

**REPUBLICA DE CUBA  
MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR**

**INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO  
Dr. ANTONIO NÚÑEZ JIMENEZ  
FACULTAD DE GEOLOGÍA Y MINERÍA**

**Tesis en Opción al grado Científico de Master**

**COMPARACIÓN DE MÉTODOS DE ESTIMACIÓN Y  
SIMULACIÓN PARA EL CÁLCULO DE LOS  
RECURSOS TOMANDO COMO EJEMPLO EL  
BLOQUE O48 DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA.**

**Autor: Ing. Niurka de la Caridad Pérez Melo.**

**Tutor: Dr. Roberto Díaz Martínez.**

**Colaborador: Ing. Adrián Martínez Vargas.**

**MOA, 2003**

*"No son las especies más fuertes las que sobreviven,  
ni siquiera las más inteligentes,  
¡sino aquellas más propensas a los cambios!"*

*Charles Darwin*

*(1809-1882)*

Dedicatoria.

*A mi hija, con todo mi amor...*

*A mis padres, a los cuales le debo todo....*

*A todos los que me quieren bien.*

## **Agradecimientos.**

*Quisiera agradecer sinceramente a todas aquellas personas que de una forma u otra han colaborado con la culminación de esta tesis, ya sea desde el punto de vista profesional como moral.*

*Al claustro de profesores que intervino en la maestría de Geología, en especial por su ayuda en momentos difíciles.*

*A mis compañeros de trabajo que me han apoyado en esta tarea, a pesar de todo.*

*A mi tutor por su colaboración y críticas certeras.*

*A todos mis amigos .*

*Al ingeniero Adrián Martínez por su valiosa ayuda .*

*A todos los compañeros del departamento de geología de la mina de la ECG por su colaboración con información , consultas y opiniones.*

*Al Dr . Aristides Legrá por su colaboración.*

*A todos, muchas gracias.*

## RESUMEN

Con el objetivo de determinar la forma más adecuada de estimar los valores de hierro, níquel y cobalto en yacimientos lateríticos del nordeste de Cuba se realizó una comparación de los errores puntuales asociados a varios métodos de estimación y simulación. Se emplearon, hasta donde fue posible, parámetros similares para todos los casos. La comparación se basó en los resultados de la técnica jackknife, donde fueron migrados los datos de referencia a los nodos más cercanos de una red regular densa. Los métodos de estimación y simulación estudiados fueron: Inverso de la Distancia, Kriging Simple, Kriging Ordinario, Kriging Multigaussiano, Kriging Lognormal, Kriging con modelo de Spline, Simulación Gaussiana Secuencial y Simulación Condicional por el Método de Bandas Rotantes, esta última con 100 bandas aleatorias; estos proporcionaron resultados similares a excepción del Kriging con Modelo de Spline, cuyos errores fueron muy elevados. Finalmente se demuestra que la exactitud de la estimación en este caso de estudio, más que de los métodos, depende de los datos y de la estrategia de búsqueda empleada en la estimación y la simulación.

Se realizó una comparación de los recursos de metal de tres pozos de la red de 33.33x33.33m, estimados por: método de áreas de influencia con área de 33.33x33.33m, método de áreas de influencia con área de 16.66x16.66m, cálculo realizado utilizando las unidades de selectividad minera. De esta comparación se concluye que la cantidad de información utilizada en la estimación de los recursos influye de manera directa en el resultado local de la estimación y el grado de selectividad con que se realice la estimación tiene incidencia en el resultado global de la estimación, permitiendo una mejor planificación minera.

|  | <b>Página</b> |
|--|---------------|
| <b>INDICE</b>  |               |
| <b>INTRODUCCIÓN</b>  | <b>I</b>      |
| <b>Revisión Bibliográfica</b>  | <b>V</b>      |
| <b>CAPITULO I: CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS DE LA REGIÓN.</b>  |               |
| 1.1. Ubicación Geográfica del yacimiento Punta Gorda.  | 1             |
| 1.2. Características Geológicas de la región.  | 1             |
| 1.2.1. Marco Geológico.  | 1             |
| 1.3. Geología del Yacimiento Punta Gorda.  | 5             |
| 1.3.1. Principales rasgos lito-estratigráficos y geológicos del yacimiento Punta Gorda.  | 6             |
| 1.3.2. Características Geoquímicas.  | 14            |
| 1.3.2.1. Distribución de los contenidos de hierro  | 14            |
| 1.3.2.2. Distribución de los contenidos de cobalto   | 15            |
| 1.3.2.3. Distribución de los contenidos de Níquel  | 17            |
| 1.3.3. Características Geoquímicas del bloque O-48.  | 19            |
| 1.3.4. Características hidrogeológicas   | 21            |
| 1.3.5. Tectonismo de la zona   | 22            |
| <b>CAPITULO II. METODOLOGÍA PROPUESTA PARA LA ESTIACIÓN DE LOS RECURSOS Y RESERVAS TOMANDO COMO EJEMPLO EL BLOQUE O-48 DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA.</b> | <b>24</b>     |
| 2.1 Introducción   | 24            |
| 2.2 Elección de los datos para comprobar la metodología propuesta.   | 24            |
| 2.3 Metodología propuesta para la estimación de los recursos.  | 25            |
| 2.3.1. Geometrización del bloque.  | 26            |
| 2.3.2. Determinación del tamaño y modelo del bloque.   | 28            |
| 2.3.2.1. Elección del soporte.   | 28            |
| 2.3.3. Análisis estadísticos de los datos y su correspondencia con la geología.  | 29            |
| 2.3.4. Análisis estructural de los datos originales y transformados.   | 30            |
| 2.3.5. Análisis de la estrategia de búsqueda para la estimación y la simulación.   | 32            |
| 2.3.6. Comparación de métodos de estimación y simulación y errores de cálculo.   | 33            |
| 2.3.6.1. Geoestadística Lineal.  | 35            |
| 2.3.6.2. Geoestadística no Lineal.   | 36            |
| 2.3.6.3. Inverso de la distancia.  | 36            |
| 2.3.7. Estimación de los recursos.   | 38            |
| <b>CAPITULO III. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS</b>   | <b>41</b>     |
| 3.1 Introducción.  | 41            |
| 3.2 Geometrización del yacimiento.   | 41            |
| 3.3 Descripción de los datos y análisis estadístico.   | 46            |
| 3.3.1 Análisis estadístico de los datos para toda la potencia.   | 46            |
| 3.3.2 Análisis estadístico de los datos para diferentes grupos de datos.   | 51            |
| 3.4 análisis de los variogramas.   | 54            |
| 3.4.1 Elección del elipsoide de búsqueda.  | 60            |
| 3.5 Resultado de la comparación de los métodos de estimación y simulación.   | 62            |
| 3.6 Estimación de los recursos.  | 69            |
| <b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>  |               |
| <b>BIBLIOGRAFÍA</b>  |               |

**INDICE**  
**ANEXOS**

**Página**

- Anexo 1: Plano de ubicación geográfica del yacimiento Punta Gorda.  
Anexo 2: Plano de ubicación de los bloques de explotación, con datos geológicos de yacimiento Punta Gorda.  
Anexo 3: Esquema geológico del yacimiento Punta Gorda.  
Anexo 4: Mapa de potencia de la corteza total.  
Anexo 5: Mapa de potencia de la capa útil.  
Anexo 6: Mapa de potencia hipsométrico con dirección de drenaje superficial.  
Anexo 7: Mapa de potencia de escombros.  
Anexo 8: Mapa de pendientes.  
Anexo 9: Mapa de rugosidad superficial.  
Anexo 10: Mapa de contenido de hierro de la corteza total.  
Anexo 11: Mapa de contenido de hierro de la capa útil.  
Anexo 12: Mapa de contenido de cobalto de la corteza total.  
Anexo 13: Mapa de contenido de cobalto de la capa útil.  
Anexo 14: Mapa de los dominios geológicos.  
Anexo 15: Mapa de contenido de níquel de la corteza total.  
Anexo 16: Mapa de contenido de níquel de la capa útil.  
Anexo 17: Mapa de isocontenido de hierro de la capa (LB+SB) en el bloque O-48.  
Anexo 18: Mapa de isocontenido de cobalto de la capa (LB+SB) en el bloque O-48.  
Anexo 19: Mapa de isopotencia de la capa (LB+SB) en el bloque O-48.  
Anexo 20: Mapa de isocontenido de níquel de la capa (LB+SB) en el bloque O-48.  
Anexo 21: Estimación de los recursos de metal de Ni, Fe, Co en las unidades de selectividad minera para el bloque O-48.

## **Introducción.**

El desarrollo de la industria moderna y de las nuevas tecnologías requiere un mejor aprovechamiento y rendimiento de los recursos disponibles, donde un lugar primordial lo tiene el uso racional de la materia prima mineral no renovable. Este desarrollo acelerado exige producciones rápidas y dinámicas, capaces de variar su calidad y costo de producción, con un aumento constante de la utilización de los recursos. Por ello es necesario un cambio en el campo geológico – minero, que sea proporcional al desarrollo industrial, donde los trabajos de búsqueda, exploración y evaluación geólogo – económica de los yacimientos minerales se encaminan a la obtención de una materia prima mineral que cumpla con las exigencias de calidad, cantidad y selectividad de la masa minera impuestos por el acelerado desarrollo industrial.

Una actividad fundamental que toda empresa minera debe realizar durante la vida útil de la mina es la búsqueda y estimación de los **recursos** y las **reservas** de mineral, condicionada, esta última por el agotamiento progresivo del mineral a causa de la explotación y por las fluctuaciones de las cotizaciones de los metales. Chica Olmo (1988) define los recursos como una acumulación natural de uno o varios elementos metálicos o no, en el interior de un dominio del espacio y que con frecuencia se les denomina recurso minero in situ; están controlados por factores naturales causantes de su génesis por lo que puede decirse que constituyen una acumulación geológica de interés económico.

Whateley y Harvey (1994) define como reservas aquella porción de los recursos cuya presencia está asegurada geológicamente y puede ser explotada económicamente en la actualidad. La determinación de las reservas normalmente podrá requerir un estudio de factibilidad multidisciplinario, ya que el nivel de datos requeridos para la determinación de las reservas y los recursos difieren y las dos clasificaciones son usadas para fines distintos.

La estimación de recursos y reservas podemos considerarla como una de las tareas de mayor importancia a la hora de poner en explotación un yacimiento mineral, proporcionando su valor industrial. Este cálculo de los recursos se puede realizar por dos vías: los métodos clásicos y geoestadísticos. Los métodos clásicos se basan en lo fundamental en la utilización de valores o medias

ponderadas para la estimación de bloques definidos convenientemente. En el caso de los métodos modernos los de mayor aplicabilidad en la actualidad son los geoestadísticos, estos consisten en el uso de técnicas de regresión, teniendo como premisa fundamental la realización de las estimaciones a partir de las características de variabilidad y correlación espacial de los datos originales.

La geoestadística a diferencia de los métodos clásicos, proporciona una estimación óptima de estas cantidades, tanto a nivel global como local. En general el proceso de estimación de los recursos, se sitúa en una fase previa y diferente en cuanto a los métodos a utilizar, para la estimación de las reservas recuperables.

Los yacimientos ferroniquelíferos de la región Nororiental de Cuba son de interés económico por sus elevados contenidos de níquel y cobalto; estos recursos son explotados por tres empresas minero – metalúrgicas: René Ramos Latourt, Pedro Soto Alba (Moa Nickel S.A.) y Ernesto Che Guevara. La estimación de los recursos en estos yacimientos se ha realizado en lo fundamental por el método de áreas de influencia, presentando deficiencias en cuanto a su confirmación. En el cálculo de los recursos y las reservas es esencial la estimación precisa de los contenidos de varios elementos químicos y otras variables como la densidad de las litologías en puntos no muestreados. Los valores obtenidos de dichas estimaciones se emplean además en la planificación a corto, mediano y largo plazo de la minería. Generalmente se parte de la información primaria de los pozos de exploración, pero queda una gran duda: *-¿Cual es el método más apropiado para estimar el valor de estas variables?-*

Al no existir un método que permita dar solución a esta incógnita se decide comparar los métodos más utilizados en la estimación de recursos y reservas, fundamentalmente aquellos que han sido concebidos para determinar el valor medio de las variables en una región del espacio tridimensional con un soporte  $V$ , de volumen predefinido.

**Problema científico: No se conoce el método más adecuado para la estimación local de los recursos en los yacimientos lateríticos de níquel y cobalto en la región de Moa.**

**El objetivo de esta investigación es determinar el método más adecuado para la estimación local de los recursos mediante la comparación diferentes métodos de estimación, en dependencia de las condiciones geológicas y los parámetros utilizados en la estimación.**

Como **objeto** de estudio se toma el bloque O48 del yacimiento Punta Gorda, por poseer características geológicas relativamente homogéneas, ser un caso clásico de corteza de meteorización, con alto grado de madurez y comportamiento estable de los contenidos de los elementos químicos en el perfil de alteración con respecto al patrón o comportamiento medio de los yacimientos de su tipo en el mundo, además posee un alto grado de muestreo (con redes de hasta 8.33 m de separación), cosa inusual en la práctica de exploración de este tipo de yacimiento, lo cual permite realizar una adecuada estimación de los variogramas y los valores medios.

Para el desarrollo de las tareas investigativas se ha partido de la **hipótesis** siguiente: **Si se comparan los resultados de varios métodos de estimación de recursos y reservas, teniendo cuidado de seleccionar los parámetros adecuados en función de las características del método y las condiciones geológicas existentes en el yacimiento, entonces es posible discernir cual de estos métodos es el más adecuado para dichos cálculos.**

La novedad científica radica en la comparación detallada de diferentes métodos de estimación de recursos entre los que se encuentran: inverso de la distancia (ID), Kriging simple (KS), Kriging Ordinario (KO), Kriging Lognormal (Klogn), Kriging con modelo de Spline (Kspline), Simulación Gaussiana Secuencial (SGS), Kriging multigaussiano (KMG) y Simulación Condicional por el Método de Bandas Rotantes (SBR), este último con 100 bandas aleatorias, el empleo de la técnica de Jackknife en lugar de la validación cruzada para comparar los errores de estimación y por último la metodología de análisis de los errores, donde se conjugan criterios matemáticos y geológicos; conjugado con una correcta interpretación geológica del fenómeno.

La **metodología de trabajo** está enfocada a dar solución al objetivo propuesto en la investigación. La misma se explicará con detalles en el capítulo II de la tesis.

Etapas propuestas en la metodología:

1. Geometrización del Yacimiento.
2. Determinación del tamaño y modelo del bloque.
3. Análisis estadístico de los datos y su correspondencia con la geología.
4. Análisis estructural de los datos originales y transformados.
5. Análisis de la estrategia de búsqueda para la estimación y la simulación.
6. Comparación de los métodos de estimación y simulación y los errores del cálculo.
7. Estimación de los recursos.

## **REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA**

### **Introducción**

La estimación de reservas es el resultado de la integración de diversos factores como el conocimiento geológico del depósito, precisión en la obtención de los parámetros mineros (contenido, espesor, densidad), determinación del comportamiento de estos parámetros y el método de cálculo.

### **Conocimiento geológico y comportamiento de los parámetros de cálculo.**

El conocimiento del comportamiento espacial de los parámetros geológico – industriales de los yacimientos ferroniquelíferos de Cuba, es de vital importancia para la estimación de los recursos y reservas. Durante todo el período de explotación de estos yacimientos se han realizado varios trabajos por las empresas Ernesto Che Guevara, René Ramos Latour, Pedro Soto Alba y el Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, enfocados en lo fundamental a estudios estadísticos empleando principalmente el coeficiente de variación.

En el trabajo titulado “Estudio de la Variabilidad de la Potencia y el Contenido del Yacimiento Martí”, Reyes H. F., (1982), utiliza los métodos: Estadístico, de Bogatsky y el Método de Osetsky. Entre las conclusiones más importantes de este trabajo se destacan: en todos los casos la variabilidad en la serpentinita de balance (SB) es mayor que en la laterita de balance (LB), de todos los componentes el más variable es el Cobalto y por último, que la potencia mineral constituye el parámetro más variable.

Riz Romero M., (1984), realiza un “Estudio de la Variabilidad de la Potencia y el Contenido del Yacimiento Pinares de Mayarí”. Usando el método estadístico, deja claro que el parámetro más variable es la potencia de mineral útil.

L. F. Bravo y S. E. Sánchez, (1983), mediante sencillos métodos gráficos para el análisis del carácter y grado de variabilidad de los parámetros geológico industriales, potencia del cuerpo mineral y contenido de níquel en los mismos, donde se muestra la interrelación existente entre estos indicadores. Se recomienda la utilización del método para la división del yacimiento en bloques geológicos; hasta el presente la confirmación de estos bloques se hace sobre la base de una distribución proporcional de los mismos en el área a explotar, sin

tener en cuenta como criterio fundamental las características geológicas de las áreas investigadas.

En 1985, Velásquez C. L. estudia la variabilidad de los elementos Fe y Ni en las capas industriales LB y SB en 15 bloques del sector central del Yacimiento Punta Gorda. Usa la técnica del Coeficiente de Variación y entre otras conclusiones destaca que el horizonte de SB se presenta más variable que el de LB.

Este mismo año, Tamayo R. J. R. ejecuta el trabajo "Variabilidad de los parámetros fundamentales del Sector Central del Yacimiento Punta Gorda" donde concluye, entre otras cuestiones, que el contacto superior de la LB se presenta menos irregular que el inferior y que la parte central del Yacimiento es menos variable.

En 1990, Álvarez D. B. en el "Estudio de los Principales Parámetros Geológico Industriales del Sector Zona A, Yacimiento Moa" concluye que el parámetro más variable es la potencia de mineral útil.

H. J. Rodríguez, (1990), plantea que la determinación de la masa volumétrica en cada intervalo de avance del pozo criollo se ha promediado en muchos yacimientos, según los tipos tecnológicos de menas; clasificación esta que depende solamente del contenido de níquel y hierro en el intervalo caracterizado, siendo esta una propiedad física que guarda relación más estrecha con el estado de agregación de la sustancia expresado en los diferentes horizontes litológicos del intemperismo de las rocas ultrabásicas en el caso particular de las cortezas lateríticas.

Arístides A. Legrá, R. G. Polanco, J. M. Miranda, (1999), analizan los problemas que presentan la determinación de la masa volumétrica en los yacimientos lateríticos de Punta Gorda y presentan una nueva propuesta para el establecimiento de este parámetro a partir de un modelo matemático lineal, al considerar como variables independientes la situación geográfica y los valores de los componentes Ni, Fe y Co del mineral en el punto donde se quiere realizar la estimación.

Se concluye que el valor obtenido de masa volumétrica es mucho más confiable que el método utilizado con anterioridad, pues prevé un valor de masa volumétrica para cada pozo de la red de exploración en cada una de sus capas tecnológicas,

teniendo en cuenta las relaciones entre los % de Ni, Fe y Co y la posición del pozo de exploración con respecto a los pozos criollos.

### **Métodos de estimación de reservas<sup>1</sup> empleados en los yacimientos lateríticos cubanos.**

El método de estimación de reservas empleado tradicionalmente en los yacimientos de níquel de Cuba es el de áreas de influencia, como se puede apreciar en los trabajos de Aleogin et al. (1977). Este método fue creado por Boldiriev en 1914 y consiste en que a cada muestra se le puede asignar un polígono que establece su área de influencia, para el cual cualquier punto dentro del mismo está más cerca de la muestra central que de cualquier otra muestra. Estos polígonos se obtienen construyendo mediatrices a los segmentos que unen cada par de muestras contiguas. En el caso particular de los yacimientos lateríticos los pozos de perforación están dispuestos en una red regular, por lo que los polígonos que se forman son cuadrados, a los que se les asigna el valor medio ponderado del pozo central.

Cuador 2002, en su tesis doctoral refiere las principales deficiencias de este método, el cual ha sido empleado en la estimación de las reservas de los yacimientos lateríticos cubanos hasta la actualidad:

- a) Para lograr una estimación de reservas lo más precisa posible, la utilización excesiva del método conlleva a encarecer los costos de los trabajos de exploración, porque es necesario realizar al menos un pozo de perforación por cada bloque de estimación según el tamaño que se desee.
- b) No se aprovecha la información que pueden aportar los pozos vecinos, que indudablemente existe y se ha demostrado por métodos geoestadísticos, a través de las características de variabilidad y correlación espacial entre los datos.
- c) Los cambios que se producen en las leyes son bruscos en los bloques vecinos, lo que se acentúa aún más cuando los contenidos medidos son muy variables.

---

<sup>1</sup> Se refiere al cálculo de los recursos, estos trabajos son anteriores a la clasificación de los recursos y reservas de minerales útiles sólidos emitida por la ONRM de 1999.

d) Se considera que asignar el valor de los contenidos del pozo como valor medio a su correspondiente polígono de influencia es vago, porque ante parámetros con tan alta variabilidad presente en estos yacimientos es imposible que pueda existir representatividad.

Hace referencia también que la utilización de los métodos clásicos de cálculo de reservas en la explotación actual de las menas niquelíferas cubanas no es recomendada para la caracterización local de las reservas, debido al conocimiento actual que se posee de métodos modernos de estimación de reservas, a la existencia de potentes equipos informáticos que disminuyen considerablemente el tiempo de procesamiento y a la presencia en el mercado de sistemas informáticos para los trabajos geólogo - mineros.

No obstante, en el transcurso de la explotación del yacimiento Punta Gorda se han realizados varios trabajos enfocados a la comparación de los recursos por diferentes métodos clásicos y a la evaluación de las principales deficiencias del método actual utilizado para la estimación y que influyen en la no confirmación de las reservas; tal es el caso de los trabajos de V. Arcia, 1990; A. Duran, 1994 y A. Heat, 1996. En estos trabajos es común un insuficiente análisis geológico previo a la estimación y su influencia en los resultados.

V. Arcia, 1990, realiza un análisis comparativo de los resultados obtenidos por diferentes métodos de cálculo: áreas de influencia, perfiles paralelos y método auxiliar pozo a pozo, para realizar una valoración sobre la confirmación de las reservas geológicas extraídas del subsuelo al aplicar uno y otro método, así como la magnitud de las pérdidas que se pueden presentar por este concepto. Concluyendo que el método más confiable es el de perfiles paralelos, cuya aplicación es favorable para planificaciones a largo plazo.

A. Durán 1994, determina las causas fundamentales que provocan la no confirmación de las reservas geológicas en el yacimiento Punta Gorda, como consecuencia directa de la dilución. Entre estas causas se citan:

- Intercalaciones de mineral dentro del escombros, las cuales son consideradas reservas.
- Intercalaciones de mineral estéril dentro del mineral, considerado como parte integrante de este paquete mineral teniendo en cuenta su masa volumétrica.

- Intercalaciones de una mena de balance dentro de otra, que no se consideran dentro del paquete mineral.
- Menas de balance que por su posición en el perfil del pozo no pueden ser explotadas según las condiciones mineras existentes, sin embargo forman parte de las reservas geológicas.
- Reservas no contempladas en el cálculo de las reservas geológicas que deben ser incluidas en el mismo, sobre todo ocurre para la mena SB.
- Errores de cálculo.

De este análisis se observa que:

- La intercalación de mena de balance dentro del escombro debe darse como escombro debido a que se ha demostrado que con la tecnología existente es difícil separarla del escombro.
- Mineral que debe abandonarse en el corte de minería por la tecnología minera empleada.
- Reservas no contempladas en el cálculo de las reservas geológicas que deben ser incluidas.
- Intercalaciones de un tipo de mena balance dentro de otro tipo de mena de balance no contempladas en el cálculo como intercalación, sino como parte del paquete mineral.
- Intercalaciones de material estéril dentro de las reservas geológicas.
- Errores de cálculo.
- Chimeneas de escombro.

El autor del trabajo concluye que cuando se calculan las reservas geológicas del yacimiento, por norma se establecen varias condiciones para el cálculo, que teóricamente son válidas, pero la experiencia práctica demuestra que estas tienen que ser adaptadas a las condiciones de trabajo, pues ellas son las causas de parte de las pérdidas, empobrecimiento, escombro minado, minería sobre el techo teórico (MSTT), minería por debajo del fondo teórico (MDFT) y la dilución.

A. Heat y otros, 1996, realizan el trabajo "Metodología para la reevaluación de las reservas", para establecer el procedimiento de reevaluación de las reservas del yacimiento Punta Gorda utilizando la información de los trabajos desarrollados en el área de influencia de los pozos, y algunos criterios obtenidos en la explotación

del yacimiento para obtener nuevos valores de la cantidad y calidad de las reservas, y su posterior comparación con las reservas estimadas en la exploración detallada, haciendo posible la planificación operativa y mejorando la precisión en el cálculo de la dilución, pérdidas y empobrecimiento de las reservas extraíbles.

En la actualidad esta reevaluación se realiza utilizando la metodología del software "Tierra" versión 2.3C BETA (Noviembre 2003).

Actualmente las empresas productoras Ernesto Che Guevara y Pedro Soto Alba han realizado algunos trabajos encaminados a la estimación de las reservas. La Empresa Pedro Soto Alba cuentan con un Software [Guardia Rodríguez W., 2003] que les permite realizar estimaciones de recursos y reservas por el método de áreas de influencia y con un modelo de bloque de 8x8x3m, para estos modelos de bloques se realiza el análisis variográfico, luego efectúan las estimaciones con el método del inverso de la distancia, debido a que los resultados alcanzados mostraron poca variabilidad para el Fe, Ni, Co, basados en estudios geológicos preliminares. Actualmente se aplican los dos métodos con la tendencia a eliminar el método de áreas de influencia.

En la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, los especialistas de CEPRONI (Marrero, N.- com. Pers., 2003) con la utilización del software GEMCOM han realizado varias estimaciones de recursos y reservas a casi toda la concesión de Punta Gorda, excepto Yagrumaje Norte, en estos momentos los modelos están siendo revisados por la ONRM para su aprobación.

### **Utilización de la computación aplicada a resolver tareas de la prospección geológica de los yacimientos ferroniquelíferos del Nordeste de Cuba.**

La utilización de la computación aplicada a resolver tareas de la prospección geológica del níquel comenzó con los cálculos de reservas de los yacimientos Pinares de Mayarí, Nicaro y Atlantic en Moa [Lavaut Copa W., 1983]; haciéndose más sistemática a partir de la instalación en la Empresa Comandante René Ramos Latour (ECRRL) de una computadora cubana CID 201 - B, que condicionó la confección en el año 1979, de un sistema en lenguaje LEAL para el cálculo de reservas en menas lateríticas.

Este sistema resolvía agilizar los cálculos de reservas pero tenía un diseño muy estrecho que solamente satisfacía la exploración de explotación y según las exigencias del proceso tecnológico de la Empresa Comandante René Ramos Latour no clasificaba los tipos tecnológicos no balanceados<sup>2</sup> de mineral formador del escombros y limitaba el estimado de reservas al primer horizonte mineralizado, sin cuantificar el mineral que yace por debajo de la primera intercalación estéril no admisible en cada pozo.

En 1976 la empresa nacional de Geofísica, confecciona un nuevo sistema para el cálculo de reservas, también soportado en CID 201 – B que permite el cálculo de todos los tipos tecnológicos de menas, tanto de balance como fuera de balance y para todo el corte. Sin embargo, este sistema tiene la dificultad al igual que el anterior de no poder calcular separadamente el mineral por encima de la primera intercalación no admisible, no satisfaciendo los requerimientos de la ECRRL.

Estas dificultades presentadas en estos dos sistemas motivaron la creación de un nuevo sistema de cálculo.

En 1983 por acuerdo de la comisión creada para analizar la minería conjunta de las nuevas industrias de Punta Gorda y Las Camariocas, se establecen las bases metodológicas para la confección de un nuevo sistema que satisfaga las necesidades y exigencias de los distintos organismos geológicos que trabajan en la esfera del níquel.

En 1984, se responsabilizó al entonces Grupo de Geomatemática y Computación de la Empresa Geólogo Minera Oriente con el procesamiento matemático de los cálculos de reservas de níquel. El sistema logrado es identificado con el nombre de NIQUEL, mejorando con respecto a los sistemas anteriores el procedimiento de validación de los datos, la precisión del cálculo y un adecuado tratamiento de la masa volumétrica, las variantes de condiciones de contenido límite así como otras ventajas inherentes a las facilidades operacionales que brinda la CID 300/10 con respecto a la CID 201 – B.

El sistema continuaba resolviendo el cálculo de las reservas sin lograr la integralidad en el control automatizado de todo el flujo informativo. Tampoco incluía el cálculo mecanizado, armónicamente enlazado a un sistema de las

---

<sup>2</sup> Término usado por las empresas productoras para referirse al material que forma al escombros y las intercalaciones de material estéril dentro de la potencia de mineral.

propiedades físicas, los índices geólogo - industriales, el control de la calidad, etc; y mucho menos la confección automática de gráficos y mapas, imposibles de lograr por la configuración de la CID 300/10.

En el período de 1986 – 1990 se acomete la tarea de confeccionar un sistema integral computarizado para la prospección geológica de los yacimientos niquelíferos de intemperismo, identificado con el nombre de MICRONIQ, empleándose en el servicio geológico encargado del estudio de los yacimientos cubanos.

### **Métodos de estimación empleados en la esfera internacional.**

Entre los aportes más importantes en el desarrollo de La **Geoestadística**, se pueden mencionar los trabajos de H. Sichel sobre la aplicación de la distribución *log-normal* en estudios de minas de oro. Estos trabajos fueron seguidos por la famosa contribución de D. G. Krige en el uso del análisis de regresión en muestras y bloques mineros [Matheron y Kleingeld, 1987]. También se destaca la introducción de B. Matern de la teoría de funciones aleatorias para el análisis de la variación espacial de un campo forestal. La Geoestadística se consolidó finalmente con los trabajos de G. Matheron que se recogen en su tesis doctoral [Matheron y Kleingeld, 1987] sentando las bases de lo que hoy se conoce como la **Teoría de la Variable Regionalizada**.

De acuerdo con las características más importantes que aparecen en su evolución, la Geoestadística se ha dividido en varias generaciones [Matheron y Kleingeld, 1987] que cubren desde la Geoestadística Lineal y No Lineal hasta problemas más complejos asociados con la selección de menas, simulación, etc.

En la actualidad la aplicación de los métodos geoestadísticos en la esfera internacional es amplia, existiendo dos polos fundamentales: El Centro de Geoestadística de la Escuela Superior de Minas de París, Fontainebleau, Francia y la Universidad de Stanford, Estados Unidos. También hay otros centros, instituciones y empresas que utilizan sus bondades en la caracterización de recursos naturales y aplicaciones a los más diversos problemas de las Ciencias de la Tierra.

El desarrollo de la minería ha traído unido el perfeccionamiento de los métodos de búsqueda de los minerales útiles, y los de la determinación de su cantidad y

utilidad para la extracción [Lepin y Ariosa, 1986], además, el mundo minero se hace cada vez más competitivo y las compañías necesitan evaluar su potencial económico. Existen actualmente dos formas de realizar el cálculo de reservas, los métodos clásicos y los modernos, entre los métodos clásicos de estimación se pueden destacar, el de “Bloques Geológicos”, “áreas de influencia” y el de “Perfiles Paralelos” [Díaz, 2001], éstos se caracterizan por el uso de valores medios o medias ponderadas de los contenidos de la exploración en bloques definidos convenientemente. Estos métodos son eficientes cuando la información disponible presenta determinada regularidad.

La Tesis Doctoral de Chica Olmo M. en Granada (1989), España, titulada “Análisis geoestadístico en el estudio de la explotación de los recursos minerales”, donde se tratan pormenorizadamente los procedimientos para la aplicación de las técnicas geoestadísticas, específicamente, la elaboración e interpretación de variogramas en el estudio de la variabilidad de los yacimientos minerales y su uso en la estimación de recursos y reservas.

Sin embargo a pesar del auge de la geoestadística en el mundo actual existen algunos especialistas en el tema que no descartan la importancia y eficacia de los métodos convencionales en la realización de algunos trabajos.

Orche, 1995 plantea que los métodos de cubicación antiguos, combinados con el empleo de medios informáticos suficientes, pueden tener aún plena vigencia y sustituir en determinadas circunstancias a otros desarrollados con posterioridad, como los geoestadísticos, los cuales no son muy eficientes cuando existe gran heterogeneidad en la información, así como la complejidad estructural y topográfica del yacimiento.

Sin embargo en la actualidad cada día es más creciente el uso de las técnicas geoestadísticas en la resolución de problemas relacionados con la minería y en particular en la evaluación de las reservas minerales.

F García Palomero y Otros, 1988 son del criterio que en los yacimientos donde no existe ningún control geológico visible de la mineralización, es necesario definir un modelo estadístico a base de definir poblaciones de leyes cuya distribución espacial en el yacimiento esté de acuerdo con el modelo geólogo- genético establecido o por establecer.

Cuando estas poblaciones son delimitadas, el yacimiento no dividido en zonas de comportamiento homogéneo cuyas reservas son calculadas por separado después de realizar un kriging con un modelo geoestadístico específico de cada zona.

### **Trabajos relacionados con la aplicación de las técnicas geoestadísticas en los yacimientos Lateríticos cubanos.**

En 1993 comienzan a introducirse en Cuba los conceptos sobre Geoestadística y el uso de variogramas como herramientas para la caracterización de la variabilidad de los parámetros geológicos en el yacimiento, tal es el caso de los trabajos de Gutiérrez M. A. y Beyra M. L. “Introducción al análisis variográfico de Yacimientos de Cortezas de Intemperismo”, marcó pautas y despertó el interés en cuanto al uso de estas nuevas técnicas. Se demuestra que el parámetro más variable es la potencia de la capa mineral.

J. Proenza y L. Fernández, 1994, realizaron un análisis geoestadístico en un bloque de explotación (R-51) del yacimiento Punta Gorda, su aporte principal radica en la utilización de técnicas geoestadísticas para la solución de diversos problemas como el de la no confirmación de las reservas. El mismo carece de gráficos y expresiones analíticas que caractericen la continuidad espacial de los parámetros.

En 1999, Ildio L. D. realiza un “Análisis Variográfico del Yacimiento Camarioca Norte”, donde aplica las técnicas de coeficiente de variación y elaboración de variogramas direccionales, comprobando que la potencia resulta ser también el parámetro más variable, que el yacimiento se comporta de manera isotrópica y que según el grado de variabilidad se clasifica de regular a muy irregular.

Legrá y Guardiola (1999) exponen elementos del análisis variográfico y la estimación por krigeaje y concluyen que estos elementos son una poderosa herramienta que permiten resolver problemas comunes del profesional geólogo - minero, que aunque estas técnicas se han popularizado, gracias a sus éxitos prácticos, no se puede confiar en recetas y algoritmos más o menos ingeniosos, sino que se debe conocer a fondo todo lo relacionado con ellas.

Legrá et al. (1999b) proponen un método para la determinación de la masa volumétrica en yacimientos lateríticos, planteando que cualquier inexactitud

existente en la determinación de este parámetro se refleja también como inexactitud en los valores de reservas de metal calculados. Hace referencia a que en los yacimientos lateríticos cubanos se obtiene una masa volumétrica promedio para cada uno de los horizontes tecnológicos de mineral, indicando que sin embargo el abuso de valores medios en aras de simplificar los cálculos, ha conducido a la aceptación de métodos simplistas y burdos. Llegando a la conclusión de que el uso del método de krigeaje para la estimación de la masa volumétrica sólo debe ser utilizado en última instancia, proponiendo el método de triangulación para la solución a este problema.

Un aporte importante, sobre todo en el campo de la geoestadística, aplicada al estudio y explotación de los yacimientos minerales lateríticos, fue el trabajo presentado como tesis doctoral por Legrá A. A. en 1999, donde presenta modelaciones novedosas tridimensionales de los parámetros geoquímicos incluidos en el programa "Tierra" elaborado precisamente para el procesamiento de la información en yacimientos de este tipo genético, el que se utiliza actualmente como herramienta básica para el pronóstico, la planificación y control de la minería en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara".

En el 2000 Jordan R. M., utilizando técnicas geoestadísticas realiza el "Estudio Variográfico del Grupo VII del Yacimiento Martí", donde demuestra la alta variabilidad de la potencia mineral, clasificando al yacimiento como muy irregular. Se determinan valores de espaciamiento no mayores de 10 m para error admisible del 20 %.

Otro paso importante en el uso de estas herramientas geoestadísticas lo constituye el trabajo de tesis doctoral realizado por O. Vera, 2001 donde propone una metodología para la optimización de redes para los yacimientos lateríticos. Una novedad importante introducida por el autor es la caracterización del yacimiento Punta Gorda en 7 dominios geológicos, sobre la base del uso de la modelación digital del relieve, permitieron arribar mediante un análisis multilateral geomorfológico, geológico, geoquímico a la delimitación y caracterización de estos dominios.

El trabajo más reciente que trata la problemática de los Yacimientos de corteza de intemperismo es la tesis doctoral de J. Q. Cuador, 2002. el cual elabora una metodología que permite la caracterización de recursos minerales en yacimientos

lateríticos ferroniquelíferos a partir de la aplicación de métodos de estimación y simulación geoestadística, tomando como caso de estudio el yacimiento Punta Gorda. La utilización de la simulación para la obtención de redes racionales y la masa volumétrica.

En la tesis, el mismo hace referencia a que el proceso de validación puede resultar en algunos casos innecesarios cuando la curva teórica describe exactamente la curva experimental de los semivariogramas [Armstrong y Roth, 1997; Armstrong y Carignan, 1997, Cuador, 2002]. Sin embargo otros autores como C.Bleines, J. Deraisme entre otros; 2001 son del criterio que la validación cruzada es una técnica que permite validar la estimación mediante datos robustos, es la mejor vía para filtrar los outliers durante el análisis estructural y es una herramienta poderosa para seleccionar los parámetros más adecuados a emplear durante las estimaciones y simulaciones.

### **Normas actuales para la clasificación de las reservas y recursos minerales.**

Los términos de recurso y reserva tienen diferentes significados en los diversos sistemas de clasificación nacionales.

La Oficina Nacional de Recursos Minerales (ONRM) de Cuba en su actual clasificación de recursos y reservas de minerales útiles sólidos (1999), define al **recurso mineral** como una concentración de minerales o elementos útiles sólidos que existen en la corteza terrestre, tanto en superficie como en profundidad, cuyas características hacen posible su extracción económicamente favorable en las condiciones actuales o futuras.

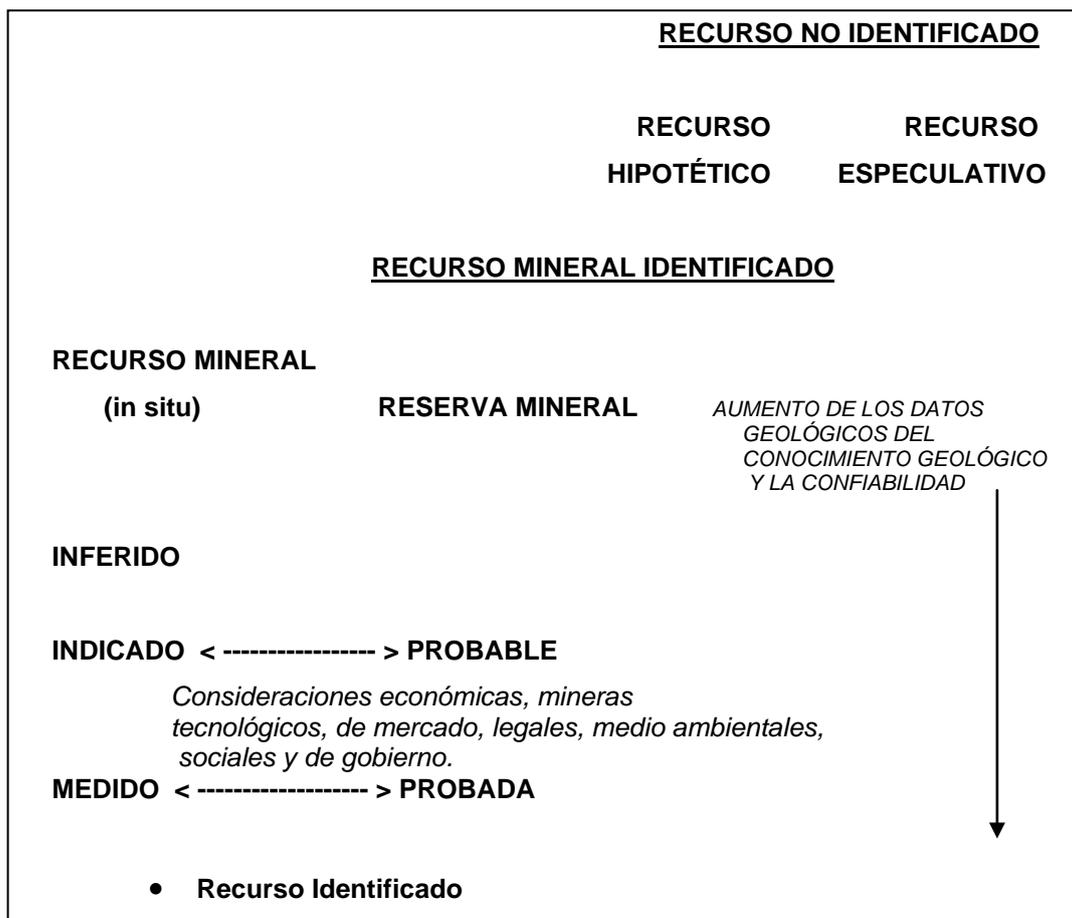
El otro término que se emplea muy frecuentemente en minería para conocer la importancia de una explotación es el de **reservas**, más concretamente el de **reservas recuperables o explotables** Chica Olmo, 1988. Estas reservas surgen del impacto de la actividad de explotación sobre los recursos anteriores y constituyen la parte económicamente explotable del recurso mineral. Por consiguiente, dependen de las condiciones técnicas y económicas en las que se desarrolla el estudio, que a su vez dependen de una serie de factores más o menos complejos de evaluar, como son: precio del metal; costos de explotación; técnicas metalúrgicas de tratamiento del mineral; aspectos legales, medioambientales, sociales y gubernamentales; Etc.

Estos factores repercuten, en definitiva, en el valor de la ley de corte (“cut – off”) de la explotación.

Las clasificaciones de los recursos y reservas de minerales se remontan a principios de siglo, y desde entonces hasta la fecha han sido innumerables las propuestas Herbert C. (1909), Securities and Exchange (1933), USBM/USGS (United States Bureau of Mines y United States Geological Survey) (1973), muchas de las cuales se han ajustado a las tradiciones históricas de las naciones con un gran desarrollo en la actividad minera. Se conoce también que en 1995 el Instituto Australasiano de Minería y Metalurgia adoptó una nueva clasificación de recursos y reservas.

Para tratar de dar solución a esta polémica, el equipo especial de las Naciones Unidas reunido en Ginebra en noviembre de 1996, aprobó el documento marco internacional de las Naciones Unidas para la Clasificación de las Reservas/ Recursos - Combustibles sólidos y sustancias minerales (CMNU), 1997; con la función de permitir el mantenimiento de las técnicas usadas a nivel nacional y al mismo tiempo hacerlas comparables entre si. Esto facilitará la comunicación a niveles nacionales e internacionales, permitiendo un mejor conocimiento de las reservas y recursos disponibles y hará más seguras y atractivas las inversiones en minería.

Existen otras muchas clasificaciones entre ellas la aprobada por la Oficina Nacional de Recursos Minerales de Cuba, que se parece un tanto a la establecida por el Instituto Australasiano de Minería y Metalurgia. A continuación se expone la misma:



**CLASIFICACIÓN DE LOS RECURSOS Y RESERVAS DE MINERALES ÚTILES SÓLIDOS.**  
 (Tomado de Procedimiento de balance. MINBAS. OFICINA NACIONAL DE RECURSOS  
 MINERALES. DIRECCIÓN DE DOCUMENTACIÓN. Ciudad Habana, 1999).

### **Clasificación de los recursos y reservas en los yacimientos lateríticos cubanos.**

Desde los primeros años del triunfo de la Revolución y hasta finales de la década de los años 80 en Cuba se adoptó la clasificación de recursos y reservas utilizada en la entonces Unión Soviética. Esta comprendía las categorías A, B, C<sub>1</sub>, C<sub>2</sub> y pronóstico. A partir de la década del noventa, debido a los cambios ocurridos en el mundo, sobre todo la desaparición de la Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas, se reorganiza la actividad geológica en Cuba. Surge la Oficina Nacional de Recursos Minerales y se adopta una nueva clasificación de recursos y reservas.

Actualmente, los planes de minería para distintos períodos de tiempo se elaboran sobre la base de las reservas probables anteriormente Reservas en categoría B.

| Cuba ( Hasta la década del 80)      | Cuba (Actualmente)        |          |                           |
|-------------------------------------|---------------------------|----------|---------------------------|
|                                     | Recursos identificados    |          |                           |
|                                     | Medido                    | Indicado | Inferido                  |
| <b>Categoría B -----</b>            | <b>Reservas probables</b> |          |                           |
| <b>Categoría C<sub>1</sub>-----</b> |                           |          | <b>Recursos Inferidos</b> |
| <b>Categoría C<sub>2</sub>-----</b> |                           |          | <b>Recursos inferidos</b> |

### **Categoría de recursos inferidos**

En los yacimientos lateríticos cubanos de la costa norte de Oriente ( Mayarí, Nicaro, Moa y Punta Gorda) se han empleado, con buenos resultados, redes de perforación de distintas densidades para esta categoría. Entre estas redes mencionamos las de 400 x 400, 300 x 300 y 200 x 200.

### **Categoría de reservas probables**

A esta categoría pertenecían las reservas en categoría B. Las redes de perforación que se han aplicado con mayor regularidad en nuestros yacimientos son las de 25 x 25 m y 33,33 x 33,33 m. La red de 25 x 25 se ha aplicado en yacimientos de poca potencia y topografía irregular, como los de Nicaro y la de 33,33 x 33,33 en el yacimiento Moa. El error promedio permisible reglamentado en Cuba para estas reservas es del 15 %. La práctica ha demostrado que las diferencias entre los tonelajes recuperados y el tonelaje de reservas agotadas dentro del corte, han estado por lo general, por debajo del valor antes mencionado.

## **CAPITULO I: CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS DE LA REGIÓN.**

### **1.1 Ubicación Geográfica del Yacimiento Punta Gorda.**

El Yacimiento “Punta Gorda”, está ubicado en Moa , municipio más oriental de la provincia de Holguín, donde se localizan los yacimientos níquelíferos más grandes de menas lateríticas oxidadas y silicatadas de Cuba. El mismo, constituye la zona de investigación, ocupando un área total de 115 Km<sup>2</sup> y cuyos límites se definen a continuación. (Anexo No.1):

- **Por el Norte:** Limita con el Océano Atlántico, la carretera de Punta Gorda y la parte baja del cause del río Moa.
- **Por el Sur:** Limita con la línea convencional que lo separa de los yacimientos Camarioca Norte y Este.
- **Por el Oeste:** Limita con el yacimiento Moa Oriental, separado de este por el límite natural del arroyo Los Lirios y cañón del río Moa.
- **Por el Este:** Está separado del yacimiento Yagrumaje, por el río Yagrumaje, ubicándose en la margen izquierda (aguas abajo) del mismo.

### **1.2 Características Geológicas de la región.**

La región se caracteriza por una gran complejidad geológica, condicionada por la variedad litológica presente y la diversidad estructural ocurridas a todo lo largo del desarrollo geológico de la misma. Un rasgo típico de esta región lo constituye el amplio desarrollo de las rocas de la asociación ofiolítica de Cuba, formando parte del macizo Moa-Baracoa.

#### **1.2.1 Marco Geológico.**

En la región de estudio se pueden reconocer 6 unidades tecto-estratigráficas principales: 1) rocas de afinidad ofiolítica, 2) materiales volcánicos y vulcano-sedimentarios asociados a un arco de islas Cretácico, 3) materiales asociados a cuencas transportadas (*piggy back*) del Campaniense Tardío al Daniense, 4) materiales volcánicos y vulcano-sedimentarios relacionados con un arco de islas Terciario, 5) materiales asociados a cuencas transportadas del Eoceno medio al Oligoceno, y 6) materiales asociados a un estadio neoplatafórmico o neoaútóctono desde el Oligoceno al reciente (fig. 1.1).

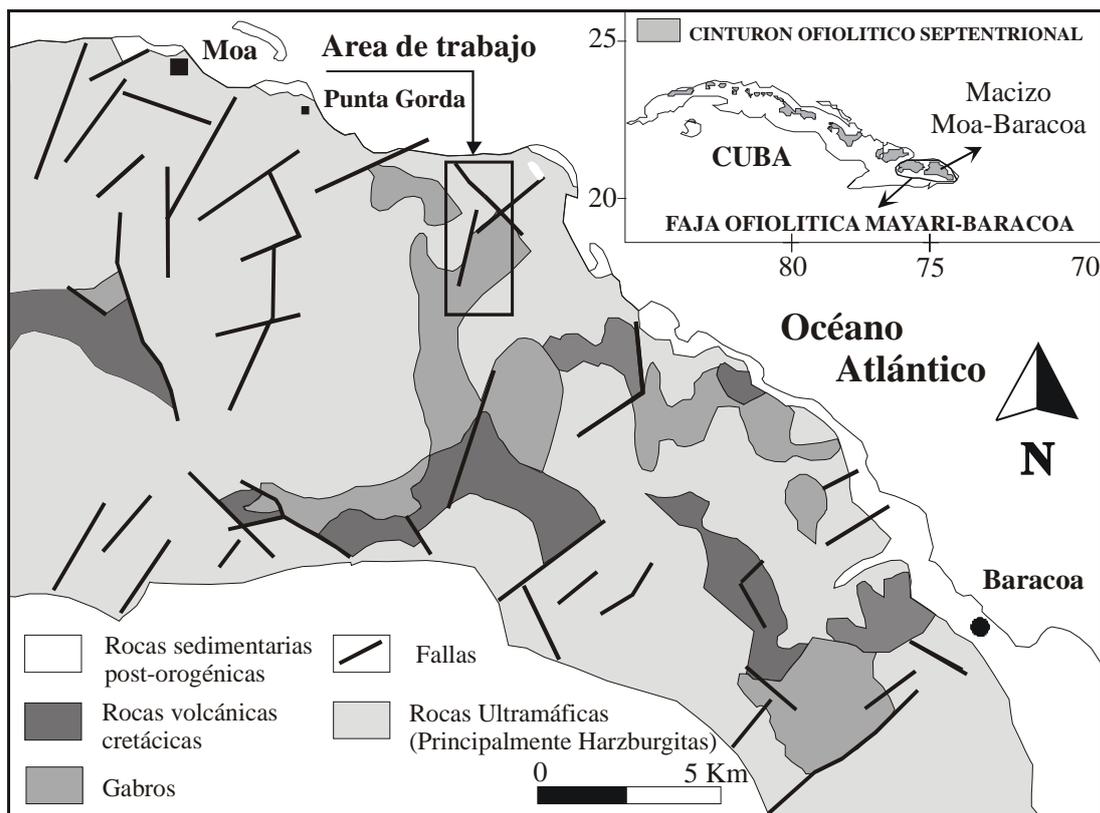


Figura 1.1: Mapa geológico de la región.

Las rocas de **afinidad ofiolítica** están ampliamente distribuidas en la región y se pueden identificar todos los niveles de un corte ofiolítico ideal, aunque desmembrado tectónicamente [Proenza, 1998; Proenza et al., 1999a; 1999b];, Petrologicamente se caracteriza por un predominio de las harzburgitas y en menor medida de dunitas, dunitas plagioclásicas, wherlitas, lherzolitas [Guild, 1947; Ríos y Cobiella, 1984; Heredia y Teperín, 1984; Fonseca et al., 1985, 1992; Torres, 1987; Andó et al. 1989]. Estas peridotitas con texturas de tectonitas son rocas representativas de la *Moho Transition Zone*,

Los gabros cumulativos, diques de diabasas y niveles efusivos sedimentarios forman grandes cuerpos incluidos tectónicamente en el **complejo ultramáfico**, Proenza y otros, 1999. La dimensión de los cuerpos oscila entre 1 y 3 km de ancho, por 10 a 15 km. de longitud. El contacto entre el complejo ultramáfico y el de gabros es mayoritariamente tectónico. Muchas veces los gabros están cubiertos por mantos de rocas ultramáficas [Fonseca et al., 1985], aunque Andó et al. (1989) plantean que en algunos sectores el contacto es transicional. Estas secuencias ofiolíticas constituyen la denominada Faja Ofiolítica Mayarí-Baracoa [Iturralde-Vinent,

1996a]. Las secuencias mantélicas y los cumulos de las ofiolitas Mayarí-Baracoa se han datado como Jurásico-Cretácico Temprano y las rocas volcano-sedimentarias como Hauteriviense (?) - Campaniense (?) [Iturralde-Vinent, 1994; 1996a].

Bajo las ofiolitas subyacen, a través de una falla subhorizontal, rocas volcano-sedimentarias del arco de islas Cretácico. En otras regiones los cuerpos ofiolíticos aparecen cubiertos por materiales volcano-sedimentarios pertenecientes al arco de islas del Paleógeno (Fm. Sabaneta). También se incluyen secuencias terrígenas-carbonatadas más jóvenes [Quintas, 1989; Iturralde-Vinent, 1996b]. Los principales afloramientos de la Faja Ofiolítica Mayarí-Baracoa están representados por los macizos Mayarí-Cristal y Moa-Baracoa [Proenza, 1998; Proenza et al., 1999a; 1999b].

En esta faja ofiolítica también existen numerosos cuerpos de cromitas en diferentes niveles estructurales del corte ofiolítico. Las cromitas ricas en Cromo se localizan en peridotitas con texturas de tectonitas (tipo Mayarí) y las ricas en Aluminio en la denominada *Moho Transition Zone* (tipo Moa-Baracoa) [Proenza, 1998; Proenza et al., 1999a].

**Las rocas volcánicas y vulcanógeno-sedimentarias de edad cretácica** están representadas por tobas y tufitas con cuerpos de lavas y calizas intercalados [Iturralde-Vinent, 1976; Proenza y Carralero, 1994]. Estos materiales están representados en la región por la formación Santo Domingo.

Las tobas ocupan más del cincuenta por ciento de la formación, apareciendo en la parte superior preferentemente, siendo comunes las variedades cristalovitroclásticas y vitroclástica. Las lavas aparecen en ocasiones con textura amigdaloidal, predominando las variedades porfíricas, yaciendo en forma de mantos interestratificados casi concordantes con las tobas. Estos materiales se imbrican tectónicamente con las ofiolitas de la Faja Mayarí-Baracoa. Muchas veces los contactos coinciden con zonas que presentan una mezcla de bloques de volcanitas pertenecientes al arco y de ofiolitas. La actividad volcánica se extendió desde el Aptiense al Campaniense Medio [Iturralde-Vinent, 1994] y fue el resultado de una subducción intraoceánica. .

**Los materiales asociados a las cuencas transportadas del Campaniense Tardío-Daniense** se componen de secuencias típicamente olistostrómicas y con

características de *melange*, las cuales están compuestas por fragmentos y bloques procedentes de la secuencia ofiolítica y de las rocas volcánicas Cretácicas, estas secuencias están representadas por las formaciones La Picota y Mícara y se compone de facies terrígenas y terrígenas carbonatadas, la secuencia inferior es de tipo molásica y la superior de tipo flysch.

En consecuencia, estas unidades litoestratigráficas constituyen un registro temporal del proceso de emplazamiento tectónico (obducción) de las ofiolitas, el cual estuvo enmarcado en el tiempo de desarrollo de estas cuencas.

**Las rocas volcánicas y vulcanógeno-sedimentarias de edad Paleoceno (Thanetiense)-Eoceno Medio Inferior** están representadas por tobas y tufitas, representadas en la región por la formación sabaneta, las cuales se depositaron en una cuenca de back arc [Iturralde-Vinent, 1976, 1996b; García-Torres et al., 1996; Proenza y Carralero, 1994; Quintas et al., 1996]. Las rocas pertenecientes al arco de islas volcánico del Paleógeno yacen sobre los materiales deformados del arco Cretácico, las ofiolitas y las cuencas de *piggy back* del Campaniense Tardío-Daniense.

Las series asociadas a las cuencas transportadas del Eoceno Medio al Oligoceno están constituidas por calizas microcristalinas, calizas margosas, areniscas y facies terrígenas carbonatadas hacia el norte, margas, areniscas calcáreas, calizas organógeno-detríticas [Quintas, 1989; Quintas y Blanco, 1993; Proenza y Carralero, 1995]. Estas secuencias están representadas por la formación Capiro. Los materiales asociados a un estadio neoplatafórmico o neoautóctono desde el Oligoceno al reciente se asocian con secuencias cuyos cortes se caracterizan por el predominio de rocas carbonatadas sobre rocas terrígenas. Afloran en las cercanías de las costas formando una franja que cubre discordantemente los complejos más antiguos. En nuestra región de estudio esta representada por las formaciones Majimiana y Júcaro, aflorando fundamentalmente al nordeste y al noroeste, estas están constituidas por calizas margosas poco consolidadas y a veces por margas. En el caso de calizas organodetríticas típicas de complejos arrecifales y bancos carbonatados con intercalaciones de margas. Aflora por toda la costa en la región de Cananova y Yamanigüey.

Los depósitos cuaternarios constituyen una cobertura prácticamente continua de génesis continental sobre todas las secuencias de rocas más antiguas, presentando pocos cambios diagenéticos y de pequeño espesor.

Estos depósitos están constituidos por calizas organodetríticas con gran contenido de fauna, predominando los moluscos contemporáneos. Aparecen también aleurolitas calcáreas, arenas margosas y arcillas.

La región es drenada por numerosos ríos que corren de sur a norte a excepción del río Cabañas que lo hace de oeste a este. Estos cursos de agua son de pequeñas dimensiones pero muy vigorosos durante las épocas de crecidas provocando la acumulación de depósitos gravo-arenosos y en menor medida arenosos de pequeñas dimensiones. La masa principal de los sedimentos aluviales finos (arenas y limos) van a parar a las desembocaduras de los ríos. Estos sedimentos son reelaborados por la acción combinada de las corrientes laterales, las olas y las mareas y retransportados hacia la línea de costa formando las acumulaciones actuales de playa.

### **1.3 Geología del Yacimiento Punta Gorda.**

Asociados con la faja ofiolítica Mayarí - Baracoa se localizan los más importantes yacimientos de lateritas de Fe-Ni-Co en la corteza de intemperismo que se desarrolla sobre ella. El Yacimiento Punta Gorda es un típico depósito residual de hierro, níquel y cobalto, asociado a una corteza de meteorización desarrollada en forma de un potente manto, esencialmente laterítico, sobre un macizo de rocas ultrabásicas serpentinizadas.

El bloque O – 48, objeto de estudio en esta investigación, está ubicado en el yacimiento Punta Gorda. (ver anexo2 ).

#### **1.3.1. Principales rasgos Lito-Estratigráficos del yacimiento Punta Gorda.**

Las características geológicas del yacimiento Punta Gorda han sido estudiadas desde los comienzos de los trabajos de exploración en sus tres etapas [Aleogin et al., 1977].

En la tesis de maestría de D. De Dios, 2000 se realiza un análisis de los principales rasgos lito-estratigráficos del yacimiento a partir del mapa geológico (ver anexo3 ).

Del mapa geológico del yacimiento Punta Gorda [D. de Dios, 2000], tenemos lo siguiente:

- **Rocas ultrabásicas serpentinizadas (K<sub>2</sub>).**

Aparecen representadas hacia la parte sur del yacimiento, ocupando los valles del arroyo Los Lirios y el río Yagrumaje. Estas rocas se presentan muy serpentinizadas, y están representadas fundamentalmente por harzburgitas serpentinizadas. Se le atribuye una edad Cretácico Medio (K<sub>2</sub>).

- **Corteza laterítica ferroniquelífera (N<sub>1</sub>).**

Aparece representada hacia la parte Centro-suroeste del yacimiento. Es una corteza madura, con un desarrollo completo del perfil laterítico. Yace inmediatamente por encima de la roca madre representada por las harzburgitas serpentinizadas. Su formación tiene relación con la transgresión marina. Su edad posible es Mioceno (N<sub>1</sub>).

Producto a la tectónica y al desarrollo geológico de la región, el levantamiento y hundimiento de la zona trae como consecuencia que el material de esta corteza en los bloques levantados, sea sometido a la erosión. Posteriormente este material es transportado y por último se acumula, dando lugar a un material sedimentario que tiene las mismas características que la corteza de la que proviene. Estas lateritas sedimentarias son de una edad más joven que la corteza de lateritas ferroniquelíferas.

A medida que se sucedía el desarrollo geológico de la zona, la tectónica iba actuando directamente sobre estos materiales y con el mismo mecanismo anterior, estos materiales ya formados iban sufriendo la acumulación de materiales procedentes de su misma fuente de origen, pero de edad más jóvenes que estos. Los materiales más jóvenes, tenían un desarrollo del perfil geoquímico bastante desordenado, si se compara con el perfil laterítico completo de una corteza de intemperismo madura. El contacto estratigráfico de estos materiales sedimentarios con la corteza de intemperismo original es discordante.

- **Laterita sedimentaria (N<sub>2</sub>).**

Aparece representada en toda la parte Centro-nordeste del yacimiento. Es un material que proviene de la corteza laterítica ferroniquelífera, al ser sometida a

los movimientos tectónicos, el intemperismo y la erosión. Se desarrolla un perfil de intemperismo que puede ser muy variable: incompleto, complejo o reducido, lo que está en dependencia de la intensidad del proceso de intemperismo. Su contacto con la corteza de edad más vieja es discordante. Su edad posible es Plioceno ( $N_2$ ).

- **Laterita sedimentaria ( $Q_1$ ).**

Aparece solamente en la parte norte del yacimiento, en dirección centro-este. Es un material proveniente del anterior, que producto al intemperismo, la tectónica y a la erosión es arrastrado y acumulado.

El material que forma el perfil laterítico, aunque tiene las mismas características de la corteza original, está más desordenado que en el caso anterior, lo que hace posible que estas zonas se caracterizan por presentar perfiles reducidos, complejos y muy complejos. Todo esto en dependencia también del grado de madurez de la corteza de intemperismo. Su formación está relacionada con el nuevo levantamiento de la zona, el cual se mantiene en la actualidad. Es de edad más joven que la secuencia anterior. Es de edad posible Pleistoceno ( $Q_1$ ). De forma general podemos decir que cada secuencia estratigráfica sedimentaria del yacimiento cubre discordantemente a las secuencias subyacentes y constituyen una cobertura prácticamente continua, de génesis continental y marina sobre todo las secuencias de rocas más antiguas, presentando pocos cambios diagénéticos y de pequeño espesor.

- **Depósitos detríticos aluviales ( $Q_2$ ).**

Aparece representado en los valles de los ríos Moa y Yagrumage y los arroyos Los Lirios y La Vaca, o sea en las partes periféricas del yacimiento. Es un material que se acumula en los valles fluviales y proviene por lo general del arrastre y acumulación del material laterítico, por parte de la erosión y de las aguas. Es de reciente acumulación. Es de edad, Holoceno reciente ( $Q_2$ ).

La litología principal del yacimiento está representada por las ofiolitas, compuestas por:

**a) Complejo ultramáfico.**

Está representado por los siguientes tipos de rocas intrusivas: Serpentinitas formadas por harzburgitas (alrededor de 80%) y Harzburgitas serpentinizadas. Ambos tipos de rocas cubren casi la totalidad del área del yacimiento y a ellas se asocia la masa fundamental de la mineralización.

**b) Complejo cumulativo.**

Pertenece a la zona de transición y son rocas poco abundantes. Ellas se localizan hacia la parte más oriental del yacimiento, en las proximidades del río Yagrumaje. Está representado por gabros olivínicos y plagiogranitos, en menor abundancia aparecen: plagioclasitas, anfibolitas y gabros olivínicos.

O. Vera, 2001 en su tesis doctoral realiza una caracterización geológica del yacimiento Punta Gorda teniendo en cuenta una serie de aspectos entre los cuales se destacan los geomorfológicos, geológicos y geoquímicos, cuyos principales parámetros se expresan en la tabla 1.1.

Estos valores de las diferentes variables geológicas y geoquímicas han sido obtenidos teniendo en cuenta los valores de las variables o sus medias determinados en los pozos de perforación de la red de 33.33 m x 33.33 m.

Los principales parámetros de la corteza total, de la capa útil y de la capa de escombros del yacimiento Punta Gorda se pueden observar en la tabla 1.1. A partir de los datos de esta tabla se determinaron las siguientes relaciones cuantitativas medias existentes entre la potencia total, la potencia útil y la potencia de escombros en el yacimiento:

Potencia de la capa útil / Potencia de la corteza total = 0.5

Contenido de níquel en la capa útil / contenido de níquel en la corteza total = 1.28

Contenido de hierro en la capa útil / Contenido de hierro en la corteza total = 0.96

Contenido de cobalto en la capa útil / Contenido de cobalto en la corteza total = 1.15

Existe una relación muy estrecha entre la potencia de la corteza, la pendiente, la rugosidad superficial y la altura absoluta de los niveles hipsométricos.

Los sectores con mayor potencia de la corteza y de su capa útil, en general, se localizan hacia el límite sur del yacimiento, coincidiendo con los niveles

hipsométricos (anexos 4,5,6) más elevados, mientras que los de menor potencia se localizan hacia el límite norte. Como regla se observa un aumento paulatino y regular de la potencia en la medida en que se avanza desde el límite norte al límite sur del depósito, en plena correspondencia con el aumento de la altura. Las mayores potencias de la corteza se relacionan con extensos sectores donde se conjugan los niveles hipsométricos más elevados con las pendientes muy bajas. Cuando se conjugan niveles hipsométricos elevados con pendientes relativamente altas el papel de la erosión crece significativamente y el espesor de la corteza disminuye notablemente, tal y como sucede en el extremo suroeste del depósito.

También se observa, en general, una relación inversa entre la altura de los niveles hipsométricos y la potencia de escombros; hacia la parte central y norte del depósito se incrementa significativamente el número y la extensión de los sectores con elevadas potencias de escombros, mientras que hacia el sur los sectores con elevadas potencias de escombros son muy pequeños, dentro de extensas áreas con los mínimos valores de la potencia de esta capa (anexo 7). En ambos casos los sectores con elevadas potencias de escombros coinciden con pendientes muy bajas.

Durante el período de formación de la corteza, la existencia de los niveles hipsométricos más elevados hacia el sur, conjugados con bajas pendientes, contribuyeron significativamente a la formación de una corteza más potente hacia esta parte del yacimiento, a pesar de una mayor intensidad de la erosión en las áreas ocupadas por estos niveles, mientras que hacia los niveles hipsométricos más bajos se desarrolló una corteza menos potente al tiempo que los materiales lateríticos erosionados en los niveles superiores eran redepositados sobre dicha corteza después de experimentar cierto grado de transporte. De esta forma, en la medida en que se avanza hacia el norte la corteza cambia significativamente su perfil, desde una corteza con perfil *in situ* al sur a una corteza con perfil mixto hacia la parte central y norte, con un perfil de corteza *in situ* cubierto por determinada potencia de materiales lateríticos redepositados, predominantemente de carácter deluvial, aunque hacia el límite norte del depósito, coincidiendo con los niveles hipsométricos más bajos, los materiales redepositados aparentan ser coluviales y aluviales.

Tabla 1.1. Características generales del yacimiento Punta Gorda. (O. Vera, 2001).

| <b>Geomorfológicas</b>           |        |        |       |                        |
|----------------------------------|--------|--------|-------|------------------------|
| VARIABLES                        | Mínimo | Máximo | Media | Coef. de variación (%) |
| Pendiente (°)                    | 0.00   | 58.50  | 5.19  | 54.03                  |
| Rugosidad superficial (%)        | 0.00   | 67.67  | 3.7   | 64.62                  |
| <b>Geológicas</b>                |        |        |       |                        |
| Potencia total de la corteza (m) | 0.00   | 56.19  | 16.86 | 37.5                   |
| Potencia útil de la corteza (m)  | 0.00   | 34.29  | 8.92  | 52.24                  |
| Potencia de escombros (m)        | 0.00   | 28.26  | 5.20  | 69.67                  |
| <b>Geoquímicas</b>               |        |        |       |                        |
| Cont. de Fe en la corteza (%)    | 5.00   | 50.37  | 37.28 | 14.63                  |
| Cont. de Fe en la Capa útil (%)  | 5.00   | 51.62  | 36.15 | 20.92                  |
| Cont. de Ni en la corteza (%)    | 0.2    | 2.14   | 0.994 | 23.38                  |
| Cont. de Ni en la Capa útil (%)  | 0.2    | 3.23   | 1.294 | 21.55                  |
| Cont. de Co en la corteza (%)    | 0.01   | 0.32   | 0.08  | 31.63                  |
| Cont. de Co en la Capa útil (%)  | 0.01   | 0.49   | 0.092 | 34.49                  |

En determinados sectores, hacia el límite norte, los materiales lateríticos erosionados y transportados pudieron redepositarse en sectores con un perfil de meteorización *in situ* poco o nada desarrollados, originándose una corteza constituida, esencialmente, por materiales lateríticos redepositados (corteza lateríticas redepositadas) las cuales suelen guardar relación con paleoambientes marinos costeros, lagunares y palustres.

En general existe una relación directa y estrecha entre la potencia total de la corteza y la potencia de la capa útil ( $Ni \geq 0.9\%$  y  $Fe \geq 12\%$ ), aunque se distinguen las siguientes situaciones particulares:

- a) Extensos sectores de potencias de la corteza muy elevadas y homogéneamente distribuidas que coinciden con potencias útiles también muy elevadas (anexo 4, 5) dentro de áreas de desarrollo de corteza predominantemente *in situ*, solamente perturbados por franjas de bajos valores

de la potencia que coinciden con una mayor pendiente y rugosidad (anexo 8, 9) así como mayor profundidad del corte de erosión en los cauces fluviales.

- b) Sectores con una distribución bastante densa, pero heterogénea de las potencias elevadas y moderadamente elevadas de la corteza, dentro de un fondo de potencias relativamente bajas, coincidiendo con un patrón semejante de las potencias útiles.
- c) Sectores medianamente extensos con potencias totales elevadas y moderadamente elevadas dentro de un fondo de potencias totales muy bajas y moderadamente bajas, que coinciden con sectores de potencias útiles muy bajas y moderadamente bajas, acompañados por una elevadísima capa de escombros.

El primer caso coincide con perfiles *in situ* completos, sin presencia de material laterítico redepositado, con un potente horizonte superior poco o nada erosionado, limitado por sectores en los que este horizonte se encuentra erosionado en mayor o menor grado; la profundidad del nivel de erosión se refleja en la distribución de los contenidos de hierro, níquel y cobalto.

El segundo caso responde al desarrollo de una corteza con presencia de un perfil *in situ* bien desarrollado, cubierto por materiales redepositados. La mayor discontinuidad en la distribución de los valores elevados y moderadamente elevados se debe, entre otras cosas, a un incremento de la rugosidad superficial, lo que contribuye significativamente a una mayor frecuencia de aparición de pequeños sectores en los que el corte de erosión se torna más profundo, con el consiguiente desmembramiento de la corteza.

El tercer caso responde al desarrollo de una corteza con un perfil *in situ* muy poco desarrollado, probablemente relicto de un perfil *in situ* completo profundamente erosionado, cubierto por espesores significativos de materiales lateríticos redepositados.

Después de originada, la corteza laterítica fue sometida a un proceso de erosión y desmembramiento, relacionado con los movimientos neotectónicos. Los sectores de más intensa erosión y desmembramiento de la corteza guardan relación muy estrecha con las máximas pendientes y rugosidad del relieve, mientras que los sectores más extensos de corteza laterítica con elevada potencia coinciden con

las más bajas pendientes y rugosidades. Hay correspondencia entre el grado de desmembramiento de la corteza laterítica y su potencia. Independientemente de la baja rugosidad y pendiente, hacia la parte central del depósito, el grado de desmembramiento de la corteza aumenta significativamente, en comparación con la parte sur. El mayor desmembramiento se observa hacia la parte norte, coincidiendo con bajas pendientes y una rugosidad más elevada.

Los sectores del depósito con bajas rugosidades y pendientes, situados hacia la parte sur y central del mismo, coincidiendo con los niveles hipsométricos de alturas medias y elevadas, se caracterizan por una potencia media de la corteza y su capa útil ligeramente superior a las respectivas medias para todo el depósito, ocupando un área equivalente al 52,31 % del área total del depósito. Estos sectores se caracterizan además por presentar los valores medios más elevados de contenidos de hierro y cobalto de la corteza y su capa útil, superiores a los valores medios de estos elementos para la corteza y su capa útil en todo el depósito, al tiempo que los contenidos medios de níquel para la corteza y su capa útil en estos sectores son ligeramente superiores a sus respectivas medias para el depósito. La potencia media de escombros en estos sectores es ligeramente superior a la media para todo el depósito (5.52 m y 5.20 m respectivamente).

Los sectores del yacimiento de bajas pendientes y rugosidades más elevadas, que ocupan los niveles hipsométricos más bajos, hacia su límite norte, presentan potencias medias para la corteza y su capa útil muy inferiores a sus respectivas potencias medias para todo el depósito, con contenidos medios de hierro y cobalto próximos, pero ligeramente inferiores a los valores medios de la corteza y su capa útil para todo el depósito, mientras que el contenido medio de níquel para toda la corteza en estos sectores es ligeramente inferior a la media de la corteza de todo el depósito y el medio de la capa útil lo es ligeramente superior al medio de la capa útil de todo el depósito. En estos sectores la potencia media de escombros supera a la media para todo el depósito en más de medio metro (5.71 m y 5.20 m respectivamente).

Como regla, los sectores del depósito en que se conjugan los más altos valores de la pendiente y la rugosidad, ubicados preferentemente en los niveles hipsométricos elevados y moderadamente elevados, se caracterizan por un

marcado predominio de los procesos erosivos, lo que conduce a una significativa disminución de la potencia media de la corteza. Cuando el nivel de erosión es poco profundo, la potencia media de la corteza en estos sectores disminuye notablemente con respecto a la potencia media de la corteza para todo el depósito, mientras que la potencia de la capa útil mantiene un valor promedio muy próximo a su análogo para todo el depósito. Esto se refleja en una significativa disminución de la potencia media de la capa de escombros, con respecto a su análogo para todo el depósito (1.85 m y 5.20 m respectivamente). En la medida en que el nivel de erosión se hace más profundo la potencia media de la corteza disminuye aún más y la potencia media de la capa útil se reduce notablemente, lo mismo que la de la capa de escombros.

En los sectores en los que el nivel de erosión es poco profundo los contenidos medios de hierro para la corteza y la capa útil toman valores ligeramente inferiores a sus análogos para todo el depósito, los contenidos medios de cobalto para la corteza y la capa útil son idénticos a los del depósito, mientras que los contenidos medios de níquel para toda la corteza y su capa útil son significativamente superiores a las medias para todo el depósito. Cuando el nivel de erosión se hace muy profundo los contenidos medios de níquel, hierro y cobalto tienden a disminuir significativamente con respecto a las medias para todo el depósito.

### **1.3.2. Características Geoquímicas.**

Distribución de los contenidos de hierro, níquel y cobalto.

La distribución de las concentraciones de estos elementos en las cortezas lateríticas desarrolladas sobre rocas ultrabásicas depende de numerosos factores dentro de los que se destacan los siguientes:

- Tipos de corteza y su potencia.
- Profundidad del corte de erosión y su relación con los diferentes horizontes de la corteza.
- Carácter Zonal de la distribución de los elementos químicos en la corteza.

### **1.3.2.1 Distribución de los contenidos de hierro.**

Los parámetros de la distribución de los contenidos de hierro en la corteza total y en la capa útil del yacimiento Punta Gorda, se observan en la tabla 1.1. La relación Contenido de Fe en capa útil / contenido (factor de enriquecimiento) de Fe en toda la corteza es de 0.96, lo que constituye una expresión de la baja movilidad de este elemento en comparación con el níquel y el cobalto, cuyas relaciones son de 1.28 y 1.15 respectivamente.

Los máximos valores de hierro para toda la corteza en el yacimiento se relacionan con sectores con **perfil in situ**, tanto de elevadas potencias con perfiles completos, como de bajas potencias con perfiles completos parcialmente erosionados debido a un nivel de erosión relativamente poco profundo, que solo afecta el horizonte superior de la corteza *in situ*.

En los sectores en que el nivel de erosión ha profundizado significativamente, tanto de bajas potencias como de potencias relativamente elevadas, los contenidos de hierro disminuyen significativamente, tanto para toda la corteza como para su capa útil.

En los sectores con desarrollo de corteza mixta el hierro presenta un comportamiento algo diferente en su distribución, con relación a la corteza de perfil completamente *in situ*. Cuando en estos sectores la potencia es relativamente elevada los contenidos de hierro para toda la corteza disminuyen significativamente, lo que significa que la capa de laterita redepositada que ocupa el horizonte superior y recubre la corteza *in situ* se encuentra notablemente empobrecida en este elemento. Cuando en estos sectores el perfil de la corteza *in situ* se encuentra bien desarrollado, el contenido de hierro crece significativamente en profundidad, mientras que en sectores con poco desarrollo del perfil *in situ* los contenidos de hierro disminuyen notablemente. La disminución significativa de los contenidos de hierro en el horizonte superior de lateritas redepositadas se debe a que el perfil de la corteza mixta se encuentra en un estado de desequilibrio, con condiciones que favorecen la disolución del hierro en los horizontes superiores y su migración hacia la profundidad, fenómeno que no se manifiesta con la misma intensidad en las cortezas con perfiles *in situ* en un estado de equilibrio más estable. Todos estos aspectos relacionados con la

distribución del hierro pueden observarse en los mapas correspondientes (anexos 10, 11).

### **1.3.2.2 Distribución de los contenidos de cobalto.**

Los parámetros de la distribución de los contenidos de cobalto en la corteza total y en la capa útil del yacimiento Punta Gorda, se observan en la tabla 1.1. La relación Contenido de Co en capa útil / contenido de Co en toda la corteza es de 1.15, lo que constituye una expresión de su movilidad relativamente elevada durante el proceso de formación de la corteza, superior a la del hierro e inferior a la del níquel.

En general la distribución del cobalto guarda una relación directa bastante estrecha con la distribución del hierro. Los contenidos más elevados de cobalto alcanzan su mayor distribución hacia el extremo sur – suroeste (anexos 12, 13) del depósito con una elevada frecuencia de aparición de los valores superiores a la media para toda la corteza y su capa útil, (0.08 % y 0.092 % respectivamente), alcanzándose esporádicos valores próximos a 0.3 % en la corteza y superiores a este valor en la capa útil. Los valores menores o iguales a 0.08 % en toda la corteza e inferiores o iguales a 0.092 % en la capa útil ocupan pequeños y aislados sectores homogéneamente diseminados en toda el área ocupada por esta zona sur – suroeste, la que se caracteriza por la presencia de una corteza de perfil *in situ* bien desarrollada, donde se observan extensos sectores con los mayores valores de la potencia de la corteza y su capa útil, dentro de sectores en los que el corte de erosión es más profundo y la potencia de la corteza disminuye significativamente. En general en esta zona la potencia de escombro es pequeña con una elevada frecuencia de aparición de los valores mínimos de esta capa dentro de los límites del yacimiento. Por lo general en esta zona los valores más elevados de cobalto no guardan relación con los sectores de potencias más elevadas, si no con aquellos de potencias relativamente pequeñas y parcialmente erosionados, con una profundidad del corte de erosión moderada o pequeña. En los sectores donde el corte de erosión es más profundo los contenidos de cobalto disminuyen significativamente. Esta relación entre la distribución del cobalto y la profundidad del corte de erosión está en

correspondencia con el carácter zonal de dicha distribución en la corteza, al igual que como sucede con los restantes elementos, en particular hierro y níquel.

En la medida en que se avanza del sur hacia el norte los contenidos de cobalto, tanto en la corteza total como en su capa útil disminuyen significativamente con valores predominantemente inferiores a las medias para todo el yacimiento (0,08 % para la corteza total y 0.092 % para la capa útil). Hacia la parte central del yacimiento se observan numerosos pequeños y medianos sectores con contenidos de cobalto ligeramente superiores a las medias de la corteza y de su capa útil, dentro de un fondo de valores inferiores a la media. La parte norte y la parte oriental se caracterizan por un marcado predominio de los sectores con contenidos de cobalto inferiores a las medias de la corteza y su capa útil, rodeando aislados pequeños y medianos sectores con contenidos ligeramente superiores a dichas medias, los cuales no superan el 30 % de la superficie de estas zonas. Esta disminución significativa de los contenidos de cobalto hacia las partes central, norte y oriental está relacionada con las características del perfil de la corteza y la profundidad del corte de erosión. Los sectores con contenidos de cobalto superiores a la media se corresponden con una corteza mixta de perfil *in situ* bien desarrollado y suficientemente potente cubierto por espesores significativos de materiales lateríticos redepositados, mientras que los sectores con contenidos inferiores a la media (bajos y muy bajos) se corresponden con cortezas *in situ* poco desarrolladas o con un marcado predominio de los horizontes inferiores, así como con sectores profundamente erosionados.

### **1.3.2.3 Distribución de los contenidos de Níquel.**

Los parámetros de la distribución de los contenidos de níquel en la corteza total y en la capa útil del yacimiento Punta Gorda, se observan en la tabla 1.1. La relación Contenido de Ni en capa útil / contenido de Ni en toda la corteza es de 1.28, lo que constituye una expresión de su mayor movilidad relativa respecto al cobalto y al hierro durante el proceso de formación de la corteza.

En general la distribución del níquel guarda relación con la distribución del hierro y el cobalto en las cortezas de meteorización lateríticas desarrolladas a partir de rocas ultrabásicas, pero en ocasiones esta relación puede ser directa y en otras

inversa, como se verá más adelante. La distribución del níquel en el yacimiento Punta Gorda depende (anexos 15,16) del tipo de corteza y su potencia, su grado de desarrollo y profundidad del corte de erosión. Los contenidos más elevados de níquel, al igual que los de cobalto y de hierro, alcanzan su mayor distribución hacia el extremo sur – suroeste del depósito con una elevada frecuencia de aparición de los valores superiores a la media para toda la corteza y su capa útil en el yacimiento (0.994 % y 1.294 % respectivamente), con un marcado predominio de los valores superiores a 1.3 % en toda la corteza y 1.6 % en la capa útil, con numerosos pequeños y medianos sectores de la corteza total con contenidos muy superiores a 1.6 % de Ni. Los valores inferiores a 1.1 % para la corteza e inferiores a 1.4 % para la capa útil ocupan pequeños y aislados sectores homogéneamente diseminados en toda esta zona sur – suroeste, que como ya se señaló para el caso del cobalto está caracterizada por la presencia de una corteza de perfil *in situ* bien desarrollada, donde se observan extensos sectores con los mayores valores de la potencia de la corteza y su capa útil, dentro de sectores en los que el corte de erosión es más profundo y la potencia de la corteza disminuye significativamente, con una potencia de escombros pequeña y con una elevada frecuencia de aparición de los valores mínimos de esta capa dentro de los límites del yacimiento. Por lo general en esta zona los valores más elevados de níquel guardan relación con los sectores de potencias más elevadas, así como con aquellos de potencias relativamente pequeñas y parcialmente erosionados, con una profundidad del corte de erosión pequeña, moderada, así como en aquellos profundamente erosionados. Cuando el corte de erosión es más profundo los contenidos de Ni aumentan significativamente, revelándose sectores relativamente amplios con los máximos contenidos de este metal tanto en la corteza total como en su capa útil. Esta relación entre la distribución del Ni y la profundidad del corte de erosión está en correspondencia con el carácter zonal de dicha distribución en la corteza, al igual que como sucede con los restantes elementos, en particular hierro y cobalto.

En la medida en que se avanza del sur hacia el norte los contenidos de Ni en la corteza total disminuyen significativamente, con una notable frecuencia de aparición de los valores inferiores a la media de la corteza en todo el depósito, patrón que no se repite en la capa útil en la que se observa una marcada

tendencia al incremento de dichos contenidos, con un marcado predominio de los valores de Ni cercanos y superiores a la media de la capa útil en el depósito. El empobrecimiento significativo de Ni en toda la corteza hacia la parte central y norte del depósito, en comparación con su capa útil guarda relación directa con el aumento de la potencia de los materiales lateríticos redepositados de la corteza mixta y en consecuencia con el aumento de la potencia de la capa de escombros, no obstante, hacia la parte central y norte del yacimiento se observan numerosos pequeños y medianos sectores con contenidos de Ni ligeramente superiores a las medias de la corteza y de su capa útil, dentro de un fondo de valores inferiores a la media para ambas capas; estos sectores se hacen más frecuentes y extensos hacia la porción norte – noreste del depósito, y relacionados con cortezas con un mayor predominio de los horizontes inferiores. Los más bajos contenidos de Ni en el yacimiento se distribuyen en áreas situadas en los extremos noroeste, noreste y este del depósito, coincidiendo en general con los más bajos contenidos de hierro y cobalto, áreas que se caracterizan además por las más elevadas potencias de las capas de escombros y muy bajas potencias de la capa útil con una rugosidad relativamente elevada. En el área este, además de esta característica se pone de manifiesto, en algunos sectores, una profundidad significativamente elevada del corte de erosión, en las que los contenidos de níquel alcanzan sus mínimos valores en todo el depósito, coincidiendo prácticamente con los valores propios de las rocas madres. En general en estas áreas se desarrolla una corteza mixta con un perfil *in situ* muy poco o nada desarrollado cubierto por una potencia notablemente elevada de materiales lateríticos redepositados.

Hacia el extremo suroeste del yacimiento se observa una alineación SE – NW muy marcada, de sectores con contenidos de níquel notablemente bajos, sin relación alguna con cauces fluviales, acompañados por valores bajos de los contenidos de hierro y cobalto, así como por valores muy bajos de la potencia total de la corteza y su capa útil, muy probablemente relacionada con la existencia de una falla muy reciente.

Más recientemente Ariosa Iznaga, 2002 en su tesis doctoral realiza una aproximación a los modelos descriptivos de los Yacimientos de lateritas. De acuerdo a esta clasificación el yacimiento Punta Gorda se ubica dentro del modelo

descriptivo de depósitos de Fe-Ni-Co Laterítico – Saprolítico y modelo descriptivo de depósitos de Fe-Ni-Co sedimentarios litorales fundamentalmente. Estos modelos resultan una guía cómoda para realizar una caracterización rápida del yacimiento en cuanto a las condiciones geológicas de formación, génesis, tectónica, mineralización, mineralogía, factores económicos entre otros.

### **1.3.3 Características geoquímicas del bloque O-48.**

El bloque O-48 se encuentra ubicado en el Yacimiento Punta Gorda, anexo 2, hacia la parte sur del mismo, su desarrollo se efectuó en la segunda etapa de la exploración [Aleogin et al., 1977]. Según la clasificación de los dominios geológicos caracterizados por O. Vera, 2000 en su tesis doctoral este bloque se ubica en el dominio I (ver anexo 14).

Los principales parámetros de la corteza total y de la capa útil del bloque O-48 del yacimiento Punta Gorda se pueden observar en la tabla 1.2. A partir de los datos de esta tabla se determinaron las siguientes relaciones cuantitativas medias existentes entre la potencia total y la potencia útil:

Potencia de la capa útil / Potencia de la corteza total = 0.61

Contenido de níquel en la capa útil / contenido de níquel en la corteza total = 1.14

Contenido de hierro en la capa útil / Contenido de hierro en la corteza total = 1.01

Contenido de cobalto en la capa útil / Contenido de cobalto en la corteza total = 1.28.

*Tabla 1.2. Características generales del bloque O – 48 del yacimiento Punta Gorda.*

| <b>Geológicas</b>                |        |        |       |                        |
|----------------------------------|--------|--------|-------|------------------------|
| Variables                        | Mínimo | Máximo | Media | Coef. de variación (%) |
| Potencia total de la corteza (m) | 12.50  | 42.50  | 23.86 | 28.27                  |
| Potencia útil de la corteza (m)  | 0.00   | 30.00  | 14.64 | 59.85                  |
| Potencia de escombros (m)        | 0.00   | 13.00  | 4.28  | 67.65                  |

| <b>Geoquímicas</b>              |       |       |       |       |
|---------------------------------|-------|-------|-------|-------|
| Cont. de Fe en la corteza (%)   | 16.16 | 46.01 | 36.83 | 41.92 |
| Cont. de Fe en la Capa útil (%) | 0.00  | 47.55 | 37.32 | 25.02 |
| Cont. de Ni en la corteza (%)   | 0.64  | 1.18  | 1.80  | 23.04 |
| Cont. de Ni en la Capa útil (%) | 0.00  | 1.39  | 2.06  | 19.97 |
| Cont. de Co en la corteza (%)   | 0.03  | 0.16  | 0.07  | 24.01 |
| Cont. de Co en la Capa útil (%) | 0.00  | 0.19  | 0.09  | 41.97 |

En la caracterización geológica de los dominios realizada por O. Vera, 2001 este bloque se ubica en el dominio I; el mismo posee potencias elevadas de su capa útil y la corteza total como se refleja en la tabla 1.2. En el anexo 19 se observa la distribución de las potencias de la capa útil donde los mayores valores se localizan hacia la parte suroeste del bloque.

Es importante destacar que los contenidos de hierro, níquel y cobalto son elevados con respecto a las del yacimiento, tanto para la capa útil como para la corteza total, ver tabla 1.3.

En el mapa de isocontenido para el níquel, anexo 20, sus contenidos más elevados se localizan en la periferia del bloque sobre todo hacia la parte sureste y noroeste, en la zona central del bloque se puede observar una zona donde los contenidos de este elemento disminuyen; de manera general el contenido de hierro es bastante elevado en todo el bloque, aumentando hacia la parte central y suroeste del bloque; para el caso del cobalto los mayores contenidos del mismo se localizan en las zonas donde el hierro es más elevado, anexos 17 y 18 respectivamente. En relación con la potencia de la zona mineralizada se puede observar que estas son más elevadas hacia el suroeste y noroeste coincidiendo con la zona de mayores contenidos de níquel, anexo 15.

*Tabla 1.3. Comparación de los contenidos de elementos útiles para el bloque O-48 y el yacimiento Punta Gorda.*

| <b>Características Geoquímicas</b> | <b>Bloque O-48</b> | <b>Yac. Punta Gorda</b> |
|------------------------------------|--------------------|-------------------------|
| Cont. de Fe en la corteza (%)      | 36.83              | 37.28                   |

|                                 |       |      |
|---------------------------------|-------|------|
| Cont. de Fe en la Capa útil (%) | 37.32 | 36.5 |
| Cont. de Ni en la corteza (%)   | 1.80  | 0.99 |
| Cont. de Ni en la Capa útil (%) | 2.06  | 1.29 |
| Cont. de Co en la corteza (%)   | 0.07  | 0.08 |
| Cont. de Co en la Capa útil (%) | 0.09  | 0.09 |

#### **1.3.4 Características hidrogeológicas.**

En la zona del yacimiento Punta Gorda están ampliamente distribuidas las aguas subterráneas, en la parte superficial agrietada de los macizos ultrabásicos, principalmente de las serpentinitas.

Por los trabajos realizados anteriormente se conoce que el agrietamiento intenso y la acuosidad relacionada con estos se presentan a una profundidad de 20 – 30 m y que la zona más agrietada e inundada por lo general tiene una potencia de 2 – 5 m. A grandes profundidades las rocas son prácticamente monolíticas y no contienen agua subterránea. En la región existen manantiales de aguas subterráneas ligados a la zona de agrietamiento. El gasto de estos varía desde fracciones hasta varios litros por segundo y se encuentra en dependencia directa de la cantidad de precipitaciones atmosféricas.

#### **1.3.5 Tectonismo de la zona.**

El área del yacimiento se encuentra limitada por dos grandes fallas regionales que pasan por los valles de los ríos Moa y Cayo Guan (Rodríguez I. A. 1998). Por su parte, el área que corresponde al Sector Central se encuentra bajo la influencia de una falla de primer orden que se corresponde con el río Moa, a partir de ella se desarrollan en el yacimiento toda una serie de fracturas de segundo orden, entre los que se destacan los arroyos “Los Lirios”, “La Vaca” y el río “Yagrumaje” ; a partir de las cuales, y en forma de plumaje, se desarrolla una serie de pequeñas fracturas a todo lo largo y ancho del área del yacimiento. Estas fracturas tienen carácter premineral.

***Dislocaciones Submeridionales con el azimut de buzamiento de 20<sup>o</sup> a 340<sup>o</sup>:***

El período de su formación es del Cretácico Superior. Por esas fracturas la región

fue dividida en grandes bloques separados, que posteriormente se desplazaron unos con relación a otros.

**Dislocaciones de dirección nordeste:** Están desarrolladas ampliamente y con frecuencia son desplazadas por las dislocaciones del grupo siguiente.

**Dislocaciones de dirección noroeste:** También se manifiestan en todas partes. Por lo visto la mayoría de estos son más jóvenes. (Post - miocénicas).

Por su edad las fallas se dividen en dos grupos : Los que se formaron en el Cretácico (principalmente submeridionales) y más jóvenes (principalmente de dirección noreste - noroeste) que están relacionadas con los movimientos tectónicos del Neógeno - Cuaternario (N<sub>1</sub> - Q).

Todo este sistema de fallamiento y división en bloques tectónicos le confiere al yacimiento particularidades propias que inciden de manera significativa en la estructura de la variabilidad de los parámetros geológico industriales y que debe tenerse en cuenta a la hora de tomar decisiones sobre redes de perforación.

## **CAPITULO II. METODOLOGÍA PROPUESTA PARA LA ESTIMACIÓN DE RECURSOS TOMANDO COMO EJEMPLO EL BLOQUE O48 DEL YACIMIENTO PUNTA GORDA.**

### **2.1 Introducción.**

En la revisión bibliográfica realizada para este trabajo, se hace referencia, a los problemas fundamentales que presenta el método de áreas de influencia utilizado para la estimación de los recursos y reservas del yacimiento Punta Gorda[V. Arcia, 1990; A. Duran, 1994; A. Heat, 1996; Cuador, 2002], además se demuestra que el kriging y las simulaciones brindan mejores resultados [Cuador, 2002]; pero todavía no queda claro que variante de estos métodos es la más adecuada. En este capítulo nos proponemos dar solución al objetivo propuesto mediante la comparación de diferentes métodos de estimación entre los que se encuentran: inverso de la distancia (ID), Kriging simple (KS), Kriging Ordinario (KO), Kriging multigaussiano (KMG), Kriging Lognormal (Klogn), Kriging con modelo de Spline (Kspline), Simulación Gaussiana Secuencial (SGS) y Simulación Condicional por el Método de Bandas Rotantes (SBR), este último con 100 bandas aleatorias.

### **2. 2 Elección de los datos para comprobar la metodología propuesta.**

Para demostrar la eficiencia de la metodología propuesta es necesario tomar bases de datos con características geológicas típicas de las lateritas de la región Moa y poder extenderla a los restantes yacimientos existentes en esta zona. Otro aspecto necesario es la calidad de la información que se emplea; cuando se utilizan las técnicas de estimación y simulación es necesario emplear datos representativos para obtener resultados confiables, es por ello que escogimos como base de datos el bloque O48 de 300 X 300 metros de área, perteneciente al Yacimiento Punta Gorda, concesionado a la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara. Este bloque dispone de suficiente información, pues ha sido estudiado empleando las redes regulares de 33.33x 33.33 m, con densificaciones a 16.66 x 16.66 m y 8.33 x 8.33 m, se tomaron muestras con un intervalo de 1m y se analizaron fundamentalmente los elementos Fe, Ni, Co. No se dispone de una documentación precisa de los límites de los tipos litológicos en el perfil laterítico para la mayoría de los pozos, lo que dificulta el análisis de la influencia de los

cambios litológicos y mineralógicos en la distribución de los elementos que se analizan. Esto permite obtener una adecuada estimación de los variogramas experimentales, disminuyendo el error de estimación asociado a este parámetro; de esta manera, es posible encontrar el método más adecuado para la estimación fijando los mismos parámetros del elipsoide de búsqueda para todas las estimaciones y simulaciones realizadas.

Este sector del yacimiento cumple con las características de un perfil laterítico típico de clima húmedo tropical con roca madre ultrabásica fuertemente serpentizada y un drenaje bueno, coincidiendo tal descripción con uno de los puntos de la clasificación de [Golightly J. P., 1979]. Solo están presentes las zonas limonítica y saprolítica, siendo esta última la menos desarrollada, está poco desarrollada la zona intermedia Smectita-Cuarzo,. Las estructuras en bloques es poco frecuente, existiendo solo algunos bloques flotantes de rocas frescas en las partes intermedias y bajas del perfil.

Teniendo en cuenta toda la información disponible del objeto de estudio se elaboró una metodología que estuviera en función del objetivo propuesto en la investigación. El procesamiento de la base de datos se efectuó utilizando el Surfer 7.0, Microsoft Excel 2000; VarioWin [Panitier, 1993]; Geoestatistical Library (GsLib) [Deutsch y Journel,1998]; TIERRA Versión 1.5 © , Marzo 2000; Isatis, [C. Bleines, J. Deraisme, 2001].

### **2.3 Metodología propuesta para la estimación de los recursos.**

En la metodología proponemos una serie de etapas que están en función de la información geológica y los métodos de estimación y simulación disponibles, con el objetivo de determinar el métodos más adecuado para la estimación de los recursos. Un papel primordial lo tiene el conocimiento geológico del área de estudio, representada en el modelo geológico; éste facilita comprender la distribución y comportamiento espacial de los datos, lo cual permite acercarse a los métodos y parámetros más adecuados, así como, definir parámetros y métodos en función de la comparación de los errores.

La metodología propuesta se expone a continuación, ver figura 2.1:

- 1) Geometrización del bloque.

- 2) Determinación del tamaño y modelo del bloque.
- 3) Análisis estadístico de los datos y su correspondencia con la geología.
- 4) Análisis estructural de los datos originales y transformados.
- 5) Análisis de la estrategia de búsqueda para la estimación y la simulación.
- 6) Comparación de los métodos de estimación y simulación y los errores del cálculo.
- 7) Estimación de los recursos.

### **2.3.1 Geometrización del bloque.**

Según la metodología implementada y propuesta para la mayoría de los sistemas mineros generalizados la geometrización del yacimiento, o lo que es lo mismo la definición de los límites internos y externos es un paso esencial en la estimación de los recursos [Lynx Mining Systems, 1998]. De la exactitud con que se realice dependerá la precisión del cálculo de volumen imprescindible para la estimación de los recursos y la planificación minera.

Cabe destacar que cuando el área en estudio es muy grande se deben tomar zonas con comportamientos estadísticos homogéneo, tratando de acercarse lo más posible a la estacionaridad de los datos. Estas zonas se conocen como geozonas o dominios geológicos, algunos métodos para su determinación pueden encontrarse en A. Martínez, (2000) y O. Vera, (2001). En nuestro caso asumimos la homogeneidad en la dirección horizontal teniendo en cuenta la pequeña extensión del área estudiada.

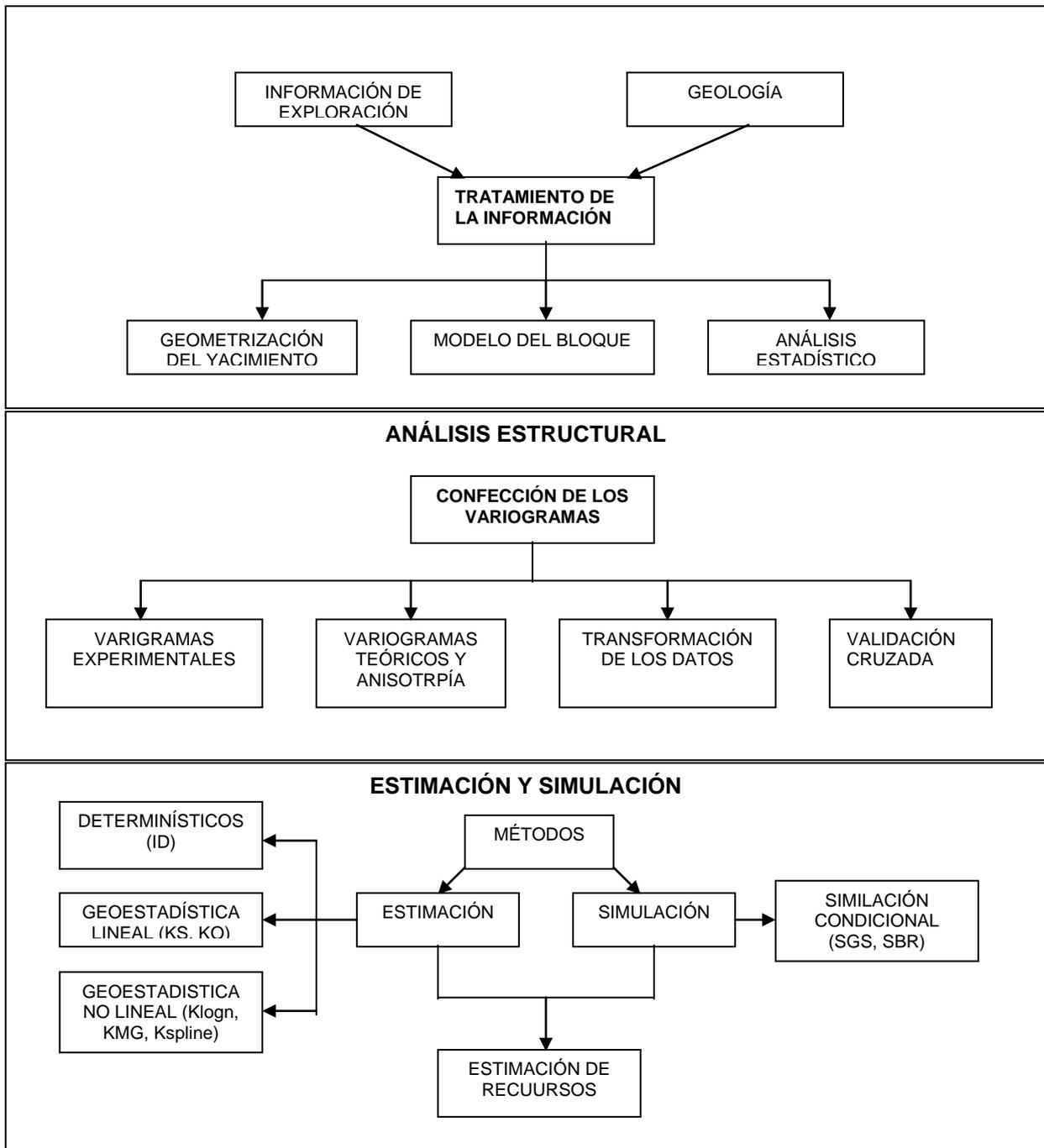


Figura 2.1 Metodología propuesta, basada en la comparación de diferentes métodos de estimación y simulación.

### **2.3.2 Determinación del tamaño y el modelo del bloque.**

El tamaño del bloque se elige en función del equipamiento minero, la variabilidad in situ, la variabilidad máxima admisible del mineral entregado y el grado de selectividad necesario para mantener la calidad de la masa mineral.

El grado de selectividad alcanzado es directamente proporcional a la calidad del material minado y la disminución del empobrecimiento, también es proporcional al incremento de los costos, existiendo un punto de equilibrio en función de la rentabilidad de la explotación.

#### **2.3.2.1 Elección del soporte.**

El soporte se selecciona en función de la cantidad de información disponible, la tecnología a emplear y el grado de selectividad, siendo estas dos últimas la de mayor importancia.

La selección se realizará para retroexcavadoras y Dragalinas.

Para las retroexcavadoras se seleccionó para trabajar bloques de 8.33X 8.33X3 metros, teniendo en cuenta que el grado de variabilidad en la horizontal es mayor, así como las cualidades técnicas del equipo. Los bloques se centraron en la red de pozos para garantizar la varianza mínima [David Michel, 1984], en los límites los bloques se discretizaron para minimizar el error en el cálculo de volumen (ver figuras 3.26 y 3.27 para el techo y fondo) [Lynx Mining Systems, 1998].

En el caso de las dragalinas por presentar un mayor alcance del brazo y la forma en que realizan el arranque se hace necesario seleccionar bloques de mayor tamaño, estos pueden ser paneles cuadrados de 16.66 m a potencia completa; por la diferencia en el soporte es necesario repetir todo el estudio realizado para el caso de las retroexcavadoras.

Las dragalinas solo pueden emplearse en yacimientos potentes y relativamente homogéneos, a causa del poco grado de selectividad minera que es posible alcanzar con estos equipos. En la actualidad éstas se han comenzado a remplazar por retroexcavadora, por esta causa no realizamos el estudio para este tipo de equipamiento minero. Excepcionalmente se puede emplear los modelos de bloques de 8.33 m para conformar el panel deseado, donde el contenido medio de

cada elemento es igual a la media de los bloques que lo conforman, lamentablemente para la desviación estándar no se cumple esta propiedad. En el caso de las simulaciones se puede tomar la desviación estándar de los  $m \times n$  valores simulados como criterio del error de la estimación, donde  $m$  es la cantidad de bloques que conforman el panel y  $n$  la cantidad de simulaciones para cada uno de los bloques. Otra alternativa es planificar la minería sobre los bloques de 8.33 metros, pero esto es un poco difícil de realizar por la cantidad que de estos que involucra un solo arrastre del cubo de la dragalina.

### **2.3.3 Análisis estadístico de los datos y su correspondencia con la geología.**

El análisis estadístico constituye una forma fácil de organizar y sintetizar la información contenida en los datos. Tanto el resumen estadístico, como el histograma, dan una visión rápida, pero muy precisa, de las características esenciales del juego de datos que se tiene.

Entonces cabe preguntarse –¿Por qué es necesario realizar un análisis estadístico de los datos antes de usar las técnicas que brinda la geoestadística?–. La respuesta es simple, el análisis estadístico nos permite conocer el tipo de distribución que más se ajusta a los datos, siendo la distribución normal y la lognormal la más frecuente [David Michel, 1977]. Para el caso de la distribución lognormal se requiere de una transformación de los datos y el uso de kriging y simulaciones lognormales. Otro de los aspectos importantes a determinar es la presencia de bimodalidad observada en los histogramas, siendo esto una señal de la existencia de poblaciones múltiples. Recuérdese que las técnicas geoestadísticas asumen la presencia de estacionaridad estricta, de segundo orden y la universal, todas asumen de una forma u otra la invariabilidad por traslación de la media y la varianza de los datos, de los residuos o de la función aleatoria de orden  $K$ ; esto implica la existencia de poblaciones estadísticas homogéneas, incluso para el caso del kriging universal o IRF- $K$  kriging. Cuando existe más de una población estadística se requiere separar los datos en diferentes campos geométricos o dominios geológicos [A. Martínez, 2000], si esto no es posible se debe tener en cuenta el fenómeno como causa importante de errores de estimación. El coeficiente de asimetría y el coeficiente de variación de

las distribuciones estadísticas son características determinantes en la estimación con métodos geoestadísticos lineales, éstos son en extremo sensible a las distribuciones asimétricas y extremadamente variables, siendo la magnitud del sesgo directamente proporcional a estos parámetros. El empleo de métodos geoestadísticos lineales no es aconsejable para la estimación de reservas cuando la distribución del contenido de metal (en nuestro caso Ni, Fe, Co) es altamente asimétrico, con un coeficiente de variación mayor que 2, ya que las estimaciones tienden a ser condicionalmente sesgadas [J. Deraisse y A. M. Thwaites, 2001]; dando como una opción el uso de los métodos no lineales. El coeficiente de correlación entre las variables es un indicador importante para el empleo del cokriging u otras técnicas que hacen uso de la correogionalización. La comparación de datos reales con los estimados permite observar el efecto de suavizado y la reproducción de la distribución de los datos iniciales con los estimados y las simulaciones.

La base de datos utilizada en la estimación, fue previamente revisada y filtrada, la misma contiene 25246 muestras, éstas separadas en una red espaciada a 33.33 metros con 1841 muestras y densificaciones regulares a 16.66 y 8.33m con 4262 y 19143 muestras respectivamente. Para facilitar el análisis variográfico inicial se tomó una muestra aleatoria de tamaño 3219, verificándose que se mantuviera una adecuada distribución espacial y los estadígrafos principales.

#### **2.3.4 Análisis estructural con los datos originales y transformados.**

El análisis variográfico es la etapa fundamental de todo estudio geoestadístico y consiste en la modelación de la variabilidad espacial de una variable regionalizada y caracterizada por la función variograma. Este análisis conlleva a dos aspectos prácticos:

- Estudio del comportamiento del gráfico del variograma experimental.
- Ajuste a un modelo teórico del variograma experimental.

El cálculo del variograma experimental es la herramienta geoestadística más importante en la determinación de la variabilidad espacial del fenómeno estudiado, es decir, tener conocimiento de como la variable cambia de una

locación a otra [Lamorey y Jacobson, 1995] representando el útil más importante de que dispone el geoestadístico para el análisis del fenómeno mineralizado [Chica Olmo, 1989] o de la variable de distribución espacial en estudio, teniendo como condicionantes: la distribución estadística, la existencia de valores anómalos, la presencia de zonas homogéneas o posibles zonaciones en la distribución de leyes. Legrá y Guardiola, (1999) plantean cinco pasos fundamentales para obtener el variograma experimental: determinación de la distancia básica o paso  $h_0$  o lag, precisar los pares de puntos, calcular la función variograma para cada valor de  $h$ , editar los intervalos que se utilizaran en el ajuste y finalmente calcular los parámetros principales de los datos y del variograma.

Cuando la función de covarianza tiene un comportamiento diferente en direcciones no paralelas estamos en presencia del fenómeno de **anisotropía**, en estos casos los valores del variograma dependen tanto de la distancia como de la dirección; esto implica calcularlo en cuatro direcciones separadas  $45^\circ$ , con tolerancia angular de  $22.5^\circ$ , o en ocho direcciones separadas  $22.5^\circ$  con tolerancias angulares  $11.25^\circ$  u otras combinaciones, comenzando por la dirección  $0^\circ$  hasta encontrar la dirección de mayor y menor continuidad espacial.

Es importante aclarar que en determinadas ocasiones es suficiente el empleo de tres direcciones en el plano de referencia donde se extiende el yacimiento, en nuestro caso el horizontal, adicionalmente se agrega un variograma en la dirección perpendicular a dicho plano. Este procedimiento simplifica el análisis variográfico considerablemente, pero debe estar precedido de un análisis profundo de la variabilidad, para determinar si tal simplificación no oculta la naturaleza real de la anisotropía del fenómeno estudiado. Otro aspecto de importancia práctica es el empleo de anisotropías por estructuras, es común que la característica de la anisotropía varíe con la distancia y esto solo es posible asignando anisotropías diferentes a estructuras con distintos alcances.

Los resultados obtenidos con los variogramas experimentales no son utilizados directamente en el proceso de estimación, para ello deben ajustarse a modelos teóricos legales [C.Bleines, J. Deraysme et. al., 2001].

### **2.3.5 Análisis de la estrategia de búsqueda para la estimación y la simulación.**

Para determinar error global de la estimación se recomienda seguir uno de estos dos caminos:

- Cálculo empleando los residuales o validación cruzada (diferencia entre el valor real conocido en un punto y el valor estimado en ese punto, sin tener en cuenta su valor real durante la estimación). Se determinará la media y varianza experimental de los errores, muchas veces se sustituye el error por el error estandarizado, definido como el error entre el valor real de la variable. Este método tiene otra variante conocida como Jackknife [Deutsh V. Clayton, Journal G. André, 1998], en este caso se estima en puntos conocidos, que no se tienen en cuenta durante la estimación y se guardan en bases de datos diferentes.
- Cálculo empleando el valor medio de la desviación estándar de estimación ( $\sigma^*$ ). Se determina la media de  $\sigma^*$  y los valores estimados ( $m$ ) para todo el yacimiento, el error se determina de forma similar al error estandarizado del bloque estimado, definido como  $\sigma^*/m$ . Este tiene la inconveniente de que  $\sigma^*$  tiene un carácter geométrico, no influenciado por la variabilidad local de los datos originales, por este motivo no se tiene en cuenta en este trabajo.

En la validación cruzada se obtiene un valor estimado ( $Z_u^*$ ) que se compara con el valor real ( $Z_u$ ) y la desviación estándar de la estimación ( $\sigma_u^*$ ) el cual depende del modelo de variograma y la posición espacial de los puntos empleados en la estimación. El error de estimación está dado por la diferencia de los valores reales y los estimados ( $Z_u - Z_u^*$ ) para cada dato disponible, el error estandarizado se define como  $(Z_u - Z_u^*) / \sigma_u^*$ , este valor debe ser una variable normal con media cero y varianza proporcional a la media de las varianzas de estimación ( $\sigma_u^*$ ), este caracteriza la calidad del ajuste. Si el valor del error estandarizado yace fuera de el intervalo entre (-2.5 , 2.5) se considera no robusto, el valor 2.5 es el correspondiente a el 95% de confianza de la distribución normal estandarizada, que teóricamente deben seguir los errores estandarizados [C.Bleines, J. Deraisme et. al., 2001]. Se debe esperar además que la nube de correlación entre los valores reales y estimados muestre puntos próximos a la recta central, la correlación entre los errores y las variables reales deben ser próximas a cero.

El proceso de análisis estructural culmina cuando se ha obtenido una validación aceptable de acuerdo a los criterios mencionados o un análisis adecuado de la

estructura espacial y se dispone del modelo a utilizar en el proceso de estimación o simulación.

### **2.3.6 Comparación de métodos de estimación y simulación y errores de cálculo.**

Desde los años sesenta hasta la actualidad se han desarrollado un gran número de variantes del Kriging, pero en su esencia consisten en estimar el valor de una variable regionalizada en un punto o volumen a partir de unos factores de ponderación que funcionan de forma semejante a como lo hace en el inverso de la distancia. Este valor se caracteriza por ser el mejor estimador lineal insesgado; se dice el mejor porque los factores de ponderación se determinan de forma tal que la varianza de estimación es mínima; lineal porque es una combinación lineal de la información; insesgado porque la esperanza matemática del error es nulo (considerando como error la diferencia entre el error real y el estimado).

Los factores de ponderación se calculan a partir de un sistema de ecuaciones conocidas como ecuaciones de krigeage, donde las incógnitas para resolver el sistema se obtiene a partir del variograma modelado.

Esta es la forma en que se denomina una técnica mediante la cual, si se conoce la distribución espacial de los valores de un atributo correspondiente a la VAR  $\left( Z_{(u)} \right)$  y la información estructural correspondiente a la misma, podemos

realizar la estimación local del valor promedio  $Z^*(u)$  en función de una

combinación local del tipo:  $Z^*_{(u_0)} = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z_{(u_i)}$  donde los  $n$  valores de  $Z_{(u_i)}$ , son

aquellos puntos observados que se encuentran dentro de los límites de cuasiestacionaridad.

En la solución de tareas muy diversas se emplean varios tipos de kriging, en dependencia de problemas a resolver y de las características del objeto. Entre los que se encuentran:

**Kriging Puntual:** es aquel donde se estima el valor de la variable regionalizada en un punto que se consideraron en la estimación.

**Kriging de bloques:** es análogo al Kriging Puntual, con la diferencia de que el valor se calcula para un panel (bloque) y no para un punto. El cálculo es simple y

se basa en la determinación del valor medio del variograma entre el panel a estimar y cada punto de los datos, tomados en la práctica mediante un número prefijado de puntos de discretización distribuidos regularmente en el panel.

Formando parte de la geoestadística se encuentran los métodos de simulación, estos tienen cierta superioridad sobre los métodos de kriging, brindan  $n$  realizaciones aleatorias para un mismo punto, cuya desviación estándar está influenciada por el variograma y los datos circundantes, dicha desviación estándar es un criterio poderoso de la calidad de la estimación. Otra ventaja es que las estimaciones reflejan la variabilidad original del yacimiento, es decir, eliminan el clásico efecto de suavizado del Kriging.

Para nuestros objetivos es necesario utilizar métodos de simulación condicional. La simulación condicional usando krigeaje fue propuesta por Matheron en el comienzo de los años 70 [De Fouquet, 1993; Cuador, 2002], estos métodos de simulación nos permiten construir una realización de una función aleatoria con una covarianza fija, condicionada a la información disponible, es decir, a partir de la covarianza o correlación espacial obtenida de la información fragmentaria inicial de la exploración del yacimiento, se generan simulaciones que son posteriormente condicionadas a los datos conocidos, de modo que el valor simulado en estas locaciones coinciden con los datos reales y en el resto de las locaciones no muestreadas, presentan en conjunto las mismas características de variabilidad de la información real desconocida de la cual es representativa la información disponible.

En el procedimiento de la simulación se destacan dos etapas importantes: primero la generación de valores simulados a partir de una función de covarianza fija, es decir, la simulación no condicional y segundo: el krigeaje condicionante de las simulaciones anteriores, lo cual viene expresado en la siguiente expresión:

$$Z_{sc}(u_0) = Z_{k^*}(u_0) + [Z_s(u_0) - Z_{sk^*}(u_0)]$$

Donde:

$Z_{sc}(u_0)$ : es el valor simulado en el punto  $u$  por la simulación condicional.

$Z_{k^*}(u_0)$ : es el valor estimado en el punto  $u$  por el procedimiento de krigeaje, a partir de los datos experimentales.

$Z_s(u_0)$ : es el valor simulado en el punto  $u$  por la simulación no condicional.

$Z_{sk}^*(u_0)$ : es el valor estimado en el punto  $u$  por el procedimiento de kriging, a partir de los valores simulados no condicionalmente en las localizaciones correspondientes a los datos experimentales.

De los métodos de simulación existentes escogimos la simulación secuencial gaussiana y la simulación con el método de bandas rotantes, este último con modificaciones del originalmente propuesto por Matheron. La modificación consiste en una cantidad de bandas variables, mucho mayor que 15 y con posiciones aleatorias. El método de bandas rotantes original reflejaba el efecto o posición de las bandas en las simulaciones no condicionales, es por esto que no se recomienda [Deutsh V. Clayton, Journal G. André, 1998]

#### **2.3.6.1 Geoestadística Lineal.**

Los valores estimados en geoestadística lineal se obtienen a partir de una combinación lineal de pesos asociados a los datos disponibles utilizados en el proceso de estimación. Cuando la información presenta característica de estacionaridad evidentes se utilizan los datos originales en la estimación, existiendo las variantes: Krigeaje Simple y Krigeaje Ordinario, las cuales pueden ser implementadas de forma puntual o de bloque. [Armstrong y Carignan, 1997].

#### **2.3.6.2 Geoestadística no Lineal.**

Cuando los datos originales presentan comportamientos asimétricos, de modo que no se revelan característica de estacionaridad evidentes se hace necesario realizar transformaciones en los datos con el objetivo de obtener distribuciones simétricas, y entonces utilizar el kriging sobre los datos transformados y finalmente devolver las estimaciones a través de la transformación inversa. Estas variantes pueden ofrecer buenos resultados cuando existen poblaciones de datos con alta asimetría. Las variantes fundamentales utilizadas en este caso son: Krigeaje Lognormal, Krigeaje Multigaussiano, Krigeaje de Indicadores y Krigeaje Disyuntivo [Cuador, 2002], estos dos últimos están diseñados para obtener la distribución de probabilidades cumulativas de la variable en un soporte  $V$ .

### **2.3.6.3 Inverso de la distancia.**

Este método aplica un factor de ponderación a cada muestra que rodea un punto o un bloque. El factor de ponderación es el inverso de la distancia entre cada muestra y el centro del bloque elevado a una potencia  $n$  ( $3 > n > 1$ , en la mayoría de los casos). Por ser un método que generalmente suaviza debe aplicarse solamente en yacimiento con tránsitos mineralización- estéril graduales.

Es importante destacar que cuando mayor es el exponente más fuerza a la ponderación se le da a las muestras más cercanas en detrimento de la más lejana, un exponente 5 provoca que el método funcione similar a la estimación utilizando el vecino más cercano. Si el exponente toma valor cero entonces el punto estimado será la media aritmética de los puntos conocidos que intervienen en el cálculo. [M. Bustillo, 1997].

En este trabajo para comparar los métodos de estimación no se empleó la validación cruzada por no ser representativa a consecuencia de la gran influencia que tienen las muestras que se encuentran por encima y por debajo de la analizada en los pozos de exploración<sup>1</sup>. Para resolver este problema se empleó la técnica de Jackknife [Deutsh V. Clayton, Journal G. André, 1998], donde se tomó la red menos densa (33.33 m) y con estos datos se estimó en puntos conocidos de la red de densificación de 8.33 m. La diferencia de los errores de este método con los de la estimación final en el modelo de bloques puede ser considerable a consecuencia de la diferencia del volumen del soporte sobre el cual se estima. En la estimación se emplea como soporte el bloque de volumen  $V$  donde se estiman los valores medios con error inversamente proporcionales a su tamaño [Chica Olmo Mario, 1989; David Michel, 1977].

Teniendo en cuenta que en la mayoría de los software los métodos de simulación están implementados solo para redes regulares se migraron las muestras de la red de pozos de referencia a los nodos más cercanos de un grid de 8.33 X 8.33 X 1 metros, con nodos coincidentes en la horizontal con los pozos de perforación

---

<sup>1</sup> Recuerde que se trata de una red regular, en este caso excepcional espaciada 8.33 metros, generalmente la red está espaciada a 33.33 m y muchas veces se dispone de una densificación parcial a 16.66 m no muestreada en toda su potencia, mientras que la "distancia" entre las muestras de un pozo son generalmente de 1 m a 0.5m.

para garantizar minimizar el error por traslación, en el caso de la dirección vertical las traslaciones máximas no exceden los 0.5 m lo que es despreciable teniendo en cuenta la separación entre pozos.

Se estimó empleando los modelos de variogramas antes mostrados usando primeramente Kriging Ordinario(KO) y Kriging Simple (KS) para definir cual de los dos métodos de estimación brindaba mejores resultados. El mejor se tomó como base para otras variantes de Kriging empleadas: Kriging Lognormal (KLogn) y Kriging Multigausiano (KMG), y las simulaciones: simulación con el método de bandas rotantes mejorado con 100 bandas de posición aleatoria [Geovariances, 2000] (SBR) y la simulación secuencial gaussiana (SGS).

Los métodos de estimación y simulación se escogieron teniendo en cuenta que el objetivo fundamental: “la estimación directa de los valores de las variables involucradas”, esto descarta los métodos enfocados a la determinación de las distribuciones como el Kriging Indicador (KI) y el Disyuntivo (KD), así como las variantes indicatrices de la simulación. Se trata en todo momento de emplear hasta donde fue posible los mismos parámetros para todos los métodos, especialmente el elipsoide de búsqueda y el variograma. Como método determinístico se empleó el inverso de la distancia (ID).

De forma alternativa se empleó el Kriging con modelo de spline (KSpline), éste según [Geovariances, 2000] “*no es más que el Kriging tradicional empleando la función aleatoria intrínseca de orden 1(drift lineal) y la covarianza generalizada spline*”.

Métodos como el Kriging con drift externo y Cokriging con colocación no se emplearon por falta de los datos extras o auxiliares que requieren. Tampoco se tuvo en cuenta el Cokriging por la no estabilidad de la correlación de las variables en el perfil laterítico (ver Figura 3.10), dado por la mezcla de poblaciones. El Kriging IRF-k pierde sentido si se tiene en cuenta que la estrategia de búsqueda empleada en la vertical toma muestras a poca distancia y en el origen el variograma vertical es estacionario.

### **2.3.7 Estimación de los recursos.**

Este es el último paso, seleccionando aquellos métodos o grupo de métodos con los cuales se obtienen los mejores resultados en las comparaciones antes mencionadas, se estima en soportes de volumen V. Este soporte se refiere a las unidades de selectividad minera de los modelos de bloques [Lynx Mining Systems, 1998]. El tamaño y forma de cada una de estas unidades de selectividad minera se seleccionan en función de la variabilidad del yacimiento, direcciones de anisotropía, configuración y dimensiones de la red de exploración, equipamiento empleado, grado de selectividad minera exigido por la industria. Actualmente no existe un consenso y metodología para seleccionar el tamaño de los bloques, desde el punto geostadístico autores como [David Michel, 1977] recomiendan emplear no más de 4 subdivisiones, pero este criterio es algo empírico y poco fundamentado. Como criterio fundamental establecemos el equipamiento minero y el grado de selectividad necesario para mantener la calidad de la materia prima mineral enviada a la industria.

Para la evaluación de los recursos es necesario estimar los contenidos medios de los elementos, la masa volumétrica y el volumen.

Para la estimación del volumen se crean unidades regulares pequeñas de volumen constante, que en su conjunto forman el modelo de bloques. Para la construcción del modelo de bloques se siguió el esquema propuesto e implementado por el sistema minero generalizado MicroLynx [Lynx Mining Systems, 1998], éste es similar a la mayoría de estos sistemas, entre los que se destaca el Gencom, Datamine, Vulcan, Surpac, entre otros. En este esquema se delimitan las geozonas con superficies, tal y como se explica en el acápite 3.2, con éstas se confecciona un *perímetro file* (modelo geométrico) [Lynx Mining Systems, 1998] y por último se subdivide el cuerpo mineral en las unidades mineras de selectividad (USM) o bloques. En nuestro caso se tomaron las superficies y fondo de las lateritas para conformar el cuerpo mineral, la USM escogida para desarrollar el cálculo de los recursos fue un paralelepípedo de 8.33 X 8.33 X 3 metros, [Guardia Rodríguez W., 2003]. Para mejorar la estimación del volumen de las USM en las zonas limítrofes del cuerpo mineral existen dos vías, una es la estimación del porcentaje que ocupa dentro de cada cuerpo o modelo geométrico [Gemcom© User's Manual, 1999] y la subdivisión del bloque o

paralelepípedo con límites irregulares, esta última fue la seleccionada, el resultado es claramente visible en las figuras 3.24 a la 3.26.

Para estimar la masa volumétrica se utilizó el método de los triángulos n-dimensionales, propuesta por Legrá et al. ,(1999b). Éstos se estimaron para cinco clases industriales: escombros superior (ES), laterita de balance (LB), serpentinita de balance (SB), escombros intermedio o serpentinita fuera de balance (EI) y serpentinita dura (SD). Se tomaron los datos previamente estimados para cada muestra de la red de exploración y se estimó por inverso al cuadrado de la distancia en las USM, para cada una de las 5 clases, con una discretización de 3 X 3 X 3 puntos. El valor de masa volumétrica depende entonces de la clase asignada al bloque; dada la falta de información litológica la asignación de las USMs a una de las 5 clases se realizó según el criterio:

$$ES = \begin{cases} Ni < 0.9 \\ Fe \geq 35 \end{cases} \quad LB = \begin{cases} Ni \geq 0.9 \\ Fe \geq 35 \end{cases} \quad SB = \begin{cases} Ni \geq 0.9 \\ 12 \leq Fe < 35 \end{cases} \quad EI = \begin{cases} Ni < 0.9 \\ 12 \leq Fe < 35 \end{cases} \quad SD = \begin{cases} \text{Sin Criterio} \\ Fe < 12 \end{cases}$$

El cálculo de las reservas de metal se realizó por las siguientes fórmulas [Ariosa, 1986]:

$$\text{Reservas de mena para el bloque } u \quad Q_u = V_u * \bar{d}_u$$

$$\text{Reservas de componente útil para bloque } u \quad P_u = Q_u * \bar{c}_u$$

Donde:

$V_u$ : volumen de cada bloque  $u$

$d_u$ : masa volumétrica del bloque  $u$

$\bar{c}_u$ : contenido medio de componente útil en el bloque  $u$

Estas formulas son estándares para la estimación de recursos, independientemente del método, note que la única diferencia con los métodos tradicionales está en el estimador del contenido medio (KO, KS, SSG, etc) y la subdivisión del yacimiento en USMs; estos recursos calculados para cada USMs es a lo que se le denomina, recursos locales. Los recursos totales se obtienen al sumar los recursos de todas las USMs.

## **CAPITULO III. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS.**

### **3.1 Introducción.**

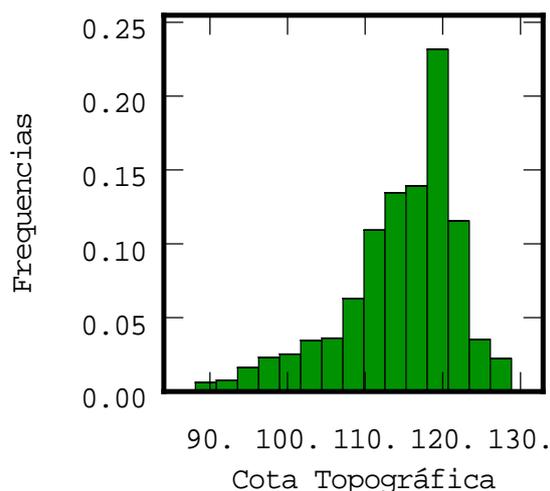
En el presente capítulo se ilustran en un caso de estudio los pasos de la metodología propuesta en el Capítulo II. Se escogió el bloque O48 del yacimiento Punta Gorda por la cantidad de información disponible.

### **3.2 Geometrización del yacimiento.**

El primer paso es la determinación de las superficies que limitan el techo y el piso de la corteza de meteorización. Para ello se realiza un análisis exhaustivo de la información topográfica para eliminar posibles errores, partiendo de un análisis estadístico y geoestadístico inicial.

Como datos para confeccionar la superficie topográfica se tomó la cota de la boca de los pozos disponibles, en total 1292, estos muestran una distribución que tiende a la normal (ver figura 3.1), lo cual facilita el empleo de técnicas geoestadísticas.

El histograma de frecuencia con los datos de la superficie topográfica muestra una distribución que tiende a la normal (figura 3.1), facilitando el empleo de técnicas geoestadísticas.



*Figura 3.1 Histograma de la distribución de la superficie topográfica del bloque O48.*

Antes de estimar se confeccionaron los variogramas direccionales y se ajustaron con anisotropías por estructuras, tal y como se muestra en la figura 3.2.

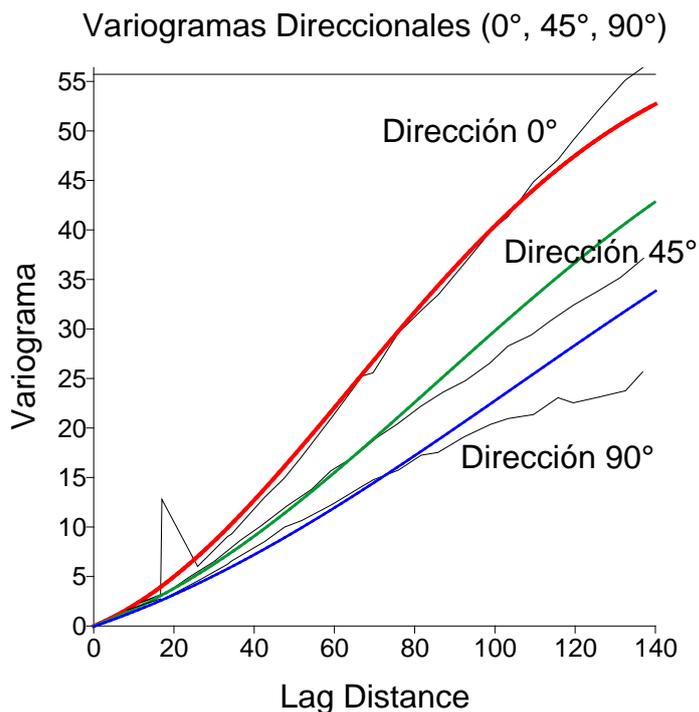


Figura 3.2 Variogramas direccionales de la superficie topográfica del bloque O48.

El ajuste se muestra en la tabla 3.1.

Tabla 3.1 Ajuste del variograma.

| Estructura 1             |           |
|--------------------------|-----------|
| Modelo de Variograma     | Gaussiano |
| Escala del Variograma    | 37.9      |
| Angulo de Anisotropía    | 79.93     |
| Largo de la Anisotropía  | 190       |
| Escala de la Anisotropía | 2         |
| Estructura 2             |           |
| Modelo de Variograma     | Esférico  |
| Escala del Variograma    | 21.22     |
| Angulo de Anisotropía    | 78.75     |
| Largo de la Anisotropía  | 233.1     |
| Escala de la Anisotropía | 1.251     |

Empleando los variogramas de la figura 3.2 se generó un Grid con Kriging Ordinario [Surfer® Version 7, User Manual] graficando los resultados en un mapa de relieve o Wireframe se detectó la existencia de posibles errores dado por montículos poco frecuentes en el relieve original de la zona (figura 3.3).

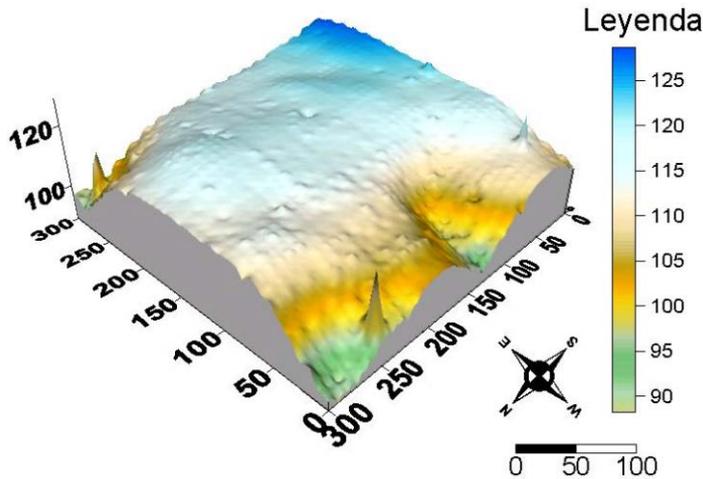


Figura 3.3. Mapa de relieve generado con la base de datos completa del bloque O48.

Se realizó la validación cruzada, la cual facilita la detección de los posibles outliers, el gráfico de dispersión que relaciona los datos reales con los estimados se muestra en la figura 3.4, como puede verse los outliers son aquellos que más se alejan de la línea de correlación o simplemente el módulo del error estandarizado es mayor que 2.5.

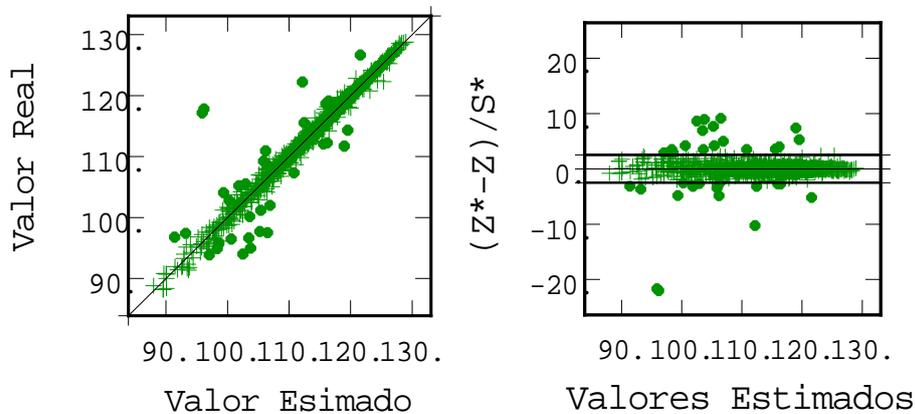


Figura 3.4 Gráfico de dispersión que relaciona los datos reales con los estimados.

La cantidad de datos no robustos parece ser elevada (33) pero lo que realmente ocurre es que los valores anómalos afecta a los puntos que se encuentran a su lado.

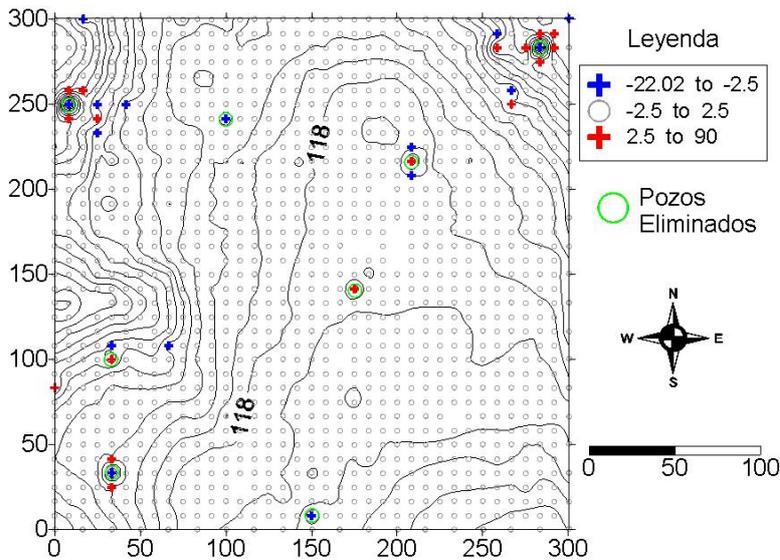
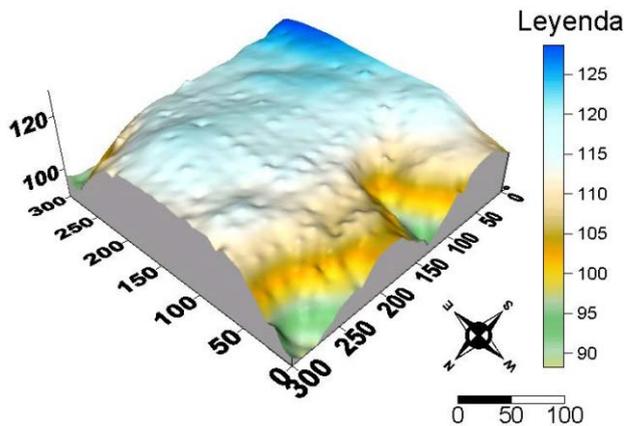


Figura 3.5 MDT topográfico sin corrección de los datos.

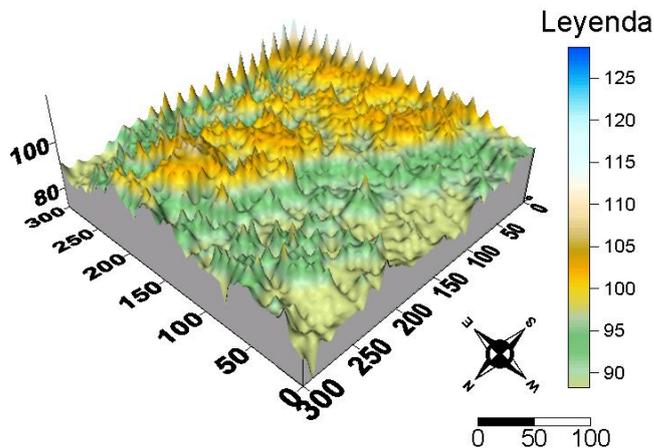
Los pozos eliminados se muestran en la figura 3.5, como puede verse la cantidad de valores erróneos es muy inferior a la que sugieren los resultados de la validación cruzada, las coordenadas de los pozos eliminados son: (8.33 ; 249.67), (33.33 ; 100.00), (33.33 ; 33.33); (150 ; 8.00), (100.00 ; 241.33), (175.00 ; 141.33), (208.33 ; 216.33), (283.33 ; 283.33). Esto demuestra que el error estandarizado debe emplearse con cuidado pues los resultados dependen de la posición de los valores anómalos o outliers y el límite geoestadístico de 2.5, referido al 95% de probabilidad [Bleines C., Deraisme J. et al., 2001] no siempre está en correspondencia con los objetivos prácticos que se persigue al analizar estos errores. Los pozos con los errores aparentes de Z deben corregirse de ser posible, en caso contrario lo más adecuado es eliminarlos de los datos. El MDT de la topografía, luego de corregido queda como se muestra en la figura 3.6.

Para la construcción de la superficie del fondo se asume que el límite de la laterita se encuentra donde termina el pozo, evitando de esta manera sobrestimaciones de los recursos. No es posible eliminar un tramo de roca fresca pues no existe información al respecto, tampoco existe información sobre la densidad de bloques de serpentinita para rectificar la estimación de los recursos.



*Figura 3.6 Mapa de relieve generado con la base de datos corregidos del bloque O48.*

La metodología que se empleó fue similar a la anterior, como resultado se obtuvo una superficie más irregular como era de esperar, con irregularidad al este en forma de serrucho que indican que los pozos de una de las redes de exploración no cortaron el fondo (ver figura 3.7).



*Figura 3.7 Mapa de relieve de la superficie del fondo para el bloque O48.*

El volumen de recursos meníferos esperado en función de la potencia, se estimó por la regla del Trapezoide para cada uno de los nodos coincidentes de los Grids de la superficie topográfica y el fondo, este dio como resultado 1796421 (m<sup>3</sup>), la separación entre nodos fue de 2,08 m. El resultado final, sin embargo no es el cálculo del volumen, sino la delimitación espacial del yacimiento. No se realiza separación horizontal por falta de información y por el pequeño tamaño del área estudiada, esta se considera geoestadísticamente homogénea en la dirección horizontal.

Para la estimación de los recursos no se recomienda agregar límites tecnológicos a la hora de estimar, estos varían con las condiciones de mercado e inutilizan los cálculos realizados y no responden a criterios geoestadísticos sólidos, dificultado la estimación.

### **3.3 Descripción de los datos y análisis estadístico.**

En el capítulo anterior se expusieron las consideraciones sobre la necesidad de un análisis estadístico antes de comenzar con el estudio geoestadístico, es por ello que nos dimos a la tarea de confeccionar tablas y gráficos que describan la distribución de los parámetros.

#### **3.3.1 Análisis estadístico de los datos para toda la potencia.**

La tabla 3.2 refleja los estadígrafos de los contenidos Hierro Níquel y Cobalto, en la misma se destaca el elevado valor del coeficiente de asimetría y del coeficiente de variación para el cobalto; a medida que estos crecen la estimación con técnicas geoestadísticas lineales tienden a ser sesgadas [Deraisme Jacques, Thwaites A. M., 1998].

*Tabla 3.2. Algunos estadígrafos de los contenidos de Hierro Níquel y Cobalto.*

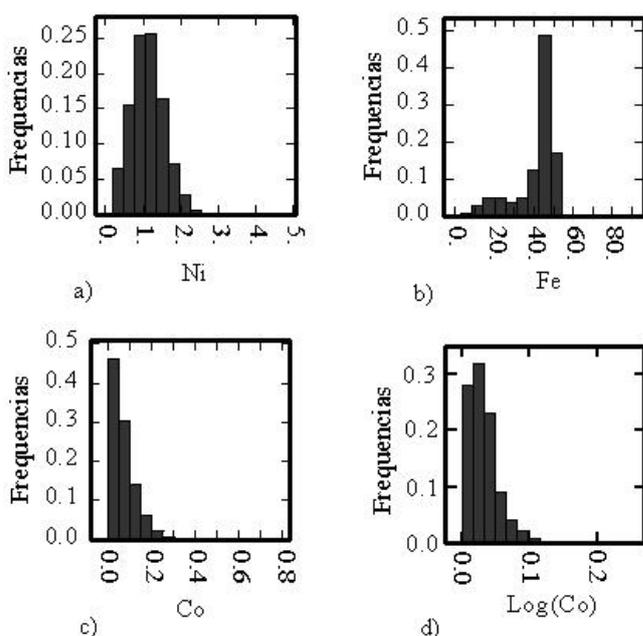
| Variable   | Mínimo | Máximo | Media  | Desviación Estándar | Coeficiente de asimetría | Coeficiente de variación |
|--|--------|--------|--------|---------------------|--------------------------|--------------------------|
| <b>Muestra aleatoria de todos los datos (tamaño 3219)</b>        |        |        |        |                     |                          |                          |
| Co   | 0.001  | 0.759  | 0.075  | 0.060               | 2.220                    | 0.796                    |
| Fe   | 3.000  | 88.000 | 40.963 | 10.518              | 1.503                    | 0.256                    |
| Ni   | 0.180  | 4.599  | 1.112  | 0.429               | 0.450                    | 0.386                    |
| <b>Densificación de la red cuadrada de 8.33 m (Tamaño 19143)</b> |        |        |        |                     |                          |                          |
| Co   | 0.001  | 1.350  | 0.075  | 0.054               | 2.695                    | 0.721                    |
| Fe   | 1.540  | 98.599 | 40.963 | 10.047              | 1.494                    | 0.245                    |
| Ni   | 0.009  | 4.599  | 1.108  | 0.422               | 0.353                    | 0.381                    |

La correlación entre las variables estudiadas es baja, existiendo una cierta independencia entre ellas (ver Tabla. 3.3), esto descarta en gran medida el empleo de la correogionalización de las variables para la estimación conjunta por Cokriging y sus homólogos en la simulación (Cosimulación).

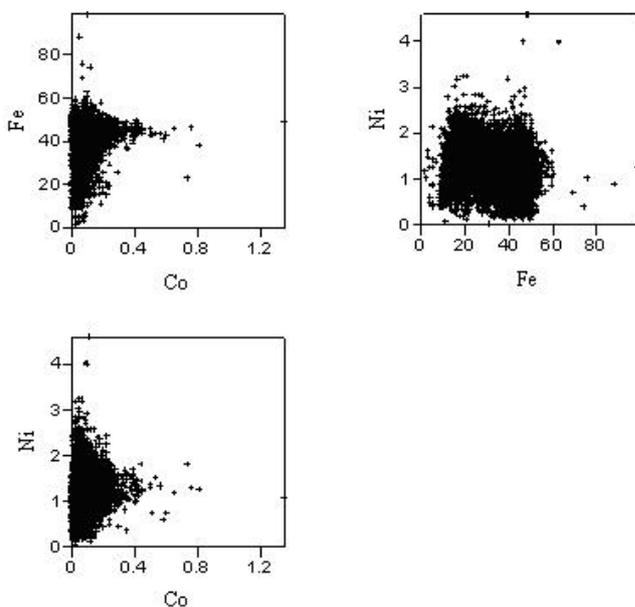
*Tabla 3.3. Matriz de coeficiente de correlación entre elementos estudiados.*

|    | Co    | Fe     | Ni     |
|----|-------|--------|--------|
| Co | 1     | 0.261  | 0.286  |
| Fe | 0.261 | 1      | -0.217 |
| Ni | 0.286 | -0.217 | 1      |

La prueba de Kolmogorov – Smirnov para cada una de las variables confirma que estas no se ajustan a la distribución normal para un 95% de probabilidad, solo el níquel se acerca a esta, lo cual se refleja en su histograma (ver Figura. 3.8a). El cobalto tiende a la distribución lognormal, aunque tampoco se ajusta para un 95% de probabilidad (ver Figura. 3.8c y d), el caso del hierro es el más complicado, resulta evidente la mezcla de poblaciones por la bimodalidad de su histograma (ver Figura. 3.8b). De forma general existe mezcla de poblaciones, aunque esto no se refleje en todos los histogramas, la misma está dada por la diferencia de la composición mineralógica y litológica de cada uno de los horizontes. Estos elementos se encuentran desigualmente distribuidos a consecuencia de la concentración preferencial regida por las condiciones fisicoquímicas, que varían considerablemente con la profundidad, por ejemplo, el pH puede variar de 5 en la superficie a 8.5-9 en la base del perfil [Smirnov, 1982 pág. 396]. Las mezclas se hacen mucho más evidente en los diagramas de dispersión (ver Figura 3.9) donde se reflejan cambios de la correlación y presencia de dos grupos o nubes de punto con centroides independientes.



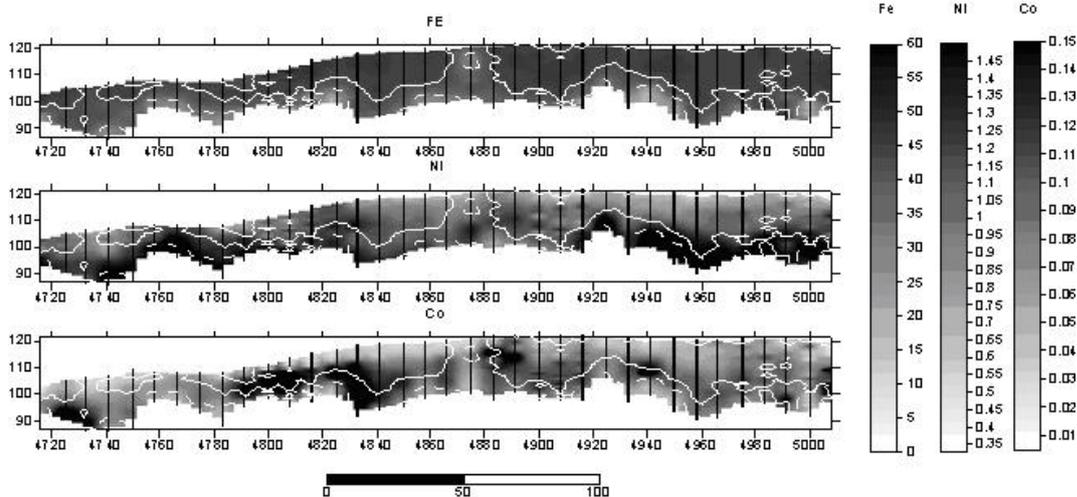
*Figura 3.8. Histogramas de los elementos químicos.*



*Figura 3.9 Diagramas de dispersión de las variables estudiadas.*

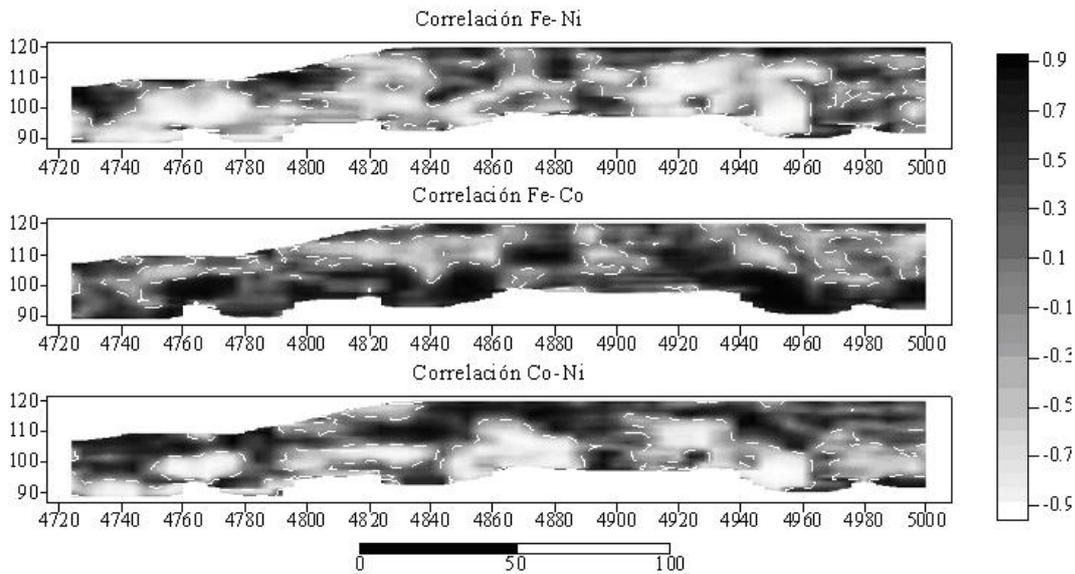
Las mezclas de poblaciones estadísticas están regidas de forma global por la existencia de dos tipos de cortezas presentes, silicatadas y oxidadas, con transición gradual entre una y otra, esto provoca un drift en la dirección vertical tal y como lo muestran los variogramas de la Figura 3.15.

Se aprecia el drift en la dirección vertical “lineal” dado por el cambio gradual de los contenidos de los elementos con la profundidad (ver Figura 3.9). No existe una correlación constante entre los tres elementos químicos en el perfil de alteración, esto se puede observar en la Figura 3.10. También es evidente la existencia de correlaciones que varían por traslación corroborándose una vez más que se debe desechar la idea de emplear correogionalización entre estos elementos para realizar estimaciones y simulaciones.



La línea discontinua y continua indican el límite de Hierro de 35% y 45% respectivamente.  
Figura 3.9 Distribución de Fe, Ni y Co en el perfil N5608 del O48, estimado con inverso de la distancia.

Es necesario verificar el cumplimiento de la hipótesis intrínseca para cada uno de los elementos, con tal objetivo se realizó un estudio de ventanas móviles para comprobar la invariabilidad de la media y la varianza por traslación y visualizar la presencia de drift [Myers D. E., 1989]. En el caso de la dirección vertical (Ver Figura 3.11 y Figura 3.12) se aprecia claramente que hierro es el más variable con respecto a este parámetro, sin embargo muestra un comportamiento bastante estable de la media, a causa del poco desarrollo de las menas silicatadas en este bloque. Otro aspecto a señalar es la coincidencia de la zonalidad de las medias en ventanas móviles del hierro con la zonalidad de su desviación estándar. En el cobalto, las medias por ventanas móviles (Ver Figura 3.12) muestran claramente que las mayores concentraciones están en la parte media del perfil. El níquel muestra una relación inversa clara con los contenidos de hierro.



*La escala es similar al de la figura 1, las líneas de puntos indican la correlación nula.*

*Figura 3.10 Coeficiente de correlación calculado con ventanas móviles de 3m X 16m en grids de nodos espaciados a 0.5m X 4m de Fe, Ni y Co en el perfil N5608 del O48, estimado con inverso de la distancia.*

En todos los casos se aprecia el drift en la horizontal y existen problemas con la estacionaridad global, no obstante para fines de cálculo se puede considerar la estacionaridad local de segundo orden si se emplea un elipsoide de búsqueda de tamaño razonablemente proporcional a las dimensiones de las variaciones locales.

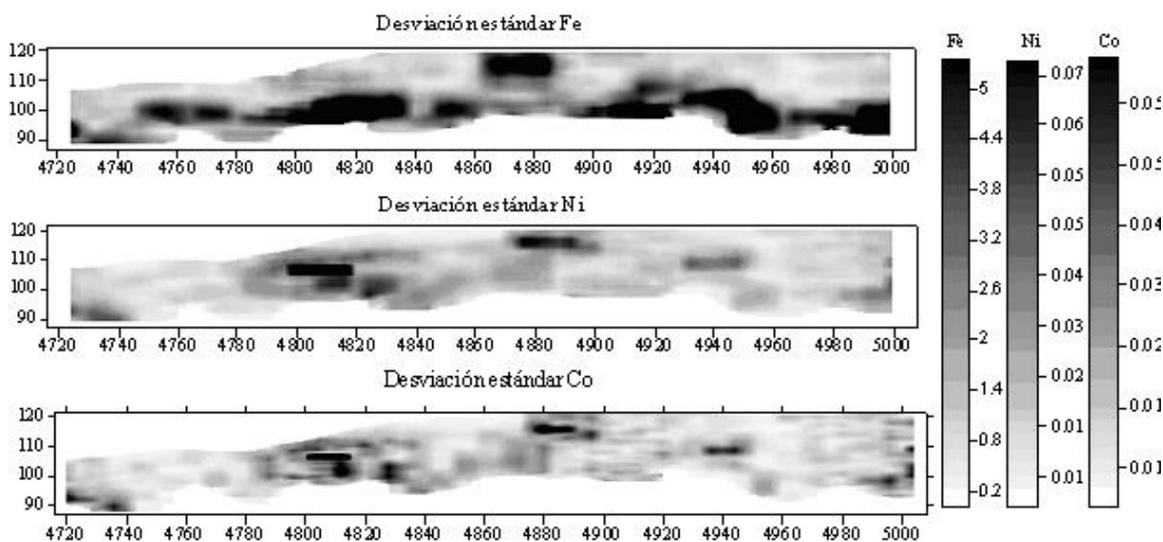


Figura 3.11 Desviación estándar calculada con ventanas móviles de 3m X 16m en grids de nodos espaciados a 0.5m X 4m de Fe, Ni y Co en el perfil N5608 del O48, estimado con inverso de la distancia.

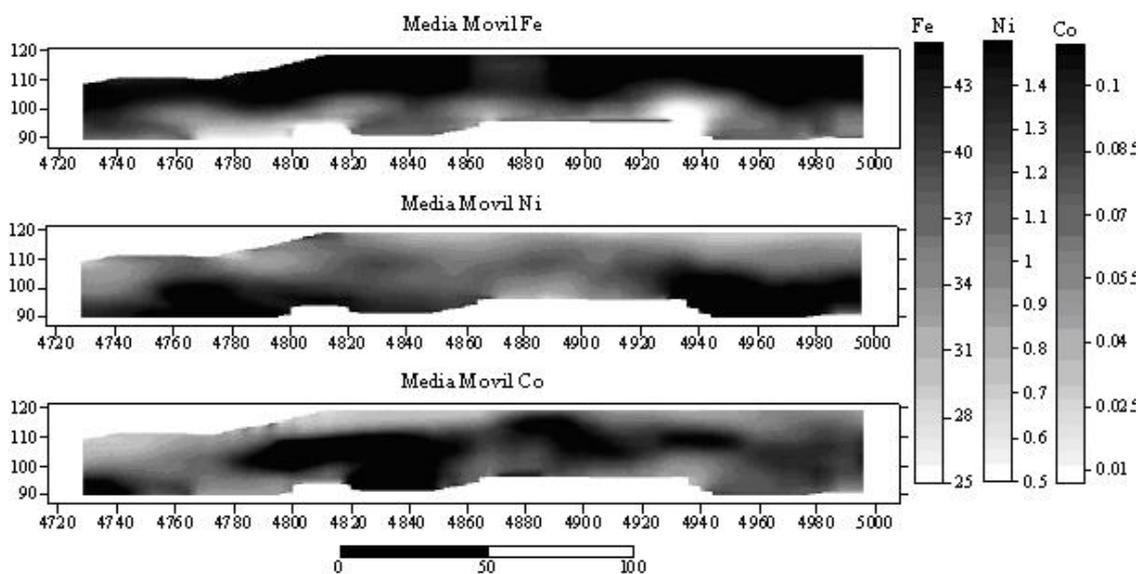


Figura 3.12 Valor medio local calculado con ventanas móviles de 5m X 24 m en grids de nodos espaciados a 0.5m X 4m de Fe, Ni y Co en el perfil N5608 del O48, estimado con inverso de la distancia.

### 3.3.2 Análisis estadístico de los datos para diferentes grupos de datos.

En la tabla 3.4 se muestran los estadígrafos calculados para cada uno de los componentes Ni, Fe, y Co teniendo en cuenta la división de los datos en los grupos siguientes:

1. Para la potencia mineralizada (LB + SB).
2. Para la mena laterita de balance (LB).
3. Para la mena serpentina de balance (SB)

*Tabla 3.4: Análisis estadísticos de los cuatro grupos de datos.*

| Estadígrafos       | LB +SB |        |        | LB    |              |        | SB    |        |              |
|--------------------|--------|--------|--------|-------|--------------|--------|-------|--------|--------------|
|                    | Ni     | Fe     | Co     | Ni    | Fe           | Co     | Ni    | Fe     | Co           |
| Media              | 1.18   | 36.83  | 0.074  | 1.29  | 46.9         | 0.107  | 1.65  | 20.41  | 0.049        |
| Mediana            | 1.17   | 37.49  | 0.07   | 1.3   | 47.32        | 0.104  | 1.65  | 19.59  | 0.043        |
| Moda               | 1.31   | 37.07  | 0.06   | 1.23  | 48.22        | 0.129  | 1.69  | 26.78  | 0.035        |
| Desv. Estándar     | 0.175  | 6.838  | 0.0296 | 0.134 | 1.845        | 0.032  | 0.319 | 4.693  | 0.0269       |
| Var.de la muestra  | 0.03   | 46.761 | 0.0008 | 0.018 | 3.405        | 0.001  | 0.101 | 22.027 | 0.0007       |
| Curtosis           | 2.179  | 0.764  | 0.109  | -0.37 | <b>7.428</b> | 1.338  | -0.15 | -0.355 | <b>11.47</b> |
| Coef. De asimetría | 0.168  | -1.031 | 0.69   | -0.05 | -1.99        | 0.868  | 0.203 | 0.683  | <b>2.88</b>  |
| Rango              | 1.17   | 29.85  | 0.13   | 0.606 | 12.05        | 0.172  | 1.52  | 20.5   | 0.165        |
| Mínimo             | 0.64   | 16.16  | 0.03   | 1.02  | 37.65        | 0.0535 | 0.93  | 12.6   | 0.019        |
| Máximo             | 1.81   | 46.01  | 0.16   | 1.626 | 49.7         | 0.226  | 2.45  | 33.1   | 0.184        |
| Coef. De variación | 0.148  | 0.185  | 0.4    | 0.104 | 0.039        | 0.299  | 0.193 | 0.229  | 0.548        |
| Nivel de conf. 95% | 0.039  | 1.531  | 0.0066 |       | 0.03         | 0.0073 | 0.074 | 1.095  | 0.0062       |

*Los valores en Negrilla indican valores que no se ajustan a la distribución normal, según Koch y Link, 1970.*

Al analizar los valores de del coeficiente de variación ( $C_v$ ) en la tabla se refleja una normalidad en la distribución de todos los parámetros según Koch y Link, 1970 siendo el  $C_v < 0.5$ .

En relación con el coeficiente de asimetría, los valores de la tabla reflejan que para el cobalto los valores están bastante alejados de cero en la mena SB, alcanzando valores mayores de 2. El hierro también se aleja un poco de cero para el grupo de datos de toda la potencia de mineral (LB +SB) y en la mena LB, pero no son superiores al cobalto.

Por tanto cabe destacar que el coeficiente de asimetría para el cobalto es necesario tenerlo en cuenta a la hora de utilizar los métodos de Krigeage Lineal (J. Deraysme y A. M. Thwaites, 2001).

La prueba de Kolmogorov – Smirnov (K – S) a cada uno de los grupos de datos antes mencionados, tabla 3.5, arrojó que los datos de la capa mineral (LB +SB) se aproxima a una distribución normal. Esta prueba indica la no normalidad del níquel a diferencia del hierro donde se valida la normalidad de la distribución para un 95 % (0.137 < 0.149) y 99% (0.137<0.178) de confiabilidad; en este caso el cobalto refleja una normalidad de la distribución de los valores para los tres niveles de confianza.

*Tabla 3.5: Prueba de Kolmogorov – Smirnov para cada uno de los grupos de datos de bloque O-48.*

| Prueba de K – S         | LB +SB |              |              | LB           |              |              | SB           |              |              |
|-------------------------|--------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
|                         | Ni     | Fe           | Co           | Ni           | Fe           | Co           | Ni           | Fe           | Co           |
| K- S Stat               | 0.194  | 0.137        | 0.071        | 0.123        | 0.056        | 0.103        | 0.13         | 0.069        | 0.156        |
| Critical K-S stat, (10) | 0.134  | 0.134        | <b>0.134</b> | <b>0.137</b> | <b>0.137</b> | <b>0.137</b> | <b>0.141</b> | <b>0.141</b> | 0.141        |
| Critical K-S stat, (05) | 0.149  | <b>0.149</b> | <b>0.149</b> | <b>0.152</b> | <b>0.152</b> | <b>0.152</b> | <b>0.157</b> | <b>0.157</b> | <b>0.157</b> |
| Critical K-S stat, (01) | 0.178  | <b>0.178</b> | <b>0.178</b> | <b>0.182</b> | <b>0.182</b> | <b>0.182</b> | <b>0.188</b> | <b>0.188</b> | <b>0.188</b> |

*Los valores en negrilla indican aquellos que se ajustan a la distribución normal para la prueba de Kolmogorov – Smirnov.*

Para el caso de las capas minerales LB y SB estudiadas por separado se puede observar al analizar los valores obtenidos en la prueba de Kolmogorov – Smirnov, una normalidad de la distribución de los datos, donde se observa que el valor del estadígrafo K-S es menor que los valores obtenidos para los tres niveles de confianza.

Del análisis anterior se llega a las siguientes conclusiones:

- Se tienen mezclas de poblaciones.
- Las poblaciones mezcladas no se ajustan a ninguna distribución de frecuencias teórica de probabilidades.
- La subdivisión realizada no significa la separación de las poblaciones, estas responden a criterios industriales. Según estudios realizados por

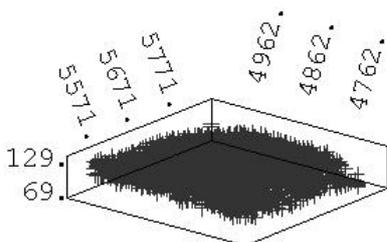
(Armstrong, 1994) en yacimientos lateríticos de Nueva Caledonia las menas silicatadas y las oxidadas constituyen las principales poblaciones, esto no es una ley.

- El kriging lineal (KO, KS) no es muy estricto con la distribución, a diferencia de métodos no lineales como Kriging Disyuntivo, Simulación Condicional, entre otros; por esta causa es posible tomar toda la potencia para evitar errores provocados por efecto borde y efecto información. Por otra parte el paso de un tipo litológico de mena a otro en la corteza es gradual, existiendo una alta relación entre puntos relativamente cercanos. Una de las soluciones más robustas a este problema es el empleo de un elipsoide de búsqueda y definición de anisotropía que haga honor al comportamiento espacial de los datos.

La separación realizada en este estudio no responde a la división de poblaciones estadísticas, ésta responde a criterios industriales. Al no existir suficiente información para la separación adecuada de estas poblaciones decidimos estimar y simular con todos los datos disponibles, sin separar.

### **3.4 Análisis de los variogramas.**

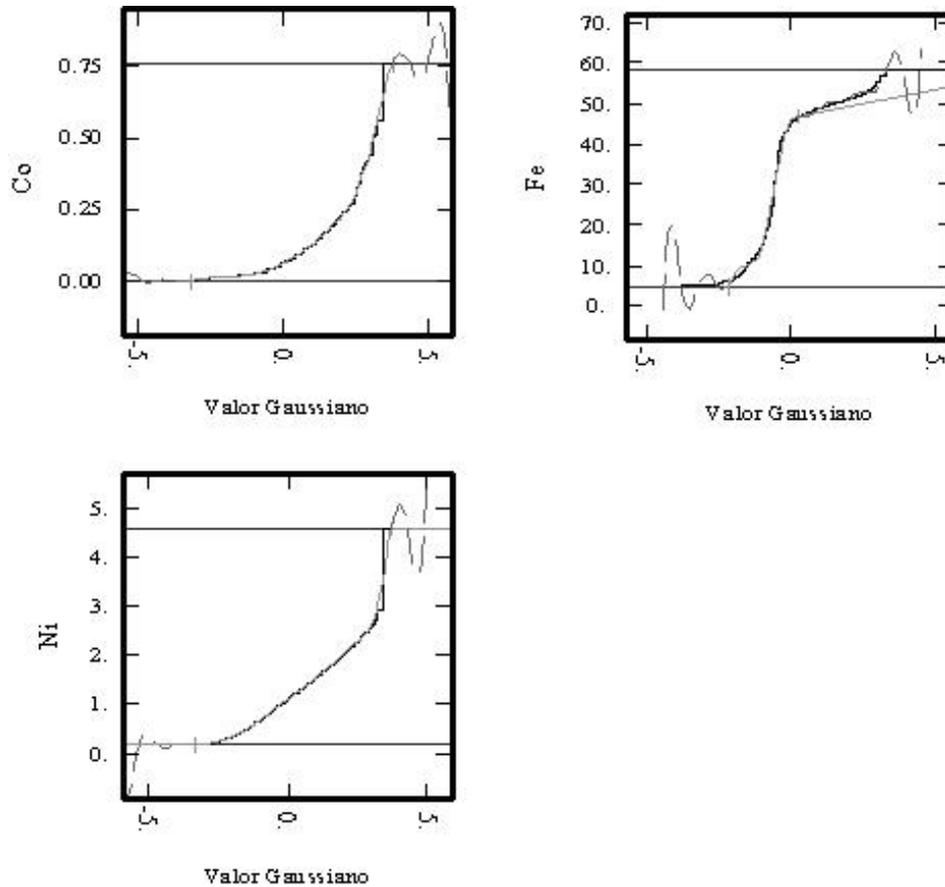
Los variogramas se confeccionaron con la muestra aleatoria, verificándose que ésta estuviese distribuida de forma homogénea en el espacio, tal y como se muestra en la Figura 3.13.



*Figura 3.13. Distribución de las en el espacio de la muestra aleatoria tomada de todos los datos iniciales disponibles.*

Para construir el variograma experimental se tomaron 3 direcciones en el plano horizontal y una en la vertical, todas con una tolerancia angular de  $22.25^\circ$  y tolerancia del lag igual a la mitad ( $\frac{1}{2}$ ) de su distancia para evitar solapamiento entre lag y cubrir todos los pares posibles. Los variogramas se construyeron para

las tres variables iniciales, sus equivalentes gaussianas, obtenidas por anamorfosis gaussiana (ver Figura 3.14) [Bleines C., Deraisme J. et al., 2001] y los logaritmos de la variable para el caso del cobalto.



*Figura 3.14. Gráfico de las funciones de anamorfosis  $\Phi(Z)$  ajustadas a la curva experimental formada por la distribución de frecuencias acumuladas de la variable  $Z$  versus su equivalente en la distribución cumulativa normal estándar.*

Adicionalmente se realizó el análisis para los logaritmos del cobalto por su similitud con la distribución lognormal, en la Figura 3.8 se muestra el histograma de los logaritmos naturales de la variable cobalto.

Los variogramas experimentales se ajustaron empleando anisotropías por estructuras. Para modelar adecuadamente el drift en la dirección vertical se tomó una estructura auxiliar de alta varianza y con gran alcance en la horizontal, tal y como se muestra en la Figura 3.15.

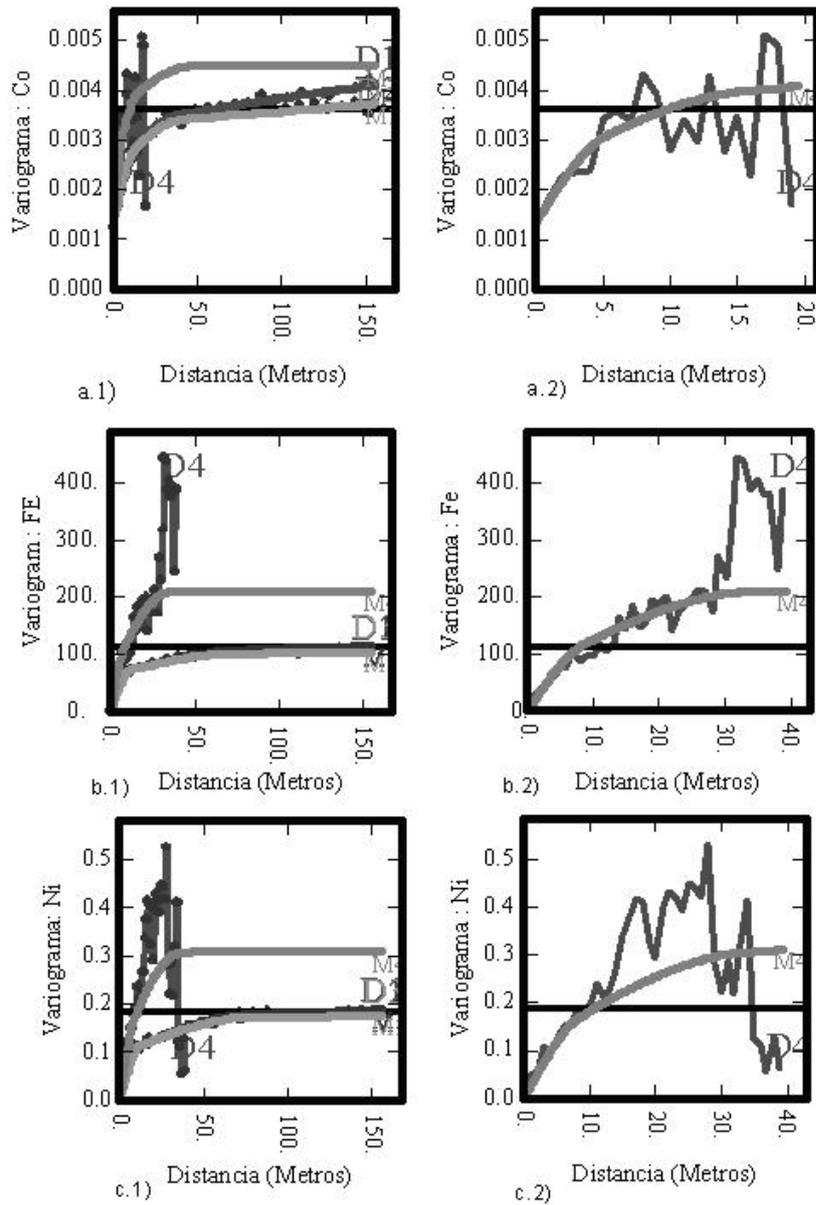


Figura 3.15 Variogramas experimentales y teóricos de las variables estudiadas. a.1) Variograma de Co en todas las direcciones a.2) Variograma de Co en la vertical b.1) Variograma de Fe en todas las direcciones b.2) Variograma de Fe en la vertical Ni c.1) Variograma de Ni en todas las direcciones c.2) Variograma de Ni en la vertical.

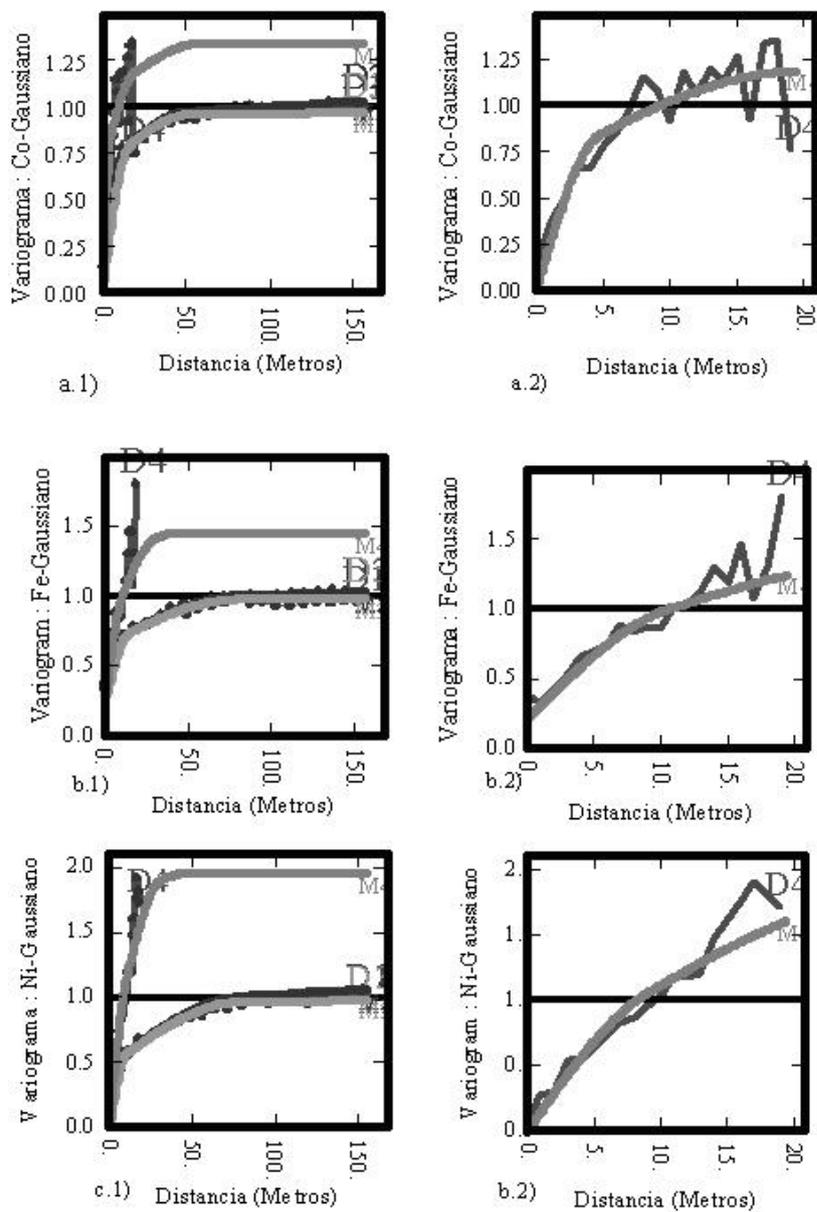


Figura 3.16 Variogramas experimentales y teóricos de las variables estudiadas. a.1) Variograma de Co Gaussiano en todas las direcciones a.2) Variograma de Co Gaussiano en la vertical b.1) Variograma de Fe Gaussiano en todas las direcciones b.2) Variograma de Fe Gaussiano en la vertical c.1) Variograma de Ni Gaussiano en todas las direcciones c.2) Variograma de Ni Gaussiano en la vertical.

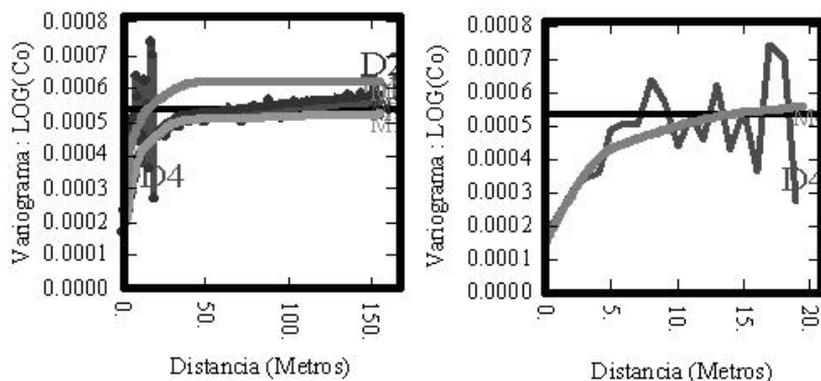


Figura 3.17. Variograma experimental y teórico de los logaritmos del cobalto a.1) en todas las direcciones a.2) en la dirección vertical.

Los modelos que se muestran en la Figura 3.15, 3.16 y 3.17 son:

**Variable : Co**

Rotación 45.00°  
 Estructura 1 : Nugget effect = 0.0013  
 Estructura 2 : Esférica  
     Sill = 0.0010  
     Escalas = ( 14.00m, 12.00m, 5.27m)  
 Estructura 2 : Esférica  
     Sill = 0.0012  
     Escalas = ( 314.64m, 92637.38m, 15.15m)  
 Estructura 3 : Esférica  
     Sill = 0.0010  
     Escalas = ( 40.00m, 40.00m, 47.45m)

**Variable : Fe**

Rotación 45.00°  
 Estructura 1 : Esférica  
     Sill = 64.7827  
     Escalas = ( 10.00m, 12.00m, 8.48m)  
 Estructura 2 : Esférica  
     Sill = 110.4797  
     Escalas = ( 1699.04m, 205812.24m, 33.65m)  
 Estructura 3 : Esférica  
     Sill = 35.6894  
     Escalas = ( 78.24m, 78.24m, 42.81m)

**Variable : Ni**

Rotación 45.00°  
 Estructura 1 : Esférica  
     Sill = 0.0961  
     Escalas = ( 10.00m, 12.00m, 8.48m)  
 Estructura 2 : Esférica  
     Sill = 0.1395  
     Escalas = ( 1699.04m, 205812.24m, 33.65m)  
 Estructura 3 : Esférica  
     Sill = 0.0740  
     Escalas = ( 78.24m, 78.24m, 42.81m)

**Variable : Co ? Gaussiano**

Rotación 45.00°  
Estructura 1 : Esférica  
Sill = 0.6515  
Escalas = ( 12.56m, 15.77m, 4.73m)  
Estructura 2 : Esférica  
Sill = 0.3953  
Escalas = ( 1074.63m, 110006.50m, 17.99m)  
Estructura 3 : Esférica  
Sill = 0.2961  
Escalas = ( 50.81m, 50.81m, 60.27m)

**Variable : Fe ? Gaussiano**

Rotación 45.00°  
Estructura 1 : Nugget effect = 0.2000  
Estructura 2 : Esférica  
Sill = 0.4448  
Escalas = ( 12.51m, 15.01m, 10.60m)  
Estructura 3 : Esférica  
Sill = 0.4871  
Escalas = ( 1580.02m, 191395.23m, 31.29m)  
Estructura 4 : Esférica  
Sill = 0.3238  
Escalas = ( 78.24m, 78.24m, 42.81m)

**Variable : Ni ? Gaussiano**

Rotación 45.00°  
Estructura 1 : Esférica  
Sill = 0.4720  
Escalas = ( 10.58m, 10.16m, 8.86m)  
Estructura 2 : Esférica  
Sill = 1.0000  
Escalas = ( 1894.50m, 12927.85m, 30.07m)  
Estructura 3 : Esférica  
Sill = 0.4718  
Escalas = ( 78.24m, 78.24m, 42.81m)

**Variable : Log(Co)**

Rotación 45.00°  
Estructura 1 : Nugget effect = 0.0002  
Estructura 2 : Esférica  
Sill = 0.0002  
Escalas = ( 14.00m, 12.00m, 5.27m)  
Estructura 3 : Esférica  
Sill = 0.0001  
Escalas = ( 314.64m, 92637.38m, 15.15m)  
Estructura 4 : Esférica  
Sill = 0.0001  
Escalas = ( 40.00m, 40.00m, 47.45m)

En todos los casos se tomaron modelos de covarianza genuinos, definidos para condiciones estrictas de estacionaridad de segundo orden, esto permite emplearlos en las simulaciones, fundamentalmente en la secuencial gaussiana. No obstante vale la pena analizar modelos de covarianzas generalizadas (IRF-k) para modelar el drift en la dirección vertical.

### **3.4.1 Elección del elipsoide de búsqueda.**

Para comprobar la consistencia de los datos y seleccionar el elipsoide de búsqueda más adecuado se planificó la validación cruzada con kriging ordinario en varias variantes. Como objetivo fundamental se perseguía definir la influencia del tamaño del elipsoide y el empleo de octantes, el elipsoide menor es de 66.66 metros de radio en la horizontal y 10 metros en la vertical para garantizar una adecuada cantidad de información<sup>1</sup>. El mayor elipsoide se tomó con 120 metros en la horizontal y 40 metros en la vertical. Se realizaron cuatro pruebas, una con octantes y otra sin ellos para cada elipsoide, los resultados para el caso del cobalto se muestran en la Tabla 3.6. En todos los casos se tomó como cantidad mínima de muestras 2 y óptima 12. Todas las validaciones se realizaron con la muestra aleatoria lo que garantiza que falten muestras en la red regular, esto hace más representativo los resultados por ser más sensible a los cambios en la cantidad y posición de las muestras empleadas en la estimación. Como datos robustos se tomó el límite de 2.5 como valor del error estandarizado, este se corresponde con el 95 % de confiabilidad de la distribución normal, la cual sigue por teoría la mayoría de los errores; no obstante el criterio es válido solo para comparar la misma variable estimada con diferentes métodos, éste es sensible a la escala de la variable (valor máximo – mínimo) y al valor real local, pudiéndose rechazar valores con errores despreciables desde el punto de vista industrial.

Como puede apreciarse el empleo de octantes tiene una gran influencia en los resultados de la estimación, el tamaño es un factor secundario si el elipsoide menor garantiza la cantidad necesaria para una estimación correcta, en el caso

---

<sup>1</sup> Un elipsoide 66.66 metros garantiza, si nos estacionamos en un pozo, 5 pozos en las direcciones principales de la red de 33.33 m. Esta magnitud es proporcional a las escalas de los variogramas en la dirección horizontal y en la dirección vertical 10 metros garantizan 20 muestras, está en proporciones con la segunda escala en esa dirección.

de los datos completos este aspecto se opaca a consecuencia de efecto pantalla del kriging<sup>2</sup>. Finalmente se tomó el elipsoide de 66.66 metros con octantes para el resto de las estimaciones, un ejemplo de su funcionamiento se muestra en la Figura 3.18.

Tabla 3.6 Resultados de la validación cruzada para el cobalto en muestra aleatoria.

| Elipsoide                           | Datos                          | Estadígrafo | Media    | Varianza       |
|-------------------------------------|--------------------------------|-------------|----------|----------------|
| 66.66 X 10 metros sin octante (***) | basado en 3207 datos iniciales | Error       | 0.00067  | 0.00260        |
|                                     |                                | Error Std.  | 0.01038  | 0.92721        |
|                                     | basado en 3133 datos robustos  | Error       | 0.00434  | 0.00164        |
|                                     |                                | Error Std.  | 0.07983  | <b>0.57910</b> |
| 66.66 X 10 metros con octante (*)   | basado en 3133 datos iniciales | Error       | 0.00034  | 0.00244        |
|                                     |                                | Error Std.  | 0.00455  | 0.90076        |
|                                     | basado en 3062 datos robustos  | Error       | 0.00407  | 0.00155        |
|                                     |                                | Error Std.  | 0.07638  | <b>0.56370</b> |
| 120 X 40 metros sin octante (****)  | basado en 3209 datos iniciales | Error       | 0.00094  | 0.00259        |
|                                     |                                | Error Std.  | 0.01508  | 0.92497        |
|                                     | basado en 3139 datos robustos  | Error       | 0.00446  | 0.00166        |
|                                     |                                | Error Std.  | 0.08156  | <b>0.58781</b> |
| 120 X 40 metros con octante (**)    | basado en 3142 datos iniciales | Error       | -0.00004 | 0.00248        |
|                                     |                                | Error Std.  | -0.00256 | 0.91569        |
|                                     | basado en 3069 datos robustos  | Error       | 0.00371  | 0.00156        |
|                                     |                                | Error Std.  | 0.06966  | <b>0.57005</b> |

Los datos son robusto cuando su error estandarizado se encuentra entre -2.50y 2.50.

Los asteriscos indican el orden del mejor (\*) al peor (\*\*\*\*) tomando como criterio principal la varianza de la distribución estandarizada basado en los datos robustos.

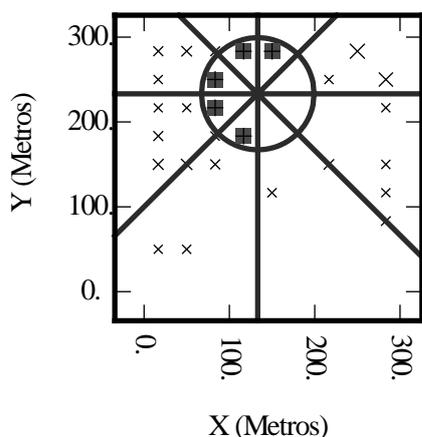


Figura 3.18 Vista transversal en el plano X, Y del elipsoide de 66.66 metros con octantes, los cuadrados indican muestras empleadas en la estimación.

<sup>2</sup> Recuerde que las redes de pozos empleadas en la estimación son regulares.

### **3.6 Resultados de la comparación de los métodos de estimación.**

Como resultado final se obtuvo la estimación de las tres variables por cada uno de los métodos señalados los que fueron comparados con el valor real y el error absoluto local para cada variable, definido como la diferencia entre valor real y el calculado. En la Tabla 3.7 se muestra un resumen de los principales estadígrafos de estos errores.

La estimación del KLogn, KMG, KSpline, así como SGS y SBR se realizaron basándose el kriging ordinario. Note en la Tabla 3.7 que el KO y el KS dan resultados similares, siendo la pequeña superioridad del KS despreciable. Se decide emplear el KO como base de estos métodos por tener la propiedad de “filtrar” la media local, disminuyendo sensiblemente el efecto de regresión o sesgo condicional de la estimación [Clark, 1983] (Ver Tabla 3.7, última columna). La correlación entre los errores y los valores reales es un efecto indeseado pues existe tendencia a subvalorar las zonas con valores bajos de contenido y sobrevalorar las de valores altos, tal y como se muestra en la Figura 3.19, muchas veces esto está relacionado con la presencia de drift o otra forma comportamiento espacial que se aleje de la estacionaridad de segundo orden.

En la Tabla 3.7 se refleja que todos los métodos tienen resultados que se pueden considerar como equivalentes, siendo las diferencias poco relevantes; solamente el KSpline contiene errores notablemente superiores al de los otros métodos por lo que lo excluimos, incluso del análisis realizado a los resultados obtenidos.

Es interesante destacar que la desviación estándar de los errores es proporcional a la de los valores reales. Esto significa geoestadísticamente que la red espaciada a 33.33m no es suficientemente densa para estimar en el soporte puntual. A medida que la red se densifica la desviación estándar de los errores tiende a disminuir. Para ilustrar esto recordemos que la desviación estándar de la estimación con kriging es, por teoría, igual a la desviación estándar de los errores aleatorios en el punto estimado, la cual depende del variograma. A partir de que se alcanza la meseta, el variograma mantiene su valor constante, por esta causa el error de la estimación comienza a disminuir en el soporte puntual a medida que se densifica la red por debajo de la distancia del alcance práctico del variograma horizontal.

Tabla 3.7. Estadígrafo de los errores locales para cada una de las estimaciones y variables analizadas.

| Método  | Variable | Mínimo  | Máximo  | Media  | Std.Dev. | Coefficiente de Asimetría | Correlación (Z, ErrorZ*) |
|---------|----------|---------|---------|--------|----------|---------------------------|--------------------------|
| KS      | Co       | -0,13   | 1,23    | 6 E-04 | 0,051    | 2.54                      | 0,84                     |
|         | Fe       | -39,44  | 65,28   | 3,400  | 9,967    | -0.026                    | 0,57                     |
|         | Ni       | -1,56   | 3,39    | -0,036 | 0,350    | 0.497                     | 0,67                     |
| KO      | Co       | -0,14   | 1,23    | 6 E-04 | 0,052    | 2.448                     | 0,82                     |
|         | Fe       | -39,49  | 65,68   | 3,436  | 10,021   | 0.003                     | 0,56                     |
|         | Ni       | -1,56   | 3,4     | -0,036 | 0,351    | 0.495                     | 0,66                     |
| ID      | Co       | -0,18   | 1,21    | -0,005 | 0,053    | 2.238                     | 0,83                     |
|         | Fe       | -37,76  | 60,89   | 1,966  | 9,846    | -0.228                    | 0,64                     |
|         | Ni       | -1,64   | 3,33    | -0,083 | 0,350    | 0.484                     | 0,75                     |
| KLogn   | Co       | -0,13   | 1,25    | 0,015  | 0,052    | 2.495                     | 0,84                     |
| KMG     | Co       | -0,13   | 1,25    | 0,015  | 0,052    | 2.495                     | 0,84                     |
|         | Fe       | -42,18  | 66,43   | 0,371  | 11,076   | 0.264                     | 0,48                     |
|         | Ni       | -1,57   | 3,42    | -0,013 | 0,358    | 0.465                     | 0,63                     |
| SGS     | Co       | -0,24   | 1,27    | -0,023 | 0,061    | 1.945                     | 0,90                     |
|         | Fe       | -37,06  | 58,4    | 6,970  | 10,533   | -1.318                    | 0,95                     |
|         | Ni       | -1,43   | 3,42    | -0,126 | 0,427    | 0.322                     | 0,95                     |
| SBR     | Co       | -0,16   | 1,26    | -0,002 | 0,054    | 2.284                     | 0,81                     |
|         | Fe       | -35,71  | 67,92   | 4,540  | 9,493    | -0.477                    | 0,68                     |
|         | Ni       | -1,65   | 3,41    | -0,044 | 0,365    | 0.436                     | 0,64                     |
| KSpline | Co       | -3174   | 2,5 e3  | -0,103 | 44,954   | -9.033                    | 0,005                    |
|         | Fe       | -254838 | 2,8 E05 | 28,608 | 3591,14  | 15.167                    | 0,006                    |
|         | Ni       | -12060  | 5,1 E03 | -1,347 | 156,346  | -41.658                   | -0,004                   |

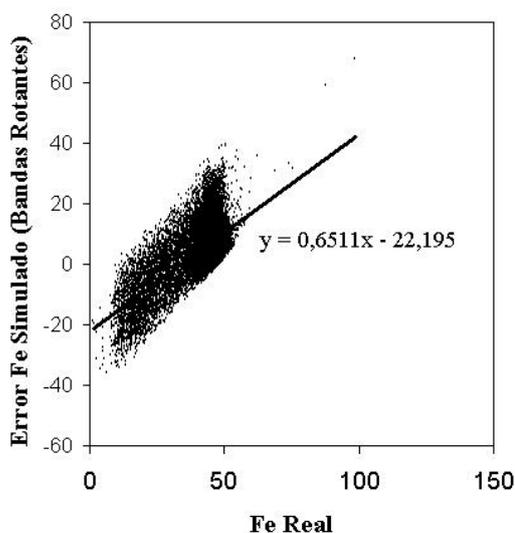


Figura 3.19 Diagrama de dispersión entre los errores de estimación (Z-Z\*) y el valor real.

Note además, que la desviación estándar de los errores depende en gran medida del volumen del soporte, por esta razón en las estimaciones puntuales no deben ser tomados directamente como una medida del error de la estimación final en un soporte de bloques determinado, por ello se recomienda corregirla por la desviación estándar de extensión. El error de los bloques centrados en la red de exploración es mucho menor que los obtenidos en la red de referencia que utilizamos, esto contribuye a aumentar considerablemente el error medio global de la estimación o simulación cuando se emplean todos los datos. Estos planteamientos invalidan el uso los errores obtenidos en este estudio como evaluación del error de estimación de los recursos.

Para valorar el error es necesario tener en cuenta su distribución con respecto al valor medio, teóricamente, dicho error medio debe ser igual o muy próximo a cero y su distribución normal. La calidad de la estimación se puede obtener a partir de la desviación estándar y el coeficiente de asimetría de los errores, a medida que éstas disminuyen los errores locales se aproximan al valor nulo. De vital importancia es la forma de los histogramas, el desplazamiento del pico del histograma a la izquierda implica una subvaloración de los recursos, a la derecha una sobrevaloración. En las Figuras 3.20, 3.21 y 3.22 se muestran los histogramas de todos los errores. Para realizar el análisis se debe tener en cuenta que las variables originales están desigualmente distribuidas y por ello el análisis de la calidad del método se hizo de forma independiente para cada elemento.

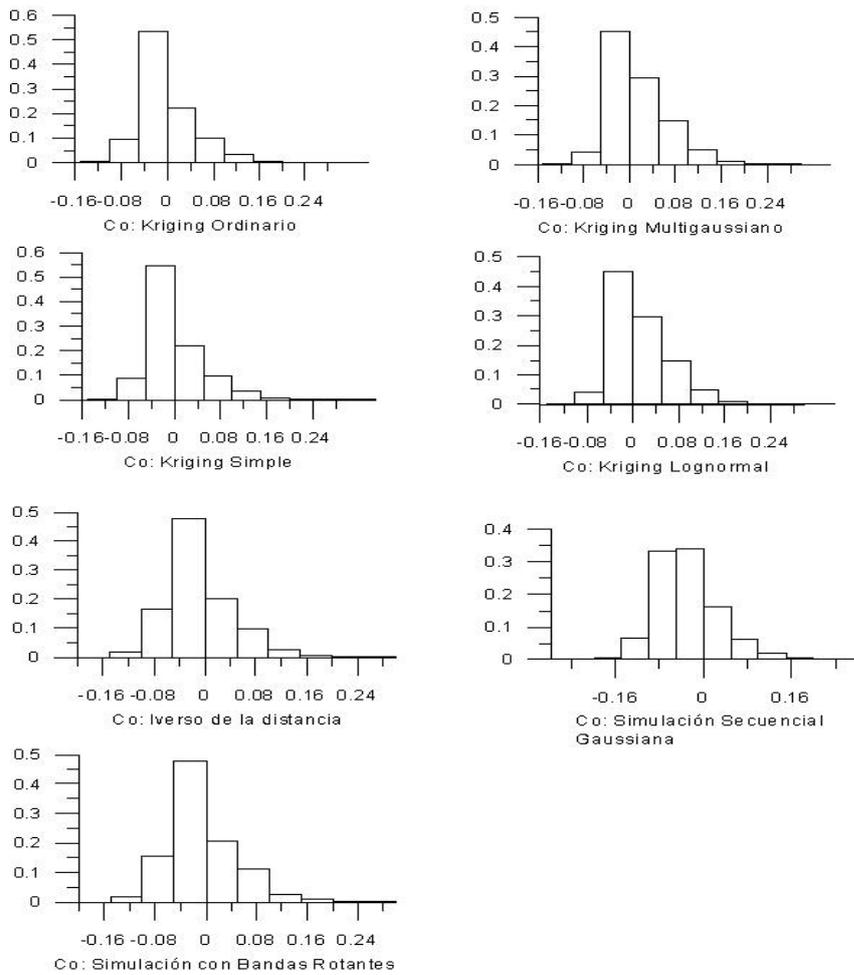
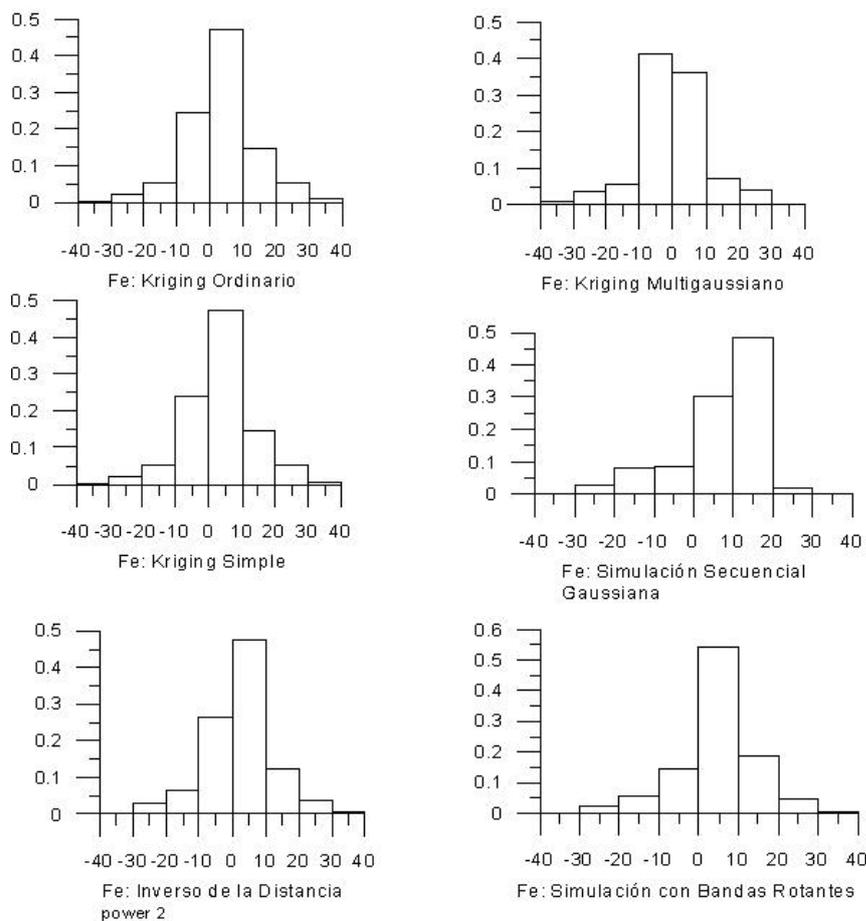
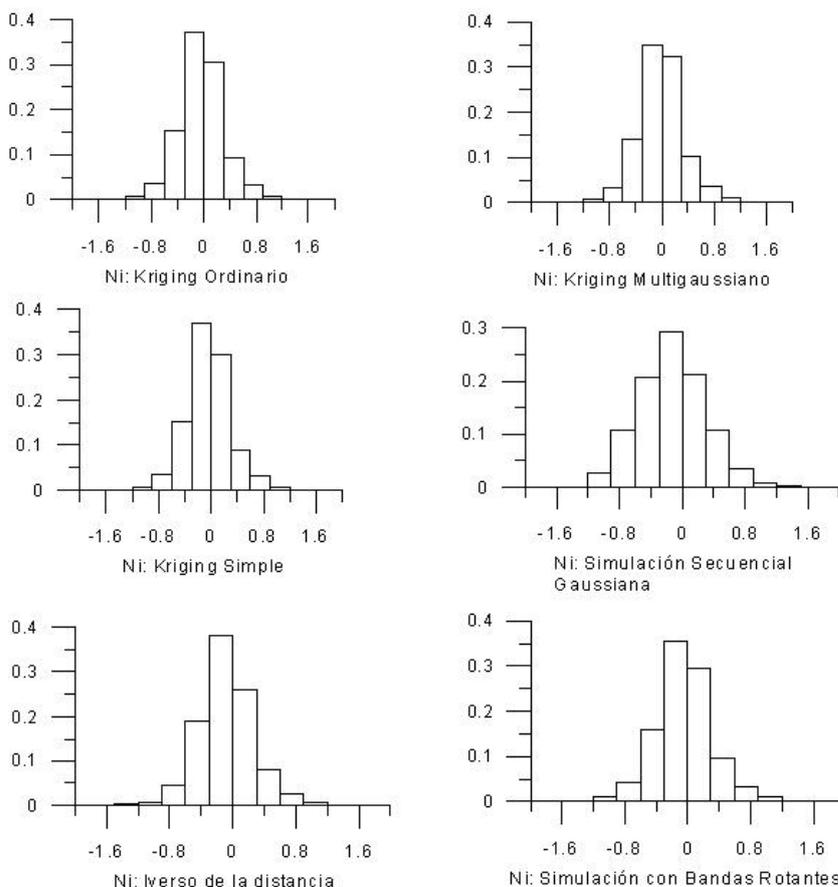


Figura 3.20 Histograma de los errores de estimación y simulación de cada una de las variables y métodos empleados para el caso del cobalto.



*Figura 3.21 Histograma de los errores de estimación y simulación de cada una de las variables y métodos empleados para el caso del hierro.*

Existe una relación estrecha entre la distribución de la variable y la distribución de los errores; en el caso del níquel al tener una distribución muy próxima a la normal los errores de los métodos empleados están bien distribuidos con respecto a la media, ligeramente desplazada del valor nulo. Los errores obtenidos al estimar y simular el cobalto están distribuidos con un desplazamiento en mayor o menor cuantía a la izquierda de la media, el elevado coeficiente de asimetría de la distribución de este elemento le infiere una tendencia a la subestimación de los valores estimados y simulados. Más difícil resulta encontrar una relación entre las distribuciones del hierro y los errores a causa de la bimodalidad de su histograma, lo cierto es que de los tres casos es en el que más varían las distribuciones de los errores al pasar de un método de estimación a otro, probablemente a causa de la mezcla de poblaciones con un comportamiento espacial desigual.

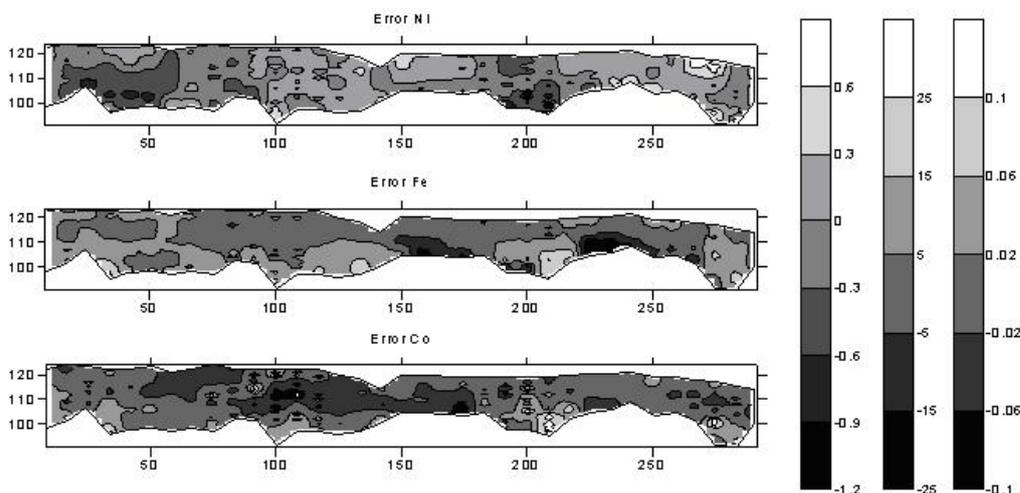


*Figura 3.22 Histograma de los errores de estimación y simulación de cada una de las variables y métodos empleados para el caso del níquel.*

De los métodos de estimación o simulación de valores la simulación con bandas rotantes es el más estable, en el caso del cobalto produce errores mejor distribuidos con respecto a una media que tiende a cero disminuyendo el sesgo de forma considerable si se compara con los otros métodos, para el caso del níquel el resultado es comparable al de los demás métodos y para el caso del hierro produce el histograma de los errores más esbelto y de mayor simetría. La simulación secuencial gaussiana por el contrario produce los peores resultados para los tres elementos, con el histograma más asimétrico para el caso del hierro, el menos esbelto, aunque simétrico para el caso del cobalto y el menos esbelto para el caso del níquel; esto evidencia que la simulación secuencial gaussiana es altamente sensible a la mezcla de poblaciones y valores anómalos. Los otros métodos producen resultados bastante similares, especialmente en el caso del kriging ordinario y el simple, siendo estos un poco superiores al inverso de la distancia y al kriging multigaussiano.

Cabe preguntarse: ¿Qué provoca que la simulación secuencial gaussiana, aun cuando prestigiosos autores como Deutsch y Journel la alaben, quede tan mal parada con respecto a los otros métodos<sup>3</sup>? La respuesta es simple, el proceso de condicionamiento secuencial es extremadamente sensible a la no estacionaridad local, recuérdese que esta técnica de simulación incluye los valores previamente simulados como datos condicionantes [Deutsch & Journel, 1998]. En casos donde la densidad de datos sea alta, por ejemplo en la estimación final con todos los datos, es posible que las cualidades de este método cambien considerablemente por el aumento de valores condicionantes reales.

Otro aspecto de relevancia en el análisis de los errores es su distribución espacial, el posicionamiento preferencial de determinado error en el espacio es el precio que tenemos que pagar por asumir la hipótesis intrínseca. En la Figura 3.23 el níquel no muestra una distribución preferencial clara de los errores, en el caso del hierro es evidente que estos aumentan hacia la base del perfil, en el cobalto los errores negativos tienden a concentrarse en la parte media del perfil y los positivos hacia la base.



*Figura 3.23 Distribución de los errores en un perfil con dirección E-W, con Norte 186.48.*

### **3.6 Estimación de los recursos.**

En el acápite anterior queda demostrado que la simulación condicional con bandas rotantes de posiciones aleatorias es el método más robusto para la

<sup>3</sup> ¡Recuerde que el Kriging con modelo de spline lo desechamos por los errores tan elevados obtenidos en la estimación!

estimación de los contenidos medios. Teniendo en cuenta esto se selecciona como método de estimación de los contenidos medios de los tres elementos químicos estudiados en las unidades de selectividad minera; se mantuvo los parámetros utilizados en la comparación (número de bandas, número de realizaciones, variograma y elipsoide de búsqueda). Los recursos de metal estimados para cada USMs se muestra en el anexo 21.

Los recursos globales estimados a partir de la estimación de las unidades de selectividad minera (USMs) se muestra en la tabla 3.8.

*Tabla 3.8: Tabla resumen de volumen, recursos de mena y recursos de metal para el bloque O48.*

| Clases       | Volumen (m <sup>3</sup> ) | Volumen % | Recursos de mena (t) | Recursos de metal (t) |          |         |
|--------------|---------------------------|-----------|----------------------|-----------------------|----------|---------|
|              |                           |           |                      | Fe                    | Ni       | Co      |
| <b>ES</b>    | 424872,39                 | 23.31     | 705716,10            | 304393,82             | 4819,24  | 316,72  |
| <b>LB</b>    | 1060819,57                | 58.21     | 1137990,33           | 504710,94             | 13822,48 | 1055,74 |
| <b>SB</b>    | 296296,15                 | 16.26     | 296296,15            | 85580,05              | 4118,90  | 188,85  |
| <b>EI</b>    | 37863,44                  | 2.08      | 37743,49             | 10953,53              | 244,99   | 17,69   |
| <b>SD</b>    | 2614,57                   | 0.14      | 2614,57              | 236,92                | 21,46    | 1,05    |
| <b>LB+SB</b> | 1357115,71                | 74.47     | 1434286,48           | 590290,99             | 17941,39 | 1244,59 |
| <b>Total</b> | 1822466,12                | 100       | 2180360,64           | 905875,26             | 23027,07 | 1580,04 |

Al observar los resultados de la tabla 3.8 se infiere que existe un predominio de las menas oxidadas, dado por la mayor cuantía de ES y LB. La Laterita de Balance ocupa más de la mitad del volumen total (58,21 %). La parte menífera (LB+SB) el 74,47% del volumen total y los recursos totales de mena (LB+SB) tienen más de 65,78 % de los recursos totales. Los mayores recursos de níquel y cobalto están localizados en la laterita de balance. La porción no menífera se encuentra en la parte superior, dado por la insipiente existencia de EI y SD.

Se realizó un análisis estadístico a los recursos estimados en USMs, los resultados se reflejan en la tabla 3.9 a, b ,c ,d.

*Tabla 3.9 a: Valores mínimos de los parámetros estimados en las unidades de selectividad minera del modelo de bloques.*

| Clases    | Contenidos (%) |      |      | Desviación Estándar de las simulaciones |      |      | Masa volumétrica | Volumen (m <sup>3</sup> ) | Reservas de mena (t) | Reservas de metal (t) |      |      |
|-----------|----------------|------|------|---|------|------|------------------|---------------------------|----------------------|-----------------------|------|------|
|           | Fe             | Ni   | Co   | Fe                                      | Ni   | Co   |                  |                           |                      | Fe                    | Ni   | Co   |
| <b>ES</b> | 35,00          | 0,12 | 0,00 | 0,14                                    | 0,00 | 0,00 | 1,00             | 2,08                      | 2,10                 | 0,81                  | 0,01 | 0,00 |
| <b>LB</b> | 35,00          | 0,90 | 0,00 | 0,14                                    | 0,06 | 0,00 | 0,68             | 2,08                      | 1,87                 | 0,69                  | 0,02 | 0,00 |
| <b>SB</b> | 12,53          | 0,90 | 0,00 | 2,61                                    | 0,07 | 0,00 | 1,00             | 2,08                      | 2,08                 | 0,37                  | 0,02 | 0,00 |
| <b>EI</b> | 12,52          | 0,12 | 0,00 | 2,44                                    | 0,00 | 0,00 | 0,72             | 2,08                      | 1,76                 | 0,48                  | 0,01 | 0,00 |
| <b>SD</b> | 5,04           | 0,36 | 0,01 | 0,08                                    | 0,05 | 0,00 | 1,00             | 12,49                     | 12,49                | 1,00                  | 0,09 | 0,00 |

Los pequeños volúmenes corresponden a las zonas limítrofes, donde las USMs han sido discretizadas o subdivididas.

*Tabla 3.9 b: Valores máximos de los parámetros estimados en las unidades de selectividad minera del modelo de bloques.*

| Clases    | Contenidos (%) |      |      | Desviación Estándar de las simulaciones |      |      | Masa volumétrica | Volumen (m <sup>3</sup> ) | Reservas de mena (t) | Reservas de metal (t) |      |      |
|-----------|----------------|------|------|---|------|------|------------------|---------------------------|----------------------|-----------------------|------|------|
|           | Fe             | Ni   | Co   | Fe                                      | Ni   | Co   |                  |                           |                      | Fe                    | Ni   | Co   |
| <b>ES</b> | 52,68          | 0,89 | 0,18 | 11,71                                   | 0,30 | 0,07 | 2,88             | 208,17                    | 596,30               | 276,75                | 4,81 | 0,71 |
| <b>LB</b> | 53,62          | 2,24 | 0,47 | 12,29                                   | 0,47 | 0,11 | 1,91             | 208,17                    | 389,55               | 187,03                | 7,03 | 1,29 |
| <b>SB</b> | 34,99          | 2,30 | 0,21 | 12,28                                   | 0,42 | 0,07 | 1,00             | 208,17                    | 208,17               | 72,82                 | 4,79 | 0,42 |
| <b>EI</b> | 34,99          | 0,89 | 0,15 | 11,65                                   | 0,27 | 0,05 | 2,18             | 208,17                    | 243,72               | 79,28                 | 1,95 | 0,25 |
| <b>SD</b> | 11,86          | 1,52 | 0,10 | 5,69                                    | 0,31 | 0,04 | 1,00             | 208,17                    | 208,17               | 23,46                 | 2,59 | 0,17 |

Los valores máximos de volumen se refiere a las USMs que no se han subdividido (8.33m\*8.33m\*3m=208,17 m<sup>3</sup>). Los valores máximos de desviación estándar de las 100 simulaciones de las USM son ligeramente superiores a las desviaciones estándares de los datos, note la diferencia con los valores mínimos.

*Tabla 3.9 c: Valores promedios de los parámetros estimados en las unidades de selectividad minera del modelo de bloques.*

| Clases | Contenidos (%) |      |      | Desviación Estándar de las simulaciones |      |      | Masa volumétrica | Volumen (m <sup>3</sup> ) | Reservas de mena (t) | Reservas de metal (t) |      |      |
|--------|----------------|------|------|---|------|------|------------------|---------------------------|----------------------|-----------------------|------|------|
|        | Fe             | Ni   | Co   | Fe                                      | Ni   | Co   |                  |                           |                      | Fe                    | Ni   | Co   |
| ES     | 42,62          | 0,66 | 0,04 | 3,12                                    | 0,10 | 0,01 | 1,64             | 163,66                    | 271,85               | 117,25                | 1,86 | 0,12 |
| LB     | 44,05          | 1,22 | 0,09 | 2,31                                    | 0,13 | 0,02 | 1,07             | 188,02                    | 201,70               | 89,46                 | 2,45 | 0,19 |
| SB     | 28,25          | 1,37 | 0,06 | 6,13                                    | 0,17 | 0,02 | 1,00             | 119,28                    | 119,28               | 34,45                 | 1,66 | 0,08 |
| EI     | 29,44          | 0,58 | 0,04 | 6,40                                    | 0,11 | 0,01 | 1,04             | 85,09                     | 84,82                | 24,61                 | 0,55 | 0,04 |
| SD     | 9,14           | 0,91 | 0,03 | 1,95                                    | 0,13 | 0,01 | 1,00             | 108,94                    | 108,94               | 9,87                  | 0,89 | 0,04 |

La tabla 3.9 c brinda un resumen de las características promedio de los recursos, note que la desviación estándar de las 100 simulaciones para el caso del hierro en la LB es inferior al de las restantes clases, esto indica que este elemento es el más estable en este caso. Para el níquel la clase mejor estimada es ES, aunque la diferencia con las otras clases es mínima. El mayor tonelaje de los metales níquel y el cobalto se concentra en la LB, los de hierro en el ES.

*Tabla 3.9 d: Desviación estándar de los parámetros estimados en las unidades de selectividad minera del modelo de bloques.*

| Clases | Contenidos (%) |      |      | Desviación Estándar de las simulaciones |      |      | Masa volumétrica | Volumen (m <sup>3</sup> ) | Reservas de mena (t) | Reservas de metal (t) |      |      |
|--------|----------------|------|------|---|------|------|------------------|---------------------------|----------------------|-----------------------|------|------|
|        | Fe             | Ni   | Co   | Fe                                      | Ni   | Co   |                  |                           |                      | Fe                    | Ni   | Co   |
| ES     | 3,95           | 0,16 | 0,02 | 2,02                                    | 0,04 | 0,01 | 0,41             | 62,15                     | 128,53               | 57,73                 | 1,02 | 0,09 |
| LB     | 4,08           | 0,21 | 0,04 | 1,89                                    | 0,05 | 0,01 | 0,13             | 46,34                     | 56,37                | 27,28                 | 0,82 | 0,11 |
| SB     | 4,69           | 0,24 | 0,02 | 2,06                                    | 0,06 | 0,01 | 0,00             | 76,95                     | 76,95                | 23,72                 | 1,14 | 0,06 |
| EI     | 5,20           | 0,21 | 0,02 | 1,71                                    | 0,04 | 0,01 | 0,24             | 70,57                     | 67,03                | 19,93                 | 0,54 | 0,04 |
| SD     | 2,10           | 0,32 | 0,02 | 1,11                                    | 0,06 | 0,01 | 0,00             | 81,60                     | 81,60                | 7,82                  | 0,74 | 0,05 |

La figura 3.24 muestra un esquema de la distribución espacial de las clases industriales de mena, donde se refleja el predominio de las clases ricas en hierro (ES y LB). Es insipiente la existencia de bloques con predominio de SD, esto se refleja mejor en la figura 3.25.

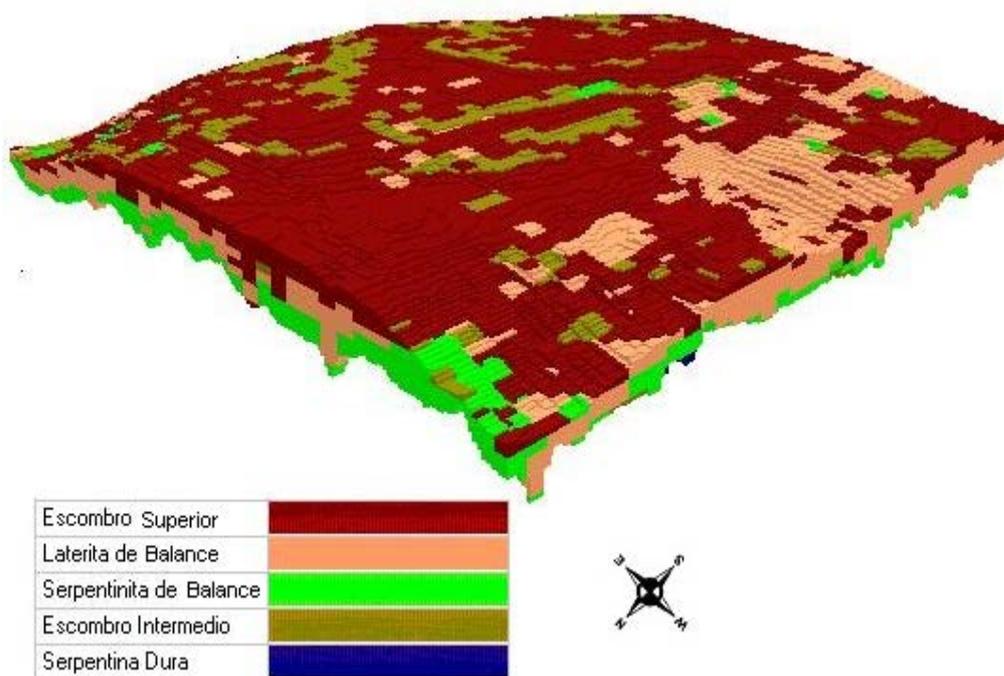


Figura 3.24 Diagrama de bloque visto desde el techo del cuerpo mineral.

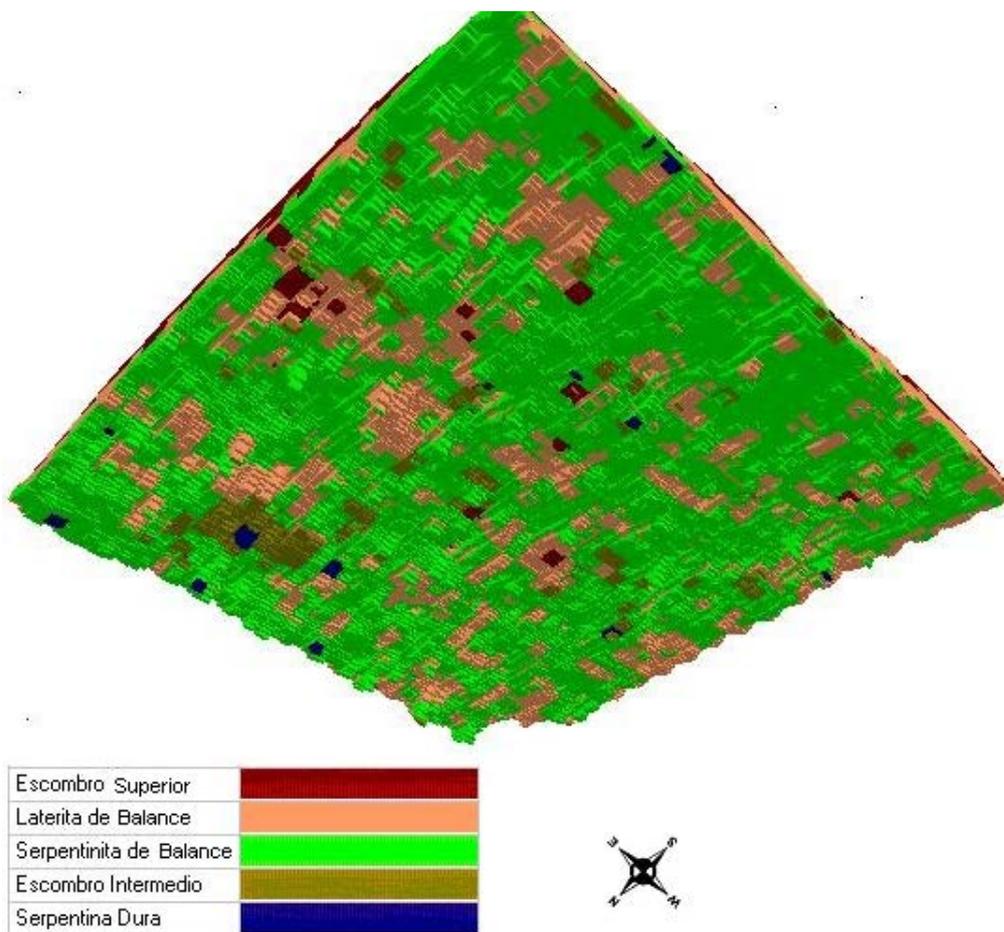


Figura 3.25 Diagrama de bloque visto desde el fondo del cuerpo mineral.

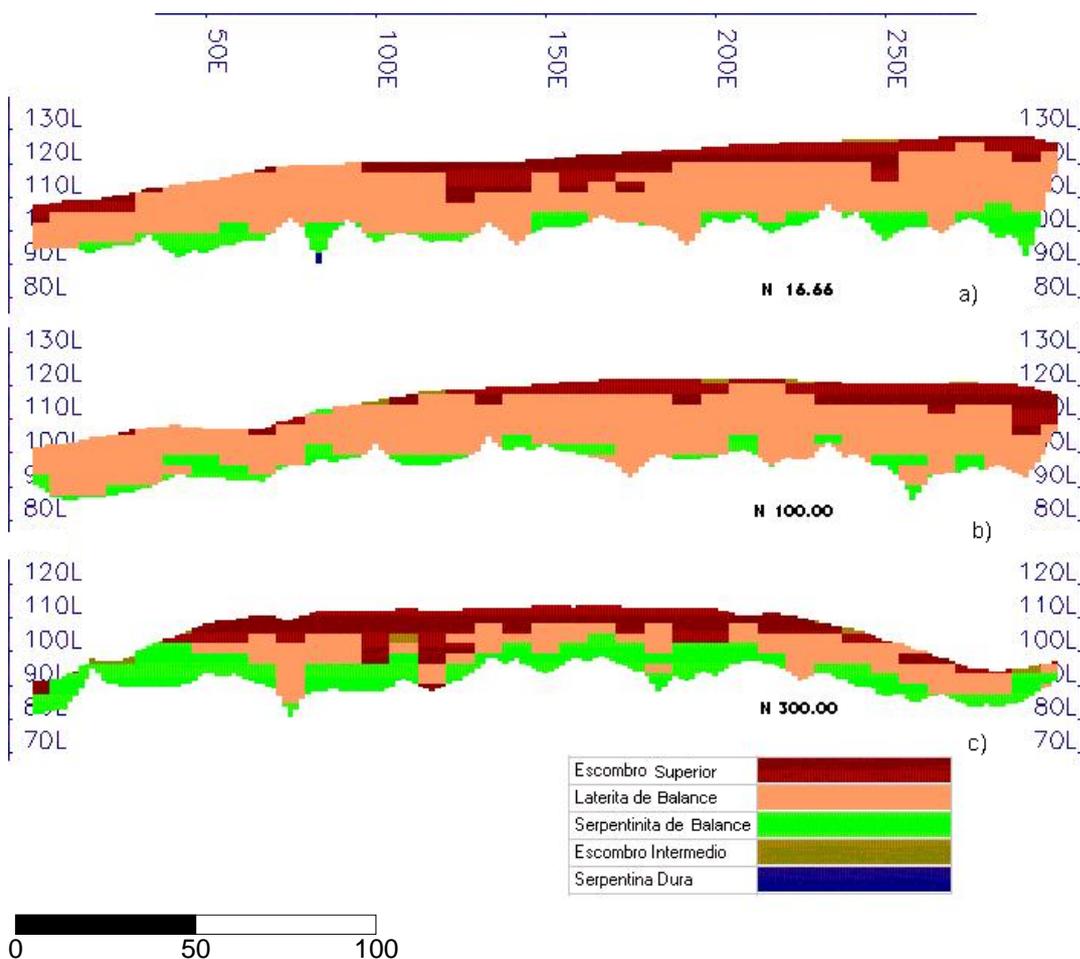


Figura 3.26. a, b, c. Perfiles N-S del bloque O48 .

En los perfiles de dirección N-S de la figura 3.26c se puede observar que hacia la parte noreste se encuentran las mayores potencias de la capa de serpentinita de balance (SB) coincidiendo también con las mayores potencias del escombros superior; no siendo así en la zona central y norte en la que existe un predominio de la laterita de balance (LB) (figura 3.26 a, b), y la potencia del escombros superior es menor.

Esto se corrobora al observar los perfiles de dirección E-W de la figura 3.27a, b, c; donde se refleja que las mayores potencia de SB están localizadas hacia la parte noreste.

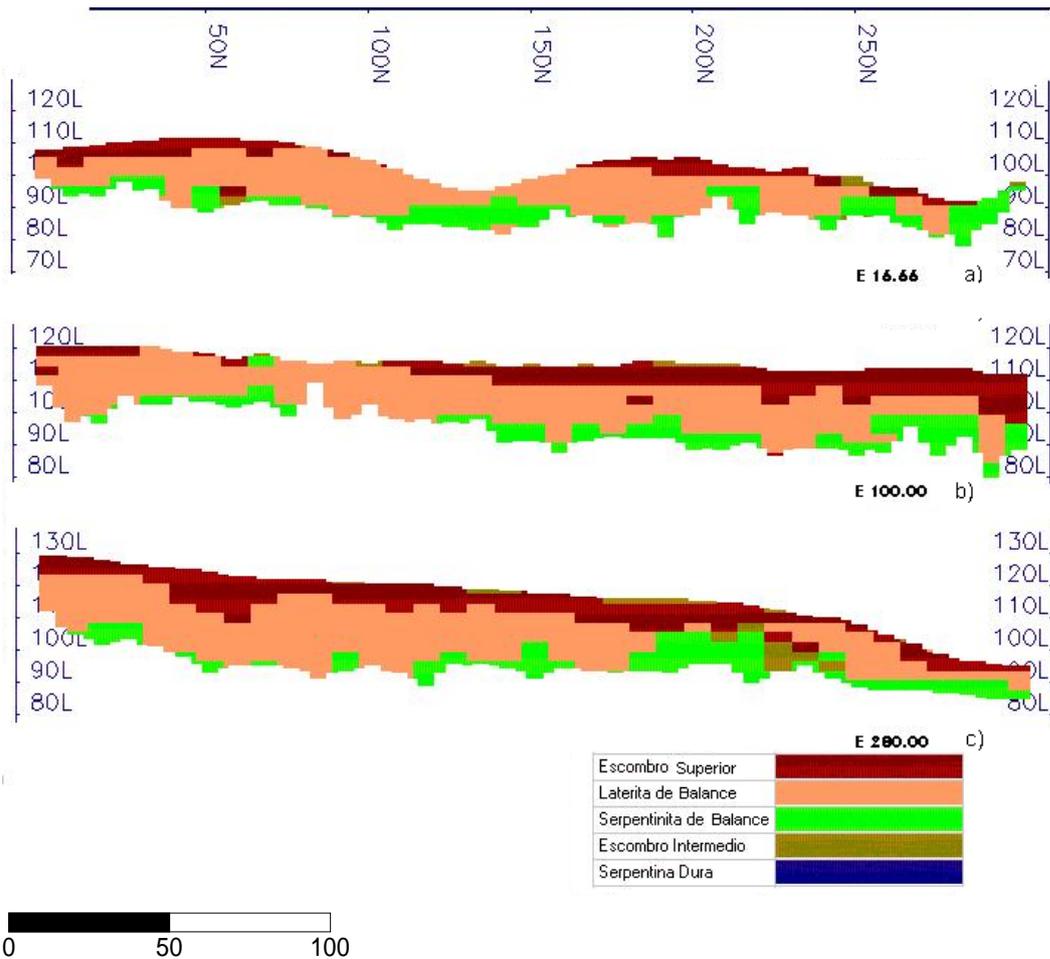
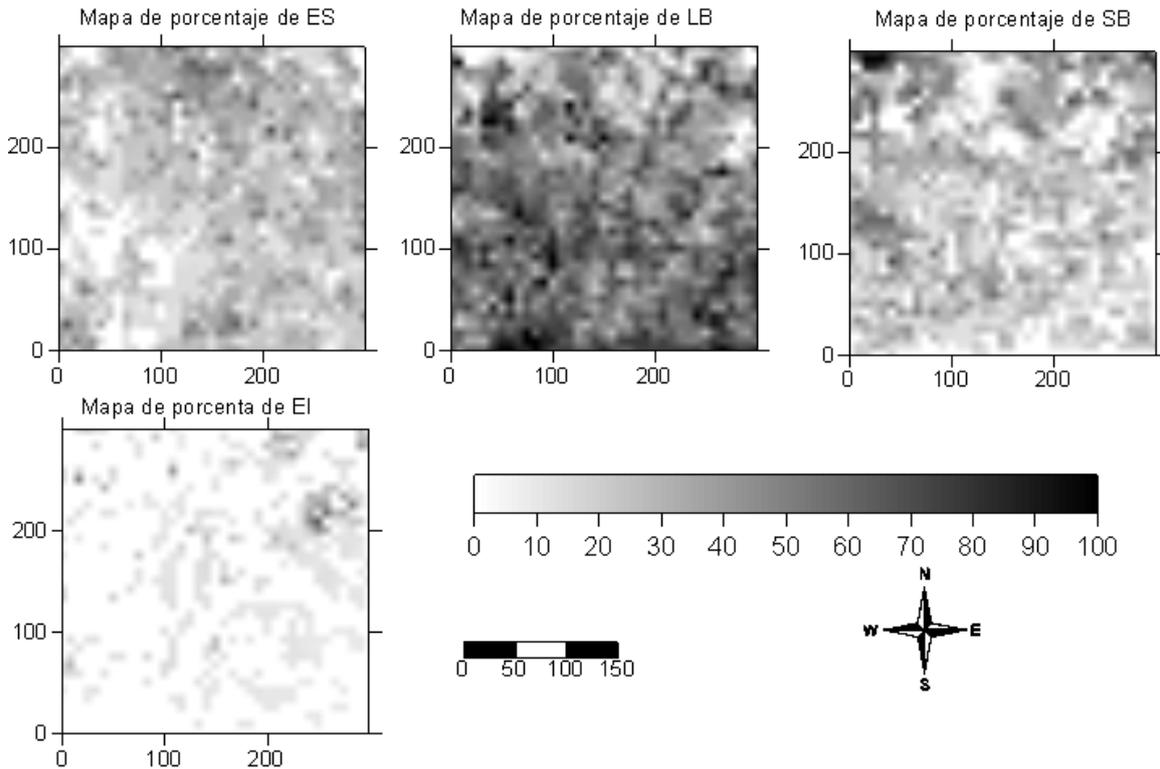


Figura 3.27 a, b, c. Perfiles E-W del bloque O48.

También se realizaron mapas de porcentaje de distribución de los diferentes tipos de menas en profundidad (Figura 3.28), el mapa del escombros superior refleja que esta clase industrial de mena se encuentra mayormente distribuida hacia la parte noreste, para el caso de la laterita de balance su distribución es mayor hacia la zona suroeste, el mayor porcentaje de serpentinita de balance se localiza en la parte norte y noreste, al igual que el escombros intermedio.



*Figura 3.28 Mapas de porcentaje de distribución de las menas industriales: escombros superior (ES), laterita de balance (LB), serpentinita de balance (SB) y escombros intermedio (EI) para el bloque O48.*

Para realizar una valoración de la calidad de la estimación de los contenidos de los elementos y evaluar el sesgo se compararon los estadígrafos de los datos originales con los de los datos estimados. Teóricamente la media y la desviación estándar de estos datos deben ser similares; el desplazamiento de la media implica una sobre-valoración o sub-valoración de los recursos. Generalmente los datos estimados poseen una desviación estándar menor, a esto se le conoce como efecto suavizado y es mayor en los métodos lineales. El efecto suavizado provoca sobrestimación si el cut-off es menor que la media, si es mayor provoca una subestimación.

I

*Tabla 3.10: Estadígrafos de los datos originales completos y los valores medios de las 100 simulaciones de las unidades de selectividad minera.*

| Clases | Datos originales |       |      |                     |      |      | Media de las Simulaciones |       |      |                     |      |      |
|--------|------------------|-------|------|---------------------|------|------|---------------------------|-------|------|---------------------|------|------|
|        | Promedios (%)    |       |      | Desviación estándar |      |      | Promedios (%)             |       |      | Desviación estándar |      |      |
|        | Ni               | Fe    | Co   | Ni                  | Fe   | Co   | Ni                        | Fe    | Co   | Ni                  | Fe   | Co   |
| ES     | 0.63             | 44.61 | 0.05 | 0.18                | 3.64 | 0.04 | 0,66                      | 42,62 | 0,04 | 0,10                | 3,12 | 0,01 |
| LB     | 1.26             | 46.06 | 0.10 | 0.27                | 3.60 | 0.06 | 1,22                      | 44,05 | 0,09 | 0,13                | 2,31 | 0,02 |
| SB     | 1.55             | 23.10 | 0.06 | 0.38                | 6.38 | 0.03 | 1,37                      | 28,25 | 0,06 | 0,17                | 6,13 | 0,02 |
| EI     | 0.65             | 23.30 | 0.05 | 0.19                | 7.43 | 0.04 | 0,58                      | 29,44 | 0,04 | 0,11                | 6,40 | 0,01 |
| SD     | 1.03             | 9.58  | 0.02 | 0.49                | 2.02 | 0.02 | 0,91                      | 9,14  | 0,03 | 0,13                | 1,95 | 0,01 |

En la tabla 3.10 note que la desviaciones estándar de las simulaciones son menores que la de los datos originales. Por lo visto en el párrafo y la tabla anterior, la media de las 100 simulaciones para el níquel de las menas LB y SB es mayor que el cut-off de 0.9%, por este motivo debe ocurrir una sobreestimación de los recursos. En el caso del hierro donde el cut-off es de 35% y 12% para la LB y SB respectivamente, si lo comparamos con las medias de las simulaciones en estas dos clases industriales podemos decir que también debe ocurrir una sobrestimación.

Una mejor comprensión de la magnitud del sesgo por clases industriales se puede obtener del análisis de la tabla 3.11, donde se muestra la diferencia de las medias y desviaciones estándar entre los datos estimados y reales.

*Tabla 3.11: Diferencia entre los estadígrafos de los datos originales completos y los valores medios de las 100 simulaciones de las unidades de selectividad minera.*

| Clases | Diferencias de las medias |       |       | Diferencias de las Desviaciones Estándar |      |      |
|--------|---------------------------|-------|-------|--|------|------|
|        | Ni                        | Fe    | Co    | Ni                                       | Fe   | Co   |
| ES     | -0.03                     | 1.99  | 0.01  | 0.08                                     | 0.52 | 0.03 |
| LB     | 0.04                      | 2.01  | 0.01  | 0.14                                     | 1.29 | 0.07 |
| SB     | 0.18                      | -5.15 | 0.00  | 0.21                                     | 0.25 | 0.04 |
| EI     | 0.07                      | -6.14 | 0.01  | 0.08                                     | 1.03 | 0.03 |
| SD     | 0.12                      | 0.44  | -0.01 | 0.36                                     | 0.07 | 0.02 |

La tabla muestra, en las diferencias de las medias y desviaciones estándar de los datos estimados y reales, que el níquel fue mejor estimado en el escombro superior y en segundo lugar en el escombro intermedio; el hierro en el escombro superior, teniendo en cuenta que la SD es poco abundante en el O48. El cobalto

fue estimado de forma relativamente similar para todas las clases, aunque la peor estimación se localiza en la LB.

La tabla 3.11 también refleja que las desviación estándar de los datos originales es siempre mayor que el de las simulaciones para cada una de las clases, a causa del mencionado efecto de suavizado.

*Tabla 3.12 Tabla comparativa de los datos promedios y la desviación estándar para los datos el bloque O48.*

| Datos             | Promedios (%) |             |             | Desviación estándar |             |             |
|-------------------|---------------|-------------|-------------|---------------------|-------------|-------------|
|                   | Ni            | Fe          | Co          | Ni                  | Fe          | Co          |
| Originales        | 1.11          | 40.87       | 0.08        | 0.43                | 10.50       | 0.06        |
| Simulación        | 1.10          | 39.55       | 0.07        | 0.35                | 8.05        | 0.04        |
| <b>Diferencia</b> | <b>0.01</b>   | <b>1.32</b> | <b>0.01</b> | <b>0.08</b>         | <b>2.45</b> | <b>0.02</b> |

Nótese que la magnitud del sesgo es menor cuando se interpreta todos los datos a la vez, salvo para el caso del hierro en la diferencia de las medias en la SD y la desviación estándar para todas las clases. Esto Indica que se deben realizar ajustes a la estimación del hierro, la causa de tal desajuste está marcada por bimodalidad del histograma y las grandes diferencias que existen entre las dos principales poblaciones (oxidada y silicatada). Estas deficiencias en la estimación se muestran en la Figura 3.29.

En la figura se hace evidente que los histograma de los datos reales y estimados del hierro son los más desiguales, a diferencia de los otros elementos que muestran un gran parecido, esto a causa de la propiedad que tienen las simulaciones de mantener la variabilidad real del yacimiento (histograma y variograma). No obstante aún persisten ligeras diferencias, posiblemente relacionadas con las mezclas de poblaciones; una vez más se hace evidente la necesidad de mejorar el tratamiento inicial y separación de los datos empleados para estimar en poblaciones geoestadísticamente homogéneas.

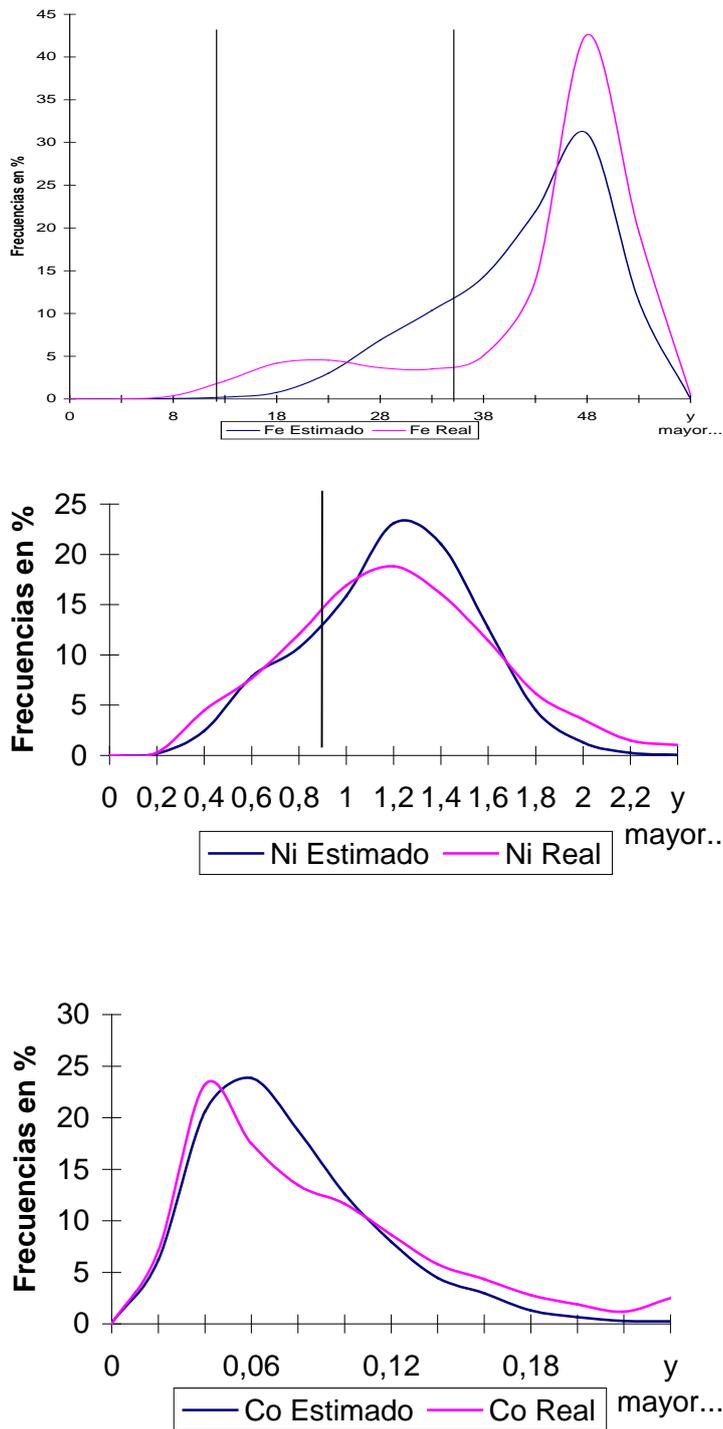
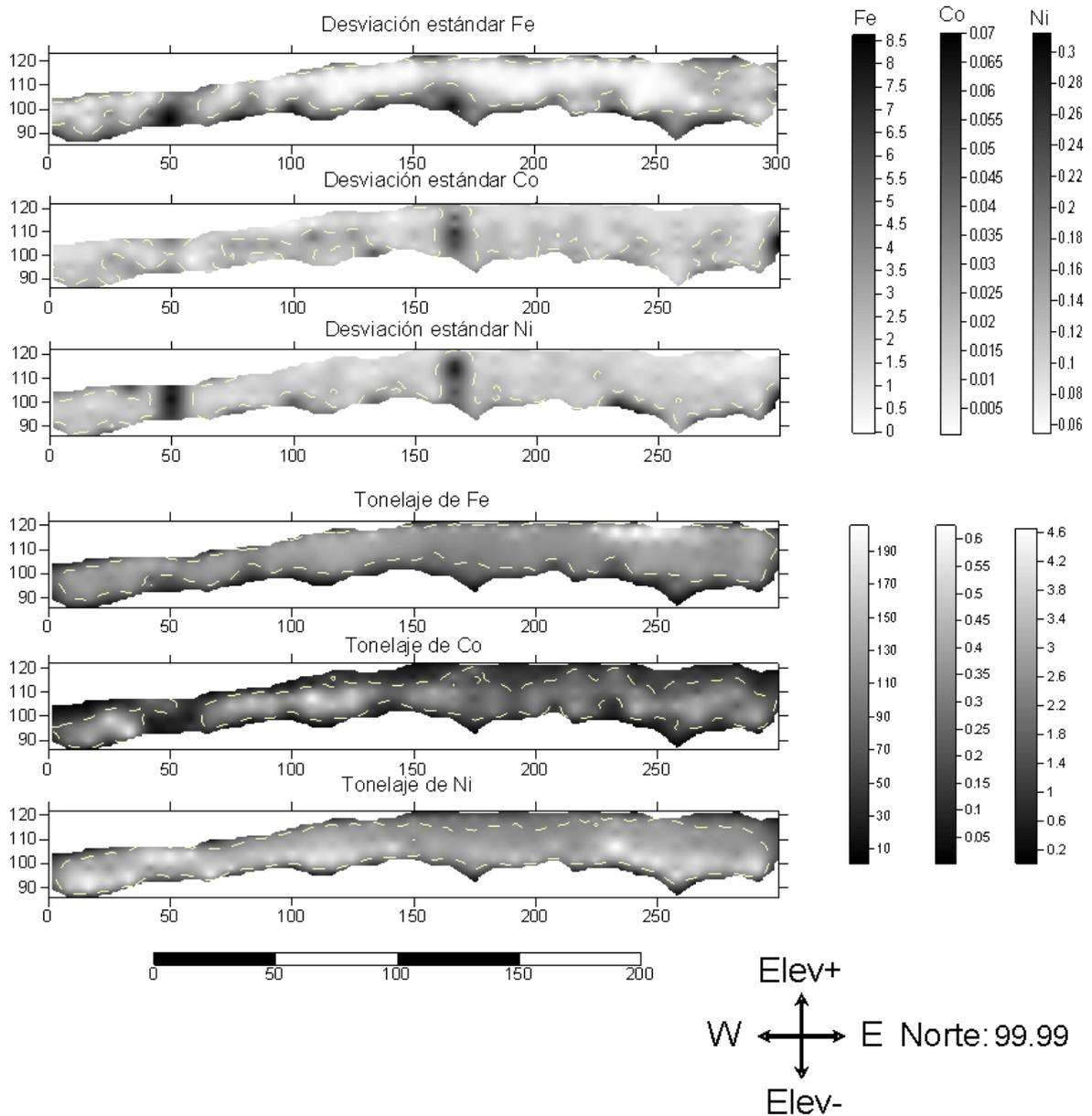


Figura 3.29 Histogramas de los valores reales y estimados en frecuencias relativas porcentuales.

Para ver la distribución de los recursos y el grado d incertidumbre con que fueron estimados se graficó en un perfil los tonelajes de Fe, Ni y Co, así como las

desviaciones estándares de las 100 simulaciones de cada uno de las USMs, tal y como se muestra en la figura 3.30.



La línea discontinua indica el valor medio de cada parámetro para todo el modelo de bloques.

Figura 3.30 Perfiles de la desviación estándar y los tonelajes de Fe, Ni y Co para el bloque O48.

En la figura 3.30 se aprecia que en los perfiles de la desviación estándar para el caso de hierro, las mayores desviaciones se localizan hacia la parte baja, coincidente con la zona más silicatada y en todos los bordes por la falta de

muestras, recuérdese que la desviación estándar de las simulaciones depende tanto del variograma como de la variabilidad local de los datos empleados para estimar en cada punto, este perfil muestra que el mayor grado de certidumbre en la estimación se alcanza en la zona laterítica para este elemento. El grado de certidumbre de la estimación de los contenidos de níquel y cobalto disminuye en los límites y en las zonas anómalas o más variables. Todo esto indica la superioridad de la desviación estándar de las simulaciones sobre la varianza de krigeage.

Para el perfil de los tonelajes de metal se puede observar que en el caso del hierro los mayores recursos se localizan en la parte superior del perfil y para el cobalto y níquel sobre todo en la zona central del perfil.

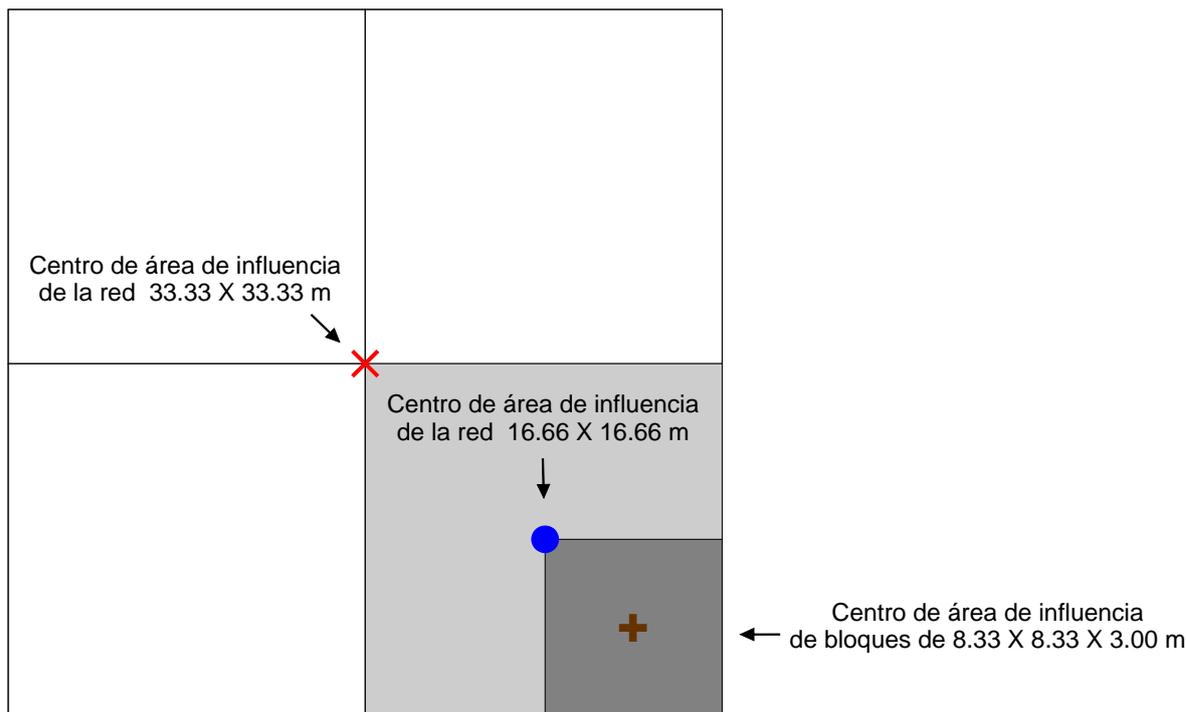
A modo de ejemplo comparamos los recursos de metal de tres pozos de la red de 33.33x33.33m (ver tabla 3.13) , estimados por:

1. Método de áreas de influencia con área de 33.33x33.33m.
2. Método de áreas de influencia con área de 16.66x16.66m
3. Cálculo realizado utilizando las unidades de selectividad minera.

La disposición de estas áreas se muestran en la figura 3.31.

*Tabla 3.13 Tabla comparativa de los recursos de metal por diferentes métodos para tres pozos de la red de 33.33x33.33m del bloque O48.*

| <b>Método de cálculo</b>         | <b>Pozo</b> | <b>Fe t</b> | <b>Ni t</b> | <b>Co t</b> |
|----------------------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Áreas de influencia (ECG)        | 35          | 8317.5      | 234.7       | 23.7        |
| Unidades de Selectividad Minera  |             | 6464.2      | 186.5       | 12.1        |
| Áreas de influencia (red 16.66m) |             | 4914.1      | 152.6       | 9.0         |
| Áreas de influencia (ECG)        | 36          | 6335.3      | 188.1       | 16.1        |
| Unidades de Selectividad Minera  |             | 5590.6      | 170.9       | 10.5        |
| Áreas de influencia (red 16.66m) |             | 5667.8      | 150.5       | 10.6        |
| Áreas de influencia (ECG)        | 37          | 5263.3      | 134.1       | 9.1         |
| Unidades de Selectividad Minera  |             | 5878.0      | 154.1       | 10.1        |
| Áreas de influencia (red 16.66m) |             | 7125.3      | 196.5       | 13.3        |



*Figura 3.31: Disposición de las áreas de influencia.*

Al analizar estos datos se observa que con el método de áreas de influencia utilizado en la explotación del yacimiento existe tendencia a una sobreestimación de los recursos, teniendo en cuenta que el cálculo se realiza con el polígono formado con la información de un pozo central de la red de 33.33x33.33m, cuando se utiliza la información de las otras redes desarrolladas en el bloque O48, la estimación de los recursos a nivel local es más precisa como se observa en la tabla 3.13.

Al utilizar mayor información en la estimación de los recursos, el polígono formado con la red de 33.33x33.33m sufre variaciones en el volumen, por lo que de manera general va existir una tendencia a disminuir este volumen desde el cálculo con la red de 33.33x33.33m>16.66x16.66m>8.33x8.33m.

El grado de selectividad con que se realice el cálculo de los recursos influye de manera directa en la estimación de los recursos a nivel global.

## **Conclusiones**

1. Todos los métodos empleados presentan errores de estimación similares, por lo que no existe un método específico para estimar en los yacimientos lateríticos, sino, procedimientos que disminuyen el error de forma considerable, como es el caso de una correcta elección del elipsoide de búsqueda.
2. Teniendo en cuenta la calidad de los histogramas de los errores resulta conveniente emplear la simulación con la técnica de bandas rotantes, esta tiene como ventaja adicional la posibilidad de brindar información extra de la variabilidad local y la distribución probabilística de los valores simulados para cada punto o bloque; esta técnica elimina además el efecto de suavizado del kriging.
3. Con la comparación de los métodos de cálculo utilizando el área de influencia de las tres redes, se determinó que el valor de la estimación local de los recursos depende de la cantidad de información con que esta se realice; siendo más precisa en la medida en que se incrementa el volumen de información.
4. Al incrementar el grado de selectividad minera el valor global de la estimación tiende a ser más preciso, incidiendo de manera directa en la confirmación de los recursos, permitiendo una mejor planificación de la minería.

**Recomendaciones:**

1. Realizar las estimaciones y simulaciones con las poblaciones separadas, para de esta manera lograr una disminución del error de la estimación, teniendo en cuenta que muchas veces esto es posible dada la relación de cada una de estas poblaciones con los tipos litológicos presentes en el yacimiento [Michel David, 1984].

## Referencias

- ALEOGIN, V., FENENKO, G., ALMAGER, A., KRAVTSOVA, T., SANDERS, E.** Informe sobre los resultados de los trabajos de exploración geológica detallada y orientativa realizados en el yacimientos Punta Gorda en los años 1973 – 1976, con el cálculo de reservas de menas ferroniquelíferas en los sectores Punta Gorda y Yagrumaje, según su estado el 1ro de Enero de 1977. Oficina Nacional de Recursos Minerales, 1977
- ALFONSO ROCHE, JOSE R.** *Estadísticas en las ciencias geológicas*, Ciudad de la Habana Cuba: Editorial ISPJAE, 1986.
- ÁLVAREZ D., B.** *Estudio de la variabilidad de los principales parámetros del Sector Zona A del Yacimiento Moa*. Trabajo de Diploma. ISMM, Moa, Holguín, 1990–.
- ARCIA DURÁN, V.** *Análisis del método racional de cálculo de reservas en el yacimiento Punta gorda*. Trabajo de Diploma. ISMM, Moa, Holguín, 1990–
- ARIOSA IZNAGA, J. D.** *Modelos de yacimientos de Lateritas de Fe-Ni-Co asociado a las ofiolitas del Macizo Mayarí-Moa-Baracoa de Cuba Oriental*. Tesis en opción al grado científico de doctor en ciencias geológicas, ISMM, Moa, Holguín, 2002. –
- ARIOSA IZNAGA, J.D Y VLADIMIROVICH, O.** *Búsqueda, exploración y evaluación geólogo – económica de yacimientos minerales sólidos*, Segunda parte, La Habana, Editorial Pueblo y Educación, 1986.
- ARMSTRONG, M.** Bon Sens et Géostatistique, *Bulletin de Liaison des Anciens Stagiaires du CESMAT*, 40, 8 p., Novembre 1994
- ARMSTRONG, M. Y CARIGNAN, J.**, “Géostatistique Linéaire, Application au Domaine Minier.”, École de Mines de Paris, 1997, 112 p.
- BLEINES, C.; DERAISME, J.; GEFFROY, F.; PERSEVAL, S.; RAMBERT, F.; RENARD, D.; TOUFFAIT, Y; JANUARY J.**: Isatis Software Manual. Geovariances, Avon Cedex, France, 2001, 531 p.
- BRAVO L., F.; SÁNCHEZ, E.**: Método gráfico para el análisis de la variabilidad de algunos parámetros geólogo industriales y la caracterización de bloques geológicos en el yacimiento Moa. *Minería y Geología*, 3 :127-146, 1983.
- BUSTILLO REVUELTA, M. Y JIMENO C. L.** *Recursos minerales – tipología, prospección, evaluación, explotación, mineralurgia e impacto ambiental*-, Madrid :Graficas Arias Montero S.A, Mosteles, 1995.
- CALZADILLA VELÁZQUEZ, C.**: *Estudio de la variabilidad de los elementos Fe y Ni de las capas industriales LB y SB en 15 bloques del sector central del*

- yacimiento Punta Gorda. Trabajo de Diploma. ISMM Moa, Moa Holguín. 1985.
- CLARK ISOBEL. Regression Revisited, *Mathematical Geology*, 15 (4): 1983.
- CUADOR GIL, J. *Estudios de Estimación y Simulación Geoestadística para la Caracterización de Parámetros*. Tesis en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Técnicas, Universidad de Pinar del Río, 2002.
- CHICA OLMO, MARIO. *Análisis geoestadístico en el estudio de la explotación de los recursos minerales*. Tesis Ph. D., Universidad de Granada, 1989.
- DAVID MICHEL. *Geostatistical Ore Reserve Estimation*. Amsterdam, Oxford, New York: Elsevier Scientific Publishing Company, 1977
- DAVID MICHEL. *Applied Advanced Geostatistical Ore Reserve Estimation*. Amsterdam, Oxford, New York: Copyright Michel David, 1984.
- Dios, Dictinio de. "Particularidades de la Distribución espacial de las Intercalaciones no Industriales, en el sector central del yacimiento PuntaGorda", Tesis Master, I.S.M.M, Moa, Holguín. 2000.
- DERAISME J., THWAITES A. M. *On the Use of Non-Linear Geostatistical Techniques for Recoverable Reserves Estimation: A Practical Case Study* Presentado en APCOM'98, <http://www.geovariances.fr/publications/article1/index/php3>, 1998.
- DEUTSH V. CLAYTON, JOURNAL G. ANDRE. *Geostatistical Software Library and user's Guide*. Oxford University, Oxford, New York, 1998, 309 p.
- Díaz M. R. *Estimación de recursos de los yacimientos lateríticos*. Curso de diplomado. Moa 2000.
- Díaz- Marínez R., Proenza J.A., Comas J, Fernández-Bellon O., Fabra J.M, Guinart O. y Melgarejo J.C.. *El placer Lateral de Playa Mejías (noreste de Cuba Oriental): un ejemplo de interacción de procesos aluviales y marinos en la concentración de minerales de elementos preciosos*. Acta Geológica Hipánica. V. 33 (1998). No. 1-4.
- DURAN G. A. *Metodología para el cálculo de las Reservas Geológicas extraíbles en el Yacimiento Punta Gorda*. Trabajo de Diploma, ISMM, Moa, Holguín, 1994.
- de Fouquet, C, *Quelques Rappels Sur les Méthodes Géostatistiques*, Centre de Géostatistique, Ecole des Mines de París, Fontainebleau, France, 4 p. 1996
- GARCÍA PALOMERO, F.; BADÍA FENÁNDEZ, J.L. Y GARCÍA MAGARIÑO, M. Nuevas investigaciones y trabajos de evaluación de reservas de Gozan en mina de Río Tinto. *Boletín Geológico y minero*. Sept-Oct, 1986 : 622-642.

- GEMCOM® USER'S MANUAL:** Gemcom Software International Inc., 901 – 580 Hornby Street, Vancouver, British Columbia, V6C 3B6, Canada, 1999.
- GEOVARIANCES.** ISATIS On-Line Help. Geovariances, 38 Avenue Franklin Roosevelt, BP 91, 77212 Avon Cedex, FRANCE, 2000
- GOLIGHTLY, J. P.** *Nickeliferous Laterites: A general Description*, International Laterite Symposium, New Orleans, Louisiana, February 19 to 21, 1979: Published by Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineering, Inc.
- GUARDIA RODRÍGUEZ, W.** *Sistema integral minero. TG MIN – 20.* 2003, –
- GUTIÉRREZ, M. A; BEYRA, M. L.** *Introducción al Análisis Variográfico de Yacimientos de Corteza de Intemperismo.* Trabajo de Diploma. ISMM, Moa, Holguín, 1993
- HEAT LUIS A., SÁNCHEZ REGALADO E., ARDERÍ GARCÍA A., AGUILERA HERNÁNDEZ R.** *Metodología para la reevaluación de las reservas.* X Forum de ciencia y técnica. Moa. Holguín. 1996.
- ILIDIO L. D.** *Análisis Variográfico del Yacimiento Camarioca Norte.* Trabajo de Diploma. ISMM, Moa, Holguín, 1999.
- ITURRALDE V., M.** *Ofiolitas y Arcos Volcánicos de Cuba.* Contribución Especial No. 1. IGCP Project W364. Miami. USA. 1996, 265 p.
- JORDAN R. M.** *Análisis Variográfico del Grupo VII del Yacimiento Martí.* Trabajo de Diploma. ISMM, Moa, Holguín, 2000
- JOURNEL G. AND HUIJBREGTS CH.:** Estimation of lateritic-type orebodies, Publication unknown?-
- LAMOREY, G., Y JACOBSON.** Estimation of Semivariogram Parameters and Evaluation of the Effects of Data Sparsity, *Mathematical Geology*, 27 (3) :327-358, 1995.
- LAVAUT COPA, W.** Bases Metodológicas para el Cálculo Mecanizado de las Reservas Geológicas en los Minerales de la Corteza de Intemperismo según el método de Areas de Influencia, MINBAS, 1983.
- LEGRÁ LOVAINA, A. A.** *Metodología para el pronóstico, planificación y control de la minería en yacimientos lateríticos.* Tesis en opción al grado de doctor en ciencias técnicas. ISMM Moa, Moa Holguín, 1999.
- LEGRÁ LOBAINA A.A., GUARDIOLA ROMERO R. L.** Contribución a la práctica del análisis variográfico y la estimación por Kriging. *Minería y Geología* 16 (2) :83-93, 1999.
- LEGRÁ LOBAINA A. A.; ORIS R, SILVA D. Y BELETE F. O.** Modelación de una superficie topográfica a partir de la relación entre el Kriging y la interpolación lineal en Rn. *Minería y Geología*, 16 (1) :58-61, 1999.

- LEGRÁ, A. A.; POLANCO ALMANZA, RAMÓN G.; MIRANDA DOMÍNGUEZ; JUAN M.** Propuesta para el establecimiento de la masa volumétrica en el yacimiento de lateritas de Cuba. *Minería y Geología* 16 (2) :73-81, 1999
- MARTÍNEZ V.,A.; PÉREZ M. Y.:** *Metodología para la modelación de yacimientos residuales de níquel* Trabajo de diploma. ISMM. Moa. Holguín, 2000.
- MATHERON, G.** *La Théorie des Variables Regionalisées et ses Applications.* Les Cahiers du Centre de Morphologie Mathématique de Fontainebleau, Fascicule 5, Ecole de Mines de Paris, 1970, 212 p.
- MATHERON, G. Y KLEINGELD, W.J.** *The Evolution of Geostatistics*, APCOM 87. Proceedings of the Twentieth International Symposium on the Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries, Volume 3. Geostatistics. Johannesburg, SAIMM, 1987pp. 9-12.
- MICROLYNX REFERENCE MANUAL:** Lynx Mining Systems; Lot 50 Sudbury Close Clifton Beach, North Queensland; Australia 1998.
- MYERS D. E.** *To Be or Not to Be... Stationary? That Is the Question.*, *Mathematical Geology*, 21(3), 1989.
- ONRM.** *Clasificación de los recursos y reservas de minerales útiles sólidos*, Ministerio de la Industria Básica, Oficina Nacional de Recursos Minerales, Dirección de Documentación, Ciudad Habana. 1999
- ONU.** *Marco Internacional de las Naciones Unidas Para la Clasificación de Reservas/Recursos, Combustibles Sólidos y Sustancias Minerales*, Versión Definitiva. Establecida y Presentada por el Equipo Especial de las Naciones Unidas. 1996 p. 77-88,
- ORCHE, E.** Evaluación de reservas del yacimiento de Buseiro (Asturias). *Boletín Geológico y minero.* 2 :136-148, 1995.
- PROENZA F. J. Y FERNÁNDEZ, M. L.** Calculo de errores de evaluación de reservas minerales a través del análisis variográfico. Potencialidad de su utilización en los yacimientos ferroniquelíferos de Cuba oriental, *Minería y Geología*, XI (3) : 27-30, 1994
- QUINTAS C., F.** *Análisis Estratigráfico y Paleogeografía del Cretácico Superior y del Paleógeno de la Provincia Guantánamo y Areas Cercanas.* Tesis Doctoral, ISMM, Moa, Holguín, 1989
- REYES HERNÁNDEZ, F. Y ARÉVALOS, J.** *Estudio de la variabilidad de la potencia y el contenido del yacimiento Martí.* E. Sánchez (tutor). Trabajo de diploma. Instituto Superior Minero Metalúrgico, 1982. 141 h.
- RIZ ROMERO, M.** *Estudio de la variabilidad de la potencia y el contenido del yacimiento Pinares de Mayarí.* E. Sánchez (tutor). Trabajo de diploma. Instituto Superior Minero Metalúrgico, 1984. 66 h.

- RODRÍGUEZ RUÍZ, H.J.** *Premisas geológicas para la automatización integral de los trabajos de prospección en yacimientos níquelíferos de intemperismo.* G. García Cardoso (tutor). Tesis de doctorado. Instituto Superior Minero Metalúrgico, 1990. 149 h.
- RODRÍGUEZ I., A.** *Estudio Morfotectónico de Moa y Areas Adyacentes para la evaluación de riesgos de Génesis tectónica.* Tesis Doctoral I.S.M.M, Moa, Holguín. 1998.
- SMIRNOV V. I.** *Geología de Yacimientos Minerales.* Editorial Mir, Moscú, 1982.
- STRATIGRAPHICS PLUS FOR WINDOWS VERSION 3, USER MANUAL:** Statistical Graphics Corp. 1997.
- STATISTICA FOR WINDOWS RELEASE 5.0, USER MANUAL:** StatSoft Inc. 2325 East 13th Street Tulsa USA, 1995.
- SURFER® VERSION 7, USER MANUAL:** Copyright © 1999. Golden Software, Inc.
- TAMAYO REGALADO J.R.** *Variabilidad de los parámetros fundamentales del sector central del yacimiento Punta Gorda.* A. Gómez Castel (tutor). Trabajo de diploma. Instituto Superior Minero Metalúrgico, 1985. 53 h.
- VARIOWIN 2.1,** User Manual: Copyright © 1994 Yvan Pannatier Institute of Mineralogy and Petrography- University of Lausanne – Switzerland.
- VERA SARDIÑAS L. O.** *Procedimiento para la determinación de las redes racionales de exploración de los yacimientos lateríticos de níquel y cobalto en la región de Moa,* Tesis en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Técnicas, ISMM, Moa, Holguín, 2001
- VERA YESTE, ANGEL.** *Introducción a los yacimientos de níquel cubanos,* Ciudad de la Habana: ORBE, 1979
- VLADIMIROVICH LEPIN, OLEG Y ARIOSIA IZNAGA, JOSÉ D.** *Búsqueda exploración y evaluación económica de yacimientos minerales sólidos,* Ciudad de la Habana Cuba: Editorial Pueblo y educación, 1986.
- WHITTLE PROGRAMMING PTY. LTD,** Four-X Reference Manual. Copyright © 1996, 1997, 1999. [www.whittle.com.au](http://www.whittle.com.au) 1998.

