



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

**IMPACTO DE LA INCERTIDUMBRE DEL
MODELO GEOLÓGICO EN UN PROYECTO MINERO**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

ISABEL BEATRIZ LETELIER MATURANA

**PROFESOR GUÍA:
JULIÁN ORTIZ CABRERA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
MARIO SOLARI MARTINI
XAVIER EMERY**

**SANTIAGO DE CHILE
ENERO 2012**

RESUMEN

La definición de los recursos de un yacimiento constituye el primer eslabón de la cadena del negocio minero. Si éstos son definidos con una alta probabilidad de error, todos los procesos posteriores, entre ellos el diseño de la mina, la planificación y evaluación del proyecto, podrían no tener un buen desempeño. Si bien resulta inimaginable generar modelos de reservas exentos de error, es fundamental que los parámetros definidos para la evaluación de recursos aseguren una desviación razonable, que no impacte de manera desmedida los procesos posteriores.

Este trabajo consiste en seleccionar una densidad de malla de sondajes adecuada para determinar las reservas para el Proyecto Hipógeno de la Mina Spence. A partir de los sondajes originales, cuyo espaciamiento es de aproximadamente 100 x 100 metros, se construye un modelo de bloques de referencia, en base a lo cual se consideran distintas mallas de sondajes y por simulación se construyen nuevos modelos de bloques. Luego, para un plan minero único, se evalúan las desviaciones de cobre fino en los modelos de bloques, en el plan minero y finalmente en el valor del proyecto.

Los resultados obtenidos para periodos anuales se resumen en la siguiente tabla:

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

Como es de esperar, a menor densidad de malla se obtiene una mayor probabilidad de error. El comportamiento del error de modelo, planificación y beneficio económico es aproximadamente lineal, con un cambio de pendiente a partir de la malla 100 x 100 metros. Como resultado de este trabajo, se concluye que la densidad de perforación que cumple con la definición de recursos medidos para el proyecto hipógeno de Spence corresponde a la malla de 100 x 100 metros, y para recursos indicados, una malla de entre 100 x 100 y 150 x 150 metros.

Es posible que parte del aumento del error sobre la malla de 100 x 100 esté relacionado con el uso de una malla similar para la construcción del modelo de referencia, ya que para una malla menos densa, los cuerpos pequeños se pierden. Para determinar si este efecto existe, se podría repetir el ejercicio para casos con modelos de referencia construidos a partir de otras densidades de malla.

ABSTRACT

The definition of resources and reserves of a deposit is the first link in the chain of the mining business. If these are defined with a high probability of error, all subsequent processes, including mine design, planning and economic evaluation of the project may not be successful. While it is unimaginable to generate a model free from error, it is essential to define and implement parameters for resource assessment that ensure that the construction of models are subject to reasonable deviations, that will not impact in the downstream processes.

This work consists in selecting an adequate drilling mesh, in order to define measured resources for the Hypogene Project of Spence mine. Based on the original drillholes, with a 100x100 meters spacing, a model of reference blocks is built, that leads to consider different drilling meshes. Then, by simulation, new block models are obtained. After that, for a unique mine design, deviations of fine copper are evaluated in the block models, the mining plan and finally the project value.

The results obtained are summarized in the following table:

Grid mesh [m]	Error Model [%]	Error Planning [%]	Error NPV [%]
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

As expected, a lower mesh density has a higher probability of error. The behavior of the model error, planning and economic benefit was approximately linear, with an change of slope at a mesh of 100 x 100 meters. As a result of this work, it is concluded that the grid mesh that satisfies the definition of measured resources for the Hypogene Project of Spence mine is the 100 x 100 meters grid, and some grid mesh between 100 x 100 and 150 x 150 meters for indicated resources.

It is likely that the explanation for this behavior is related to the construction of the reference model, which is defined from a mesh also of approximately 100 x 100 meters; because for a less dense mesh, small bodies are lost. To determine if this happens, the exercise can be repeated for cases considering reference models that are built based on other mesh densities.

AGRADECIMIENTOS

Este trabajo simboliza el fin de una de las etapas más importantes de mi vida. Quisiera dedicárselo a todas las personas cuya presencia fue fundamental para llevarla a cabo. En primer lugar a mi familia: mis padres Pablo y Marta y mis homónimos hermanos. Gracias por todo el apoyo brindado y por guiarme siempre; sin ustedes, este camino hubiese sido mucho más difícil de recorrer.

Gracias a mis amigas de la vida, por acompañarme todos estos años. Angelina, Bernardine, Marycel, Nicole y Valeria, gracias por compartir llantos y alegrías conmigo. Les deseo que les vaya demasiado bien en los caminos que están tomando, espero que sean los correctos, y si no, ahí estaré yo para apoyarlas como lo han hecho ustedes conmigo siempre.

Gracias a mis amigos de la Universidad por estar conmigo durante todo este periodo. Francisca, Paulina y Francisco, de seguro esta experiencia no hubiese sido la misma sin ustedes. No dudo que nos seguiremos viendo en los años que vienen, espero que salga todo bien en este último periodo que les queda en la U y que celebremos por los cuatro el próximo semestre.

Gracias a mi tutor Juan Luis Céspedes por guiarme durante los 6 meses que trabajé en Pampa Norte. También a mi profesor guía Julián Ortiz, quién constantemente se preocupó de resolver mis dudas y responder mis correos a tiempo. A los profesores integrantes de la comisión, profesores Solari y Emery, por aportar también al desarrollo de este proyecto, muchas gracias.

Gracias a mis recientes amigos de Iquique que colaboraron con el desarrollo de mi memoria. Claudio, Gianpiero, Gustavo, Natalia y Sebastián, les agradezco la paciencia y todo el tiempo dedicado a resolver dudas, y su buena voluntad para traspasar los conocimientos. Gracias a mis compañeros de departamento Héctor y Javier por soportarme, incluso las últimas semanas de memoria.

Gracias a Mario por todo el cariño y apoyo entregado durante este periodo, me has hecho muy feliz y estoy segura de que todo lo que viene va a salir bien.

Finalmente, gracias a BHP Billiton por hacer posible el desarrollo de este proyecto.

INDICE DE CONTENIDOS

RESUMEN	i
ABSTRACT	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INDICE DE CONTENIDOS	iv
INDICE DE FIGURAS	vii
INDICE DE TABLAS	ix
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1. Motivación	1
1.2. Objetivos	3
1.2.1. Objetivos Generales	3
1.2.2. Objetivos Específicos	3
1.3. Alcances	4
2. ANTECEDENTES	5
2.1. Recursos Minerales	5
2.1.1. Recurso Potencial	5
2.1.2. Recurso Inferido	5
2.1.3. Recurso Indicado	5
2.1.4. Recurso Medido	6
2.2. Reservas Minerales	7
2.3. Estimación de recursos y reservas	8
2.3.1. Variable aleatoria	8
2.3.2. Función Aleatoria	8
2.3.3. Variable Regionalizada	8
2.3.4. Variograma	8
2.3.5. Kriging	10
2.3.6. Simulación	10
2.3.7. Simulación de Leyes	11
2.3.8. Modelo de Bloques	12
2.3.9. Softwares para Modelamiento	12
2.4. Planificación Minera	13
2.4.1. Planificación Largo Plazo	13

2.4.2.	Planificación Corto Plazo	13
2.4.3.	Software de Optimización	13
2.5.	Evaluación Económica de un Proyecto	14
2.5.1.	Flujo de Caja.....	14
2.5.2.	VAN	14
2.6.	Antecedentes	15
3.	METODOLOGÍA.....	17
3.1.	Modelo de referencia	17
3.2.	Mallas de Sondajes de Distinta Densidad.....	18
3.3.	Construcción de Modelos	19
3.4.	Plan Minero Referencia	19
3.5.	Cuantificación del error	20
3.6.	Planes Mineros de Modelos	20
3.7.	Evaluación Económica del Proyecto	21
3.8.	Comparación	21
4.	CASO ESTUDIO	22
4.1.	Geología.....	22
4.1.1.	Litología	22
4.1.2.	Alteración	24
4.1.3.	Mineralización	25
4.2.	Recursos y Reservas	27
4.3.	Procesos Mina.....	28
4.3.1.	Planta Óxidos.....	28
4.3.2.	Planta Sulfuros.....	28
4.3.3.	ROM.....	28
4.3.4.	Concentradora.....	28
4.3.5.	Botadero	28
4.4.	Campañas	29
4.5.	Restricciones Geometalúrgicas.....	30
4.6.	Restricciones Equipos Mina	30
4.7.	Restricciones Concentradora	31
4.8.	Parámetros Económicos.....	31
4.9.	Períodos	32
5.	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	33

5.1.	Comparación Variables Categóricas.....	33
5.2.	Comparación Variables Continuas	41
5.3.	Errores en Modelos	42
5.4.	Error en Planificación	47
5.5.	Error en Evaluación Económica	50
5.6.	Mejor VAN en Función de Distintas Mallas	52
6.	DISCUSIÓN.....	54
6.1.	Comparación Error	54
6.2.	Malla de Perforación.....	57
6.3.	VAN.....	57
6.4.	Error del Modelo Referencia	58
7.	CONCLUSIONES.....	59
8.	BIBLIOGRAFÍA	60
9.	ANEXOS	62
9.1.	Validación de modelos simulados	62
9.2.	Variografía Modelos Escogidos.....	65

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ejemplo de Variograma (Emery, 2011).....	9
Figura 2: Proceso de transformación de datos para simulación	11
Figura 3: Corte transversal de modelo de bloques. Leyenda muestra tipo de mineralización para cada bloque	12
Figura 4: Ejemplo de sondajes "manchados" con modelo	18
Figura 5: Resumen de metodología	21
Figura 6: Cota 1170, litología.....	23
Figura 7: Perfil Este 474540, Litología	24
Figura 8: Perfil Este 474540, Alteración	24
Figura 9: Perfil Este 474540, Mineralización.....	26
Figura 10: Definición de recursos para zona supérgena.....	27
Figura 11: Perfil Norte 7481400, Categorización	27
Figura 12: Distribución de Variables Categóricas para Modelo de Referencia	33
Figura 13: Distribución de Variables Categóricas para Litología	34
Figura 14: Distribución de Variables Categóricas para Alteración	35
Figura 15: de Variables Categóricas para Mineralización.....	36
Figura 16: Perfil Este 474920, litología, referencia y distintas mallas (en orden creciente de mallas de arriba hacia abajo)	38
Figura 17: Perfil Este 474080, mineralización, referencia y distintas mallas (en orden creciente de mallas de arriba hacia abajo)	39
Figura 18: Perfil Este 473920, mineralización, referencia y distintas mallas (en orden creciente de mallas arriba hacia abajo).....	40
Figura 19: Error P90 para periodos anuales	42
Figura 20: Error promedio para periodos anuales	42
Figura 21: Error P90 para periodos cuatrimestrales	43
Figura 22: Error promedio para periodos cuatrimestrales	43
Figura 23: Análisis Error P90 para periodos anuales	44
Figura 24: Cambio de pendiente para error P90 periodos anuales	45
Figura 25: Cambio de pendiente para error P90 periodos cuatrimestrales.....	46
Figura 26: Error P90 planificación para distintos horizontes de tiempo	47
Figura 27: Comparación comportamiento error P90 para libras de Cu total versus libras de Cu provenientes exclusivamente de concentradora.....	48
Figura 28: Cambio de pendiente para error P90 Lb Cu concentradora	49
Figura 29: Error P90 para evaluación económica	50
Figura 30: Cambio de pendiente para error P90 VAN concentradora	51
Figura 31: Aporte de VAN relativo (asociado a concentradora) obtenido para cada malla. 52	
Figura 32: Comparación error P90 entre distintas etapas del proyecto	54
Figura 33: Punto de inflexión a partir del cual el aporte de datos aumenta en mayor o menor proporción.....	55
Figura 34: Comparación de periodos entre plan de referencia, malla 35 y malla 200, perfil Norte 7480320	56
Figura 35: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #10, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	65
Figura 36: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #10, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	66

Figura 37: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #10, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	67
Figura 38: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #19, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	68
Figura 39: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #19, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	69
Figura 40: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #19, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	70
Figura 41: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #28, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	71
Figura 42: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #28, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	72
Figura 43: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #28, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	73
Figura 44: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #34, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	74
Figura 45: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #34, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	75
Figura 46: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #34, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	76
Figura 47: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #41, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	77
Figura 48: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #41, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	78
Figura 49: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #41, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)	79

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Resultados Esperados para la Definición de Recursos en Spence	1
Tabla 2: Relación entre recursos y reservas (The JORC Code, 2004).	7
Tabla 3: Generación de modelos a partir de distintas mallas y simulaciones	19
Tabla 4: Campañas anuales de óxidos y sulfuros	29
Tabla 5: Restricciones Geometalurgicas	30
Tabla 6: Restricciones Equipos Mina.....	30
Tabla 7: Restricciones Concentradora.....	31
Tabla 11: Promedio de media y varianza del error P90 para los modelos	43
Tabla 12: Promedio y varianza del error promedio para los modelos.....	44
Tabla 13: Error P90 en planificación para distintos horizontes de tiempo.....	47
Tabla 14: Error P90 en evaluación económica para distintos horizontes de tiempo.....	50
Tabla 15: Aporte relativo de valor al proyecto por la concentradora para distintas mallas .	52
Tabla 16: Resultados error P90 para distintas etapas del proyecto	54
Tabla 17: Validación de modelos simulados para UGCUT 15 (HYP1A).....	62
Tabla 18: Validación de modelos simulados para UGCUT 16 (HYP1B).....	63
Tabla 19: Validación de modelos para UGCUT 17 (HYP2).....	64

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Motivación

La categorización de los recursos es fundamental para el buen funcionamiento del negocio minero, ya que de éstos dependen todos los procesos posteriores, como diseño, planificación y evaluación económica del proyecto. Errores importantes en la etapa del modelamiento pueden hacer que un proyecto aparentemente viable no lo sea, o viceversa.

Sin embargo, es imposible generar un modelo exento de error, e incluso tratar de minimizarlo en exceso requerirá altas inversiones de recursos humanos y económicos. Es por esto que es necesario estar dispuesto a definir un porcentaje de desviación “aceptable” en el modelo, y es en función de este error donde se definen los recursos medidos, indicados e inferidos. En particular para el caso estudio (Spence, BHP Billiton), lo esperado de un recurso medido, indicado o inferido, es lo siguiente:

Tipo de Recurso	Definición
Medido	Zona cuyo tonelaje cuatrimestral de cobre fino presente desviación menor a un +/-15% del valor esperado, con intervalo de confianza de 90%
Indicado	Zona cuyo tonelaje anual de cobre fino presente desviación menor a un +/-15% del valor esperado, con intervalo de confianza de 90%
Inferido	Zona cuyo tonelaje anual de cobre fino presente desviación mayor a un +/-15% del valor esperado, y está razonablemente estimado a partir de poca (pero confiable) información

Tabla 1: Resultados Esperados para la Definición de Recursos en Spence

Este error dependerá en gran parte de la cantidad de recursos que se le destinen a las campañas de sondajes y muestreo de pozos de tronadura, al criterio del modelador, etc. En particular para las campañas de sondajes, definir una malla más densa disminuirá el error pero aumentará los costos de inversión.

Para proyectos nuevos, donde se cuenta con menos datos y por esto la incertidumbre es mayor, es necesario evaluar correctamente el riesgo en el que se incurre a partir de esta falta de información, y su impacto final en los resultados de la evaluación económica del proyecto, ya que el desarrollo de éste dependerá de la cantidad de reservas que se tenga, las cuales están determinadas por los recursos medidos e indicados, y por el diseño minero. Un ejemplo de esto es el “Proyecto Hipógeno” de la mina en estudio “Spence”, el cual planea ponerse en marcha en los próximos años. El proyecto se detalla en el capítulo 2.7.

Típicamente, para evaluar la incertidumbre, se realizan simulaciones de Monte Carlo de las variables más relevantes, a la altura ya de la evaluación económica del proyecto. Lo innovador de este trabajo consiste en evaluar la incertidumbre desde raíz, tanto para la ley de cobre como para las variables geológicas. Esto se hará generando distintos modelos de bloques a partir de simulaciones para la ley de cobre, y a partir de una variación en la densidad de las mallas de sondaje para las variables categóricas. Posteriormente se construirán planes optimizados con las mismas restricciones para los distintos modelos, con el fin de evaluar el impacto en la planificación. Finalmente, cada plan obtenido será evaluado en el flujo de caja, estableciendo así un puente entre la desviación del modelo de bloques y el impacto que se genera posteriormente en la evaluación económica.

Este tema de memoria busca, por un lado, definir una malla de sondajes adecuada, que disminuya la incertidumbre y que incurra en montos de inversión aceptables por la compañía; y por otro lado, cuantificar el impacto de la incertidumbre del modelo del yacimiento en la evaluación económica del proyecto.

1.2. **Objetivos**

1.2.1. Objetivo General

- Estudiar el impacto que tiene la incertidumbre asociada a mallas de sondaje de distinta densidad, para construcción del modelo geológico tanto en variables categóricas como continuas.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Definir la densidad de malla adecuada para cumplir el requisito de los recursos medidos para el sector hipógeno de la mina Spence (Tabla 1Tabla 1: Resultados Esperados para la Definición de Recursos en Spence).
- Asociar y observar el comportamiento del porcentaje de error en fino en el modelo, con el de planificación y del valor del proyecto (VAN).

1.3. Alcances

- Los datos utilizados para llevar a cabo este proyecto corresponden a las campañas de sondajes realizadas para el modelamiento de la mina “Spence”.
- El proyecto considera la evaluación desde el período 6 (año 2012, cuando la concentradora ya entra en régimen) hasta el periodo 60 (año 2072).
- Las mallas a evaluar serán de 35, 50, 70, 100, 150 y 200 metros.
- Para simular, se utilizará el método de simulación secuencial gaussiana, sobre leyes de cobre total (CuT).
- Para estimar, se utilizará el método de Kriging ordinario, sobre leyes de cobre total (CuT).
- El diseño de la mina (fases), la variografía y los parámetros económicos (precio del cobre y molibdeno, costos de procesamiento y costos de venta) quedarán fijos para todas las evaluaciones.
- Los planes serán optimizados mediante el programa “Blasor”, y serán construidos para el plan que considera una concentradora con un molino SAG de 24000 kw y 2 molinos de bolas de 37500 kw, lo que se traduce en un movimiento mina anual de aprox. 133 [Mton/año].

2. ANTECEDENTES

2.1. Recursos Minerales

Los recursos minerales corresponden a una concentración en la tierra del material de interés de tal forma, calidad y cantidad, que hayan probabilidades razonables de una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, concentración, características geológicas y continuidad de los recursos son estimadas o interpretadas a través de evidencia geológica, y se subdividen de acuerdo a la incertidumbre que se tenga, en recursos estimados, indicados o inferidos (The JORC Code, 2004). Las definiciones del código JORC (Joint Ore Reserves Committee of The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists and Minerals Council of Australia) para éstos son las siguientes:

2.1.1. Recurso Potencial

Corresponde a recursos cuyo tonelaje y ley no pueden ser estimados con certeza, ya que no se tiene evidencia geológica en esa zona, si no en las cercanías. Por ejemplo, una zona que está bajo una campaña de sondajes que termina en mineral, puede decirse que es un recurso potencial.

2.1.2. Recurso Inferido

Corresponde a los recursos cuyo tonelaje y ley pueden ser estimados con un bajo nivel de confianza. Es generalmente inferido de evidencia geológica, pero su continuidad no está verificada, ya que se basa en afloramientos, obras o perforaciones que pueden ser muy limitadas en número o de dudosa calidad y fiabilidad.

2.1.3. Recurso Indicado

Corresponde a los recursos cuyo tonelaje, densidad, forma, características físicas y ley pueden ser estimados con un nivel razonable de confianza. Está basado en información obtenida a través de exploraciones, muestreo y pruebas, a través de técnicas apropiadas. La información está demasiado espaciada como para poder confirmar la continuidad geológica, pero está suficientemente espaciada como para ser asumida.

2.1.4. Recurso Medido

Corresponde a los recursos cuyo tonelaje, densidad, forma, características físicas y ley pueden ser estimados con un alto nivel de confianza. Está basada en exploraciones detalladas y confiadas, información de muestreo y pruebas llevadas a cabo a través de técnicas apropiadas. La diferencia con el recurso indicado, es que la densidad de datos es mayor, espaciados suficientemente cerca como para confirmar la continuidad geológica.

2.2. Reservas Mineras

Las reservas mineras corresponden a la parte económicamente mineable del recurso medido o indicado. Para calcular el porcentaje de reservas, deben incluirse en el cálculo la dilución y un porcentaje de pérdidas que ocurren al extraer el mineral. La evaluación que determina si los recursos se transforman en reservas o no, debe incluir además variaciones en los parámetros mineros, metalúrgicos, económicos, legales, medio ambientales, sociales y gubernamentales. Estos estudios se incluyen en el informe que determina que la extracción del yacimiento se justifica, pasando así a transformarse de recursos a reservas (The JORC Code, 2004).

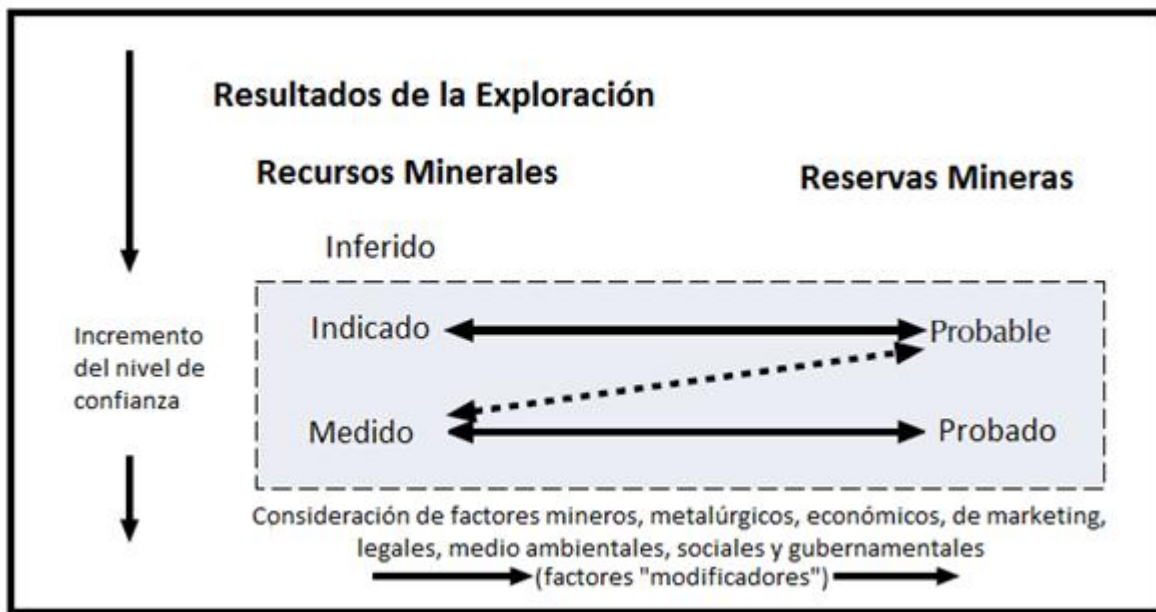


Tabla 2: Relación entre recursos y reservas (The JORC Code, 2004).

2.3. Estimación de recursos y reservas

2.3.1. Variable aleatoria

Se llama variable aleatoria a toda aplicación que asocia a cada elemento del espacio muestral de un evento, un número real.

La variable aleatoria se clasifica en discreta, si puede tomar un número finito de valores, o continua si dado un intervalo (a,b), ésta puede tomar todos los valores comprendidos entre a y b.

2.3.2. Función Aleatoria

Si a cada punto u que pertenece al dominio Ω en el espacio se le hace corresponder una variable aleatoria $Z(u)$, entonces el conjunto de variables aleatorias espacialmente distribuidas $\{Z(u), u \in \Omega\}$ será una función aleatoria Z (Diaz Vera, 2002).

2.3.3. Variable Regionalizada

Es una función que representa la distribución en el espacio de un atributo asociado a un fenómeno natural, por ejemplo, ley de cobre. En general, una variable regionalizada presenta cierta continuidad espacial (zonas de altos valores / zonas de bajos valores), pero varía irregularmente y escapa a toda representación simple.

2.3.4. Variograma Experimental

Es una función que mide la variabilidad de un grupo de datos de una variable regionalizada o de una función aleatoria, en función de la separación entre ellos. Bajo la hipótesis de estacionaridad, la función variograma se define de la siguiente forma:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2 * |N(h)|} \sum_{N(h)} [Z(x_\alpha) - Z(x_\beta)]^2$$

Donde:

- $Z(x)$ es una variable regionalizada
- h es un vector de separación entre dos datos
- $N(h)$ son los pares de datos tal que $x_\alpha - x_\beta = h$ para una cierta vecindad

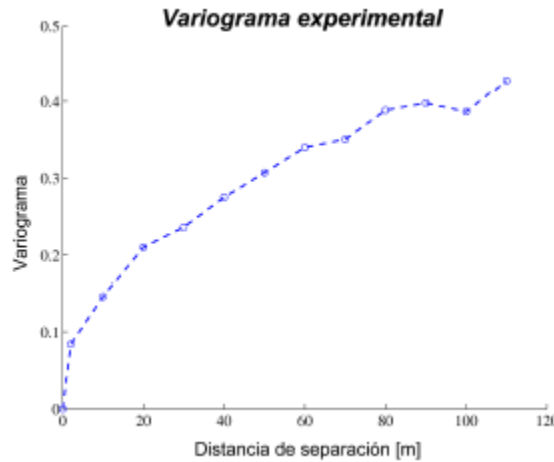


Figura 1: Ejemplo de Variograma (Emery, 2011)

En general, los datos o grupos de los datos totales estarán distribuidos de acuerdo a “direcciones preferenciales” (por ejemplo, el caso de una veta de oro). Esto se conoce como “anisotropía”, y se traduce en que la forma y valores del variograma dependerán de la dirección en que estos se consideren.

2.3.5. Variograma Modelado

A partir del “variograma experimental”, se modela una función llamada “variograma modelado”, que representa una aproximación matemática que trata de reproducir el variograma experimental. Se debe tener en cuenta en la mayoría de los casos hasta 3 elementos: un intercepto con la ordenada, una sección monótonamente creciente y una meseta. Sin embargo, no servirá cualquier modelo que aparente ajustar a los valores empíricos, debido a que hay restricciones matemáticas que se deben cumplir.

2.3.6. *Kriging*

Es un método de interpolación que se utiliza para estimar variables regionalizadas. El kriging utiliza el variograma para la obtención de datos. Todos los tipos de kriging son variaciones de la expresión base (Goovaerts, 1997):

$$Z^*(u) - m(u) = \sum_{\alpha=1}^{n(u)} \lambda_{\alpha} * [Z(u_{\alpha}) - m(u_{\alpha})]$$

Donde:

- λ_{α} es el ponderador asignado al dato $z(u_{\alpha})$, interpretado como una realización de una variable aleatoria
- $m(u)$ y $m(u_{\alpha})$ son los valores esperados de las variables aleatorias $Z(u)$ y $Z(u_{\alpha})$

En el caso del Kriging ordinario, que es el que se utilizará para las estimaciones de ley de cobre en este trabajo, se supone una media desconocida en la vecindad definida de estimación.

Para el Kriging simple, el cual es utilizado en la simulación secuencial gaussiana, se asume la media como conocida y constante para todo el espacio.

Los ponderadores asignados a los datos dependen de la distancia entre los datos, de la continuidad espacial de la variable regionalizada modelada por su variograma y de su redundancia.

La principal limitación del kriging es el efecto de suavizamiento, es decir, los valores estimados son menos dispersos (más cercanos a la media) que los valores verdaderos. Para evitar esto, se puede utilizar la técnica de simulación.

2.3.7. *Simulación*

Es un método que se basa en construir realizaciones de una función aleatoria, que se basa en que estos valores respeten la variabilidad original de las muestras. Para generar las simulaciones, se debe definir un modelo de función aleatoria, como multigaussiano, chi cuadrado, modelo de sustitución, etc.

2.3.8. Simulación de Leyes

Para el caso de simulación de leyes, se utiliza frecuentemente el modelo multigaussiano, debido a que es sencillo de implementar y reproduce bien las variables continuas. El modelo multigaussiano consta de los siguientes pasos:

- **Anamorfosis:** Consiste en transformar los datos originales (variable Z) a datos gaussianos (variable Y), de media igual a 0 y varianza igual a 1.

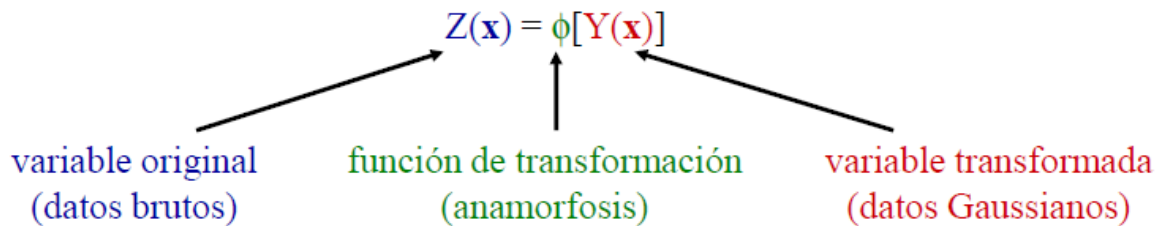


Figura 2: Proceso de transformación de datos para simulación

- **Análisis variográfico de los datos transformados.**
- **Construcción de las realizaciones:** Se escoge un algoritmo y se generan las realizaciones de la variable transformada. En este proyecto se ha escogido la simulación **secuencial** gaussiana, que se explicará a continuación.
- **Transformación Gaussiana Inversa:** los resultados de las simulaciones se transforman a valores numéricos comparables con los originales.

El algoritmo de simulación secuencial gaussiana sigue los siguientes pasos (Gómez-Hernández and Cassiraga, 1994):

- Se tiene el valor $Y(x_1)$ gaussiano para el primer punto en el espacio a simular x_1 (ver Figura 2)
- Para $i \in \{2, \dots, n\}$, plantear:

$$Y(x_i) = Y^{SK}(x_i) + \sigma^{SK}(x_i) * U_i$$

Donde:

- $Y^{SK}(x_i)$ es el kriging simple de $Y(x_i)$ a partir de los valores previamente simulados $\{Y(x_1), \dots, Y(x_{i-1})\}$
- $\sigma^{SK}(x_i)$ es la desviación estándar de kriging simple
- U_i es un valor gaussiano $N(0,1)$ independiente de $\{U_1, \dots, U_{i-1}\}$

2.3.9. Modelo de Bloques

Es la representación del yacimiento mediante un conjunto de bloques, cada uno de los cuales tiene un valor para sus características como tipo de mineral, alteración, litología, ley de cobre, densidad, etc. Se construye a partir de estimaciones y/o simulaciones, y es éste, en conjunto con las muestras a partir de las que se construyó, es el que entregará la cantidad y calidad de recursos del yacimiento.

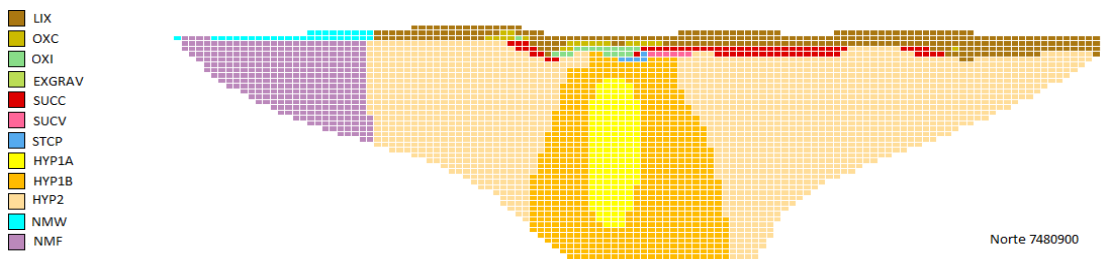


Figura 3: Corte transversal de modelo de bloques. Leyenda muestra tipo de mineralización para cada bloque

2.3.10. Softwares para Modelamiento

- **Leapfrog:** Software utilizado para el modelamiento de sólidos a partir de sondajes mediante interpolación en 3D. Además posibilita la generación de líneas guías que modifican los sólidos generados, es decir, el geólogo modelador se basa en lo definido por el programa pero puede variar los sólidos de acuerdo a su criterio e interpretación.
- **Vulcan:** Es un software utilizado para el diseño de la mina. Tiene funciones desde modelamiento hasta planificación; en este proyecto se utilizará para realizar la simulación secuencial gaussiana y la variografía del modelo.

2.4. **Planificación Minera**

La planificación minera se define como el proceso de Ingeniería de Minas que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo para el dueño (Rubio, 2006). Es decir, a partir del modelo de bloques entregado por geología, se construye un plan de extracción que cumpla con las restricciones correspondientes (geomecánicas, geometalúrgicas, etc) y que sea posible de llevar a cabo (accesos), tratando de maximizar el valor del proyecto.

2.4.1. Planificación Largo Plazo

En esta etapa de planificación se define el tamaño y vida de la mina, es decir, se definen las reservas a partir del modelo entregado por geología. Se determina el método, ritmo y secuencia de explotación. Para esto, se utilizan softwares de optimización. En este proyecto se trabajará con el software Blasor, que determina la secuencia óptima de extracción, dadas las fases definidas previamente.

2.4.2. Planificación Corto Plazo

En esta etapa se produce retroalimentación hacia la planificación de largo plazo de modo de redefinir algunos conceptos y generar los proyectos que permitan alinearse con el plan minero. El aporte de la planificación de corto plazo al proceso de planificación es fundamental desde el punto de vista de la definición de indicadores operacionales (Rubio, 2006).

2.4.3. Software de Optimización

Blasor es un software desarrollado exclusivamente para BHP Billiton y se utiliza para la optimización de la planificación. En el paper “Blasor – A Generalized Strategic Mine Planning Optimization Tool” (Menabde, 2007), se explica la metodología utilizada por el software. Lo que hace es, muy resumidamente, calcular y valorizar el plan óptimo de secuencia de extracción, dado el modelo de bloques, restricciones, parámetros de entrada, etc,

2.5. **Evaluación Económica de un Proyecto**

Una vez definidas las reservas de la mina y la planificación, es necesario evaluar si los resultados de los diseños propuestos serán económicamente atractivos para los inversionistas. Para esto, se determinan los costos y beneficios del proyecto, y los indicadores correspondientes que determinarán la viabilidad o no de éste.

2.5.1. Flujo de Caja

Es el resultado de la preparación de un proyecto con la proyección en el tiempo de la estimación de la ocurrencia de los costos y beneficios vinculados a su implementación (Carrasco, 2009). Es decir, se evalúan los flujos de dinero tanto negativos (costos e inversiones) como positivos (beneficios) asociados a cada periodo, los cuales finalmente son llevados al valor actual neto del proyecto (VAN).

2.5.2. VAN

“Valor Actual Neto”, es el valor presente actualizado de todos los ingresos y pagos derivados de la suscripción hasta el vencimiento de un activo, aplicando un tipo de descuento y un mismo tipo de interés.

2.6. Antecedentes

En los últimos años, varios autores han estudiado las razones de las desviaciones en el cumplimiento del plan minero. En el año 2003, el autor McCarthy hace un estudio en 105 faenas, identificando las principales causas, y llega a la siguiente conclusión de cómo influye cada factor:

- Geotecnia (9%)
- Pruebas metalúrgicas (15%)
- Estimación de recursos (17%)
- Diseño y planificación de la mina (32%)

Sin embargo, como el diseño y planificación dependen de una buena estimación de los recursos y su error va vinculado al error en el modelo geológico, McCarthy estima que la estimación de recursos tiene un impacto real cercano al 66%.

Otros autores como Burmeister (1988), Knoll (1989) y Clow (1991), estudian causas de las desviaciones en la producción de distintas faenas, y siempre concluyen que la que más impacto tiene corresponde a la estimación de recursos.

Los autores Dominy, S.; Noppé, M. and Annels, A. (2004), hacen un minucioso estudio de las causas en los errores en la estimación de recursos, y su impacto en el negocio minero. Éste estima que un 10% de variación en la ley del modelo geológico puede traducirse hasta en un 20% a 40% de disminución en las utilidades, dependiendo del tipo de yacimiento.

2.7. Proyecto Hipógeno

Actualmente, la mina Spence se encuentra extrayendo el sector de óxidos y sulfuros supérgenos del yacimiento (los detalles de éste pueden leerse más adelante en el capítulo 4, “Caso Estudio”). Spence produce cátodos de cobre de alta pureza (99,999%) mediante procesos de lixiviación ácida de óxidos y lixiviación bacteriana para sulfuros de baja ley.

Además de continuar con el desarrollo del proyecto original, en Minera Spence se han dedicado a la búsqueda de nuevos recursos minerales que les permitan un mayor crecimiento y la extensión de la vida útil de la operación. Esta búsqueda los ha llevado a definir el “Proyecto Hipógeno”, que hoy se encuentra en etapa de pre-factibilidad. Este contempla la extracción y procesamiento de la mineralización hipógena que se encuentra ubicada inmediatamente bajo la zona de óxidos y sulfuros supérgenos. El principal mineral de esta zona corresponde a calcopirita, por lo cual la extracción ya no se realizará mediante lixiviación, sino mediante la puesta en marcha de una concentradora el año 2016.

Con este fin se han abocado a investigar el potencial del hipógeno en profundidad y su recuperación metalúrgica, agrgando valor a la compañía incrementando la producción y extendiendo la vida de la mina. En la primera etapa del proyecto, que contempló un período de aproximadamente dos años, se efectuaron las perforaciones de sondaje para obtener muestras de roca hasta profundidades de 600 y 700 metros. El año 2013 se planea realizar una nueva campaña de sondajes, ahora más densa, para lo cual es necesario implementar una densidad de malla adecuada, valor cuya búsqueda es el objetivo principal de este proyecto.

3. METODOLOGÍA

La metodología para cuantificar el impacto del modelo en el valor del negocio, consiste en comparar los resultados de estimaciones para modelos construidos a partir de distintas mallas de sondaje con un modelo “base”. A continuación se explica más detalladamente este proceso.

3.1. Modelo de referencia

Para poder cuantificar el error, es necesario comparar los distintos modelos con un modelo base o de referencia. El modelo está hecho con una grilla de 5x5x5 metros, y los sondajes están compositados a 6 metros. Las medidas de la grilla se deben a que de este modo se puede simplificar el posterior proceso de rebloqueo, que utiliza medidas de 10x10x15 metros. Los sondajes son a 6 metros, debido a que las muestras de aire reverso son a 2 y los drillholes a 3 metros, por lo cual el mínimo común múltiplo entre ambos corresponde a 6 metros.

El modelo es construido con Vulcan, a partir del modelamiento de sólidos con el software Leapfrog, para las variables tipo de mineral, litología y alteración. Es decir, este modelo tiene 3 juegos de sólidos asociados. Es importante recalcar que este modelo es una interpretación del geólogo, por lo cual se encuentra “suavizado”.

Para el caso de las variables numéricas, en este caso la ley de cobre total, se realizan simulaciones secuenciales gaussianas a partir de los datos originales de la ley de cobre. Estas simulaciones son validadas, preocupándose de mantener la media y la varianza de los datos originales para cada unidad geológica. Además, se debe validar para cada unidad geológica que se respete el variograma a partir del cual se realiza la simulación. Se realizan simulaciones y no estimaciones, para poder acercarse más a la variabilidad real de los datos (recordar que el kriging presenta suavizamiento de los datos). Se escogen 5 de estas simulaciones para el estudio. Es decir, el modelo de referencia tiene las siguientes variables principales:

- Tipo de Mineralización
- Litología
- Alteración
- Cut_1
- Cut_2
- Cut_3
- Cut_4
- Cut_5

A partir de estas variables y de las bases de datos correspondientes, se definen los otros parámetros del modelo, como densidad, calidad de roca, etc.

3.2. Mallas de Sondajes de Distinta Densidad

El paso siguiente consiste en definir grupos de mallas de sondaje de distinta densidad, sin información, para ser asignadas con la información del modelo de referencia, construido sólo para variables categóricas. Las densidades escogidas corresponden a 35 x 35, 50 x 50, 70 x 70, 100 x 100, 150 x 150 y 200 x 200 metros. Este ejercicio simula una campaña de sondajes tomada en terreno, pero hecho a través del computador, es decir, no presenta errores de muestreo ni de interpretación, lo cual es beneficioso ya que se busca evaluar exclusivamente el error en la incertidumbre a partir de la falta de información.

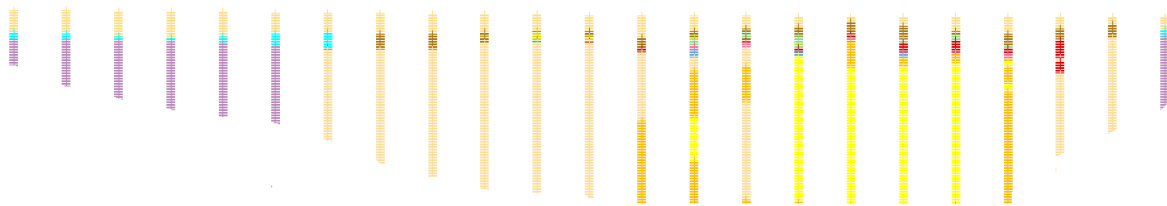


Figura 4: Ejemplo de sondajes "manchados" con modelo

Los sondajes son “manchados” con las variables tipo de mineralización, litología y alteración.

Como el proyecto pretende evaluar el impacto de la variabilidad para la zona hipógeno, la zona de óxidos y supérgenos será modelada adicionalmente con los sondajes originales de la mina, para evitar que tenga demasiada variabilidad con respecto al original.

3.3. Construcción de Modelos

A continuación se construyen los juegos de sólidos para cada malla, y a partir de éstos se construyen los modelos de bloques respectivos. Es decir, se tienen en principio 6 modelos de bloques con una distribución de variables categóricas relativamente distinta, dependiendo de la densidad de malla.

Luego, a partir de cada uno de estos modelos se crean 5, uno para cada simulación de cobre total. Es decir, se tienen 30 modelos dados por la combinación de la siguiente matriz:

	Simulación 1	...	Simulación 5
Malla 25 x 25	Modelo 25 1	...	Modelo 25 5
.	.		.
.	.		.
.	.		.
Malla 200 x 200	Modelo 200 1	...	Modelo 200 5

Tabla 3: Generación de modelos a partir de distintas mallas y simulaciones

Los modelos son creados utilizando kriging ordinario para la estimación de cobre. Los parámetros utilizados para la estimación son los mismos en cada caso.

3.4. Plan Minero Referencia

Se construye un plan minero optimizado con el programa Blasor, para cada modelo de referencia. Para construir el plan, se toman en cuenta los stock piles actuales de la mina, los parámetros, restricciones y diseño del proyecto hipógeno que actualmente se tiene en consideración.

3.5. Cuantificación del error

Con los modelos ya construidos, se cuantifica el error del cobre fino total para cada uno de los 30 modelos, comparados con el modelo de referencia correspondiente. Esto se hace con el fin de validar los modelos, y ver si el comportamiento del error en función de las mallas, es similar para las distintas simulaciones. La fórmula utilizada para el cálculo del error es la siguiente:

$$Error X,Y (\%) = \frac{Cu\ fino\ modelo\ malla\ Y,\ sim\ X - Cu\ fino\ modelo\ ref,\ sim\ X}{Cu\ fino\ total\ modelo\ ref,\ sim\ X} * 100$$

Este error se calcula en función de los periodos del modelo de referencia.

3.6. Planes Mineros de Modelos

A partir de este momento se deja de trabajar con los 30 modelos, escogiéndose sólo una simulación y sus mallas asociadas. Se construye entonces un plan optimizado para la línea de simulación escogida de la tabla 3. A continuación, se evalúa este plan en el modelo de referencia, y la diferencia entre estos resultados será el error en el que se incurre debido a la incertidumbre. Con esto, se puede ver cuánto influyen los cambios en la densidad de malla en la planificación minera. Este cálculo se realiza por periodos.

$$Error (\%) = \frac{Cu\ fino\ plan - Cu\ fino\ plan\ evaluado\ en\ modelo\ ref}{Cu\ fino\ plan\ evaluado\ en\ modelo\ ref} * 100$$

Si bien el proyecto está enfocado en el sector hipógeno, para efectos de construir los planes, se incluirán las restricciones geometalúrgicas de solubilidad y calidad, ya que los primeros años aun se tiene material a lixiviar. Además, la concentradora no sólo recibe sulfuros de hipógeno, sino que también sulfuros supérgenos, sujetos a restricción de calidad. Sin embargo, para cuantificar el error se tomarán los errores a partir del periodo 6, cuando la concentradora entra en régimen, teniendo siempre en cuenta que hasta el año 13 aun se lixivía material pero en mucha menos proporción.

3.7. Evaluación Económica del Proyecto

De la misma manera que en la planificación, los resultados de los planes optimizados para cada modelo se evalúan en el flujo de caja. Se evalúan también los resultados de los planes evaluados con el modelo de referencia, con el fin de cuantificar el error que se tiene a partir de la incertidumbre.

El indicador que se utiliza para comparar las distintas mallas en este caso será el VAN, y para el cálculo de error se utilizará flujo de caja (libre de la tasa). Esto debido a que, como el error es relativo y el VAN disminuye su magnitud en función del tiempo (ver definición VAN), los errores relativos aumentan mucho su magnitud si se trabaja con este indicador. El error se calcula entonces por periodo de la siguiente manera:

$$\text{Error (\%)} = \frac{\text{Flujo de Caja plan} - \text{Flujo de caja plan ev. en modelo ref.}}{\text{Flujo de Caja plan evaluado en modelo de ref.}} * 100$$

Se debe tener en cuenta que cada malla tendrá una diferencia importante en el ítem de inversiones relacionadas a exploraciones. Se utiliza el valor de sondaje en [US\$/m] entregado por Spence, el cual incluye perforación, laboratorio y horas de trabajo, entre otros gastos.

3.8. Comparación

Se comparan los errores en el modelo geológico con los errores en la evaluación económica, pudiendo establecer una relación entre estos.



Figura 5: Resumen de metodología

4. CASO ESTUDIO

Para construir el modelo de referencia, se utilizaron los sondajes de exploraciones de la mina Spence, la cual corresponde a la faena más reciente de BHP Billiton en Chile, comenzando sus operaciones el año 2006. La mina está ubicada a unos 50 km. al suroeste de Calama en la Región de Antofagasta, Chile. Corresponde a un depósito de tipo pórfido cuprífero. Actualmente se encuentra siendo explotada por método rajo abierto, extrayendo la zona de óxidos y sulfuros supérgenos. El movimiento mina es aprox. de 220.000 toneladas/día, y la capacidad de chancado es de aprox. 56.000 toneladas/día.

4.1. Geología

A continuación se muestra un breve resumen de la geología del yacimiento, determinado por alteración, litología y tipo de mineralización (Gerencia de recursos y Modelamientos Pampa Norte, 2011).

4.1.1. Litología

- Roca de Caja (Wall Rock): Agrupa las unidades IND (Unidad Volcano - Sedimentaria Indeterminada) y SED (Rocas Sedimentarias).
- Pórfido Cuarzo Feldespático 1 (QFP1): La unidad se compone de rocas de tonalidades claras, textura porfídica con fenocristales relativamente equigranulares con tamaños del orden de 2 mm, inmersos en una masa fundamental microcristalina. Esta unidad se presenta a lo largo de todo el yacimiento, pero con menos abundancia en el dominio 3 (ver Figura 7). QFP1 se interpretó intruyendo a las unidades IND y SED con forma de cuerpos ascendentes, subverticales y elongados de tendencia NNE.
- Pórfido Cuarzo Feldespático 2 (QFP2): La unidad se compone de rocas de tonalidades claras, textura porfídica con fenocristales relativamente equigranulares con tamaños del orden de 2 mm, inmersos en una masa fundamental microcristalina. Esta unidad se interpretó intruyendo las unidades IND, SED y QFP1 en forma de “stocks”. El carácter intrusivo, continuidad lateral y longitudinal en la malla de sondajes, sugieren esta idea. Se distribuye mayoritariamente en dominios 1 y 2, como se observa en la Figura 7. Figura 6: Cota 1170, litología.

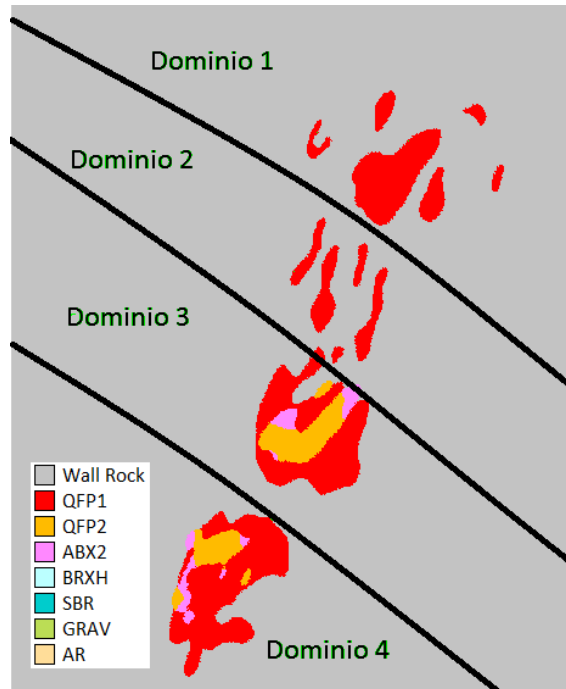


Figura 6: Cota 1170, litología.

- Brecha Ígnea 2 (ABX2): Brecha ígnea asociada a QFP2, matriz con características texturales similares a QFP2.
- Brecha Hidrotermal (BRXH): Corresponde a brechas de origen hidrotermal, cuya matriz está compuesta de turmalina y/o sulfuros como pirita, calcopirita, calcosina, covelina y ocasionalmente molibdenita. Esta unidad se asocia a debilidades estructurales.
- Brecha Sedimentaria (SBR): Brecha de origen sedimentario que incluye fragmentos alterados y previamente lixiviados de las unidades litológicas del yacimiento. Contiene abundantes óxidos de Fe, principalmente hematita. Se distribuye de manera subhorizontal principalmente en el margen oriental del depósito.
- Gravas (GRAV): Fragmentos que varían entre 0,2 hasta 20 cm, inmersos en una matriz de arena y limo. Se distribuyen de manera subhorizontal sobre todo el yacimiento.
- Nivel de Arcillas (AR): Depósitos sedimentarios color pardo claro, buena clasificación textural y granulometría tamaño limo. Se ubica un nivel intercalado en la unidad GRAV.

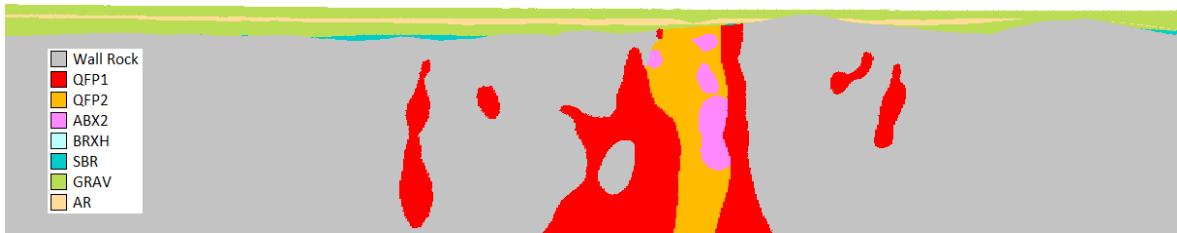


Figura 7: Perfil Este 474540, Litología

4.1.2. Alteración

- Potásica Biotítica (KB): Zona de alteración caracterizada por presencia mayoritaria de biotita secundaria
- Potásica Feldespática (KF): Zona de alteración caracterizada por la presencia mayoritaria de feldespato potásico secundario.
- Clorítica Transicional (CL): Zona de alteración caracterizada por la presencia dominante de clorita. Corresponde a la transición de la zona fílica y/o argílica a la potásica, o a la transición de la zona fílica y/o argílica a la propilítica en los bordes del modelo.
- Fílica (F): Zona con predominio de sericita y cuarzo secundario. Corresponde a una zona de origen hidrotermal y supérgeno que se impone a la alteración potásica y propilítica.
- Propilítica (P): Zona definida por la presencia de epidota, además de siderita y/o clorita.
- Argílica (A): Zona de alteración supérgena caracterizada por la presencia mayoritaria de arcillas.



Figura 8: Perfil Este 474540, Alteración

4.1.3. Mineralización

La distribución de la mineralización de cobre es el resultado de sucesivos procesos de lixiviación – oxidación que se desarrolla sobre mineralización primaria hipógena de sulfuros de fierro y/o cobre, dando origen a zonas de enriquecimiento supérgeno.

La movilización supérgena de cobre y posterior depositación provoca cuerpos mantiformes subhorizontales: zona lixiviada, óxidos de cobre, sulfuros supérgenos e hipógeno.

- Lixiviado (LIX): Zona sin mineralización visible de cobre, con óxidos de fierro y cobre menor a 0.1 %.
- Óxidos Café (OXC): Se caracteriza por la presencia de óxidos de fierro y cobre, con ley de cobre mayor a 0.1%.
- Óxidos (OXI): Se tiene un grupo de óxidos verdes y/o azules con presencia de atacamita, brochantita y crisocola, y otro grupo donde coexisten los anteriores con sulfuros de cobre.
- Gravas Mineralizadas Exóticas (EXGRAV): Corresponde a óxidos de cobre depositados en gravas por migración lateral de soluciones. Se ubican sobre el techo de roca.
- Sulfuros Supérgenos (SUCC): Zona caracterizada por la presencia mayoritaria de calcosina.
- Sulfuros Supérgenos (SUCV): Zona con presencia de calcosina y covelina.
- Sulfuros Transicionales (STCP): Caracterizada por presencia de calcopirita y menos calcosina y covelina
- Hipógeno Calcopirítico de Alta Ley (HYP1A): Corresponde al centro del cuerpo hipógeno, con alta concentración de calcopirita.
- Hipógeno Calcopirítico de Baja Ley (HYP1B): Rodea al HYP1A, con menor concentración de calcopirita que éste.
- Hipógeno Pirítico (HYP2): Definido por la presencia mayoritaria de pirita, pudiendo contener trazas de calcosina, covelina y/o calcopirita.

- No Mineralizado Meteorizado (NMW): Roca meteorizada sin evidencias de lixiviación de sulfuros.
- No Mineralizado Fresco (NMF): Roca sin evidencias de meteorización, sin mineralización de pirita.



Figura 9: Perfil Este 474540, Mineralización

4.2. Recursos y Reservas

Actualmente en Spence, el esquema adoptado para la clasificación de recursos es una combinación del espaciamiento de la malla de sondajes, parámetros de kriging (pasadas) asociados al grado de confianza, conocimiento de la geología del depósito y consideraciones de la calidad de los datos. Estos factores se traducen en un juego de polígonos 3D, que definen los recursos medidos, indicados, inferidos y potenciales. Estos polígonos se han definido de tal manera de que se pueda esperar que la desviación de la producción real anual de fino ocurra dentro de los límites establecidos (ver Tabla 1).

Los criterios de espaciamiento de malla y pasadas de kriging son los siguientes:

Tipo de Recurso	Espaciamiento Malla [m]
Oxido Medido	50
Sulfuro Medido	70
Indicados Oxido o Sulfuro	Menor o igual a 100
Inferidos Oxido o Sulfuro	Mayor a 100

Figura 10: Definición de recursos para zona supérgena

Para el caso de recursos hipógenos, se habla de zona indicada aquella donde existe una malla de sondajes de 100 metros dentro de las pasadas 1 y 2, zona inferida aquella que presenta malla de perforación de 200 metros, y zona potencial para el dominio inferior del depósito, hasta 50 metros bajo la última muestra analizada de los sondajes. La malla que defina recursos medidos, es la que se pretende definir con este trabajo.

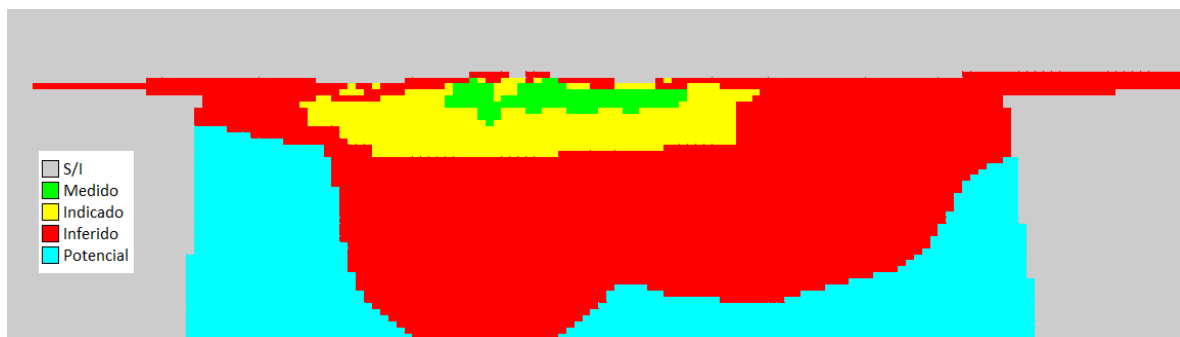


Figura 11: Perfil Norte 7481400, Categorización

4.3. **Procesos Mina**

La mina cuenta con 5 posibles destinos para los bloques extraídos, además de los correspondientes stockpiles:

4.3.1. Planta Óxidos

Recibe principalmente minerales tipo óxidos, los cuales son triturados y aglomerados con ácido sulfúrico.

4.3.2. Planta Sulfuros

Recibe minerales principalmente tipo sulfuros supérgenos, y se extraen a través de lixiviación bacteriana.

4.3.3. ROM

Recibe óxidos y sulfuros de baja ley (entre 0.1% y 0.3%), además de material de la zona lixiviada cuya ley de cobre sea mayor a 0.1%. La diferencia con respecto a los destinos anteriores es que este material no es chancado, ya que su baja ley no permite pagar estos costos.

4.3.4. Concentradora

Recibe material de tipo hipógeno, sulfuros transicionales y sulfuros supérgenos, tratando el cobre mediante el proceso de flotación. Este destino será puesto en marcha a partir del año 4 (año 2016).

4.3.5. Botadero

Todo material que no sea económicamente extraíble es llevado a botadero para su descarte.

4.4. Campañas

Se tienen campañas de procesamiento de mineral para óxidos y sulfuros. Éstas son definidas en el área de metalurgia, y dependen del espacio disponible para depositar el material de cada tipo, lo cual está en función del tiempo de procesamiento de las pilas. Las campañas utilizadas son las siguientes:

Periodo	Óxidos [ton]	Sulfuros [ton]
1	5.550.000	16.107.881
2	4.920.000	17.086.138
3	6.659.444	15.533.981
4	5.640.556	16.752.937
5	4.920.000	17.412.309
6	4.920.000	17.412.309
7	6.049.864	16.282.445
8	6.250.136	16.143.357
9	4.920.000	17.412.309
10	4.920.000	17.412.309
11	5.440.283	16.892.025
12	6.859.717	15.533.777
13	4.920.000	17.412.309

Tabla 4: Campañas anuales de óxidos y sulfuros

Cabe destacar que, para llevar a cabo la planificación en Blasor, se forzaron sólo los 4 primeros años de campaña, es decir, se le impuso que cumpliera exactamente estos tonelajes. Para años posteriores esta restricción se relajó, poniendo solamente la restricción como un máximo. Esto se debe a que a partir del periodo 4 ya entra en juego la concentradora, la cual tiene prioridad en términos de restricciones por no poder variar demasiado el tonelaje ni la ley de la alimentación.

Posterior al año 13 ya se acaban las campañas y se trabaja exclusivamente con concentradora.

4.5. Restricciones Geometalúrgicas

A continuación se muestran las restricciones que se deben incorporar a la hora de la planificación. Éstas tienen que ver principalmente con una recuperación adecuada para los tipos de mineralogía que se tienen en Spence.

Mezcla Óxido - Mixto / Sulfuro a Planta Óxido	Restricción
CuT (%)	$x < 1.7\%$
Solubilidad (CuS/CuT)	$40\% < x$
Calidad Física (Mala, Regular, Bueno)	$25\% < x < 50\%$ Malo
Carbonato (%)	$x < 1.2\%$
Calcopirita (%)	$x < 1.5\%$
Mezcla Óxido - Mixto / Sulfuro a Planta Sulfuro	Restricción
CuT (%)	$x < 1.5\%$
Solubilidad (CuS/CuT)	$x < 20\%$
Calidad Física (Mala, Regular, Bueno)	$25\% < x < 30\%$ Malo
Carbonato (%)	$x < 0.8\%$
Calcopirita (%)	$x < 20\%$
Mezcla ROM	Restricción
Capacidad de Pad (Kt)	67,500
CuT (%)	$0.1\% < x < 0.3\%$
Calcopirita (%)	$x < 50\%$

Tabla 5: Restricciones Geometalúrgicas

4.6. Restricciones Equipos Mina

Para construir los planes, se consideró la siguiente configuración de equipos:

	N° Equipos	Capacidad [tph]	Disponibilidad [%]	Utilización [%]
Pala (Estéril)	3	4100	83.2	85
Pala (Mineral)	1	3300	83.2	85
Cargador	5	1550	79.8	67

Tabla 6: Restricciones Equipos Mina

4.7. Restricciones Concentradora

La concentradora debe mantener una alimentación y ley relativamente constante para su funcionamiento adecuado, por lo cual debe cumplir las restricciones de tiempo de residencia y tonelaje máximo de alimentación. El tiempo de residencia se calcula en función del parámetro “tph”, el cual dependerá de la dureza de la roca, siendo menor para los periodos con mayor alimentación de sulfuros supérgenos y mayor para los periodos con mayor alimentación de material hipógeno.

Periodo	Tiempo Residencia [h]	Tonelaje Máximo Alimentación [ton]
4	6,033.60	4,363,408.30
5	8,103.00	34,339,885.17
6	8,146.80	37,518,458.04
7	8,234.40	39,727,686.24
8<	8,322.00	40,150,321.20

Tabla 7: Restricciones Concentradora

4.8. Parámetros Económicos

Se utilizaron los parámetros económicos entregados por la empresa, los cuales corresponden a precios de cobre y molibdeno, y costos de todos los procesos. Estos datos son confidenciales, por lo cual no pueden ser expuestos en este trabajo. Sin embargo, se debe recordar que estos parámetros permanecen constantes para todas las evaluaciones, por lo cual su valor no debería afectar significativamente los resultados del trabajo.

4.9. **Períodos**

Para la evaluación se utilizó una tasa de un 8% de descuento. Esto quiere decir que, para cada año, el valor de los flujos se ponderará por el factor F:

$$F = \frac{1}{(1 - 0.08)^i}$$

Donde i corresponde al periodo correspondiente a la evaluación.

Debido al tiempo que implica construir planes que cumplan todas las restricciones para un largo número de años, se ha decidido construirlos hasta un año en que el impacto en el valor del proyecto ya no sea significativo. Para $i = 60$, $F = 0,6\%$, es decir, las variaciones a partir del año 60 se hacen inferiores a un 0,6% del valor de los flujos, por lo cual se ha considerado que construir planes hasta este período es suficiente para los fines de este proyecto.

5. ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1. Comparación Variables Categóricas

A continuación se muestra una comparación de la distribución de las variables categóricas para el modelo de referencia y posteriormente para las distintas mallas. Se evaluaron modelos de aproximadamente 404.000 bloques.

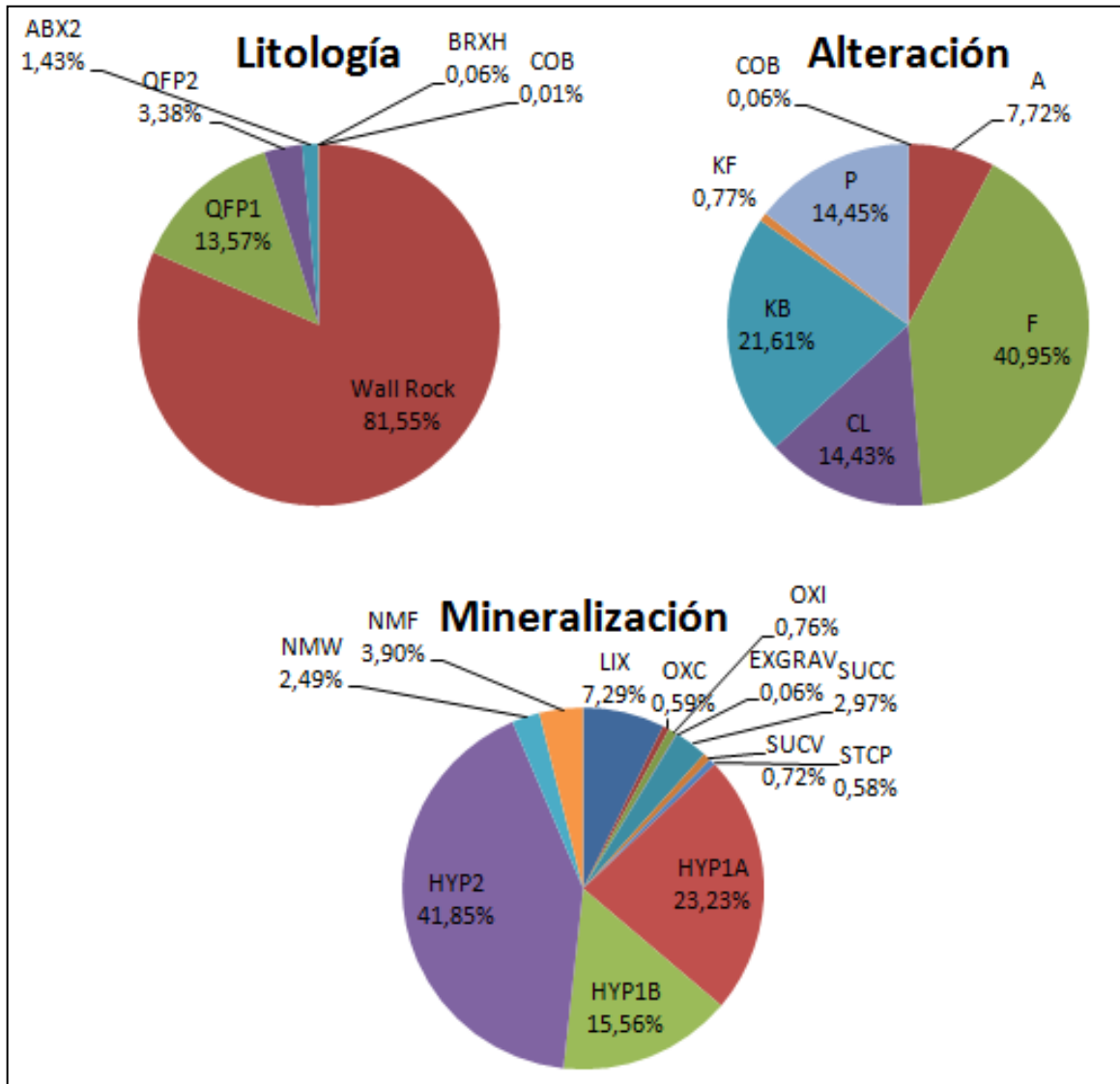


Figura 12: Distribución de Variables Categóricas para Modelo de Referencia

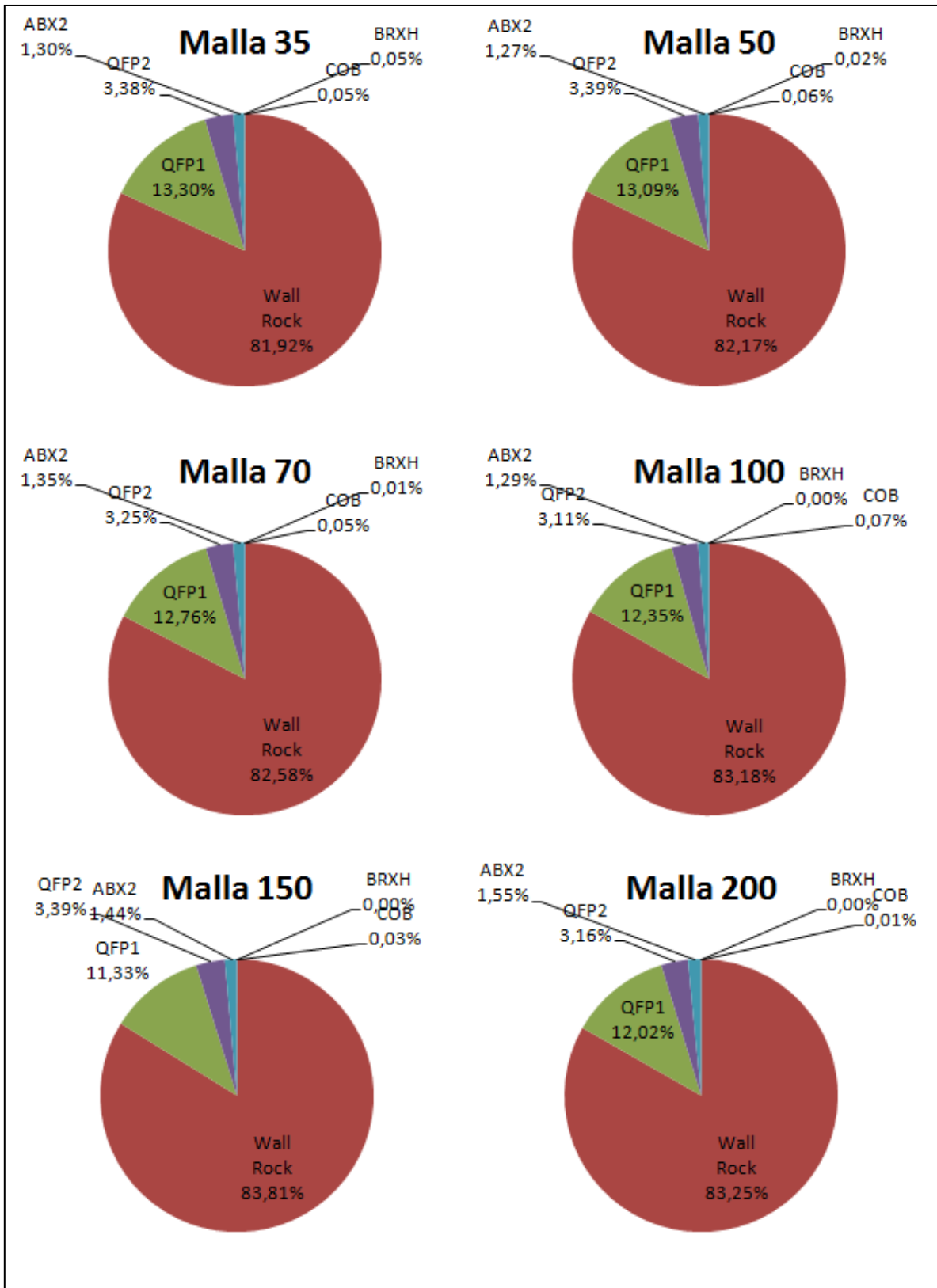


Figura 13: Distribución de Variables Categóricas para Litología

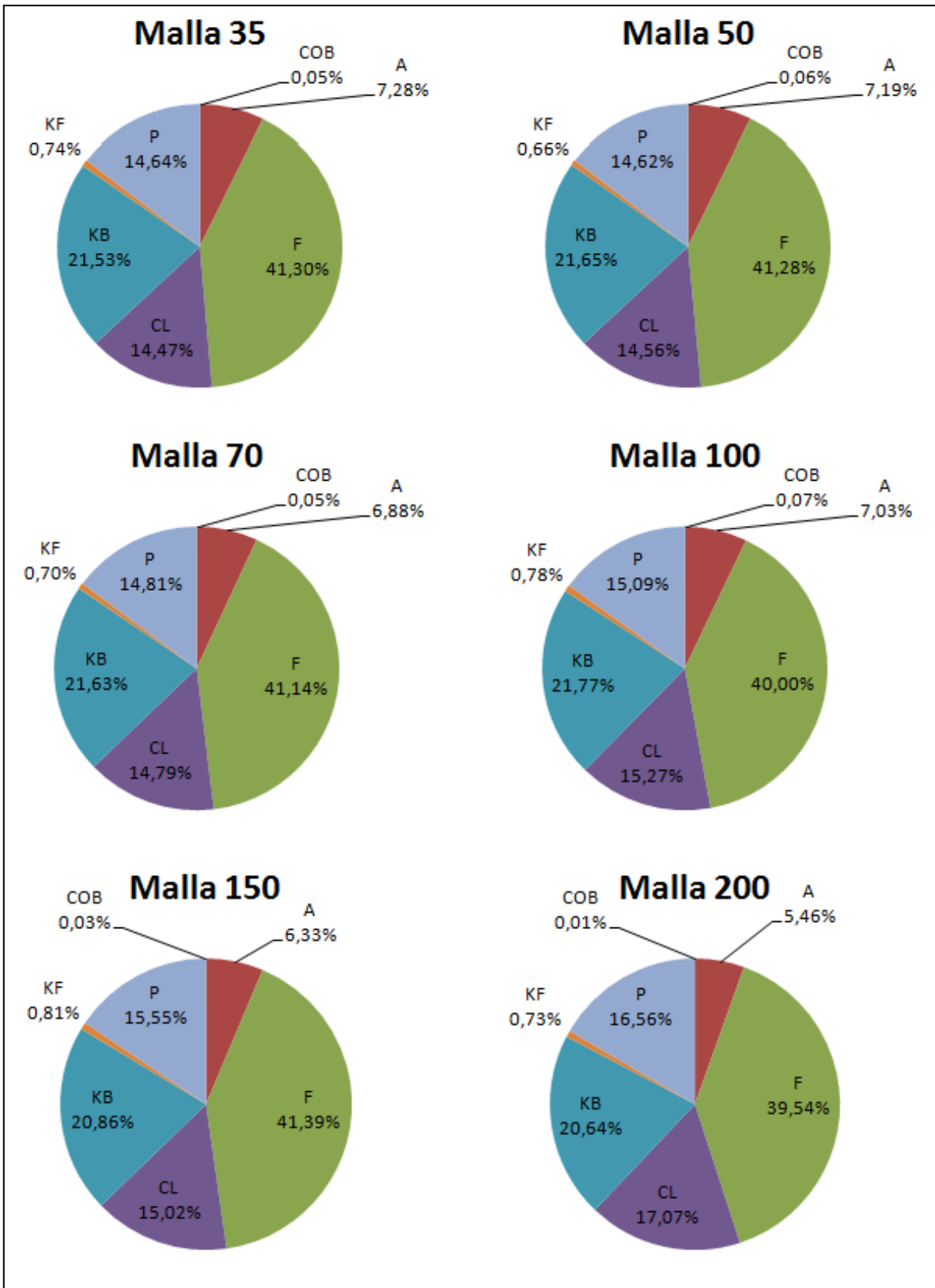


Figura 14: Distribución de Variables Categóricas para Alteración

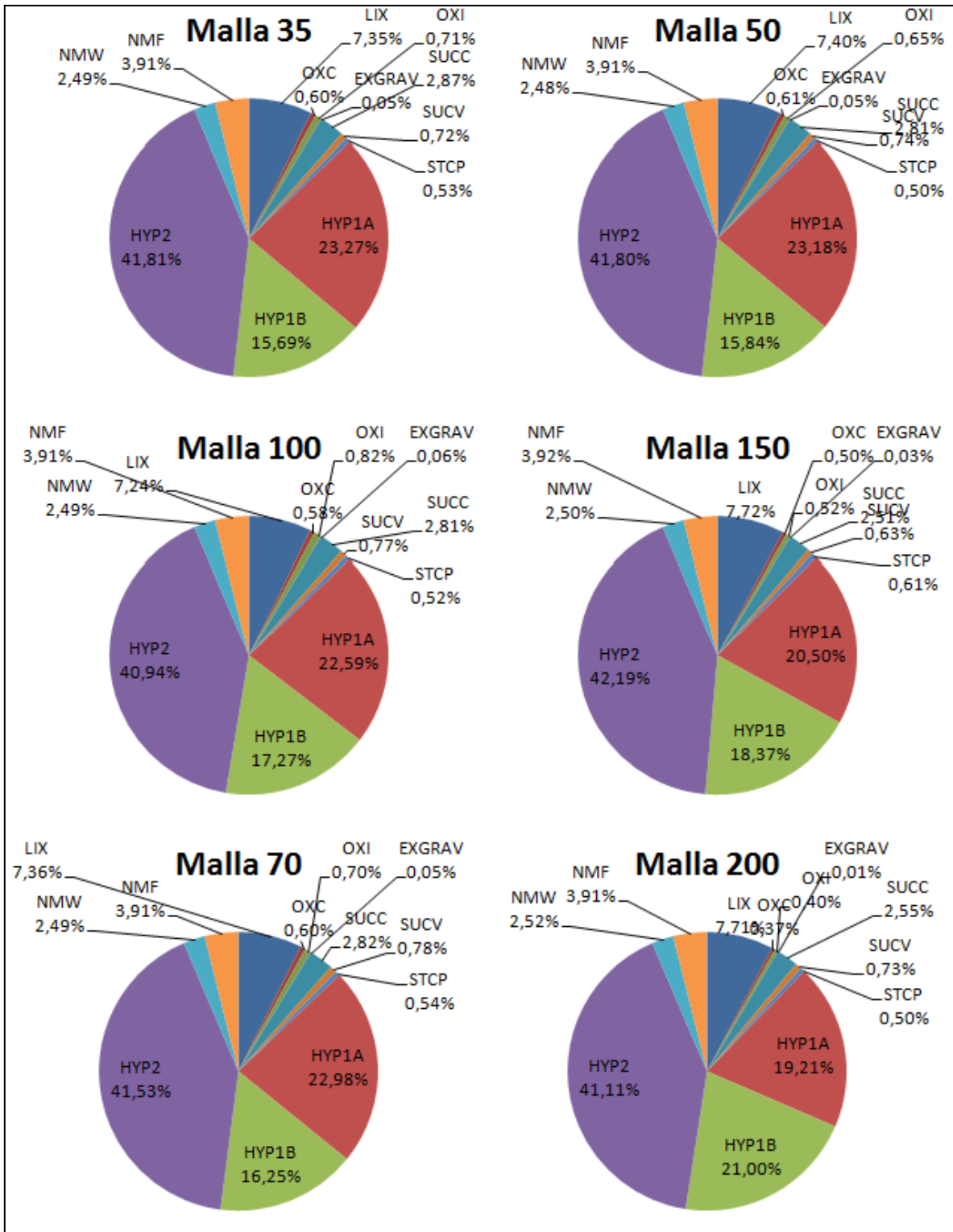


Figura 15: de Variables Categóricas para Mineralización

Los datos anteriores corresponden a todos los bloques que se encuentran dentro del pit final. Para litología, la variable COB (cobertura) agrupa los tipos brecha sedimentaria, gravas y arcillas.

Se observa que para litología, a partir de la malla 70, prácticamente ya se pierde la estructura BRXH (brecha hidrotermal), ya que los sondajes no la alcanzan a interceptar lo suficiente esta estructura (ver Figura 11). Figura 16: Perfil Este 474920, litología De hecho, para malla 100 en adelante ya no se tiene ningún bloque de esta litología.

Para la mineralización, se observa que los principales cuerpos que contienen mineralización (como óxidos, supérgeno e hipógeno) tienden a disminuir su número a medida que disminuye la densidad de malla (esto es más notorio en el cuerpo HYP1A, hipógeno calcopirítico). Esto es consecuencia del criterio conservador del modelador, el cual, ante la falta de mayor información, tiende a achicar los cuerpos de altas leyes antes de sobreestimarlos. Además, el cuerpo HYP1A tiene algunas zonas en el cual no es un cuerpo uniforme, sino que consta de cuerpos más pequeños, los cuales se pierden al disminuir la densidad de malla, como pasaba con BRXH en la litología (ver Figuras 11 y 12). La disminución de HYP1A a medida que aumenta la malla, se ve compensada con un aumento de bloques de HYP1B.

También se observa el mismo efecto que para BRXH en litología, el cuerpo más pequeño de mineralización, EXGRAV, a partir de la malla 150 disminuye su volumen, casi perdiéndose en la malla 200.

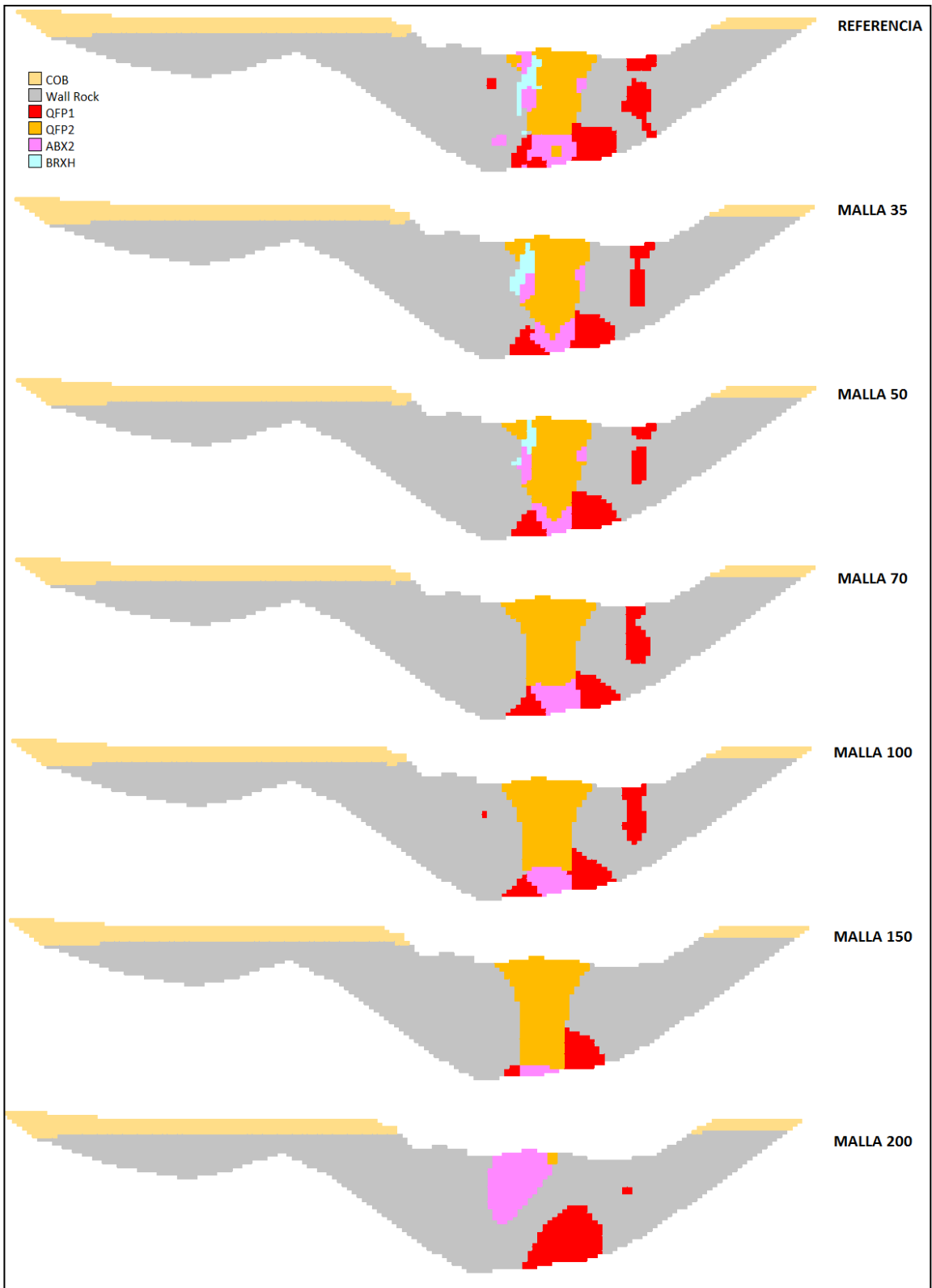


Figura 16: Perfil Este 474920, litología, referencia y distintas mallas (en orden creciente de mallas de arriba hacia abajo)

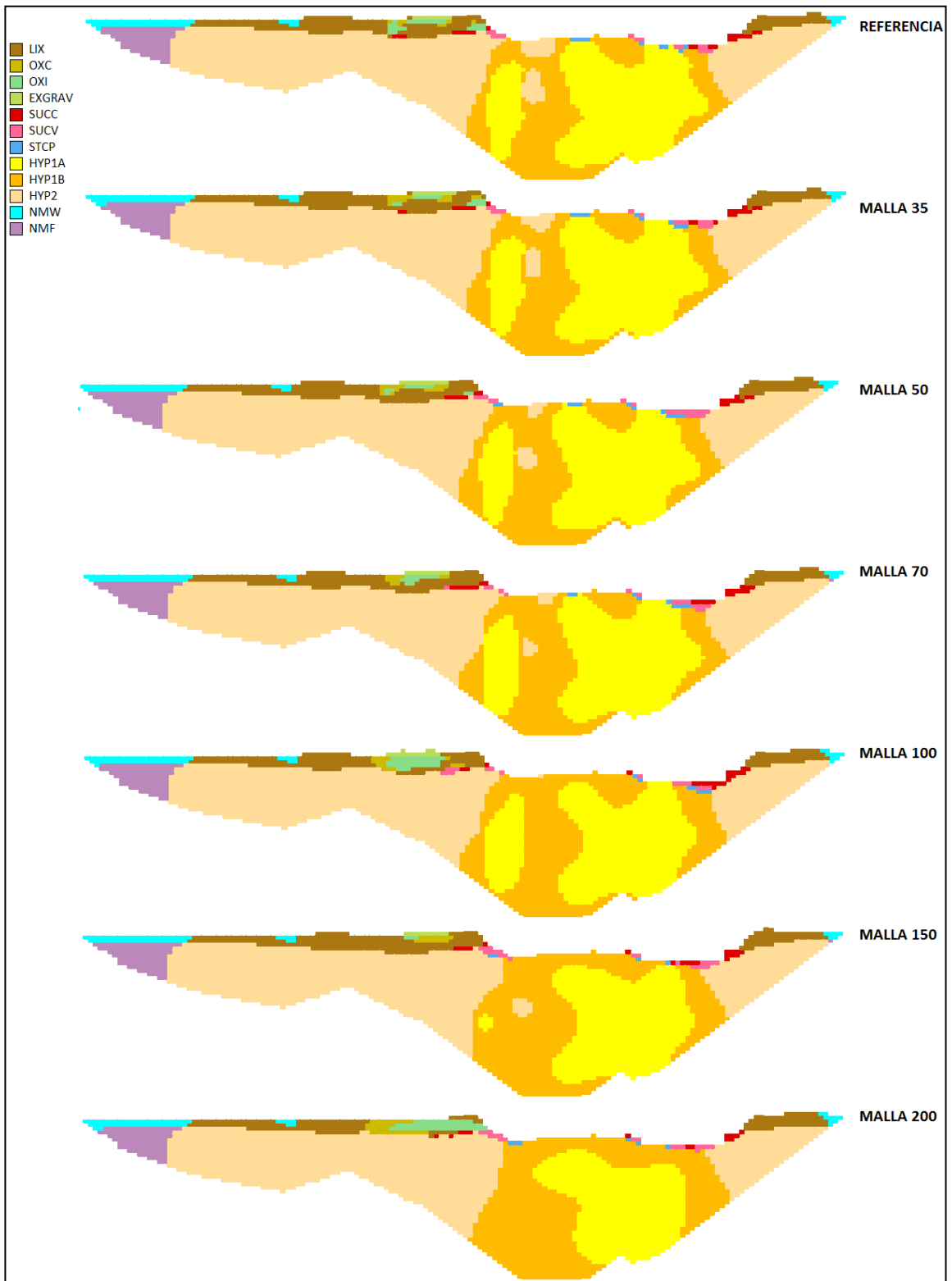


Figura 17: Perfil Este 474080, mineralización, referencia y distintas mallas (en orden creciente de mallas de arriba hacia abajo)

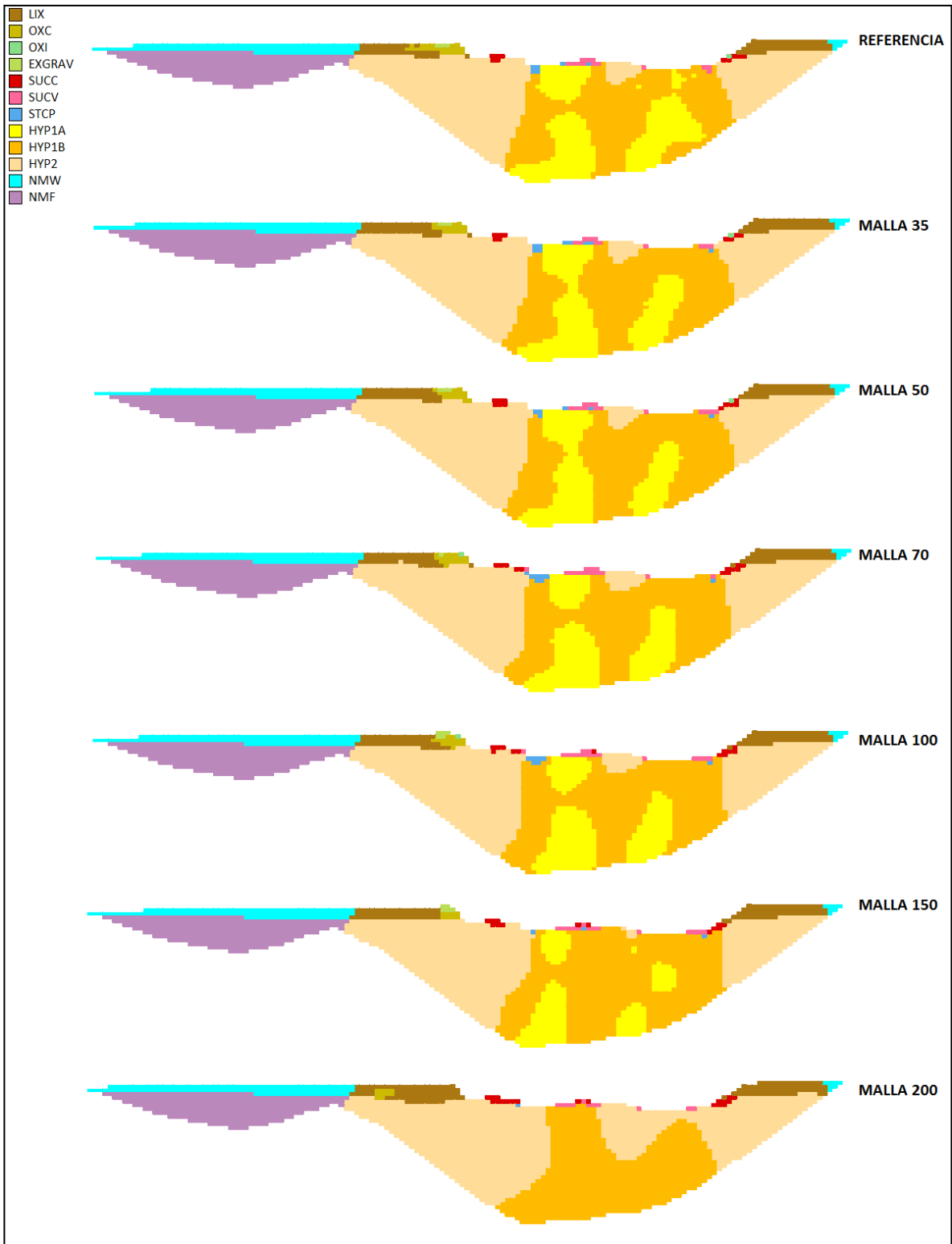


Figura 18: Perfil Este 473920, mineralización, referencia y distintas mallas (en orden creciente de mallas arriba hacia abajo)

5.2. Comparación Variables Continuas

Se realizaron 45 simulaciones de ley de cobre total (CuT) para el modelo de referencia. A continuación se comparan las medias y varianzas de leyes de cobre por unidad geológica (UG). Se consideran sólo las UG de hipógeno para la validación (ver detalle en anexos).

Se escogen 5 simulaciones de media y varianza más representativas del cuerpo hipógeno. Para esto, se obtuvo la media y varianza para cada cuerpo (HYP1A, HYP1B e HYP2), para cada simulación (ver Tablas 17, 18 y 19). Posteriormente, se hace un histograma y se excluyen los 10 casos con media y varianzas más lejanas a las originales; se escogen entonces 5 simulaciones cuyas 3 UG tengan media y varianza dentro de los rangos parecidos al modelo de referencia. En este caso se escogen las simulaciones #10, #19, #28, #34 y #41, y se construyen los 35 modelos necesarios para llevar a cabo el estudio.

Para validar estos modelos, se consideró además que se respetara la variografía (ver detalle en anexos, desde Figura 34 a 48).

5.3. Errores en Modelos

A continuación se muestran los errores percentil 90 por periodos (es decir, el 90% de los periodos se encuentra bajo ese error) para cada modelo, de manera anual y cuatrimestral. Los periodos son considerados a partir del número 6 (cuando la concentradora entra en régimen), y el material evaluado corresponde exclusivamente a material que va a este proceso (sulfuros supérgenos, rom transicional y material hipógeno).

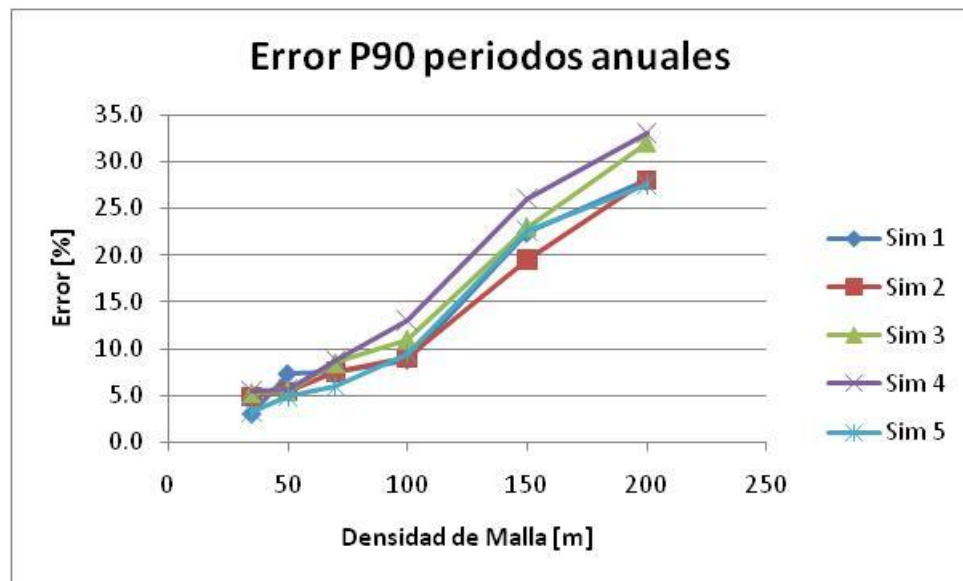


Figura 19: Error P90 para periodos anuales

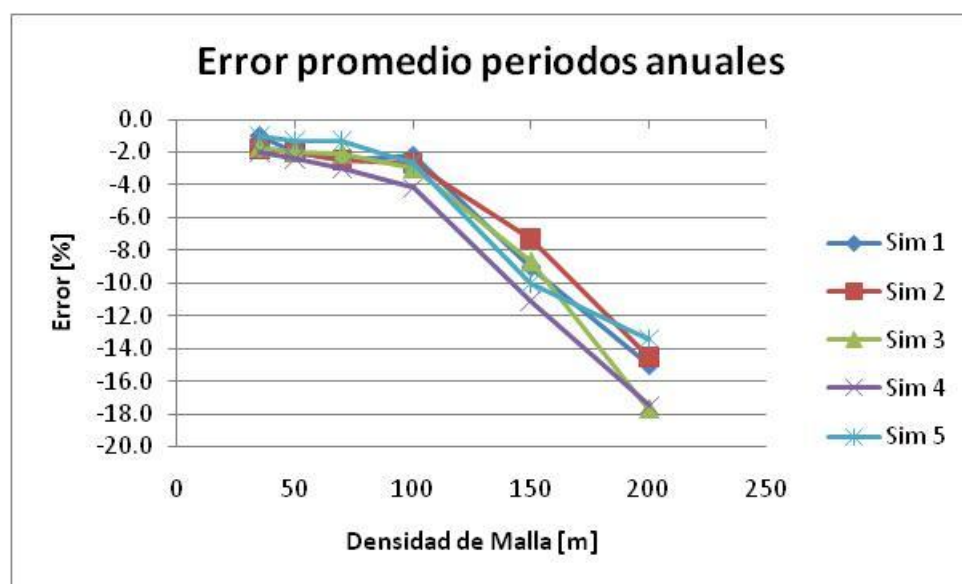


Figura 20: Error promedio para periodos anuales

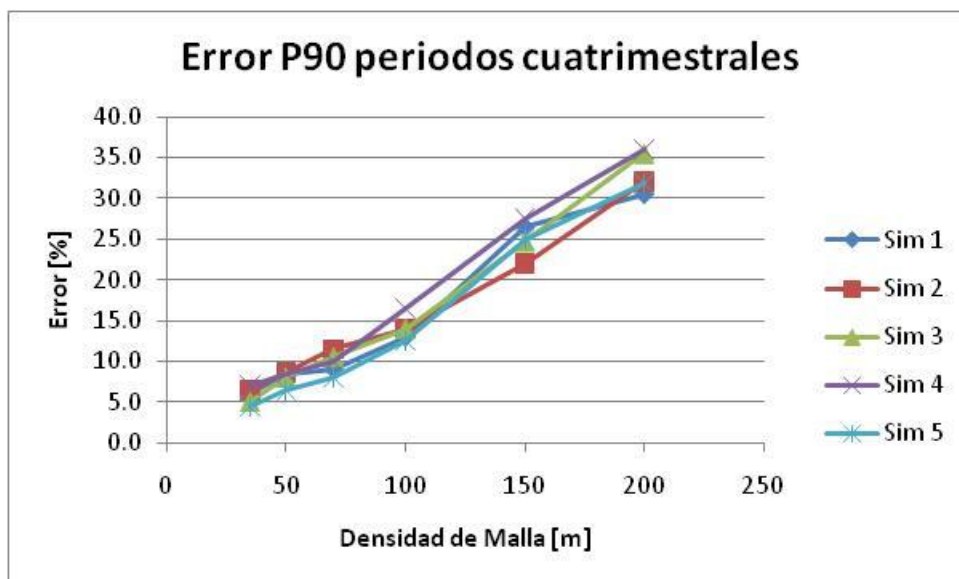


Figura 21: Error P90 para periodos cuatrimestrales

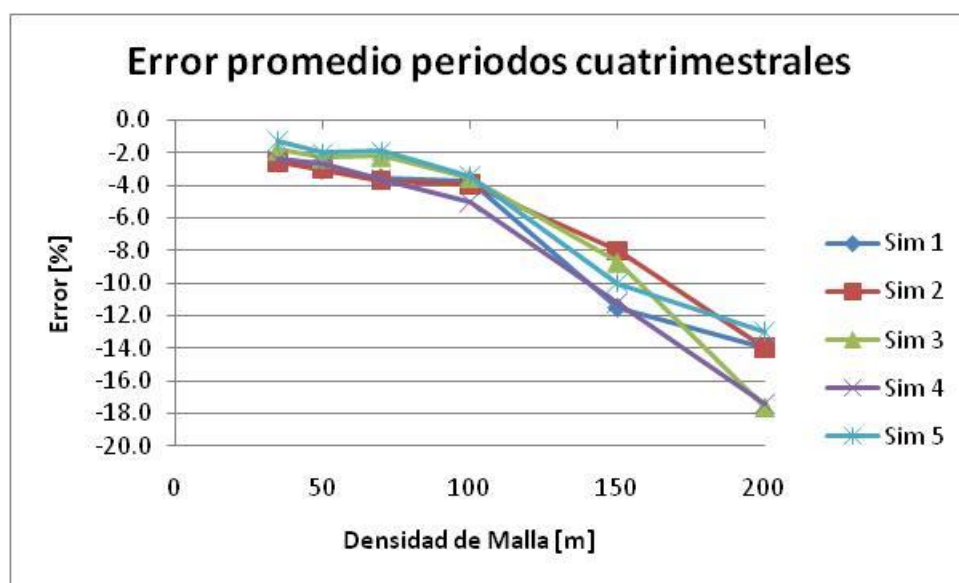


Figura 22: Error promedio para periodos cuatrimestrales

Densidad de Malla	Media Promedio P90 [%]		Varianza Promedio [%]	
	ANUAL	CUATRIMESTRAL	ANUAL	CUATRIMESTRAL
35	4.36	5.80	1.25	1.08
50	5.72	8.02	0.68	0.78
70	7.64	9.80	1.15	1.83
100	10.34	14.02	2.83	2.30
150	22.66	25.14	4.11	4.37
200	30.04	33.16	5.18	5.95

Tabla 8: Media y Varianza promedio del error P90 para las simulaciones

Densidad de Malla	Media [%]		Varianza [%]	
	ANUAL	CUATRIMESTRAL	ANUAL	CUATRIMESTRAL
35	-1.5	-2.08	0.22	0.28
50	-1.94	-2.6	0.16	0.20
70	-2.28	-2.98	0.40	0.74
100	-2.96	-3.9	0.56	0.42
150	-9.22	-9.88	2.04	2.33
200	-15.62	-15.2	3.61	4.58

Tabla 9: Promedio y varianza del error promedio para los modelos

Los periodos cuatrimestrales se construyeron dividiendo cada periodo en tres sub-periodos de igual tonelaje. Se observa que la media del error aumenta para periodos cuatrimestrales, lo cual tiene sentido, ya que cuanto más grande es el tamaño muestral, mayor es la precisión y la variabilidad explicada por el azar disminuye. A pesar de esto, para la malla 100 y la malla 35, la variabilidad es levemente menor en para periodos cuatrimestrales, lo cual puede ocurrir debido a que 5 simulaciones podría no ser suficiente para cumplir el principio anterior.

A partir de la malla 100 hacia abajo, se cumple la definición de recurso indicado (ver Tabla 1Tabla 1: Resultados Esperados para la Definición de Recursos en Spence). Sin embargo, se observa que la malla podría hacerse incluso aún menos densa, por ejemplo, 120 y lo seguiría cumpliendo, como se observa en la Figura 23.

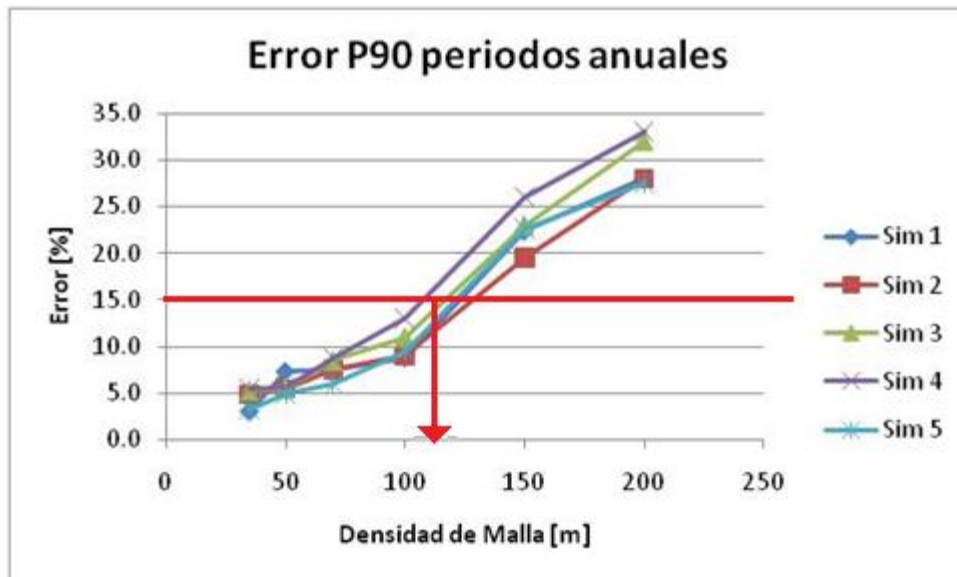


Figura 23: Análisis Error P90 para periodos anuales

Para recursos medidos, la malla 100 cumple esta definición para el valor medio de los casos, sin embargo está muy en el límite, y al ver los casos individuales, no cumple en la totalidad de los casos, siendo a partir de la malla 70 que se cumple esta definición para todas las simulaciones.

Los errores muestran que a medida que disminuye la densidad de malla, aumenta el error. Los gráficos de error promedio señalan que éstos son negativos, es decir, globalmente en los periodos se tiende a sub – estimar la cantidad de recursos (ver capítulo 3.5 “cuantificación del error”). Esto tiene coherencia con el criterio conservador que se utiliza para modelar, en el cual ante la falta de información se tiende a pensar más pesimista que optimistamente.

Se observa un cambio de pendiente para todos los casos a partir de la malla 100. Al graficar el promedio del error percentil 90 y calcular la línea de tendencia para los intervalos 35 – 100 y 100 – 200, se observa que la pendiente del segundo tramo es aproximadamente el doble (ver Figuras 18 y 19).

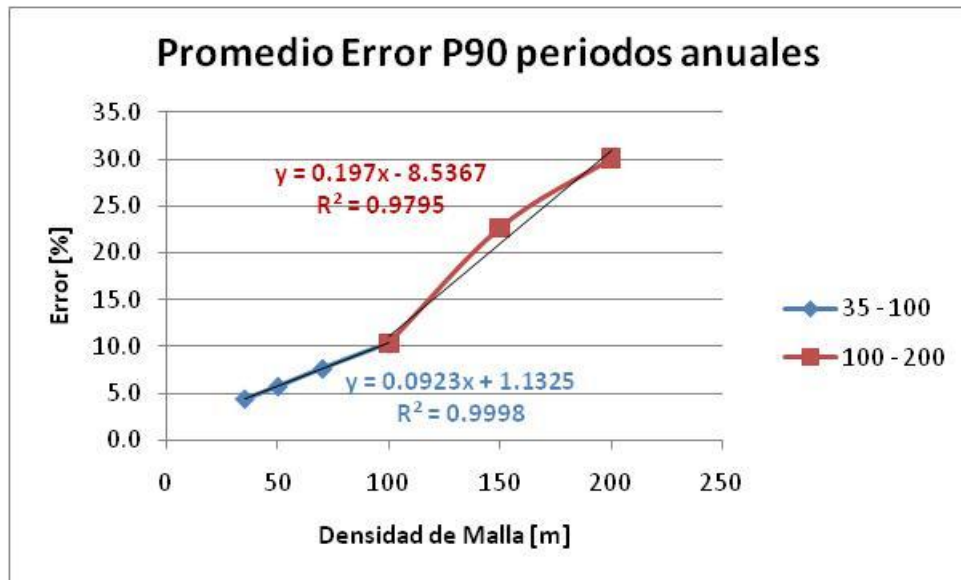


Figura 24: Cambio de pendiente para error P90 periodos anuales

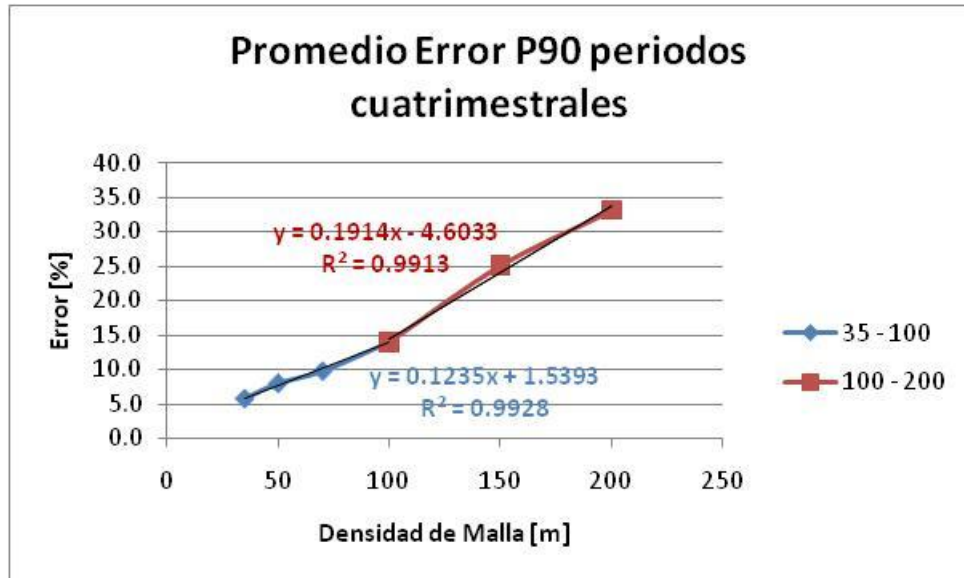


Figura 25: Cambio de pendiente para error P90 periodos cuatrimestrales

Como se observa en la Tabla 11 y Tabla 12, la varianza de los errores es relativamente baja entre las simulaciones. Es por esto que se escoge una simulación (simulación 1) para los estudios siguientes (error en planificación y en evaluación económica), y para efectos de este proyecto, sus resultados se considerarán representativos para el resto de las simulaciones.

5.4. Error en Planificación

Se presentan los errores en planificación para planes de 60 periodos anuales construidos para cada modelo de la simulación 1. Los errores son medidos en libras de cobre fino provenientes de concentradora producido al año, y se grafican a partir del periodo 6, cuando la concentradora entra en régimen. Para ver si el largo de los periodos de los planes tiene alguna incidencia en el comportamiento del error, se calcula el error P90 para distintos horizontes de planificación: 15, 30 y 60 años.

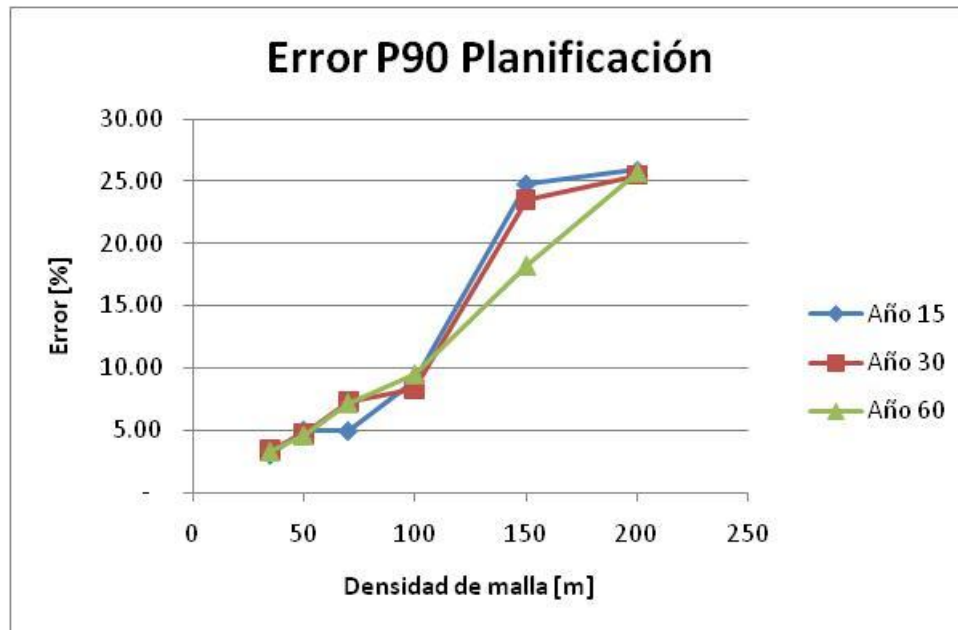


Figura 26: Error P90 planificación para distintos horizontes de tiempo

Densidad de malla	Error P90 [%]			Varianza
	Año 15	Año 30	Año 60	
35	2.98	3.38	3.25	0.04
50	4.97	4.70	4.56	0.04
70	4.90	7.25	7.17	1.78
100	8.90	8.25	9.50	0.39
150	24.80	23.50	18.25	12.03
200	25.90	25.50	25.75	0.04

Tabla 10: Error P90 en planificación para distintos horizontes de tiempo

En la Tabla 13, **Tabla 10: Error P90 en planificación para distintos horizontes de tiempo** se observa que el comportamiento del error es casi independiente del horizonte de tiempo que se evalúe (baja varianza). Para el caso de la malla 150 en la evaluación para 60 periodos, el error aumenta aproximadamente

en un 6% con respecto a 15 y 30 años. Para efectos de este proyecto, se considerará que el comportamiento del error es independiente de la cantidad de años del periodo y se trabajará con el plan completo.

Se compara a continuación el error P90 de la planificación considerando toda la producción de cobre a partir del año 6, y el error p90 considerando sólo el cobre proveniente de la concentradora (ver Figura 21). Se tiene que el comportamiento es similar, siendo el error levemente menor cuando se considera la producción que viene exclusivamente de concentradora.

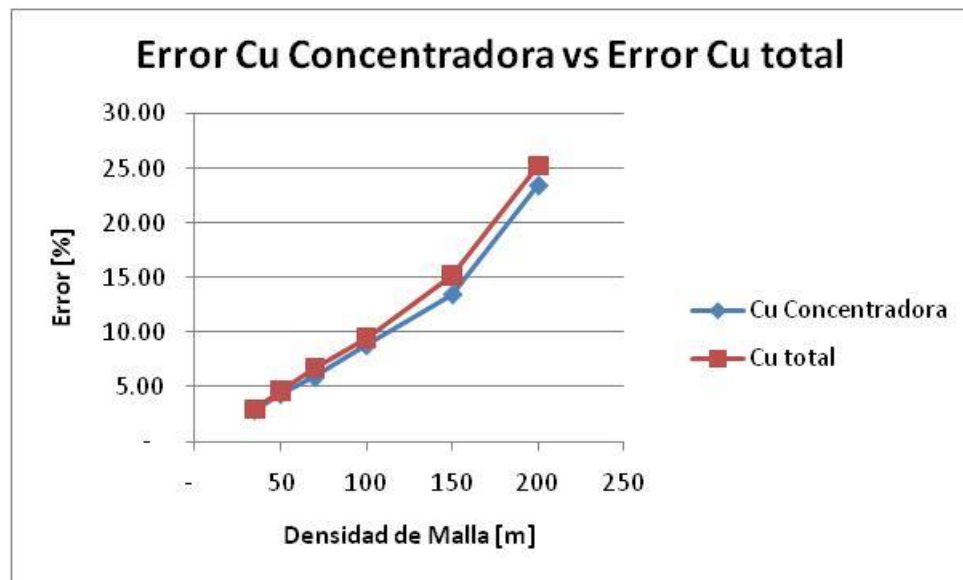


Figura 27: Comparación comportamiento error P90 para libras de Cu total versus libras de Cu provenientes exclusivamente de concentradora

Para ser coherente con las comparaciones, se usarán los datos de libras de cobre exclusivamente provenientes de concentradora, ya que para el error de los modelos en el capítulo anterior se consideró solamente el material con este destino. La comparación anterior (Figura 21) se realizó con el fin de asegurar que el comportamiento del error no se desviara por realizar discriminación al separar las libras de cobre de acuerdo a su procedencia.

Para la planificación, se observa un cambio de comportamiento más marcado a partir de la malla 150, a diferencia del error en los modelos donde esto ocurría a partir de la malla 100. La pendiente del error a partir de malla 150 es aproximadamente el doble de la del intervalo 35 – 150.

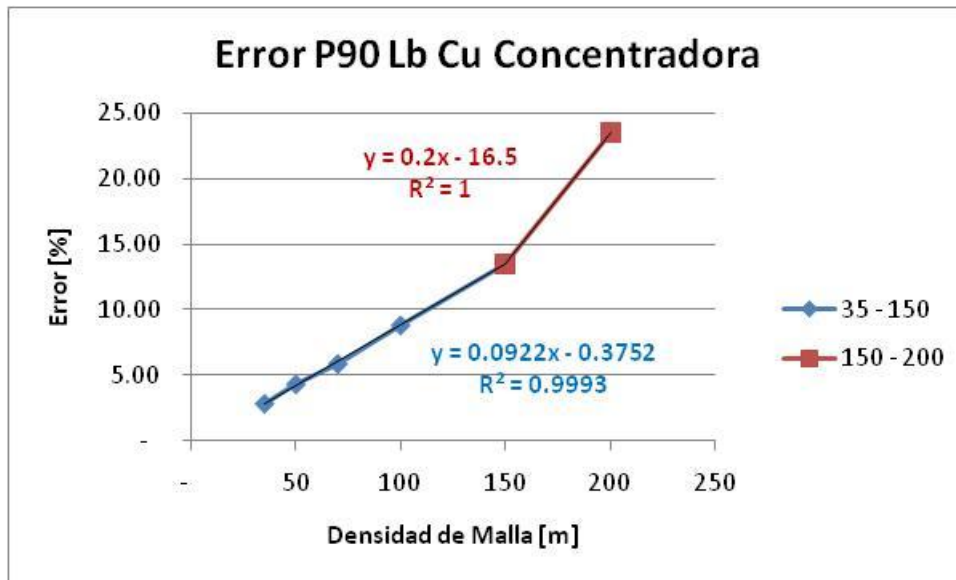


Figura 28: Cambio de pendiente para error P90 Lb Cu concentradora

5.5. Error en Evaluación Económica

Para cuantificar el error exclusivamente proveniente de concentradora, no fue posible tomar desde el periodo 6 en adelante como en los casos anteriores, ya que el flujo de caja va enlazado con inversiones de campaña de sondajes y concentradora en periodos anteriores. Se realizó entonces el ejercicio de evaluar el proyecto exclusivamente con supérgeno (eliminando inversiones relacionadas con el proyecto hipógeno), y posteriormente evaluar el proyecto completo. La diferencia entre estos dos valores da el aporte de valor proveniente del proyecto hipógeno.

Se obtuvo entonces un VAN proveniente de proyecto hipógeno por periodos, cuyo error P90 por mallas se presenta a continuación.

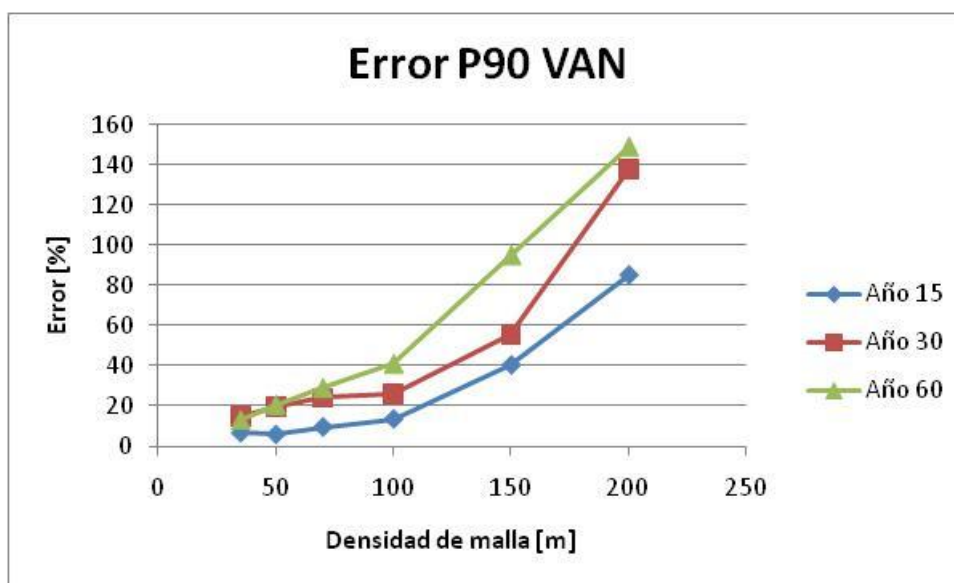


Figura 29: Error P90 para evaluación económica

Densidad de malla	Error P90 [%]			Varianza
	Año 15	Año 30	Año 60	
35	6.50	15.00	12.90	19.60
50	5.75	19.50	20.40	67.42
70	9.50	24.00	28.80	100.96
100	13.50	26.00	40.80	214.23
150	40.50	55.50	94.80	786.33
200	85.40	138.00	148.80	1150.49

Tabla 11: Error P90 en evaluación económica para distintos horizontes de tiempo

Se observa que el error aumenta en comparación a los errores del modelo y de planificación. Sin embargo el comportamiento sigue siendo similar, viéndose claramente un quiebre a partir de la malla 100. El error ya no es tan independiente del periodo que se tome, y se observa que a partir de la malla 100 aumenta a medida que se aumenta el horizonte de tiempo. Sin embargo, se mantiene un comportamiento constante entre las mallas, con un cambio de pendiente a más del doble a partir de la malla 100.

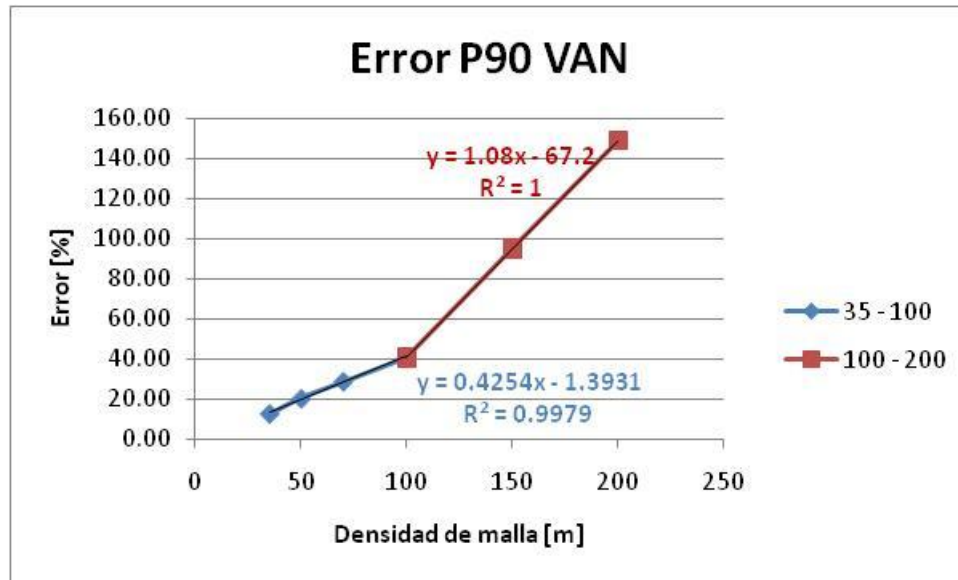


Figura 30: Cambio de pendiente para error P90 VAN concentradora

5.6. Mejor VAN en Función de Distintas Mallas

Se busca encontrar una malla de sondajes adecuada, que además de contener un porcentaje de desviación aceptable, idealmente maximice el beneficio dentro de las posibilidades de este proyecto. Para esto se grafica el VAN obtenido para cada malla, es decir, de tal manera que este VAN que se obtiene evaluando el flujo de caja en los resultados de los planes aplicados al modelo “base”, para la concentradora. Debido al acuerdo de confidencialidad con BHP Billiton, no es posible mostrar los valores reales, por lo cual se ha asignado el valor 1 a la malla 100 y el valor relativo correspondiente a las otras mallas. Los resultados son los siguientes:

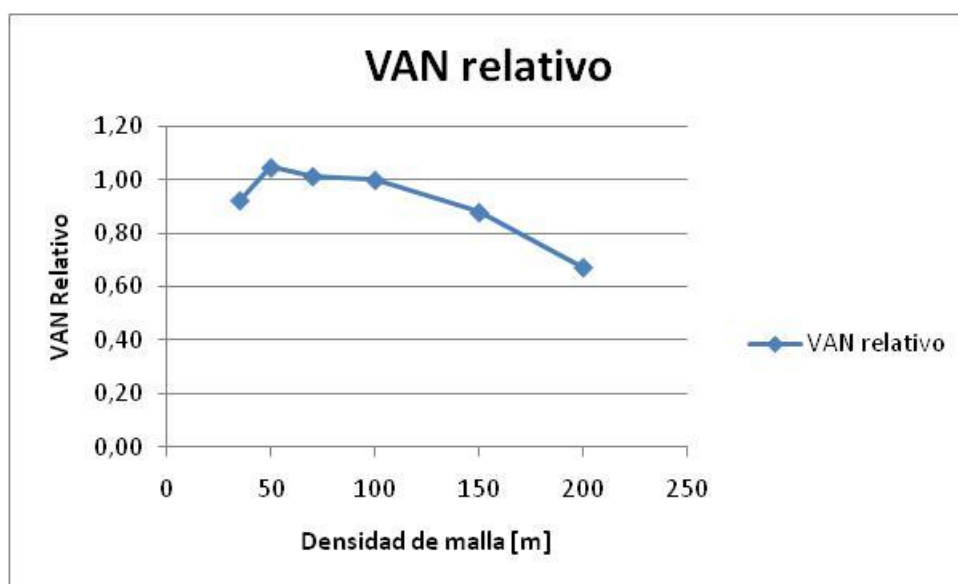


Figura 31: Aporte de VAN relativo (asociado a concentradora) obtenido para cada malla

Densidad de malla	VAN relativo
35	0,92
50	1,05
70	1,01
100	1,00
150	0,88
200	0,67

Tabla 12: Aporte relativo de valor al proyecto por la concentradora para distintas mallas

Se observa un máximo beneficio en la malla 50, sin embargo, no hay demasiada diferencia con respecto a los valores para malla 70 o 100, teniendo un 3.26% y un 4.72% más de VAN respectivamente.

6. DISCUSIÓN

6.1. Comparación Error

A continuación se muestra la conexión entre el error para las distintas etapas.

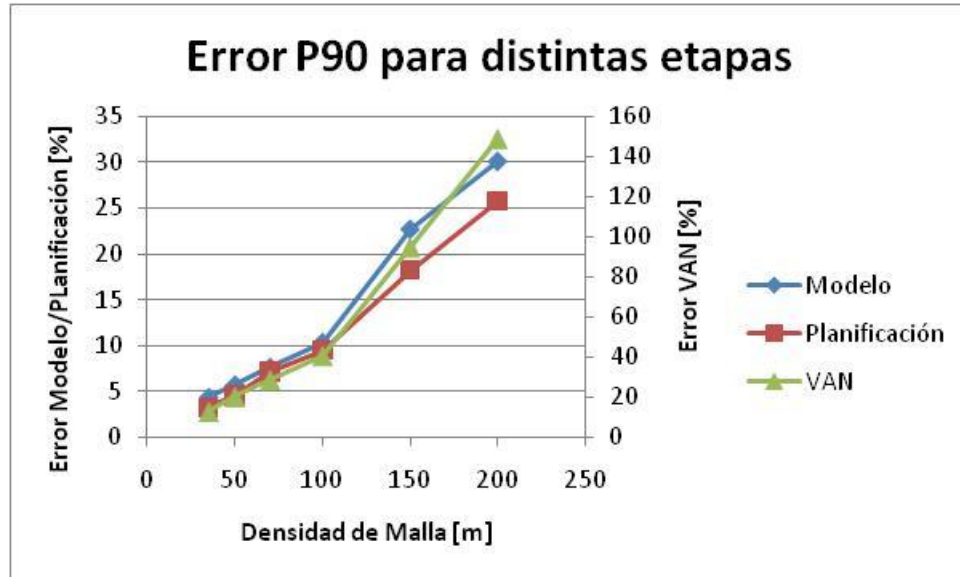


Figura 32: Comparación error P90 entre distintas etapas del proyecto

Densidad de malla	Error P90 [%]		
	Modelo	Planificación	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

Tabla 13: Resultados error P90 para distintas etapas del proyecto

Los errores se comportan de manera coherente a lo largo de las distintas etapas del proyecto. El error es de magnitud similar para el modelo y planificación, siendo muchísimo más alto en el caso del VAN.

Llama la atención el quiebre en la malla 100, que se repite en todas las etapas. Este comportamiento puede deberse a que, para todos los casos en que se interpreta

algo a partir de un número limitado de muestras, llega un punto límite en el cual el porcentaje de información deja de ser suficiente para crear una interpretación cercana a la realidad; imaginar el caso extremo en que se tuviera un solo sondaje al medio del yacimiento, con el cual la probabilidad de acertar el escenario real sería infinitamente baja. Si uno empieza a aumentar la densidad de datos, llegará un punto de inflexión en el cual al tener mayor información, no se aportará mucho; imaginar ahora el caso extremo de sondajes cada un metro. Los resultados de la interpretación probablemente no serían muy distintos a los resultados de 2, 3 o 4 metros, llegando nuevamente al punto de inflexión a partir del cual las interpretaciones aumentan su imprecisión.

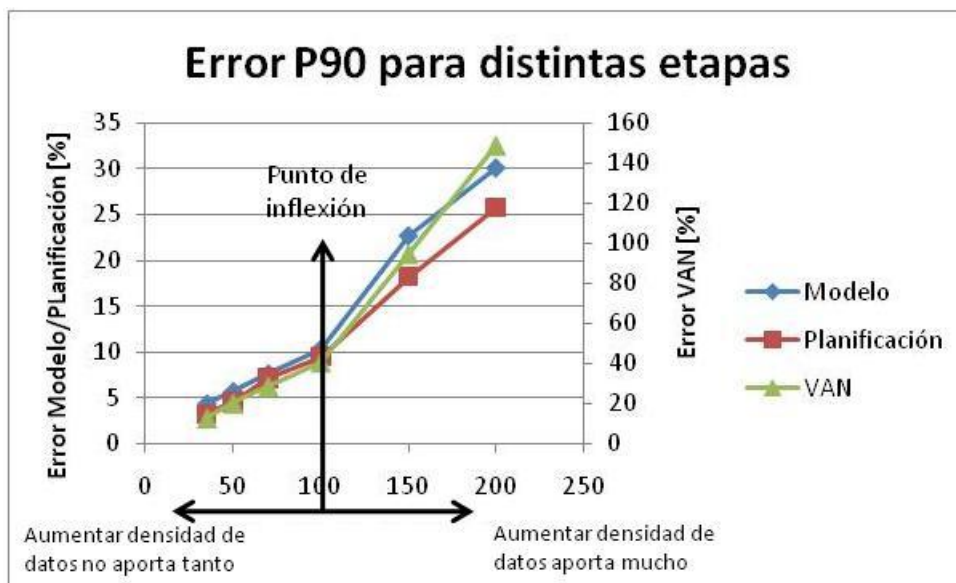


Figura 33: Punto de inflexión a partir del cual el aporte de datos aumenta en mayor o menor proporción

Para este caso, malla 100 podría ser un punto de inflexión. Tiene sentido que el punto ocurra en esta malla y no en otra; se debe tener en cuenta que los sondajes originales, a partir de los cuales se realizó el modelo tomado como referencia, están espaciados aproximadamente cada 100 metros. En consecuencia, los cuerpos más pequeños modelados originalmente son en su mayoría de tamaño igual o mayor a 100 metros, por lo cual tiene sentido pensar que para mallas espaciadas a más de 100, haya cierta información de la cual no se tenga referencia y esto influya en aumentar el error considerablemente. Esto se ve respaldado por las Figuras 11, 12 y 13, donde se aprecia cómo para la malla 200 la interpretación puede ser muy distinta a la original.

El error se comporta de manera muy similar entre los modelos y la planificación, siendo prácticamente igual hasta la malla 100. Esto se debe a que, como las restricciones son las mismas y los modelos se parecen hasta esa malla, los planes resultan parecidos, incurriendo en un error muy parecido al de los modelos. Para las mallas 150 y 200, el error sigue el mismo comportamiento pero disminuye, debido a la optimización de los planes. El optimizador busca altas leyes, y si el modelo de malla tiene altas leyes en una zona, también tiene el de referencia, no así necesariamente al revés (recordar que los modelos de mallas subestiman el fino), es por esto que el error es menor que al evaluar viceversa.

En la Figura 30 se observa una comparación entre los periodos para el plan de referencia, el de malla 35 y el de malla 200. Se observa claramente una mayor similitud entre los dos primeros, respaldando lo dicho en el párrafo anterior.

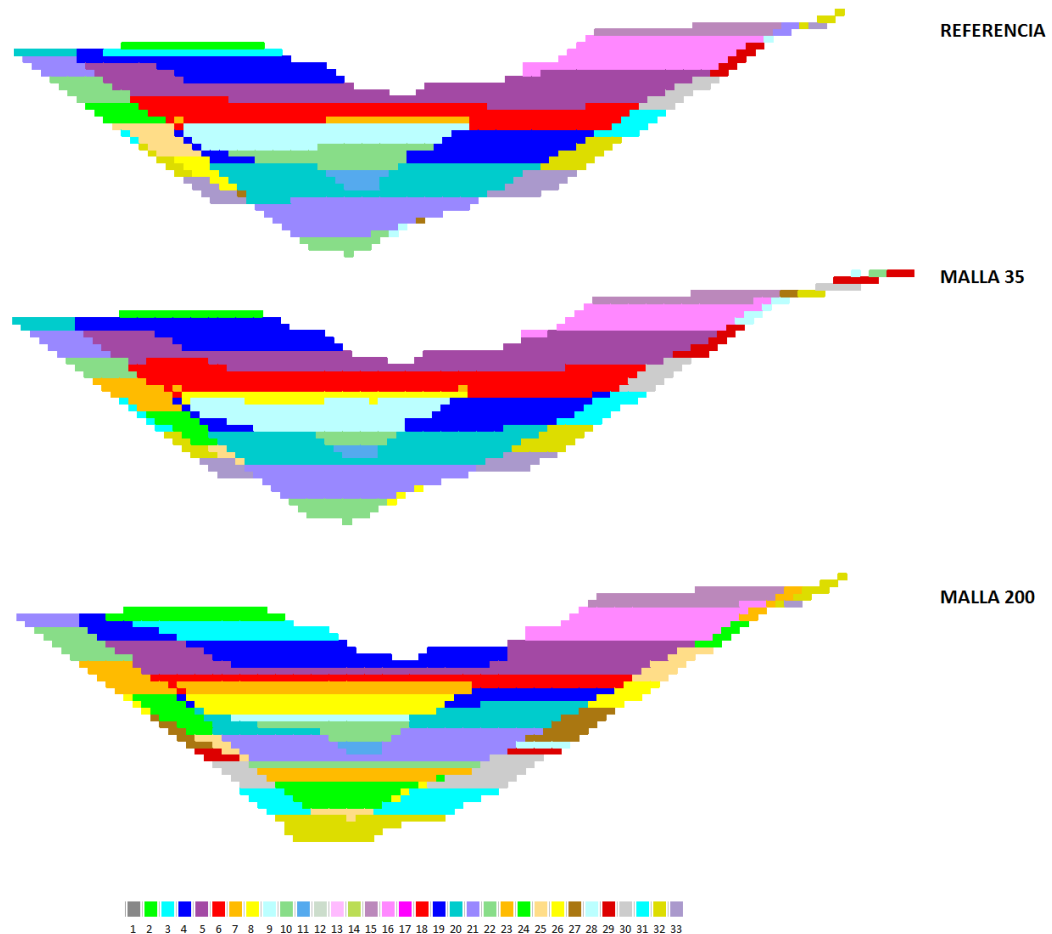


Figura 34: Comparación de periodos entre plan de referencia, malla 35 y malla 200, perfil Norte 7480320

6.2. Malla de Perforación

De la Figura 25 se desprende que la malla que otorga un mayor beneficio económico corresponde a la malla 50. Sin embargo, la diferencia entre 50, 70 y 100 metros es muy poca, y se debe recordar que hacer perforaciones cada 50 metros es operacionalmente más complicado que para una malla más espaciada. Esto se debe a que perforar una malla doblemente densa, no se cumplirá en el plazo estipulado poniendo a trabajar las perforadoras existentes el doble de tiempo necesariamente; se deberán adquirir más equipos, además de las restricciones operacionales correspondientes a tener demasiados equipos juntos en una misma zona. Si la diferencia de VAN fuera suficiente, probablemente se justificaría, pero para una variación tan pequeña, es probable que el óptimo económico para este caso estudio se encuentre más cercano a la malla 70 – 100.

Ahora, mirando la Figura 14 y 16, se observa que la malla 100 sólo cumple la restricción para recursos indicados; para recursos medidos, hay un caso en que se pasa de un 15% de error cuatrimestral (simulación 4) y los otros están peligrosamente muy cercanos a este valor. La malla que cumple a cabalidad la definición de recursos medidos correspondería entonces a malla 70. Sin embargo, debido a que las diferencias entre simulaciones están sujetas a varios factores de parámetros en la simulación secuencial gaussiana, podría considerarse que, si la media de las simulaciones cumple con la definición, entonces la malla cumple con la definición. En ese caso, una malla 100 cumpliría con la definición de recursos medidos.

Esto último no es menor, ya que para la definición de recursos, es necesario contar con recursos medidos para respaldar el negocio. En este caso, se están valorizando los bloques en el flujo de caja como medidos, indicados o inferidos de igual manera, cuando en la realidad esto no es así, ya que un bloque medido “vale más” que un bloque indicado desde el punto de vista de lo que los accionistas están dispuestos a arriesgar.

6.3. VAN

Si bien es cierto que el error del VAN es el de mayor magnitud, no se observan, en comparación, tan grandes diferencias en los resultados finales del valor del proyecto. Esto ocurre porque el error está calculado en base a los flujos de caja libres (sin aplicar tasa de descuento), y éste está asociado a los periodos más lejanos (ver Figura 25), Figura 29: Error P90 para evaluación económica los cuales tienen mucho menor impacto en el VAN. El error llega entonces “amortiguado” cuando se

calcula el VAN, haciendo menos abismante la diferencia para el valor final del proyecto según las distintas mallas.

6.4. **Error del Modelo Referencia**

Se debe tener en cuenta que el modelo de referencia también se encuentra sujeto a un error en sí, debido a la falta de información para construirlo. Como se mencionó en el punto 6.1, el espaciamiento con el cual se construyó este modelo es aproximadamente de malla 100; recordar que, para este proyecto, la malla 100 de los modelos construidos arrojó un error anual de alrededor de un 10%, por lo tanto, podría suponerse un error intrínseco parecido para la referencia, lo cual podría variar los resultados de los errores.

7. CONCLUSIONES

Debido a que no se encontraron proyectos similares a este, se recomienda realizar este mismo ejercicio para modelos de características similares, construidos a partir de mallas de distinta densidad, y observar si el cambio de comportamiento se da también alrededor de la malla 100, o si se da más cercano al valor de malla a partir del cual se construyó la referencia. Si ocurre lo primero, se podría inferir que la malla 100 corresponde a una primera buena aproximación para definir recursos indicados y medidos. Si ocurriese lo segundo, se tendría que el ejercicio está sujeto a los parámetros iniciales del modelo de referencia, por lo cual habría que realizar el ejercicio para cada caso en particular, y tener claro que el error real de la malla dependerá directamente más que del espaciamiento, del modelo que se tome como referencia.

Se deben considerar también las condiciones particulares de este proyecto, en el cual la evaluación económica se realiza sobre un flujo de caja que parte con ganancias, por tratarse de un proyecto que ya lleva años en funcionamiento. Probablemente si el ejercicio se realiza sobre un yacimiento donde aun no se ha retirado la carga de estéril los primeros años para liberar el mineral, el impacto de una malla menos densa sería mayor, ya que acá el error se ve en parte “financiado” y en consecuencia amortiguado por periodos anteriores que ya fueron extraídos con una malla más densa, donde las inversiones iniciales ya se pagaron. Para este caso en particular el camino de la evaluación económica sería correcto, ya que se cumple el objetivo que es evaluar el proyecto hipógeno dadas las condiciones actuales, pero si los resultados quieren extrapolarse a otros escenarios, es importante tener en cuenta lo anterior.

Se observa que en particular para este caso de estudio, una malla menos densa que 100 metros hace las estimaciones e interpretaciones muy imprecisas. Según los resultados obtenidos en este trabajo, se recomienda para el proyecto hipógeno, utilizar una malla de densidad 100, aunque en zonas específicas donde se requiera una mayor precisión, podría ser implementada una malla 70 si esto es operacionalmente posible. Zonas de alta ley, como el hipógeno calcopirítico (HYP1A) podrían ser muestreados con malla 70, y en zonas con menor ley se sugiere utilizar una malla 100.

8. BIBLIOGRAFÍA

Burmeister, B. (1998). From Resource to Reality: A Critical Review of the Achievements of New Australian Gold Mining Projects during 1983 – 1987. Master's degree dissertation, Macquarie University, Sidney.

Carrasco, K. (2009). *Flujo de Caja Parte I*. Apuntes de Clases IN42A, Evaluación de Proyectos, Universidad de Chile, p 2.

Clow, G. (1991). Why gold mines fail. Northern Miner Magazine, 6, p. 31 - 34.

Diaz Vera, M. (2002). *Geoestadística Aplicada*. Instituto de Geofísica, UNAM. p 3.

Dominy, S.; Noppé, M. and Annels, A. (2004). Error and Uncertainty in Mineral Resource and Ore Reserve Estimation: The Importance of Getting it Right. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum. *Explor. mining Geol.*, Vol 11, Nos. 1-4. pp 77 - 98.

Emery, X. (2011) *Variograma Experimental*. Apuntes de Clases MI68A, Geoestadística, Universidad de Chile, p 13.

Gerencia de Recursos y Modelamientos Pampa Norte. (2011). *Modelo de Recursos Spence*. Reporte Anual de Recursos para BHP Billiton. pp 21 - 32.

Gómez-Hernández J. J. and Cassiraga E. F. (1994). Theory and practice of sequential simulation. In Armstrong, M. and Dowd, P.A., eds., *Geostatistical Simulation*, Kluwer Academic Publishers, Dordrecht, pp 111 - 124.

Goovaerts, P. (1997). *Geostatistics for natural resources evaluation*. Oxford University Press, New York, p 483.

Knoll, D.G., (1996). And now the bad news. Northern Miner Magazine, 4, p. 48 - 52.

McCarthy, P.L. (2003). Managing technical risks for mine feasibility studies. In Proceeding, Mining Risk Management Conference. Australian Institute of Mining and Metallurgy, p. 21 - 27.

Menabde, M. (2007). *Blasor – A Generalized Strategic Mine Planning Optimization Tool*. SME Annual Meeting February 25-28 Salt Lake City, Utah, p 1.

Rubio, E. (2006). Apuntes de Clases MI75E. *Clase 2, Horizontes de Planificación*, pp 14 - 20.

JORC, (2004). Australasian Code for Reporting of Identified Mineral Resources and Ore Reserves. Report of the Joint Committee of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientist and Minerals Council of Australia (JORC), pp 7 - 10.

9. ANEXOS

9.1. Validación de modelos simulados

MUESTRAS	UGCUT 15				
	Número de muestras	Media	Desviación Estándar	Mínimo	Máximo
	13176	0.53	0.25	0.02	4.22
SIM 1	4663158	0.53	0.29	0.00	10.00
SIM 2	4663158	0.53	0.28	0.00	9.92
SIM 3	4663158	0.53	0.28	0.00	9.88
SIM 4	4663158	0.54	0.30	0.00	9.92
SIM 5	4663158	0.53	0.28	0.00	10.00
SIM 6	4663158	0.54	0.29	0.00	10.00
SIM 7	4663158	0.52	0.29	0.00	9.96
SIM 8	4663158	0.54	0.28	0.00	9.96
SIM 9	4663158	0.53	0.28	0.00	9.96
SIM 10	4663158	0.52	0.29	0.00	10.00
SIM 11	4663158	0.52	0.27	0.00	9.67
SIM 12	4663158	0.54	0.33	0.00	10.00
SIM 13	4663158	0.53	0.29	0.00	9.96
SIM 14	4663158	0.54	0.30	0.00	9.92
SIM 15	4663158	0.53	0.28	0.00	10.00
SIM 16	4663158	0.52	0.27	0.00	9.96
SIM 17	4663158	0.53	0.38	0.00	10.00
SIM 18	4663158	0.54	0.36	0.00	10.00
SIM 19	4663158	0.53	0.29	0.00	9.96
SIM 20	4663158	0.53	0.29	0.00	10.00
SIM 21	4663158	0.53	0.28	0.00	9.92
SIM 22	4663158	0.52	0.27	0.00	9.96
SIM 23	4663158	0.53	0.29	0.00	9.92
SIM 24	4663158	0.54	0.29	0.00	10.00
SIM 25	4663158	0.54	0.32	0.00	10.00
SIM 26	4663158	0.53	0.39	0.00	10.00
SIM 27	4663158	0.54	0.28	0.00	9.71
SIM 28	4663158	0.53	0.28	0.00	9.83
SIM 29	4663158	0.53	0.28	0.00	10.00
SIM 30	4663158	0.53	0.28	0.00	9.96
SIM 31	4663158	0.52	0.28	0.00	10.00
SIM 32	4663158	0.55	0.29	0.00	9.75
SIM 33	4663158	0.54	0.29	0.00	10.00
SIM 34	4663158	0.53	0.28	0.00	9.92
SIM 35	4663158	0.52	0.27	0.00	10.00
SIM 36	4663158	0.55	0.42	0.00	10.00
SIM 37	4663158	0.52	0.28	0.00	10.00
SIM 38	4663158	0.53	0.28	0.00	9.96
SIM 39	4663158	0.53	0.27	0.00	9.88
SIM 40	4663158	0.53	0.28	0.00	9.96
SIM 41	4663158	0.53	0.28	0.00	10.00
SIM 42	4663158	0.54	0.29	0.00	9.96
SIM 43	4663158	0.54	0.35	0.00	10.00
SIM 44	4663158	0.54	0.30	0.00	9.96
SIM 45	4663158	0.53	0.29	0.00	9.96

Tabla 14: Validación de modelos simulados para UGCUT 15 (HYP1A)

UGCUT 16					
	Número de muestras	Media	Desviación Estándar	Mínimo	Máximo
MUESTRAS	8240	0.24	0.16	0.00	3.10
SIM 1	4140105	0.24	0.17	0.00	9.98
SIM 2	4140105	0.24	0.16	0.00	9.79
SIM 3	4140105	0.25	0.18	0.00	9.93
SIM 4	4140105	0.24	0.17	0.00	9.91
SIM 5	4140105	0.24	0.16	0.00	9.98
SIM 6	4140105	0.24	0.18	0.00	10.00
SIM 7	4140105	0.25	0.17	0.00	9.86
SIM 8	4140105	0.24	0.17	0.00	9.86
SIM 9	4140105	0.25	0.18	0.00	10.00
SIM 10	4140105	0.24	0.17	0.00	9.95
SIM 11	4140105	0.23	0.16	0.00	9.77
SIM 12	4140105	0.25	0.27	0.00	10.00
SIM 13	4140105	0.24	0.17	0.00	9.93
SIM 14	4140105	0.24	0.17	0.00	9.98
SIM 15	4140105	0.25	0.18	0.00	9.93
SIM 16	4140105	0.25	0.18	0.00	9.97
SIM 17	4140105	0.24	0.16	0.00	9.76
SIM 18	4140105	0.23	0.16	0.00	9.93
SIM 19	4140105	0.24	0.17	0.00	9.91
SIM 20	4140105	0.24	0.21	0.00	10.00
SIM 21	4140105	0.24	0.17	0.00	9.97
SIM 22	4140105	0.24	0.17	0.00	10.00
SIM 23	4140105	0.24	0.16	0.00	9.98
SIM 24	4140105	0.24	0.17	0.00	9.98
SIM 25	4140105	0.23	0.16	0.00	9.98
SIM 26	4140105	0.24	0.17	0.00	9.55
SIM 27	4140105	0.24	0.17	0.00	9.98
SIM 28	4140105	0.24	0.16	0.00	9.97
SIM 29	4140105	0.24	0.17	0.00	10.00
SIM 30	4140105	0.25	0.18	0.00	9.98
SIM 31	4140105	0.23	0.16	0.00	9.98
SIM 32	4140105	0.24	0.17	0.00	9.95
SIM 33	4140105	0.25	0.18	0.00	10.00
SIM 34	4140105	0.24	0.17	0.00	9.98
SIM 35	4140105	0.26	0.45	0.00	10.00
SIM 36	4140105	0.25	0.18	0.00	9.93
SIM 37	4140105	0.25	0.27	0.00	10.00
SIM 38	4140105	0.24	0.17	0.00	9.93
SIM 39	4140105	0.24	0.16	0.00	9.60
SIM 40	4140105	0.25	0.19	0.00	9.91
SIM 41	4140105	0.25	0.18	0.00	9.97
SIM 42	4140105	0.24	0.17	0.00	10.00
SIM 43	4140105	0.24	0.18	0.00	9.97
SIM 44	4140105	0.23	0.16	0.00	9.97
SIM 45	4140105	0.23	0.16	0.00	9.91

Tabla 15: Validación de modelos simulados para UGCUT 16 (HYP1B)

UGCUT 17					
	Número de muestras	Media	Desviación Estándar	Mínimo	Máximo
MUESTRAS	15170	0.0900	0.09313	0.001	1.915
SIM 1	11966538	0.0760	0.079	0	9.815
SIM 2	11966538	0.0780	0.079	0	9.938
SIM 3	11966538	0.0750	0.093	0	10
SIM 4	11966538	0.0760	0.078	0	9.815
SIM 5	11966538	0.0800	0.134	0	10
SIM 6	11966538	0.0750	0.073	0	10
SIM 7	11966538	0.0750	0.127	0	10
SIM 8	11966538	0.0800	0.081	0	9.661
SIM 9	11966538	0.0810	0.152	0	10
SIM 10	11966538	0.0770	0.081	0	9.322
SIM 11	11966538	0.0760	0.082	0	10
SIM 12	11966538	0.0770	0.09	0	9.815
SIM 13	11966538	0.0750	0.093	0	10
SIM 14	11966538	0.0730	0.078	0	9.877
SIM 15	11966538	0.0750	0.08	0	10
SIM 16	11966538	0.0810	0.092	0	10
SIM 17	11966538	0.0770	0.083	0	9.969
SIM 18	11966538	0.0770	0.079	0	9.815
SIM 19	11966538	0.0730	0.075	0	9.723
SIM 20	11966538	0.0770	0.082	0	9.938
SIM 21	11966538	0.0810	0.096	0	9.938
SIM 22	11966538	0.0730	0.076	0	9.723
SIM 23	11966538	0.0780	0.083	0	9.846
SIM 24	11966538	0.0760	0.083	0	9.938
SIM 25	11966538	0.0770	0.079	0	9.784
SIM 26	11966538	0.0780	0.085	0	9.908
SIM 27	11966538	0.0740	0.077	0	9.969
SIM 28	11966538	0.0740	0.076	0	9.383
SIM 29	11966538	0.0760	0.078	0	9.969
SIM 30	11966538	0.0720	0.122	0	10
SIM 31	11966538	0.0810	0.089	0	9.815
SIM 32	11966538	0.0740	0.077	0	9.599
SIM 33	11966538	0.0730	0.074	0	9.476
SIM 34	11966538	0.0730	0.08	0	10
SIM 35	11966538	0.0810	0.215	0	10
SIM 36	11966538	0.0800	0.083	0	9.908
SIM 37	11966538	0.0750	0.077	0	9.938
SIM 38	11966538	0.0730	0.073	0	9.538
SIM 39	11966538	0.0780	0.189	0	10
SIM 40	11966538	0.0770	0.078	0	9.908
SIM 41	11966538	0.0780	0.083	0	9.969
SIM 42	11966538	0.0800	0.154	0	10
SIM 43	11966538	0.0800	0.173	0	10
SIM 44	11966538	0.077	0.082	0	9.969
SIM 45	11966538	0.081	0.089	0	9.908

Tabla 16: Validación de modelos para UGCUT 17 (HYP2)

9.2. Variografía Modelos Escogidos

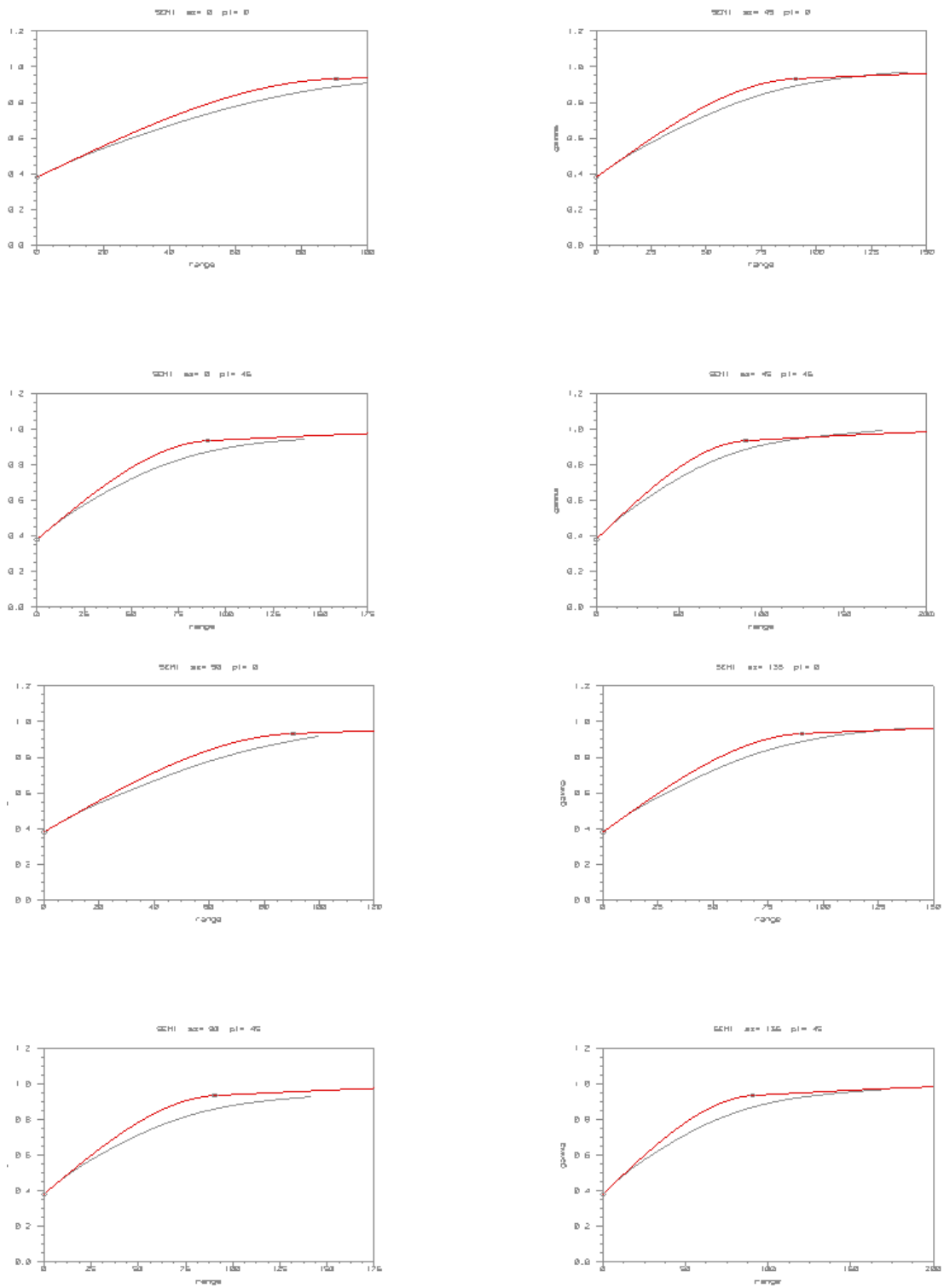


Figura 35: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #10, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

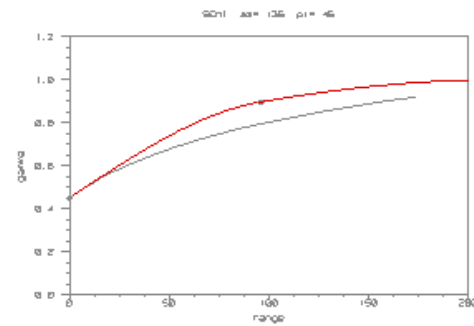
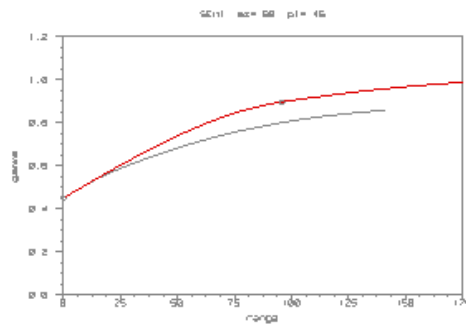
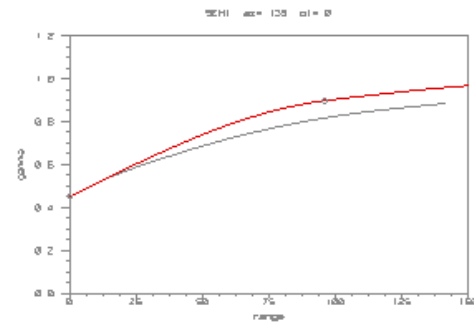
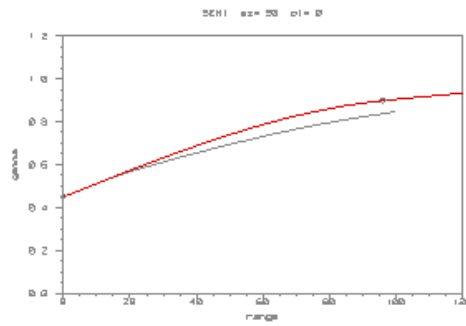
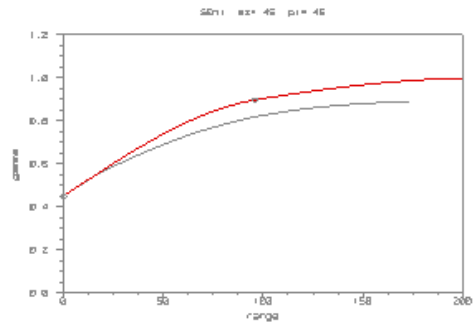
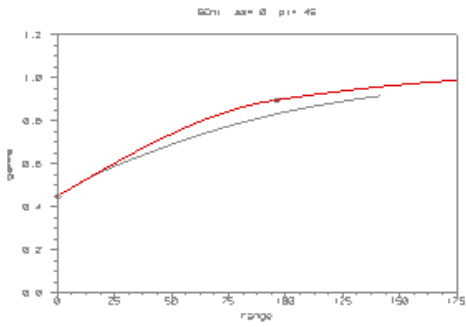
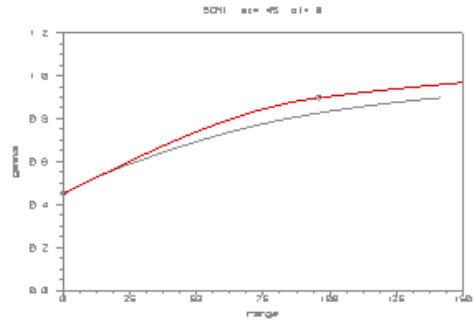
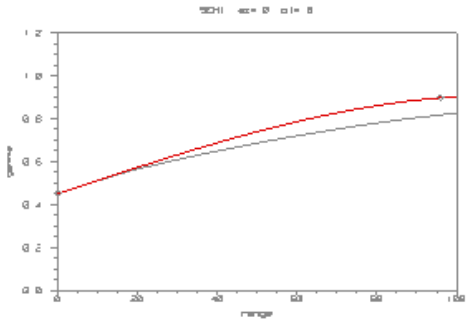


Figura 36: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #10, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

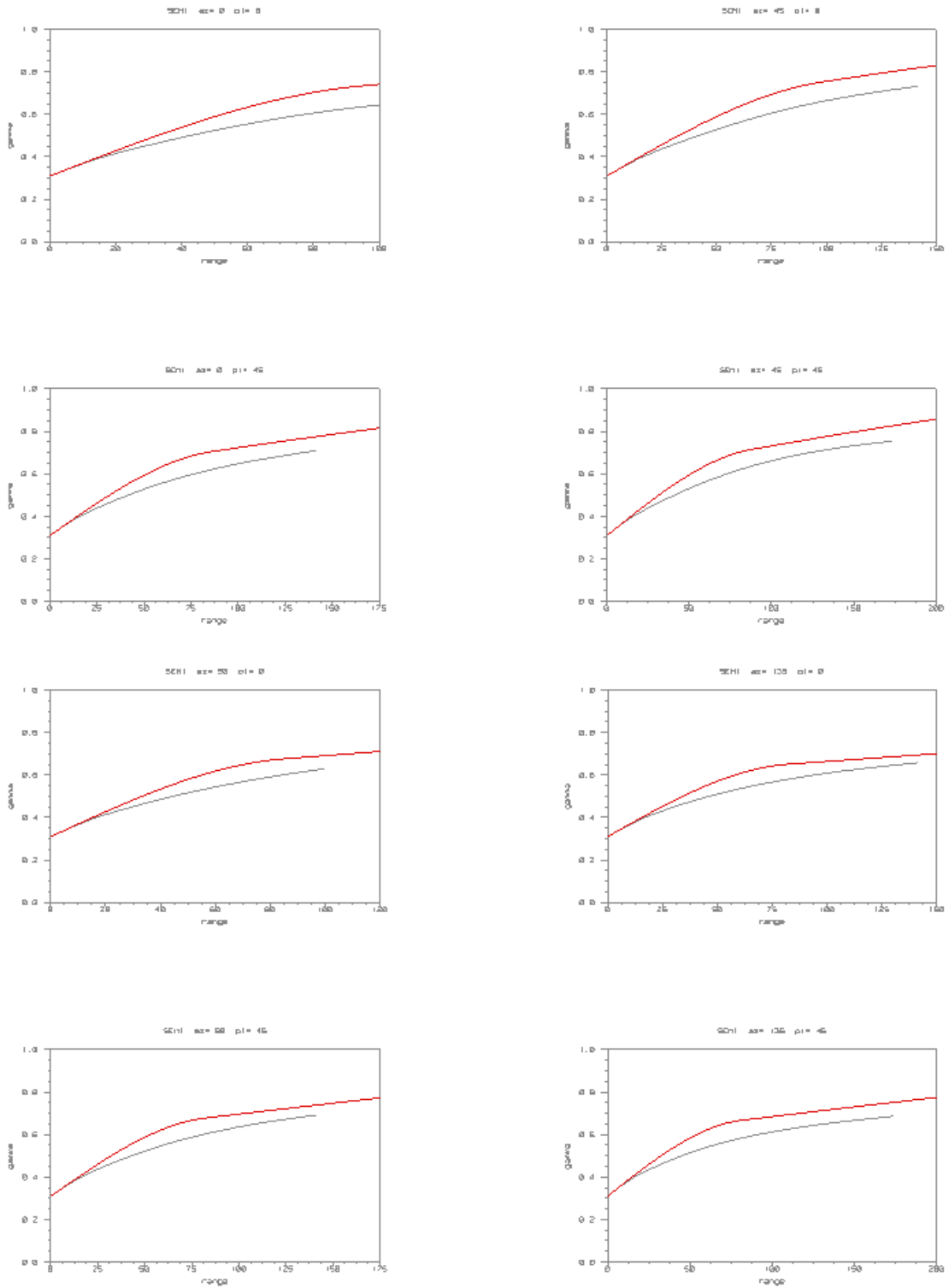


Figura 37: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #10, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

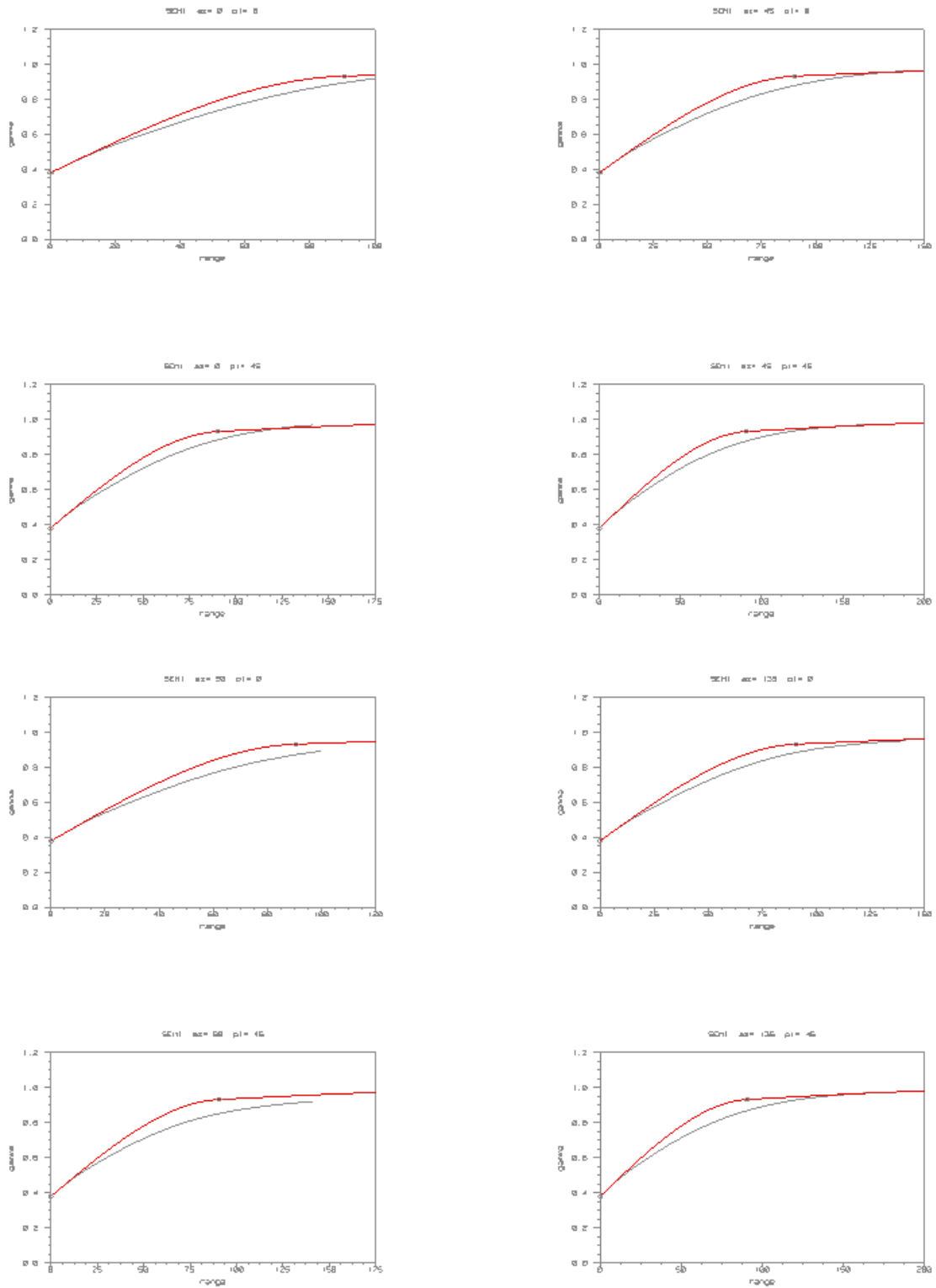


Figura 38: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #19, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

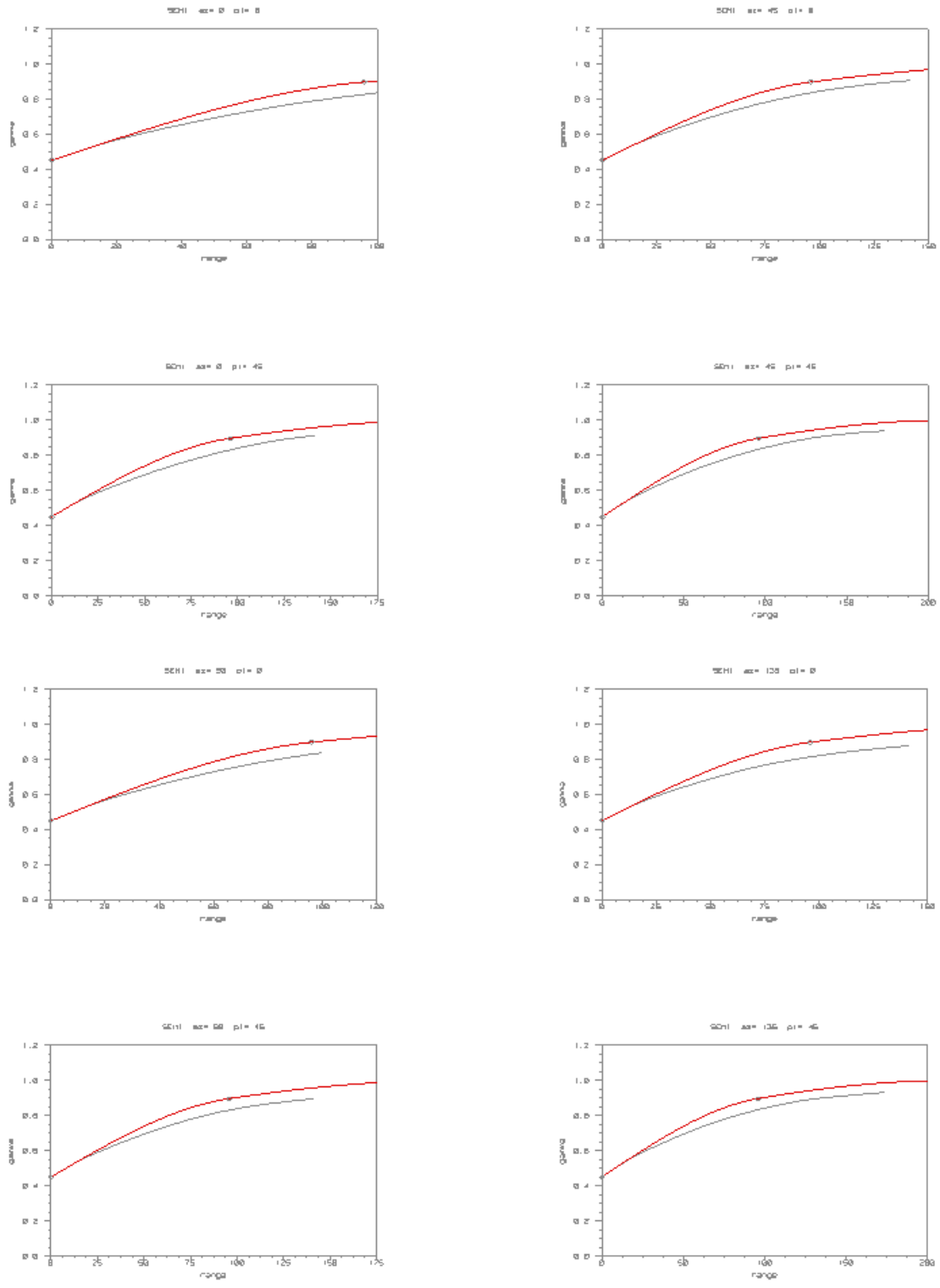


Figura 39: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #19, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

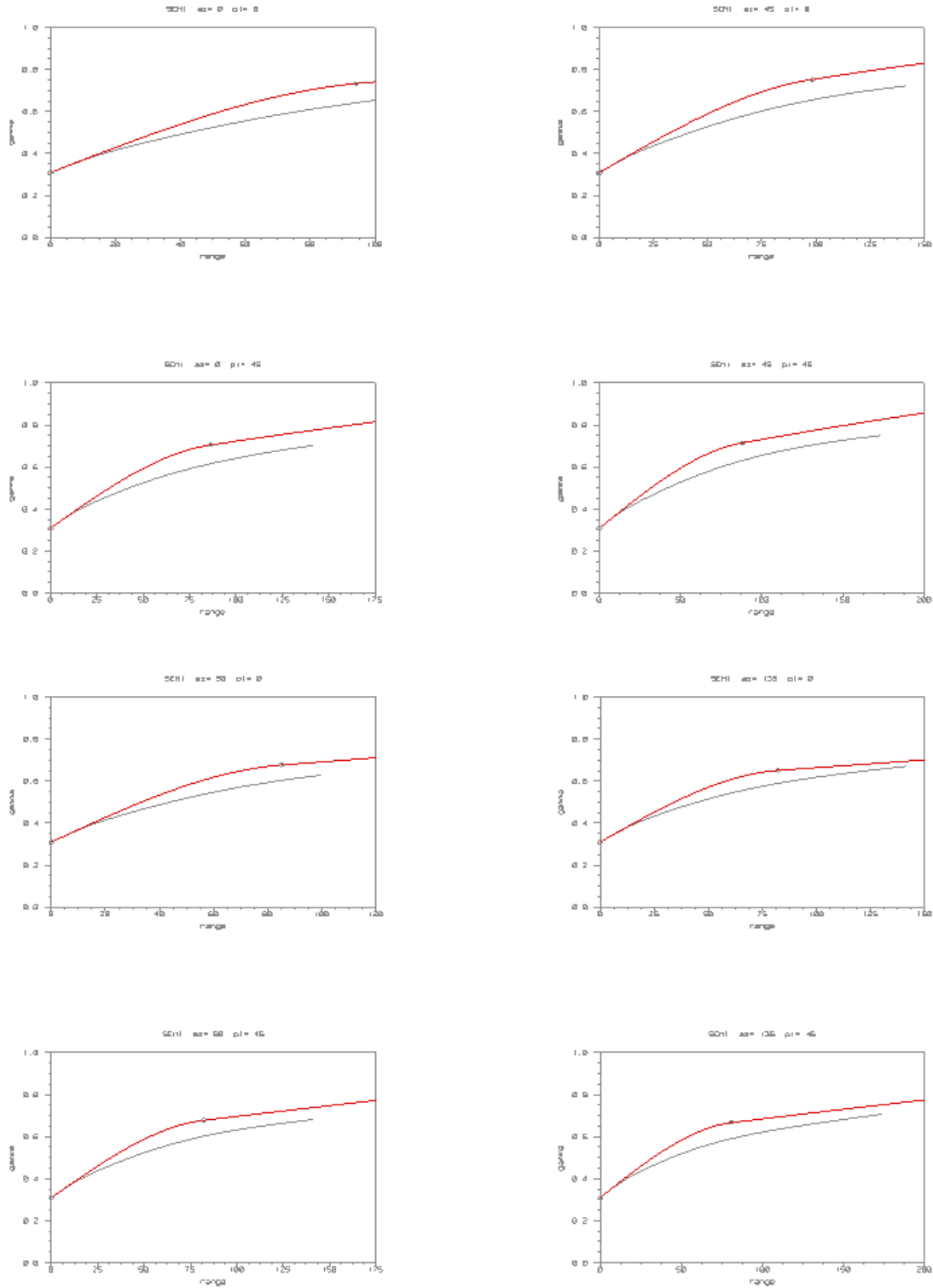


Figura 40: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #19, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

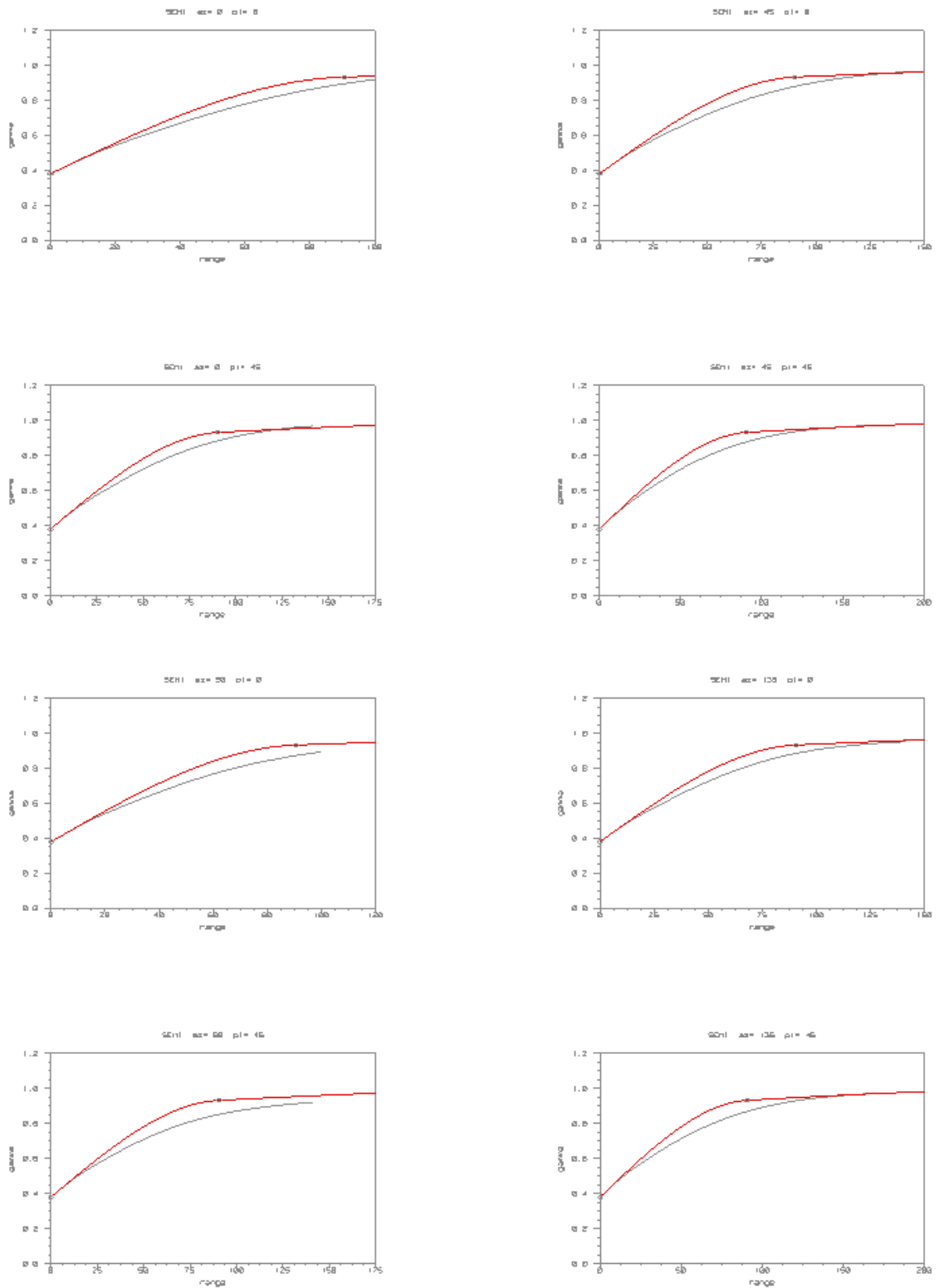


Figura 41: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #28, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

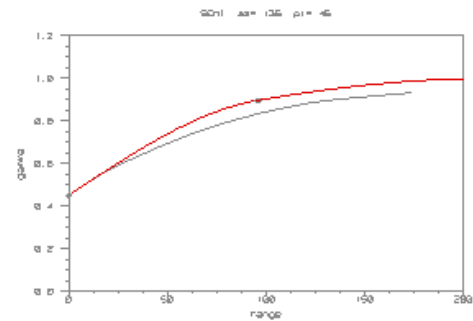
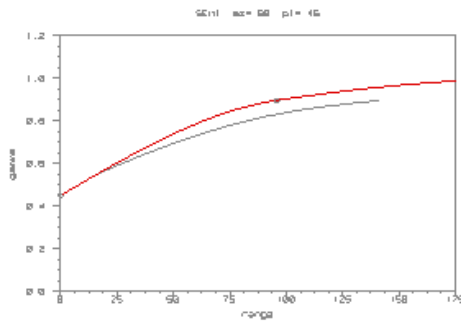
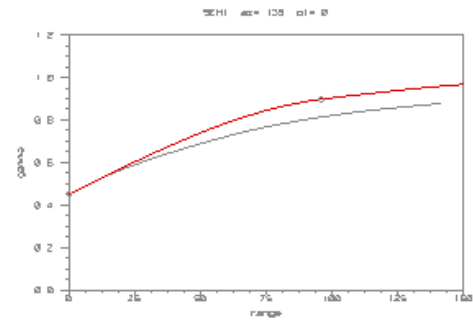
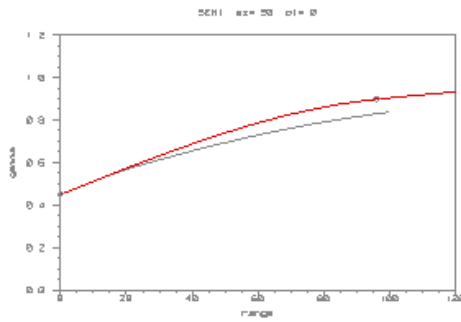
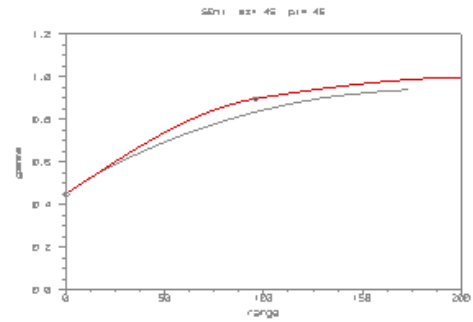
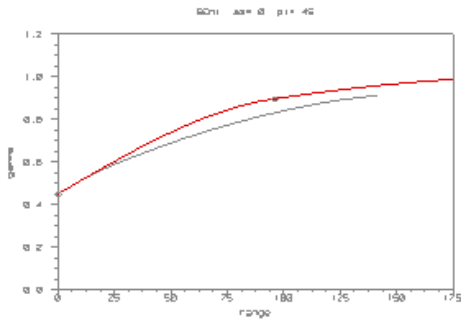
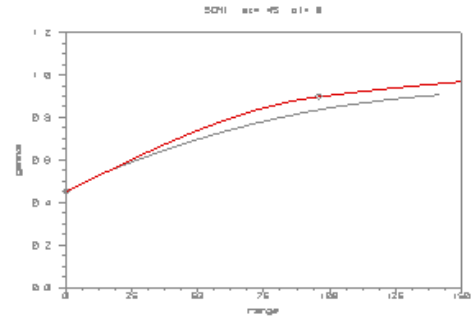
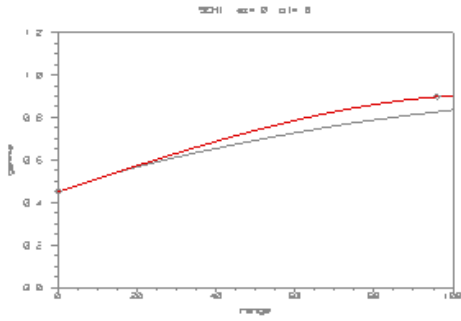


Figura 42: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #28, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

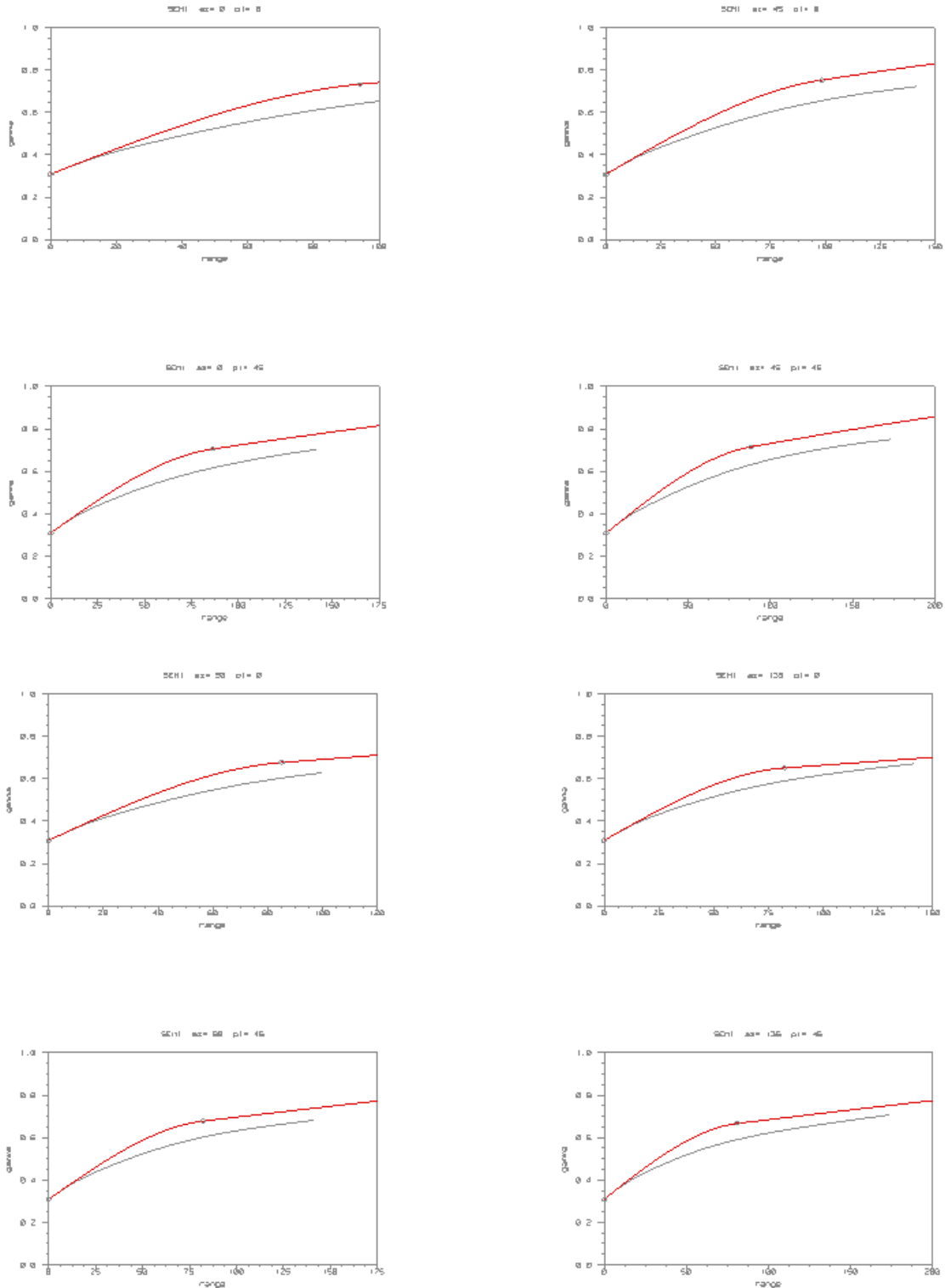


Figura 43: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #28, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

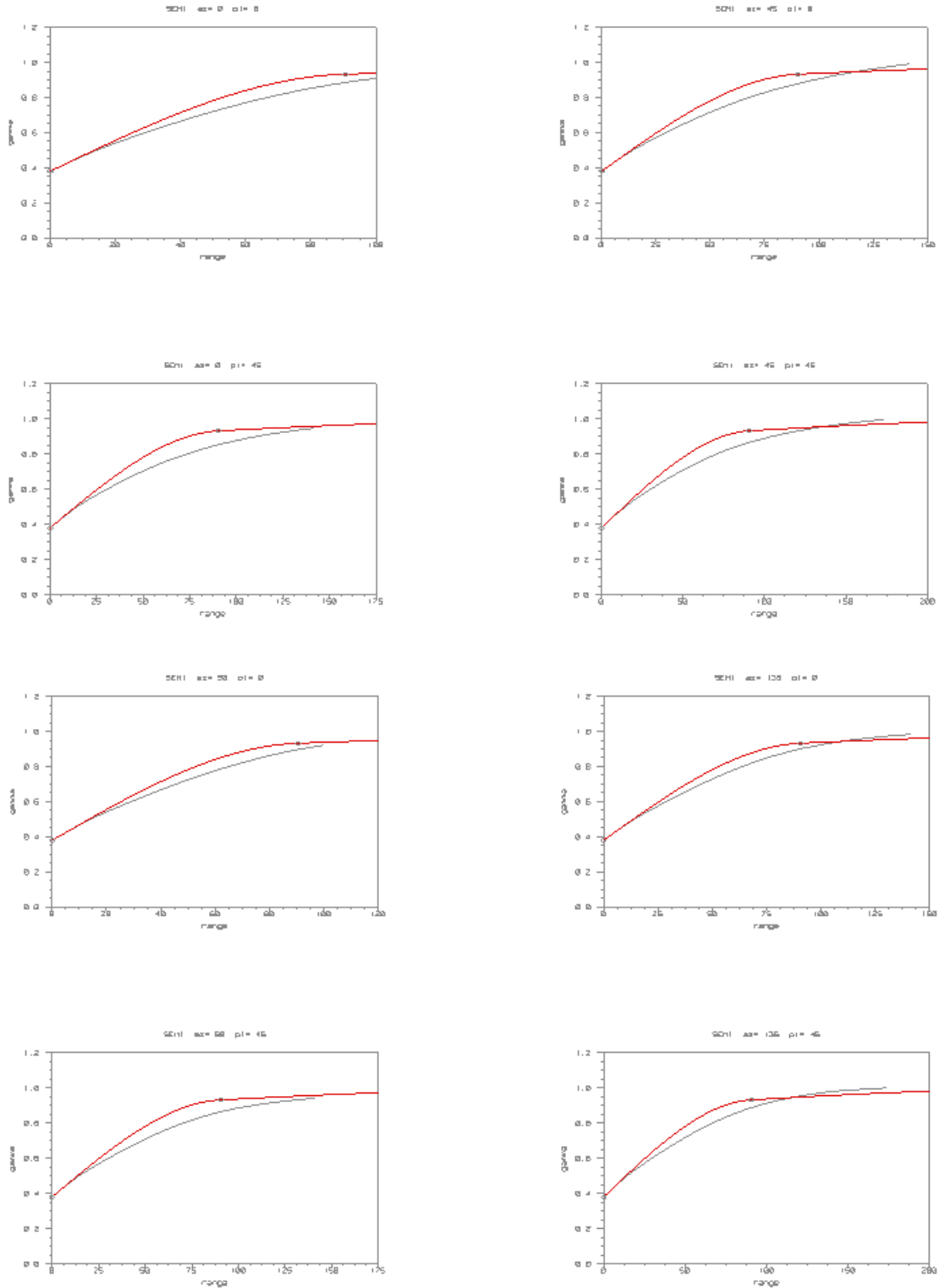


Figura 44: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #34, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

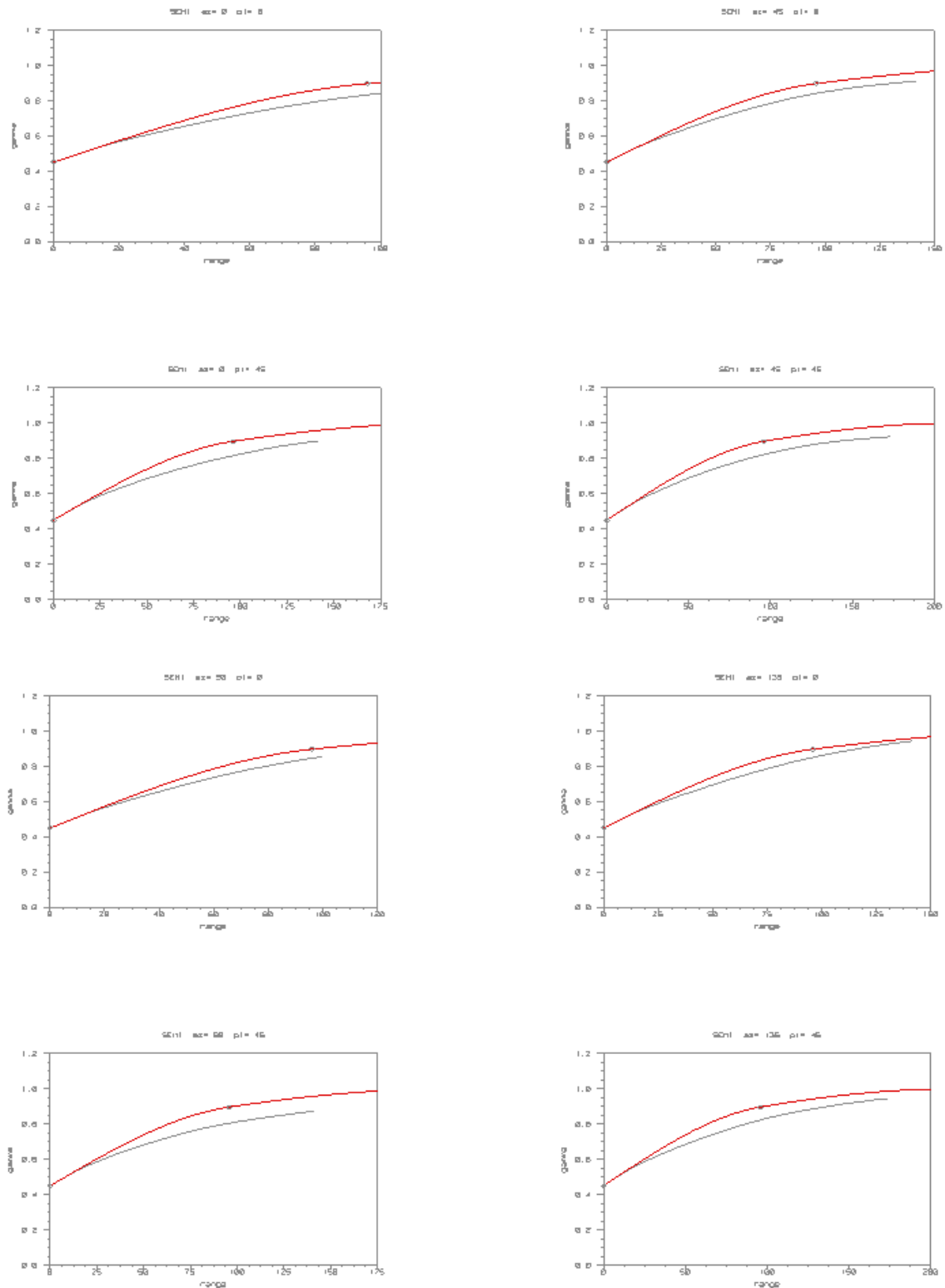


Figura 45: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #34, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

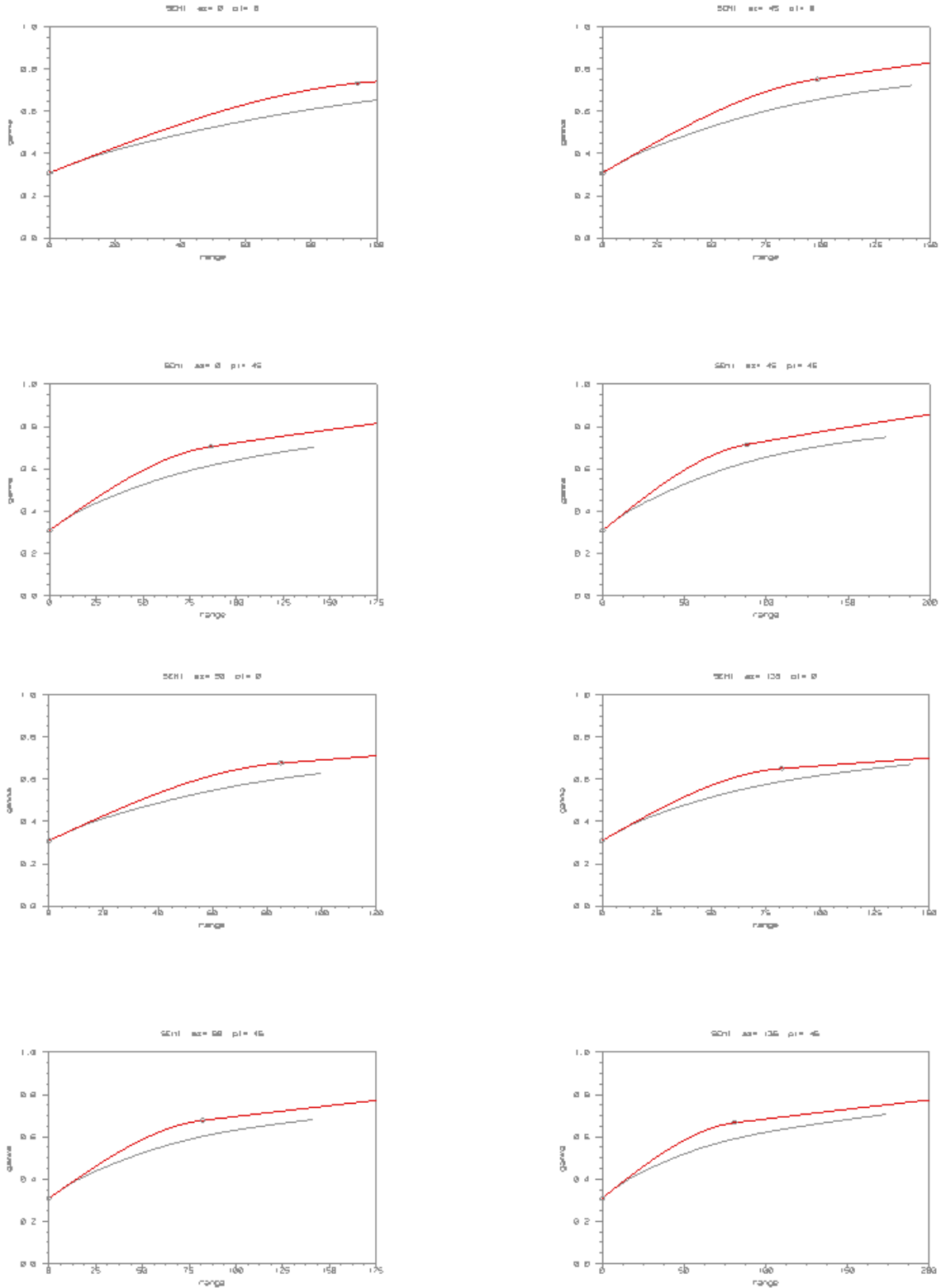


Figura 46: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #34, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

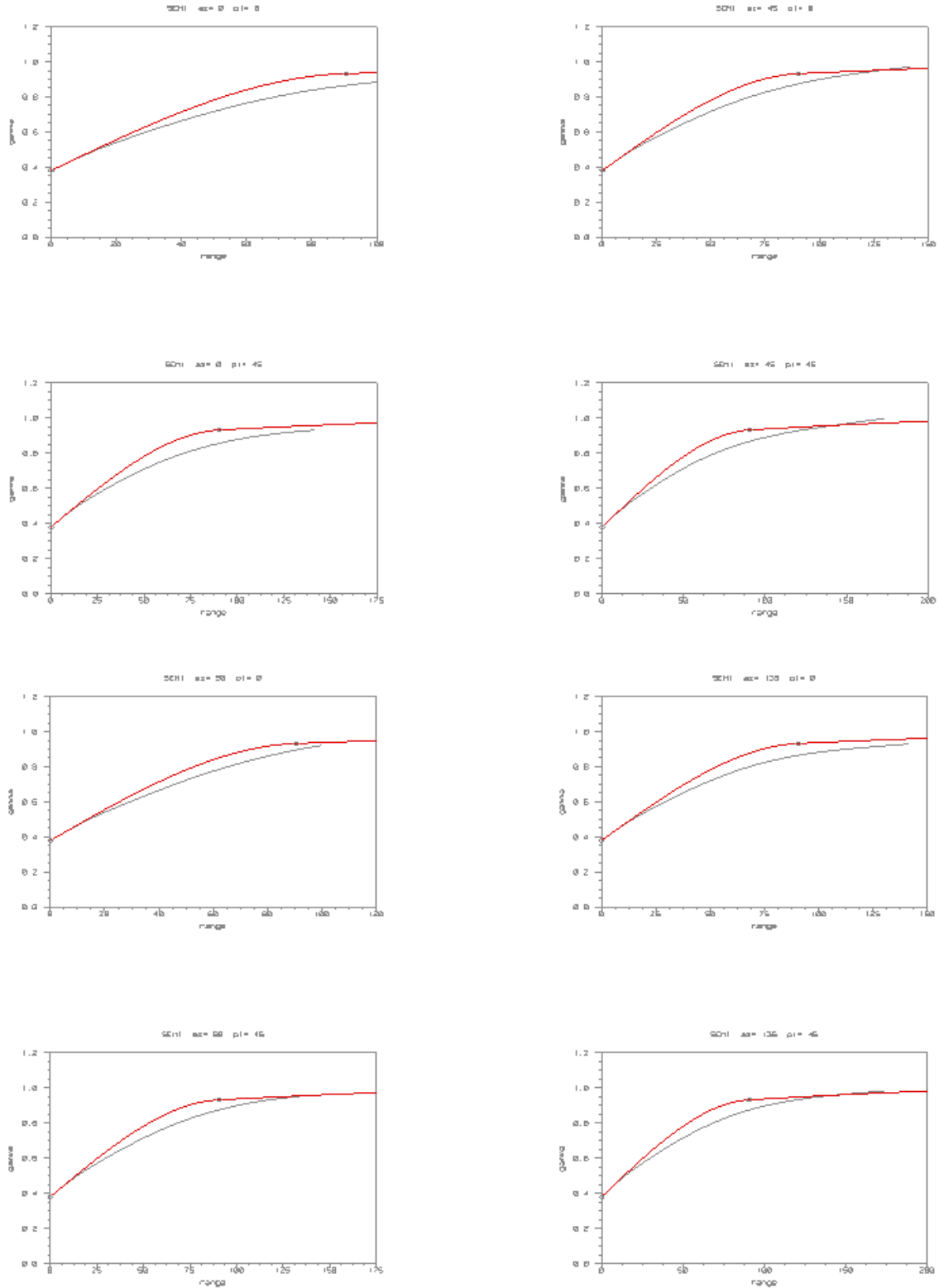


Figura 47: Variografía UG 15 (HYP1A), datos transformados simulación #41, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

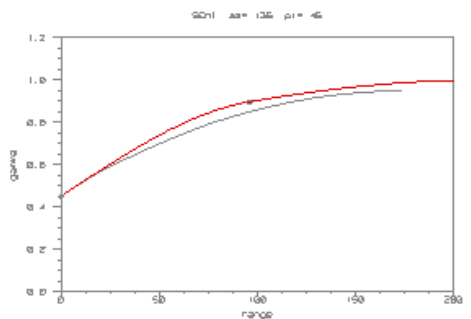
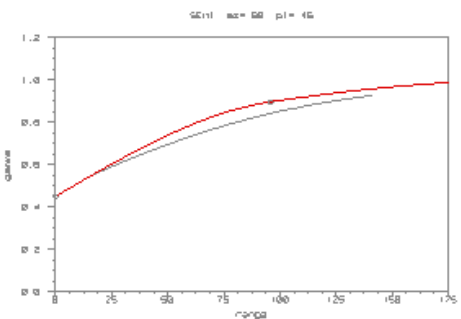
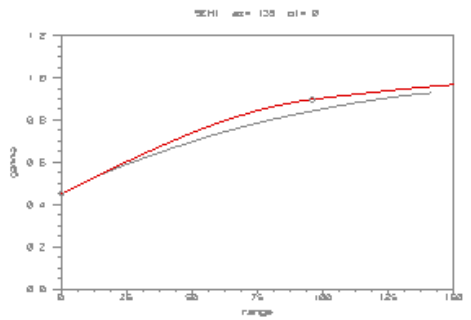
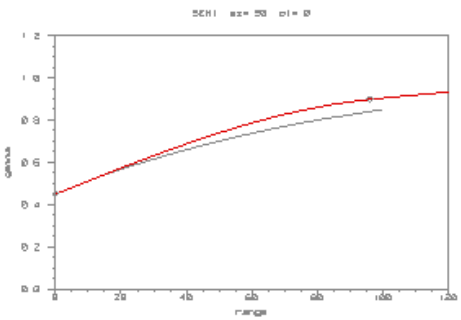
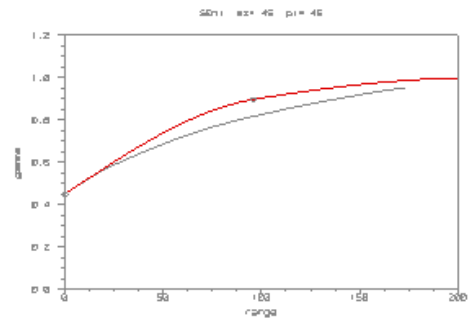
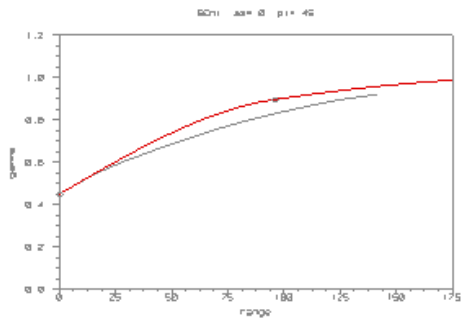
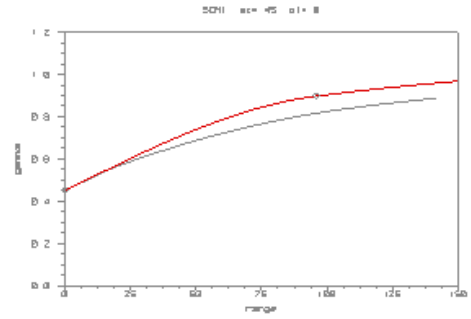
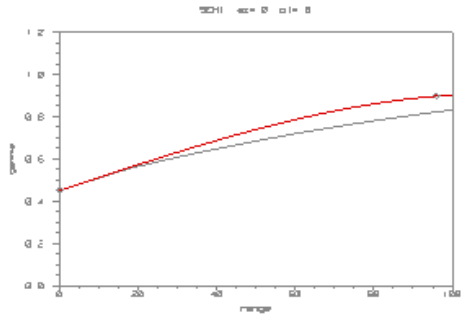


Figura 48: Variografía UG 16 (HYP1B), datos transformados simulación #41, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)

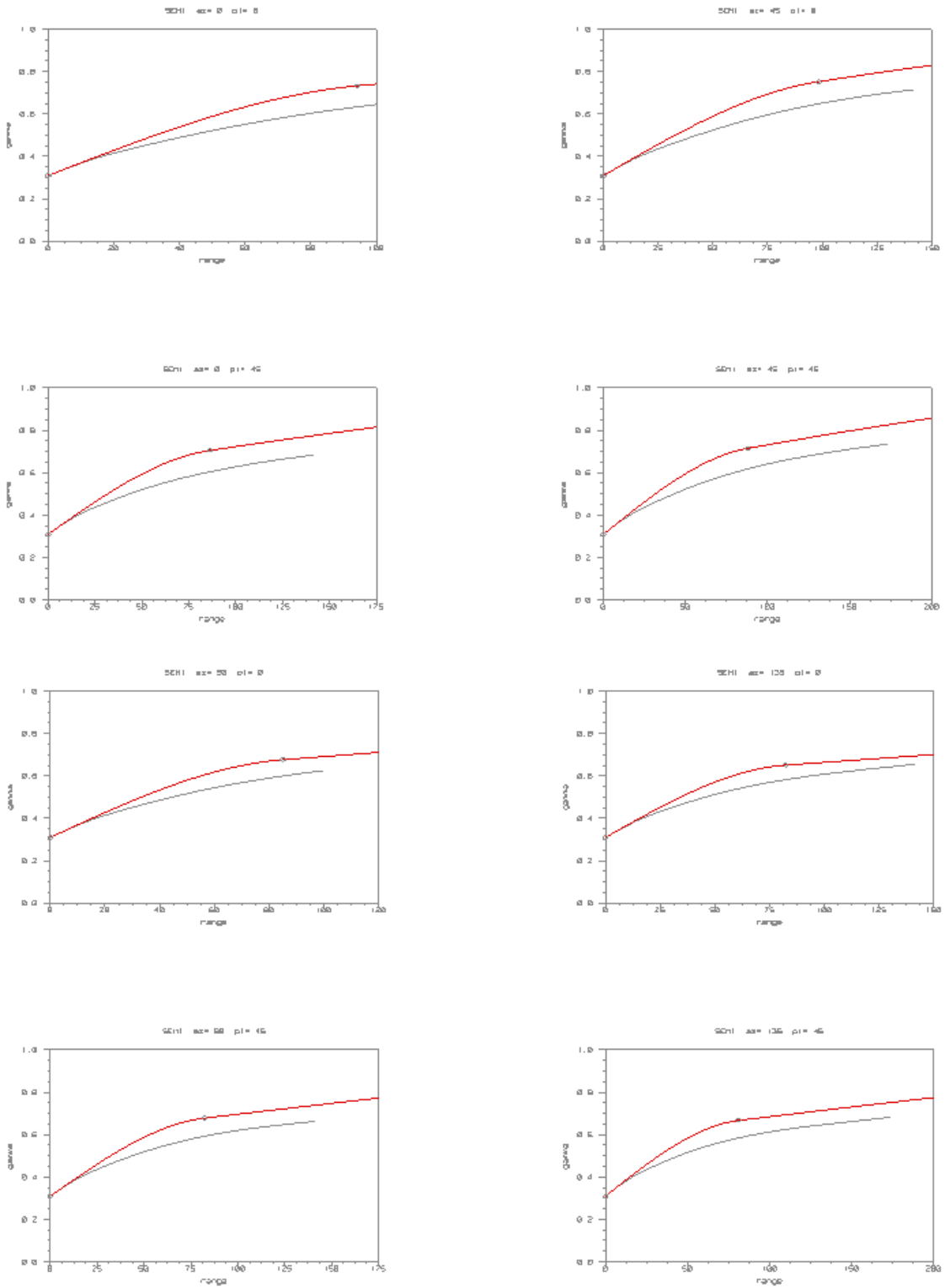


Figura 49: Variografía UG 17 (HYP2), datos transformados simulación #41, distintas direcciones (color rojo corresponde a variograma modelado)