geotécnica del yacimiento, conocer la mineralogía, estructuras y propiedades físicas de la roca.

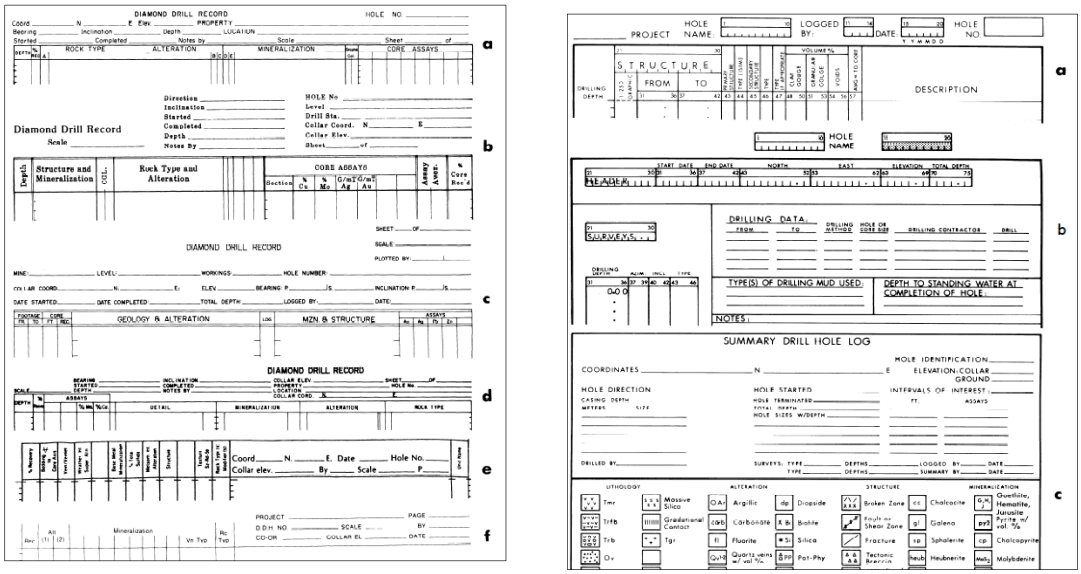


Figura 3: Hojas de testificación de sondajes [51]

Por otra parte, el muestreo corresponde a la acción de recoger muestras representativas de una pequeña parte estadísticamente determinada para inferir el valor de una o varias características del conjunto. Es importante destacar que el muestreo debe ser equiprobable para que la muestra sea realmente representativa.

Dentro de las técnicas de muestreo se encuentran:

Muestreo aleatorio simple: Consiste en la selección de n fragmentos de modo que todas las muestras posibles de tamaño n tengan la misma probabilidad de ser elegidas. Un ejemplo de este tipo de muestreo es cuando se eligen 5 de 100 cátodos y se envían para análisis al laboratorio.

Muestreo sistemático: Consiste en la selección de muestras determinadas por una regla fija. Un ejemplo de esto es tomar canaletas en una galería cada 2 metros.

Muestreo estratificado: El lote se divide en estratos que no se solapan entre sí. Cada estrato es muestreado posteriormente según alguno de los métodos anteriores.

Por último, para lograr resultados satisfactorios en el laboratorio, las muestras deben ser recolectadas y preservadas apropiadamente. De la roca que se puede recuperar, se deben elegir muestras representativas, incluyendo los fragmentos de roca más débil.

5.1.3 Preparación de la muestra

La preparación de la muestra tiene como objetivo principal el de obtener muestras de análisis químico (de 30-50 gramos) a partir de muestras de testigo (10-15 kg), siguiendo un proceso de conminución y cuarteo, diseñado de modo que se mantenga la representatividad. Como ejemplo de la importancia de este subproceso, una muestra de análisis de 20 gramos, preparada a partir de un tramo de un metro de testigo de sondaje, que pesa aproximadamente 15 kg, es decir 500 veces más pesada. Si el testigo proviene de sondajes perforados en malla regular de 25 m, éste representaría un bloque de yacimiento de aproximadamente 2.000 toneladas, es decir, 100 millones de veces más pesada que la muestra de análisis.

La preparación de la muestra implica procesos como trituración, molienda, pulverización, cuarteo, homogenización, tamizado, filtrado, secado y finalmente su embalaje y transporte al laboratorio de análisis químico. Algunos equipos de una planta de preparación de muestras, son:

Secadores: Hornos eléctricos que se utilizan para eliminar la humedad de las muestras antes del proceso de trituración. Por lo general, trabajan a temperaturas de 220° F a 285° F. Dado el gran volumen de mineral proveniente del muestreo, se han iniciado tendencias hacia secadores de gran tamaño.

Trituradoras: La primera etapa se lleva a cabo en trituradoras de mandíbulas de laboratorio. Son de una productividad y relación de reducción alta.

Molinos: Como segunda etapa de trituración se utilizan trituradoras de cono. Se caracterizan por tener una productividad relativamente baja. En reemplazo de las anteriores se ha comenzado a trabajar con las trituradoras de rodillos, las cuales se caracterizan por tener una productividad más alta. En este mismo

sentido se encuentran los molinos de martillo, los cuales son de alta productividad.

Cuarteadores o divisores: Son dispositivos con los cuales el volumen de la muestra se reduce a la mitad o la cuarta parte, cuando se vuelve impráctico el proceso de reducción. Destacan el divisor *Riffle* o el repartidor *Jones*. Uno de los divisores más eficaces son los rotacionales.

Pulverizadores: Una vez que la muestra se ha reducido, se pulveriza a una valor nominal de 150 a 75 micrómetros. Los de uso más común son el disco pulverizador y el de anillo vibratorio.

En la figura 4 se puede observar un diagrama del sub proceso de preparación de muestras.

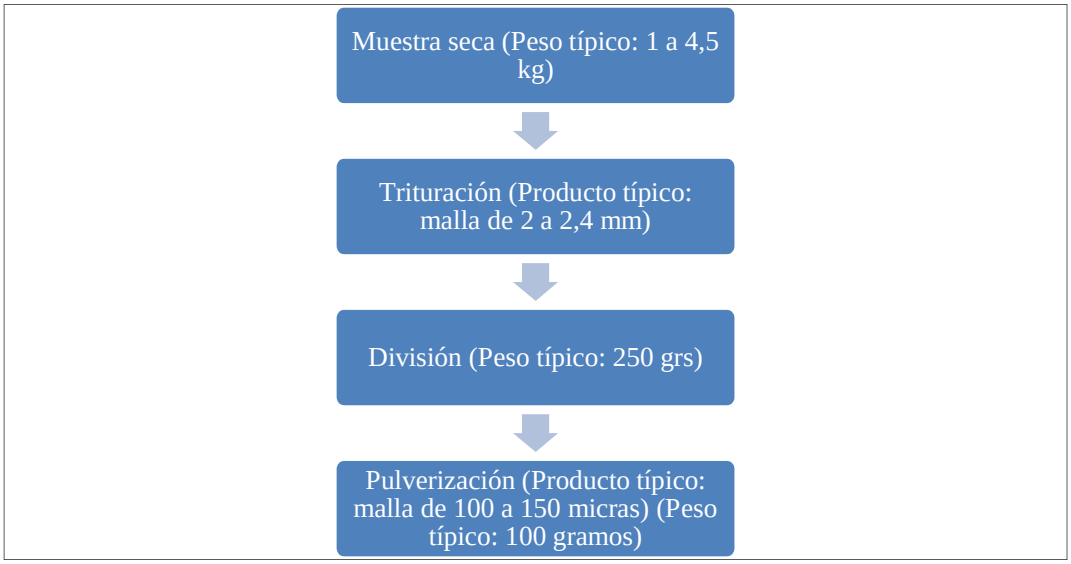


Figura 4: Procedimiento en la preparación de muestras [51]

5.1.4 Análisis químico

Una vez preparada la muestra para su análisis, ésta se envía a un laboratorio, propio o externo, especializado en minería y sujeto a certificación QA/QC (*Quality assurance/quality control)*, que garantice la exactitud y la precisión de los análisis.

Dependiendo de la mineralogía del yacimiento, los métodos de análisis varían. Los más frecuentes son brevemente descritos a continuación:

Química húmeda
Ensayos a fuego
Análisis no destructivos

5.1.4.1 Química húmeda

Según Peters [51], la química húmeda ha sido y probablemente seguirá siendo el pilar fundamental del estudio de los minerales, ya que ha experimentado cambios en el tiempo con equipos que han permitido el desarrollo de métodos instrumentales de medición de mayor precisión.

La química húmeda consta principalmente de 3 tipos de procedimientos que son:

Volumétrico y gravimétrico
Análisis colorimétrico
Métodos instrumentales

Los tres métodos han sido comúnmente utilizados para la determinación de leyes de mineral en la muestra seleccionada, como por ejemplo: hierro en minerales de hierro; cobre, plomo, zinc en minerales y concentrados, minerales de uranio, etc.

Cabe destacar que los métodos instrumentales han dominado los laboratorios de minerales desde el desarrollo de la absorción atómica en Australia desde mediados de la década de 1950 y el espectrómetro en la década de 1970. Dentro de los métodos instrumentales destacan los espectrofotómetros de absorción atómica (AA) o los espectrómetros de plasma acoplados inductivamente (ICP). Estos últimos han ido reemplazando a los primeros debido a que son muchos más rápidos, pudiendo alcanzar la lectura de alrededor de 30 elementos simultáneamente.

No está demás mencionar que ambos métodos requieren de un tratamiento preliminar de la muestra, conocida como mineralización acida, en la cual la muestra de mineral se

mezcla con un ácido concentrado y caliente. A este proceso se le denomina como digestión de la muestra.

5.1.4.2 Ensayos a fuego

El ensayo a fuego es un método de fusión química, el cual es utilizado principalmente para la medición del contenido de oro y plata en muestras de exploración, menas y concentrados. En este proceso el oro y la plata son separados químicamente de la mena y cuantificados gravimétricamente o por técnicas analíticas.

5.1.4.3 Análisis no destructivos

Los análisis no destructivos son aquellos que miden la cantidad de mineral presente en la muestra mediante la radiación de diversos tipos de rayos como: rayos X, rayos beta, rayos gamma, etc.

Dentro de los análisis no destructivos destacan:

Difractómetro de rayos X

Análisis radiométrico

Análisis por activación de neutrones

Es importante destacar que cada uno de los análisis mencionados anteriormente son más efectivos para medir el contenido de cierto tipo de minerales. Por ejemplo el difractómetro de rayos X se utiliza para medir principalmente cobre, oro, plata, hierro, calcio, plomo, etc. Mientras que el análisis radiométrico se utiliza principalmente para la medición de uranio. Finalmente la activación por neutrones tiene, actualmente, aplicaciones en oro, grupos del platino y elementos de tierra rara.

Cabe destacar que los métodos más utilizados para la medición del contenido de cobre en los laboratorios corresponden a los espectrómetros de plasma acoplados inductivamente (ICP) y los difractómetros de rayos X.

5.1.5 Preparación de datos

El sub proceso de preparación de datos tiene como objetivo principal el almacenaje y procesamiento de los datos recogidos en los procesos anteriores. Todos estos datos son llevados a una base de datos final, denominada “base de datos de sondajes” que se utilizará en los procesos posteriores de interpretación geológica, desarrollo de modelos de bloques y estimación de leyes del mineral. Este procedimiento debe ser objeto de un programa QA/QC para la validación correspondiente.

Dentro de la información que se puede encontrar en una base de datos corresponden principalmente a:

- Base de datos de geo referencias:
  - Coordenadas X, Y y Z de cada sondaje (conocido como collar)
  - Largo de cada sondaje
- Base de datos de almacenamiento de información por tramo
  - Azimut e inclinación
  - Número de muestra
  - Litologías presentes
  - Leyes del mineral
  - Índices geotécnicos

Es importante destacar que ambas bases de datos se relacionan por medio del código de cada uno de los sondajes de investigación que se están estudiando.

5.1.6 Interpretación geológica del yacimiento

La interpretación geológica del yacimiento tiene como objeto el diseño de un modelo 3D del yacimiento, con definición de zonas litológicas, estructura de la roca, presencia de fallas y otras discontinuidades, distribución espacial de especies minerales y propiedades físicas. La interpretación suele basarse en un modelo genético del yacimiento que permita interpretar las distintas fases de mineralización y los controles

geológicos de la misma. La interpretación geológica entrega una envolvente del yacimiento que posteriormente contiene el modelo de bloques.

Para Morley [49], la interpretación geológica del yacimiento consiste principalmente en:

> Creación y modelación de las superficies del terreno.
>
> Modelado geológico con respecto a parámetros litológicos y estructurales.
>
> Análisis geoestadístico con el objetivo de analizar y definir de manera cualitativa relaciones espaciales entre los datos.
>
> Definición de dominios con el fin de identificar controles de mineralización del yacimiento.

Mencionadas las etapas anteriores, el sub proceso de interpretación geológica del yacimiento se preocupa de estudiar: continuidad de leyes, continuidad geológica, continuidad de fallas y estructuras, etc. Por lo tanto, según McGaughey [47], con el objetivo de proporcionar una base para la integración de datos y la orientación de los mismos, se debe construir un modelo geológico 3D. Este modelo será multidisciplinario, ya que se basa en datos de sondajes de investigación, datos estructurales, geofísicos y datos geoquímicos.

5.1.7 Estimación de recursos

El sub proceso de estimación de recursos tiene como objetivo realizar la estimación del tonelaje y ley del mineral, para posteriormente clasificarlo según el grado de confianza que exista en la estimación.

La estimación de leyes y tonelajes del mineral (variables regionalizadas) se lleva a cabo por medio de herramientas metodológicas basadas en información estadística convencional (seccional, polígonos, inverso de la distancia) o basadas en las características espaciales de los datos capturados *in situ* (variograma y *kriging*). .

Una vez realizada la estimación de las variables regionalizadas, se procede a realizar la clasificación de los recursos, según el nivel de significancia que existe en la

estimación (tal como se dijo anteriormente). Según el código JORC [12], la clasificación se da en tres niveles, los cuales corresponden a:

Recursos inferidos: es aquella parte de un recurso mineral por la cual se puede estimar el tonelaje, ley y contenido de mineral con un bajo nivel de confianza. Se infiere a partir de evidencia geológica y se asume pero no se certifica la continuidad geológica ni de la ley. Se basa en información inferida mediante técnicas apropiadas de localizaciones como ser afloramientos, zanjas, rajos, laboreos y sondajes que pueden ser limitados o de calidad y confiabilidad incierta

Recursos indicados: es aquella parte de un recurso mineral para el cual puede estimarse con un nivel razonable de confianza el tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido mineral. Se basa en información sobre exploración, muestreo y pruebas reunidas mediante técnicas apropiadas en ubicaciones como: afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes. Las ubicaciones están demasiado espaciadas o su espaciamiento es inapropiado para confirmar continuidad geológica y/o de ley, pero está espaciada con suficiente cercanía para que se pueda suponer continuidad.

Recursos medidos: es aquella parte de un recurso mineral para el cual puede estimarse con un alto nivel de confianza el tonelaje, su densidad, forma, características físicas, ley y contenido de mineral. Se basa en exploración detallada y confiable, información sobre muestreo y pruebas obtenidas mediante técnicas apropiadas de lugares como: afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes. Las ubicaciones están espaciadas con suficiente cercanía para confirmar continuidad geológica y/o de ley.

El sub proceso está compuesto básicamente por las siguientes actividades:

Análisis de la interpretación geológica y definición de los dominios de estimación

Análisis geoestadístico, con el objetivo de definir los parámetros del variograma

Selección del método de estimación

Clasificación de los recursos estimados

Es importante mencionar que el método de estimación más utilizado corresponde a *kriging* y sus variantes (ordinario, simple, de indicadores, etc.), ya que siempre es recomendable utilizar las metodologías que utilizan las características espaciales de los datos.

5.2 ***CARACTERIZACIÓN DE LAS FUENTES DE INCERTIDUMBRE ASOCIADAS A LA EVALUACIÓN DE RECURSOS***

A continuación se caracterizan de forma cualitativa las distintas fuentes de riesgo asociadas a los subprocesos de evaluación de recursos, los parámetros a los que afecta y la importancia relativa de cada una.

5.2.1 Incertidumbres en la operación de sondajes

La operación de sondajes tiene importantes implicancias en la estimación de leyes y tonelajes de mineral, ya que corresponde al input primario del proceso de evaluación de recursos. Por lo tanto, según Dominy [25], es crucial que la campaña de sondajes sea capaz de entregar la mejor información posible, en cantidad y en calidad, con el objetivo de poder caracterizar de la manera más exacta posible el yacimiento.

Al establecer una campaña de sondajes de perforación existen muchos factores que deben ser considerados en el proceso, donde la mayoría de ellos tiene que ver con el tipo de yacimiento que se pretende evaluar y la etapa en que se encuentra el proyecto en estudio (perfil, pre factibilidad, factibilidad).

Dentro de las incertidumbres o parámetros de riesgo que se identificaron dentro del sub proceso se encuentran:

Densidad o espaciamiento de la malla de sondaje.

Método, inclinación y diámetro de perforación.

Errores de medición de la posición de "*emboquille*" y desviación del sondaje

Es importante destacar que la primera fuente de riesgo se genera principalmente por falta de información suficiente que pueda entregar la malla de sondajes, y por lo tanto su causa es bastante distinta de las otras 2 fuentes de incertidumbre, las cuales derivan de malas prácticas y falta de control. Por ejemplo, es claro que si ejecuto una malla de sondajes muy cerrada, la incertidumbre en la estimación de los recursos será menor que para una malla más abierta. Por otra parte, a igual malla de sondajes, la calidad de la información, y el nivel de certidumbre en la evaluación, será mayor cuanto mejor sea la gestión de la ejecución de los sondajes.

En consecuencia, se distinguen dos tipos de fuentes u orígenes de la incertidumbre: i) El diseño de las campañas de sondajes y ii) La ejecución de los sondajes

5.2.1.1 Diseño de las campañas

Luego de realizar el descubrimiento de un yacimiento, es necesario definir un patrón específico o malla de sondaje, con el objetivo de delimitarlo y definirlo con suficiente precisión, lo cual se realiza bajo supuestos de tamaño, homogeneidad y complejidad del yacimiento. Es por esto que la separación de perforaciones o densidad de la malla de sondaje puede llegar a ser crítico, donde la pregunta final es: ¿Cuál es el espaciamiento óptimo que debe tener la malla de sondaje para poder caracterizar el yacimiento de buena forma? Existen numerosos ejemplos en la literatura [25] [68] del impacto que puede causar un espaciamiento excesivo entre sondajes. Si el espaciamiento es demasiado reducido, la incertidumbre se reduce a costa de una inversión de capital en sondajes excesiva. Por el contrario, un espaciamiento excesivo entre sondajes, puede dar lugar a errores graves en la interpretación del yacimiento. Por lo tanto, la densidad de la malla de sondajes se relaciona con el nivel de riesgo que la administración del proyecto está dispuesta a aceptar, en relación al costo del mismo.

Cuando el espaciamiento en la malla de perforación no logra caracterizar de buena forma la geología y geometría del yacimiento, y por ende la continuidad de la mineralización, existe un vacío de datos, los cuales pueden impactar de forma muy significativa en la clasificación de las reservas y por lo tanto en la evaluación económica

del proyecto. Una falta de datos dará lugar a una resolución pobre de la continuidad del yacimiento. Por ejemplo, si la densidad de la malla de perforación es suficiente solo para poder definir recursos inferidos en la etapa de factibilidad del proyecto, la empresa minera no tendrá la capacidad de poder tomar decisiones económicas sobre ese recurso, ya que como se dijo anteriormente su nivel de significancia es muy bajo.

Existen, según Peters [51], ciertas densidades de malla asociada al tipo de yacimiento que se está estudiando, por ejemplo, si se quiere estudiar un pórfido cuprífero basta con un espaciamiento de sondajes de aproximadamente 75 metros, mientras que si se quiere estudiar un yacimiento tipo *skarn* o de oro requeriría un espaciamiento de 15 metros o menos para lograr una evaluación económica adecuada, minimizando la incertidumbre presente. Esto está lejos de ser una regla para la elección correcta de la malla de sondaje pero si otorga una primera guía de elección. En este mismo sentido, para Carras [10], la mayoría de los proyectos son perforados en mallas rectangulares, donde la separación inicial de cada perforación forma parte de la técnica de muestreo que se vaya a usar posteriormente. El muestreo debe permitir la interpretación geológica del yacimiento con un grado razonable de confianza.

Un ejemplo de los problemas que resultan de una densidad de la malla de sondajes inadecuada la presenta King (1982), que afirma que en el yacimiento Woodlawn de plomo y zinc en Australia, en el cual la malla de perforación fue con un espaciamiento de 135 metros, trajo consigo una sobre estimación del tonelaje del mineral de un 50%.

Letelier [43], realiza un estudio en el que analiza el impacto de la densidad de malla de sondajes en el VAN del proyecto. Para esto consideró los datos del proyecto hipógeno de mina Spence y un espaciamiento de referencia (original del proyecto). A partir de lo anterior construyó un modelo de bloques de referencia y considerando distintas mallas de sondajes y mediante simulación se construyeron nuevos modelos de bloques, con los cuales logró cuantificar desviaciones de cobre fino en el modelo de bloques, en el plan minero único y finalmente en el valor del proyecto. Los resultados obtenidos en este estudio se observan en la tabla 2.

Tabla 2: Resultados estudios densidad malla de sondajes [43]

Densidad de malla [m]	Error Modelo [%]	Error Planificación [%]	Error VAN [%]
35	4,36	3,25	12,9
50	5,72	4,56	20,4
70	7,64	7,17	28,8
100	10,34	9,5	40,8
150	22,66	18,25	94,8
200	30,04	25,75	148,8

Se puede desprender de los resultados mostrados anteriormente que, específicamente para ese estudio, una densidad de malla de sondajes de 150 metros implica un error en el VAN del proyecto de casi un 95% comparado con la malla de referencia utilizada. Con este ejemplo se logra ilustrar el impacto de la densidad de la malla de sondaje en la evaluación económica de un proyecto minero. Es importante mencionar que para la evaluación de cada malla de sondaje se consideró el costo extra por sondaje perforado.

5.2.1.2 Ejecución de los sondajes

Asociado a la densidad de la malla del sondaje se encuentra la inclinación de cada una de las perforaciones realizadas, ya que dependiendo del yacimiento que se quiera estudiar puede generar incertidumbres en el conocimiento del yacimiento. Por ejemplo, un yacimiento que se caracteriza por la presencia de fracturas mineralizadas inclinadas será muy complejo evaluarlo correctamente con perforaciones verticales. Es por esto que en ciertos yacimientos con orientaciones preferentes de facturas mineralizadas debe determinarse la mejor orientación de los sondajes de investigación, de manera de cortar las fracturas y disminuir la incertidumbre presente.

Con respecto al método de perforación utilizado, según Peters [51], se debe elegir el método o combinación de métodos que sea más adecuado para el yacimiento a evaluar.

Por ejemplo, para yacimientos sedimentarios o estratiformes, si la estratigrafía es relativamente conocida y las diferentes litologías son reconocibles de manera fácil, bastaría con una perforación de circulación reversa (RC) para obtener la información geológica adecuada. Sin embargo, si se trata de yacimientos estructuralmente complejos debe ser empleada una perforación diamantina con el objetivo de proporcionar la información necesaria, al menos hasta que el marco geológico que se está estudiando se estabilice con un cierto grado de confianza. Ejemplos de esto han sido estudiados en la literatura por autores como Parrat y Bloomstein [7].

Es importante recordar que ambos métodos de perforación entregan información diferente en cuanto a la cantidad y el grado de precisión que otorgan.

Para el mismo Carras [10], otro parámetro a tener en cuenta es el diámetro de perforación que se ocupa en la campaña de sondajes. Si el diámetro de perforación se incrementa, se puede esperar un ligero descenso en la varianza de las muestras debido a que se genera un aumento en la dirección radial de menor contraste en la ley del mineral. Dado lo anterior, es claro que el diámetro o tamaño de la perforación afecta en la incertidumbre presente en las muestras de mineral que serán analizadas posteriormente.

Todos los sondajes se desvían de su trayectoria teórica en mayor o en menor magnitud. Esta desviación debe ser medida con precisión de modo que sea posible calcular las coordenadas exactas de los testigos que habrán de ser objeto de testificación y análisis.

Son numerosos los factores que afectan la desviación de los sondajes de investigación y entre ellos destacan:

Condiciones litológicas (rumbo e inclinación de capas o fracturas).
Diámetro del pozo.
Tipo de barra
Los escariadores.
La velocidad de rotación.

La presión o empuje de perforación.
La habilidad o experiencia del perforista.
El ángulo del pozo.
Profundidad del pozo.

Según Peters [51], durante décadas se han utilizado numerosos métodos con el objetivo de medir tales desviaciones y poder determinar la ubicación real del pozo perforado en el terreno. Entre estos métodos han destacado la brújula Maas y “Tro-Pari” (Cumming y Wicklund, 1975), los cuales proporcionan los datos de azimut e inclinación del pozo perforado, no obstante se ven afectados por el magnetismo de la pared de roca y por lo tanto su uso está en declive. Actualmente se utilizan los equipos no magnéticos, los cuales no requieren el retiro de las barras de perforación para realizar la medición, lo que disminuye la exposición al riesgo que generaban los equipos magnéticos al momento de la medición ya sea por derrumbe del pozo o una mala operación del equipo de perforación. Entre estos dispositivos destacan los instrumentos ópticos de 1990, los cuales permiten medir la desviación con respecto a una posición inicial, y el giroscopio, el cual es más utilizado en yacimientos de excesivo contenido de minerales magnéticos.

Concluimos que los principales parámetros de incertidumbre en el sub proceso de operación de sondajes, son:

La malla de perforación
La orientación de los sondajes
El método de perforación
El diámetro de los sondajes
La desviación de los sondajes

. La importancia relativa de cada uno de los aspectos anteriores como fuente de incertidumbre depende de las características del yacimiento, y en particular de su mayor o menor regularidad y heterogeneidad.

5.2.2 Incertidumbres en la testificación de sondajes y muestreo

La testificación y desmuestre de los sondajes tiene importantes implicancias en el proceso de evaluación de recursos, ya que permite que la información registrada de parte de cada uno de los sondajes de investigación y el muestreo que se realiza logre la selección de una muestra representativa del yacimiento que pasará a etapas posteriores para seguir siendo estudiada.

Según Dominy [25], los protocolos de muestreo deficientes, en cualquier etapa de una operación minera, pueden introducir errores sistemáticos en la obtención de los datos. Según estos autores, esta fuente de incertidumbre o parámetro de riesgo es prácticamente ignorado en muchas estimaciones de recursos y reservas del yacimiento.

De particular importancia son los errores o incertidumbres que se producen a causa de muestras no representativas en aquellos yacimientos de baja ley o mayor heterogeneidad como oro, diamantes, etc. [22], [21].

Los principales parámetros de riesgo en éste subproceso son:

Error de muestreo fundamental
Error de agrupación y segregación
Error de delimitación y extracción.
Mala recuperación de sondajes

Error de muestreo fundamental:

Se refiere al error relacionado con la heterogeneidad del yacimiento, y es por tanto intrínseco al material muestreado y no puede ser eliminado. Gy y Abzalov [38] [1] afirman que, depende principalmente de la forma y tamaño de las partículas que constituyen la muestra, el tamaño en el que los componentes sean liberados y la densidad de la ganga y el mineral.

Un modelo para la cuantificación del error fundamental de muestreo fue propuesto por Gy (1982) y desarrollado posteriormente por Pitard (1993) y Francois-Bongarson (1993, 1998 y 2005). El modelo está compuesto de la siguiente manera:

$$\sigma_{EFM}^2 = f \cdot g \cdot c \cdot l \cdot d_N^3 \cdot \left(\frac{1}{M_S} - \frac{1}{M_L}\right) \quad (3)$$

Dónde:

σ_{EFM}^2 = Error fundamental de muestreo representado como la varianza relativa de error

f = Factor de forma. Representa la geometría de los materiales y varía entre 0, cuando son cubos ideales, a 1, cuando son esferas ideales.

g = Factor granulométrico. Es un parámetro adimensional, el cual también varía entre 0 y 1. Si todos los fragmentos de la muestra tienen el mismo tamaño el factor sería igual a 1. Sin embargo esto es casi imposible que ocurra y es simplemente teórico. En la industria minera, por lo general, se utiliza un factor igual a 0,25, ya que se adapta a la mayoría de los tipos de mineralización y corresponde a un caso en el que el 95% de las partículas pasan el tamaño nominal de la malla.

$d_N =$ Tamaño nominal de la partícula en centímetros. Corresponde al diámetro de una malla de retención superior al 5% de las partículas.

$M_S =$ Masa de la muestra en gramos.

$M_L =$ Masa del lote en gramos.

c = factor de composición mineralógica, el cual es estimado de la siguiente manera:

$$c = \left(\frac{1-t_L}{t_L}\right) \cdot (\rho_M \cdot (1 - t_L) + \rho_G \cdot t_L) \quad (4)$$

$\rho_M =$ Peso específico del mineral

$\rho_G =$ Peso específico de la ganga

$t_L =$ Ley absoluta del mineral expresado como proporción del mineral.

$l =$ Factor de liberación, estimado de la siguiente manera:

$$l = \left(\frac{d_L}{d_N}\right)^A \tag{5}$$

$d_L =$ Tamaño de liberación en centímetros, representado como un diámetro de liberación de los minerales de interés.

$A =$ Exponente

Este exponente A se puede calcular como:

$$A = 3 - \alpha \tag{6}$$

Con lo que el modelo queda reducido a:

$$\sigma_{EFM}^2 = f \cdot g \cdot c \cdot {d_L}^{3-\alpha} \cdot d_N^{\alpha} \cdot \left(\frac{1}{M_S} - \frac{1}{M_L}\right) \tag{7}$$

Sin embargo, el producto $(f \cdot g \cdot c \cdot {d_L}^{3-\alpha})$ se conoce como la constante de muestreo y denominada como K.

$$\sigma_{EFM}^2 = K \cdot d_N^{\alpha} \cdot \left(\frac{1}{M_S} - \frac{1}{M_L}\right) \tag{8}$$

Por otro lado, si la masa del lote es infinitamente más grande que la masa de la muestra seleccionada, el término $\left(\frac{1}{M_S} - \frac{1}{M_L}\right)$ se puede aproximar solamente como $\frac{1}{M_S}$, por lo que finalmente el error de muestreo fundamental queda reducido a:

$$\sigma_{EFM}^2 = K \cdot d_N^{\alpha} \cdot \frac{1}{M_S} \tag{9}$$

Es importante aclarar que tanto la constante de muestreo K como el termino α, son determinados mediante calibraciones experimentales, las cuales han sido desarrolladas por diversos autores como Gy, Pitard, Francois-Bongarson, Bartlett, Viljoen, Minkkinen & Paakkunainen, De Castillo y Minnitt.

El error fundamental de muestreo, necesario para un protocolo de muestra, debe ser de ± 20%. Cualquier valor por sobre ± 30% debe ser considerado como extremadamente peligroso, ya que podría generar grandes errores en la estimación posterior. Por lo general, se pretende alcanzar un valor de ± 15%, no obstante esto podría dar lugar a protocolos excesivamente caros. Según Pitard [53] [1], cualquier protocolo en que el error fundamental de muestreo es mayor que cero, existe una pérdida financiera probable debido a incertidumbre. Por lo tanto la reducción del error fundamental de muestreo limita las pérdidas y promueve la confianza en la estimación y en la evaluación económica del proyecto.

Según Gy, Pitard y Francois – Bongarcon [38], [53], [33] muchos de los errores de muestreo, y por ende de evaluación de los proyectos, resultan como consecuencia fundamental de la heterogeneidad presente en el lote de la muestra en estudio. La heterogeneidad se puede definir, en términos simples, como la condición en que los elementos contenidos en el lote de una muestra no son idénticos, y por lo tanto no representativos, ya que mientras más heterogéneo es el muestreo, más difícil es obtener una muestra representativa con la cual se puedan deducir las características del mineral a partir de las muestras geológicas observadas.

Error de agrupación y segregación

Según Gy y Pitard [38] [53], este error se genera por la heterogeneidad de la distribución y refleja las diferencias en el contenido del metal de interés entre grupos de fragmentos seleccionados. Por ejemplo, el error puede ser causado por la insuficiente homogeneización del mineral antes de la toma de muestras. El error por segregación

incluye la separación de las partículas finas de los fragmentos de mayor tamaño, cuando por ejemplo están descargando desde los artefactos de muestreo.

Otro ejemplo de un error causado por la segregación corresponde a la acumulación de las partículas más pesadas y pequeñas en la parte inferior de los conos de sondajes de circulación reversa.

Por lo tanto la segregación puede ser causada por las diversas características, tanto físicas como químicas de los minerales incluidos en la muestra, considerando aquellas propiedades magnéticas, electroestáticas, contenidos de humedad, adhesividad, etc.

Como una forma de estimar el error de agrupación y segregación, es que se representa como una parte complementaria del error fundamental de muestreo y se calcula de la siguiente manera:

$$\sigma_{AS}^2 = f_a \cdot f_s \cdot \sigma_{EFM}^2 \tag{10}$$

Dónde:

$f_a =$ Factor de agrupación

$f_s =$ Factor de separación

Estos dos últimos factores, adimensionales, se consideran como consecuencia de la distribución, a pequeña escala, de la heterogeneidad del mineral. Por un lado, el factor de agrupación caracteriza el tamaño de los fragmentos que componen la muestra, mientras que el factor de separación caracteriza el número presente de fragmentos.

Por lo tanto, el error por agrupación y segregación depende significativamente del protocolo de muestreo, siendo controlado fundamentalmente por el valor del error fundamental de muestreo, ya que éste es una consecuencia práctica del protocolo de muestreo.

El error por agrupación y segregación, a diferencia del error fundamental de muestreo, no puede ser calculado teóricamente. No obstante puede ser reducido si se conocen de buena forma las causan que generan este error. Según Pitard [53], es importante destacar que los errores causados por el factor de separación son más difíciles de minimizar que los relacionados con el factor de agrupamiento.

El enfoque más práctico, con respecto a la minimización del error, consiste en ajustar los procedimientos para que una extracción de muestras logre homogeneizar el mineral, lo que no siempre es técnicamente posible.

Error de delimitación:

Este tipo de error se genera durante la selección de la muestra. El error por delimitación se refiera a la necesidad de realizar una adecuada delimitación de la muestra, es decir que todo el material presente en el lote tenga la misma probabilidad de ser seleccionado. La toma de muestras a partir de perforaciones de diamantina también puede ser problemático, ya que se realiza una incisión longitudinal con la ayuda de un divisor mecánico, y una mitad se usa para ensayos y la otra para “copia de seguridad”, sin embargo esa división real es rara vez alcanzada. En este mismo sentido, el error por extracción se relaciona con el resultado de herramientas de muestreo selectivo a la hora de tomar fragmentos, por lo que estos errores son también conocidos como errores de recuperación de muestras, ya que son causados por los sistemas de muestreo selectivo.

Según Dominy [23], ambos tipos de errores se encuentran directamente relacionados con las acciones del muestreador y/o equipo de muestreo, y por lo tanto pueden ser controlados con una buena práctica de muestreo y un equipo bien diseñado y mantenido. Por lo general, estos errores suelen tener mayor impacto en el desarrollo económico de la extracción del yacimiento.

El error de delimitación se produce, de manera más común, en el muestreo del mineral de la parte superior de una pila, ya que de esta forma la parte inferior de la pila no se encuentra representada, lo que podría generar sesgos en los resultados obtenidos.

Con respecto al error de extracción, puede ser causado por la incorrecta utilización de un divisor *riffle*, donde se puede generar una distribución desproporcionada de los fragmentos y la segregación de las partículas más pesadas a un lado del divisor. En este caso se pueden generar grandes sesgos en los resultados analíticos que serán realizados en sub procesos posteriores.

Es importante destacar que tener el equipo correcto no garantiza resultados correctos ni de alta calidad, ya que el uso inadecuado de ellos puede conducir a un error significativo en el muestreo.

Finalmente, con respecto a la última fuente de incertidumbre, se puede afirmar que una mala recuperación o alta pérdida de sondajes puede afectar significativamente la confianza en la estimación de recursos y reservas del mineral en el yacimiento. Por lo general, este tipo de error o parámetro de riesgo es totalmente ignorado y al realizar la estimación se realiza la suposición de que la ley de la parte de la perforación faltante es la misma que la parte del sondaje recuperado. Según Annels y Dominy [3], el riesgo generado por la recuperación de sondajes no se ve reflejado en la estimación y clasificación de recursos y reservas, y a la vez en la evaluación económica del proyecto.

Por ejemplo, autores como Prenn, Goodz, Frtih y D’Astoli señalan que la recuperación en sondajes de investigación realizados con el método de circulación reversa pueden llegar a alcanzar una recuperación tan baja como de un 1%, lo que impactaría fuertemente en la estimación final de recursos. En este mismo sentido, se señala que una recuperación mayor o igual al 80% del sondaje puede llegar a ser considerado como satisfactorio y una buena base para estudios posteriores.

Cabe destacar que también existen problemas con la recuperación de sondajes realizados con el método de diamantina, lo que puede traer graves consecuencias en los sub procesos posteriores, ya que no se puede saber de manera satisfactoria la calidad de la porción del sondaje que no ha podido ser recuperado.

Como ejemplo al parámetro de riesgo mencionado anteriormente, se tiene un proyecto ubicado en la ex Unión Soviética el que se encontraba bastante avanzado en sus etapas de estudio y evaluación económica del proyecto, y al intentar obtener financiamiento, se solicitó una revisión externa de sus parámetros y estudios. La revisión da cuenta de que la recuperación de sondajes había estado entre un 44% a un 71% con una media de 61%, mientras que con perforaciones con diamantina se habían obtenido recuperaciones entre un 65% a un 83%. Es claro que, esta baja recuperación del sondaje obtenida indicaba que la recolección de la muestra era propensa a tener grandes errores y afectar significativamente la evaluación del proyecto. Luego de realizar los análisis de riesgo correspondientes se llegó a la conclusión que los recursos categorizados como medidos debían ser indicados y los recursos categorizados como indicados debían ser inferidos [23].

En base a esto, la empresa minera no pudo obtener el financiamiento que buscaba y debió invertir en nuevas campañas de sondajes para evitar la pérdida de confianza en el proyecto y en el equipo directivo de la compañía.

5.2.3 Incertidumbres en la preparación de muestras

La preparación de muestras es el sub proceso mediante el cual se obtienen muestras representativas para análisis químico a partir de las muestras seleccionadas en la etapa anterior.

Por lo general, al igual que los parámetros de riesgo anteriores, estos son muchas veces ignorados y no cuantificados, por lo que muchos de los análisis químicos de estas muestras no generan resultados representativos y confiables del mineral que se encuentra en el yacimiento.

Los errores en la preparación de muestras son causa de perdida de representatividad de la muestra de análisis por errores en el diseño o defectuoso control QA/QC de los procesos de reducción de volumen y conminución de la muestra original.

Entre los parámetros de riesgo o incertidumbre relacionados con la preparación de muestras destacan:

Contaminación de muestras
Errores de diseño y operación en los procesos de preparación de muestras
Pérdidas de finos

El error por contaminación de muestras durante el proceso de conminución y cuarteo de la muestra original se origina por alguna de las causas siguientes

Manipulación de la muestra proveniente del muestreo
Contaminación cruzada con otras muestras en el laboratorio
Material remanente en los equipos de preparación de muestras
Contaminación ambiental

El riesgo debido a la variabilidad en los procesos de reducción, tiene su origen en defectos de diseño y operación de la planta de preparación de muestras y también en las características del mineral muestreado.

En relación al diseño y operación de la planta de preparación de muestras, son muchos los factores que pueden afectar e impactar en la muestra resultante. Entre estos destacan:

Limpieza de los equipos después de procesar cada muestra
Problemas de selección de equipos y control de la operación de cuarteo (técnica de división, velocidad de división, etc.)
Problemas de selección de equipos y control de la operación de los equipos de conminución (reducción)

Cabe destacar que este error se encuentra íntimamente ligado con el error fundamental de muestreo, ya que a peor diseño del proceso de reducción y división del

material muestreado, mayor será el error fundamental de muestreo introducido en la muestra. Esto se basa en la teoría de Gy [38], la cual se observa en la figura 5:

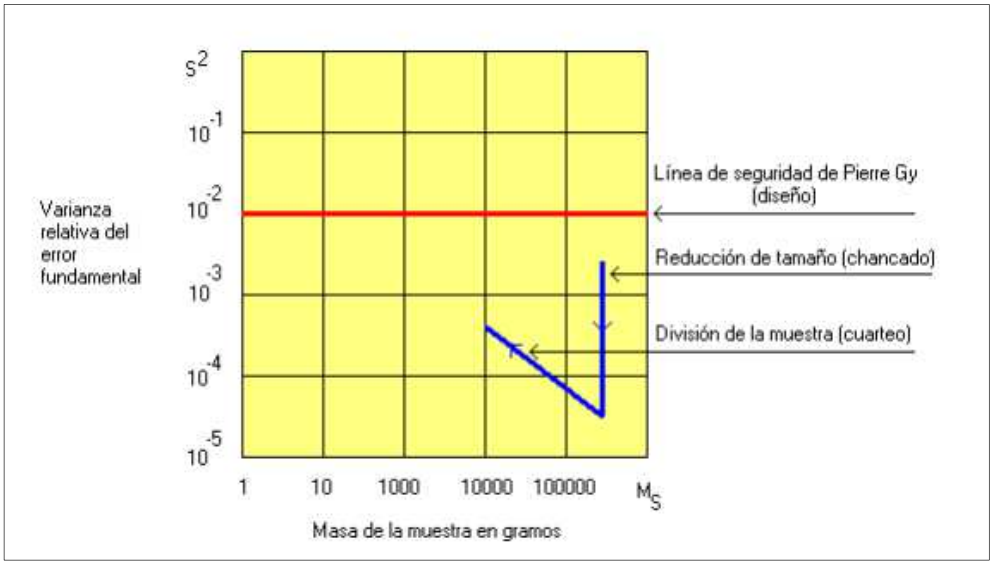


Figura 5: Gráfico sobre la teoría de Gy de división y reducción [66]

Es importante destacar que dada una masa de la muestra, la idea es reducir su tamaño de partícula y luego su peso, con el objetivo de no sobrepasar la línea de seguridad de Gy.

Respecto a las características del mineral muestreado, los principales factores de riesgo son:

Forma de las partículas

Dureza

Peso específico

Maleabilidad del mineral

Humedad residual del proceso de secado

Cantidad o tamaño de la muestra

Materia orgánica presente en la muestra

El tercer parámetro de riesgo, se relaciona con la pérdida de finos en el polvo generado en la planta de preparación, especialmente en los equipos de reducción (chancado, molienda y pulverización). En el caso de que exista correlación entre la granulometría y el contenido de mineral contenido, las pérdidas de polvo en la muestra pueden resultar con un sesgo relevante que podría llegar a impactar en la evaluación económica del yacimiento.

5.2.4 Incertidumbres en el análisis químico

El sub proceso de análisis químico consiste en el envío de la muestra final al laboratorio de análisis, el análisis propiamente dicho y los procesos de aseguramiento y control de calidad (QA/QC) del proceso de análisis.

El tipo de errores que pueden llegar a ocurrir en el sub proceso de análisis químico se relacionan con las mediciones analíticas e instrumentales durante el proceso de manipulación, pesaje y ensayo de la muestra en estudio.

Entre los parámetros de riesgo o incertidumbre que se pueden llegar a encontrar en el sub proceso de análisis químico destacan:

Inadecuado plan de análisis para la muestra en estudio
Error por calibración de equipos
Error por repetiblidad del proceso

Un error frecuente en el análisis químico de las muestras corresponde a errores instrumentales que se podrían llegar a cometer debido a una incorrecta elección del método escogido para realizar el mismo, lo que se conoce como un inadecuado plan de análisis de la muestra. Según Abzalov [1], existen técnicas que pueden llegar a ser sub óptimas para el tipo de mineralización de la muestra o para los intervalos de leyes que se encuentran en la muestra que se está estudiando.

Por ejemplo, el ensayo a fuego con un acabado de absorción atómica es utilizado para mineralización con leyes de oro bajas, mientras que para aquellas con leyes de oro altas son estudiadas mediante el ensayo a fuego acabado gravimétrico. Lo anterior implica que si muestras de mineralización con leyes de oro alta se estudian mediante el método de ensayo a fuego con acabado de absorción atómica, probablemente, sus leyes sean determinadas incorrectamente debido a un inadecuado plan de análisis para la muestra en estudio.

En el caso de las muestras de cobre, tal como se dijo anteriormente, los análisis realizados en la actualidad corresponden al instrumental de plasma acoplado inductivamente o el no destructivo por medio de un difractómetro de rayos X, por lo tanto si existe un inadecuado plan de análisis para este tipo de muestras esto impactará en el proceso de estimación de recursos y finalmente en la evaluación económica del proyecto.

Con respecto al error por calibración de los equipos, este parámetro de riesgo o incertidumbre hace referencia a la procedencia del instrumento de medición o bien al patrón de medida que se está utilizando para el estudio de la muestra.

Los equipos deben calibrarse, ya que sus mediciones no son estables en el tiempo y el objetivo principal de un proceso de calibración de equipos es que estos entreguen valores de sus mediciones que sean consistentes con el paso del tiempo.

El proceso de calibración instrumental se realiza mediante la comparación del valor del equipo (proporcionado por el instrumento) con el valor conocido (proporcionado por el patrón). Es claro que la calibración del instrumento debe ser llevada a cabo en las mismas condiciones con las que se trabaja habitualmente, es decir mismos intervalos, mismas condiciones ambientales, mismas vibraciones, mismas interferencias, etc. de manera que éstas no afecten los resultados posteriores de la muestra en estudio. Riu [59] afirma que el resultado de un proceso de calibración se expresa como un factor de

calibración, el cual tiene como objetivo darnos una fotografía instantánea de la situación del instrumento o sistema.

Dentro de los factores que pueden afectar la calibración de los equipos de análisis químicos, destacan:

Envejecimiento del equipo
Deterioro
Limpiezas inadecuadas
Reacciones químicas
Bajo nivel metrológico del patrón

Según Skoog [67], actualmente, los análisis no destructivos (difractómetro de rayos X, por ejemplo) tienen la capacidad de realizar análisis cuantitativos con una precisión mayor, en cuanto a la calibración, que los métodos clásicos de química húmeda o de algún otro método instrumental.

El parámetro de incertidumbre, en relación al error por repetibilidad del proceso corresponde a la forma en que los laboratorios homologados para el muestreo de minerales y sujetos a sus programas de QA/QC logran estimar el error presente en sus análisis en cuanto a precisión y exactitud, y hace referencia a la cantidad de veces que se repite un experimento bajo las mismas condiciones de medición que incluyen el mismo procedimiento, mismo instrumento de medición, iguales condiciones, el mismo lugar y con repetición en un corto periodo de tiempo.

Cabe destacar que los 2 últimos parámetros de riesgo (calibración y repetibilidad) son actualmente cuantificados mediante 2 formas de evaluación:

Evaluación Tipo A: Es aquella basada en análisis estadístico del parámetro de incertidumbre estudiado.

Evaluación Tipo B: Es aquella que considera distribuciones de probabilidad pero basada en experiencia y conocimiento general.

Por lo tanto, los parámetros de riesgo o incertidumbre del sub proceso de análisis químico pueden tener una incidencia significativa en la estimación y evaluación de recursos, debido a su relación directa en el proceso.

Para Abzalov [1], es importante destacar que dado que, por lo general, los análisis realizados a las muestras son ejecutados por empresas externas a las empresas mineras, una forma de tener un control y validar los resultados de los análisis es utilizar laboratorios “secundarios”. Lo anterior se lleva a cabo mediante las muestras estándar, muestras duplicadas y muestras geológicas vacías, con las cuales se logran controlar la exactitud, la precisión y la contaminación de la muestra, respectivamente. El llevar a cabo el análisis de los resultados recibidos de los laboratorios primario y secundario es la manera más eficaz de identificar la contaminación del laboratorio o el error analítico que se pudo haber producido en éste.

Actualmente, la cantidad de muestras enviadas a un laboratorio secundario corresponde a aproximadamente un 20%, las cuales se dividen principalmente entre un 4% a 6% para las muestras estándar, duplicadas, vacías, verificación de muestras y sus subtipos. Según Simón [64], la distribución podría ser la que se observa en la tabla 3:

Tabla 3: Distribución de tipo de muestras para el control de calidad [64]

Tipo de muestra	Porcentaje
Duplicadas	6%
Estándar	6%
Blancas	4%
Verificación de muestras	4%

5.2.5 Incertidumbres en la preparación de datos

La preparación y gestión de las bases de datos es muy importante ya que de ella depende la calidad y fiabilidad de los procesos de interpretación y modelación geológica del yacimiento y la estimación y evaluación de recursos del yacimiento estudiado.

Entre las fuentes de error de éste sub proceso, destacan:

Error en la transcripción de datos
Compilación de la base de datos
Transformaciones de coordenadas
Codificación de litologías incompatibles
Tratamiento de *outliers*
Tratamiento de intervalos de confianza y cifras significativas
Composición de leyes

Dado que existe una gran cantidad de información auxiliar es que actualmente se trabaja con bases de datos “relacionales” entre la información de los diversos sub procesos con el objetivo de poder realizar una buena gestión de cada uno de estos. S.

Long [44] sugirió la forma práctica de almacenar la información y trabajarla por medio de estas bases de datos relacionales, las cuales permiten guardar la información de todos los hechos claves relacionados con los laboratorios de análisis, técnicas y fecha de análisis en una tabla separada dentro de la misma base de datos relacional, con el objetivo de obtener un seguimiento de la obtención de datos.

Finalmente, y al igual que los sub procesos anteriores, la calidad y validación de la base de datos final debe formar parte de un riguroso programa de QA/QC. El aseguramiento de la calidad (QA) y el control de calidad (QC) corresponden a las componentes básicas de cualquier sistema de gestión de calidad. Según la definición ISO 9000, el control de la calidad es el conjunto de todas las acciones sistemáticas planificadas para proporcionar la confianza adecuada de que un producto, servicio o proceso satisface los requisitos básicos de calidad, mientras que el aseguramiento de la calidad hace referencia a las técnicas y actividades operativas que se utilizan para satisfacer los requisitos de calidad. Rogers [61] afirma que las políticas de control y aseguramiento de la calidad en la exploración de minerales implican un continuo seguimiento de los sub procesos y flujos de información, con el objetivo de asegurar resultados precisos, exactos, representativos y confiables para maximizar la integridad de las bases de datos.

Long [44] afirma que los procedimientos de control de calidad geológica son destinados a supervisar la precisión y la exactitud de los datos del ensayo como la posible contaminación de la muestra durante la preparación y ensayo de ésta. Por lo tanto, se enfoca principalmente en 3 etapas, las cuales corresponden a los sub procesos descritos anteriormente:

La toma de muestras y división
Preparación de la muestras y sub muestreo
Ensayos analíticos y la contaminación de la muestra

5.2.6 Incertidumbres en la interpretación y modelamiento geológico

La interpretación y modelamiento geológico del yacimiento constituye la base de la estimación de recursos y reservas de mineral del yacimiento. El modelo geológico es fundamental para realizar la estimación geoestadística de leyes y tonelajes del yacimiento. En consecuencia, los errores en el modelo geológico pueden generar grandes errores en la estimación de recursos y dar lugar a riesgos de gran magnitud en la evaluación económica del proyecto [51].

Los parámetros de riesgo asociados al sub proceso se encuentran relacionados principalmente con:

Continuidad o variabilidad geológica
Error en la definición de límites del yacimiento
Errores en la mineralogía del yacimiento
Presencia de estructuras como fallas, pliegues, etc.

Según Dominy [24] [26], la continuidad geológica del yacimiento en estudio, entendida como la continuidad geométrica de la estructura geológica o zonas mineralizadas, es un tema de gran significancia en la definición de recursos minerales y reservas de mena en el código JORC y otros códigos de evaluación de recursos. Es claro que la calidad en la estimación de los recursos minerales depende significativamente del conocimiento de las continuidades geológicas y de leyes del yacimiento, siendo estos parámetros los que determinan los tipos de límites entre las unidades litológicas y mineralizadas, con el objetivo de proporcionar una comprensión de la distribución de leyes dentro del yacimiento. La continuidad explica la variabilidad a largo y corto alcance y define las razones para la presencia de anisotropías y direcciones espaciales de preferencia. Es importante destacar que la continuidad geológica tiene importantes implicancias para la estimación del tonelaje, y por lo tanto es de significancia en el modelado y estimación de los recursos.

La definición de límites hace referencia a si es que las zonas de mineral del yacimiento pueden ser identificadas y definidas fácilmente dentro de éste, lo que permite la construcción de un modelo de bloques confiable y útil para la estimación de recursos. Por ejemplo, si los límites del mineral en el yacimiento son irregulares y existe variabilidad en la mineralización, la construcción del modelo de bloques se transforma en un proceso subjetivo y de grandes discrepancias. En este mismo sentido, zonas internas de estéril o baja concentración de mineral pueden producir complicaciones y por lo tanto errores en el proceso de evaluación. En particular, en 1992, Prenn hace hincapié en la necesidad de precisión en los límites del yacimiento con el objetivo de generar un modelo de bloques confiable y con el cual la variabilidad en la mineralización disminuya. Es importante destacar que aunque los límites pueden estar bien definidos, siempre existirá incertidumbre en el proceso debido a la falta de información que pudiese existir de, por ejemplo, la ubicación de estructuras o vetillas de mineralización que no han podido ser captadas en el proceso de operación de sondajes.

Peters [51] afirma que, en relación a las fases de mineralización del yacimiento, se deben definir los patrones de zonificación del mineral. El carácter de la zona de contacto del mineral debe ser determinado, ya que afecta considerablemente en la manera que será manejada la estimación de los recursos. Por ejemplo, un contacto fuerte será manejado como una discontinuidad y los datos serán estrictamente independientes a cada lado del contacto. Un contacto de transición es un límite amplio que puede requerir datos de ambas zonas para lograr una buena caracterización. Es claro que en éste último los datos no serán considerados como independientes. Además de lo anterior, es necesario tener y manejar claramente la génesis del yacimiento.

Algunos ejemplos del riesgo económico que pueden resultar de una interpretación geológica deficiente son:

> Una deficiente interpretación geológica de los distintos dominios estructurales del yacimiento, cambios litológicos, y genéticos pueden generar grandes desviaciones entre valores planificados y reales de la ley, la recuperación

metalúrgica, la densidad y otros parámetros críticos en el proceso de evaluación económica del proyecto.

Errores en la interpretación geométrica debidos a desconocimiento o errónea interpretación de la posición y desplazamiento de fallas o zonas plegadas puede generar errores fatales en el proceso de selección del método de explotación.

Un deficiente control de RQD y de la caracterización de la familia de diaclasas y demás aspectos estructurales del macizo rocoso, puede generar fuertes errores en la estimación de las propiedades geotécnicas, que puede resultar en errores en la elección del método de explotación o infravaloración de costos de operación.

Frecuentemente los riesgos antes mencionados, están directamente relacionados con problemas de falta de información derivados de una malla de perforación demasiado abierta, o una mala elección de la orientación de los sondajes.

Otra de las fuentes de error de interpretación y modelamiento geológico son las que se generan al tratar de extrapolar la interpretación a áreas poco conocidas del yacimiento con el resultado de una definición geométrica de muy baja confiabilidad.

A modo de conclusión se puede afirmar que la correcta interpretación geológica del yacimiento, especialmente, la geometría y la caracterización geotécnica y metalúrgica del macizo rocoso es el mejor medio de disminuir las potenciales fuentes de error en la evaluación económica del proyecto. Ranta (1984), afirma que los datos geológicos y la interpretación del modelo son la base del proceso de estimación y evaluación de recursos y reservas del mineral, ya que sin una correcta interpretación del yacimiento, incluso las más sofisticadas herramientas geoestadísticas pueden terminar en resultados engañosos.

5.2.7 Incertidumbres en la estimación de recursos

La fiabilidad en la estimación de los recursos de un yacimiento es clave para lograr acceso al mercado de capitales y poder financiar cualquier proyecto de inversión minera, sea en la etapa de exploración, factibilidad o construcción.

Dentro de los parámetros de incertidumbre que destacan en el sub proceso de estimación de recursos se encuentran:

Error en la asignación de dominios de leyes en la estimación
Tamaño de las unidades selectivas utilizadas en la estimación (tamaño del bloque)
Variabilidad espacial de los datos en el semi variograma (efecto pepita)
Método de estimación utilizado

Una vez que se ha realizado el modelamiento e interpretación geológica del yacimiento, se procede a realizar la estimación geoestadística. Sin embargo una práctica común, anterior a la estimación propiamente tal, consiste en generar dominios o contornos de intervalos de leyes en el yacimiento, con los cuales la interpolación sea más confiable.

Emery y Ortiz [32] afirman que dentro de cada uno de estos dominios, las leyes tienden a considerarse homogéneas, por lo que se pueden interpretar como la realización de una variable regionalizada independiente de las otras, lo que permite el modelado del variograma y estimación por los diversos métodos de forma totalmente autónoma a los demás dominios de leyes propuestos. Por lo general, los dominios de leyes están asociados a la mineralogía del yacimiento. Por ejemplo, unidades mineralógicas de alta ley, ley media o baja ley se encuentran definidos en dominios diferentes y son analizados por separado. Además, la estimación independiente por dominios mineralógicos permite estimar con mayor precisión la recuperación metalúrgica y la moliendabilidad.

Estos mismos autores, advierten sobre algunas limitaciones conceptuales en la definición de dominios de leyes. Una primera limitación se relaciona con el hecho de que la estimación por dominios independientes, asume que la ley y demás variables regionalizadas en un dominio son independientes de los valores en los dominios adyacentes, es decir que los límites entre dos dominios rompen totalmente la continuidad

espacial. Con frecuencia, éste supuesto de independencia total entre dos puntos próximos pero situados en dominios distintos no es real, lo que es causa de perdida de precisión en la estimación, especialmente en las zonas limítrofes entre dominios.

En consecuencia, la definición de dominios de leyes debe llevarse a cabo con cuidado, ya que los contornos reales de cualquiera de estos dominios tienden a ser mucho más irregulares en su interpretación que cuando se realiza la definición.

Otra de las fuentes de error en la utilización de dominios de leyes corresponde a la varianza de *kriging*. Este indicador es utilizado para realizar la clasificación de los recursos en, según el grado de confianza, medidos, indicados e inferidos. El problema al que se hace referencia corresponde a que si se toma un dominio con límites de leyes cercanos, las leyes correspondientes tendrán una pequeña variación por lo que el variograma tomará valores pequeños, al igual que la varianza de *kriging*, lo que podría dar una idea bastante equivocada acerca de la estimación y clasificación que se le pueda dar al recurso. El grave problema de este inconveniente es que la incertidumbre en la varianza de estimación no es considerada, por lo que puede impactar significativamente en la estimación realizada.

Los mismos autores mencionados anteriormente, han realizado un análisis de diversas situaciones al realizar la estimación por medio de la definición de dominios de leyes, a partir de cuatro casos correspondientes a:

Caso 1: Se utiliza una estimación tradicional mediante *kriging* ordinario sin la definición de dominios. Este caso corresponde al de referencia con el cual se comparan los otros 3 casos.

Caso 2: Se definen 3 dominios de leyes:

- Dominio de baja ley: leyes entre 0 y 0,5%
- Dominio de mediana ley: entre 0,5% y 1%
- Dominio de alta ley: sobre 1%

Caso 3: Nuevamente se definen 3 dominios de leyes:

- Dominio de baja ley: leyes entre 0 y 0,7%
- Dominio de mediana ley: entre 0,7% y 1,5%
- Dominio de alta ley: sobre 1,5%

Caso 4: Se definen 4 dominios de leyes

- Dominio de baja ley: leyes entre 0 y 0,5%
- Dominio de mediana-baja ley: entre 0,5% y 0,7%
- Dominio de mediana-alta ley: entre 0,7% y 1,5%
- Dominio de alta ley: sobre 1,5%

En la tabla 4 se observan los resultados obtenidos por estos autores:

Tabla 4: Resultados obtenidos por Emery y Ortiz [32]

	Caso 1	**Caso 2**	**Caso 3**	**Caso 4**
Error promedio (% Cu)	0,009	-0,022	-0,017	-0,026
Error medio absoluto (% Cu)	0,387	0,432	0,435	0,431
Raíz del error cuadrático medio (% Cu)	0,623	0,69	0,721	0,715

Con respecto a los resultados anteriores se observa que el promedio del error es cercano a 0, lo que claramente se debe a la propiedad de insesgamiento del *kriging*. Sin embargo al analizar el error se observa que el error promedio es un 17% mayor cuando se emplean dominios (casos 2,3 y 4) y que la raíz del error es un 14% más elevada cuando se emplean dominios.

El caso anterior deja claro que la definición de dominios tiene un impacto negativo en la estimación de leyes del mineral, y que éste impacto puede ser muy elevado si los dominios no están bien definidos.

Con respecto al segundo parámetro, se refiere a la elección de las dimensiones de la unidad selectiva de explotación (bloque unitario) en la definición del modelo de bloques.

Cuanto menor sea el tamaño de bloque, mayor será la “selectividad” de la estimación y como resultado, se obtendrá una mayor recuperación de metal o elemento valioso en los recursos. Cabe además destacar que en la selección del tamaño de bloque debe tenerse en cuenta no solo los factores geológicos y de regularidad en la distribución de mineral sino también los aspectos operacionales, especialmente la dilución esperada y altura de banco.

El efecto anterior (efecto soporte) es estudiado por Jara *et al*. [39], comparando, para un yacimiento de cobre, el metal recuperado en función del tamaño de bloque.

La tercera fuente de incertidumbre, se refiere al denominado “efecto pepita”, que alude al valor de la ordenada en el origen del variograma. Conceptualmente, el efecto “pepita” representa la varianza o dispersión esperada en el conjunto de valores de una variable regionalizada estimada mediante un conjunto de muestras tomadas en puntos muy próximos del yacimiento. Por tanto, cuanto mayor sea el efecto pepita, mayor será la irregularidad y heterogeneidad espacial de la mineralización y menor la precisión geoestadística obtenible por *kriging* del grado de selectividad en la explotación del yacimiento.

Además de la variabilidad espacial de la mineralización, el efecto pepita” incorpora los errores, exactitud y precisión, en los procesos de preparación de muestras y análisis químico”.

Como afirma Emery [31], en relación con lo anterior, el efecto pepita se relaciona, entre otros, con los aspectos siguientes:

> Presencia de una micro estructura: Esto hace referencia a que exista un modelo anidado donde una de las estructuras tenga un alcance tan pequeño, la cual a escala kilométrica se confundirá con una discontinuidad en el origen.
> Soporte de las mediciones: A medida que un soporte disminuye en tamaño, la variabilidad de los datos contenido aumenta, por lo tanto un soporte pequeño puede significar un importante componente de efecto pepita que oculta la

continuidad del yacimiento. La teoría dice que el tamaño del efecto pepita es inversamente proporcional al volumen del soporte de medición.

Errores de medición: Si existen errores en la medición, el semi variograma presentará un efecto pepita.

Error de ubicación en los datos: Si existe error en la posición de los datos se introducirá un efecto pepita en el semi variograma.

Según Emery [31], la magnitud del efecto pepita también se relaciona con la mineralogía y riqueza del yacimiento. Así, para el oro, que siempre genera yacimientos de mayor heterogeneidad, el efecto pepita es del orden de un 30% a 50% de la variabilidad total del yacimiento, mientras que otros metales, que presentan mineralizaciones distribuidas más regularmente, el efecto pepita es menor.

El cuarto tipo de error o incertidumbre es el asociado al método de estimación de recursos.

Son tres los métodos de estimación más empleados:

Interpolación (inverso de la distancia y geoestadístico)

Área de influencia (Polígonos, triángulos)

Desarrollo de bloques de explotación

Los métodos por “interpolación”, siempre empleados en yacimientos con mineralización diseminada o *stockwork*, se basan en estimar el valor de la variable regionalizada en un punto del yacimiento como combinación lineal de los valores observados por muestreo en puntos cercanos situados a una determinada distancia o radio de influencia. Las dos variantes de éste método son “inverso de la distancia” y geoestadística.

El método de área de influencia”, aplicable a yacimientos de forma tabular estrato-ligados y sedimentarios, se basa en extender el valor de la variable regionalizada estimada por muestreo en un punto del yacimiento, a un dominio poligonal definido

como lugar geométrico de los puntos del yacimiento que están más cercanos al punto central del “polígono” que a cualquier otro punto muestreado.

El método por desarrollo de bloques de explotación, muy usado en yacimientos filonianos, se basa en estimar la variable de un bloque de explotación limitado por dos niveles y dos piques o pocillos, mediante desmuestre de “rozas” excavadas en las galerías y piques que limitan el bloque.

En todo caso, el método de estimación seleccionado debe ser coherente con el tipo de yacimiento y la continuidad geológica, litológica y de leyes, etc.

Asimismo, la selección del método de estimación involucra muchos de los factores que han sido descritos a lo largo de la tesis como: el uso eficaz de los datos, la agrupación de los datos, densidad de datos, tamaño del modelo de bloques, número de muestras utilizadas, definición de límites del yacimiento, definición de dominios de leyes, modelo del semi variograma, etc.

Cabe destacar que, por lo general, al evaluar proyectos mineros el método más utilizado corresponde al de *kriging*, el cual entrega como resultado solo un valor para la variable regionalizada que se está estimando (ley de mineral). Además, la estimación por *kriging* entrega una varianza de estimación, la cual no es suficiente información para cuantificar la incertidumbre presente en la estimación de las leyes del yacimiento.

Además, cabe destacar que el método de *kriging* posee ciertas limitaciones, entre las que cabe destacar el fenómeno de “suavizamiento”, caracterizado por el hecho de que, por un lado, la variabilidad en la estimación de la variable regionalizada es menor que la variabilidad de los valores verdaderos. Y además, el rango de los valores estimados suele ser menor que el rango real, y por lo tanto, no predice la ocurrencia de valores extremos. De esta forma tiende a subestimar zonas de altas leyes y sobreestimar zonas de bajas leyes.

Un ejemplo del suavizamiento se puede ver en la figura 6:

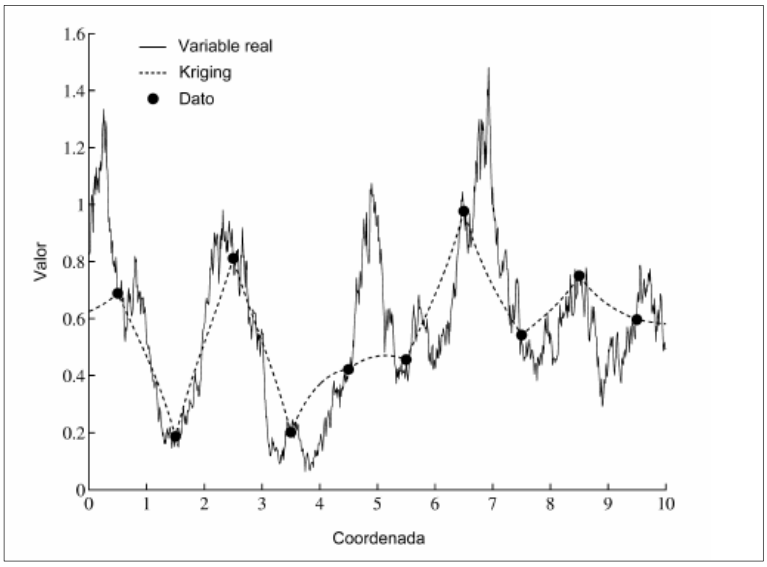


Figura 6: Propiedad de suavizamiento [31]

Como medida de mitigación de la propiedad de suavizamiento es que en la actualidad se está introduciendo la estimación por medio de simulaciones condicionales, la cual entrega mayor cantidad de información por medio de la generación de una serie de escenarios del yacimiento en estudio.

5.2.8 Otras fuentes de incertidumbre

Otra de las fuentes de incertidumbre de gran importancia en cada uno de los sub procesos mencionados anteriormente corresponde al error humano que pudiese existir debido a la inexperiencia del operario (ejecutor de la tarea) o errores en las actividades, donde los protocolos se encuentran formalmente normados en cada una de las actividades relacionadas a estos sub procesos. Por lo tanto, el error humano se define como el desarrollo de una tarea, cuyo objetivo no fue logrado por fallas humanas, las cuales podrían desencadenar importantes consecuencias como: daño al equipo, lesiones, muerte, demoras en producción, entre otros.

Es claro que aquellas fuentes de incertidumbre relacionadas a la inexperiencia o eficacia del operario adquieren mayor relevancia en aquellos sub procesos donde los trabajadores son, en su mayoría, no calificados o de un nivel educacional más bajo, es decir aquellos trabajadores que, por lo general, realizan tareas rutinarias que requieren principalmente de herramientas manuales o equipos, y a menudo un cierto esfuerzo físico. Por lo tanto, los sub procesos a los cuales se hace referencia corresponden principalmente a la operación de sondajes, testificación de sondajes y muestreo y, en algún grado, la preparación de la muestra. Sin embargo, esto no implica, bajo ningún sentido, que los demás sub procesos se encuentren libres del error humano, ya que en donde trabajen personas esta fuente de incertidumbre debiese ser considerada.

Además, destacar que existen distintas formas o modelos con los cuales se puede cuantificar la inexperiencia del operario, y de esta manera medir la incertidumbre presente debido al error humano. Entre ellas destacan, principalmente, los modelos basados en curvas de aprendizaje, árboles de falla, análisis de causas-efectos, etc. Cada una de estas técnicas se basan en la identificación de las funciones que puedan verse afectadas por errores humanos, análisis de los sistemas, estimación de probabilidades del error humano y efectos sobre el sistema.

Por último, indicar que esta fuente de incertidumbre no fue considerada en esta investigación en cuanto a la clasificación y posterior cuantificación, pero valía la pena mencionarla.

5.3 CLASIFICACIÓN DE INCERTIDUMBRES: MATRICES PARÁMETRO DE RIESGO - FUENTE

Una vez identificadas y descritas las incertidumbres asociadas a cada uno de los sub procesos pertenecientes al proceso de evaluación de recursos, se procede a realizar la respectiva clasificación de estas incertidumbres.

Para poder realizar esta clasificación se describen 3 tipos de fuentes de incertidumbre o fuentes de riesgo que corresponden a:

Incertidumbre epistémica: Son aquellas que aparecen por falta de conocimiento o información del parámetro que se está estudiando. Este tipo de incertidumbres se encuentran directamente relacionadas con la exhaustividad con que se realiza la exploración del yacimiento, es decir con el tamaño y la densidad de la malla de sondajes o cualquier otro tipo de método que sea utilizado. Es claro que a mayor densidad de la malla de sondajes, menor será la incertidumbre asociada. Este tipo de incertidumbre afecta directamente a las etapas posteriores del proceso, en especial a la interpretación y modelado geológico del yacimiento y el posterior sub proceso de estimación de recursos.

Incertidumbre aleatoria: Son aquellas que se deben a la variabilidad intrínseca del parámetro. Este tipo de fuente de incertidumbre se encuentra ligada principalmente a la heterogeneidad del yacimiento en estudio y de las propiedades intrínsecas del mismo como ley, distribución espacial de la mineralización, tipos de litologías, granulometría, etc. Por ejemplo, para una misma densidad de sondajes o información la incertidumbre tenderá a ser mayor en aquellos yacimientos de alta ley y de mayor heterogeneidad.

Incertidumbre por muestra no representativa: Son aquellas incertidumbres que se generan porque la muestra estudiada no es representativa del yacimiento. Esta fuente de incertidumbre corresponde al error que se genera por la determinación del valor de un parámetro de riesgo a partir de una muestra que no representa la totalidad del yacimiento o área de estudio. Se encuentra muy ligada a los sub procesos de muestreo, preparación de muestras y análisis químico, ya que si las muestras no son representativas los resultados de estos sub procesos se ven afectados.

Una vez descritos los 3 tipos de fuentes de incertidumbre, se procede a realizar la clasificación de los parámetros de riesgo identificados en cada uno de los sub procesos.

Tabla 5: Clasificación de parámetros de riesgo en la operación de sondajes

Operación de sondajes			
Parámetros de riesgo (P)	Fuentes de riesgo		
	Incertidumbre epistémica	Incertidumbre aleatoria	Incertidumbre por representatividad de la muestra
Densidad de la malla	X		
Método, inclinación y diámetro de perforación		X	
Errores de medición de la posición y desviación del sondaje		X	

Tabla 6: Clasificación de parámetros de riesgo en la testificación de sondajes y muestreo

Testificación de sondajes y muestreo			
Parámetros de riesgo (P)	Fuentes de riesgo		
	Incertidumbre epistémica	Incertidumbre aleatoria	Incertidumbre por representatividad de la muestra
Error de muestreo fundamental		X	
Error de agrupación y segregación		X	X
Error de delimitación y extracción			X
Mala recuperación de sondajes	X		X

Tabla 7: Clasificación de parámetros de riesgo en la preparación de la muestra

Preparación de la muestra			
Parámetros de riesgo (P)	Fuentes de riesgo		
	Incertidumbre epistémica	Incertidumbre aleatoria	Incertidumbre por representatividad de la muestra
Contaminación de la muestra			X
Errores de diseño y operación de los procesos de reducción	X		
Pérdida de finos			X

Tabla 8: Clasificación de parámetros de riesgo en el análisis químico

Análisis Químico			
Parámetros de riesgo (P)	Fuentes de riesgo		
	Incertidumbre epistémica	Incertidumbre aleatoria	Incertidumbre por representatividad de la muestra
Inadecuado plan de análisis	X		X
Error por calibración		X	
Error por repetibilidad		X	

Tabla 9: Clasificación de parámetros de riesgo en la preparación de datos

Preparación de datos			
Parámetros de riesgo (P)	Fuentes de riesgo		
	Incertidumbre epistémica	Incertidumbre aleatoria	Incertidumbre por representatividad de la muestra
Falta de QA/QC en el proceso	X		

Tabla 10: Clasificación de parámetros de riesgo en la interpretación y modelamiento geológico

Interpretación y modelamiento geológico			
Parámetros de riesgo (P)	Fuentes de riesgo		
	Incertidumbre epistémica	Incertidumbre aleatoria	Incertidumbre por representatividad de la muestra
Continuidad o variabilidad geológica	X		
Error en la definición de límites del yacimiento	X		
Error en el modelo de mineralogía del yacimiento	X		
Continuidad o variabilidad de estructuras, fallas, pliegues, etc.	X		

Tabla 11: Clasificación de parámetros de riesgo en la estimación y evaluación de recursos

Estimación de recursos			
Parámetros de riesgo (P)	Fuentes de riesgo		
	Incertidumbre epistémica	Incertidumbre aleatoria	Incertidumbre por representatividad de la muestra
Error en la asignación de dominios de leyes	X		
Tamaño de las unidades selectivas utilizadas en la estimación (efecto soporte)	X		
Variabilidad espacial de los datos en el semi variograma (efecto pepita)		X	
Método de estimación utilizado	X		

6 MODELO CUANTITATIVO DE GESTIÓN DE RIESGO ASOCIADO A LA INCERTIDUMBRE EN LA LEY DEL YACIMIENTO

Una vez caracterizados (sección 5 anterior), los parámetros de riesgo asociados a cada uno de los sub procesos del proceso de evaluación del yacimiento, en esta sección 6 se describe el desarrollo de un modelo cuantitativo para la gestión de riesgo asociado a la incertidumbre en la ley del yacimiento, que es el objetivo fundamental de la investigación.

En la Figura 7 se muestra de forma general la metodología utilizada para realizar el modelo de gestión de riesgo asociado a la incertidumbre en la ley del yacimiento.

El foco y aporte fundamental de esta tesis se centra en el desarrollo de modelos de incertidumbre y de riesgo (etapas 2 y 5 de la Figura 7) ya que las etapas de “Preparación de datos” (Etapa 1); “Diseño y Planificación” (Etapa 3) y “Modelo económico” (Etapa 4) son desarrolladas de acuerdo al estándar de la industria.

El modelo de simulación condicional (Etapa 2), permite caracterizar la ley de cada bloque en el modelo de bloques del yacimiento mediante un modelo probabilístico (log-normal) que representa la incertidumbre en la ley del yacimiento. En la etapa 3, la incertidumbre se traslada al proceso de planificación y como resultado, se obtiene un plan de producción por periodos trimestrales en los que la ley del periodo es asimismo caracterizada por un modelo probabilístico. Finalmente, en la etapa 5, el modelo de incertidumbre de la etapa 2 y 3 y el modelo económico del proyecto, desarrollado en la etapa 4, son aplicados a un modelo de simulación “Montecarlo” que permite cuantificar el impacto económico asociado al modelo de planificación con incertidumbre en la ley de los recursos.

Los modelos cuantitativos de riesgo (etapa 5) se basan en criterios de toma de decisión bajo riesgo (Expected Utility-EU), en el que el riesgo es calculado mediante la comparación económica del caso base del proyecto y un escenario con nivel de riesgo asumible

A continuación de describe en detalle el proceso metodológico de la Figura 7

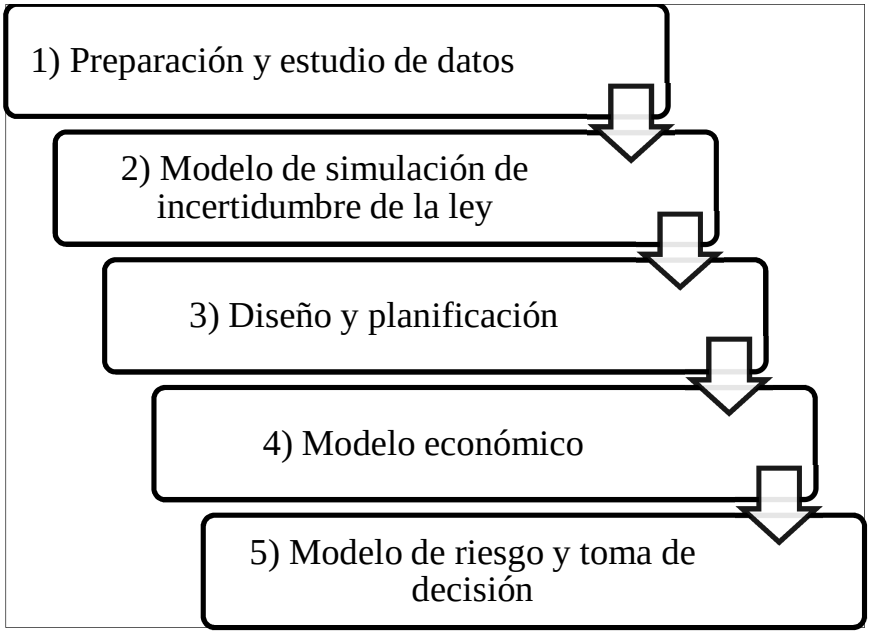


Figura 7: Metodología general del modelo cuantitativo de gestión del riesgo

La base de datos resultantes de la investigación del yacimiento, es el input primario para la evaluación del yacimiento. En ella se recopila y se referencia espacialmente toda la información obtenida sobre geología, geotecnia, mineralogía, propiedades físicas y químicas y demás información relevante que, una vez revisada y preparada, será utilizada para el desarrollo del modelo geológico del yacimiento, el diseño y planificación de las operaciones y el análisis económico y financiero del proyecto minero.

La preparación de datos tiene por objeto la validación de los datos primarios recopilados en la etapa de exploración e investigación del yacimiento. El proceso de validación se realiza mediante técnicas de análisis estadístico, estudiando la distribución espacial de los datos, la cantidad de sondajes, las litologías presentes, la ley promedio contenida en los datos, la varianza, desviación estándar, mínimo, máximo, *outliers*, etc.

Una vez validados los datos, se procede a su proceso que comienza con la compositación o el cálculo de compósitos, un proceso mediante el cual las muestras originales se combinan en intervalos regulares para obtener muestras representativas de tamaño homogéneo para las leyes, litológias, entre otros.

La preparación y estudio exploratorio de datos tiene cuatro objetivos principales, donde se encuentran:

Analizar (mediante herramientas estadísticas) la calidad, cantidad y la ubicación de los datos disponibles.

Caracterización estadística de las variables de interés

Definir las zonas de estudio. Una división del campo en varias sub zonas puede ser de gran significancia si se observan cambios repentinos o abruptos en la distribución espacial de valores, o si la geología del yacimiento así lo indica. Es importante recordar que esta definición de zonas autónomas de estudio trae consigo fuentes de riesgo que ya fueron mencionadas anteriormente. Sin embargo, en este estudio no son consideradas.

Anticipar dificultades o problemas que puedan surgir en la fase de estimación local, como por ejemplo presencia de valores atípicos que destacan entre los datos vecinos.

La preparación de datos incluye, también, el análisis variográfico, el cual en una primera etapa incorpora el cálculo del variograma experimental a partir de los datos disponibles. En primer lugar, el estimador que define al variograma viene dado por la ecuación 11:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2} E\{[Z(x+h) - Z(x)]^2\} \tag{11}$$

Donde,

$\gamma(h)$ = Semivariograma

$Z(x+h)$ = Valor de la variable regionalizada a una distancia h desde el punto x

$Z(x)$ = Valor de la variable regionalizada en el punto x

Con la ayuda del semivariograma experimental, se puede analizar el grado de independencia en el espacio geométrico y la zona de influencia de cada dato, es decir la mayor o menor continuidad de la variable regionalizada en las distintas direcciones, las anisotropías, la relación de los aspectos geológicos conocidos, etc. Dado que los datos se encuentran distribuidos en una zona bastante grande que corresponde al yacimiento, al semivariograma experimental se le suele permitir tolerancias de cálculo sobre las distancias y direcciones. De esta forma se genera un cono de búsqueda, el cual permita encontrar la relación espacial entre los valores de la variable regionalizada.

El variograma experimental calculado no puede utilizarse directamente, ya que se encuentra sujeto a ciertas aproximaciones, debido al número limitado de datos y a los parámetros de tolerancia utilizados en el cálculo. Es por eso que siempre se debe ajustar un variograma teórico, el cual permita la interpretación de la continuidad espacial de la variable en estudio. Existen un número de modelos determinados que cumplen con las condiciones para ajustarse a un variograma experimental y donde la principal diferencia se observa tanto en su comportamiento en el origen como en su comportamiento a grandes distancias. Entre ellos destacan:

Efecto pepa puro
Modelo esférico
Modelo exponencial
Modelo gaussiano
Modelo sinusoidal
Modelo potencia, etc

Realizada la preparación de los datos, se continúa con el desarrollo del modelo de gestión de riesgo. La etapa que sigue a continuación corresponde a una de las partes fundamentales de esta tesis, ya que corresponde al procedimiento donde se generan los escenarios probabilísticos de la variable en cuestión, por lo tanto corresponde al método en que la incertidumbre se trasforma en riesgo. En este caso la variable en cuestión corresponde a la ley de mineral en el yacimiento.

La herramienta geoestadística que se empleará para generar un modelo de simulación de la incertidumbre de la variable ley corresponde a la simulación condicional, la que permitirá modelar y cuantificar la incertidumbre presente de la variable en cuestión. En la actualidad, y tal como se dijo anteriormente, al momento de estimar los valores de una variable regionalizada (leyes, tonelajes, etc) se utiliza principalmente el método de estimación por *kriging*, el cual posee ciertas limitaciones debido a que no entrega toda la información necesaria, con la cual poder cuantificar el riesgo asociado a la variable. En este mismo sentido, *kriging*, solo entrega, como medida de incertidumbre, una varianza de estimación, la cual no logra reflejar la incertidumbre presente en la estimación. De hecho, la varianza de *kriging* no depende de los valores de datos, sino que solamente de su configuración geométrica, su continuidad espacial y del modelo del variograma, no considerando el valor mismo de datos. Por lo tanto no mide todas las fuentes de incertidumbre, ya que esto provoca que la varianza de *kriging* no refleje, por ejemplo, la mayor dispersión que ocurre en las zonas de altas leyes (efecto proporcional). Por lo tanto, la originalidad de este planteamiento consiste en que la simulación condicional permite corregir estas deficiencias a la hora de modelar la variable regionalizada, estableciendo un uso superior al de la varianza de *kriging*.

La simulación condicional es una técnica utilizada para evaluar la incertidumbre en la ley y otras variables regionalizadas del yacimiento, ya que permite reproducir la variabilidad espacial de la variable regionalizada. Utiliza parámetros geoestadísticos que logran proporcionar una serie de modelos de leyes, cada uno de los cuales son igualmente probables, donde se respetan las condiciones geológicas, los datos obtenidos mediante la perforación de sondajes y obedece tanto al histograma como al semi variograma de las muestras [69]. Por lo tanto, permite generar una estimación equivalente a la de *kriging* y al mismo tiempo una distribución equiprobable de las leyes en un bloque.

Son diversas las situaciones que pueden ameritar el uso de la simulación condicional, y entre ellas destacan:

Problemas de estimación: Se resuelven al promediar los escenarios o al calcular la frecuencia de ocurrencia de un evento, es decir estimar la probabilidad de que la variable tenga un valor mayor que un umbral dado.

Medición de incertidumbre: Se analizan las variaciones observadas entre un escenario y otro, pudiendo definir intervalos de probabilidad para los valores conocidos de la variable regionalizada.

Análisis de riesgo: Proponer diversos escenarios para analizar el impacto en los resultados y guiar la toma de decisión con respecto a la variable regionalizada y su influencia, desde el punto de vista económico.

Explicada la motivación en el uso de la simulación condicional como modelo de incertidumbre de la variable en cuestión, a continuación se explica en detalle en que consiste el procedimiento de la simulación condicional.

En la simulación condicional se busca construir una función aleatoria con la misma distribución espacial que la variable regionalizada, conociendo los valores que debe tomar en los sitios con datos. En la generación de este modelo probabilístico, la adición de esta restricción formaliza la noción de una distribución condicionada. Estas distribuciones de probabilidad condicionadas describen la incertidumbre que se tiene sobre los valores de la variable regionalizada, tomando en cuenta los valores colindantes.

La simulación geoestadística necesita definir completamente la distribución espacial y la función aleatoria de los valores que se desean simular, a diferencia del *kriging* que solo requiere conocer el variograma o covarianza de los datos disponibles.

El desarrollo de un proceso de simulación condicional depende fuertemente de la naturaleza de la variable a simular, pero este modelo solo se enfocará en una variable de tipo continua como es la ley del yacimiento.

El método de simulación condicional que se utiliza, por lo general y, en este modelo corresponde al método secuencial gaussiano, el cual como todos los métodos gaussianos

requiere de una etapa previa que consiste en la transformación de los datos disponibles con el fin de obtener una distribución gaussiana.

La base de este modelo gaussiano es que se considera que la función aleatoria tiene una distribución multigaussiana. Esto tiene bastantes ventajas ya que es un modelo fácil de aplicar y que solo necesita la transformación de la variable original a una variable gaussiana y donde solo se caractericen la media y el variograma de la variable gaussiana.

La transformación gaussiana que se debe llevar a cabo (conocida también como “anamorfosis”) es una técnica simple donde los datos disponibles son transformados a una distribución gaussiana de media 0 y varianza 1 (ver figura 8).

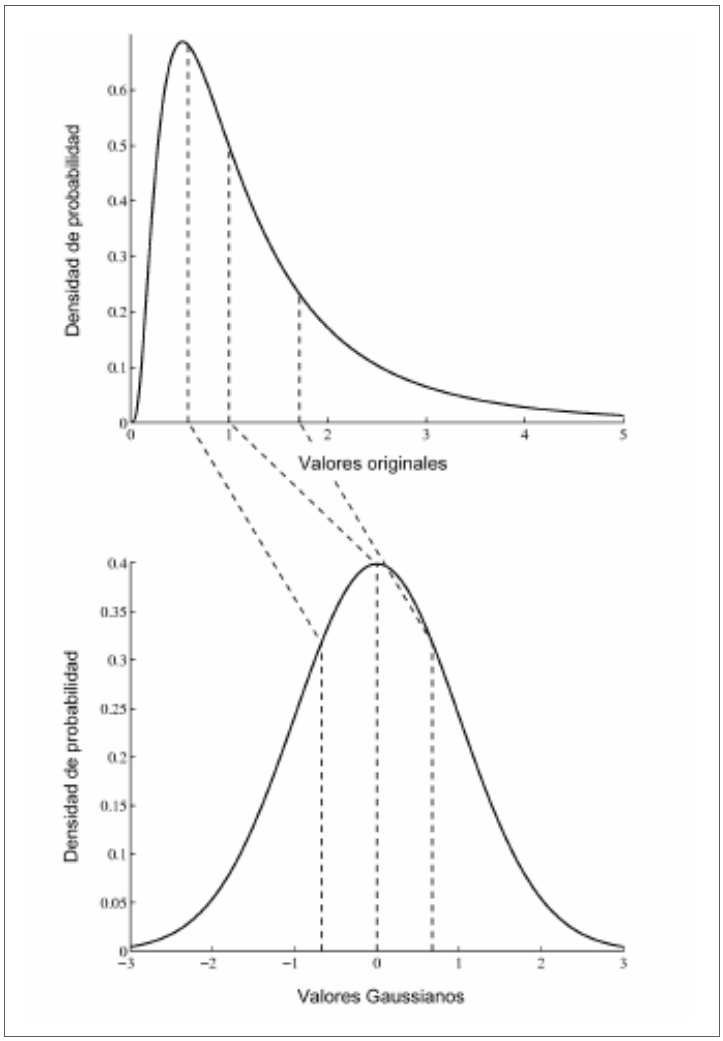


Figura 8: Ejemplo de transformación gaussiana de datos [31]

Si se denota,

$Z = \{Z(x), x \in D\}$ la función aleatoria que representa a la variable original

$Y = \{Y(x), x \in D\}$ la función aleatoria que representa la variable transformada

$F(z)$ la función de distribución de Z

$G(y)$ la función de distribución de Y (gaussiana de media 0 y varianza 1)

Se denomina función de transformación gaussiana a la función que relaciona los valores gaussianos con los valores originales, y se puede plantear:

$$\forall x \in D, Z(x) = F^{-1} \circ G\ [Y(x)] \quad (12)$$

El algoritmo del método secuencial gaussiano consiste en definir un camino al alzar a través de todos los nodos de la grilla (incluyendo las muestras condicionantes). Con ayuda del *kriging* simple en los nodos se genera una distribución local, con lo que se obtiene un nuevo valor que se agrega a esta distribución. Es añadido a los nodos y se genera un nuevo camino aleatorio para generar el próximo nodo. Por lo tanto el algoritmo se define como:

1. Definir un camino al azar a través de los nodos de la grilla.
2. Para simular el primer nodo de la grilla, se condicionan a los n datos existentes y se estima su valor por *kriging* simple (y_1). A continuación se selecciona un R_1 residual gaussiano que es independiente a y_1, y se calcula $y_1 = y_1 + \sigma_{SK} \cdot R_1$.
3. Se agrega el nuevo valor y_1 a las grilla de datos condicionantes y se vuelve al paso 1 pero con n+1 datos.
4. Se repite el proceso hasta simular todos los nodos.

Como resumen del modelo de simulación de incertidumbre de la ley, los pasos a seguir son los siguientes:

1. Desagrupar los datos originales
2. Transformar estos datos en datos gaussianos, tomando en cuenta el desagrupamiento anterior
3. Realizar el análisis variográfico de los datos gaussianos, siguiendo el mismo procedimiento que se utilizó en la preparación de datos
4. Validar la hipótesis multigaussiana de histograma y variograma
5. Simular la función aleatoria gaussiana mediante, en este caso, el método secuencial gaussiano
6. Realizar la transformación gaussiana inversa, para volver a la variable original
7. Procesar los resultados obtenidos.

Dado que los bloques del modelo poseen distintas estimaciones de leyes generadas por la simulación condicional, al agregarlos a un periodo de planificación, el software realiza la ponderación, por volumen, de cada uno de estos escenarios, generando de esta forma las distintas estimaciones de leyes para un periodo de planificación. Si cada bloque posee $\{X_1, X_2, \dots, X_n\}$ estimaciones de leyes, al agregarlos a un periodo de planificación se obtienen como escenarios de leyes $\{Y_1, Y_2, \dots, Y_n\}$, donde cada Y_i corresponde a la ponderación por volumen de cada X_i perteneciente al bloque que se está planificando en ese periodo. De esta manera se obtienen los distintos escenarios de leyes para cada periodo que permiten ajustarlos a una distribución de probabilidades.

Con el modelo de simulación de la incertidumbre de la ley en el yacimiento, se continúa a la etapa posterior del modelo gestión del riesgo desarrollado. A continuación se explica la etapa de diseño y planificación.

Una parte fundamental de un proceso de evaluación de un proyecto minero corresponde a la etapa de diseño minero y planificación. Esta etapa es la que permite, en una primera instancia, obtener una envolvente económica óptima, dado ciertos parámetros de ejecución tales como precio del mineral, costo de extracción de mina, costo de procesamiento de la planta, costo de refinación y fundición del mineral, recuperación metalúrgica, densidad del mineral etc. Además, para este estudio, junto con la envolvente económica óptima del yacimiento se definen los pits anidados, los cuales se encuentran mediante el uso de r*evenue factors* que corresponde a ir modificando el precio del mineral con el objetivo de obtener una tendencia direccional óptima del rajo, donde el primer pit indica donde debe comenzar la explotación del yacimiento, los pits intermedios muestran las posibles fases de extracción, el pit final indica el límite actual de expansión del rajo y los pits posteriores permiten tener dimensiones reales para futuras expansiones del yacimiento (ver figura 9).

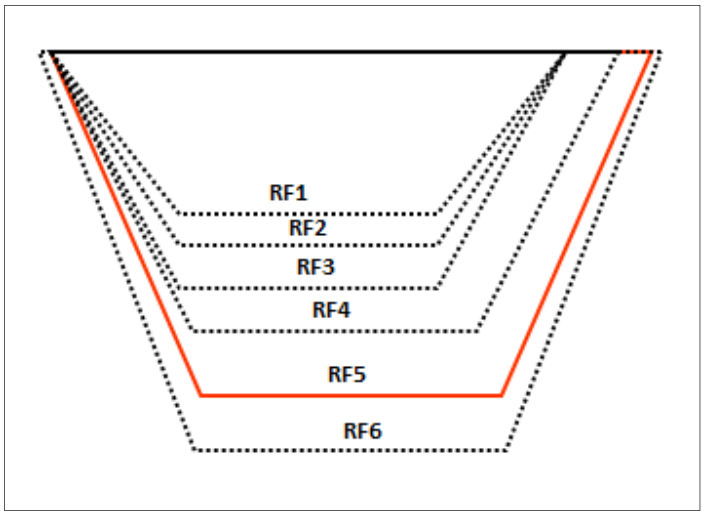


Figura 9: Ejemplo de método de *revenue factors* para pits anidados

La generación de estos pits permite la posterior definición de las fases de extracción del mineral en el yacimiento, las que son de mucha utilidad para el desarrollo de una secuencia de extracción y planificación de largo plazo.

Es importante mencionar que del pit final y las fases de explotación es posible obtener información como curvas de tonelaje-ley, relación estéril mineral para una ley de corte dada, etc.

Definidos el pit final y las fases de explotación por medio de los pits anidados encontrados, se debe realizar el diseño operativo del rajo y de cada una de las fases de explotación. Para esto se deben incluir ángulos de talud de banco y global, anchos de berma, altura de bancos, pendiente de rampa, ancho de rampa, espacio mínimo operacional, entre otros parámetros de diseño.

Con las fases de explotación definidas y calculada una ley de corte, se desarrolla la secuencia de explotación o estrategia de consumo de reservas, la que consiste en la forma en que se extraen los materiales desde el yacimiento (mina a rajo abierto) durante el periodo comprendido entre el inicio de la explotación hasta el final de ella (pit final). Para definir una secuencia de extracción siempre se debe tener en cuenta las limitaciones

en cuanto al tonelaje máximo de material que se puede extraer desde la mina y/o la cantidad máxima de mineral que puede procesar la planta en periodos diarios, semanales, trimestrales, semestrales, etc.

La secuencia de extracción de las diferentes fases guarda una estrecha relación con la distribución de las variables geológicas, geomecánicas, metalúrgicas y económicas del yacimiento.

La secuencia de extracción tiene como principal objetivo generar un plan de producción de largo plazo en el yacimiento, es decir entrega la cantidad y ley media del mineral enviado a planta, la cantidad de material extraído desde el yacimiento, entre otras.

Es importante mencionar que tanto la elección de la envolvente económica final, las fases de explotación y la secuencia de extracción no son únicas y depende significativamente de los criterios utilizados por la persona que está realizando el diseño y planificación del yacimiento.

Las etapas 1, 2 y 3 son realizadas con el software VULCAN, el cual permite en la primera etapa realizar los estudios y análisis estadísticos, espaciales y variográficos de los datos. En la segunda etapa se utiliza para generar la transformación gaussiana de los datos, sus análisis variográfico y finalmente la simulación condicional secuencial gaussiana. Finalmente, la tercera etapa permite generar la envolvente económica final, las fases y la secuencia de extracción del proyecto.

Concluido el diseño del yacimiento y desarrollada la secuencia de extracción y el plan de producción se realiza el modelo económico con el que será evaluado el proyecto.

El modelo económico tiene como objetivo fundamental encontrar los indicadores económicos que servirán como base para cuantificar el riesgo financiero presente en la etapa posterior.

El criterio más ampliamente utilizado, debido a su simplicidad, para encontrar los indicadores económicos de un proyecto corresponde al de los flujos de caja descontados

o valor actual neto (VAN o NPV: *Net Present Value)*, el cual se basa principalmente en el criterio del valor del dinero en el tiempo.

Para llevar a cabo el procedimiento de los flujos de caja descontados se requiere de la generación de un flujo libre de caja por periodo. El VAN tiene como formula la siguiente:

$$VAN = \sum_{i=1}^{n} \frac{F_n}{(1+t)^n} \quad (13)$$

Donde,

F_n = Flujo en el periodo n

t = tasa de descuento

La tasa de descuento corresponde a una medida del riesgo del proyecto, sin embargo para esta metodología no tiene mayor relevancia.

Junto con el VAN del proyecto es posible obtener otros indicadores económicos del proyecto como la TIR (Tasa interna de retorno) o el IVAN que corresponde a la razón del VAN sobre la inversión total realizada en el proyecto, entre muchos otros.

Es importante mencionar que como criterio de aceptación para que un proyecto sea factible se utiliza el criterio *naïve*, el cual plantea que para que un proyecto sea rentable el VAN solo debe ser mayor a cero.

Finalmente, una vez que se obtienen los indicadores económicos necesarios para la evaluación económica del proyecto, se procede a realizar el modelo de riesgo financiero y toma de decisión.

Este modelo se enfoca principalmente en la cuantificación del riesgo y en los métodos y criterios de toma de decisiones bajo riesgo asociado a la variable en cuestión. La metodología desarrollada en este estudio se enfoca principalmente en 1 de los métodos de toma de decisiones que fueron mencionados anteriormente. En esta sección de la tesis se procede a explicar, básicamente, la teoría del método y en el caso de

estudio desarrollado se lleva a la práctica mediante 1 procedimiento que será descrito en su momento.

El método de toma de decisiones que se utiliza corresponde a:

Utilidad esperada (EU: *Expected Utility*)

La teoría de la utilidad esperada ha dominado por largo tiempo el análisis de la toma de decisiones bajo riesgo. Por lo general, esta teoría ha sido aceptada y aplicada como modelo descriptivo a la conducta económica, de esta forma se considera que cualquier persona prefiere atenerse, la mayoría de las veces, a los axiomas de esta teoría.

La toma de decisiones bajo riesgo se puede considerar como una elección entre alternativas o jugadas, donde una alternativa es una relación que mantiene un resultado X_i con su probabilidad de ocurrencia P_i. En base a esto, la teoría de la utilidad se basa en dos principios fundamentales y que corresponden a:

i) Esperanza: Donde la utilidad total de un escenario, denotada por U es la suma de las utilidades esperadas de sus alternativas ponderadas por sus probabilidades.

$$U(X_1P_1; \dots; X_nP_n) = P_1U(X_1) + \cdots + P_nU(X_n) \tag{14}$$

ii) Aversión al riesgo: u es cóncava (u’’<0). Una persona tiene aversión por el riesgo si prefiere determinada alternativa (x) a cualquier otra alternativa arriesgada cuyo valor esperado sea x. Por esto, en la teoría de la utilidad esperada, la aversión al riesgo es equivalente a la concavidad de la función utilidad.

Por lo tanto, el criterio del valor esperado es viable de usar donde es posible calcular las probabilidades correspondientes a cada uno de los resultados factibles.

Finalmente, y con el valor esperado obtenido, se realiza la comparación del valor esperado con un escenario definido como “sin riesgo” o de riesgo asumible, tal como se mostró en la ecuación 2.

La metodología recientemente descrita se valida con un caso de estudio, el cual se desarrolla a continuación.

7 CASO DE ESTUDIO

El yacimiento utilizado para el caso de estudio corresponde a un proyecto que fue descubierto en 1996 y que se encuentra localizado en la segunda región de Chile, aproximadamente a 120 km. al sur de la ciudad de Calama y a 220 km. al este de la ciudad de Antofagasta (ver figura 10).

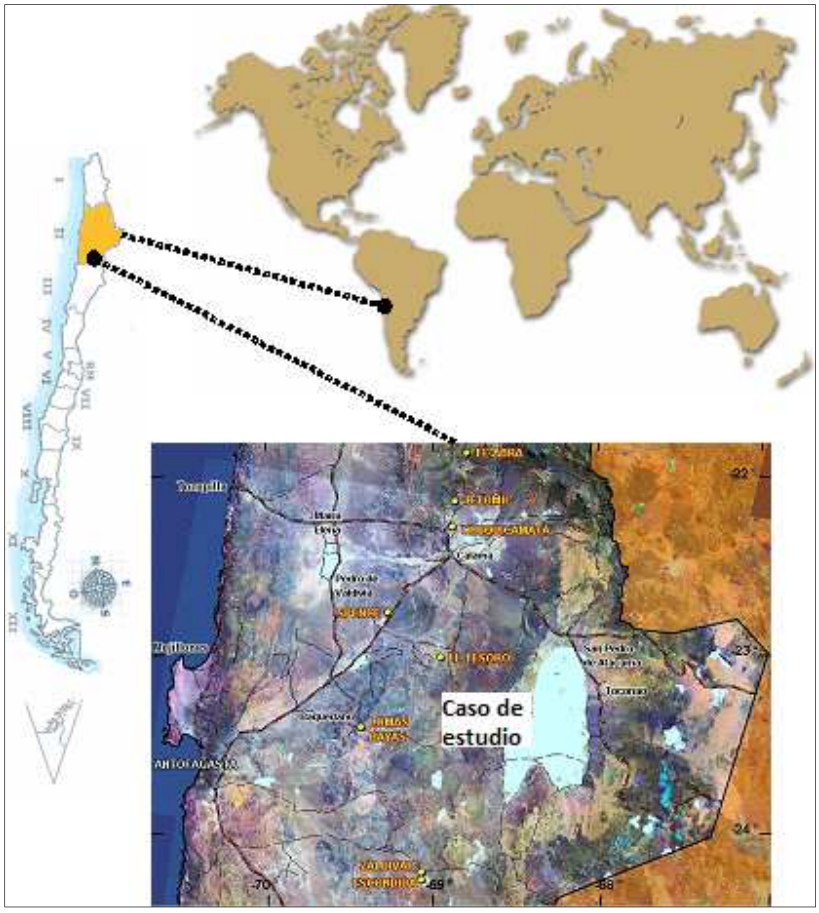


Figura 10: Localización del proyecto en estudio

El proyecto consiste principalmente en la explotación de un yacimiento, tipo pórfido cuprífero, mediante una operación a rajo abierto, en la que se concentran minerales de

óxidos de cobre y con reservas económicamente explotables de 600 millones de toneladas de cobre oxidado con una ley media de 0,41% de Cu total. Dentro de sus principales procesos para el tratamiento de minerales se encuentran chancado, acidificación, lixiviación en pilas dinámicas, extracción por solventes y electro obtención.

Se espera que la explotación del yacimiento dure alrededor de 14 años, donde se extraiga un total de 1.900 ktons de cátodos de alta pureza, a razón de una tasa de 150 mil ton/año.

Es importante mencionar que el caso de estudio realizado en esta tesis se comienza a desarrollar a partir de la base de datos de sondajes del yacimiento en estudio, por lo tanto se espera que ciertos valores como ley media, tiempo de explotación o reservas explotables sean relativamente disimiles a la realidad del yacimiento, y no se pretende en ningún caso replicar el proceso de estimación de recursos en su totalidad.

En este mismo sentido, se realizan ciertas simplificaciones para otorgar mayor simplicidad al caso de estudio. Una de esas simplificaciones corresponde a la no operativización tanto de las fases de explotación como de la envolvente económica final, ya que se asumen que las conclusiones en uno u otro caso serán bastante similares. Además, al momento de generar la planificación de largo plazo, no se busca una planificación óptima, sino que solamente se genera una planificación básica que cumpla con las limitaciones de extracción de material y alimentación de mineral a planta. Relacionado a esto último, también se considera un solo valor de ley de corte para cada uno de los periodos de planificación, y no así una ley de corte variable.

Finalmente se considera un flujo de caja básico que permita, al igual que las simplificaciones anteriores, la validación del caso de estudio.

Los supuestos utilizados para el caso de estudio se irán presentando a medida que se avanza en el desarrollo del mismo.

7.1 VALIDACION Y ESTUDIO EXPLORATORIO

7.1.1 Análisis Estadístico de los datos

Los datos estudiados en esta sección corresponden a una malla de sondajes de un yacimiento “indeterminado”, donde los archivos contienen la información de 608 sondajes dentro de los cuales 54 de estos se encuentran “logueados” con los datos necesarios para poder compositarlos.

Estos 54 sondajes fueron compositados cada 3 metros, obteniendo un total de 3.802 datos, donde la información contenida corresponde a: las 3 coordenadas (Este, Norte y Cota), la ley de cobre total y la litología correspondiente.

La zona donde se encuentran los datos corresponde a un espacio de 1.328 x 1.165 x 370 (m), y está ubicada entre las coordenadas 17.715 (m) y 19.043 (m) en la coordenada Este, 11.297 (m) y 12.462 (m) en la coordenada Norte y 2.300 (m) y 2.670 (m) en la coordenada vertical.

Tal como se mencionó anteriormente, los datos estudiados se encuentran clasificados por litología, por lo que se procedió a separar estos en grupos de litologías en base a su similitud en la ley de cobre total.

Las litologías existentes y la ley de cobre total de cada uno corresponden a:

Tabla 12: Litologías y ley de cobre total de los datos

Litologías	CuT (%)
BHI	0,441
BIG	0,588
FMDI	0,700
GD	0,459
PG	0,479
PT	0,560

Observando la tabla anterior, se logran conformar 3 grupos de litologías de acuerdo a su similitud en la ley de cobre total. Por lo tanto se obtienen los siguientes grupos:

Tabla 13: Grupo 1 de litologías

Grupo 1	CuT (%)
BHI	0,441
GD	0,459
PG	0,479

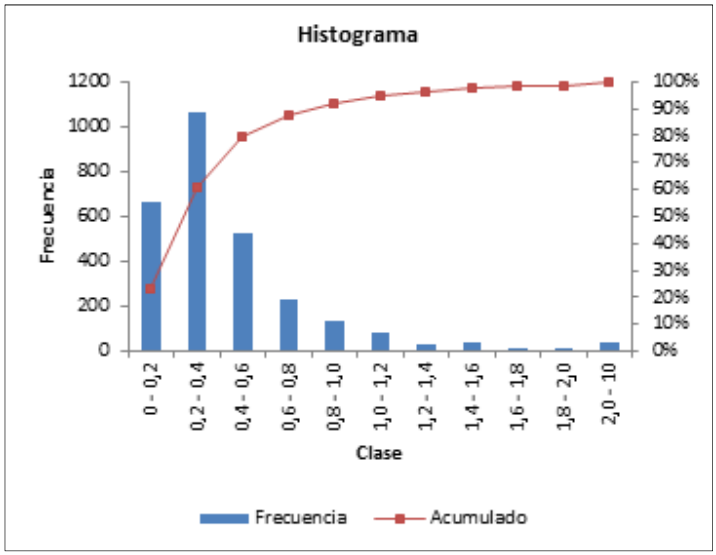
Tabla 14: Grupo 2 de litologías

Grupo 2	CuT (%)
BIG	0,588
PT	0,560

Tabla 15: Grupo 3 de litologías

Grupo 3	CuT (%)
FMDI	0,700

En las figuras 11 a 15 se presenta el análisis estadístico de las litologías del grupo1



Muestras	2.833
Promedio	0,456 %
Varianza	0,227
Desv. Estándar	0,476 %
Mediana	0,331 %
Coef. De variación.	1,045
Mínimo	0 %
Máximo	5,74 %

Figura 11: Histograma y estadísticas grupo 1 de litologías

La figura 11 muestra las estadísticas para el grupo 1 de litologías. Las figuras 12, 13 y 14 muestran las derivas de los datos del grupo 1 de litologías. Realizando el análisis de las derivas se puede observar que a medida que se avanza en la coordenada Este las leyes tienen una tendencia al alza, concentrándose las mayores leyes entre los 18.800 (m) y 19.000 (m). En la coordenada Norte se puede observar una tendencia a la baja a medida que avanzamos hacia el Norte, concentrándose las mayores leyes al centro del espacio. Finalmente, en la coordenada vertical se observa una tendencia al alza a medida que se encuentra más cercano a la superficie.

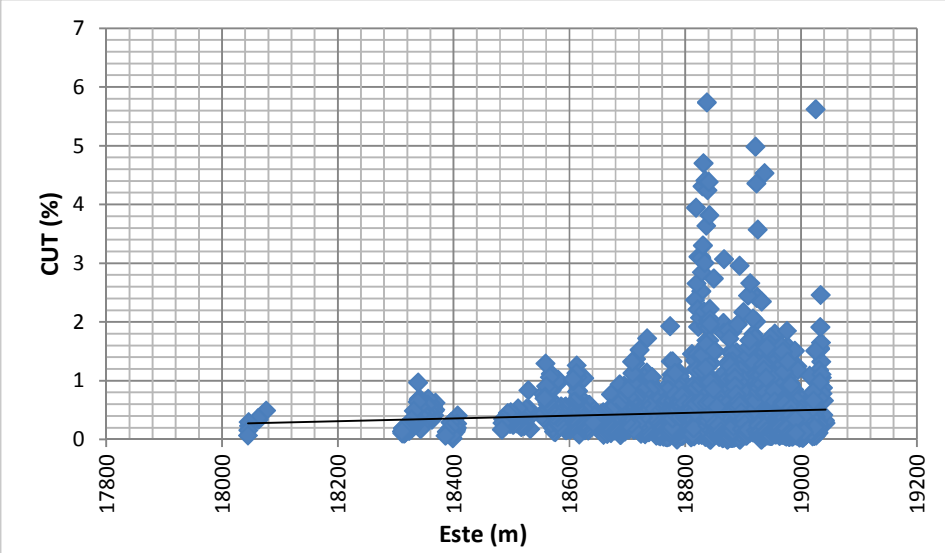


Figura 12: Derivas en la dirección Este del grupo 1 de litologías

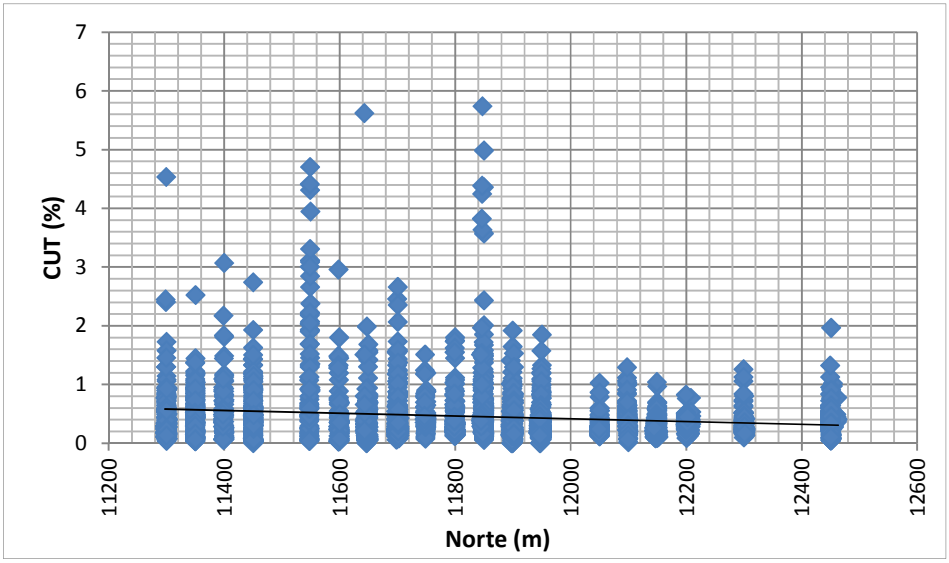


Figura 13: Derivas en la dirección Norte del grupo 1 de litologías

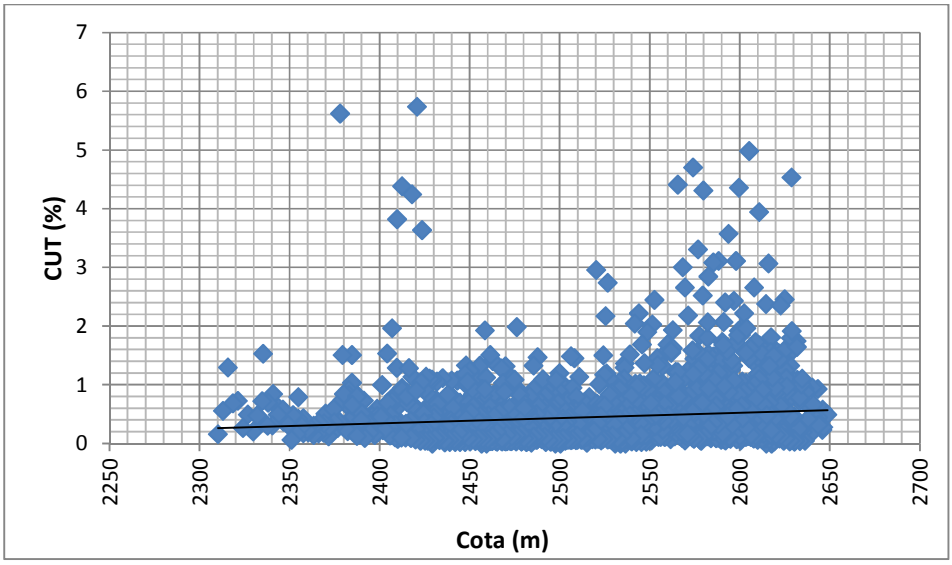


Figura 14: Derivas en la dirección Vertical en el grupo 1 de litologías

En la figura 15 se puede observar donde se concentran las leyes en el yacimiento y donde se pueden encontrar las leyes más altas del mismo.

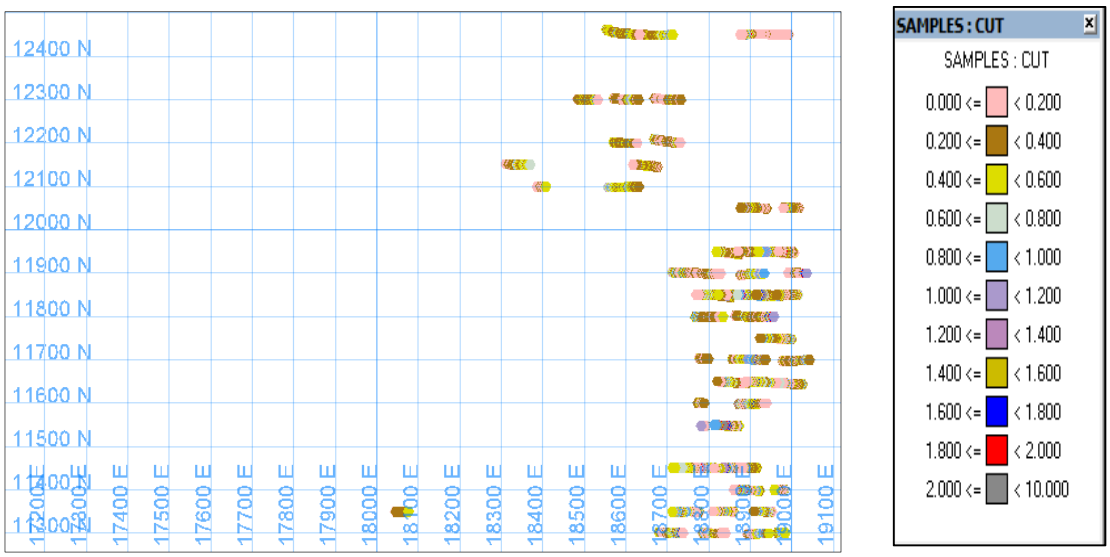
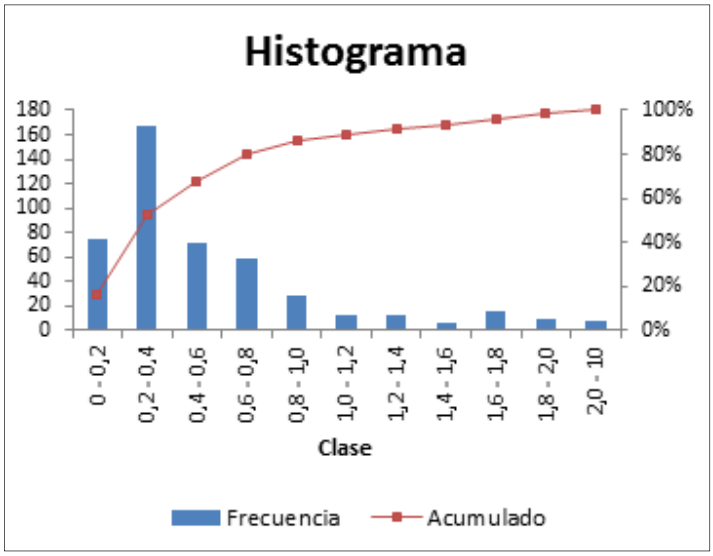


Figura 15: Despliegue en planta de leyes de cobre total del grupo 1 de litologías [Vulcan]

En la figura 16 se muestran las estadísticas para el grupo 2 de litologías.



Muestras	463
Promedio	0,561 %
Varianza	0,228
Desv. Estándar	0,478 %
Mediana	0,389 %
Coef. De variación	0,852
Mínimo	0 %
Máximo	2,96 %

Figura 16: Histograma y estadísticas del grupo 2 de litologías

El número de muestras del grupo 2 de litologías representa un aproximadamente 13% del total de muestras. Tienen un promedio mayor que el grupo anterior, el cual alcanza el 0,561% de ley de cobre total con una desviación estándar de 0,478%. Se observa que en este grupo el valor máximo de muestras es bastante menor en comparación al grupo 1 de litologías.

En las figuras 17, 18 y 19 se observan las derivas para el grupo 2 de litologías:

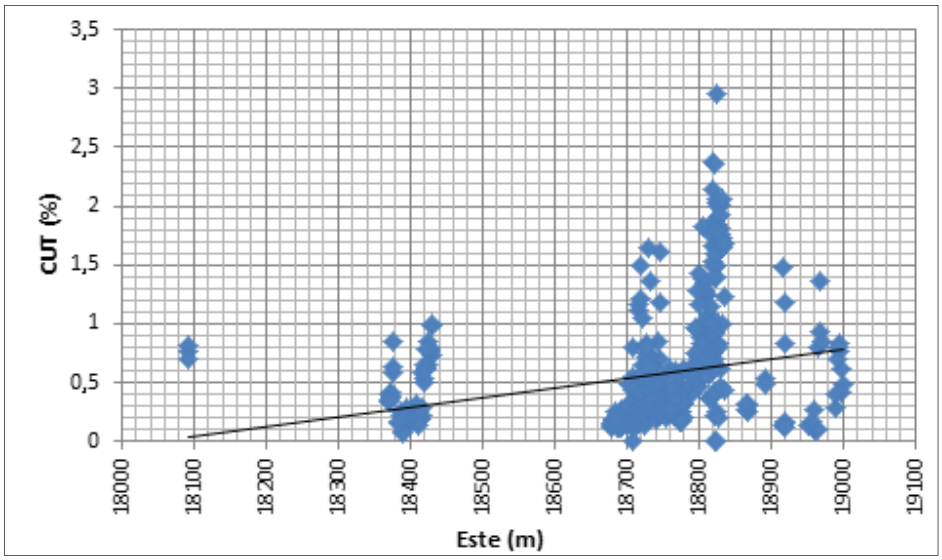


Figura 17: Deriva en la dirección Este del grupo 2 de litologías

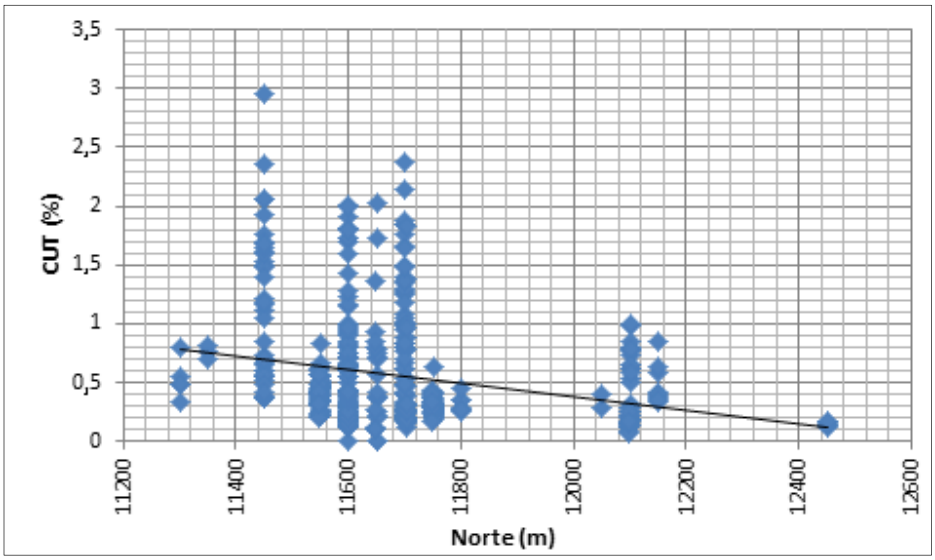


Figura 18: Deriva en la dirección Este del grupo 2 de litologías

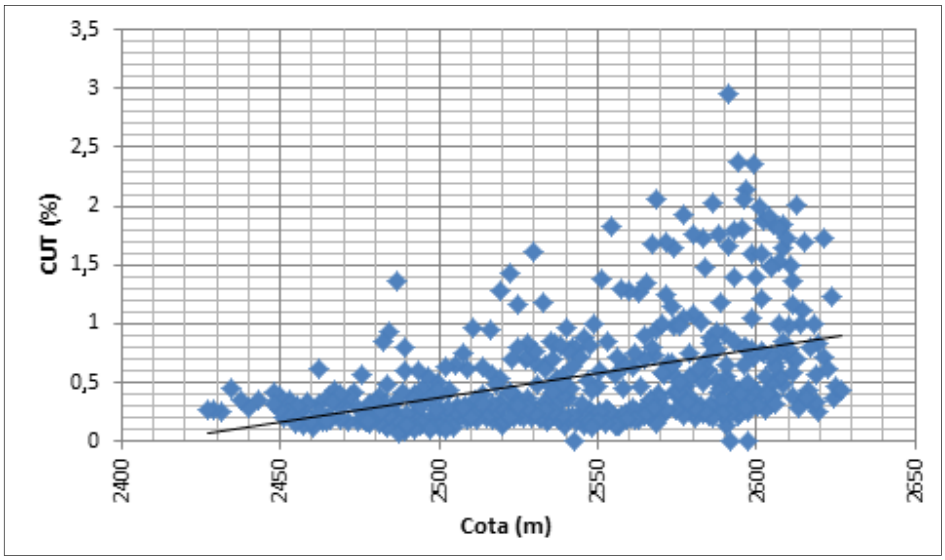


Figura 19: Deriva en la dirección Vertical del grupo 2 de litologías

Con respecto a la deriva en la dirección Este, es posible observar que las mayores leyes para este grupo de litologías se encuentran en el sector Este del yacimiento con una leve tendencia. En relación a la deriva en la dirección Norte, se observa que las mayores leyes se encuentran alrededor del nivel 11.400 con una leve tendencia a la baja a medida que avanzamos hacia el norte del yacimiento. Finalmente, con respecto a la deriva en la dirección vertical, es posible afirmar que las mayores leyes se encuentran cercanas a la superficie con una tendencia a la baja a medida que aumentamos en profundidad.

En la figura 20 es posible observar, en planta, la distribución de leyes de cobre total en el yacimiento, las cuales se concentran entre los 18.700 y 18.900 en la dirección Este y entre los 11.500 y 11.800 en la dirección Norte.

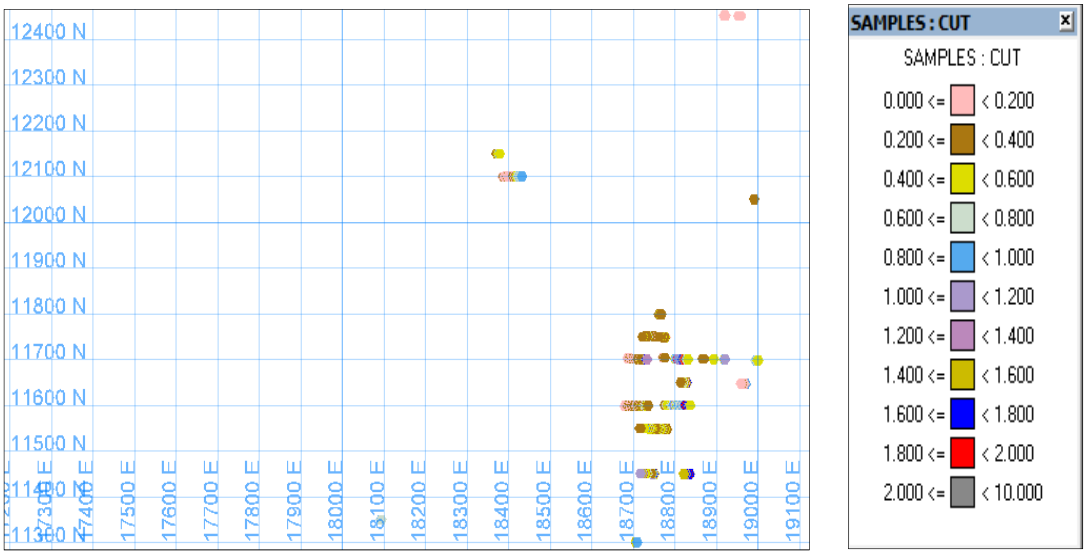
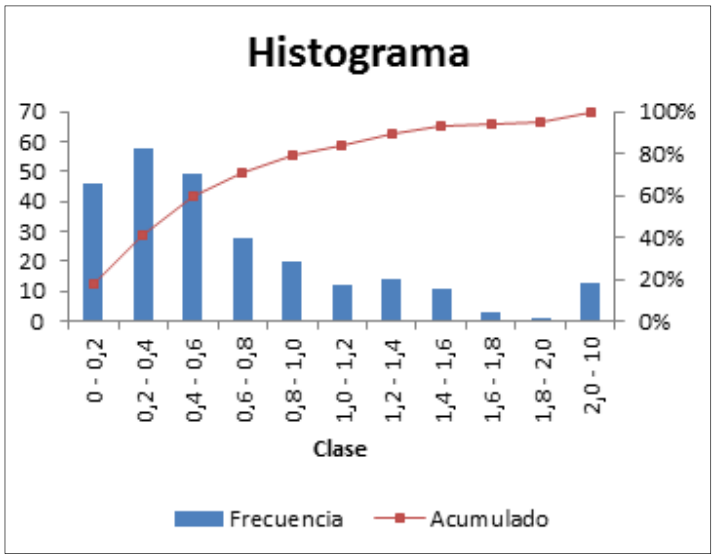


Figura 20: Despliegue en planta de leyes de cobre total del grupo 2 de litologías [Vulcan]

En la figura 21 se muestran las estadísticas para el grupo 3 de litologías.



Muestras	255
Promedio	0,700 %
Varianza	0,511
Desv. Estándar	0,715 %
Mediana	0,476 %
Coef. De variación	1,021
Mínimo	0,036 %
Máximo	6,208 %

Figura 21: Histograma y estadísticas del grupo 3 de litologías

La mayor cantidad de datos se concentra, al igual que en los casos anteriores, en el rango de 0,2% a 0,4%. Con esto se puede afirmar que la distribución obtenida es bastante similar a la obtenida en el grupo 1 de litologías, sin embargo se ve que existe una mayor cantidad de leyes altas en este grupo de litologías lo que se ve reflejado en que la desviación estándar de los datos es mayor que en los casos anteriores.

El número de muestras del grupo 3 de litologías representa 7% del total de muestras aproximadamente. Tienen un promedio mayor que los grupos anteriores, el cual alcanza el 0,7% de ley de cobre total con una desviación estándar de 0,715%.

En las figuras 22, 23 y 24 se observan las derivas para el grupo 3 de litologías:

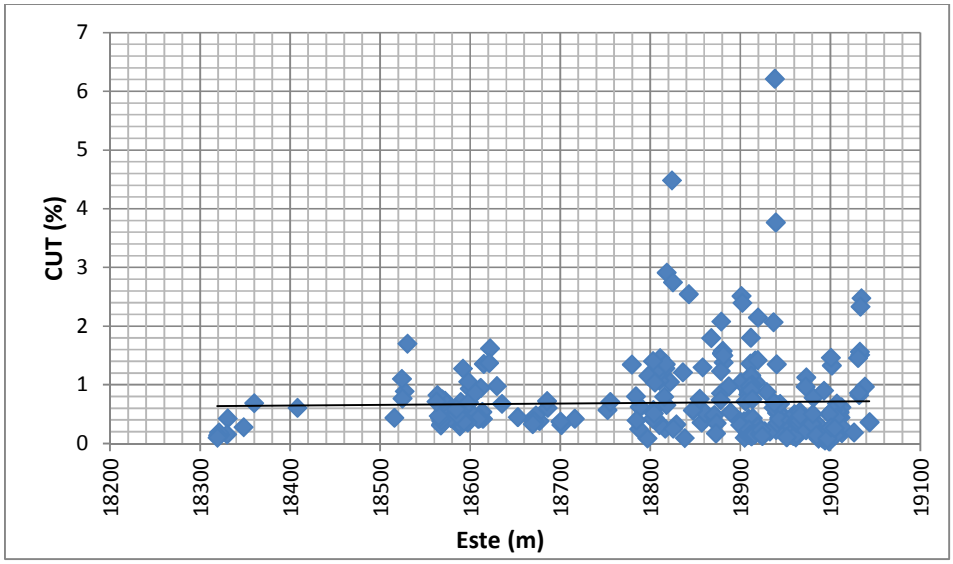


Figura 22: Deriva en la dirección Este del grupo 3 de litologías

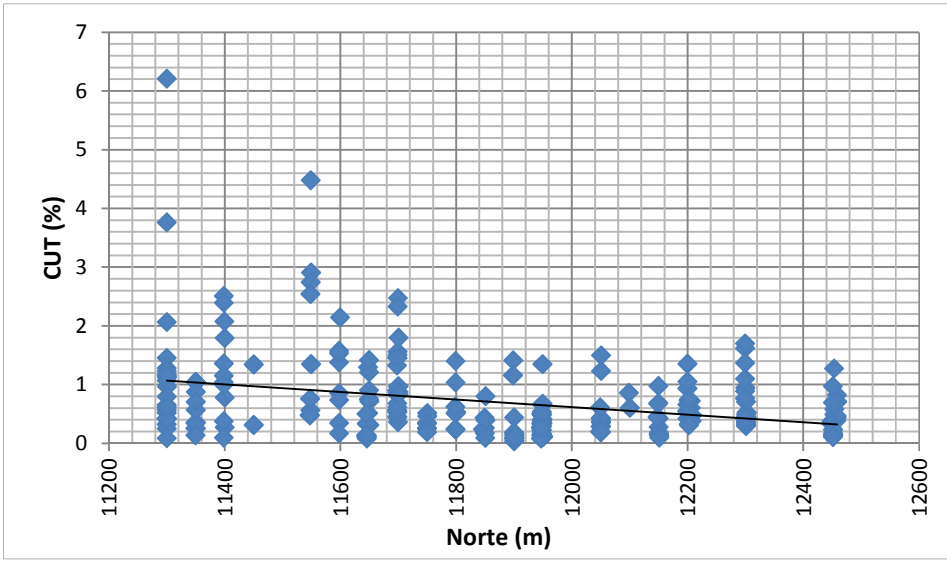


Figura 23: Deriva en la dirección Este del grupo 3 de litologías

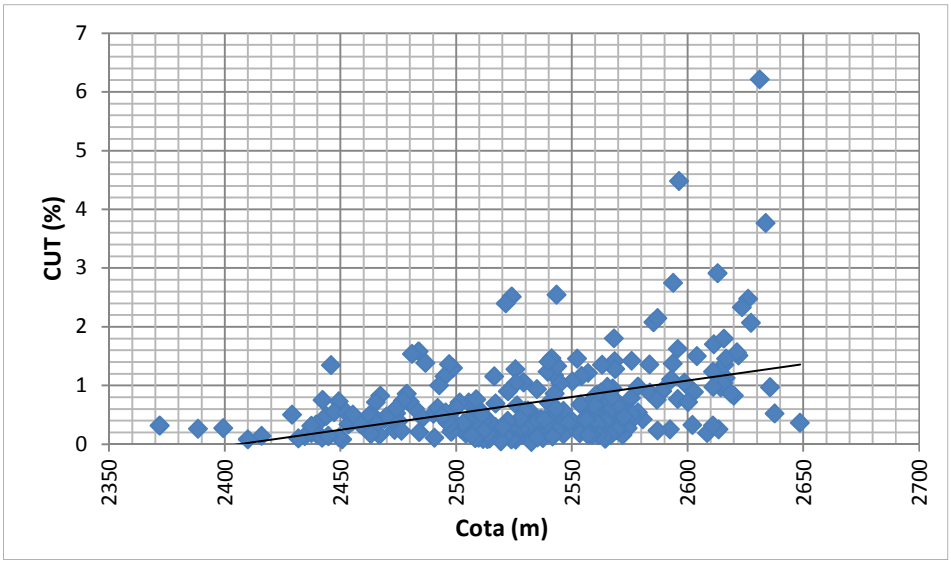


Figura 24: Deriva en la dirección Vertical del grupo 2 de litologías

Como se esperaba, las leyes del grupo 3 de litologías presentan una distribución similar a la que presentan los otros 2 grupos de litologías antes mencionados. Las leyes mayores se encuentran tanto en el sector Este como cercanas a la superficie.

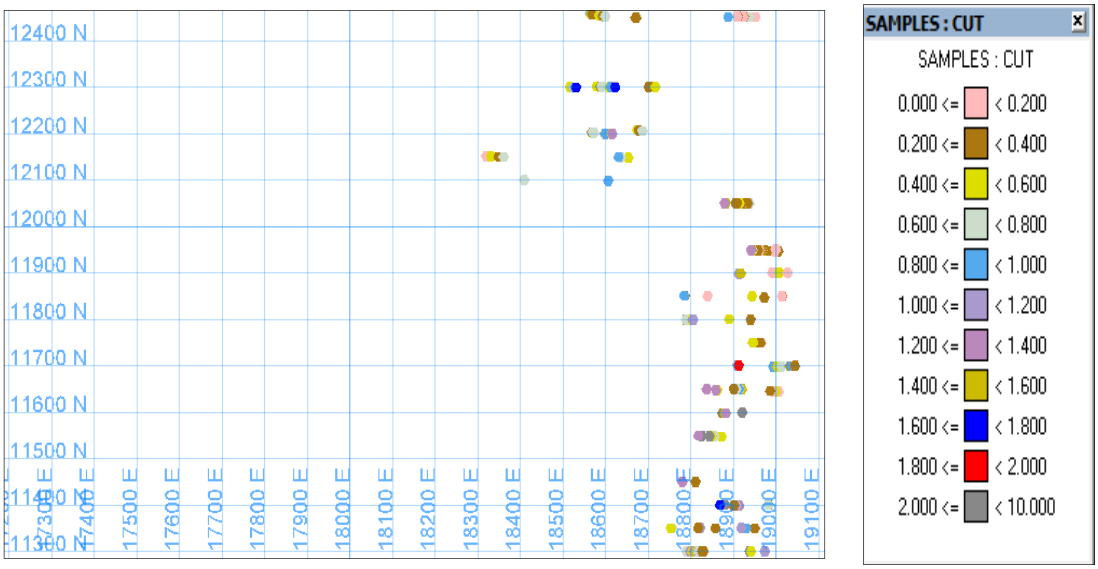


Figura 25: Despliegue en planta de leyes de cobre total del grupo 3 de litologías [Vulcan]

Es posible observar, en planta, la distribución de leyes de cobre total, las cuales, a diferencia del grupo anterior, se encuentran mucho menos concentradas en algún sector del yacimiento.

7.1.2 Variogramas experimentales

Una vez analizados los datos, en cuanto a sus estadísticas básicas y su distribución dentro del yacimiento, se procede a realizar los variogramas experimentales de los mismos y su ajuste respectivo.

En primer lugar se buscan los efectos pepitas para cada uno de los grupos de litologías seleccionados. Una vez obtenidos los efectos pepitas, se procede a buscar la dirección preferencial de mineralización y a modelar los variogramas experimentales para cada grupo de litologías. La dirección principal se denomina *Major*, la perpendicular se denomina *Semi* y la vertical se denomina *Minor*.

Tabla 16: Valores utilizados para el cálculo del variograma experimental

Grupos	Litologías	Dirección		Plunge	Tamaño paso	N° de pasos	Tol. Paso	Tol. Azimuth	Tol. Plunge
1	BHI	Major	35	0	50	7	25	22	22
	GD	Semi	125	0	60	6	30	22	22
	PG	Minor	45	-90	3	12	1.5	22	22
2	PT	Major	10	0	100	5	50	30	30
	BIG	Semi	100	0	75	12	37,5	28	28
		Minor	90	-90	3	12	1.5	22	22
3	FMDI	Major	10	0	70	7	35	28	28
		Semi	100	0	80	9	40	30	30
		Minor	90	-90	3	12	1.5	30	30

Con los valores mostrados en la tabla 16, se obtienen los variogramas experimentales y sus respectivos ajustes que se observan en las figuras y tablas a continuación:

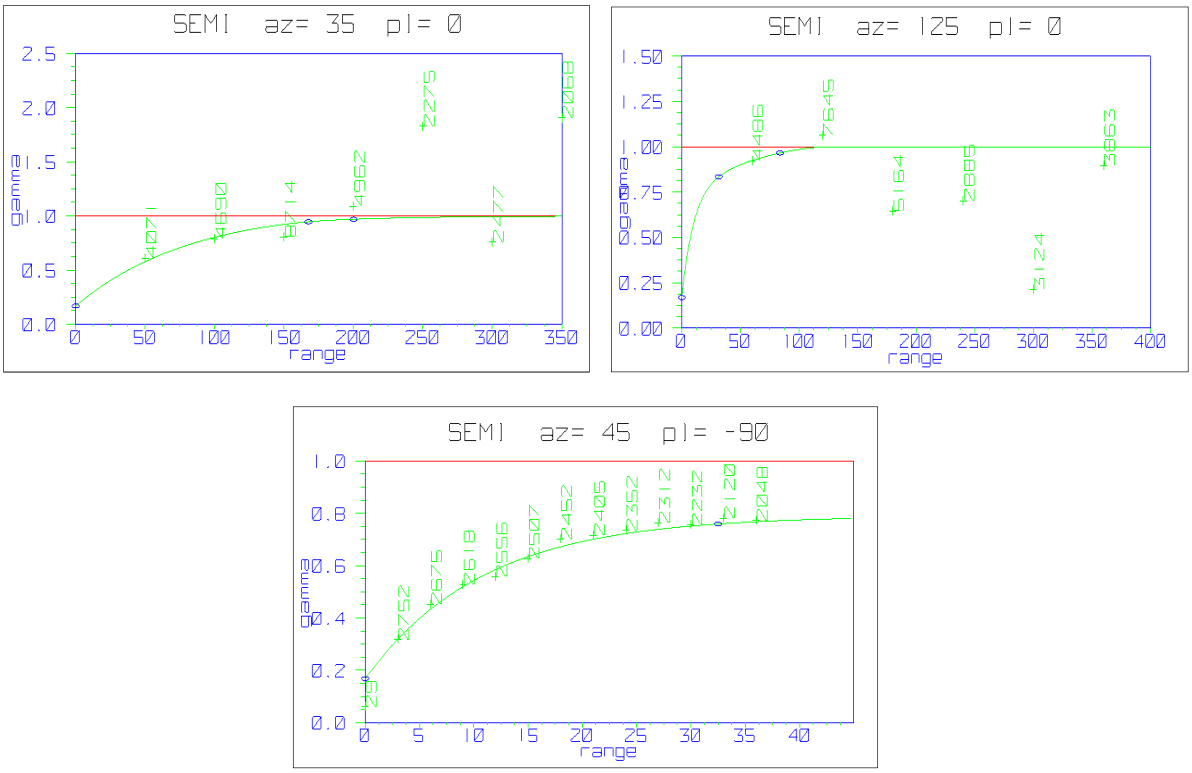


Figura 26: Variogramas experimentales para el grupo de litologías 1. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]

Tabla 17: Valores del ajuste del variograma para el grupo 1 de litologías

Parámetros del modelo de variograma: grupo 1							
Efecto Pepa: 0,168		Nº estructuras: 2					
Tipo	**Meseta**	**Azimuth**	**Plunge**	**Dip**	**Major**	**Semi**	**Minor**
Esférico	0,21	35	0	0	189	130	INFINITO
Exponencial	0,622	35	0	0	200	31,66	32,48

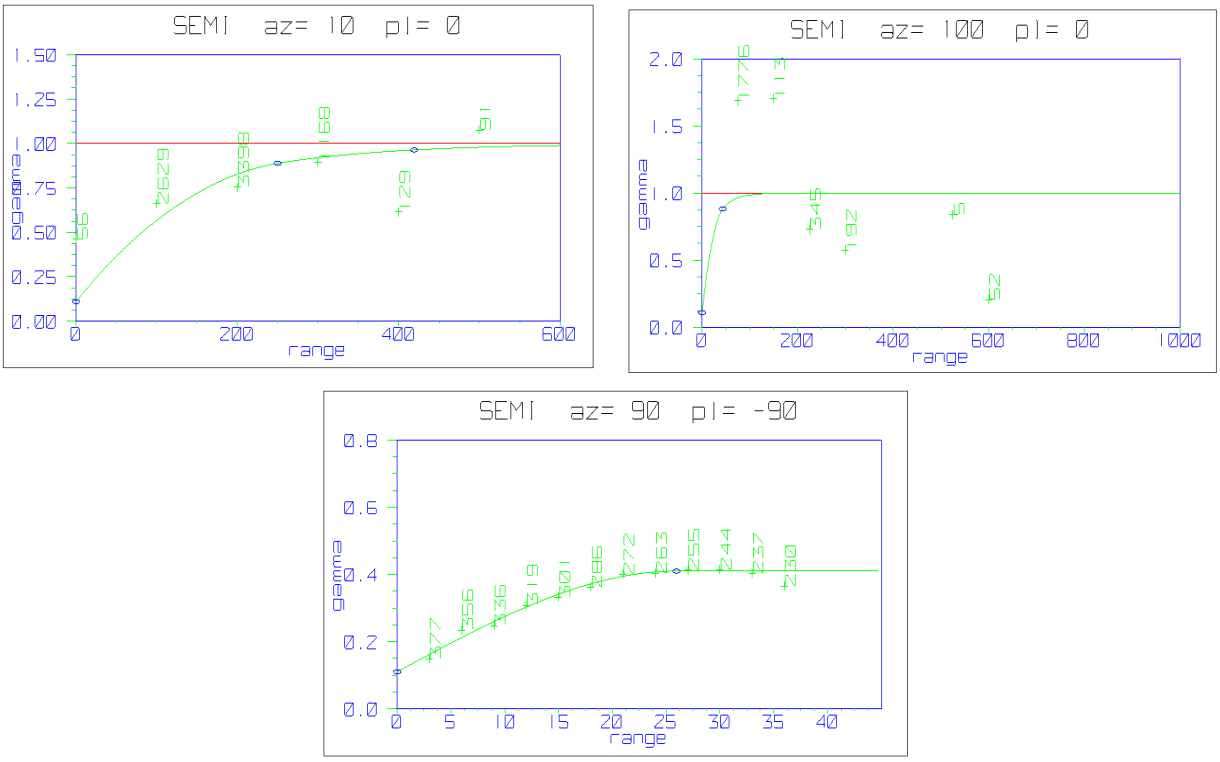


Figura 27: Variogramas experimentales para el grupo de litologías 2. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]

Tabla 18: Valores del ajuste del variograma para el grupo 2 de litologías

Parámetros del modelo de variograma: grupo 2							
Efecto Pepa: 0,11		Nº estructuras: 2					
Tipo	**Meseta**	**Azimuth**	**Plunge**	**Dip**	**Major**	**Semi**	**Minor**
Esférico	0,301	10	0	0	250	43,02	25,47
Exponencial	0,589	10	0	0	450	80	INFINITO

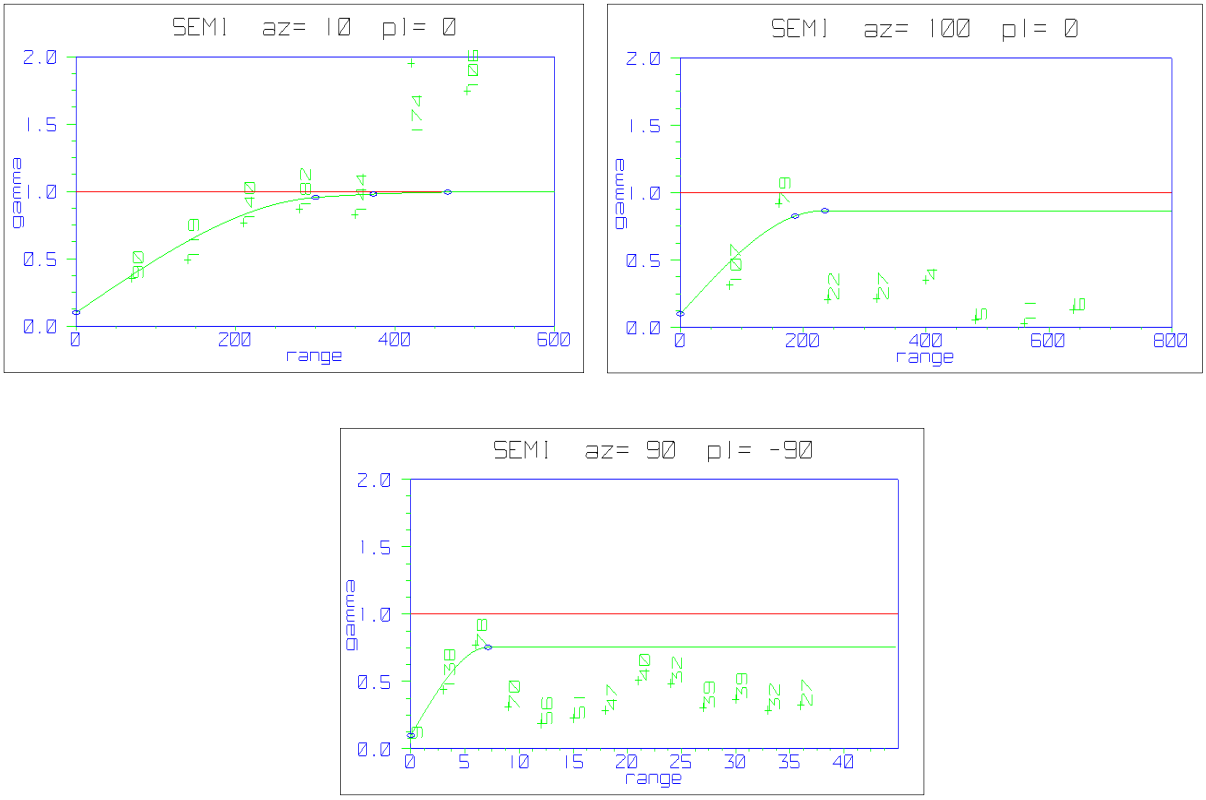


Figura 28: Variogramas experimentales para el grupo de litologías 3. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]

Tabla 19: Valores del ajuste del variograma para el grupo 3 de litologías

Parámetros del modelo de variograma: grupo 3							
Efecto Pepa: 0,1		Nº estructuras: 2					
Tipo	**Meseta**	**Azimuth**	**Plunge**	**Dip**	**Major**	**Semi**	**Minor**
Esférico	0,653	10	0	0	300	234,9	7,83
Esférico	0,113	10	0	0	400	200	INFINITO
Esférico	0,133	10	0	0	500	INFINITO	INFINITO

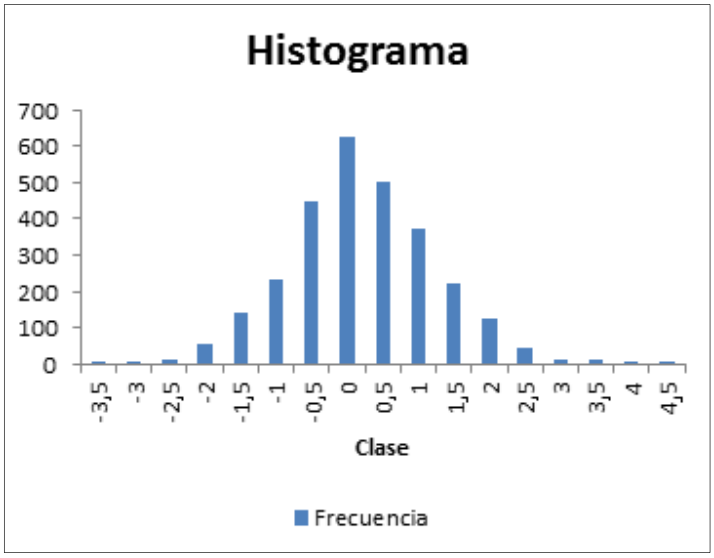
Es importante mencionar que el análisis variográfico de la base de datos se realiza con el objetivo de poder ejecutar, posteriormente, el desagrupamiento de los datos necesario para llevar a cabo el análisis variográfico gaussiano y la simulación condicional.

7.2 MODELO DE SIMULACION CONDICIONAL

7.2.1 Transformación a datos gaussianos (Anamorfosis)

Para realizar la simulación condicional se utiliza el método secuencial gaussiano, el cual necesita de una previa conversión de los datos a una distribución gaussiana con media 0 y varianza 1. Por lo tanto, en esta sección se procede a realizar la transformación gaussiana y el análisis variográfico gaussiano de los datos para cada uno de los grupos de litologías descritos anteriormente.

En la figuras 29, 30 y 31 se muestra el histograma y las estadísticas de la transformación gaussiana de los datos para los tres grupos litológicos considerados.

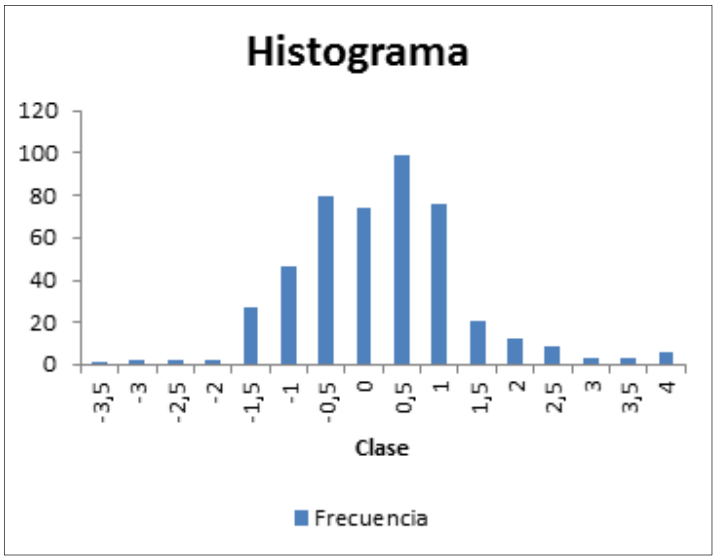


Promedio	-0,044
Varianza	1,076
Mínimo	-3,.921
Máximo	4,259

Figura 29: Histograma y estadísticas de la transformación del grupo 1 de litologías

Se observa que tanto el promedio como la varianza se acercan bastante a los valores ideales que se estaban buscando.

A continuación, en la figura 30, se muestra el histograma y las estadísticas de la transformación gaussiana de los datos del grupo 2:

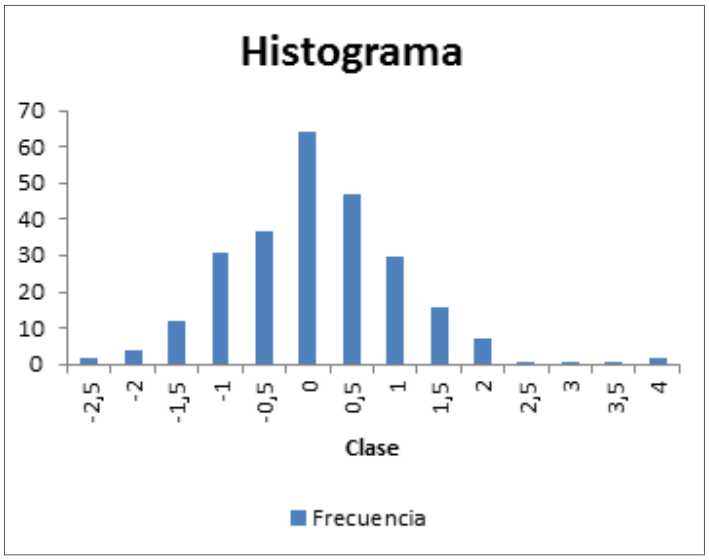


Promedio	-0,024
Varianza	1,196
Mínimo	-3,575
Máximo	3,997

Figura 30: Histograma y estadísticas de la transformación del grupo 2 de litologías

Se observa que tanto el promedio como la varianza se acercan bastante a los valores ideales que se estaban buscando.

En la figura 31 se muestra el histograma y las estadísticas de la transformación gaussiana de los datos del grupo 3:



Promedio	-0,156
Varianza	1,017
Mínimo	-2,955
Máximo	3,912

Figura 31: Histograma y estadísticas de la transformación del grupo 3 de litologías

7.2.2 Análisis variográfico de los datos gaussianos

Para realizar el análisis variográfico gaussiano de los datos se ejecuta el mismo procedimiento anterior, donde en primer lugar se buscan los efectos pepitas, para luego ajustar el variograma experimental en la dirección principal, su perpendicular y la vertical.

Tabla 20: Valores utilizados para el cálculo del variograma gaussiano experimental

Grupos	Litologías	Dirección		Plunge	Tamaño paso	N° de pasos	Tol. Paso	Tol. Azimuth	Tol. Plunge
1	BHI	Major	35	0	100	8	50	22	22
	GD	Semi	125	0	100	6	50	25	25
	PG	Minor	45	-90	3	12	1.5	22	22
2	PT	Major	10	0	95	7	47,5	28	28
	BIG	Semi	100	0	65	6	32,5	28	28
		Minor	90	-90	3	12	1,5	22	22
3	FMDI	Major	10	0	80	7	40	28	28
		Semi	100	0	80	9	40	30	30
		Minor	90	-90	3	12	1,5	30	30

Con los valores utilizados anteriormente, se realizan los ajustes de los variogramas experimentales gaussiano para cada grupo de litología:

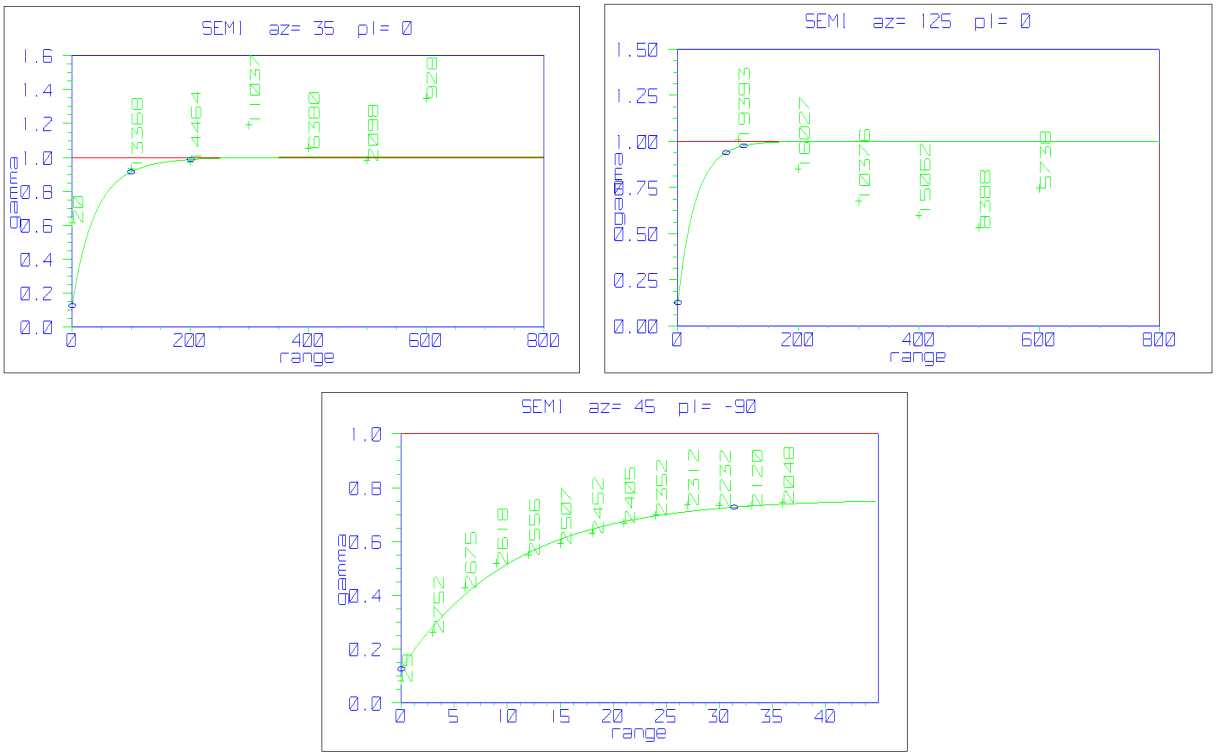


Figura 32: Variogramas experimentales gaussianos para el grupo de litologías 1. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]

Tabla 21: Valores del ajuste del variograma gaussiano para el grupo 1 de litologías

Parámetros del modelo de variograma: grupo 1							
Efecto Pepa: 0,127		Nº estructuras: 2					
Tipo	**Meseta**	**Azimuth**	**Plunge**	**Dip**	**Major**	**Semi**	**Minor**
Exponencial	0,243	35	0	0	204	116,7	INFINITO
Exponencial	0,622	35	0	0	100	80	31,38

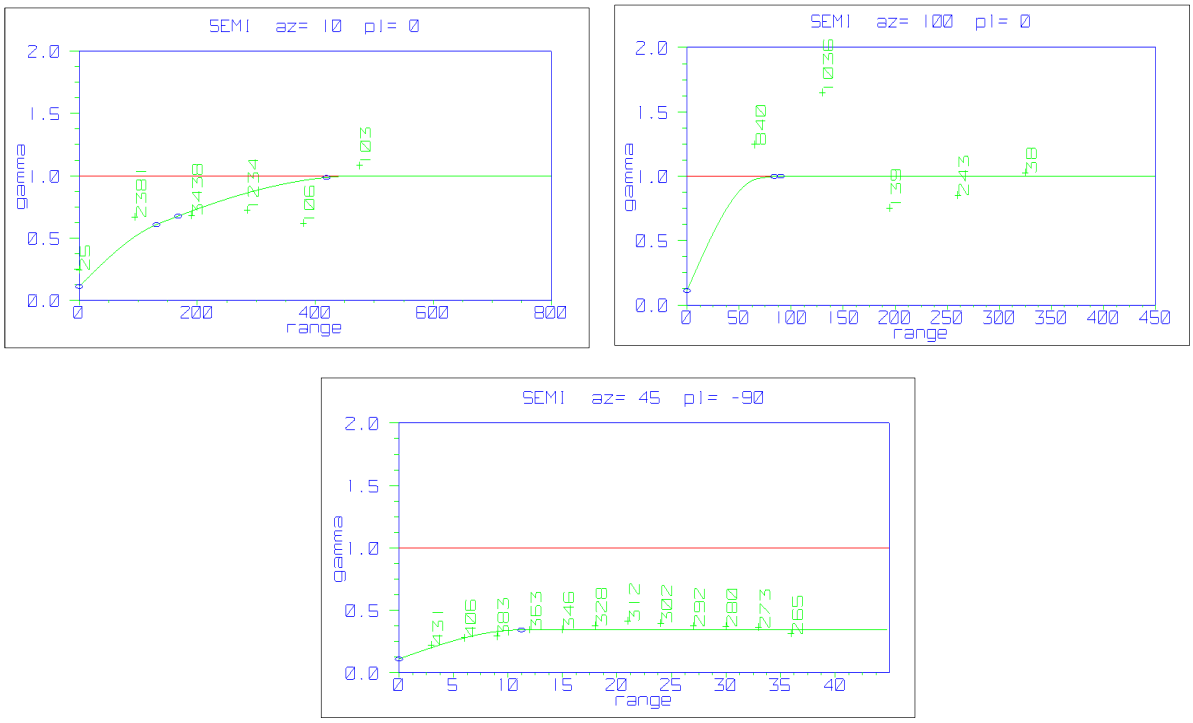


Figura 33: Variogramas experimentales gaussianos para el grupo de litologías 2. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]

Tabla 22: Valores del ajuste del variograma gaussiano para el grupo 2 de litologías

Parámetros del modelo de variograma: grupo 2							
Efecto Pepa: 0,111		Nº estructuras: 2					
Tipo	**Meseta**	**Azimuth**	**Plunge**	**Dip**	**Major**	**Semi**	**Minor**
Esférico	0,233	10	0	0	130,9	90	11,23
Esférico	0,656	10	0	0	476,3	67,21	INFINITO

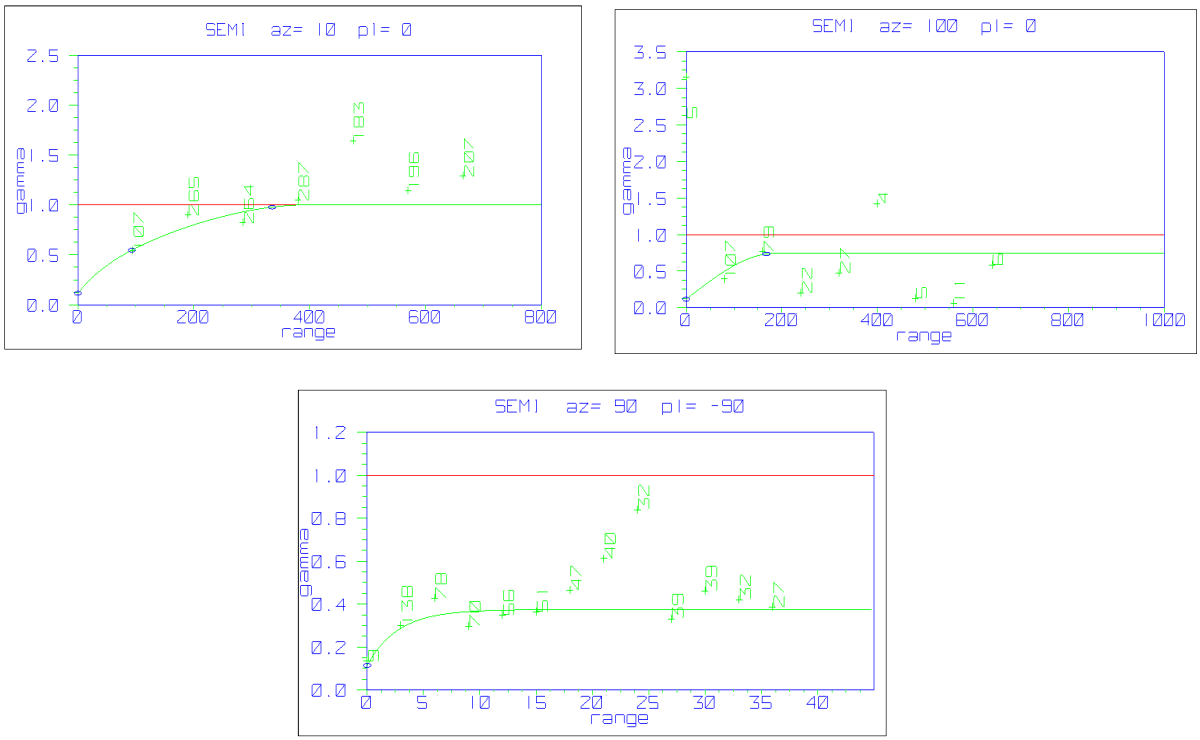


Figura 34: Variogramas experimentales gaussianos para el grupo de litologías 3. Dirección Major (Arriba izquierda), dirección Semi (Arriba derecha), dirección vertical (Abajo) [Vulcan]

Tabla 23: Valores del ajuste del variograma gaussiano para el grupo 2 de litologías

Parámetros del modelo de variograma: grupo 3							
Efecto Pepa: 0,115		Nº estructuras: 2					
Tipo	**Meseta**	**Azimuth**	**Plunge**	**Dip**	**Major**	**Semi**	**Minor**
Exponencial	0,26	10	0	0	155,5	INFINITO	8,255
Esférico	0,626	10	0	0	400	184,1	INFINITO

7.2.3 Generación del Modelo de bloques

Una vez obtenidos los variogramas gaussianos experimentales se procede a construir el modelo de bloques donde se llevará a cabo la simulación condicional. Dada la distribución de las muestras (ver figura 35), se construyen 2 modelos de bloques independientes, con el objetivo de mejorar la estimación realizada, debido a que existe un "vacío" de datos a la izquierda del modelos de bloques inferior.

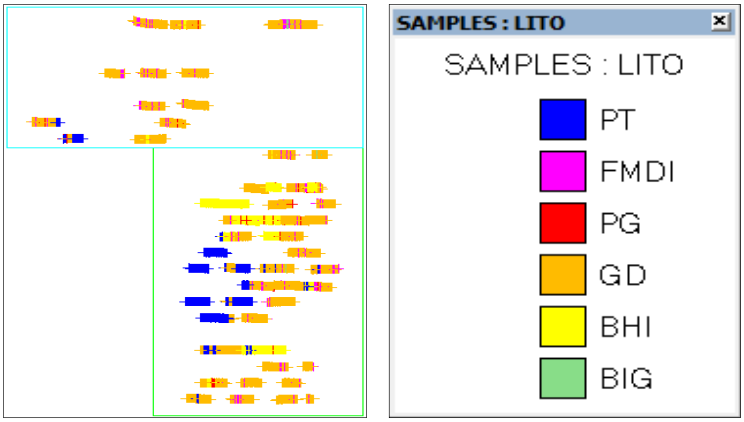


Figura 35: Despliegue en planta de modelos de bloques construidos y litologías [Vulcan]

En la figura 35, el paralelepípedo verde corresponde al modelo de bloques 1 y el celeste al modelo de bloques 2 y donde cada uno de los bloques contenidos tiene un tamaño de 3 x 3 x 3 metros cúbicos.

Es importante mencionar que el modelo de bloques 1 tiene un total de 2.722 muestras, lo que corresponde a un aproximado 77%, mientras que el modelo de bloques 2 tiene 829 muestras lo que representa un 23%.

7.2.4 Modelos de Simulación Condicional de las leyes de Bloque

Una vez realizados los análisis variográficos gaussianos y construidos los modelos de bloques antes mencionados, se lleva a cabo la simulación condicional secuencial

gaussiana, donde se generan 100 valores de leyes equiprobables para cada bloque de cada uno de los modelos.

Una vez llevada a cabo la simulación condicional en ambos modelos de bloques y para cada uno de los grupos de litologías, se realiza la validación de la simulación condicional mediante la representatividad de los variogramas de las simulaciones, en relación a los análisis variográficos hechos anteriormente. Este proceso de validación tiene como objetivo principal verificar la hipostesis multigaussiana de la simulación condicional de repoducir el variograma de los datos estudiados.

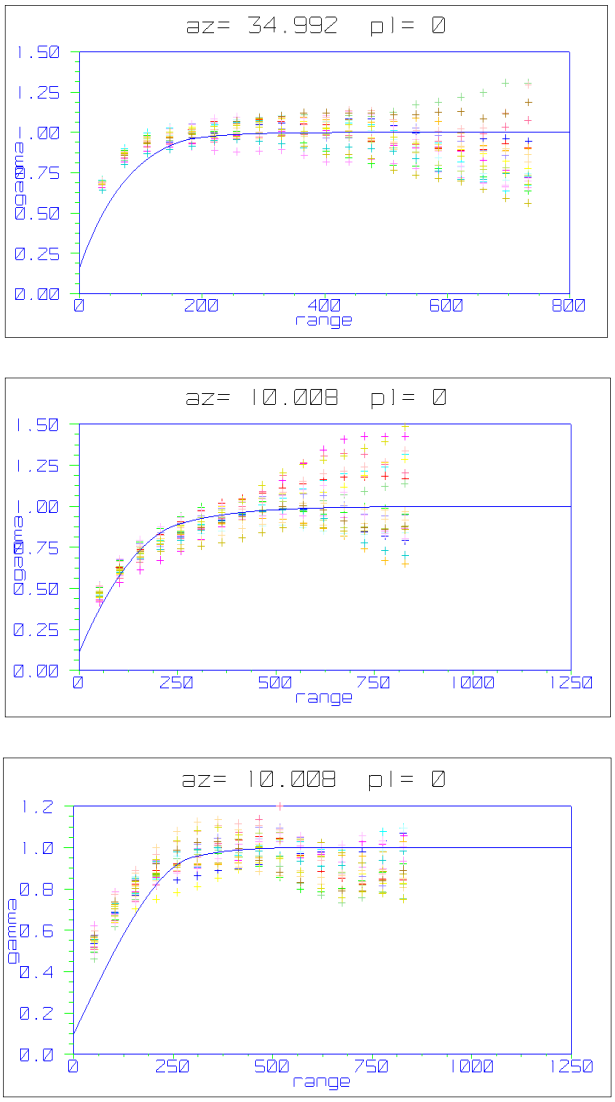


Figura 36: Validación de la simulación para el grupo 1 de litologías (arriba), grupo 2 de litologías (medio) y grupo 3 de litologías (abajo) [Vulcan]

En la figura 36 se observa que los variogramas simulados representan de muy buena forma los variogramas ajustados no gaussianos, por lo que la simulación se encuentra validada. Es importante mencionar que solo se observan las direcciones principales de cada uno de los variogramas experimentales.

7.3 DISEÑO Y PLANIFICACIÓN DE LA PRODUCCIÓN

Para la definición del pit final y la generación de los pits anidados se emplea el método de Lerchs y Grossman [42] con *Revenue Factors* debido a que, tal como se dijo anteriormente, corresponde al más utilizado actualmente. Es importante mencionar que índices geomecánicos no fueron considerados y se utilizó un solo ángulo de talud global, en todas las direcciones del yacimiento.

Con la validación de la simulación condicional, y dicho lo anterior, se procede a definir el pit final del yacimiento y los pits anidados, con el objetivo de definir las fases de explotación. En la tabla 24 se muestran los parámetros utilizados:

Tabla 24: Parámetros técnicos y económicos para definición de pit final y pits anidados

Parámetros	Unidad	Valor
Precio del mineral	**US$/lb**	**2,5**
Costo de venta	**US$/lb**	**0,25**
Costo de proceso	**US$/ton**	**5,07**
Costo de mina	**US$/ton**	**2,27**
Costo de remanejo	**US$/ton**	**0**
Recuperación	**%**	**82**
Ángulo de talud global	**º**	**48**
Densidad	**Ton/m3**	**2,4**
Tasa de descuento	**%**	**10**
Tasa de extracción anual	**Ton/año**	**70.920.000**
Tasa de alimentación a planta anual	**Ton/año**	**45.000.000**
Inversión	**US$**	**770.000.000**

Para la definición de los pits anidados, se utilizó un rango de *Revenue Factors* de precios entre 0,3 a 1,02 veces el precio, obteniéndose un total de 37 pits.

Ya que los pits anidados han sido definidos se obtienen las características, tanto para el "*Best case*" como el "*Worst case*", en cuanto a tonelaje total, mineral, estéril, ley, libras de cobre recuperado, etc. para cada uno de los pits pero definidos al precio con un *Revenue Factors* igual a 1, es decir un precio de 2,5 US$/lb.

A continuación se muestran los gráficos acumulados obtenidos por pit:

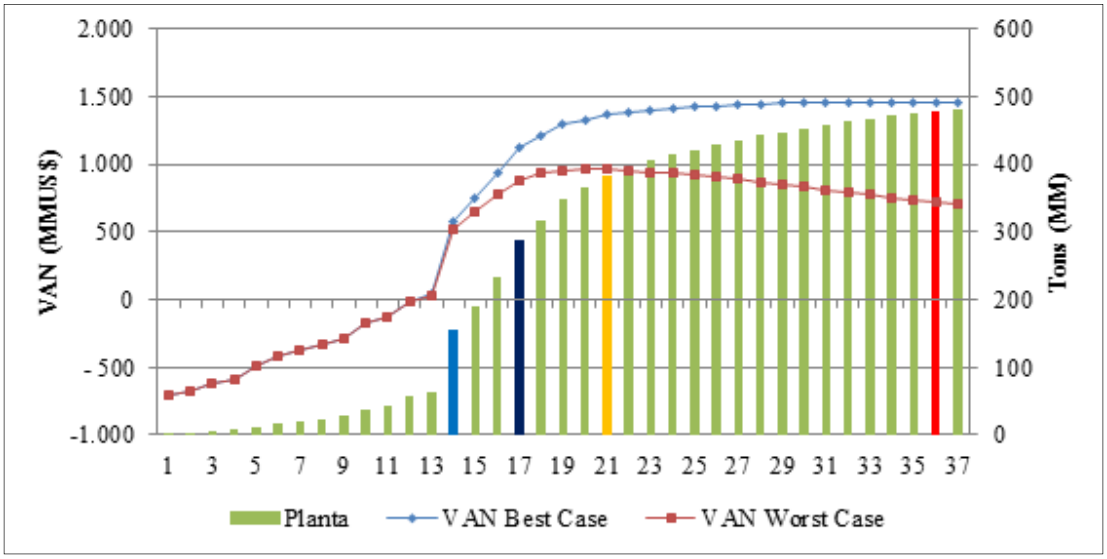


Figura 37: VAN y tonelaje a planta por pit anidado

En la figura 37, los pits marcados en colores corresponden a los que serán analizados para la elección del pit final. El pit rojo corresponde al de mayor VAN para el "*Best case*", el pit amarillo corresponde al de mayor VAN para el "*Worst case*", el pit azul corresponde al pit donde se observa una caída en la tendencia creciente que vienen presentando los pits anidados, mientras que el pit celeste corresponde al pit donde comienzan a diferenciarse tanto el "*Best case*" como el "*Worst case*". Dado que el pit

que tiene el mayor VAN corresponde al pit 36, las comparaciones serán realizadas con respecto a éste.

En el gráfico de a continuación se observan las diferencias porcentuales con respecto al pit 36 en cuanto a VAN "*Best Case*", tonelaje extraído, tonelaje enviado a planta y libras de cobre recuperado.

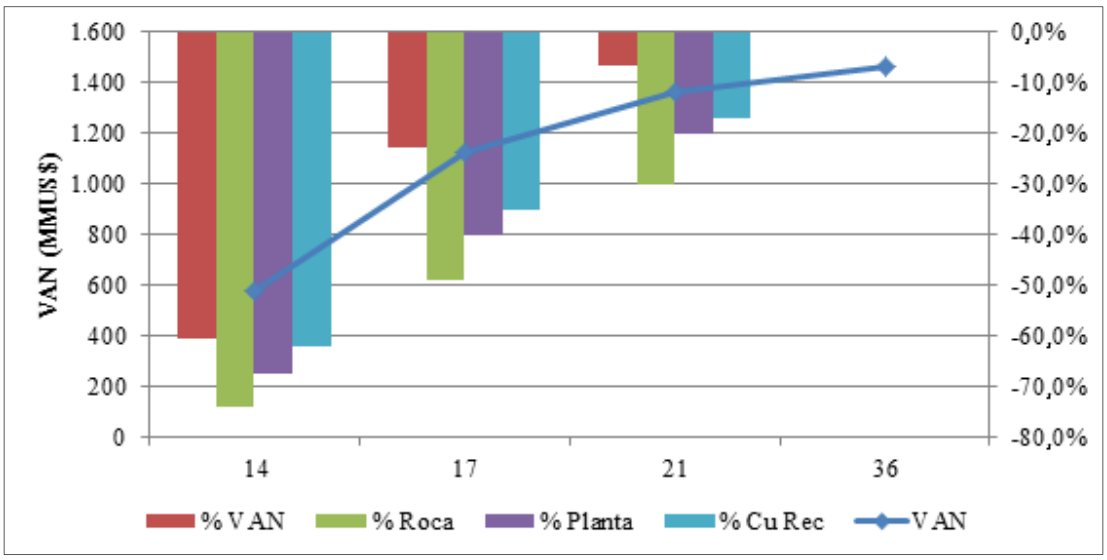


Figura 38: Comparación de pits con pit 36 para elección de pit final

Del gráfico 38 se desprende, por ejemplo que el pit 14 en comparación con el pit 36, disminuye en aproximadamente un 74% la vida del yacimiento con una disminución en el VAN de un 60,4% aproximadamente.

Por lo tanto, haciendo el análisis anterior, se concluye que el pit final escogido en este estudio corresponde al pit 21, ya que el tiempo de vida del yacimiento se reduce en un 29,9% aproximadamente, con una disminución del VAN en solo un 6,5%. Además se observa que el mineral enviado a planta disminuye en un 20% y el cobre recuperado en un 17,2%.

Cabe destacar que la elección del pit final no es única y depende de los criterios utilizados en cada estudio.

Con el pit final ya definido, se plantean distintas estrategias de extracción de fases, dependiendo del tonelaje de extracción anual o el tonelaje anual de mineral enviado a planta.

En las tablas 25, 26 y 27 se observan las distintas estrategias definidas:

Tabla 25: Estrategia 1 de fases

Estrategia 1				
Fase	Pits	Material extraído (ton)	Mineral a planta (ton)	Razón E/M
1	1 - 13	94.011.257	64.590.502	0,46
2	14	125.670.269	91.586.182	0,37
3	15 - 16	131.206.003	77.862.449	0,69
4	17 - 18	130.532.407	83.092.133	0,57
5	19 - 21	110.779.423	66.017.268	0,68

Tabla 26: Estrategia 2 de fases

Estrategia 2				
Fase	Pits	Material extraído (ton)	Mineral a planta (ton)	Razón E/M
1	1 - 14	219.681.526	156.176.683	0,41
2	15 - 17	212.352.451	130.832.690	0,62
3	18 - 21	160.165.382	96.139.159	0,67

Tabla 27: Estrategia 3 de fases

Estrategia 3				
Fase	Pits	Material extraído (ton)	Mineral a planta (ton)	Razón E/M
1	1 - 12	84.000.046	57.276.655	0,47
2	13 - 14	135.681.480	98.900.028	0,41
3	15 - 16	131.206.003	77.862.449	0,69
4	17 - 18	130.532.407	83.092.133	0,57
5	19 - 21	110.779.423	66.017.268	0,68

Con las estrategias definidas, y realizando el análisis por periodo con los parámetros de extracción y alimentación mostrados anteriormente, se escoge la que presenta el mayor VAN. A continuación se muestran los VAN obtenidos:

Tabla 28: VAN de estrategias de fases

Estrategia	VAN (US$)
1	1.337.090.008
2	1.225.466.476
3	1.340.331.323

Dicho lo anterior, la estrategia de fases escogida corresponde a la número 3. En la figura 39 se observa cada una de las fases de la estrategia. Cabe destacar que son concéntricas y la fase 1 corresponde al sólido más interno, mientras que la fase 5 corresponde al solido más externo.

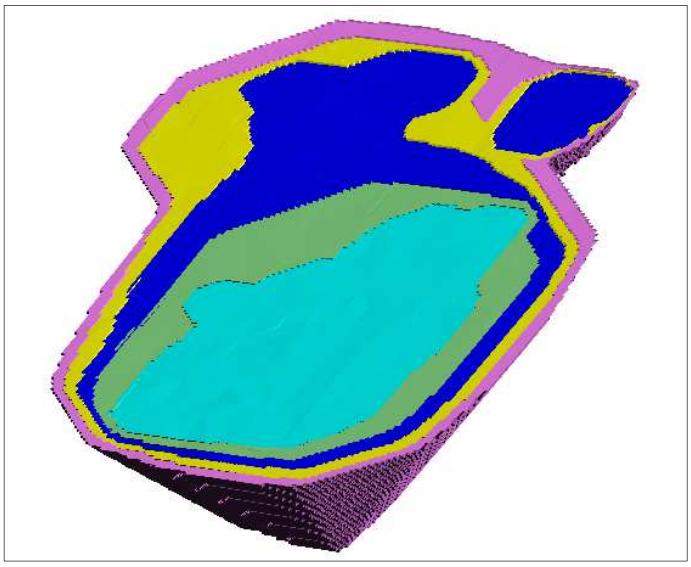


Figura 39: Solidos de fases de la estrategia 3 [Vulcan]

Es importante destacar que para efectos de este estudio, y tal como se dijo anteriormente, las fases seleccionadas no fueron operativizadas, ya que se asume que las conclusiones y recomendaciones del estudio serían bastante similares.

No está demás mencionar que tanto la envolvente económica final como las fases de extracción del yacimiento se definen con la ley promedio de las 100 simulaciones en cada bloque del modelo.

7.4 MODELO ECONOMICO

7.4.1 Secuencia de extracción

La planificación de largo plazo llevada a cabo se realiza mediante una secuencia de fase-banco donde, tal como se dijo anteriormente, no se pretende alcanzar una planificación óptima sino que solamente se espera lograr una planificación básica del proyecto.

Por lo tanto, con los sólidos de cada una de las fases construidos se realiza la planificación minera con el periodo de discretización utilizado, y dado los parámetros de

tasa de extracción límite por periodo, máximo mineral enviado a planta por periodo, una altura de bancos, entre otros. En este estudio se utilizaron periodos trimestrales, con el objetivo de observar y cuantificar de mejor forma el impacto de la variabilidad de la ley del mineral en la evaluación económica del proyecto.

Es importante destacar que para poder definir un plan minero se debió utilizar una ley de corte única, con el objetivo de distinguir el mineral del estéril. Para esto se utilizó la siguiente ecuación:

$$Ley\ de\ corte\ (\%) = \frac{CP+CM}{Rec\cdot(P-CV)\cdot 2204{,}62} \quad (15)$$

Donde,

$CP =$ Costo de proceso

$CM =$ Costo de mina

$Rec =$ Recuperación del mineral

$P =$ Precio del mineral

$CV =$ Costo de venta

Tabla 29: Parámetros de cálculo de ley de corte

Parámetros	Unidad	Valor
Costo de proceso	**US$/ton**	**5,07**
Costo de mina	**US$/ton**	**2,27**
Recuperación	**%**	**82**
Precio del mineral	**US$/lb**	**2,5**
Costo de venta	**US$/lb**	**0,25**

$$Ley\ de\ corte\ (\%) = 0{,}162$$

En las siguientes figuras se puede observar la planificación realizada para el proyecto:

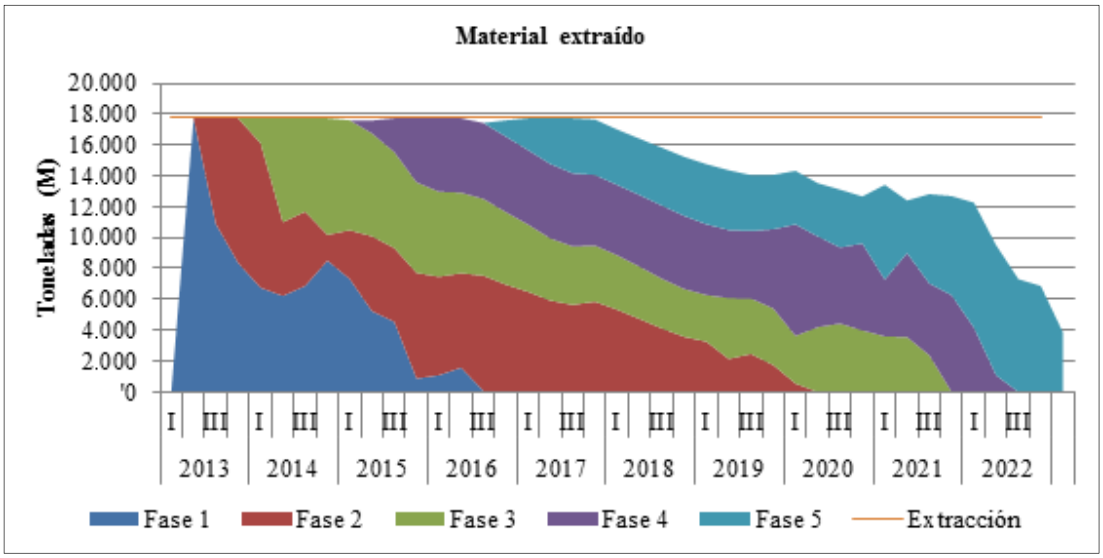


Figura 40: Tonelaje de material extraído por fases y periodos

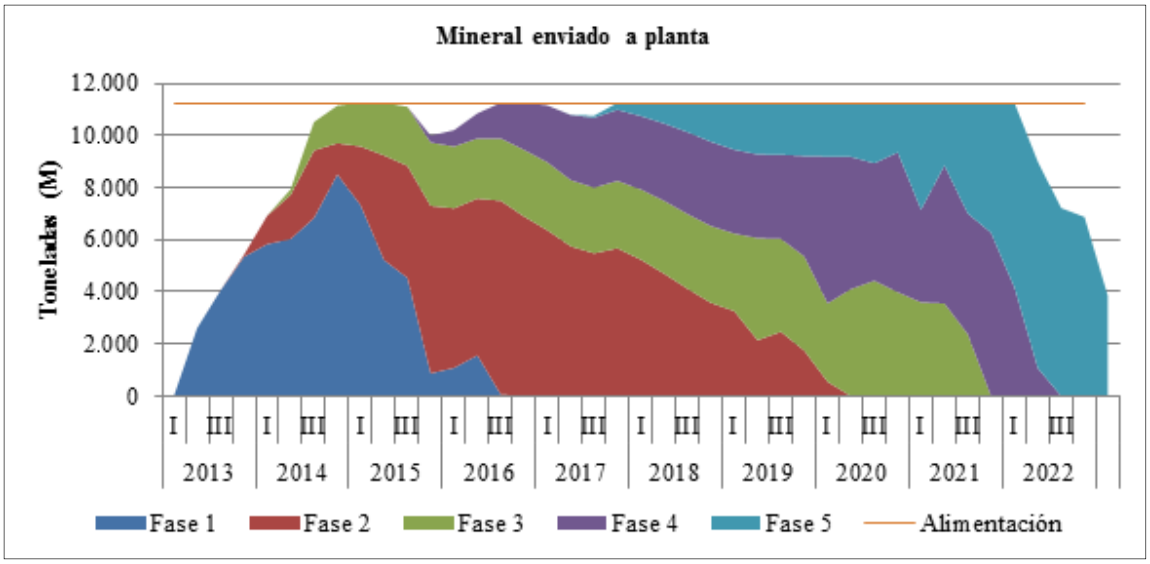


Figura 41: Mineral enviado a planta por fases y periodos

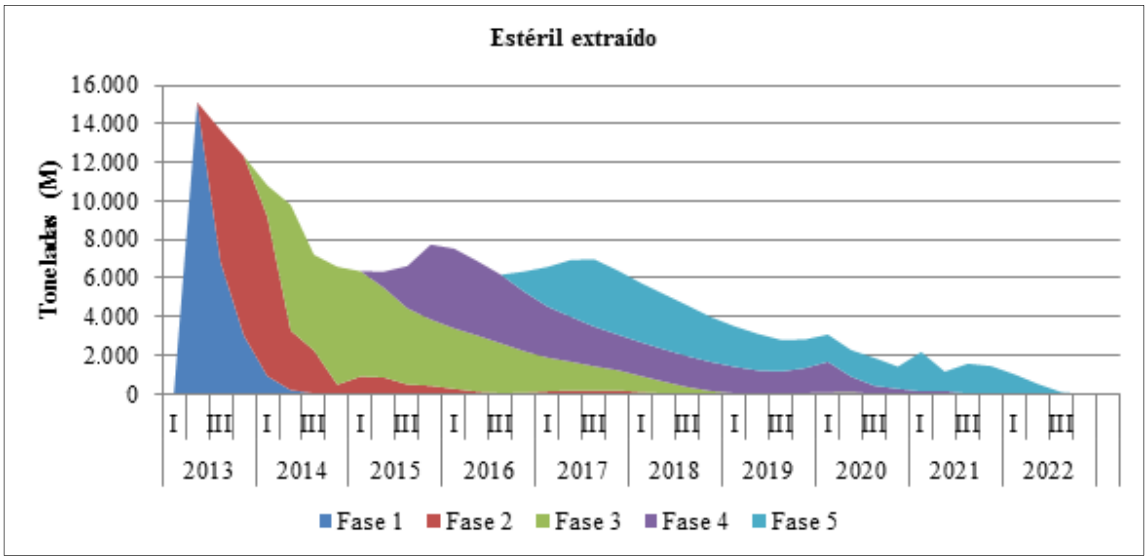


Figura 42: Estéril extraído por fases y periodos

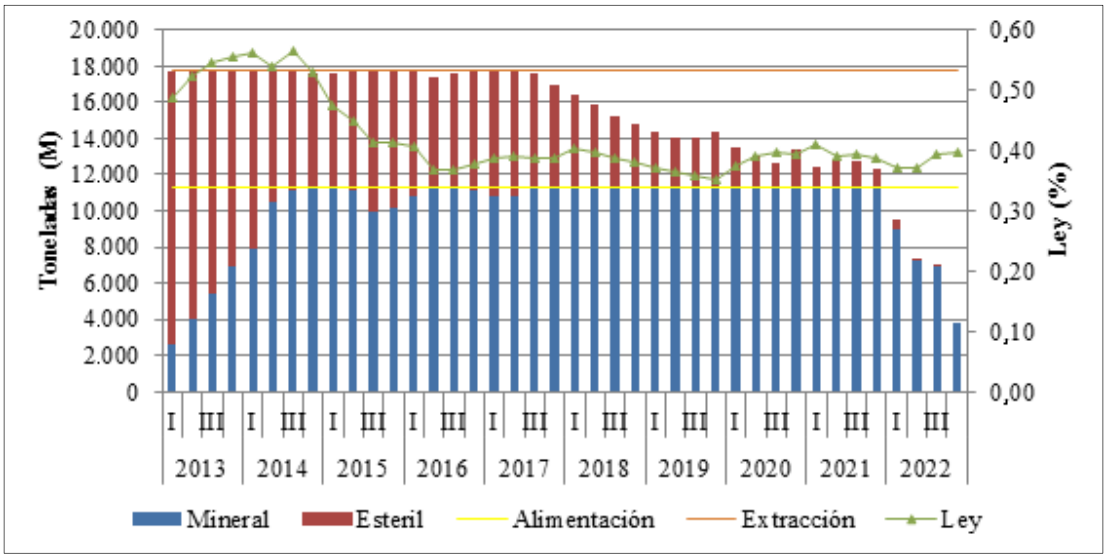


Figura 43: Planificación de largo plazo

En las figuras 40, 41 y 42 se puede observar la cantidad de material extraído, el mineral enviado a planta y el estéril por fases para cada uno de los periodos trimestrales. Cabe destacar que el límite de extracción considerado corresponde a 17.730.000

toneladas por periodo y el límite máximo de mineral enviado a la planta corresponde a 11.250.000 toneladas.

En la figura 43 se puede observar el tonelaje de material extraído, el estéril, el mineral enviado a planta y su ley promedio. Es posible observar que a partir del segundo trimestre del año 2016, la ley se mantiene relativamente constante en torno a 0,39%, mientras que la ley promedio en el total de los periodos corresponde a 0,42%.

Es importante destacar que, tal como se mencionó anteriormente, para la obtención de la ley del mineral de cada uno de los periodos de planificación, el software (Vulcan) realiza el promedio ponderado de leyes por volumen de los bloques pertenecientes a cada uno de los periodos definidos.

7.4.2 Indicadores económicos

Con la planificación de largo plazo definida, es posible evaluar económicamente el proyecto. En la tabla 30 se presentan indicadores económicos obtenidos y en el anexo A se observan los flujos de caja.

Tabla 30: Indicadores económicos del proyecto

VAN (MUS$)	1.021.425
TIR	7,41%

Es importante destacar que los flujos de caja y el VAN del proyecto fue calculado con una tasa de descuento de 2,41% trimestral, la cual corresponde a un 10% anual. Además, los indicadores económicos fueron calculados con la ley promedio de las 100 simulaciones por periodo. Esto es solo de forma demostrativa, ya que no corresponde al caso base que se estudiará más adelante.

7.5 ***CUANTIFICACIÓN DEL RIESGO***

Con la planificación de largo plazo y las 100 simulaciones obtenidas en cada periodo, se realiza la cuantificación del riesgo y toma de decisión según el procedimiento que se describen a continuación:

a. Escenario “sin riesgo”: En este caso, para cada uno de los periodos de la planificación, se realiza un ajuste de distribución para los 100 valores de leyes provenientes de la simulación. Por lo general, esta distribución de probabilidades es ajustada a una distribución log normal (ver ecuación 16), la cual es utilizada, frecuentemente, para expresar el comportamiento de los datos con asimetría positiva, en donde la mayoría de los valores ocurren en las cercanías de un valor mínimo. Con los ajustes definidos, se determina un escenario “sin riesgo”, asociado a un percentil para cada uno de los periodos, por ejemplo se puede escoger el percentil 10, es decir aquel límite donde solo el 10% de las leyes se encuentran bajo ese valor para cada uno de los periodos de planificación. Este percentil, derivado de la distribución de probabilidad acumulada ajustada (ver ecuación 17), es escogido como una medida de tolerancia al riesgo de las leyes de cada uno de los periodos. Por lo tanto, se busca el valor de y, tal que $G(y) = 0{,}1$. De esta forma se puede comparar el VAN de ese escenario “sin riesgo” con el correspondiente al del caso base, y de esta forma cuantificar el riesgo presente. Este procedimiento se encuentra íntimamente ligado el procedimiento de toma de decisiones bajo riesgo de utilidad esperada, ya que se define un caso base (escenario esperado) y luego se compara con un escenario denominado “sin riesgo”.

$$g(y) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma}\frac{1}{y} exp\left(-\frac{(logy-u)^2}{2\sigma^2}\right);\ \ y \geq 0 \qquad (16)$$

$$G(y) = \int_o^y \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma}\frac{1}{x} exp\left(-\frac{(logx-u)^2}{2\sigma^2}\right) dx;\ \ y \geq 0 \qquad (17)$$

Donde u y σ corresponden a la media y desviación estándar del logaritmo de la variable.

7.5.1 Escenario “sin riesgo”:

Se ajustan las distribuciones de leyes para cada uno de los periodos de la planificación de largo plazo. En la figura 44 se observa un perfil de las distribuciones para cada uno de los periodos. En el anexo B se observan los parámetros de cada una de las distribuciones ajustadas.

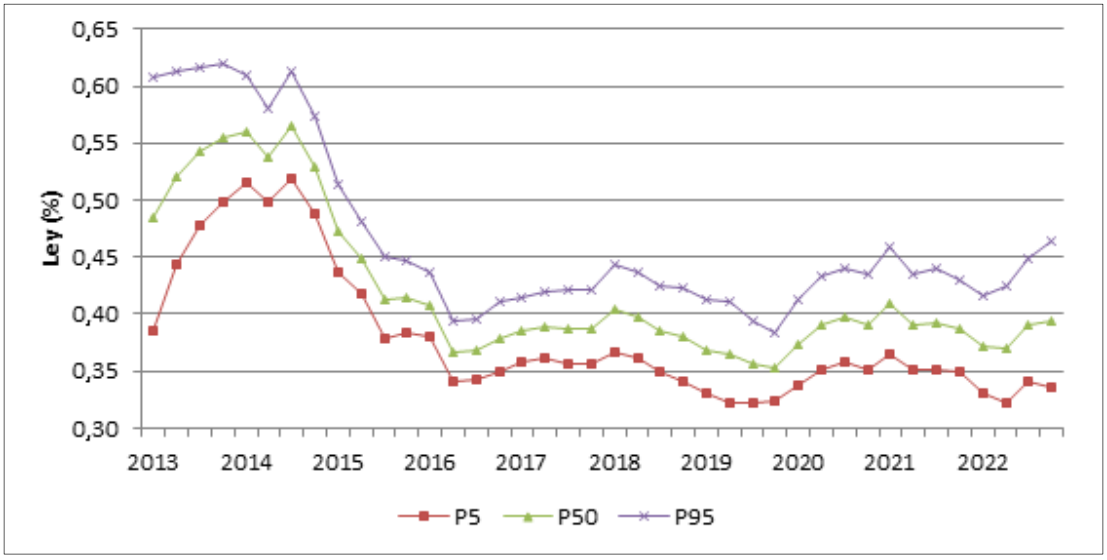


Figura 44: Percentiles 5, 50 y 95 para cada periodo de planificación

En la figura 45 se observan los valores de los percentiles 5, 10 y 15 de las distribuciones para cada uno de los periodos. Estos percentiles corresponden a tres medidas diferentes de tolerancia al riesgo en la planificación del proyecto.

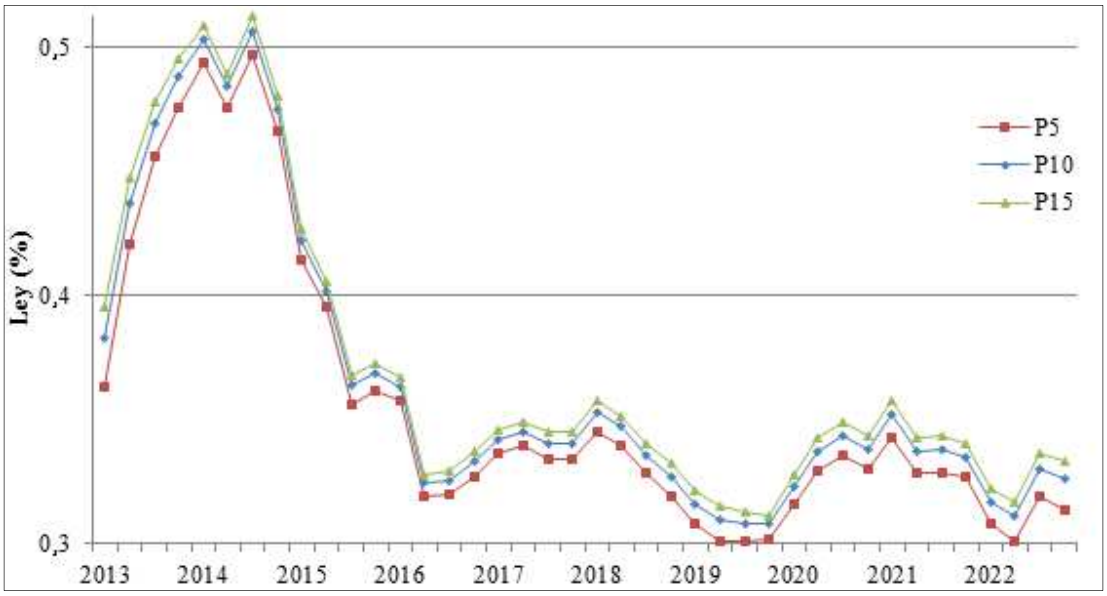


Figura 45: Escenarios de tolerancia al riesgo

En la tabla 31 se muestran los indicadores económicos para cada uno de los escenarios de aversión al riesgo.

Tabla 31: VAN y TIR para cada percentil de tolerancia al riesgo

Escenario	VAN (MUS$)	TIR
Percentil 5	655.065	5,88%
Percentil 10	731.320	6,21%
Percentil 15	778.639	6,42%

El escenario escogido como caso base para cuantificar el riesgo presente corresponde al percentil 50 de cada una de las distribuciones teóricas, es decir aquella ley que tiene un 50% de probabilidad de ser mayor como un 50% de probabilidad de ser menor en cada uno de los periodos, es decir considerando una actitud neutral al riesgo.

En la tabla 32 se muestra el VAN y la TIR para el caso base escogido.

Tabla 32: VAN y TIR caso base (percentil 50)

VAN (MUS$)	1.014.267
TIR	7,38%

En la tabla 33 se muestran las medidas de riesgo, al comparar los distintos escenarios de tolerancia al riesgo y el caso base.

Tabla 33: Medidas de riesgo al comparar escenarios de tolerancia al riesgo y caso base

Escenario	VAN (MUS$)	TIR	Var. Abs VAN	Ley Media
Caso Base	1.014.267	7,38%	-	0,419%
Percentil 5	655.065	5,88%	-359.202	0,379%
Percentil 10	731.320	6,21%	-282.946	0,387%
Percentil 15	778.639	6,42%	-235.628	0,393%

La elección del escenario sin riesgo o de riesgo asumible depende de la tolerancia al riesgo escogida. En base al análisis anterior se escoge el escenario sin riesgo o de riesgo asumible como el correspondiente al percentil 5, es decir donde solo existe un 5% de probabilidad que las leyes sean menores a las estipuladas. Por lo tanto, a pesar de disminuir significativamente el valor económico del proyecto, este sigue siendo rentable y obteniendo un VAN de 655.065.000 US$. Se asume que corresponde al peor escenario posible que se podría esperar, dada la tolerancia al riesgo escogida.

Por lo tanto, la cuantificación del riesgo que se obtiene es:

VALOR EN RIESGO = 359.202.000 US$

Se observa, al comparar el caso base con el escenario sin riesgo escogido, que el VAN del proyecto disminuye en un 35,41% aproximadamente, más de un tercio de lo que arroja el caso base, mientras que la TIR desciende en un 20,39%. Además se observa que existe una caída en la ley media de la planificación desde un 0,419% a un 0,379%, lo que significa una disminución de un 9,55% en la ley media de la secuencia de extracción.

Es importante destacar que a pesar de que existe un riesgo de dejar de ganar 359.202.000 US$ debido a la variabilidad de la ley de cobre presente, el proyecto en sí no presenta mayores problemas, ya que no existe el riesgo de no concretarse debido a que, basándose en el criterio naïve del VAN, bajo ninguno de los percentiles se alcanza un VAN menor a 0. Sin embargo, es importante recordar que para efectos de este estudio, las fases de explotación no fueron operativizadas, lo que influye significativamente en la cantidad de estéril que llega a ser removido, y por ende en los costos incurridos.

Además, se muestra que el modelo metodológico propuesto permite cuantificar el riesgo asociado a la ley del mineral en cada uno de los periodos de planificación trimestral, por lo que se demuestra que constituye una valiosa herramienta de gestión asociada a la ley de los periodos de planificación.

Como conclusión, se observa que a pesar de todas las simplificaciones asumidas en el caso de estudio, el valor económico del proyecto puede llegar a disminuir significativamente su valor, sin embargo, estos valores solo deben considerarse como “ordenes de magnitud”.

8 CONCLUSIONES Y ESTUDIOS FUTUROS

Tradicionalmente, la evaluación de riesgo que se lleva a cabo en los proyectos de inversión considera análisis de sensibilidad y evaluación de escenarios de aquellas variables que pudiesen ser consideradas relevantes, sin embargo estos métodos entregan escasa información acerca del origen de las fuentes de incertidumbre o parámetros de riesgo. Específicamente, en el marco de la evaluación de riesgos asociados al valor de los recursos minerales, la práctica estándar se centra en el análisis de sensibilidad o simulaciones de Montecarlo de las leyes obtenidas por medio de la estimación de *kriging*, la cual no refleja la variabilidad real de las leyes en el yacimiento.

El modelo metodológico propuesto en esta tesis plantea un proceso de análisis de incertidumbre y riesgo con foco en el análisis y entendimiento del origen del riesgo en el proceso de evaluación de yacimiento, logrando la clasificación, caracterización y cuantificación de ciertos parámetros relevantes, entregando una ayuda en la toma de decisiones.

En este mismo sentido, permite trasladar al modelo económico la incertidumbre en la ley para cada uno de los periodos planificados, que fueron ajustadas a distribuciones teóricas de probabilidades, lo que permite la cuantificación del riesgo económico del proyecto asociado a la incertidumbre o variabilidad de la ley del yacimiento.

Un importante aspecto investigado es la caracterización cualitativa y clasificación de las fuentes de incertidumbre y riesgo asociados al proceso de evaluación de yacimiento, donde destacan, (1) Operación de sondajes: diseño de campañas y ejecución de sondajes, (2) Testificación de sondajes y muestreo: error de muestreo fundamental, error de agrupación y segregación, error de delimitación y extracción y mala recuperación de sondajes, (3) Preparación de muestras: Contaminación de muestra, error por diseño y operación y pérdida de finos, (4) Análisis químico: Inadecuado plan de análisis, error por calibración y error por repetibilidad, (5) Preparación de datos: mala gestión de datos, (6) Interpretación y modelamiento geológico: continuidad geológica, error en los límites

del yacimiento, error en el modelo mineralógico y continuidad de estructuras, (7) estimación de recursos: error en la asignación de dominios, efecto soporte, efecto pepa y método de estimación.

Finalmente, como validación del proceso metodológico y del modelo cuantitativo desarrollado se llevó a cabo en un caso de estudio real de un yacimiento de cobre en Chile, donde se obtuvieron resultados satisfactorios con respecto a la cuantificación y a la toma de decisiones bajo riesgo. Por ejemplo, dada la variabilidad de leyes obtenida para cada uno de los periodos definidos, se obtuvo que el valor económico del caso estudiado puede llegar a disminuir hasta un 35% aproximadamente, en comparación con el caso base definido. Por lo tanto, a pesar de las simplificaciones asumidas en el caso de estudio, se demuestra la importancia del modelo de gestión de riesgo desarrollado, y específicamente del modelo de simulación condicional (etapa 2) y del modelo de gestión de riesgo y toma de decisión (etapa 5).

Como principal tema para estudios futuros, y considerando la cantidad de parámetros de riesgo que fueron encontrados en el proceso de evaluación de yacimiento, estos podrían estar enfocados a la generación de un modelo que permita integrar otras variables al proceso de cuantificación del que fue objeto en este estudio o incluso otra variable regionalizada como ley de sub producto, tonelaje, índices metalúrgicos, índices geotécnicos y varios más a considerar.

BIBLIOGRAFÍA

Abzalov, M. (2011). Sampling Errors and Control of Assay Data Quality in Exploration and Mining Geology. *Application and experience of quality control, Vienna, InTECH*, 611-644. [1]

Accini Acevedo, P. G. (2007). Simulación Geoestadística de Recursos Minerales Considerando Incertidumbre en la Ley Media. [2]

Annels, A. E., & Dominy, S. C. (2003). Core recovery and quality: Important factors in mineral resource estimation. *Applied Earth Science*, *112*(3), 305-312. [3]

Ayris, M. (1990). Determining drill hole deviation. In Strategies for Grade Control. *Australian Institute of Geoscientists, Bulletin 10, p. 37-41.* [4]

Barton Jr, P. B. (1986). User-friendly mineral deposit models. *Cargill, SM and Green, SB, eds*, 94-G110. [5]

Berckmans, A., & Armstrong, M. (1997). Geostatistics applied to the Monte Carlo analysis of mining projects. *Geostatistics Wollongong*, *96*, 743-754. [6]

Bloomstein, E. I., Massingill, G. L., Parratt, R. L., & Peltonen, D. R. (1991). Discovery, geology, and mineralization of the Rabbit Creek gold deposit, Humboldt County, Nevada. In *Geology and ore deposits of the Great Basin: Reno, Geological Society of Nevada, Symposium proceedings* (pp. 821-843). [7]

Botín, J. A., Guzmán, R. R., & Smith, M. L. (2011). A methodological model to assist in the optimization and risk management of mining investment decisions. *Dyna*, *78*(170), 221-226. [8]

Brinsden, W. K. (1991). Spotlight on grade control. *Journal of the South African institute of mining and metallurgy.* [9]

Buschena, D. E., & Zilberman, D. (1994). What do we know about decision making under risk and where do we go from here?. *Journal of Agricultural and Resource Economics*, 425-445. [10]

Carras, S. (1994). Ore reserve estimation at the feasibility study stage - The period of greatest risk. *Ore reserve estimates. Melbourne, Australia.* [11]

Code, J. O. R. C. (2004). Australasian Code for the Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore reserves. *The JORC Code–2004 Edition. Joint Ore Reserves Committee of AusIMM, AIG and MCA.* [12]

Cuador-Gil, J. Q., & Quintero-Silverio, A. (2001). Simulación condicional de variables regionalizadas y su aplicación al comportamiento de la porosidad efectiva en un yacimiento fracturado-poroso. *Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana*, *54*(1), 19-27. [13]

del Castillo, M. F. (2012). *A Real Options Application to Manage Risk Related to Intrinsic Variables of a Mine Plan: A Case Study on Chuquicamata UG Project* (Doctoral dissertation, Pontificia Universidad Católica de Chile). [14]

Damghani, K. K., Taghavifard, M. T., & Moghaddam, R. T. (2009). Decision Making Under Uncertain and Risky Situations. In *Enterprise Risk Management Symposium Monograph Society of Actuaries-Schaumburg, Illinois*. [15]

Deutsch, C. V., & Journel, A. G. (1992). *Geostatistical software library and user&s guide* (Vol. 1996). *New York: Oxford university press.* [16]

Dimitrakopoulos, R. (2011). Stochastic optimization for strategic mine planning: A decade of developments. *Journal of Mining Science*, *47*(2), 138-150. [17]

Dimitrakopoulos, R. G., & Abdel Sabour, S. A. (2007). Evaluating mine plans under uncertainty: Can the real options make a difference?. *Resources Policy*,*32*(3), 116-125. [18]

Dimitrakopoulos, R., Farrelly, C. T., & Godoy, M. (2002). Moving forward from traditional optimization: grade uncertainty and risk effects in open-pit design. *Mining Technology, 111(1), 82-88.* [19]

Dimitrakopoulos, R., Martinez, L., & Ramazan, S. (2007). A maximum upside/minimum downside approach to the traditional optimization of open pit mine design. *Journal of Mining Science, 43*(1), 73-82. [20]

Dominy, S. (2004). Reporting grade uncertainty in high-nugget effect gold deposits. *In Proceedings, EGRU Mining and Resource Geology Symposium. EGRU Contribution* (Vol. 62, pp. 46-60). [21]

Dominy, S. C. (2004, April). Fundamental sampling error and its relationship to the nugget effect in gold deposits. *In Proceedings, EGRU Mining and Resource Geology Symposium. EGRU Contribution (Vol. 62, pp. 30-45).* [22]

Dominy, S. C. (2007). Sampling: A Critical Component to Gold Mining Project Evaluation. In *Project Evaluation Conference, Melbourne, Australia*. [23]

Dominy, S. C., Annels, A. E., Platten, I. M., & Raine, M. D. (2003, August). A review of problems and challenges in the resource estimation of high-nugget effect lode-gold deposits. *In Proceedings, Fifth International Mining Geology Conference. Australasian Institute of Mining and Metallurgy* (pp. 279-298). [24]

Dominy, S. C., Noppé, M. A., & Annels, A. E. (2002). Errors and uncertainty in mineral resource and ore reserve estimation: The importance of getting it right.*Exploration and Mining Geology, 11(1-4), 77-98.* [25]

Dominy, S. C., Platten, I. M., & Raine, M. D. (2003). Grade and geological continuity in high-nugget effect gold–quartz reefs: implications for resource estimation and reporting. *Applied Earth Science, 112(3), 239-259.* [26]

Dowd, P. A., & Dare-Bryan, P. C. (2005). Planning, designing and optimising production using geostatistical simulation. In *Proceedings of the International Symposium on Orebody Modelling and Strategic Mine Planning: Uncertainty and Risk Management. Hyatt Regency, Perth* (pp. 321-337). [27]

Dowd, P. A. (1976). Application of dynamic and stochastic programming to optimize cutoff grades and production rates. *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy*. [28]

Dowd, P. A., & Pardo-Igúzquiza, E. (2002). The incorporation of model uncertainty in geostatistical simulation. *Geographical and Environmental Modelling*, *6*(2), 147-169. [29]

Dumay, R. (1981). *Simulations d'exploitations minières sur modèles géostatistiques de gisements* (Doctoral dissertation). [30]

Emery, X. (2006). Apuntes de clases "Geoestadística". *(Documento inédito). Universidad de Chile.* [31]

Emery, X., & Ortiz, J. M. (2005). Estimation of mineral resources using grade domains: critical analysis and a suggested methodology. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, *105*(4), 247-255. [32]

Francois-Bongarcon, D. (1993). The practice of the sampling theory of broken ores. *CIM bulletin*, *86*(970), 75-81. [33]

Gilfillan, J. F. (1998, June). Testing the data—The role of technical due diligence. In *Ore reserves and finance seminar, Sydney* (Vol. 15, pp. 33-42). [34]

Glacken, I. M., & Snowden, D. V. (2001). Mineral Resource Estimation. *Mineral Resource and Ore Reserve Estimation–The AusIMM Guide to Good Practice, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne. P*, 189-198. [35]

Guibal, D. (1972). "Simulation de Schémas Intrinséques", *en CGMM*, ENSMP, N-291, France, 38 pp. [36]

Guzmán, J. (2011). Inversión bajo incertidumbre. *Ciclo de la minería chilena n° 358.* Santiago, Chile. [37]

Gy, P. M. (1979). Sampling of particulate materials: theory and practice (Vol. 43, No. 1). *Amsterdam: Elsevier*. [38]

Jara, R. M., Couble, A., Emery, X., Magri Varela, E., & Ortiz, J. M. (2006). Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning.*Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, *106*(3), 205-211. [39]

Journel, A. G. (1974). Geostatistics for conditional simulation of ore bodies.*Economic Geology*, *69*(5), 673-687. [40]

Journel, A. G., & Huijbregts, C. J. (1978). *Mining geostatistics* (Vol. 600). *London: Academic press.* [41]

Lerchs, H., & Grossmann, I. F. (1965). Optimum design of open-pit mines. *CIM bulletin*, *58*(633), 47-54. [42]

Letelier Maturana, I. B. (2012). Impacto de la incertidumbre del modelo geológico en un proyecto minero. [43]

Long, S. D. (1998). Practical quality control procedures in mineral inventory estimation. *Exploration and Mining Geology*, *7*(1-2), 117-127. [44]

Matheron, G. (1973). The intrinsic random functions and their applications.*Advances in applied probability*, 439-468. [45]

McCarthy, P. (2003). Managing technical risk for mine feasibility studies.*MINING RISK MANAGEMENT.*, 115-120. [46]

McGaughey, J., & Milkereit, B. (2007). Geological models, rock properties, and the 3D inversion of geophysical data. In *Proceedings of exploration* (Vol. 7, pp. 473-483). [47]

Menabde, M., Froyland, G., Stone, P., & Yeates, G. (2004, November). Mining schedule optimisation for conditionally simulated orebodies. In *Proceedings of the international symposium on orebody modelling and strategic mine planning: uncertainty and risk management* (pp. 347-52). [48]

Morley, C., Snowden, V., & Day, D. (1999). Financial impact of resource/reserve uncertainty. *JOURNAL-SOUTH AFRICAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY*, *99*(6), 293-302. [49]

Nicholas, G. D., Coward, S. J., Armstrong, M., & Galli, A. (2006). Integrated mine evaluation–Implications for mine management. In *Proceedings International Mine Management Conference* (pp. 69-79). [50]

Peters, W. (1992). SME mining engineering handbook (Vol. 1) chapter 5: Project and Mining Geology. *Society for Mining Metallurgy.* [51]

Peters, W.C. (1987) Exploration and Mining Geology, 2nd ed., *Wiley, New York, 685 pp.* [52]

Pitard, F. F. (1993). *Pierre Gy's sampling theory and sampling practice: heterogeneity, sampling correctness, and statistical process control*. CRC Press. [53]

Prado Flores, E. A. (2009). Cosimulación de Leyes de Cobre y Arsénico. [54]

Ramazan, S., & Dimitrakopoulos, R. (2007). Stochastic optimisation of long-term production scheduling for open pit mines with a new integer programming formulation. *Orebody Modelling and Strategic Mine Planning, Spectrum Series*,*14*, 359-365. [55]

Ravenscroft, P. J. (1992). Risk analysis for mine scheduling by conditional simulation. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A. Mining Industry, 101*. [56]

Reichmann, W. J. (1962). Use and abuse of statistics. *New York: Oxford University Press.* [57]

Riabacke, A. (2006). Managerial decision making under risk and uncertainty.*IAENG International Journal of Computer Science*, *32*(4), 453-459. [58]

Riu, J., Boqué M, R., Maroto, A., Laso, J., & Rius, F. X. (2006). Calibración de equipos de medida. *Cerveza y Malta*, *169*. [59]

Rodriguez, J, C. Manual de perforación rotatva (versión electrónica). *Recuperado en 2012 en: http://es.scribd.com/doc/57954965/INTRODUCCION-PERFORACION* [60]

Rogers, R, S. (1998). Forensic geology and mineral exploration projects, in Quality Assurance, Continuous Quality Improvement and Standards in Mineral Resource Estimation (eds: M Vallée and A Sinclair) *Exploration and Mining Geology, Journal of the Geol Soc of CIM, 7(1-2), January and April.* [61]

Rozman, L. (1998). Measuring and Managing Risk in Mineral Resources and Ore Reserves. *Mineral Resource and Ore Reserve Estimation, Monograph, 23*, 519-526. [62]

Runge, I.C. (1994). Uncertainty and risk in mineral valuation—A User's Perspective. *Mineral Valuation Methodologies Conference. AusIMM, Melbourne.* [63]

Simón, A. (2011). A Discussion on Current Quality-Control Practices in Mineral Exploration, Applications and Experiences of Quality Control, *Prof. Ognyan Ivanov (Ed.), ISBN: 978-953-307-236-4, InTech.* [64]

Simon, A. Gosson, G. (2008). Considerations on Quality Assurance/Quality Control and Sample Security. *Sampling Conference. Perth, Australia.* [65]

Sironvalle, M. A. A. Introducción al Muestreo Minero. [66]

Skoog, D. A., Crouch, S. R., & Holler, F. J. (2008). *Principios de análisis instrumental*. *Cengage Learning Mexico.* [67]

Snowden, D. V. (1996). Practical interpretation of resource classification guidelines. In *AusIMM Annual Conference, Perth*. [68]

Snowden, D., Glacken, I., & Noppe, M. (2002, October). Dealing with demands of technical variability and uncertainty along the mine value chain. In *Value Tracking Symposium, Brisbane, Australia*. [69]

Sorentino, C and Barnett, D W, (1994). Financial Risk and Probability Analysis in Mineral Valuation, *Mineral Valuation Methodology (VALMIN '94) Conference, Sydney, 27-28 October, 1994. (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).* [70]

Vann, J., Bertoli, O., & Jackson, S. (2002, March). An overview of geostatistical simulation for quantifying risk. In *Proceedings of Geostatistical Association of Australasia Symposium" Quantifying Risk and Error* (Vol. 1, p. 1). [71]

Whittle, G., Stange, W., & Hanson, N. (2007). Optimising Project Value and Robustness. *Project Evaluation Conference* (pp. 147-155). [72]

ANEXOS

ANEXO A: FLUJO DE CAJA POR PERIODO LEYES PROMEDIO

(1/6)

	2012-I	2012-II	2012-III	2012-IV	2013-I	2013-II	2013-III	2013-IV
Ingresos (MUS$)					**51.799**	**86.333**	**119.993**	**156.626**
Precio (US$/lb)					2,50	2,50	2,50	2,50
Mineral (Ton)					2.604.863	4.054.560	5.416.050	6.919.518
Ley (%)					0,49	0,52	0,54	0,56
Recuperación (%)					82%	82%	82%	82%
Costo venta (US$/lb)					0,25	0,25	0,25	0,25
Costos (MUS$)					**56.604**	**63.954**	**70.857**	**78.480**
Material (Ton)					17.730.000	17.730.000	17.730.000	17.730.000
Precio Mina (US$/t)					2,27	2,27	2,27	2,27
Precio Planta (US$/t)					5,07	5,07	5,07	5,07
Mina (US$)					40.247.100	40.247.100	40.247.100	40.247.100
Planta (US$)					13.206.656	20.556.621	27.459.375	35.081.955
Administración (US$)					3.150.604	3.150.604	3.150.604	3.150.604
Inversiones (MUS$)	**225.870**	**219.120**	**219.120**	**219.120**	**998**	**998**	**998**	**998**
Mina	44.223	44.223	44.223	44.223	362	362	362	362
Planta	148.859	148.859	148.859	148.859	636	636	636	636
Administración	5.020	5.020	5.020	5.020	0	0	0	0
Contingencias	21.019	21.019	21.019	21.019	0	0	0	0
Sondajes	6.750	0	0	0	0	0	0	0
Flujo de caja (MUS$)	**-225.870**	**-219.120**	**-219.120**	**-219.120**	**-5.803**	**21.381**	**48.138**	**77.149**

(2/6)

2014-I	2014-II	2014-III	2014-IV	2015-I	2015-II	2015-III	2015-IV
181.048	**230.181**	**255.981**	**242.408**	**216.710**	**202.420**	**168.056**	**171.926**
2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50
7.929.635	10.517.010	11.141.181	11.250.000	11.250.000	11.100.822	9.989.576	10.202.064
0,56	0,54	0,56	0,53	0,47	0,45	0,41	0,41
82%	82%	82%	82%	82%	82%	82%	82%
0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
83.617	**96.735**	**99.900**	**100.166**	**100.149**	**99.712**	**94.078**	**95.155**
17.730.000	17.730.000	17.730.000	17.604.078	17.589.427	17.730.000	17.730.000	17.730.000
2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27
5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07
40.247.100	40.247.100	40.247.100	39.961.257	39.928.000	40.247.100	40.247.100	40.247.100
40.203.249	53.321.239	56.485.786	57.037.500	57.037.500	56.281.168	50.647.151	51.724.464
3.166.865	3.166.865	3.166.865	3.166.865	3.183.452	3.183.452	3.183.452	3.183.452
998	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**
362	362	362	362	362	362	362	362
636	636	636	636	636	636	636	636
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
96.433	**132.449**	**155.084**	**141.245**	**115.563**	**101.711**	**72.981**	**75.774**

(3/6)

2016-I	2016-II	2016-III	2016-IV	2017-I	2017-II	2017-III	2017-IV
179.751	**167.819**	**168.642**	**171.916**	**169.300**	**170.406**	**177.334**	**177.533**
2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50
10.847.645	11.250.000	11.250.000	11.150.481	10.788.929	10.757.041	11.250.000	11.250.000
0,41	0,37	0,37	0,38	0,39	0,39	0,39	0,39
82%	82%	82%	82%	82%	82%	82%	82%
0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
98.445	**99.802**	**100.172**	**99.980**	**98.165**	**98.003**	**100.314**	**98.843**
17.730.000	17.429.114	17.592.200	17.730.000	17.730.000	17.730.000	17.646.891	16.998.863
2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27
5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07
40.247.100	39.564.089	39.934.293	40.247.100	40.247.100	40.247.100	40.058.443	38.587.419
54.997.560	57.037.500	57.037.500	56.532.941	54.699.868	54.538.199	57.037.500	57.037.500
3.200.371	3.200.371	3.200.371	3.200.371	3.217.627	3.217.627	3.217.627	3.217.627
998	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**
362	362	362	362	362	362	362	362
636	636	636	636	636	636	636	636
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
80.309	**67.019**	**67.472**	**70.937**	**70.137**	**71.405**	**76.023**	**77.693**

(4/6)

2018-I	2018-II	2018-III	2018-IV	2019-I	2019-II	2019-III	2019-IV
184.945	**181.945**	**176.914**	**174.109**	**169.125**	**167.223**	**163.595**	**161.389**
2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50
11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000
0,40	0,40	0,39	0,38	0,37	0,37	0,36	0,35
82%	82%	82%	82%	82%	82%	82%	82%
0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
97.519	**96.203**	**94.846**	**93.774**	**92.903**	**92.178**	**92.217**	**92.808**
16.407.969	15.828.333	15.230.372	14.758.109	14.366.860	14.047.062	14.064.638	14.324.864
2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27
5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07
37.246.090	35.930.315	34.572.945	33.500.906	32.612.773	31.886.831	31.926.729	32.517.442
57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500
3.235.229	3.235.229	3.235.229	3.235.229	3.253.183	3.253.183	3.253.183	3.253.183
998	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**
362	362	362	362	362	362	362	362
636	636	636	636	636	636	636	636
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
86.429	**84.744**	**81.071**	**79.338**	**75.224**	**74.048**	**70.380**	**67.583**

(5/6)

2020-I	2020-II	2020-III	2020-IV	2021-I	2021-II	2021-III	2021-IV
171.150	**178.986**	**181.851**	**179.409**	**187.599**	**179.178**	**180.230**	**177.582**
2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50	2,50
11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000	11.250.000
0,37	0,39	0,40	0,39	0,41	0,39	0,39	0,39
82%	82%	82%	82%	82%	82%	82%	82%
0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
91.009	**90.075**	**89.062**	**90.773**	**88.491**	**89.413**	**89.140**	**88.161**
13.524.225	13.112.968	12.666.722	13.420.093	12.406.967	12.812.906	12.692.725	12.261.389
2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27	2,27
5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07	5,07
30.699.991	29.766.437	28.753.459	30.463.612	28.163.816	29.085.297	28.812.485	27.833.352
57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500	57.037.500
3.271.496	3.271.496	3.271.496	3.271.496	3.290.176	3.290.176	3.290.176	3.290.176
998	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**	**998**
362	362	362	362	362	362	362	362
636	636	636	636	636	636	636	636
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
79.143	**87.913**	**91.791**	**87.639**	**98.110**	**88.768**	**90.092**	**88.423**

(6/6)

2022-I	2022-II	2022-III	2022-IV
135.986	**109.088**	**109.762**	**61.865**
2,50	2,50	2,50	2,50
8.990.179	7.214.729	6.872.139	3.836.754
0,37	0,37	0,39	0,40
82%	82%	82%	82%
0,25	0,25	0,25	0,25
70.460	**56.465**	**53.752**	**31.471**
9.502.554	7.302.772	6.872.710	3.836.754
2,27	2,27	2,27	2,27
5,07	5,07	5,07	5,07
21.570.798	16.577.293	15.601.051	8.709.432
45.580.205	36.578.674	34.841.742	19.452.343
3.309.229	3.309.229	3.309.229	3.309.229
998	**998**	**998**	**998**
362	362	362	362
636	636	636	636
0	0	0	0
0	0	0	0
0	0	0	0
64.529	**51.625**	**55.012**	**29.396**

ANEXO B: DISTRIBUCIONES DE LEYES AJUSTADAS POR PERIODO

Periodo	Distribución	Sigma	Mu
2013-I	LogNormal	0,139	-0,073
2013-II	LogNormal	0,098	-0,065
2013-III	LogNormal	0,077	-0,611
2013-IV	LogNormal	0,066	-0,588
2014-I	LogNormal	0,051	-0,579
2014-II	LogNormal	0,046	-0,621
2014-III	LogNormal	0,050	-0,572
2014-IV	LogNormal	0,049	-0,637
2015-I	LogNormal	0,049	-0,749
2015-II	LogNormal	0,043	-0,803
2015-III	LogNormal	0,054	-0,884
2015-IV	LogNormal	0,046	-0,882
2016-I	LogNormal	0,043	-0,899
2016-II	LogNormal	0,043	-1,004
2016-III	LogNormal	0,045	-0,999
2016-IV	LogNormal	0,050	-0,971
2017-I	LogNormal	0,044	-0,953
2017-II	LogNormal	0,045	-0,944
2017-III	LogNormal	0,051	-0,949
2017-IV	LogNormal	0,052	-0,948
2018-I	LogNormal	0,057	-0,908
2018-II	LogNormal	0,057	-0,924
2018-III	LogNormal	0,059	-0,952
2018-IV	LogNormal	0,066	-0,968
2019-I	LogNormal	0,068	-0,998
2019-II	LogNormal	0,074	-1,009
2019-III	LogNormal	0,061	-1,030
2019-IV	LogNormal	0,052	-1,044

2020-I	LogNormal	0,061	-0,985
2020-II	LogNormal	0,064	-0,941
2020-III	LogNormal	0,063	-0,925
2020-IV	LogNormal	0,064	-0,938
2021-I	LogNormal	0,070	-0,894
2021-II	LogNormal	0,066	-0,940
2021-III	LogNormal	0,069	-0,934
2021-IV	LogNormal	0,064	-0,949
2022-I	LogNormal	0,071	-0,992
2022-II	LogNormal	0,084	-0,993
2022-III	LogNormal	0,083	-0,938
2022-IV	LogNormal	0,098	-0,930