

REPUBLICA DE CUBA

MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR

**INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO
FACULTAD DE GEOLOGÍA Y MINERÍA**

Tesis en Opción al Grado Científico de Doctor en Ciencias Técnicas

Título : Metodología para el pronóstico, planificación y control integral de la minería en yacimientos lateríticos.

Autor : Licenciado Arístides Alejandro Legrá Lobaina

MOA, 1999

Introducción

Resumen

En los últimos años se ha podido enfocar la actividad minera como un sistema que busca resultados óptimos en todas las etapas del proyecto, desde el estudio de viabilidad hasta la declaración de agotamiento de los yacimientos y por consiguiente el cierre de la empresa. Este enfoque ha sido necesario y posible debido a que:

1. Muchos yacimientos no presentan suficiente mineral con altas leyes de componentes útiles y distribución uniforme del mineral lo cual solo permite una minería cada vez más selectiva.
2. Ha aumentado la demanda mundial de ciertos materiales que se obtienen mediante procesos mineros o minero - metalúrgicos.
3. La disponibilidad de capitales para desarrollar proyectos mineros se basa cada vez más en elevar la confianza de los inversionistas en la seguridad de los estudios técnico - económicos que se realizan los cuales garantizan la rentabilidad económica y la disminución de los riesgos.
4. Las ciencias geológicas, mineras y otras afines han desarrollado un gran caudal de conocimientos teóricos y prácticos.
5. El desarrollo técnico ha incrementado la presencia de: equipos cada vez más adecuados (por sus parámetros técnicos y por sus dimensiones) a las situaciones concretas del estudio y explotación de cada yacimiento, equipos sensores, medios de comunicación, software y hardware (generales y específicos para estas tareas) y técnicas y equipos de control y automatización de procesos.
6. En el caso especial de Cuba, la industria que realiza la extracción del Ni y el Co se ha convertido en uno de los pilares en los que se sustenta el desarrollo del país y es una de las que enfrenta en la actualidad el reto del Perfeccionamiento Empresarial, vía para lograr un nivel competitivo mundial. Este Perfeccionamiento Empresarial como proceso integral no puede soslayar el perfeccionamiento tecnológico.

En los yacimientos lateríticos del nordeste de la provincia Holguín que se han explotado en función de la extracción del Ni desde el año 1943 se presenta una situación polémica.

Existen un conjunto de leyes y normas oficiales tales como la Ley de Minas , Ley de Medio Ambiente, etc., que definen los principios y reglas para ejecutar los trabajos geológicos y mineros lo cual es controlado en su cumplimiento por la Unión de Empresas del Níquel y la Oficina Nacional de Recursos Minerales del Ministerio de la Industria Básica y por el Ministerio de Ciencia, Tecnología y Medio Ambiente.

Por otra parte, cada una de las minas de las tres industrias niquelíferas que están en producción hoy día en Cuba, tienen conjuntos de reglas que, respetando las del nivel superior, responden a las tradiciones y experiencias particulares de cada mina y aún, cuando se han incorporado conocimientos teóricos y prácticos nacionales y extranjeros (también tecnología), en ninguna de ellas se ha logrado conformar un sistema o metodología que enmarque todos estos conocimientos y experiencias en un soporte informativo que permita no solo el desarrollo de las tareas sino que también se dirija conscientemente a la optimización de las mismas.

La presente investigación sin pretender abarcar todas las tareas conocidas (pues no se tratarán en detalle los problemas relacionados con los caminos mineros, transporte, hidrología,

almacenamiento, homogeneización, rehabilitación y reintegro) estudia los tres principales elementos del trabajo minero en los yacimientos lateríticos: el pronóstico, la planificación y el control, los cuales une en un metodología que contempla:

1. Diseño y manejo del sistema informativo de los datos y resultados mediante archivos tipo texto, tablas y gráficos planos y tridimensionales, etc.
2. Los resultados de las investigaciones geológicas y mineras más recientes desarrolladas en yacimientos lateríticos de esta región.
3. Técnicas matemáticas actuales relacionadas con la Interpolación Polinómica, la Geoestadística Lineal, la Interpolación por Splines en espacios euclidianos R^n , técnicas de la Teoría de los Elementos Finitos y de la Optimización Binaria.

La metodología antes mencionada está siendo llevada parcialmente a la práctica en un software desarrollado en ambiente Windows llamado TIERRA (ver Anexo 3) destinado a la Subdirección de Minas de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara de Moa, provincia Holguín.

En el trabajo desarrollado se demuestra que es posible modelar los yacimientos lateríticos atendiendo a ciertas características geológicas productos del proceso de intemperización y de la yacencia y que uniendo esta modelación con técnicas adecuadas de planificación y control, entonces, el sistema resultante permite el seguimiento de la extracción del mineral (en toda la explotación del yacimiento) y la toma de las decisiones necesarias para disminuir los parámetros que influyen negativamente en el proceso: pérdidas, empobrecimiento, no cumplimiento del volumen y de la calidad del mineral enviado por unidad de tiempo al proceso metalúrgico, buen uso del equipamiento y permite lograr afectaciones ecológicas pequeñas.

En la memoria escrita se exponen los argumentos que se tuvieron en cuenta para realizar el análisis de cada aspecto y llegar a las conclusiones y recomendaciones que se exponen

Problema que se toma en consideración

El funcionamiento de la industria cubana del níquel, cuya importancia aumenta cada día en la economía del país, depende básicamente de la eficiencia de la extracción de la materia prima mineral y de su procesamiento metalúrgico. El proceso extractivo debe garantizar los volúmenes y calidades requeridas por la industria metalúrgica durante cada período de tiempo; para ello, partiendo de los recursos minerales estimados, deben precisarse los volúmenes de escombro y de las reservas mineras en función de las condiciones reales del yacimiento y del equipamiento disponible. Esto se realiza mediante la modelación del yacimiento a partir de parámetros geométricos, geoquímicos, geofísicos, y mineralógicos (lo cual facilita la realización de pronósticos); mediante la planificación de la minería a largo, mediano y corto plazos (atendiendo a las solicitudes de la industria metalúrgica, al equipamiento de extracción y transporte disponible, a las reservas mineras listas y a las condiciones geográficas y ambientales) y mediante el control eficiente de la geometría del yacimiento y del mineral extraído y disponible (control en el tiempo, en el espacio y por equipamiento de extracción); sin embargo, *a pesar de las normas que rigen la actividad minera en Cuba, no existe en nuestro país una metodología integrada para el pronóstico, el control y la planificación de la minería en los yacimientos lateríticos y esto constituye el problema que se toma en consideración.*

Objetivo de la Investigación

El objetivo de esta investigación es crear una metodología actualizada para el pronóstico, planificación y control de la minería en yacimientos lateríticos.

Hipótesis del Trabajo

Si se modelan los yacimientos lateríticos atendiendo a sus características de estratificación y al nivel de madurez del proceso de intemperización y se une esta modelación con las técnicas adecuadas de planificación y control de la minería, entonces, el sistema resultante permite el seguimiento de la extracción del mineral en toda la explotación del yacimiento y la toma de las decisiones necesarias para disminuir los parámetros que influyen negativamente en el proceso: pérdidas, empobrecimiento, no cumplimiento del volumen y de la calidad del mineral enviado por unidad de tiempo al proceso metalúrgico, uso inadecuado del equipamiento y además permite lograr afectaciones pequeñas al medio ambiente.

Tareas de la Investigación

Para lograr el objetivo planteado deben cumplirse las siguientes tareas:

1. Análisis crítico del conjunto de datos que constituye la información primaria disponible desde el punto de vista de su estructura y fiabilidad.
2. Modelación de parámetros del mineral de los bloques del yacimiento atendiendo a las características de estratificación del material que lo forma y a su grado de madurez mediante herramientas de la Geoestadística Lineal y la Interpolación por Esplines.
3. Modelación geométrica de las capas tecnológicas de la corteza de intemperismo en los bloques de un yacimiento.
4. Descripción de métodos para la validación práctica de la modelación desarrollada.
5. Análisis del cálculo de volúmenes y planteamiento de soluciones a diferentes situaciones.
6. Análisis de la estimación de las masas volumétricas y elaboración de un método de pronóstico de las mismas.
7. Propuesta de un método de cálculo de recursos que mejore la precisión del actual.
8. Desarrollo de algoritmos para la determinación del material que pasará a ser parte del escombros y del mineral minable.
9. Creación de una estructura informativa para desarrollar a planificación de un yacimiento como proceso integral, continuo y dinámico en el tiempo.
10. Creación de una estructura informativa para el control de la topografía del yacimiento y las herramientas para su manejo.
11. Creación de una estructura informativa para el control de la minería y las herramientas para su manejo.

Métodos de Investigación Utilizados

1. Investigación bibliográfica y en archivos de empresas.
2. Investigación teórica.
3. Modelación numérica.
4. Simulación computacional.

Novedad Científica

La novedad científica consiste en el establecimiento de un modelo tridimensional geométrico y geoquímico de cada bloque del yacimiento laterítico, basado en el uso de la Geoestadística

Lineal y la Interpolación por Splines, el cual permite recalcular con mayor precisión los recursos geológicos y junto a las técnicas de planificación y control de la minería constituye una metodología para la explotación eficiente de estos yacimientos.

Aportes Particulares Teóricos y Prácticos

1. Modelo de variograma teórico para casos de comportamiento no decrecientes con alcance h_a , meseta M_e y efecto pepita C_0 del variograma experimental mediante un ajuste mínimo cuadrado condicionado que consiste en buscar, usando el Principio de los Mínimos Cuadrados, los coeficientes reales K_1 , K_2 , K_3 que mejor ajustan la función variograma $\gamma(h)=K_1 e^{-\alpha h/h_a} + K_2 e^{-\beta h/h_a} + K_3 e^{-\delta h/h_a}$; α , β y δ son valores reales diferentes entre si dos a dos y le imponemos condiciones para que dicha función pase por los puntos $(0,C_0)$ y (h_a,M_e) .
2. Descripción de las zona de influencia geoestadística mediante splines lineales en coordenadas polares y bilineales en coordenadas esféricas.
3. Nuevas fórmulas para la corrección de la anisotropía geométrica.
4. Demostración del teorema que afirma que el spline bicúbico obtenido de manera iterada por el algoritmo de Cheney - Kincaid es el mismo que se obtiene por la definición clásica.
5. Demostración de que la interpolación lineal clásica, vista en el caso de R^2 y R^3 , es bajo ciertas condiciones, un caso particular de un método de Kriging, lo cual permitió obtener las fórmulas de estimación del error de interpolación de estos dos casos.
6. Estimación de las masas volumétricas por capa tecnológica en cada pozo de exploración como función de las coordenadas y % de Ni, Fe y Co (usando datos de los pozos criollos).
7. Algoritmo para el cálculo de volumen por integrales iteradas con error mínimo de las curvas de interpolación mediante redes cuadradas arbitrarias usando de forma iterativa la fórmula de Gauss y la transformada LL.
8. Uso de la relación intercalación/mineral como un aspecto a considerar dentro de los modelos matemáticos desarrollados para la planificación de la minería en los yacimientos lateríticos cubanos.

Estructura de la Tesis

La presente memoria escrita, desarrollada en WORD 6.0, letra ARIAL N^o 10 con interlineado 1.5, está compuesta de Introducción, 5 Capítulos, 8 Conclusiones, 13 Recomendaciones, 158 Fuentes Bibliográficas consultadas así como 48 Anexos. Todo el texto consta de 182 fórmulas y expresiones matemáticas, 35 tablas y 42 figuras gráficas.

El texto se presenta en 99 páginas para la memoria y 86 páginas para los anexos con un total de 185 páginas distribuidas en 7912 párrafos, 12968 líneas y 73991 palabras.

Capítulo 1: Análisis del estado actual del tema.

1.1 El pronóstico, la planificación y el control como aspectos esenciales de la minería.

Toda proyecto o actividad humana que aspire a obtener resultados al menos satisfactorios debe considerar tres aspectos esenciales:

- a. Conocimiento de los recursos disponibles, de la tecnología y de los resultados esperados.
- b. Planificar en el tiempo las tareas que se realizarán y los recursos humanos y técnicos que se utilizarán en cada una de ellas.
- c. Controlar las actividades desarrolladas en función del lógico seguimiento informativo del desarrollo de los planes y, sobre todo, para conocer los elementos que permitan distribuir con mayor precisión los recursos disponibles en cada instante y lugar con el objetivo de reajustar los planes con criterios de optimización.

En el caso de la minería, considerada como una de las más antiguas actividades productivas del hombre, estos tres aspectos revisten singular importancia debido principalmente a que los recursos minerales disponibles no son totalmente conocidos, a que la actividad minera es costosa y de importantes repercusiones negativas en el medio ambiente y a que es una actividad compleja cuyo desarrollo precisa de profesionales capaces y equipamiento técnicamente complejo y específico para cada tipo de minería.

En la minería podemos definir la actividad del **Pronóstico** como aquella que, a partir de un conjunto de mediciones geométricas, geofísicas, geoquímicas, climatológicas, hidrogeológicas, etc., permite desarrollar modelos descriptivos, gráficos, analíticos, entre otros, de ciertas propiedades del mineral (y de su yacencia) o de otros elementos relacionados con este y a partir de estos modelos se pueden estimar valores de estas propiedades o nuevas propiedades y sus valores. Esta actividad permite precisar los recursos y reservas minerales disponibles (ver anexo 45) en cada instante y lugar; permite elaborar diferentes variantes de un proyecto minero y además es parte del sistema de reajuste del proyecto durante su ejecución.

La actividad de **Planificación** es aquella que considerando o determinando los recursos y las reservas minerales, humanos y técnicos disponibles así como las necesidades planteadas por la entidad que solicita cierta cantidad de mineral con una calidad dada y en un período de tiempo determinado, organiza en espacio y tiempo un conjunto de actividades: apertura, preparación, corte, arranque, rehabilitación y reintegro, que garantizan la satisfacción de estas necesidades mediante un flujo de mineral, teniendo en cuenta los reglamentos de Protección e Higiene del Trabajo, las normas de Protección del Medio Ambiente y el principio del aprovechamiento provechoso, racional y máximo de los recursos.

La actividad del **Control** es el sistema de tareas que permite en primer lugar un seguimiento informativo del desarrollo de los planes (incluyendo la calidad y la rentabilidad) y en segundo lugar el análisis de los resultados para la elaboración de criterios que permitan reajustar los datos en que se basa el pronóstico y por tanto mejorar la planificación. El control puede tener diferentes niveles de automatización en la obtención de información, en su almacenamiento, en su procesamiento y en el envío de esta información y de recomendaciones u órdenes a los sistemas de pronóstico y de planificación. En la minería,

el control de las propiedades, fenómenos y procesos relacionados con los recursos humanos, ambientales, minerales y técnicos se desarrolla en el espacio y en el tiempo.

En la actualidad estas tres actividades son objeto de investigaciones particulares y generales en los diferentes tipos de minería que se realizan. Los mayores esfuerzos se concentran en la definición de sistemas o proyectos integrales de minería y en la incorporación de tecnologías que contengan sistemas automatizados de toma y procesamiento de muestras donde los mayores avances se tienen en el uso de novedosos métodos de análisis de propiedades de los minerales, la incorporación de técnicas computacionales a los sistemas informativos y de modernas herramientas de modelación y cálculo matemático para el pronóstico y la planificación (sobresalen las técnicas de simulación); el aumento del control automático a través de los sistemas GPS (Global Position System) y GIS (Geographical Information System), de la cartografía automática y de sensores implantados a los equipos de fragmentación, extracción y transporte lo que permite el monitoreo en tiempo real y por tanto el uso de autómatas programables que controlen gran parte de las actividades.

1.2 Pronóstico, planificación y control en la minería a cielo abierto

Los trabajos mineros se desarrollan fundamentalmente de dos modos: subterráneo y a cielo abierto. Los del segundo modo son aquellos donde las actividades de apertura, preparación, corte, arranque y rehabilitación para su posterior reintegro, se desarrollan a cielo abierto (aunque excepcionalmente parte de algunas de estas actividades puede hacerse de manera subterránea). A las minas a cielo abierto, generalmente en nuestro país, se les denomina canteras cuando de ellas se extraen materiales de construcción.

En las minas explotadas a cielo abierto el pronóstico se relaciona con la determinación aproximada de características de ciertos parámetros geométricos y mineralógicos (tipos de minerales, propiedades químicas y físicas, etc.) de los materiales que conforman el yacimiento a partir de las mediciones discretas realizadas mediante diferentes formas tales como perforaciones, pozos, surcos, métodos geofísicos, con el fin de definir la cantidad y calidad de los recursos disponibles y de las reservas mineras, la cual será destinada a una industria de procesos transformadores o se usará directamente en su estado natural. A partir de estos parámetros se desarrollan los modelos geométricos, geoquímicos, geofísicos, geomecánicos, hidrológicos, ecológicos, mineros, etc., los cuales son, generalmente, continuos (en una o varias dimensiones) y permiten estimar valores puntuales de los parámetros apuntados, calcular los recursos mineros y las reservas de mena y crear las bases para los planes de desbroce, descombreo, extracción, transporte, almacenamiento, rehabilitación y reintegro.

Los factores que definen la factibilidad de un proyecto minero tienen que ver principalmente con las alteraciones positivas y negativas que producen al hombre y al medio ambiente y con su sostenibilidad vista esta en el sentido más amplio. La planificación debe tener en cuenta estos elementos asegurando la minimización de los factores negativos y la maximización de los positivos mediante el establecimiento de planes que garanticen un flujo de mineral adecuado a las necesidades planteadas por una planta o una industria. En el caso de la minería a cielo abierto donde las afectaciones negativas al medio son generalmente significativas y donde, en muchas ocasiones, el suelo y el escombro a remover constituyen

grandes volúmenes de material y por tanto la rentabilidad del proyecto puede verse afectada, es imprescindible que toda la planificación constituya un sistema dinámico, válido para toda la vida útil del proyecto y forme parte del sistema general conjuntamente con el pronóstico y el control.

El control de las actividades mineras en los yacimientos que se explotan a cielo abierto está relacionado con el seguimiento informativo de los recursos materiales empleados y de los recursos y reservas mineras y propiedades pronosticadas, con la valoración permanente del cumplimiento y la calidad de los planes trazados y con el análisis de las pérdidas o ganancias de cualquier tipo que se obtengan. Este control se realiza generalmente en el espacio y el tiempo sobre los recursos humanos y equipos que intervienen en el trabajo y una de sus características más importantes es su capacidad de proporcionar información que permita un ajuste de la planificación que mejore la rentabilidad del proyecto y disminuya, los efectos indeseables provocados por la incertidumbre implícita en el carácter discreto de la información disponible y las consecuencias negativas de las labores mineras. Para ello es necesario contar con herramientas potentes para la captación, recepción, almacenamiento, procesamiento y emisión de:

1. La información topográfica.
2. Posibles estratificaciones litológicas y tecnológicas.
3. Características de los diferentes tipos de menas tecnológicas y litológicas.
4. Situación hidrográfica e hidrogeológica.
5. Mineralogía del material que se mina.
6. Estado de la contaminación ambiental.
7. Protección e higiene del trabajo.
8. Uso del equipamiento (incluyendo mantenimiento y reparación) y de los recursos humanos.
9. Extracción y almacenamiento del material del suelo y del material del escombro, de la extracción, control de la calidad, transportación, mezcla y posible almacenamiento y homogeneización del mineral útil.
10. Procesos de separación.

De todo lo dicho en este epígrafe puede deducirse que **el diseño y desarrollo satisfactorio del pronóstico, la planificación y el control de la minería, unidos en un sistema dinámico, pueden constituir una verdadera garantía del éxito de la actividad minera.**

1.3 Caracterización de los yacimientos lateríticos del nordeste de Holguín.

El concepto de yacimiento que se utiliza en este trabajo se refiere a un área delimitada por razones minero - técnicas y no por las razones geológicas que definen clásicamente este concepto.

Aunque en Cuba se presentan yacimientos lateríticos en el nordeste de Holguín (ver anexo 4) y en San Felipe (provincia Camagüey), los estudios geológicos detallados que conocemos se han desarrollado hasta el momento en parte de los del nordeste de Holguín; por esta razón, en lo que sigue, nos referiremos a estos depósitos ya que los datos que se han utilizado en este estudio se tomaron de ellos.

La primera referencia que se tiene acerca de la existencia en este territorio de suelos rojizos

portadores de minerales de hierro, según [125] se remonta a la época de la exploración de nuestra Isla por el Almirante Cristóbal Colón, en cuyo libro de bitácora quedó registrado este hecho a su paso por las costas de la provincia de Oriente. Las referencias posteriores encontradas sobre el particular, corresponden a las postrimerías del siglo XIX, y muestran que entre los años 1890 y 1900, estos minerales son considerados, fundamentalmente, como 'ocres' apropiados para la fabricación de pinturas, que como mena de hierro.

Durante la exploración detallada que se llevó a efecto en 1904 en el yacimiento Pinares de Mayarí, se halló que el material, hasta entonces considerado como 'arcilloso', tenía también alto contenido de hierro. Este descubrimiento que fue después confirmado en forma definitiva por los trabajos de exploración, tuvo una enorme repercusión, y atrajo la atención mundial sobre nuestros yacimientos lateríticos. Al reconocerse que el material 'arcilloso' era también mineral de hierro de posible uso en la metalurgia, el tonelaje comprendido en las reservas existentes dio un gran salto, convirtiéndolos en uno de los yacimientos más grandes del mundo [125].

Siguiendo a [125] se conoce que publicaciones de boletines especializados en los años 1916 y 1918, muestran que a principios del siglo XX se conoce que estas tierras rojas han resultado ser un magnífico mineral de hierro que reúne todas las condiciones necesarias para la fabricación de acero.

Hasta aquí, se ha referido solamente el alto contenido de hierro existente en las lateritas y al interés manifestado por diversas compañías extranjeras con vista a utilizarla en la fabricación de acero.

Debido al conocimiento limitado que en esa época se tenía acerca de la composición química de los yacimientos lateríticos, y a que no existía la intención de realizar la extracción y aprovechamiento de níquel existente en las lateritas, en los primeros años de la exploración detallada de nuestros yacimientos no se hizo ningún esfuerzo por conocer el posible contenido de ese metal.

El níquel fue descubierto en estos minerales de hierro laterítico en 1905, cuando la Bethlehem-Cuba Iron Mines Co. embarcó mineral de sus depósitos de Mayarí a Bethlehem, Pennsylvania, Estados Unidos, para la producción de hierro cochino en altos hornos y se determinó que el mineral contenía suficiente níquel para impartir fragilidad al acero, según [125].

De este modo el descubrimiento de la presencia de un contenido de níquel relativamente alto en las lateritas, fue recibido inicialmente con preocupación y hasta los años 1930 el níquel fue considerado un componente indeseable de los minerales de hierro cubano.

Las cortezas de intemperismo comenzaron a considerarse como fuentes de Ni y Co a partir del inicio de la década del 40 de este siglo y en la región de Moa ellas comenzaron a estudiarse con este objetivo en el año 1952. Entre 1958 y 1959 compañías norteamericanas realizaron la exploración del yacimiento Moa. Después del triunfo de la Revolución el Instituto Cubano de Recursos Minerales, con la ayuda de especialistas soviéticos, realizó una nueva exploración de este yacimiento.

Para sistematizar la búsqueda y exploración de las menas niquelíferas surgió la necesidad de tener la base geológica. Con el fin de confeccionarla fue realizado el levantamiento

geológico a escala 1:50000 entre los meses de enero y julio de 1962; donde se ha significado que aunque la red de itinerario era muy escasa y el levantamiento se realizó sin perforación y con un volumen pequeño de trabajos mineros, el plano geológico confeccionado es el que se utiliza como base geológica para todos los trabajos geólogo - mineros desarrollados en la región [153].

Posteriormente, a partir de 1969, el estudio de las menas de níquel fue concentrado en la exploración de los yacimientos de Moa, debido a la proyección de las plantas de níquel Ernesto Che Guevara y el Proyecto Cupey.

Actualmente se tienen reconocidos en esta zona 39 yacimientos lateríticos con diferentes grados de estudio, asignados a las industrias que están en explotación (Ernesto Che Guevara y Moanickel S.A. Pedro Soto Alba de Moa y René Ramos Latour de Nicaro), a los proyectos Cupey y Pinares y otros son reservas estatales.

El estudio de estos yacimientos sigue siendo una necesidad y una tarea de actualidad, tanto en la exploración detallada de algunos, como en la profundización del conocimiento de su génesis, evolución, estructura actual y la relación de los materiales que los componen con el aumento de la eficiencia de los procesos metalúrgicos.

Los yacimientos lateríticos del nordeste de Holguín están situados geográficamente en la zona llamada Cuba Oriental (desde el punto de vista geológico, es la región situada al este de la zona de falla de Cauto). Rocas típicas de una secuencia ofiolítica completa (peridotitas con texturas de tectonitas, cumulos ultramáficos, cumulos máficos, diques de diabasas y niveles efusivos sedimentarios) están presentes en extensos afloramientos en Cuba Oriental. Estas secuencias constituyen la denominada Faja Ofiolítica Mayarí - Baracoa, cuyos principales afloramientos están representados por:

1. Macizo Mayarí - Cristal.
2. Macizo Moa - Baracoa.
3. Macizo Sierra del Convento.

A pesar de los variados trabajos realizados, el grado de conocimiento actual del complejo ofiolítico cubano es insuficiente [128]; según este autor, no existe una cartografía de detalle de los diferentes tipos litológicos que integran la asociación ofiolítica; se han realizado muy pocos estudios que tengan en cuenta las concepciones petrológicas, geoquímicas y estructurales actuales de las ofiolitas; no se cuenta con estudios petrológicos y estructurales de detalle que incluyan análisis de fábricas, de química mineral, de geoquímica de elementos en trazas o isotópica; no existen reconstrucciones paleogeográficas fiables a partir de datos paleomagnéticos; los estudios geofísicos son limitados.

De la misma manera se han propuesto varias clasificaciones para las ofiolitas cubanas a partir de su posición tectónica, destacándose el modelo de evolución tectónica de Cuba en el contexto del Caribe propuesto por Iturralde-Vinent [128,131].

La Faja Ofiolítica Mayarí - Baracoa se localiza en el extremo Oriental de Cuba y se trata de un cuerpo alóctono de carácter tubular con una longitud de 170 km. y un espesor que raramente sobrepasa los 1000 metros (este espesor parece estar subestimado) [128].

Por otra parte, [131], se plantea :

“Las rocas de este complejo se caracterizan por presentar un color verde oscuro o gris verdoso y por un alto grado de agrietamiento. En las fotografías aéreas, ellas se identifican por su fototono gris oscuro homogéneo que en zonas de gran desarrollo de la corteza laterítica aparece moteado de gris claro.”

“Sobre estas rocas se forman relieves muy variados en dependencia del nivel hipsométrico que ocupan y por ende del grado de desarrollo y conservación de la corteza de meteorización. Hacia la parte norte del macizo se observa un relieve de premontañas con cimas redondeadas, mientras que en la parte intermedia aparecen montañas de cimas peniplanizadas que hacia el sur se vuelven puntiagudas. Los parteaguas secundarios son rectos y alargados, con pendientes abruptas, siendo esto un criterio importante en su identificación. El drenaje es frecuentemente de configuración dendrítica, volviéndose angular debido al alto control tectónico sobre todo en los límites de los bloques, siendo típicos los valles en forma de V de pendientes fuertes, los cuales se hacen más amplios y menos profundos cuanto mayor es su orden. En la parte central donde las cimas son peniplanizadas el drenaje es menos denso, observándose cauces estrechos y profundos con divisorias aplanadas, generalmente asociados a fracturas.”

Y agrega:

“El relieve de Cuba oriental al igual que el relieve cubano en general es el reflejo de la alta complejidad geológico estructural resultante de la acción de procesos compresivos durante la etapa Mesozoica y el Paleógeno a los cuales se han superpuesto desplazamientos verticales, oscilatorios, diferenciados e interrumpidos así como la separación en bloques del territorio.”

“Como resultado del estudio se clasificó el relieve del territorio en dos tipos fundamentales: relieve de llanura y relieve de montañas con subtipos específicos...”

De lo anterior se puede deducir que los yacimientos lateríticos del nordeste de Holguín son extremadamente complejos en lo que se refiere a su forma geométrica tridimensional.

La existencia de estos yacimientos se debe a la interrelación de los siguientes factores [153]:

- a. Existencia de un macizo ultrabásico de composición predominantemente harzburgítica (roca compuesta principalmente por 'olivino' ($(Mg,Fe)_2SiO_4$) y 'enstatita' ($Mg_2Si_2O_6$)).
- b. Gran densidad de la red de grietas y fracturas de diversos orígenes existentes en las rocas.
- c. Características climáticas propicias que incluye períodos de lluvia y de seca en forma alterna.
- d. Morfología favorable para la formación y conservación de la laterita.
- e. Drenaje adecuado que ha facilitado su desarrollo.

El proceso de intemperismo que ha intervenido en la formación de estos yacimientos es un proceso de meteorización con predominio de incidencias químicas (sobre las incidencias físicas) de los agentes. Los principales agentes de meteorización que han actuado son:

1. Agua.
2. Oxígeno.
3. Acido carbónico.

4. Otros ácidos orgánicos e inorgánicos.
5. Organismos vegetales y animales.
6. Temperatura.

Históricamente, el mineral de estos yacimientos ha sido **tipificado tecnológicamente** para los cálculos de recursos por los geólogos atendiendo a sus contenidos de Ni y Fe en:

- a. Menas lateritas ferruginosas: mineral de hierro de balance FB y mineral de hierro fuera de balance FF.
- b. Menas lateríticas niquelíferas: laterita fuera de balance LF y laterita de balance LB.
- c. Menas serpentínicas friables y duras: serpentina de balance SB, serpentina dura SD y serpentina fuera de balance SF.
- d. Roca estéril RE.

En el anexo 5 se muestra la clasificación actual empleada en la empresa Ernesto Che Guevara.

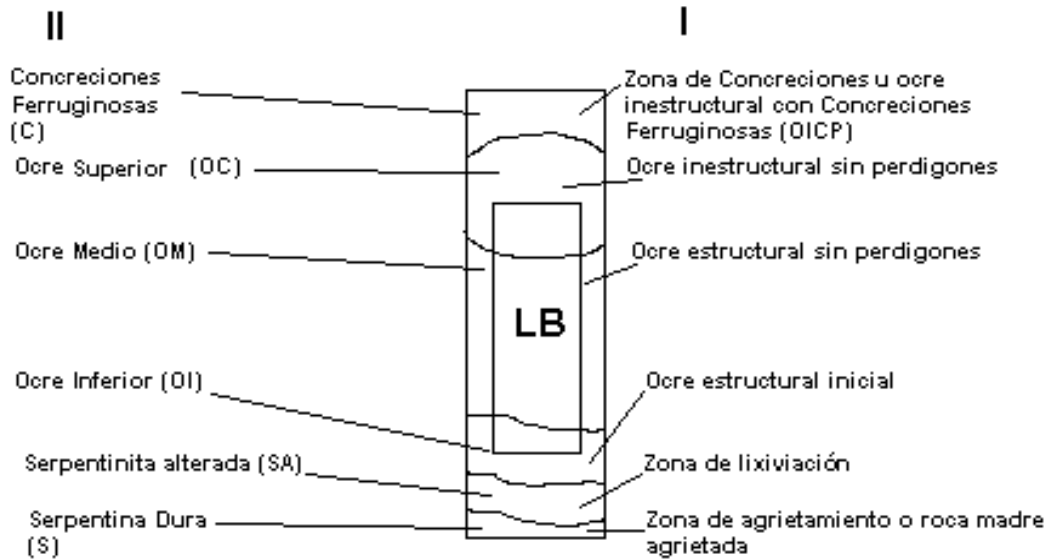
Otra forma de clasificar los horizontes de la zonación vertical de la corteza de intemperismo es por **tipos litológicos**, atendiendo al estado de agregación de la sustancia y al horizonte rocoso del basamento no intemperizado [135].

A continuación se verá una breve descripción de cada zona [137]:

1. Zona de concreciones ferruginosas: Coloración parda oscura, abundantes concreciones de óxidos e hidróxidos de hierro, potencia muy variable desde pocos centímetros hasta algunos metros.
2. Zona de ocre superior: Materiales terrosos de alta humedad, predomina coloración parda amarillenta, potencia variable desde algunos pocos metros hasta decenas de metros.
3. Zona de ocre medio: En ella se encuentra localizado esencialmente la LB, coloración amarilla pardusca de fina granulometría.
4. Zona de ocre inferior: El carácter ocroso de este material depende en gran medida del grado de intemperización que hayan sufrido las rocas serpentínicas, potencia variable (en general de poco espesor).
5. Zona de serpentina alterada: La coloración y consistencia varía según el grado de alteración, a menudo se presentan grietas y bolsones de material laterítico.
6. Zona de serpentinita dura: Material rocoso de coloración verdosa grisácea, compacto y ocasionalmente agrietado.

En [137], Rojas Purón define nuevos términos para un perfil típico de alteración laterítica atendiendo al grado de desarrollo geológico en que se encuentra la corteza de intemperismo y la correspondencia con otras definiciones dadas anteriormente.

Figura 1.1: Perfil típico de alteración laterítica. Correlación entre los términos utilizados por Lavaut, 1987 (I) y Rojas Purón, 1994 (II). (Tomado de [137], página 33).



En [137], Rojas Purón define:

Grado de Madurez de la Corteza de Intemperismo: "es un término mineralógico y geoquímico que permite expresar el nivel evolutivo en que se encuentra un perfil laterítico determinado, valorado según el punto de vista de la dinámica estadal que posee la corteza de intemperismo en un sector de la superficie terrestre".

El concepto de Grado de Madurez de la Corteza de Intemperismo será considerado en este trabajo (Capítulo 3) como la fundamentación geológica de la selección del modelo tridimensional del comportamiento geoquímico del Ni, Fe y Co y otras propiedades, en los bloques que forman un yacimiento dado. Esto se debe a que, Rojas Purón (entre otras cosas), concluye que:

1. Uno de los rasgos característicos de la corteza de intemperismo es que se presenta según un nivel evolutivo determinado. El grado de madurez es un término que se utiliza para reflejar los diferentes niveles evolutivos en que puede presentarse la corteza de intemperismo y de acuerdo al grado de madurez que posea el perfil laterítico así serán las características físicas, químicas y mineralógicas del mineral laterítico.
2. La densidad de la laterita de balance es un parámetro variable. Este parámetro varía de un perfil a otro en el yacimiento, de acuerdo a las características químicas y mineralógicas que presente el mineral en cada perfil de alteración.

Es evidente que sería conveniente conocer a priori cual es el grado de madurez de una zona dada a partir de las características mineralógicas físicas y químicas medidas, datos que como veremos en el Capítulo 2, no siempre están disponibles.

Desde el punto de su experiencia práctica, Rojas Purón expresa mediante la comparación de ciertos aspectos las diferencias principales entre un perfil de alteración laterítica maduro y otro inmaduro en el yacimiento Moa tal como se muestra en la tabla del anexo 37.

En dicha tabla se expresan principalmente los criterios mineralógicos y parcialmente, en el caso de 5, la potencia. No se presentan criterios geoquímicos relacionados con el Ni para la

identificación del grado de madurez de la corteza de intemperismo aunque si aparecen los criterios del Fe, Al y Mn en el número 4.

Aunque, como se ha visto, se conocen regularidades en la estructura de estos yacimientos, debido a la complejidad de su proceso de formación se considera que la variabilidad local de diferentes parámetros ha constituido una de las principales causas de la complejidad y dificultades de los procesos extractivos y metalúrgicos. Diversos trabajos se han realizado para estudiar de una manera u otra la variabilidad para algunas propiedades de algunos yacimientos [9,13,15,23,46,56,59,65,92,99,109,118,126]. A modo de conclusión se ha expresado:

“Los resultados de trabajos investigativos geólogo - mineralógicos sobre estos yacimientos, indican contrastes significativos en la concentración y contenidos de diferentes elementos en las capas y partículas de diferentes tamaños que constituyen las partes o del yacimiento en su conjunto...”[66]

“Dentro de los más variables con coeficiente de variación entre el 40 y el 100 % aparecen tanto componentes útiles como componentes nocivos para los procesos extractivos de los que se pueden citar níquel, cobalto, sílice, magnesio y manganeso” [66].

Entonces , puede establecerse que, **las regularidades y las variabilidades de los parámetros mineralógicos, químicos y físicos es un producto de la génesis y del grado de madurez de las cortezas de intemperismo.** Como veremos mas adelante, el conocimiento de estas regularidades y la variabilidades constituye uno de los problemas principales para la realización satisfactoria de la minería y de los procesos metalúrgicos y es por tanto de importancia fundamental el lograr la modelación de sus regularidades estadísticas y determinísticas.

1.4 Características generales de la explotación de estos yacimientos.

Las características generales de la explotación de estos yacimientos se basan en las propiedades generales y particulares de los mismos y en el tipo de procesamiento metalúrgico que recibirá el mineral enviado a cada una de las plantas.

En los yacimientos que se procesan en la empresa mixta cubano - canadiense Moanickel S.A. Pedro Soto Alba según el esquema de lixiviación con ácido sulfúrico a alta presión, se consideran aptas para acceder al proceso metalúrgico las menas lateríticas que superan el 1% de Ni.

En la empresa René Ramos Latour de Nicaro, se utiliza la tecnología denominada Carbonato - Amoniacal y se procesa el mineral que contiene no menos de 1% de Ni para las lateritas y no menos de 1.2% de Fe para las serpentinitas.

La empresa Ernesto Che Guevara con la misma tecnología procesa lateritas y serpentinitas con no menos de 0.9%.

Al contenido de hierro también se le hacen diferentes exigencias en dependencia del proceso metalúrgico.

En las tres plantas, los elementos concomitantes (Fe, Al, Cr, Mn, Si, Mg) se conservan en las llamadas colas (residuos del proceso metalúrgico) y se almacenan en depósitos especiales.

El diseño de la explotación de estos yacimientos parte de la existencia de diferentes capas de mineral que se clasifican por su valor tecnológico de acuerdo a sus contenidos de Ni, Fe y Co, a los contenidos de elementos nocivos y a otras propiedades físicas y mineralógicas. Estas capas tecnológicas aunque dependen del proceso metalúrgico que se emplee pueden, en sentido general, ser las siguientes:

- a. Escombro superior (todo el mineral que esté por debajo de las leyes de corte, cutoff, del % de Ni y del % de Fe y que además esté geoméricamente por encima de la primera manifestación de LB o SB).
- b. Laterita de Balance.
- c. Serpentina de Balance.
- d. Escombros intermedios (todo el mineral que esté por debajo de las leyes de corte, cutoff, del % de Ni y del % de Fe y que además esté incluido geoméricamente como intercalación dentro del LB o del SB).
- e. Serpentina dura (aunque no se emplea en la actualidad, se tiene en consideración por poseer, generalmente, altos contenidos de Ni).

La modelación geométrica de estas capas, junto con las masas volumétricas y las condiciones hidrogeológicas y ambientales determinan los parámetros iniciales para definir los recursos y reservas minerales, las cuales son calculadas mediante el método de la zona de influencia [135,156] usando los valores promedios de la masa volumétrica para ciertas zonas del yacimiento. Los datos usados para desarrollar estos modelos han sido obtenidos mediante la siguiente secuencia de métodos [135]:

1. Trabajos topográficos: Su finalidad es la confección de los planos topográficos.
2. Itinerarios geológicos: Caracterización de la corteza de intemperismo y el basamento aflorante mediante estudios químicos, mineralógicos, petrográficos y paleontológicos.
3. Perforación: Determinación de las menas y sus potencias. Estudia la estructura de la corteza.
4. Investigaciones Hidrogeológicas: Conocer la acuosidad de las rocas, la interacción de las aguas superficiales y subterráneas, las características artesianas o freáticas del acuífero, los niveles de agua subterránea en cada pozo y el nivel de inundación en cada mena.
5. Trabajos de laboreo minero (pozos de mapeo y pozos criollos): Los pozos de mapeo se realizan en lugares de difícil acceso para realizar pozos de exploración y donde existan claros indicios de baja potencia de la corteza de intemperismo. Los pozos criollos permiten controlar los pozos de exploración y en ellos se mide, además de los valores de % de Ni, % de Fe y % de Co, la humedad natural del terreno, el coeficiente de disgregación del material extraído, la masa volumétrica y la composición granulométrica del mineral. También se han realizado muestreos técnicos y de microfauna.
6. Toma, elaboración y análisis de las muestras (ver anexo 8) .
7. Estudios Geomorfológicos: Establece la relación del espesor con la corteza con la pendiente del terreno, los niveles hipsométricos, etc. y ayudan a contornear la corteza de intemperismo y pronosticar la continuidad de las propiedades estudiadas.

Los características de los tipos de muestreo utilizados en los yacimientos lateríticos que pueden verse en el anexo 8 son suficientes [135] para la evaluación de la materia prima mineral según las metodologías existentes y debido al gran volumen de información a manipular se ha hecho necesario describir con un alto grado de detalle la organización del flujo informativo durante el desarrollo de los trabajos de prospección geológica de los yacimientos lateríticos de Cuba [135].

Dentro de los tipos de muestreo, a continuación se particularizará una breve explicación sobre las perforaciones en espiral y los pozos criollos.

Las primeras se han realizado en redes cuadradas o rectangulares de 400; 300; y 200 m de lado, para obtener los datos que permiten determinar los recursos minerales (ver anexo 45) según la categoría C2 (hasta 80 % de error); redes cuadradas de 100 m de lado para la determinación de los recursos C1 (hasta 40% de error); mediante redes cuadradas de 33.33 m o de 25 m de lado para la determinación de los recursos en la categoría B (hasta 20% de error), estas redes, llamadas de exploración, se desarrollan cada 1m o cada 0.5 m en la dirección vertical; no se trataron de determinar recursos en categoría A (hasta 10% de error) en estos yacimientos.

Los pozos criollos (cuya vista en planta puede representar un cuadrado de 1m o de 1.5 m de lado o puede representar un rectángulo de lados 1m x 1.5 m) se han excavado generalmente siguiendo el criterio de que se mantenga una densidad de 10 a 12 pozos por km² y de manera que, generalmente, una de sus esquinas coincida con uno de los pozos de la red de exploración [153]. Mediante las mediciones realizadas en estos pozos criollos se han determinado las leyes de Ni, Fe y Co, la humedad y el coeficiente de disgregación y los valores de las masas volumétricas en cada pared del pozo y por cada intervalo de medición.

Conocidas las formas y dimensiones de las capas tecnológicas y los recursos minerales se procede a confeccionar los planes de minería que para plazos no menores de 1 año, excepto en el caso de la empresa Moanickel S.A. Pedro Soto Alba (Grupo de Planificación Minera de la empresa), son confeccionados por CEPRONIQUEL (Centro de Proyectos de la Unión del Níquel) y los Departamento Técnicos de las Subdirecciones de Minas de cada empresa en los cuales se determinan realmente las reservas minerales. Los planes actuales de minería (PFM) pueden dividirse en largo plazo (generalmente 5-20 años), PFM a mediano plazo (alrededor de 1 año), PFM a corto plazo (no más de 1 mes) y PFM a muy corto plazo (1 día o un turno); en cada uno de ellos se planifican, con diferentes grados de detalle, los caminos mineros y las tareas de desbroce, destape, extracción, drenaje, transporte, almacenamiento y rehabilitación. Para precisar los planes a mediano y cortos plazos se desarrolla paulatinamente la red de explotación o red auxiliar (que es intermedia a la de exploración), realizada con barrenas en espiral y que tiene como objetivo principal precisar la potencia de la capa de escombros superior mediante la medición del % de Ni; en la empresa Moaníquel S.A. Pedro Soto Alba actualmente se perforan los pozos hasta encontrar la roca estéril y se miden las concentraciones de % de Ni, Fe, Co, SiO₂, Mg, Mn, Cu, Cr y Zn; **en ningún caso se hacen sistemáticamente nuevos cálculos de recursos o reservas a partir de esta nueva red o de los datos que se van obteniendo según se desarrolla la minería.**

Hay que destacar que los planes de flujo de mineral de 1 y 5 años se desarrollan de manera manual y en forma semiautomática por CEPRONIQUEL con el uso del software GEMCOM y en el caso de la Moanickel S.A. Pedro Soto Alba con el Sistema Minero (actualmente en desarrollo) por el Grupo de Planificación Minera de esta empresa.

En algunas empresas se acostumbra situar indicadores de diversos materiales (aserrín, cal, arena, madera, coral, etc), que permite a los geólogos, mineros y técnicos que realizan la tarea de descombreo conocer el alcance de la profundidad ; en otras casos se trabaja con el control periódico de la topografía del terreno. Sería recomendable que todo el trabajo siempre fuera verificado por los topógrafos en el campo como parte del necesario control de la calidad de estas tareas que puede ser causa de pérdidas, empobrecimiento o de ineficacia en el control de las labores mineras.

Los modelos geométricos que se desarrollan se basan comúnmente en medias aritméticas y en interpolaciones lineales y se representan mediante perfiles verticales y 'planchetas' (vista en planta del estado de la topografía del terreno, del techo del mineral, del fondo del mineral, etc.). Los modelos que se obtienen generalmente se basan en un compósito (media ponderada) de propiedades en un intervalo de la dimensión vertical de la zona de influencia de un pozo y por tanto son modelos bidimensionales que se obtienen mediante diferentes métodos matemáticos atendiendo solo a los valores geoquímicos y sin atender a las particularidades del enfoque integral geólogo - minero excepto, que conozcamos, en un caso [16,17] pero aún de manera insuficiente por la no consideración de propiedades litológicas del mineral.

Los caminos mineros son relativamente de pequeñas longitudes, presentan en ocasiones pendientes abruptas y perfiles longitudinales (y en el plano) complejos; tienen una elevada intensidad de tráfico de equipos pesados y el movimiento puede ser unidireccional o bidireccional por ello son construidos con la resistencia necesaria. Estos caminos se clasifican en permanentes y secundarios en dependencia al tiempo de utilidad previsto y esta clasificación define el sitio mas adecuado para la construcción de cada uno de ellos que además depende del método de apertura del yacimiento, de las condiciones minero - técnicas de explotación, dirección y distancia de transportación del mineral útil y las rocas estériles sobre la base de realizar un movimiento de volumen mínimo de tierra durante su construcción y el logro del movimiento sobre él con la mayor velocidad posible.

Los accesos pueden ser rectos, circulares y en espiral en dependencia de las características de la mina. La pendiente óptima se establece como resultado de un análisis técnico - económico de variantes diferentes en condiciones concretas y el ancho depende de las dimensiones de los equipos, sus velocidades deseables y el número de vías previstas. Los caminos son recubiertos adecuadamente para aumentar su durabilidad y son regados con agua u otras sustancias para evitar la contaminación por el polvo en la época de seca y mejorar la compactación. En la actualidad los caminos mineros no son diseñados por personal especializado en esta tarea (ingenieros civiles en viales), excepto en el caso de la empresa Moanickel S.A. Pedro Soto Alba; además, excepto en este caso (donde se usa el software CARTOMAP), no se utilizan sistemáticamente medios computacionales para desarrollar estas tareas.

Debido a las condiciones hidrogeológicas difíciles de algunos de estos yacimientos, es necesario realizar una serie de trabajos de drenaje para reducir la humedad del mineral que se extrae y evitar pérdidas en los fondos [20,47]. La efectividad del drenaje depende de factores naturales tales como: la permeabilidad del cuerpo mineral, relieve, características de la zona de alimentación y régimen de lluvia, así como la configuración del fondo del mineral.

Los trabajos de drenaje más usados hasta el momento son:

1. Canales de drenaje por la parte baja del yacimiento para coleccionar el agua.
2. Canal colector para la parte superior del área cortando el manto freático.
3. Combinación de ambos.

Estos trabajos de drenaje se realizan en el momento que se considere necesario.

El desbroce consiste en la eliminación de la vegetación y de la capa vegetal del terreno. Se comienza con la tala de arbustos y árboles y el aprovechamiento de la madera; se remueve y traslada a depósitos de conservación la capa vegetal del terreno (ver anexo 2); se observa la conservación de las fuentes de agua y de los monumentos y referencias topográficas. Este trabajo se realiza generalmente con buldóceros.

El descombreo consiste en remover y trasladar el escombros superior. Esta tarea se realiza a partir de los indicadores situados o mediante el control topográfico; por el volumen del material de esta capa tecnológica este proceso es muy costoso. Durante la realización del descombreo se controlan los niveles de algunos de los componentes principales Ni, Fe y Co por dos razones principales: evitar las pérdidas y empobrecimientos y decidir el destino del material removido o sea, cual puede enviarse a escombreras, cual se destina como material de relleno para diques y caminos y cual se envía a depósitos especiales o a otros destinos que se definan. Este trabajo se realiza, en general, con buldóceros, mototrailas, escarpas y retroexcavadoras.

La extracción del mineral se realiza fundamentalmente mediante excavadoras con cubos de arrastre (dragalinas) y mediante retroexcavadoras, distribuidas en varios frentes de extracción. Debido a las diferencias que existen entre los recursos minerales estimados, las reservas de mena estimadas y las cantidades reales del mineral existente; a la incertidumbre que se tiene sobre la distribución real de cada componente en el espacio que ocupa en el depósito; a las exigencias de la industria sobre el volumen y calidad estable del mineral enviado en cada período de tiempo; a la aparición de anomalías tales como chimeneas, intercalaciones, altos niveles de humedad y presencia local de elementos negativos para los procesos metalúrgicos; a los niveles exigidos para los parámetros 'perdida', 'empobrecimiento' y 'dilución'; a las eventuales roturas de equipos; y a las condiciones adversas del clima en ciertas épocas del año, la actividad de extracción es sumamente compleja; además, las deficiencias de los sistemas de control del material minado [10] restan credibilidad a esta actividad. Para superar estas dificultades se ha trabajado en el mejoramiento del conocimiento de los depósitos minerales, en aumentar la efectividad de los sistemas informativos de planificación y control y sobre todo se ha incrementado el trabajo operativo en el campo; por ejemplo en las minas de la empresa Ernesto Che Guevara y Moanickel S.A. Pedro Soto Alba, además de la permanencia del personal geológico calificado en el campo, se realizan entre 2 y 3 recorridos diarios por

personal de los Departamentos Técnicos y de Geología en los frentes de la mina, además en el primer caso la industria realiza controles diarios de la calidad de todas las actividades. Debe destacarse que durante la extracción se realizan análisis químicos periódicos del mineral de los frentes de descombreo y extracción con objetivos de precisar techos, intercalaciones y fondos, pero los resultados de estas pruebas no se emplean de manera sistemática en el perfeccionamiento de los modelos geoquímicos y litológicos de las zonas.

El transporte del mineral se ha realizado o se realiza en estos momentos mediante vehículos automotores (camiones Euclid, Volvo articulado, Belaz, Komatsu y Aveling Barfod) y ferrocarril, mediante transportadores de bandas, skip y teleférico, por tuberías con técnicas de hidrotransporte y neumáticas. Este tema aún mantiene su actualidad; por ejemplo se prevé estudiar la viabilidad económica del método de hidrotransporte en el caso de la tecnología carbonato amoniacal por sus característica de ser un proceso 'seco' que eventualmente mezcla laterita y serpentina [145] y se proponen nuevos estudios por parte del ISMM en la empresa Ernesto Che Guevara sobre uso del transporte automotor.

El almacenamiento del mineral tiene en este caso dos objetivos principales. El primero de ellos es tener una reserva de mineral con la calidad requerida para garantizar el suministro a la industria durante los períodos de lluvia o de eventuales problemas con el equipamiento. El segundo objetivo es el de mezclar y homogeneizar las propiedades de esta mezcla de minerales con características diferentes o heterogéneas. Este último objetivo es de importancia capital pues los procesos metalúrgicos de nuestras industrias son continuos en el tiempo y en gran medida basan su eficiencia en la estabilidad de las características del mineral que procesan. Sin embargo, por ejemplo, en la empresa Ernesto Che Guevara se tiene un almacén para cumplimentar el primer objetivo señalado pero no existe en ellos la infraestructura necesaria para acometer las labores de homogeneización de todas las propiedades necesarias. No obstante se realizan labores de mezclas en depósitos interiores llamados silos y mediante las grúas viajeras en los almacenes. En la empresa Moanickel S.A. Pedro Soto Alba existen almacenes pero tampoco poseen la infraestructura de homogeneización. No debe dejarse de mencionar la existencia de pequeños almacenes exteriores de materiales con características conocidas (en ocasiones se les denomina 'jabas'), los cuales permiten también realizar algunos procesos de mezclas en la mina.

Es conocido que cuando hay ausencia de infraestructura para la mezcla y para la homogeneización del mineral, se crea la obligación de que al menos un proceso previo de mezcla se realice durante la extracción tal como sucede en estas empresas. Esto provoca actualmente que la cantidad de frentes de extracción aumente y disminuya el nivel de aprovechamiento de los equipos [125].

Las labores de rehabilitación que actualmente se realizan se basan en planes confeccionados en conjunto por CEPRONIQUEL y cada una de las empresas que realizan minería en estos yacimientos; en estos planes se contemplan la remodelación de la topografía de las zonas donde se agotaron las reservas, la devolución de la capa vegetal original u otra compatible con la biodiversidad de la región y la reforestación de la zona (ver anexo 2).

El cumplimiento de los planes del mineral enviado a la industria tanto en volumen y calidad en los diferentes períodos de tiempo determinan cuantitativamente la evaluación del trabajo de

la actividad de minado; las pérdidas, el empobrecimiento y la dilución son los parámetros que caracterizan la calidad de este trabajo. Las definiciones más conocidas de estos conceptos [153] y que son aceptadas en la actualidad:

Pérdidas: Está dada por cantidad de mineral que es extraído como escombros o es dejado de extraer. Se producen pérdidas durante el descombreo si se realiza por debajo del techo del mineral y durante la extracción al presentarse una parte del mineral en una situación que hace imposible o antieconómica su extracción.

Empobrecimiento: Está dado por la incorporación de escombros al mineral que se extrae para su envío a la planta metalúrgica. Ocurre cuando el descombreo es insuficiente, cuando se incorpora escombros de áreas adyacentes y de los fondos por deficiencias en la extracción y por la incorporación de escombros intercalados en el mineral.

La dilución es la diferencia entre la calidad prevista de un componente del material a extraer y la calidad real de este componente en el mineral extraído medido a la entrada del proceso metalúrgico. En el caso de esta minería se mide la dilución del Ni, del Fe y del Co (ver anexo 6).

Es evidente que aunque las pérdidas y el empobrecimiento se miden en volumen o masa y la dilución se mide en los componentes, existe una estrecha relación entre los tres conceptos. Al final del capítulo 5 se reflexionará sobre el actual concepto de dilución el cual, en opinión de este autor, está implementado de manera discutible.

1.5 Análisis de la bibliografía consultada.

El análisis de la bibliografía consultada lo enfocaremos en dos direcciones:

a. Etapas :

- a1. Etapa hasta el año 1980.
- a2. Etapa desde 1981 hasta 1989.
- a3. Etapa desde 1990 hasta 1999.

b. Temas Tratados:

- b1. Aspectos relacionados con la génesis y evolución de yacimientos.
- b2. Geomorfología y topografía en los yacimientos.
- b3. Aspectos relacionados con la exploración de yacimientos y toma, preparación y análisis de muestras.
- b4. Aspectos relacionados con el tratamiento de la información y la teoría de errores y estadística.
- b5. Geoestadística.
- b6. Interpolación.
- b7. Estudio y modelación de parámetros geoquímicos y geofísicos de yacimientos.
- b8. Masas volumétricas.
- b9. Cálculo o estimación de volúmenes y de recursos mineros.
- b10. Determinación de reservas mineras.
- b11. Planificación de actividades de la minería: caminos, desbroce, destape, flujos de minería, transporte, almacenamiento y homogeneización.
- b12. Aspectos relacionados con el control de la minería.
- b13. Aspectos relacionados con cultura general, medio ambiente, GPS, Redes, etc.

Tabla 1.1: Bibliografía consultada por etapas y temas.

A \ E	a1	a2	a3
b1	76,77,153,158	7,72,78,118,129,142	46,128,131,132,137
b2	76,77,153	2,7,22,24,25,27,31,72,78, 127, 142,144,148	10,46,61,63,94,95,102,126,128,131
b3	43,76,77,153	3.24.72.78.142	98,109,132,135
b4	43,153	3,27,69,133	10,18,135
b5		3,9,32,44,58,134	5,13,15,16,49,65,86,89,91,92,94,10 1,103, 112,113,120,
b6	48,70	2,30,71,139,143	42,74,83,85,86,87,88,89,90,94,95,1 12
b7	41	3,9,23,32,57,59	13,15,16,18,19,33,47,62,66,67,75,8 3,92, 95, 98,125,136,137,145,146,152
b8	138,153	130,154	10,28,96,98,108,111,141
b9	76,77,153	27,32,44,50,52,53,78,156	5,8,10,11,29,34,35,36,38,49,55,74,7 5,80, 82,84,93,95,98,99,114,115,116,135, 140, 147
b10	153	50,156	6,8,29,34,35,36,38,55,73,99,106,10 7,114, 115,116,135
b11	153	22,32	1,8,14,17,34,35,36,63,107,121,123, 124, 150,151
b12	153	22,32	6,8,14,17,20,121,122,123,124,125
b13	45,157	21,26,37,51	4,12,39,40,54,60,64,66,68,79,81,97, 100, 104,105,109,110,117,119,145,146,1 47, 149,155

Desde el punto de vista cualitativo la bibliografía consultada, en opinión de este autor, refleja que los estudios han ido convergiendo al perfeccionamiento de las teorías generales y particulares (a veces, esto significa desechar las viejas y crear nuevas teorías) y a la exhaustiva comprobación práctica de las mismas, gracias a la actual existencia de la tecnología necesaria para estos fines.

1.6 Pronóstico, control y planificación de la minería en estos yacimientos.

A partir de lo analizado en los epígrafes anteriores se puede inferir que en la minería que se realiza en los yacimientos lateríticos cubanos están definidas las tareas de pronóstico, control y planificación. Sin embargo, se concluye que, estas tareas, surgidas básicamente a partir del entrelazamiento práctico de los sistemas de hacer minería a cielo abierto de los años 40 y 50 de las compañías norteamericanas y de los años 60, 70 y 80 de la escuela soviética y sobre las bases del conocimiento geológico de cada época, ahora solo constituye un conjunto de reglas que, con una base teórica y de conocimiento geológico firme pero no actualizada, apela fundamentalmente a la operatividad, experiencia y a las tradiciones de los técnicos más avezados y de mayor tiempo de trabajo para lograr resultados promedios aceptables pero con notables fluctuaciones cuantitativas. Es significativa la ausencia de métodos modernos de modelación, de técnicas de planificación de los flujos de mineral bajo criterios de optimización y de sistemas de control con altos niveles de informatización y sobre todo de la necesaria interrelación consciente y completa

entre todas las tareas que son las condiciones que a corto plazo pueden definir un salto cualitativo en la eficiencia del trabajo minero en estos yacimientos.

Un elemento sobre el cual es indispensable insistir es el referido a la necesidad de disponer de un soporte informático que complemente para la minería los resultados obtenidos en este sentido por la Empresa de Geología Santiago que, a partir del sistema "Nikel" [52,53], el sistema "Microniq" [135], hasta el actual proyecto "Manipulador de Bases de Datos" el cual ya ha sido presentado para los yacimientos del Proyecto Cupey, han perfeccionado el software y el orgware (referido a la organización de la información) para el cálculo de recursos en los yacimientos lateríticos. Esta necesidad ha sido planteada por otros autores que han concluido que para perfeccionar la prospección de estos yacimientos y abordar investigaciones complementarias de aprovechamiento integral y completo de las menas es necesario emplear como instrumentos técnicas y sistemas de computación [68,79,125,132,155].

La ausencia de una metodología moderna, integrada y automatizada para las actividades de pronóstico, planificación y control de la minería en los yacimientos lateríticos del nordeste de Holguín es precisamente lo que le confiere actualidad a esta investigación.

1.7 Objeto de la investigación.

Veamos las siguientes definiciones:

"Sistema es un conjunto de componentes interrelacionados entre si, desde el punto de vista estático y dinámico, cuyo funcionamiento está dirigido al logro de determinados objetivos, que posibilitan resolver una situación problémica, bajo determinadas condiciones externa"[4].

Es conocido, además, que el efecto que logra el sistema es superior al efecto que pueden lograr cada uno de sus componentes o la simple suma de un conjunto de ellos.

"Metodología es un sistema o grupo de principios y reglas de la investigación científica, del conocimiento, del cambio y transformación de la realidad, así como los métodos que se infieren de los principios conceptuales"[64].

A partir de estas dos definiciones se precisa que:

El objeto de la presente investigación lo constituye el perfeccionamiento y la sistematización de las tareas de pronóstico, planificación y control de la minería en yacimientos lateríticos y la integración de estas tres actividades en una metodología.

En los próximos capítulos se describirá la metodología que se propone en este trabajo.

Capítulo 2 : Fuentes, organización y manejo de la información.

2.1 Tipos y fuentes de información para la minería de los yacimientos lateríticos del NE de Holguín.

La información inicial que se tiene para el desarrollo de las actividades mineras debe definirse por los nombres de las variables y sus respectivos rangos de valores; obtenerse por las vías más adecuadas y finalmente clasificarse atendiendo a los siguientes criterios:

Criterio 1: Fuentes de la información:

- a. Según las ciencias que las originan:
 1. Geográficas.
 2. Topográficas.
 3. Física.
 4. Químicas.
 5. Hidrológicas.
 6. Climáticas.
 7. Biológicas
 8. Ecológicas.
 9. Geológicas.
 10. Mineras.
- b. Según las características del instrumento de medición:
 1. Sin el uso de instrumentos.
 2. Con el uso de instrumentos; sin automatización.
 3. Con el uso de instrumentos; con automatización.
- c. Según la fiabilidad de la fuente (la fiabilidad debe asumirse con un rango de error permisible y también tiene que ver con la representatividad de la información; para más detalles, ver epígrafe 2.3):
 1. No fiables.
 2. Poco fiables.
 3. Medianamente fiables.
 4. Altamente fiables.
 5. Totalmente fiables.

Criterio 2: Nivel de Procesamiento:

- a. Original: Es la información tal como se tomó directamente de los fenómenos observados.
- b. Con procesamiento Estadístico Elemental : Se han determinado las medidas de tendencia central y de variación, histogramas y ajuste de distribuciones teóricas de cada variable (en el caso que nos ocupa, tienen especial interés las distribuciones normal y lognormal).
- c. Con procesamiento Estadístico Entre Variables: Se determinan relaciones estadísticas entre diferentes variable mediante las técnicas de la Estadística Multivariada incluyendo el Principio de los Mínimos Cuadrados. Se realizan pruebas de hipótesis.
- d. Con procesamiento según la Teoría de los Errores: Se debe esclarecer para cada información los rangos de error que se tienen para su obtención ya sea en las mediciones o en los procesamientos. Estos errores deben ser clasificados por sus

fuentes. Los errores serán considerados y analizados desde que comienza la planificación de la toma de muestras y en los casos en que sea posible deben tomarse a tiempo las medidas para su disminución.

- e. Con procesamiento de tipo geológico y de sus ciencias afines: Aquí se incluyen los métodos de selección y ordenamiento según características geográficas (zonas geológicas), espaciales (bloques y pozos), geofísicas (conductividad, magnetismo, humedad, compactación, dureza, masa volumétrica, etc), geoquímicas (concentración química de ciertos componentes del mineral, intercambio iónico, etc), mineralógicas (tipos de minerales, propiedades de los minerales, concentraciones de los minerales, etc), así como la estimación de nuevos valores de estas características y de la estimación o cálculo, a través de modelos, de nuevos parámetros geológicos.
- f. Con procesamiento de tipo minero y de sus ciencias afines: Aquí se incluyen los métodos de selección, ordenamiento, estimación y cálculo según características mineras tales como rentabilidad de la extracción en cada bloque, coeficiente de destape, coeficiente de explotación de los equipos de extracción en cada pozo, etc., así como la estimación de nuevos valores de estas características y de la estimación o cálculo, a través de modelos, de nuevos parámetros mineros

Criterio 3: Importancia de la información en la calidad de la ejecución de las tareas:

- a. Información indispensable para ejecutar una tarea (sin tener en cuenta la calidad).
- b. Información indispensable para ejecutar una tarea con una calidad aceptable.
- c. Información indispensable para ejecutar una tarea con una calidad excelente.
- d. Información complementaria para ejecutar una tarea en los niveles anteriores.

Criterio 4: Papel de la información con respecto a las tareas:

- a. Información que define las planificaciones de tareas.
- b. Información que chequea el desarrollo de tareas.
- c. Información que controla los resultados de tareas.

Criterio 5: Capacidad del usuario para la manipulación de la información.

Información para:

- a. Usuario calificado con medios externos automáticos de manipulación.
- b. Usuario calificado con medios externos semiautomáticos de manipulación.
- c. Usuario calificado sin medios externos de manipulación.
- d. Usuario semicalificado con medios externos automáticos de manipulación.
- e. Usuario semicalificado con medios externos semiautomáticos de manipulación.
- f. Usuario semicalificado sin medios externos de manipulación.
- g. Usuario no calificado con medios externos automáticos de manipulación.
- h. Usuario no calificado con medios semiautomáticos de manipulación.
- i. Usuario no calificado sin medios externos de manipulación.

Criterio 6: Clasificación de la información por niveles y vinculación horizontal entre informaciones de un mismo nivel y vinculación vertical entre informaciones de diferentes niveles.

De la misma manera en que la información obtenida de la prospección geológica y cuyo destino principal es el de calcular los recursos, se organiza por yacimientos, zonas, bloques y pozos o por los estadios del trabajo que se realiza, etc., para el conjunto de informaciones (que pueden coincidir con las informaciones mencionadas) cuya función es definir las actividades propiamente mineras se hace necesario definir cuales son las que tienen carácter primario o de primer nivel y a partir de las mismas deben definirse las de niveles superiores estableciendo los vínculos horizontales entre informaciones de un mismo nivel y los vínculos verticales entre informaciones de diferentes niveles que pueden ser contiguos o no. Los niveles, para el caso de la minería pueden definirse a partir de las tareas que se establezcan; en este trabajo se propone que los niveles sean definidos a partir de los principales planes y tareas que deben desarrollarse siguiendo el orden lógico de la explotación del yacimiento:

- a. Planes para toda la vida útil del yacimiento.
- b. Planes de minería para largos plazos.
- c. Planes de minería para medianos plazos.
- d. Planes para la construcción de caminos y transporte.
- e. Planes de desbroce y de destape.
- f. Planes de solución de problemas hidrogeológicos.
- g. Planes de minería para cortos plazos.
- h. Planes de minería para muy cortos plazos.
- i. Planes de rehabilitación.
- j. Planes de reintegración de las zonas minadas.

La relación entre el desarrollo de las actividades mineras y la información disponible y necesaria, en la práctica está supeditada a dos criterios principales:

1. Costo de la información en cada uno de sus niveles de procesamiento.
2. El peso de la información para el cumplimiento y para la calidad de la ejecución de las tareas.

Es por ello que se puede enunciar la siguiente recomendación:

En todas las etapas del desarrollo del proyecto minero deben definirse cuales son las informaciones (catalogadas según los Criterio 1 y 2) utilizables según el Criterio 4 en todos los niveles del Criterio 6 y los tipos del Criterio 3. A continuación deben valorarse los costos de cada información y crearse para cada una de las tareas una tabla que relacione el costo de la información y la calidad de éxito de la tarea. Sobre esta tabla se toma la decisión sobre que información se utilizará en cada etapa del desarrollo de cada tarea y la calidad esperada teniendo en cuenta el Criterio 5.

Esta estructura informativa obtenida, por supuesto, que no es definitiva; como se mostrará mas adelante el manejo de la información, además de su carácter fundamental, tiene un marcado carácter dinámico.

2.2 Formato, organización y manipulación de la información.

Varios son las formas disponibles para el almacenamiento de la información, estos pueden dividirse en: descripciones o textos, tablas, gráficos y fórmulas. En la actualidad la

información puede guardarse en dos tipos principales de soportes: papel e informático (magnético u óptico).

Cada uno de las formas mencionadas tiene sus ventajas y desventajas. Mencionaremos algunas de ellas:

Descripciones: Se utilizan principalmente para dar información cualitativa aunque puede incluir información cuantitativa y mezclarse con otros tipos de información. Su mayor desventaja es que al no tener formato predeterminado, su procesamiento automático se hace muy complejo.

Tablas: Mantiene la calidad de la información. Pueden ser de difícil interpretación.

Gráficos: No siempre mantiene toda la calidad de la información. Son, generalmente, de fácil interpretación y permiten mostrar parte de las regularidades del fenómeno.

Fórmulas: No siempre mantiene toda la calidad de la información. Son, generalmente, de fácil interpretación y tienen la capacidad de mostrar regularidades del fenómeno.

Hoy en día la información puede y debe almacenarse en soporte magnético (alta fiabilidad y bajos costos), pero debido a la situación especial de nuestro país con respecto a la energía eléctrica y la situación mundial de permanente emergencia que existe ante la profusión de virus informáticos es recomendable guardar la información primaria en soporte de papel.

Entre los diferentes formatos de las tablas que se guardan en soporte informático, el mas usado en Cuba, para los yacimientos lateríticos, ha sido históricamente el DBase, en el aquellos tiempos de la compañía ASHTON TATE, (especialmente el III); actualmente se usan, además, formatos Excel y, Access de MicroSoft, Paradox y FormulaOne de la antigua compañía Borland, WK1 de Lotus 1-2-3, TXT, DAT, PCF, GRD, etc; estos tres últimos son frecuentemente usados en software relacionados con la Geología y la Minería (sobre sus características ver anexo 7). En este trabajo se recomienda que se use para guardar la información primaria aquel formato que puede ser considerado (en su uso y accesibilidad) el mas sencillo y universal de todos: texto separado por tabuladores. El resto de la información se guardará según los formatos de los programas que la manipulen.

Las fórmulas pueden guardarse en archivos textos usando la sintaxis y la semántica de un lenguaje de programación tal como Pascal, Basic, Fortran o C.

Si no es una verdadera necesidad, no es recomendable guardar gráficos como mapas de bit (ya que ocupan grandes espacios) sino que es preferible guardar las tablas o fórmulas que los generan o estructuras especiales como la de los archivos SRF (ver anexo 7).

La organización y la manipulación de la información es primordial para lograr eficiencia en su uso. Los **principios** que se recomiendan son:

1. Principios de no redundancia y de no contradicción.

Disponer de las vías para la:

2. Clasificación.
3. Indización.
4. Visualización.
5. Actualización y transformación.
6. Manipulación para el análisis que se requiera.
7. Protección.

8. Compactación.

Dada la situación actual de las bases de datos primarias de los yacimientos lateríticos cubanos las cuales están dadas actualmente en las minas sobre soporte informático en formato DBase mediante tablas con estructuras sencillas que regularmente responden a la división de la zona del nordeste de Holguín en yacimientos y cada uno de ellos en bloques cuadrados dentro de los cuales están situados un número determinado de pozos de exploración, es conveniente, por razones organizativas tradicionales, mantener la estructura yacimientos - bloques - pozos trasladándolas al formato texto y crear los mecanismos que permitan la clasificación, indización, visualización, actualización, transformación, manipulación para el análisis, protección y compactación en los niveles yacimiento, bloques o zonas arbitrarias de los yacimientos.

La información disponible en estos momentos está dada por los diferentes estudios que se han realizado en los yacimientos. En el anexo 38, a modo de ejemplo, mostramos el estado actual de la información primaria en el yacimiento Punta Gorda perteneciente a la empresa Ernesto Che Guevara (aunque en algunos casos se hacen referencias a otras empresas).

A partir de los criterios mencionados en el anexo 38 puede deducirse, que debido a la insuficiencia de información disponible de las propiedades físicas de los minerales lateríticos y serpentínicos que realmente se envían desde la mina hacia la planta y debido a la ya mencionada variabilidad de estos minerales, no se está aprovechando toda la potencialidad que brinda el conocimiento de las mismas en el desarrollo más eficiente de la actividad minera y por tanto el proceso extractivo se desvincula, en este aspecto, de la búsqueda de mayor eficiencia en los procesos metalúrgicos y además se puede concluir que la información general disponible puede ser considerada incompleta e inexacta de acuerdo a lo planteado en 1.4. Este es uno de los casos donde como ha sido señalado [135], se han presentado deficiencias metodológicas, organizativas y de control de la calidad durante la prospección de los yacimientos lateríticos cubanos. Sobre las consecuencias de estas deficiencias se hablará en el próximo epígrafe.

2.3 Fiabilidad de la información y revisión de la misma.

La fiabilidad de la información es tan importante como su disponibilidad y de cierta manera ambas están entrelazadas. Esta propiedad de la información puede valorarse a partir de los siguientes **criterios**:

- a. Nivel de representatividad de las muestras según el tipo de distribución temporal, espacial o de otro carácter que aceptamos que tiene cada parámetro medido. La variabilidad de los parámetros tiene fundamental importancia para valorar la representatividad de los datos. Un ejemplo bastante conocido es el presentado en [153], ver anexo 25.
- b. Rangos de errores teóricos o posibles de cada variable según los métodos de captación de datos utilizados. Generalmente aquí solo se contemplan los errores relacionados con los instrumentos pero en la práctica también deberán considerarse los posibles errores humanos. Por ejemplo, si se van a realizar 2000 mediciones topográficas en una jornada de 8 horas, a medida en que se desarrolle el trabajo aumenta la probabilidad de que se cometan errores humanos debido al natural cansancio que se produce en los obreros y

técnicos; por esta causa, de la misma manera que se perfeccionan los instrumentos para disminuir los errores de los instrumentos, deberán tomarse las medidas (calificación, descansos periódicos, etc.) para disminuir los errores humanos.

- c. Calidad de los sistemas de control de la captación de información y de su manipulación. En este aspecto se contemplan los siguientes elementos:
- i. Verificación periódica del estado técnico de los instrumentos de toma, preparación y análisis de muestras; de almacenamiento de información y de procesamiento de la información.
 - ii. Control periódico visual de la calidad de la ejecución del trabajo del personal encargado de tomar, preparar y analizar las muestras.
 - iii. Control periódico del análisis de las muestras mediante el reenvío (cambiando las etiquetas) de parte de esta al mismo laboratorio y la validación de los resultados de los análisis enviando parte de las muestras a otros laboratorios de igual o mayor categoría.
 - iv. Determinación de los errores sistemáticos de los valores informados mediante técnicas estadísticas.
 - v. Obtención, en los casos necesarios, de modelos de corrección de datos de muestras a partir de muestreos repetidos y analogías.

Debe llamarse la atención sobre la información geoquímica que juega en la actualidad un especial papel en la mayoría de las decisiones que se toman durante la preparación y desarrollo del proyecto minero ya que en ocasiones puede presentar dificultades. A modo de ejemplo veamos a continuación un caso donde se presentan criterios que hacen dudar de la fiabilidad de algunos datos geoquímicos.

Para el yacimiento Punta Gorda se analizaron datos de 40 pozos criollos tomados de la pared que coincide con su correspondiente pozo de exploración. A estos datos se les calcularon medias aritméticas y desviaciones estándar por pozos (ver anexos 9 y 10). Al determinarse los coeficientes de correlación y covarianzas (ver anexo 11) se obtuvieron como medidas de tendencia central y dispersión los valores que se expresan en la siguiente tabla:

Tabla 2.1 : Medias aritméticas y desviaciones estándar de las medias de cada componente

Parámetro	Pozo Criollo			Pozo de Exploración		
	Ni	Fe	Co	Ni	Fe	Co
Media Aritmética	1.089	39.02	0.09	1.11	38.50	0.09
Desviación Standart	0.377	5.93	0.18	0.38	5.75	0.132

El análisis de las magnitudes mostradas en las tablas anteriores nos permitió realizar las siguientes observaciones.

La media aritmética de los valores absolutos de las diferencias de los contenidos medios de los elementos en los pozos criollos y los pozos de la red de exploración (columnas 4, 8 y 12 de los anexos 9 y 10) representa para el níquel 0.14 (12.73% del valor medio de este elemento en los pozos criollo y de exploración), para el hierro 2.01 (5.17%) y para el cobalto 0.079 (75.24%). De esto se infiere que las mediciones en los contenidos de níquel y cobalto en los pozos de exploración posee un error relativo elevado (12.73% y 75.24%

respectivamente) que influye negativamente en el cálculo de la reserva de mena y en la planificación de la minería, por lo que no debe descartarse la existencia de errores sistemáticos y entre las opciones a tener en cuenta la de estudiar una metodología para la corrección o rectificación de las mediciones de los pozos de exploración.

A partir del anexo 11 se puede obtener la siguiente tabla:

Tabla 2.2: Comportamiento de la frecuencia de los coeficientes de correlación lineales entre las medias de cada componente de pozo criollo y pozo de exploración.

Intervalo	Ni	%	Fe	%	Co	%
Negativos	2	5	3	7.5	2	5
0 a 0.5	5	12.5	6	15	5	12.5
0.5 a 0.6	4	10	1	2.5	4	10
0.6 a 0.75	5	12.5	5	12.5	7	17.5
0.75 a 1	26	65	25	62	22	55

En la tabla 2.2 se puede observar que en 26 ocasiones (65 %) el coeficiente de correlación para el níquel superó el valor de 0.75, es decir existe una correlación que puede considerarse de buena y en 35 ocasiones (87.5 %) el valor superó la magnitud de 0.5. En el caso del cobalto el valor del coeficiente superó en 22 ocasiones (55 %) la magnitud de 0.75, y en 33 ocasiones (82.5 %) se superó el valor de 0.5. El coeficiente de correlación para el hierro fue mayor que 0.75 en 25 ocasiones (62 %) y superó el valor de 0.5 en 31 oportunidades (77.5 %).

Se puede apreciar que existe una correlación elevada entre los contenidos determinados en los dos pozos (criollo y de exploración), ello podría indicar la posibilidad de realizar un estudio profundo con el fin de establecer un posible modelo por el método de los mínimos cuadrados para la corrección de los valores de los pozos de la red de exploración. Este aspecto merece ser estudiado atendiendo a las posiciones geométricas de los pozos y las características geológicas de diferentes zonas del yacimiento.

A modo de conclusión se puede afirmar que las diferencias existentes entre los valores medidos en los pozos de exploración y los pozos criollos hacen dudar de la fiabilidad de los datos de la red de exploración (bajo el supuesto de que los datos obtenidos mediante pozos criollos son confiables) pero además se analiza una posible vía (corrección de las mediciones de los pozos de la red de exploración) para resolver el problema.

En sentido general, siguiendo las ideas de [135], las dificultades principales que han atentado contra la fiabilidad de la información pueden ser enumeradas como sigue:

1. Ausencia de controles sistemáticos de la captación, almacenamiento y manipulación matemática de la información.
2. Trabajo atropellado debido al gran cúmulo de información a controlar, procesar e interpretar.
3. Existencias de deficiencias metodológicas en el manejo general de los datos.
4. Uso inadecuado de la información y uso ineficiente de la carga informativa de los datos.
5. Realización de cálculos y toma de decisiones sin la validación e interpretación adecuada de los datos.

Aunque en la actualidad se han resuelto muchos de los problemas que hemos planteado (mediante la incorporación de la técnica computacional en las minas y la revisión paulatina y exhaustiva de las bases de datos con el fin de eliminar los posibles errores) no deja de ser preocupante el hecho de que las bases de datos de redes de exploración y pozos criollos disponibles para algunos yacimientos adolecen aún de los defectos originados por las dificultades planteadas. Recientemente el autor de esta memoria ha realizado un filtraje computacional a las bases de datos de la red de exploración y de la red de explotación que se usan en la actualidad en el yacimiento Punta Gorda y se han encontrado errores siendo los mas comunes los que se producen por mala transcripción de los datos y por datos con coordenadas repetidas pero diferentes valores de las variables.

Un último punto a tratar es el siguiente: **la capacidad del personal técnico geólogo y minero para relacionarse con la información en computadoras**. Ha sido un problema, que este autor cataloga de grave, el hecho de que en las minas nuestras durante mucho tiempo el acceso, actualización y manipulación de la información y los cálculos que se han hecho con esta información, ha dependido para su realización de algunas pocas personas (en algunos casos, de una sola persona) lo cual no ha permitido la normal fiscalización de este trabajo y por supuesto su perfeccionamiento. Es alentador observar que esta situación cambia rápidamente y esto, a corto plazo, debe posibilitar la tan ansiada informatización de nuestras minas y la imposibilidad de que personal no calificado en las ciencias geólogo - mineras asuma responsabilidades (y que además, no le corresponden) solo por ser quien está capacitado para manejar la información.

Como hemos planteado en 2.1, Criterio 1 inciso c, la información puede clasificarse en no fiables, poco fiables, medianamente fiables, altamente fiables y totalmente fiables.

Desde el punto de vista cuantitativo es asunto complejo determinar en cual categoría está situada una información dada, sin embargo es indispensable aproximar esta cualidad de la información que se usa. Se puede asumir que **la clasificación de la información en uno u otro nivel de fiabilidad es un proceso necesario y es el colectivo técnico de la mina quien, mediante el análisis de los factores considerados en esta memoria (y tal vez otros que pudieran ser útiles), debe hacerla periódicamente**.

Como epílogo al epígrafe debe aclararse que no es intención de este trabajo clasificar el nivel de fiabilidad de la información presentada en el caso visto como ejemplo en el anexo 38, lo cual se ha hecho con un sentido absolutamente constructivo; pero si es pretensión, de este autor, que el lector de estas líneas saque sus propias conclusiones sin olvidar que el espíritu del mensaje que se intenta transmitir es que **la fiabilidad, propiedad dinámica de la información, está en dependencia de su constante comprobación y actualización y de las pruebas de validación directa y cruzada durante el ejercicio diario colectivo de la actividad geólogo - minera y este precepto es parte del sistema que estamos describiendo**.

2.4 Información disponible. Información visible e información oculta.

El acceso a la información disponible es uno de los aspectos de la relación Hombre - Información que también es importante. La disponibilidad de una información está dada por:

- a. Existencia de la información: Se refiere a que una información puede o no existir. Por ejemplo existen las siguientes informaciones: ‘cuantos días tiene una semana’, ‘cuantos soles existen en nuestra galaxia’, ‘cual es el valor de π ’. No existen las siguientes informaciones: ‘cuanto kilogramos pesa la potencia de escombros’, ‘fecha en que se inventó el Ni’ (estos últimos ejemplos no los inventó el autor, los escuchó).
- b. Soporte actual de la información: La información puede estar soportada en el sistema material natural que la originó, en un sistema de captación y almacenamiento de información o en un sistema de conocimientos.
- c. Visibilidad de la información: La visibilidad es una propiedad de la información que existe; está dada por el modo en que se accede a ella y puede clasificarse en:
 - i. Visibilidad imposible o de incertidumbre. Por ejemplo, ‘la temperatura media **natural** diaria del macizo Moa - Baracoa entre las cotas 100m y 200m bajo el nivel del mar’.
 - ii. Visibilidad aproximada por técnicas probabilísticas y estadísticas: Es la que se obtiene a partir de la información primaria mediante procedimientos relacionados con las Probabilidades y Estadística Matemática. Por ejemplo, ‘45 kilogramos de Ni tiene como media aritmética la capa de escombros cada pozo del bloque N48 del yacimiento Punta Gorda de Moa’.
 - iii. Visibilidad exacta o determinística: Aquí se incluye la información primaria exacta y la que se pueda obtener mediante procedimientos relacionados con modelos determinísticos que en ocasiones ofrecen resultados aproximados pero que en la práctica se consideran exactos. Por ejemplo, ‘se han perforado 5807 pozos en la red de exploración del yacimiento Punta Gorda’; ‘el coeficiente de escombros del pozo 23 del bloque N48 del yacimiento Punta Gorda es el cociente entre la potencia de escombros (3m) y la potencia del mineral (12m) o sea 0.25’.

La información, cuando existe, puede ocultarse (o sea disminuir el nivel de acceso) debido a su nivel de visibilidad, a las características del soporte que la contiene (provocando pocas posibilidades de interrelación con ella) y debido al desconocimiento del aparato teórico (si existe) que permita acceder a la misma; esto puede llevar a la falsa creencia de que la información es escasa. A modo de ilustración se puede describir el siguiente ejemplo:

Se tienen los datos, medidos cada una hora, correspondientes a la cantidad existentes de cierta bacteria B utilizada en la extracción del componente X del mineral M:

Tabla 2.3: Cantidad de bacterias B en el tiempo.

Hora	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Bacterias	10	189	953	8654	17886	56342	111548	345621	800217	2456431	11345860

La media aritmética de las bacterias en el tiempo es una información que no está visible pero que existe ya que se conoce su fórmula. De la misma manera se puede modelar la fórmula aproximada Bacterias=F(Hora) y entonces se puede acceder a la información ‘en la hora 13 hay aproximadamente tantas bacterias’ pero no se puede acceder a la siguiente información (que existe): ‘en la hora 13 hay exactamente tantas bacterias’. Es conveniente resaltar que un usuario no calificado solo podrá acceder a la información primaria de la tabla; un usuario

con conocimientos estadísticos elementales podrá acceder a la información de la media aritmética y sólo un usuario con calificación en la modelación matemática podrá acceder a la tercera información.

Una tarea importante para los que diseñan los sistemas informativos en los proyectos mineros, es la de conocer si existen las informaciones relacionadas con un proyecto, el soporte en que se tiene y en el que se aspira a tener y el nivel de visibilidad de las mismas considerando siempre las características del usuario de la información.

2.5 Formas de acceder a la información disponible sobre estos yacimientos.

Las formas de acceso a la información se definen en función de las necesidades que tenga el usuario y a su calificación.

Criterios para estas definiciones pueden ser:

1. Por la cantidad de información que se accede:
 - a. Acceso Parcial.
 - b. Acceso Total.
2. Los criterios de clasificación vistos en 2.1 u otros criterios (incluyendo los filtros).
3. Las formas de visualizar la información. En este caso solo es posible mencionar algunas de las mas conocidas (de hecho, cualquier persona puede crear otras a partir de sus necesidades particulares y de su imaginación):
 - a. Tablas bidimensionales (estáticas o dinámicas).
 - b. Libros o tablas tridimensionales (estáticas o dinámicas).

La dimensión de una tabla no debe confundirse con el número de variables. Una tabla bidimensional tiene como dimensiones las FILAS y las COLUMNAS y un Libro es una 'tabla' de tablas bidimensionales, por tanto tiene, además, la dimensión TABLA.

- c. Gráficos unidimensionales.
- d. Gráficos bidimensionales (tales como: de puntos, de barras, curvas, áreas, isolíneas, isofranjas, etc. y combinaciones de las anteriores)
- e. Gráficos tridimensionales (tales como: de puntos, de barras, de curvas, de superficies, de sólidos, etc. y combinaciones de las anteriores)

Las dimensiones de los gráficos si se refieren al número de variables que se muestran.

Actualmente, gracias al desarrollo de la computación, es posible establecer vínculos entre tablas, gráficos, textos, etc. de manera que la actualización de los datos primarios provoca la actualización de los objetos vinculados a estos datos.

- f. Resultados cuantitativos calculados mediante herramientas matemáticos.
- g. Resultados cualitativos deducidos mediante los conceptos, principios y reglas científicas (por ejemplo: 'en este bloque el mayor % de Ni se concentra en la zona superior de la corteza laterítica por tanto es un bloque anómalo').
- h. Modelos de diferentes tipos (por ejemplo: descripciones, fórmulas matemáticas, regularidades, principios, etc.).

La calificación del usuario es esencial ya que **el acceso a la información visible tiene como objetivo fundamental, obtener conocimiento sobre un objeto, fenómeno o**

problema a fin de llegar a conclusiones, tomar decisiones, acceder a información oculta, etc.

2.6 Protección de la información.

Este tema se refiere a siete elementos principales:

- a. Clasificación de la información atendiendo a diferentes niveles de posibles accesos tales como, por ejemplo: información solo para el departamento técnico; para los grupos de topografía y de geología, para el administrador de la red, etc.
- b. Establecimiento del control al acceso a los archivos, aplicaciones, locales, equipos, etc.
- c. Definir el nivel de acceso del personal autorizado y calificado: lectura, modificación, borrado y creación de información y al uso de las opciones de las aplicaciones.
- d. Controlar el acceso a la información y a las aplicaciones solo al personal autorizado y calificado.
- e. Establecer sistemas de protección contra virus informáticos.
- f. Establecer sistemas de protección contra accesos no autorizados a cada computadora en el caso de tenerse conexiones con redes, sistemas exteriores, etc.
- g. Establecer sistemas de protección contra eventos magnéticos, eléctricos, hídricos, de cambios de temperatura y humedad, sísmicos, etc., que pueden dañar los equipos y la información.
- h. Establecer sistemas de copias de seguridad.

En la práctica, **la mejor protección de la información se logra con organización y disciplina en el cumplimiento de los aspectos anteriores.**

Capítulo 3 : Pronóstico geoquímico, litológico, topográfico, de masa volumétrica y cálculo de volumen y recursos.

3.1 Obtención de resultados primarios a partir de la información geoquímica, litológica y topográfica medida.

Los resultados primarios que pueden obtenerse a partir de la información geoquímica y litológica disponible pueden ser los siguientes:

- A. Por Pozos: Datos del comportamiento geoquímico y litológico de cada pozo. Para ello proponemos dos tipos fundamentales de formatos informativos que pueden verse en los anexos 21 y 22 (en ellos no aparece la información litológica por no estar disponible en las bases de datos que se utilizaron). Además es imprescindible tener disponibles medios de computo para el cálculo de reservas y recursos en una zona de un pozo en cualquier oportunidad que se necesite.
- B. Por Bloques
 1. Tablas de composición porcentual de las capas tecnológicas y litológicas por cada bloque del yacimiento. (ver el ejemplo del anexo 14 para los tipos tecnológicos).
 2. Histogramas del comportamiento de los componentes (ver el ejemplo del anexo 15).
 3. Gráficos de los perfiles tecnológicos y litológicos de cada bloque (ver el ejemplo del anexo 16 para los tipos tecnológicos) y perfiles verticales numéricos.
 4. Gráficos tridimensionales del comportamiento tecnológico y litológico de cada bloque (ver ejemplo del anexo 17 para los tipos tecnológicos).
 5. Tablas de los cálculos de recursos por tipo tecnológico y por tipo litológico por bloques (ver ejemplo del anexo 18 para tipos tecnológicos).
 6. Tabla resumen de los principales parámetros tecnológicos del bloque dados por pozos: Número de Muestras, Cota Superior, Profundidad, Volumen Total, Media %Ni, D.S. (Desviación estándar) %Ni, Mínimo %Ni, Máximo %Ni, Media %Fe, D.S. %Fe, Mínimo %Fe, Máximo %Fe, Media %Co, D.S. %Co, Mínimo %Co, Máximo %Co, Potencia de Mineral, Volumen de Mineral, Masa del Mineral, %Ni en Mineral, %Fe en Mineral, %Co en Mineral, Kg. de Ni en Mineral, Potencia Escombro Superior, Volumen ES, Masa ES, %Ni en ES, %Fe en ES, %Co en ES, Kg. de Ni en ES, Potencia de Escombro Intermedio que no se considera intercalación (EINI), Volumen de EINI, Potencia de Escombro Intermedio que si se considera intercalación (EISI), Volumen EISI, Masa de Escombro Intermedio, kg. de Ni en EINI, kg. de Ni en EISI, potencia de Escombro Fina, Volumen del EF, %Ni Mineral+ES, %Ni Mineral+EINI, %Ni Mineral+EISI, %Ni Intercalación, %Fe Mineral+ES, %Fe Mineral+EINI, %Fe Mineral+EISI, %Fe Intercalación, %Co Mineral+ES, %Co Mineral+EINI, %Co Mineral+EISI, %Co Intercalación.
 7. Tablas de las relaciones entre las potencias de los escombros y del mineral así como de los contrastes en las zonas donde se une el escombro superior y el mineral (ver el ejemplo del anexo 19).
 8. Isofranjas del comportamiento de diferentes propiedades en las capas tecnológicas y litológicas en las líneas de pozos (ver el ejemplo del anexo 20). En este caso pueden usarse modelaciones bidimensionales como las de Bernal [14,17].

Debe agregarse que es muy útil poder acceder desde la información de cada bloque a la información de los pozos que los conforman.

C. Por Yacimiento: Toda la información del yacimiento está formada por los elementos que analizamos en el epígrafe 2.2 cuando revisamos el ejemplo del yacimiento Punta Gorda. Solo queremos destacar que lo que resulta más difícil es mantener funcionando mecanismos que permitan el acceso, actualización y manipulación de esta información que, como hemos visto, es abundante y compleja. Como propuesta para la solución a este problema se plantea que la entrada al manejo de la información de yacimiento se realice a través de un plano del mismo visto en el monitor de una computadora y mediante recursos informáticos se complete la tarea necesaria (esto puede estar desarrollado según se plantea en el anexo 3).

Desde el punto de vista topográfico se deben determinar para los bloques y yacimiento mecanismos de visualización y cálculo de elementos topográficos o relacionados con ellos. Tienen importancia la visualización tridimensional y plana de la topografía del terreno (ver anexo 23), del techo del mineral y del fondo de la capa del mineral; cálculos de volúmenes entre estas capas. Un modelo de diálogo para resolver estas tareas puede verse en el anexo 24 donde se destaca que el método de estimación que se utiliza puede ser decidido por el usuario. Otras informaciones (como las hidrogeológica y ecológica) pueden ser tratadas de maneras semejantes.

3.2 Introducción a la Geostatística Lineal.

La Geoestadística es actualmente uno de los instrumentos más potentes con que cuentan los geólogos y mineros para desarrollar con un alto margen de seguridad sus actividades. Además, independientemente de que existen detractores y críticos que han emitido criterios que hacen discutibles desde el punto de vista del rigor matemático algunos procedimientos geoestadísticos [103], no existen dudas de que además de los profesionales de la Geología y de la Minería, los inversionistas han depositado su confianza en esta rama de las matemáticas aplicadas [32,49,50,55,58,75,99].

Desde el punto de vista de sus orígenes, la Geoestadística tiene dos contextos bien definidos: la práctica (desarrollada principalmente en Sudáfrica por D. G. Krige y otros a finales de la década del 50 y principios de los años 60 a partir de la explotación de las minas de oro y de uranio) y la teórica (cuyos artífices fueron el francés George Matheron y sus colaboradores basándose en la Teoría de los Procesos Estocásticos)[32,44,58,112].

Durante más de 40 años se han desarrollado nuevas teorías e innumerables aplicaciones que ya incluyen no solo las ciencias geólogo - mineras sino que también han modelado y resuelto problemas tan aparentemente diferentes como los que aparecen en la meteorología y en la economía [32,58]; sin tratar de simplificar demasiado el asunto, se puede decir que toda la práctica geoestadística comienza con la modelación de la variabilidad de uno o varios parámetros de un fenómeno y finaliza con la obtención, a partir de estimaciones mediante Kriging, de resultados que pueden ser materiales, por ejemplo, una modelación o un plano, o conceptuales, por ejemplo, una conclusión.

Los éxitos que se pueden obtener con el uso de las técnicas que brinda la Geoestadística se basan en tres aspectos principales:

1. Determinación de las herramientas mas adecuadas para modelar y resolver un problema dado.
2. Un análisis variográfico correcto (estudio de la variabilidad).
3. Interpretación adecuada de los resultados que permita volver a los pasos 1 y 2 para precisar las herramientas y el análisis.

Los aspectos 1 y 3 no deben ser automatizados y el segundo aspecto solo será automatizado en las cuestiones relacionadas con cálculos y gráficos que permitan interactuar con los datos y modelos de manera rápida y fiable.

En este epígrafe se presentan algunos elementos relacionados con la realización práctica del análisis variográfico y de la estimación por kriging puntual así como algunas ideas vinculadas a la automatización de los procedimientos que se vinculan a estos procesos.

Para recordar algunos aspectos básicos de la Teoría de los Procesos Estocásticos (PE) y de la Geostatística Lineal ver el anexo 33.

Las condiciones que deben cumplir los datos que expresan las mediciones del fenómeno pueden verse en el anexo 34.

El enfoque que se presenta a continuación es el que ha sido llevado a la práctica en el resto del presente trabajo.

Determinación del Variograma Experimental

El variograma real (**VR**) del fenómeno como expresión de su variabilidad es desconocido y solo sería posible determinarlo si se estudiara el fenómeno dentro de la continuidad espacial del dominio donde se desarrolla. En la práctica, se determina un variograma experimental (**VE**) que refleja de manera discreta al variograma real pero para los fines de los cálculos ajustamos un variograma teórico (**VT**) al variograma experimental. A continuación se explica como se determina el variograma experimental.

Sea A el conjunto de n datos dados como pares (P_i, W_i) , $i=1, \dots, n$ donde P_i es un punto del plano o del espacio y W_i es el valor en P_i de la variable que se analiza. El variograma debe expresar de alguna forma el comportamiento de la variabilidad de W en cierto subconjunto del plano o del espacio el cual recibe el nombre de Campo Geométrico (**CG**); el subconjunto del CG en la cual se realizan las mediciones se denomina **Soporte**; este concepto es fundamental pues de sus dimensiones depende la modelación que se obtenga (aunque todas las modelaciones obtenidas a partir de diferentes soportes están relacionadas por sus parámetros [32,58]); es fundamental conocer que según aumentan las dimensiones del soporte disminuye la varianza experimental.

Esta variabilidad puede ser estudiada por sus valores medios en función de las distancias entre los puntos y se expresa mediante el variograma, por tanto el variograma es una función de h. El valor de la distancia h puede ser determinado de varias maneras pero es la distancia euclidiana la que expresa (en las escalas en que se desenvuelven la geología y la minería) de manera mas exacta las distancias entre los objetos del mundo real; es evidente que $\gamma(0)=0$.

Generalmente los valores de γ crecen o se mantienen aproximadamente constantes en la medida que aumentan los valores de h pues el variograma refleja un fenómeno bastante

común relacionado con el hecho de que la variabilidad entre los valores de W no disminuye a medida en que los puntos de medición se alejan entre sí. Un variograma con un crecimiento lento indica una gran continuidad del comportamiento de W y por el contrario un crecimiento rápido del variograma indica muchos cambios en el comportamiento de la variable.

La influencia de un valor de W con respecto a otro disminuye generalmente a medida en que los puntos de medición se alejan

La primera cuestión a analizar para obtener el VE es precisar cuál es la distancia básica o paso h_0 (en los textos en inglés aparece como *lag* [32,44,58,120]) a partir de la cual se definen las diferentes distancias $2h_0, 3h_0, \dots, kh_0$. Puesto que en la práctica las distancias que se obtienen entre los pares de puntos de A no coinciden exactamente con los valores de h , entonces se definen $k+1$ intervalos disjuntos dos a dos $[0, h_0], (h_0, h_1], \dots, (h_{k-1}, h_k]$ y las distancias entre los pares de puntos de A se incluyen en uno de estos intervalos.

Llamando D a la máxima distancia entre todas las distancias entre parejas de puntos de A , entonces $h_0 \leq D$; si h_0 es muy grande entonces k será pequeño y se pierde mucha información sobre el fenómeno (el variograma se presenta gráficamente muy suavizado) y si por el contrario h_0 es demasiado pequeño entonces no se obtiene una buena apreciación de las características más importantes de la variabilidad del fenómeno (el gráfico del variograma aparece como una sucesión de valores altos y bajos como 'dientes de sierra'). En la práctica se recomienda que para comenzar se definan todos los rangos de distancia posibles que sean iguales e incluyan al menos una pareja de puntos y se busquen de 6 a 10 rangos que con mayor frecuencia aparecen y de ellas se tome la menor como h_0 . No obstante, ha sucedido que se ha tenido necesidad de rectificar el valor de h_0 después de encontrarlo de esta manera debido a que las redes han sido especialmente complejas por sus irregularidades. Si las redes son regulares entonces el valor de h_0 es bastante fácil de determinar pero ha de tenerse extremo cuidado si existe mucha diferencia entre dos de las medidas del rectángulo (en el caso del plano) o del paralelepípedo (en el espacio) pues esto puede conducir a que se asigne a h_0 un valor no adecuado. En [58] se expresa que debe tomarse como h_0 la moda de los intervalos o sea aquella que tiene mayor cantidad de pares de puntos.

La segunda cuestión que se debe tener en cuenta es que se necesita conocer cuantos pares de puntos están incluidos en cada intervalo de h . Puede darse el caso de que varios intervalos tengan cada uno de ellos varios miles de pares de puntos y en otro apenas aparezcan unas decenas. Esto, en opinión de este autor, debe evitarse ya que este último intervalo no tiene el mismo peso que los demás y puede tener un valor de γ que no se corresponde con el comportamiento general de la variabilidad. En estos casos se recomienda unir dos intervalos en uno de mayor longitud o redefinir h_0 .

En tercer lugar, para cada valor de h al cual le corresponden $n(h)$ pares de puntos se calcula el valor $\gamma(h)$. Este cálculo se realiza generalmente por la fórmula

$$\gamma(h) = \frac{1}{2n(h)} \sum_1^{n(h)} (W(P_i) - W(P_j))^2 \quad \text{donde } P_i \text{ y } P_j \text{ son dos puntos de } A \text{ que estan a una}$$

distancia h uno del otro.

Se conocen otras formulas para este calculo [44] tales como las de Hawkins de 1980, Armstrong-Delfiner de 1980 y de Omre de 1984 las cuales fueron creadas para mejorar la solucion de ciertos problemas especificos.

En cuarto lugar se precisa editar (en el sentido de seleccionarlos) los intervalos que se utilizaran en el ajuste y por tanto en las estimaciones. Algunos autores [58,120] plantean que basta tomar el 25%, el 33% o el 50% de los primeros intervalos puesto que si la distancia entre dos puntos P_1 y P_2 es muy grande el valor de W_1 no influye en el valor de W_2 . Este razonamiento es en la mayoria de los casos correcto pero en este trabajo se opina que siempre deben tomarse mas del 50% de los intervalos ya que el variograma debe aportar informacion que sea posible de comparar con toda la informacion geologica o minera que se disponga. Ademas, si el variograma presenta a partir de cierto punto h_a un valor aproximadamente constante M_e entonces se vera que basta tomar hasta el proximo intervalo despues del que incluye a h_a .

El quinto paso es el de calcular los parametros principales de los datos y del variograma. Para los datos se calcularan, para W la Media Aritmetica M_a y la varianza σ^2 y para los puntos P_i se determinaran la distancia media d_m y la distancia maxima D .

Para el variograma se determinaran:

1. Efecto Pepita : Este parametro que se cuantifica como un valor no negativo al que designaremos como C_o tiene especial interes; en caso de que $C_o=0$ entonces se dice que ‘no hay efecto pepita’. Desde el punto de vista teorico surge como un ruido blanco [3] y graficamente se manifiesta como una discontinuidad del variograma en el origen pues $\gamma(0)=0$ y $\gamma(0^+)=C_o$. El origen del efecto pepita puede tener en la practica dos causas fundamentales [3,32]:
 - a. Errores en la mediciones.
 - b. A que la escala de mediciones sea inferior a las dimensiones de las zonas donde W manifiesta variaciones substanciales.

Segun [32] en la practica es bastante dificil discernir entre los dos motivos y solo un buen conocimiento del fenomeno podra ayudar a hacerlo.

El valor de C_o puede ser determinado practicamente a partir del analisis de dos primeros puntos del variograma experimental buscando la interseccion de la recta que ellos determinan con el eje de las ordenadas γ [58]. Este no es un criterio absoluto y en algunas ocasiones hemos tomado con estos fines la recta minimo cuadrada a partir de los primeros tres o cuatro puntos. Sin embargo estos valores de C_o siempre deberan ser cuidadosamente revisados.

Es evidente que si el valor de C_o obtenido de esta forma es negativo entonces puede tomarse como 0 o mejor aun puede revisarse todo el proceso.

2. Alcance y Meseta : Estos parametros solo existen si el fenomeno es estacionario y el variograma presenta a partir de cierto punto $h_a < D$ un valor aproximadamente constante

M_e . Precisamente h_a es denominado alcance y M_e meseta. Teóricamente M_e coincide con la varianza experimental σ^2 de los datos [3,32,44,58,112,120]. Los variogramas que presentan valores de meseta y de alcance en ocasiones se les denominan de transición y aparecen con frecuencia ya que el alcance indica a partir de que distancia promedio desaparece la relación estadística entre los valores de W en dos puntos. En el caso en que el valor de C_0 coincide con el valor de M_e y $h_a=0$ entonces el fenómeno se denomina totalmente aleatorio. En la práctica, los valores del alcance y la meseta los decide el investigador a partir de los puntos del VE, su experiencia y del conocimiento del fenómeno, sin embargo se propondrá un método que puede facilitar el análisis:

- a. Se definen tres coeficientes porcentuales, a saber:
 - i. RE o sea rango de estabilidad que define el intervalo de valores de la variable γ para los cuales se puede considerar que la misma es aproximadamente constante. En general este intervalo se define mediante $[\sigma^2-\varepsilon, \sigma^2+\varepsilon]$, donde $\varepsilon = RE \sigma^2 / 100$. En la práctica de este trabajo, se ha comenzado con $RE=20\%$.
 - ii. RB o sea rango de búsqueda de estabilidad. Siendo k el número de intervalos o clase considerados para h se define el índice del intervalo hasta donde se busca la estabilidad de γ como $IB = Red(RB \ k/100)$ donde "Red" es la función que redondea un número. En este trabajo, siempre se comenzó con $RB=70\%$.
 - iii. RA o sea rango de aleatoriedad pura. Este parámetro tiene en cuenta la posibilidad de que el crecimiento del variograma sea tan rápido como su estabilización por lo cual sea conveniente considerar que el fenómeno es totalmente aleatorio. En esta investigación, siempre se ha comenzado a trabajar con $RA=15\%$.
- b. Conociéndose el intervalo $[\sigma^2-\varepsilon, \sigma^2+\varepsilon]$ (σ^2 debe ser un valor cercano o igual a M_e , si este último existe), se comprueba desde el primer intervalo hasta el intervalo de índice IB si los valores de γ del VE están, a partir de cierto índice i_a dentro de dicho intervalo y siendo así entonces un valor de h perteneciente al intervalo de orden i_a -ésimo definirá el valor de h_a y un valor conveniente de $\gamma \in [\sigma^2-\varepsilon, \sigma^2+\varepsilon]$ definirá el valor de M_e . Estos valores de h_a y M_e deberán ser precisados por los investigadores.
- c. Si se obtiene un índice i_a donde comience la estabilidad de γ entonces deberá verificarse que $h_a < RA \ h_k$ para decidir si se trata o no de un caso de aleatoriedad pura.
- d. Si no se obtiene un índice i_a donde comience la estabilidad de γ entonces trataremos de encontrar en el VE el primer valor de h tal que $\gamma \geq \sigma^2$. Si este valor existe entonces se debe considerar que se produzcan oscilaciones o no y si el variograma es, en general, creciente o tiene un comportamiento de crecimiento - decrecimiento o viceversa; en estos casos se puede sospechar de un modelo compuesto de varias estructuras (de los cuales hablaremos mas adelante). Si el valor no existe entonces se puede sospechar un fenómeno de gran continuidad y en estos casos se puede tomar para los fines prácticos a $h_a=h_k/2$ y M_e como el valor de γ correspondiente o analizar la posible existencia de una tendencia (no estacionaridad).

El alcance y la meseta junto con C_0 intervienen en muchos modelos teóricos con los que se ajusta el VE. Denotando a $C_1=M_e-C_0$, entre ellos podemos mencionar [3,5,32,44,49,58,65,120,134]:

- I. Modelo Esférico de Matheron : $\gamma(0)=0$; $\gamma(h) = C_0 + C_1(3^*h/(2^*h_a)-[(h/h_a)^3]/2)$ para $0<h\leq h_a$; $\gamma(h) = C_0 + C_1$ para $h>h_a$.
- II. Modelo Exponencial de Formery : $\gamma(0)=0$; $\gamma(h) = C_0 + [C_1/(1-e^{-1})](1-e^{-h/h_a})$ para $0<h\leq h_a$; $\gamma(h) = C_0 + C_1$ para $h>h_a$.
- III. Modelo Parabólico de Gauss: $\gamma(0)=0$; $\gamma(h) = C_0 + [C_1/(1-e^{-1})](1-e^{-\text{sqr}(h/h_a)})$ para $0<h\leq h_a$; $\gamma(h) = C_0 + C_1$ para $h>h_a$.
- IV. Efecto Seno : $\gamma(0)=0$; $\gamma(h) = C_0 + [C_1 /(\pi h / h_a)](1-\text{sen}(\pi h / h_a))$.

Se quiere destacar que en los casos II y III se han hecho pequeñas variaciones a las ecuaciones originales para garantizar la continuidad de los modelos en $h=h_a$.

3. Pendiente : Solo es necesario buscarla si se supone que el variograma se puede explicar como una función lineal de la distancia o sea $\gamma(h)=C_0 + P_e h$. En esta caso P_e es la pendiente de la recta. En estos casos es mas importante que la recta se corresponda mejor a los primeros valores de h . Un caso que puede considerarse semejante al modelo de la recta es el modelo logarítmico de Wijs cuya expresión es $\gamma(h) = C_0 + \rho \ln(h)$ para $h>0$ y $\gamma(0)=0$. En esta investigación, también se ha adaptado este modelo al caso de que se presente un VE con alcance y meseta mediante la expresión $\gamma(h) = C_0 + [C_1/\ln(1+h_a)]*(\ln(1+h))$ si $0<h\leq h_a$ y $\gamma(h)=C_0 + C_1$ para $h>h_a$.
4. Potencia : En ocasiones el variograma experimental puede explicarse como una función $\gamma(h)=w^2 h^v$. El parámetro v es la potencia y se demostrado que $v\in(0,2)$. Los parámetro v y w^2 se determinan a partir de que $\ln(\gamma)=\ln(w^2)+v\ln(h)$. Este modelo se ha analizado también para el caso en que $C_0\neq 0$ donde toma la forma $\gamma(h) = C_0 + w^2 h^v$.
5. Período y Atenuación : Uno de los modelo utilizados con cierta frecuencia es el llamado Efecto Coseno que se define como $\gamma(0)=0$ y $\gamma(h)=C_0+C_1(1-\text{cos}(2\pi h/T))$ si no presenta atenuación y en caso contrario $\gamma(h)=C_0+C_1(1-\text{cos}(2\pi h/T))e^{(-h/atn)}$ donde T es el período y atn es un factor de atenuación. Los valores de T y de atn son difíciles de obtener y el modo de hacerlo que aquí se ha empleado es mediante la interacción con gráficos y criterios analíticos de bondad de ajuste usando computadoras.

Aunque los modelos de la recta, de Wijs, potencial y efecto coseno no presentan explícitamente alcance y mesetas pueden ser definidos por tramos y por tanto a partir de cierto valor de h precisar que el valor de γ es constante.

En la literatura consultada se proscribe el uso del método de ajuste por el principio de los mínimos cuadrados o no se menciona (lo mismo sucede con las interpolaciones) como un posible modelo. Las dos causas principales que se aducen son [32,44,58]:

1. No toda función $f(h)$ es un variograma, ya que para que esto suceda debe cumplirse que $f(h)$ sea definida positiva [32,44,134] o sea que si $w(P)=\sum_i \lambda_i W(P_i)$ se cumpla que para todo conjunto de puntos P_1, \dots, P_q y de números reales $\lambda_1, \dots, \lambda_q$ la condición

$$\text{Var}(W(p)) = - \sum_i \sum_j \lambda_i \lambda_j \gamma(P_i, P_j) \geq 0 \text{ junto con la condición } \sum_i \lambda_i = 0. \text{ Esto es}$$

sumamente complejo de demostrar para cada caso.

2. Al ajustarse una función $f(h)$ a un VE, deben considerarse dos cuestiones:

- El ajuste a los primeros intervalos es mas importante que el ajuste global [32,58].
- Los métodos analíticos no tienen en cuenta el número de pares necesarios para realizar un buen ajuste (este número según [58] no debe ser menor que 30).

Se puede demostrar una propiedad importante para los variogramas [3,32,44,120]:

$$\lim_{|h| \rightarrow \infty} \frac{\gamma(h)}{|h|^2}$$

Cuando esta propiedad no se cumple en el VE (efecto de parábola) debe pensarse en la existencia de una tendencia (drift) [32,101,113].

Siempre deben tenerse en cuenta todos los factores anteriores, no solo como elementos teóricos sino que, además, deben formar parte de todo análisis variográfico real.

Finalmente se señala que forma común de realizar un buen ajuste a partir de modelos conocidos es creando un modelo compuesto por varias estructuras en diferentes intervalos de h (un variograma definido por tramos) o una combinación de variogramas para todo el intervalo. Para esta última posibilidad hay tres casos interesantes:

- Estructuras imbricadas:** Cuando el comportamiento de la variabilidad del fenómeno real depende de los cambios de escalas de la distancia.. El variograma se define como una combinación de variogramas elementales donde cada uno de ellos se ha obtenido a partir de una escala diferente de h .
- Estructuras de Periodicidad:** El variograma presenta variaciones periódicas que definen relaciones crecientes y decrecientes de γ con respecto a h . En estos casos puede usarse un modelo como el de Efecto Coseno o combinarse varios variogramas de este y otros tipos.
- Efecto de Pozo o de Hueco:** Se produce a partir de cierto valor de h un decrecimiento de γ y luego se estabiliza su comportamiento (aunque puede presentarse mas de una oscilación).

Ajuste del Variograma Teórico

Tres elementos contribuyen notablemente realizar un ajuste adecuado de un VT a un VE.

El primer elemento está dado por el conocimiento que tengamos de los diferentes modelos teóricos de variogramas, tanto de sus parámetros y ecuaciones como de sus gráficos. Esto se complementa con un software que permita ir ajustando dinámica y visualmente el modelo teórico al VE.

El segundo elemento es el uso del llamado IGF (Indicative Goodness to Fit) o sea Indicador de Bondad de Ajuste [120] que está dado por:

$$\text{IGF} = \frac{1}{T} \sum_{k=1}^T \sum_{i=1}^{L(T)} \frac{h_k}{\sum_{j=1}^{L(T)} \text{Pares}(j)} \frac{\text{Pares}(i)}{h_i} [\gamma_i - \gamma(h_i)]^2$$

Donde T es el número de estructuras que forman el modelo, $L(T)$ es el número de intervalos que intervienen en la estructura T , $Pares(i)$ es el número de pares que intervienen en el intervalo i , h_k es la distancia máxima de h , h_i es la media de la distancia para el intervalo de índice i , γ_i es el valor del VE en el intervalo de índice i y $\gamma(h_i)$ es el valor del VT en h_i . En este caso mientras mas cercano a 0 sea el IGF, se podrá considerar como mejor el ajuste del VT al VE. Este indicador no considera la forma de la curva del VT.

El tercer elemento está dado por cuestiones relacionadas con la estimación por kriging:

- a. Validación Cruzada: Estimar cada punto P_i de los datos a partir del variograma obtenido, usando solo el resto de los datos. Las diferencias entre los valores estimados de W y los valores originales son buenos indicadores de la eficiencia del modelo.
- b. Errores de Estimación: Para fines prácticos lo mas importante es que los errores de estimación sean mínimos. Es posible obtener una red dos veces mas densa que la que contiene lo datos y obtener los errores de estimación para cada punto los cuales vistos desde el punto de vista porcentual con respecto a los valores estimados pueden dar una idea general y local bastante precisa de la eficiencia del modelo.

Para fines prácticos de estimación para ciertos casos donde el VE es no decreciente en todos los intervalos de h , se puede utilizar como modelo teórico un spline lineal que por ser un interpolador exacto garantiza que el IGF sea nulo.

Otro modelo de VT que se ha usado aquí para casos de funciones no decrecientes con alcance y meseta determinados ha sido un ajuste mínimo cuadrado condicionado lo cual consistió en buscar, usando el Principio de los Mínimos Cuadrados, los coeficientes reales K_1, K_2, K_3 que mejor ajustan la función variograma $\gamma(h) = K_1 e^{-\alpha h/h_a} + K_2 e^{-\beta h/h_a} + K_3 e^{-\delta h/h_a}$; α, β y δ son valores reales diferentes entre si dos a dos (en la práctica se han usado los valores 0.1, 0.25 y 0.6 respectivamente) y además se le impone condiciones para que dicha función pase por los puntos $(0, C_0)$ y (h_a, M_e) . En estos casos el IGF ha sido muy pequeño y los resultados de las estimaciones satisfactorios.

Determinación de la Zona de Influencia y su relación con la Anisotropía

Hasta ahora se ha hablado de “medir la variabilidad de W ” pero no se ha mencionado un problema de importancia fundamental y es el hecho de que los fenómenos geológicos y mineros que estudia la geoestadística no se comportan de la misma forma en todas las zonas ni en todas las direcciones. Esto se expresa mediante los conceptos de Comportamiento Isotrópico o Anisotrópico de W . Un fenómeno se dice anisotrópico cuando presenta direcciones particulares de variabilidad [32], esto quiere decir que, en un punto, la influencia que se recibe desde otros puntos puede tener intensidades diferentes en diferentes direcciones y además puede suceder que, en algunas direcciones, a partir de cierta distancia no exista ninguna influencia. Todo esto, generalmente se describe mediante una zona de influencia con forma de ELIPSE (caso del plano) o de ELIPSOIDE (caso del espacio) DE ANISOTROPIA; la longitud de los radios en cada dirección está determinada por los alcances y la dirección del mayor alcance con respecto al semieje positivo OX define (caso del plano) el ángulo α o (caso del espacio) los ángulos α y β de anisotropía, este

último con respecto al plano XY. Los ángulos mencionados tienen dominio $[0^\circ, 180^\circ)$ y $[-90^\circ, 90^\circ)$ respectivamente.

La anisotropía puede ser detectada obteniendo los variogramas en diferentes direcciones planas o espaciales. En la práctica se distinguen tres tipos de anisotropía:

1. Anisotropía Geométrica: En estos casos, los variogramas presentan el mismo valor de meseta pero diferentes alcances en diferentes direcciones y mediante un factor de ponderación que tenga en cuenta los alcances mínimos y máximo y los ángulos de anisotropía puede resolverse el problema. Sabiendo que la distancia euclidiana es:

$$h_p = d(P_1, P_2) = \sqrt{(x_1 - x_2)^2 + (y_1 - y_2)^2} \text{ para el caso del plano y:}$$

$$h_e = D(P_1, P_2) = \sqrt{(x_1 - x_2)^2 + (y_1 - y_2)^2 + (z_1 - z_2)^2} \text{ en el caso del espacio.}$$

Lo que necesitamos es obtener un valor ponderado de la distancia h (al que distinguiremos por h_p^p y h_e^p) de manera que en la dirección de (caso del plano) el ángulo α o (caso del espacio) de los ángulos α y β y en sus respectivas direcciones perpendiculares se tengan los mismos valores de la distancia ponderada.

Si denotamos en el caso del plano a A_1 como el radio de la dirección principal y A_2 como el radio de la dirección perpendicular, esto se puede conseguir mediante la fórmula:

$$h_p^p = h_p \left[\frac{1}{A_1} + \left(\frac{1}{A_2} - \frac{1}{A_1} \right) |\text{Sen}|\alpha - \theta|| \right] \theta \text{ es el ángulo que forman } P_1 \text{ y } P_2.$$

En el caso del espacio denotamos a A_1 como el radio mayor en el plano XY; A_2 como el radio perpendicular a A_1 en el nuevo plano horizontal y A_3 como el radio perpendicular al nuevo plano horizontal. Entonces se tiene la fórmula:

$$h_e^p = h_e \left[\frac{1}{A_1} + \left(\frac{1}{A_2} - \frac{1}{A_1} \right) |\text{Sen}|\alpha - \theta|| + \left(\frac{1}{A_3} - \frac{1}{A_1} \right) |\text{Sen}|\eta - \mu|| \right] \text{ donde } \theta \text{ es el ángulo}$$

que forma la proyección del segmento que une los puntos P_1 y P_2 en el plano XY con respecto al eje OX; $\eta = \beta + 90^\circ$ y μ es el ángulo que forma el segmento que une a P_1 y P_2 con respecto a la proyección de dicho segmento en el plano XY.

Una forma clásica de realizar esta transformación en el plano puede verse en [32].

2. Anisotropía de Efecto Proporcional: Se manifiesta mediante variogramas de iguales alcances y diferentes mesetas. En estos casos se toma un único variograma $\gamma_o(h)$ y para los cálculos se multiplica por un factor que es función de la dirección: $D(\text{dirección})$; o sea $\gamma(h, \text{dirección}) = D(\text{dirección}) \gamma_o(h)$.
3. Anisotropía Zonal: Esta puede manifestarse de dos formas:
 - a. Variogramas de diferentes alcances y mesetas: En este caso existe estacionaridad y deben combinarse los dos casos anteriores.
 - b. Algunos variogramas no presentan mesetas: Este caso hay que analizarlo con extremo cuidado pues varias son las posibles explicaciones que están relacionadas con las dimensiones de la red de muestreo, con la confección del variograma teórico y con la presencia de tendencias (drift).

En el desarrollo de esta investigación y del trabajo práctico con ella relacionada, generalmente hemos analizado en el plano variogramas en 5 clases o intervalos de direcciones: $[0^\circ, 30^\circ]$, $(30^\circ, 60^\circ]$, $(60^\circ, 90^\circ]$, $(90^\circ, 120^\circ]$ y $(150^\circ, 180^\circ)$ y en lugar de elipses de anisotropía hemos utilizado splines lineales en coordenadas polares que pueden describir curvas cerradas mas complejas que una elipse.

Para el caso del espacio aquí se han utilizado splines bilineales [87] que permiten describir superficies cerradas; los intervalos del ángulo α medidos para el plano XY son $[0^\circ, 45^\circ]$, $(45^\circ, 90^\circ]$, $(90^\circ, 135^\circ]$ y $(135^\circ, 180^\circ)$ y en el eje OZ, tomando como referencia el plano XY, mediendo β en los intervalos $[-90^\circ, -45^\circ]$, $(-45^\circ, 0^\circ]$, $(0^\circ, 45^\circ]$ y $(45^\circ, 90^\circ)$.

Estos valores han permitido barrer todas las direcciones posibles de cada caso y en períodos aceptables de tiempo de cálculo en computadora se han obtenido resultados que expresan con aproximaciones satisfactorias las características de los fenómenos.

Criterios más recientes pero más complejos y laboriosos para el tratamiento de los intervalos de las direcciones posibles pueden encontrarse en [120].

Comentarios sobre la Estimación mediante Kriging

Este método de estimación llamado también BLUE (Best Linear Unbiased Estimator o sea mejor estimador lineal insesgado) es una herramienta fácil de usar y solo requiere de medios para resolver sistemas de ecuaciones lineales (SEL). El kriging mas conocido es el

llamado Puntual y el valor estimado se calcula, en general, como $W = \sum_{i=1}^p a_i W_i$, donde p es el número de datos que intervendrán en la media ponderada.

Para obtener los valores de a_i se distinguen cuatro casos [32] (ver el anexo 36).

Debe destacarse que en las fórmulas se habla de p puntos que intervienen en la estimación, esto se debe a que cuando hacemos kriging utilizamos solo aquellos puntos que por estar dentro de la zona de influencia pueden ser útiles para obtener el valor estimado. En ocasiones, debido a que los SEL que aparecen son de alto orden, conviene definir el número máximo de puntos que intervendrán y esto se logra mediante una reducción radial de la zona de influencia.

Para desarrollar este trabajo ha sido conveniente la idea de separar en algunos casos la parte determinística de la parte aleatoria y se hizo de la siguiente manera:

Sea $W=M(P)$ una función que describe el valor esperado de W en el punto P; se calculan los puntos $V_i = W_i - M(P_i)$. Sea el variograma $\gamma(h)$ de los puntos V_i . Resolver el SEL cuadrado:

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^p \gamma(h_{ij}) a_i + \mu = \gamma(h_{j_0}) \\ \sum_{i=1}^p a_i = 1 \end{cases} \quad \text{y luego } W = M(P) + \sum_{i=1}^p a_i V_i$$

El error de estimación del kriging está dado por $E = \sum_{j=1}^p a_j \gamma(h_{j_0}) + \mu$

Como puede apreciarse se trata de considerar una nueva variable regionalizada V y trabajar sobre ella en lugar de W ; la única dificultad que tiene este método esta relacionada con la determinación de la función M pero esto ha sido resuelto mediante una regularización especial de los datos y el uso de los splines bilineales y bicúbicos para el plano y los splines trilineales y tricúbicos para el espacio [87]. La dificultad práctica de este método está dada por el hecho de que el variograma debe obtenerse después de conocerse $M(P)$ y este último debe tomarse a partir de las características inconvenientes del variograma lo cual puede provocar un proceso laborioso y complejo.

El kriging es un interpolador exacto y además es un estimador que garantiza que los valores estimados de W están acotados por el menor y el mayor valor de W_i [134], pero tal como se planteó anteriormente debe prestarse especial cuidado a los valores que se estiman y a los errores que se obtienen de acuerdo al variograma que se tenga. Debe resultarnos 'sospechoso' cualquier variograma con zonas de convexidad hacia arriba (este es el llamado efecto de parábola). Ilustremos con un ejemplo sencillo:

Sea el variograma que cumple que $\gamma(0)=0$, $\gamma(0.5)=0.5$, $\gamma(1)=1$ y $\gamma(1.5)=2$. Considere que se quiere estimar el valor de W para $P=(1.5,0)$ a partir de los puntos $(0,0,4)$ y $(1,0,1)$. Aplicando lo visto para el caso 3 de kriging puntual del anexo 36 no es difícil obtener que $a_1=-0.25$, $a_2=1.25$ y $\mu=0.75$ por lo que $W=-0.5$ y $E=1$. En este caso, siendo positivo el valor de E no parece que esta estimación presente dificultades, sin embargo se quiere hacer notar que si todos los valores de W son no negativos (cosa que no expresa el variograma) entonces el valor estimado no está acotado por el menor y el mayor valor de W_i ; esto nos advierte de que se desconfíe cuando aparece un valor negativo de a_i . El problema puede ser aún peor: si se cumple que $\gamma(1.5)=10$ entonces $a_1=-4.25$, $a_2=5.25$ y $\mu=4.75$ entonces se tiene que $W=-11.75$ y $E=-36.4375$.

Una forma de resolver estos problemas es revisar el variograma y determinar la posible existencia de un drift pero además se debe estar atento a las anomalías locales; una solución puede ser la de no usar los puntos que generan los valores negativos de los coeficientes a_i . Para esto, en este trabajo, se ha definido un Rango de Negatividad Admisible que puede ser pequeño o por otro camino simplemente pueden eliminarse todos los puntos que generan coeficientes a_i con valores negativos.

Finalmente se debe mencionar que con variaciones metodológicas han surgido otras formas de estimar con kriging [32,44,101] como por ejemplo Kriging Universal (ya mencionado), Co-Kriging, Kriging Disyuntivo, Análisis Krigeante, Teoría de las Funciones de Recuperación, Teoría de Simulación de Explotación, Funciones Aleatorias Intrínsecas de Orden K (ya mencionado), etc. De la misma manera, en los últimos tiempos, han surgido otros conceptos mas complejos que estudian nuevos aspectos de la geoestadística [120].

Dos reflexiones deben realizarse en este epígrafe. Primero, el análisis variográfico junto con la estimación por kriging es actualmente una poderosa herramienta que permite resolver dos problemas comunes del profesional geólogo - minero: modelar la variabilidad de una variable aleatoria y estructural del plano o del espacio y realizar estimaciones de nuevos valores de estas variable o de valores relacionados con ella. Segundo, aunque estas

técnicas se han popularizado (gracias a sus éxitos prácticos, a la existencia de bibliografía teórica y práctica de diferentes niveles y sobre todo a la existencia de varios software que las incluyen), no se puede confiar en recetas y algoritmos mas o menos ingeniosos sino que se debe conocer a fondo todo lo relacionado con ellas y con el problema geólogo - minero a que se vincula y sobre todo recordar que sobre cada caso que se estudie se puede escribir, por sus singularidades, otro manual de recetas prácticas.

3.3 Introducción a los Splines tridimensionales.

Un problema clásico de la interpolación en R^3 es el siguiente enunciado:

Sean n puntos del espacio R^3 de coordenadas cartesianas $P_i(x_i, y_i, z_i)$ donde $n \geq 4$ y llamemos $Q_i = (x_i, y_i)$ a sus proyecciones en el plano XY . Supóngase que los puntos Q_i forman una red rectangular sobre $I = [x_{\min}, x_{\max}] \times [y_{\min}, y_{\max}]$ donde se presentan n_1 valores diferentes de x y n_2 valores diferentes de y (ordenadas tanto las x_i como las y_j de menor a mayor). Se cumple que $n = n_1 \times n_2$ y a cada punto Q_i le corresponde uno y solo un valor de la matriz $M_{n_1 \times n_2}$ que contiene los valores de la variable z .

Interesa encontrar una ecuación $z = H(x, y)$ que cumpla las siguientes condiciones:

1. Que sea continua.
2. Que sea interpoladora exacta (debe satisfacerse para todos los puntos P_i).
3. Que tenga primeras y segundas derivadas continuas.

Algoritmo para obtener el Spline Bicúbico Natural.

El spline bicúbico natural se puede obtener mediante diferentes algoritmos:

- a. En forma paramétrica.
- b. En forma explícita resolviendo sistemas en cada rectángulo.
- c. En forma iterativa.

Es este último (creado en los años 80 [71] para los splines bicúbicos) el caso que interesa en esta investigación puesto que a pesar de no ser, en su forma original, el más eficiente de los tres planteados está basado en los algoritmos y expresiones clásicas del spline cúbico natural.

El algoritmo iterativo tiene los siguientes pasos:

1. Obtener n_1 splines en dirección y . Cada uno de estos splines tiene $n_2 - 1$ ecuaciones.

Las mismas se escriben según cada columna:

Columna $i = 1$:

$$z = a_{11} + b_{11}(y - y_1) + c_{11}(y - y_1)^2 + d_{11}(y - y_1)^3 \quad \text{si } y_1 \leq y \leq y_2$$

.....

$$z = a_{1n_2-1} + b_{1n_2-1}(y - y_{n_2-1}) + c_{1n_2-1}(y - y_{n_2-1})^2 + d_{1n_2-1}(y - y_{n_2-1})^3 \quad \text{si } y_{n_2-1} \leq y \leq y_{n_2}$$

...

Columna $i = n_1$:

$$z = a_{n_11} + b_{n_11}(y - y_1) + c_{n_11}(y - y_1)^2 + d_{n_11}(y - y_1)^3 \quad \text{si } y_1 \leq y \leq y_2$$

.....

$$z = a_{n_1n_2-1} + b_{n_1n_2-1}(y - y_{n_2-1}) + c_{n_1n_2-1}(y - y_{n_2-1})^2 + d_{n_1n_2-1}(y - y_{n_2-1})^3 \quad \text{si } y_{n_2-1} \leq y \leq y_{n_2}$$

2. Para cada una de las $j = n_2 - 1$ franjas horizontales hallar:

a. El spline cúbico natural entre los valores (x_i, a_{ik}) donde $1 \leq i \leq n_1$ y $j=1, \dots, n_2-1$ y se obtiene:

Franja $j=1$:

$$a_1 = pa_{11} + qa_{11}(x - x_1) + ra_{11}(x - x_1)^2 + sa_{11}(x - x_1)^3 \quad \text{para } x_1 \leq x \leq x_2$$

.....

$$a_1 = pa_{1n_1-1} + qa_{1n_1-1}(x - x_{n_1-1}) + ra_{1n_1-1}(x - x_{n_1-1})^2 + sa_{1n_1-1}(x - x_{n_1-1})^3 \quad \text{para } x_{n_1-1} \leq x \leq x_{n_1}$$

...

Franja $j = n_2-1$:

$$a_{n_2-1} = pa_{n_2-11} + qa_{n_2-11}(x - x_1) + ra_{n_2-11}(x - x_1)^2 + sa_{n_2-11}(x - x_1)^3 \quad \text{para } x_1 \leq x \leq x_2$$

.....

$$a_{n_2-1} = pa_{n_2-1n_1-1} + qa_{n_2-1n_1-1}(x - x_{n_1-1}) + ra_{n_2-1n_1-1}(x - x_{n_1-1})^2 + sa_{n_2-1n_1-1}(x - x_{n_1-1})^3$$

para $x_{n_1-1} \leq x \leq x_{n_1}$

b. El spline entre (x_i, b_{ik}) donde $1 \leq i \leq n_1$ y $j=1, \dots, n_2-1$ que en general se escribe:

$$b_j = pb_{ji} + qb_{ji}(x - x_i) + rb_{ji}(x - x_i)^2 + sb_{ji}(x - x_i)^3 \quad \text{para } i=1, \dots, n_1-1 \quad \text{y para } x_i \leq x \leq x_{i+1}.$$

c. El spline entre (x_i, c_{ik}) donde $1 \leq i \leq n_1$ y $j=1, \dots, n_2-1$ que en general se escribe:

$$c_j = pc_{ji} + qc_{ji}(x - x_i) + rc_{ji}(x - x_i)^2 + sc_{ji}(x - x_i)^3 \quad \text{para } i=1, \dots, n_1-1 \quad \text{y para } x_i \leq x \leq x_{i+1}.$$

d. Y finalmente el spline entre (x_i, d_{ik}) donde $1 \leq i \leq n_1$ y $j=1, \dots, n_2-1$ que en general se escribe:

$$d_j = pd_{ji} + qd_{ji}(x - x_i) + rd_{ji}(x - x_i)^2 + sd_{ji}(x - x_i)^3 \quad \text{para } i=1, \dots, n_1-1 \quad \text{y para } x_i \leq x \leq x_{i+1}.$$

Luego, para el "parche" rectangular tal que $x_i \leq x \leq x_{i+1}$ y además $y_j \leq y \leq y_{j+1}$ se tiene:

$$\begin{aligned} (5) \quad z = H(x,y) &= A(x) + B(x)(y - y_j) + C(x)(y - y_j)^2 + D(x)(y - y_j)^3 \\ &= \left[pa_{ji} + qa_{ji}(x - x_i) + ra_{ji}(x - x_i)^2 + sa_{ji}(x - x_i)^3 \right] + \\ &\quad \left[pb_{ji} + qb_{ji}(x - x_i) + rb_{ji}(x - x_i)^2 + sb_{ji}(x - x_i)^3 \right] (y - y_j) + \\ &\quad \left[pc_{ji} + qc_{ji}(x - x_i) + rc_{ji}(x - x_i)^2 + sc_{ji}(x - x_i)^3 \right] (y - y_j)^2 + \\ &\quad \left[pd_{ji} + qd_{ji}(x - x_i) + rd_{ji}(x - x_i)^2 + sd_{ji}(x - x_i)^3 \right] (y - y_j)^3 \end{aligned}$$

Para esta investigación se ha introducido el algoritmo de Kincaid-Cheney (ver anexo 35) para obtener la expresión explícita para cada parche y entonces el cálculo ha quedado simplificado notablemente.

El error de interpolación es planteado a partir de la fórmula del error de la interpolación multivariada [70] que para este caso toma, para cada "parche", la forma:

$$E(x,y)_{ij} = h_{xx}(\xi, y)(x - x_i)^2(x - x_{i+1})^2 / 2 + h_{yy}(x, \eta)(y - y_j)^2(y - y_{j+1})^2 / 2 -$$

$$h_{xy}(\xi', \eta')(x - x_i)^2(x - x_{i+1})^2(y - y_j)^2(y - y_{j+1})^2 / 4$$

para $\xi, \xi' \in [x_i, x_{i+1}]$ y $\eta, \eta' \in [y_j, y_{j+1}]$.

En el anexo 13 puede verse una demostración del autor de esta tesis del siguiente:

Teorema: La función $z=H(x,y)$ es interpoladora exacta, continua y con primeras y segundas derivadas continuas.

Generalización

El algoritmo anterior permite definir y obtener para una red 'rectangular' de R^k formada por los puntos (X_i) , $j=1, \dots, n$ y además $i_j=1, \dots, m_j$; donde a cada uno de ellos les corresponde un valor $Z_{i_1 i_2 \dots i_n}$, un spline K-Cúbico o sea cúbico para cada una de las variables X_i y que en general tiene 4^K coeficientes numéricos.

Puesto que el Spline Tricúbico se obtiene a partir del Bicúbico de la misma manera que este del Cúbico entonces es evidente que las propiedades de interpolación y continuidad se trasladan al spline Tricúbico; de manera análoga todo spline K-Cúbico obtenido de esta manera conservará dichas propiedades.

Comentario sobre la eficiencia del algoritmo

El algoritmo clásico que conocemos para obtener el spline bicúbico natural precisan de un gran número de operaciones (incluyendo la solución de $(n_1-1)(n_2-1)$ sistemas de 16 ecuaciones con 16 variables) [2,139] lo cual es poco atrayente para las aplicaciones prácticas. El proceso iterativo que se propone sobre el algoritmo de Kincaid-Cheney no necesita resolver laboriosamente los sistemas de ecuaciones (que son tridiagonales) y esto, unido a que un spline $(k+1)$ -Cúbico se obtiene a partir de spline k -Cúbico, hace que pueda ser considerado más potente el algoritmo presentado. Además cabe señalar que la demostración del teorema ha sido desarrollada con recursos elementales (anexo 13).

No debe finalizar este epígrafe sin señalarse que pueden ser definidos splines lineales y cuadráticos que mediante razonamientos análogos pueden ser generalizados de la misma forma; los splines trilineales también serán mencionados más adelante.

3.4 Modelación del comportamiento geoquímico, litológico y topográfico de los yacimientos lateríticos.

A. Modelación geoquímico y litológico.

Modelar el comportamiento de un parámetro geólogo - minero tiene incontestable importancia ya que es la herramienta principal de su pronóstico; como se ha dicho:

"El pronosticamiento es un problema más esencial que la planificación y la homogeneización en el almacén ya que sienta las bases, informa sobre los parámetros que son indispensables para el desenvolvimiento eficiente de los restantes,..." Página 4 de [16].

Para realizar desarrollar un modelo deben atenderse ciertos requerimientos ideológicos que tienen que ver con los factores que determinan su éxito. Al respecto se ha planteado, con mucho acierto, que:

"De manera que si MODELACION es el acto de reflejar las propiedades de un objeto concreto para facilitar su descripción y caracterización y ese reflejo es el MODELO,

entonces lo esencial para el éxito de la modelación es reunir el máximo de observaciones del OBJETO (conocimiento geológico) e interpretar de manera COMPETENTE esos datos. La TECNOLOGIA, entonces nos brinda las herramientas para el acto de modelar. Por tanto podemos enunciar que LA TECNOLOGIA ES IMPORTANTE PERO CONOCER EL OBJETO Y SER COMPETENTE ES LO ESENCIAL.”

“Ser COMPETENTE se refiere a tener la capacidad de conocer y manejar con suficiencia el basamento teórico de las técnicas para modelar.” [136].

Los modelos pueden ser de diferentes tipos, desde simples descripciones en lenguaje natural hasta complejos sistemas matemáticos. Es esencial percatarse que para lograr ciertos objetivos bastan los primeros y para cubrir otras necesidades son necesarios los últimos. En este epígrafe, se hará referencia a modelos matemáticos.

Los modelos mas comunes que se han encontrado pueden ser clasificados en:

1. Modelos de Medias Generales y Zonales.
 - a. Medias no ponderadas (la media aritmética, etc.).
 - b. Medias ponderadas (inverso de una potencia de la distancia, kriging, etc).
2. Modelos de Análisis de Tendencia.
3. Modelos de Interpolación.
4. Modelos Estadísticos.

Una forma de clasificar los modelos matemáticos es en Determinísticos y en Probabilísticos - Estadísticos. Se puede pensar que los primeros son un caso límite de los segundos o que a partir del nacimiento de Teoría de las Variables Regionalizadas se produjo la unión entre los dos tipos de modelos.

Lo cierto es que la experiencia ha demostrado en sus múltiples ejemplos que para modelar matemáticamente un fenómeno en ocasiones ha sido necesario unir teorías aparentemente diferentes para lograr el modelo deseado y siempre el éxito ha acompañado a los que encontraron la combinación que el fenómeno real exigía.

En la práctica de los yacimientos lateríticos cubanos, hoy se usan modelos de interpolación lineal unidimensional para resolver algunos problemas de pronóstico, como por ejemplo estimar los fondos de los pozos de la red de explotación; se han usado profusamente métodos de medias aritméticas para estimar valores de algunos componentes en las columnas de estos pozos e interpolación lineal en los pronósticos de los componentes en los fondos. Ha sido común buscar relaciones entre variables por ajustes por el Método de los Mínimos Cuadrados. Se han realizado pronósticos con inversos de diferentes potencias de la distancia, interpolación lineal con triangulización, kriging, etc., métodos que generalmente se usan en el software SURFER [147], pero se desea reiterar que estos trabajos que revisados aprovechan las excelentes posibilidades de cálculo y gráfico que tienen hoy en día las aplicaciones computacionales sin tener en cuenta todas las características reales de los fenómenos; esto tiene su excepción en el caso de [121] usado por CEPRONIQUEL.

En literatura referida al final de este trabajo se han encontrado modelaciones a partir de la geoestadística del comportamiento de parámetros de yacimientos lateríticos

[16,17,58,65,79,99]. En sentido general los mismos se han caracterizado por tener enfoques bidimensionales clásicos y por trabajar sobre los parámetros de la potencia, la concentración de algunos elementos y la estimación de volúmenes y reservas, excepto en el estudio realizado por la Malecon Minerals and Metals en el Proyecto Cupey [99] donde se utilizan modelos geoestadísticos tridimensionales para la estimación de recursos y reservas.

Para ilustrar una parte básica de la complejidad del problema planteado se ha redactado el anexo 39 donde se hacen algunas consideraciones sobre la consistencia de la información que se utiliza para las modelaciones geoquímicas.

Al describir el modelo que se propone se parte del hecho de que la clasificación tecnológica y litológica de una capa depende de los valores de propiedades químicas y físicas de los minerales que la forman; asimismo el cálculo de reservas depende directamente de los valores mencionados y como veremos en el capítulo 4, también la efectividad de cada planificación estará en función de un conocimiento más exacto de las estas propiedades, por tanto nos concentraremos en la modelación de las mismas.

En ciertas escalas espaciales los fenómenos físicos y químicos actúan de manera tal que existe influencia o relación entre los valores de una propiedad en un punto y los valores de esta propiedad en puntos cercanos. Estas relaciones pueden ser de carácter determinístico o de carácter estadísticos y manifestarse preferentemente en ciertas direcciones y presentar regularidades en sus variabilidades según ciertas escalas. Asumiremos que en los yacimientos lateríticos que las propiedades físicas y químicas mantienen cierta continuidad en el sentido vertical en intervalos de pocos metros y los cambios en las mismas pueden ser suaves o bruscos, predominando estos últimos según la génesis y desarrollo de la micro - zona geológica. En el sentido horizontal la continuidad de la propiedades se manifiesta en intervalos mucho mayores predominando los cambios suaves pero en ocasiones bruscos debido a la presencia de accidentes geográficos tales como arroyos y ríos, grandes grietas, desplazamientos, pequeñas fallas, etc que pueden, en poco tiempo, haber configurado de otra forma la geometría original.

Principio 1: Una red con distancias verticales no mayores de 1 m y distancias horizontales mayores que tengan en cuenta las escalas de variabilidad de las propiedades que se estudian son convenientes para obtener los datos de las modelaciones de estas propiedades.

Hasta el momento, la mayoría de los modelos introducidos para la descripción de las propiedades físicas y químicas de los yacimientos lateríticos son bidimensionales y para todo el yacimiento, se enuncia el:

Principio 2: Los modelos que se empleen para la descripción de propiedades físicas y químicas de los yacimientos lateríticos deberán ser tridimensionales y locales.

El hecho de que el modelo sea local, no debe interpretarse como una independencia absoluta de los modelos de zonas colindantes, por el contrario si hay continuidad en el fenómeno real, esta debe reflejarse en los modelos locales.

En ocasiones los modelos no presentan las propiedades y consecuencias que exige el mundo real y nuestras necesidades, para el caso que se discute se enuncia el:

Principio 3: Los modelos que se usen deben permitir describir el comportamiento numérico de la propiedad estudiada en el mundo tridimensional y deben ser interpoladores exactos y con niveles de acotación aceptables. Además deben contener parámetros que permitan el ajuste de la suavización del modelos.

El proceso de intemperismo en cierta medida produce un proceso de 'organización' en los yacimientos lateríticos donde la característica aleatoria pierde preponderancia y la característica determinística se acentúa.

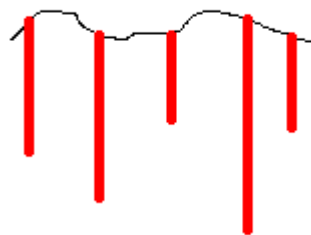
Principio 4: El estado de la corteza de intemperismo al que se le ha llamado Grado de Maduración reviste singular importancia en la toma de decisión de cual modelo deberá asumirse; de este modo en algunos casos deberán emplearse modelos determinísticos, en otros casos modelos aleatorios y en otros casos, modelos donde se combine lo determinístico con lo aleatorio.

El **modelo propuesto** en esta investigación tiene las siguientes características:

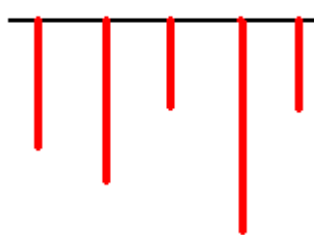
- I. Se llamará W a la variable modelada y X,Y,Z a las variables espaciales.
- II. Siempre se obtendrá un modelo particular de W para cada bloque de exploración. Esta es una decisión de comodidad administrativa pero asumiremos heurísticamente que en general estos bloques de 300x300 m² son de menor o igual tamaño (en planta) que las zonas geológicas del yacimiento. En los casos necesarios puede cambiarse esta decisión.
- III. Todos los datos de posición vertical de los datos de W en cada pozo, para los efectos de la modelación pueden ser trasladados a la cota W=W₀ mediante una traslación. Gráficamente un perfil nivelado tiene el siguiente aspecto:

Figura 3.1

Perfil Real



Perfil Nivelado



A los efectos de las estimaciones, los datos donde se quieran realizar las estimaciones deberán sufrir la transformación inversa.

- IV. El modelo de W siempre tendrá la forma de una combinación lineal de una componente determinística tipo Spline Tridimensional y una componente aleatoria descrita por un estimador tipo Kriging Puntual.

$$W(X,Y,Z) = k_1 D(X,Y,Z) + k_2 A(X,Y,Z)$$

Para esta investigación k₁ y k₂ solo tomarán valores discretos en {0,1}. Siguiendo las ideas de la tabla del anexo 37 según las consideraciones de [137], se asume que se

tienen tres estados posibles del grado de maduración de la corteza de intemperismo: **madura, medianamente madura e inmadura.**

Para el primer caso, prevalecerá la parte determinística $\{k_1=1 ; k_2=0\}$ y se procederá a una regularización de la red (ver anexo 34, inciso 3.a).

Para el segundo caso $\{k_1=1 ; k_2=1\}$ o sea ambas partes tienen la misma preponderancia pero $A(X,Y,Z)$ se estima sobre los datos residuales $V_i = W_i - D(X_i, Y_i, Z_i)$ según se explicó en 3.2, página 45, donde, para determinar D se realiza una nivelación con el pozo cuya boca tenga mayor cota y se regulariza todos los pozos de la red a cotas con valores enteros (ver anexo 34, inciso 3.a) mediante un método de interpolación unidimensional que puede ser el spline lineal (interpolación lineal) y mediante una traslación se nivela.

Para el tercer caso se tiene que $\{k_1=0 ; k_2=1\}$ y se trabaja la geoestadística lineal sobre los datos originales nivelados según se vio en III.

En el anexo 40 se ilustra de una manera sencilla la esencia de los dos primeros casos sobre un corte vertical y el significado de las estimaciones en cada caso.

IV. Estos modelos para su implementación necesitan de ciertos requerimientos.

- a. Splines Tridimensionales: Precisan de una red tridimensional rectangular completa, la misma se obtiene mediante la estimación de los pozos que faltan mediante un método alternativo (hemos empleado inverso del cuadrado de la distancia en una zona de influencia formada por un elipsoide isotrópico de radios $a=b=100$ m y $c=3$ m); para lograr que todos los intervalos verticales queden a la misma distancia se interpoló en la dirección vertical mediante el algoritmo descrito en el anexo 28 teniendo especial cuidado en extrapolar el valor $W=0$ para los puntos que están por debajo de los límites del pozo en particular. La decisión de usar splines trilineales o tricúbicos depende del nivel de 'suavidad' que se quiera imprimirle a la descripción del fenómeno.
- b. Kriging Puntual: El análisis variográfico se realizó según se ha explicado en el epígrafe 3.2. Solo, a modo de curiosidad, se quiere destacar que en una modelación experimental de 12 bloques del yacimiento Punta Gorda considerándolos en la categoría inmaduros, el lag que se tomó como más conveniente en todos los casos fue de 16.66 m y los modelos de variogramas más eficientes para estimar el Ni, Fe y Co, según los criterios de media aritmética y desviación estándar de la validación cruzada y de los errores de estimación y el IGF fueron todos esféricos.

En esta investigación solo se proponen tres opciones para modelar propiedades de los yacimientos lateríticos; en opinión de este autor, el tema sería enriquecido notablemente si se trabajara en la búsqueda de la relación entre las características geológicas y los valores de k_1 y k_2 pero variando estos parámetros en el campo de los números reales. Por otra parte solo se pueden ofrecer criterios matemáticos (numéricos) (previos o posteriores) o prácticos (posteriores) para evaluar la efectividad de cada modelo, lo cual quiere decir que si *a priori* no se conoce, por la información geológica, el estado de la corteza de intemperismo en la zona, se deberán probar los tres modelos y luego

comprobar su eficiencia mediante el muestreo de explotación u otras mediciones y mediante criterios matemáticos; este es un tema que también se considera abierto para su profundización.

B. Modelación topográfica.

Una tarea común en nuestra minería es la de realizar mediciones topográficas en un terreno y a partir de las mismas modelar la superficie correspondiente con el objetivo de determinar propiedades o límites de algún estrato o cuerpo [25,51,127,144]. Entre los métodos que se emplean en la actualidad está el Kriging, ponderado por la posibilidad de estimar el error de estimación pero que requiere de cierta capacitación especial del personal y su automatización no resulta siempre conveniente. Existen otros métodos de estimación que se han utilizado ampliamente; entre estos últimos vale destacar por su sencillez el método de interpolación lineal con triangulización en R^3 muy aceptado debido a la conveniencia de las redes topográficas triangulares [10].

En el caso de la interpolación lineal con triangulización, el error de estimación no se puede decir exactamente ya que las fórmulas clásicas para las interpolaciones vienen dadas por expresiones que incluyen derivadas de la función que describe el fenómeno, evaluadas en cierto punto acotado pero desconocido; si la función viene dada en forma de una tabla de datos, determinar el error es prácticamente imposible. Por todo lo expuesto, reviste singular interés disponer de fórmulas que permitan al menos estimar el error de interpolación lineal.

Se puede demostrar que la interpolación lineal, vista en el caso más general de R^n , es bajo ciertas condiciones, un caso particular de un método de Kriging (ver anexo 41), lo que nos permite afirmar que esta forma de interpolación presenta ventajas relacionadas con la posibilidad de obtener la estimación del error de interpolación, que es difícil cuando solo disponemos de una tabla de datos como información del fenómeno siendo este el parámetro que expresa la eficiencia del modelo analítico - numérico y del modelo gráfico.

Una proposición para los modelos topográficos de los bloques

En primer lugar, las mediciones topográficas deberán realizarse con la metodología adecuada y con el rigor requerido para disminuir otro tipo de errores [10,102].

En segundo lugar se propone elaborar para cada bloque sobre un grid o rejilla cuadrada de $1/8$ del lado del cuadrado de la red básica de exploración, un total de 7 'planchetas', con los siguientes fines, controlar:

- i. Topografía de la superficie, techo y fondo del mineral original (P1,P2,P3).
- ii. Topografía de la superficie, techo y fondo del mineral reales determinados durante en desarrollo de nuevas exploraciones y de la minería (P4,P5,P6).
- iii. Topografía actual del terreno (P7).

Una de las cuestiones que hemos mencionado es el carácter dinámico de la información y de los modelos. Poder estimar el error de interpolación pone en nuestras manos la posibilidad de decidir, en conjunto con las técnicas topográficas adecuadas [10,61], en que zonas es necesario obtener mayor cantidad de información o de mejor calidad para mejorar nuestros modelos topográficos.

3.5. Validación y complementación de la modelación propuesta a través de bloques experimentales, mediante métodos geofísicos y mediante el control de la minería.

La modelación que hemos planteado en 3.4 tiene, al igual que la información, carácter dinámico y este dinamismo debe basarse en la validación y complementación de cada modelo con respecto a criterios objetivos y confiables. Para ello se proponen tres vías principales:

a. Mediante bloques experimentales.

El primer aspecto que debe tenerse en cuenta es que se tenga la posibilidad de poder escoger una muestra de un tamaño estadísticamente representativa y que también tenga en cuenta las situaciones previstas. Esto ha encarnado serias dificultades para esta investigación ya que se supone que los bloques escogidos estén mejor explorados (o sea que se conozca más sobre los fenómenos que se investigan) que los demás y como es fácil de entender, hacer que esto suceda puede encarecer la validación de los modelos hasta límites prohibitivos. En el caso del yacimiento Punta Gorda, al cual se le han dedicado la mayor parte de las pruebas, se tiene una situación especial ya que aunque los 88 bloques que lo forman tienen red de exploración, alrededor de 35 tienen red de explotación (ver capítulo 1) y se tiene el bloque O48 que tiene perforada una red vertical completa cada 8.33 m lo cual la hace adecuada para un trabajo de este tipo. En el anexo 32 se describe la metodología (y algunos resultados satisfactorios) para esta comprobación con el caso del bloque O48. En el caso de la empresa Moanickel S.A. Pedro Soto Alba es factible en el futuro realizar un experimento con todas las exigencias requeridas puesto que las redes de explotación se están realizando actualmente como se ha descrito en el anexo 38.

b. Mediante métodos geofísicos.

Aunque en estos momentos los estudios geofísicos realizados en los yacimientos mencionados no constituyen en las tres industrias en explotación un método de uso activo en las decisiones de las actividades mineras, no hay dudas que sus resultados son positivos [67,152] y que además varias entidades prestigiosas del país han mostrado interés en profundizar en este tema.

La geofísica tiene diferentes técnicas para realizar sus estudios y en el caso de los yacimientos lateríticos varias de ellas son aplicables; es esta diversidad, junto al firme criterio de que solo la validación por la comparación de los resultados de diferentes métodos puede producir desarrollo positivo en todos y cada uno de los ellos, lo que hace afirmar que la modelación geoquímica - litológica y topográfica propuesta tiene una de sus vías de validación, complementación y perfeccionamiento en la investigaciones geofísicas.

c. Mediante el control de la minería.

Es este, sin dudas, el mejor de todos los métodos de validación de cualquier modelo teórico, pero tiene la exigencia de que precisa la construcción de un sistema efectivo de control y de interrelación de la información de ambos subsistemas (pronóstico y control). Para los detalles sobre el sistema de control que se propone vea el Capítulo 5. En este

trabajo no se presentará un ejemplo de este tipo de chequeo ya que no se han podido disponer de los datos de extracción controlados sistemáticamente por una entidad externa (a los departamentos de la subdirección de minas) en los frentes de extracción del yacimiento Punta Gorda y de otras minas [10].

3.6 Análisis del problema de la modelación y pronóstico de las masas volumétricas.

Por cálculo de recursos o de reservas se comprende la determinación de la cantidad de materia prima de un yacimiento o alguna de sus partes, habitualmente expresadas en toneladas métricas. En todo cálculo de recursos o reservas se consideran las características físicas y químicas del mineral y la geometría del yacimiento.

Ya hemos visto que una gran cantidad de características físicas varían sensiblemente, tanto entre diferentes yacimientos, como entre distintas zonas de un mismo depósito. Entre estas características pueden señalarse la porosidad del mineral, los minerales y elementos predominantes, la distribución granulométrica, la humedad del mineral y otros que influyen directamente en los valores de la masa volumétrica de las menas.

La cantidad de cierto metal existente en una zona o yacimiento mineral, se determina teniendo en cuenta el contenido promedio de metal y el tonelaje total de los recursos de la mena, las cuales han sido calculadas sobre la base de la masa volumétrica establecida, por tanto cualquier inexactitud existente en la determinación de la masa volumétrica empleada, se refleja como inexactitud en las reservas de metal calculadas.

La determinación de la masa volumétrica a partir de mediciones en pozos criollos es el principal método empleado en los yacimientos lateríticos cubanos [28,108,111,130,138,141,153,154]; el número de pozos criollos que deberán ejecutarse para obtener un valor confiable, será aquel que garantice que todos los tipos predominantes de mineral, existentes en el yacimiento queden debidamente representados, con el fin de que se pueda determinar la masa volumétrica de éstos o de las mezclas en que ellos se presentan. Además, en los pozos criollos, se determinan las leyes de los componentes Ni, Co y Fe y la humedad del mineral en el macizo expresada en %.

Cuanto mayor sea el número de pozos criollos que se excaven (estos pozos coinciden, generalmente, con uno de los pozos de la red de exploración geológica) mayores serán las probabilidades de obtener una masa volumétrica verdaderamente representativa del depósito. En la práctica es necesario buscar un equilibrio entre este planteamiento y el principio de que el volumen de trabajos a realizar en la exploración geológica, debe ser el mínimo capaz de rendir resultados confiables para la categoría en que se trabaja.

En el caso de los yacimientos lateríticos cubanos, una densidad de unos 10 pozos criollos por kilómetro cuadrado de área de mineral, "ha producido resultados aceptables" [153]

Determinación de la masa volumétrica en los yacimientos lateríticos cubanos.

En los yacimientos lateríticos cubanos históricamente se ha obtenido la masa volumétrica promedio por zonas, para cada uno de los horizontes tecnológicos de mineral.

Esto significa, por ejemplo, que mediante el pesaje y determinación de la humedad de todo el mineral del pozo criollo, comprendido en la zona que se halla clasificado como laterita de balance de acuerdo con el resultado de la perforación, se establece una sola masa volumétrica para ese mineral.

De la misma forma se procede con la serpentinita aunque en realidad, el mineral comprendido dentro del horizonte de serpentinita blanda estará compuesto por fracciones de roca dura hasta terrosas, y por alguna laterita presente como bolsones o desarrollada en grietas preexistentes. Pero aunque cada una de estas fracciones posee una masa volumétrica propia, se obtiene para todo el material una masa volumétrica promedio.

La proyección de los pozos criollos y el uso de criterios estadísticos adecuados previó que la determinación de las masas volumétricas fuera adecuada, sin embargo el abuso de los valores medios, en aras de simplificar los cálculos, ha conducido a la aceptación de métodos simplistas y burdos. Por ejemplo, en la Empresa Ernesto Che Guevara de Moa, Provincia Holguín, se ha dividido el yacimiento en tres zonas arbitrarias denominadas ETAPAS y se le asigna a cada capa tecnológica de las etapas un valor promedio de masa volumétrica. Este método conduce evidentemente a errores groseros durante la determinación de las reservas.

Este método, que hoy se aplica a todos los minerales que se clasifican en el cálculo de las recursos en los yacimientos lateríticos cubanos, facilita las operaciones de cálculo, incluyendo las que son realizadas para el mineral extraído durante todo el período de explotación del yacimiento; sin embargo, la masa volumétrica determinada de esta forma presenta errores que han influido considerablemente en la exactitud de la determinación de los recursos y las reservas y en el control de la minería [10].

Para la propuesta del nuevo método se tendrán en cuenta cinco aspectos.

1. En primer lugar, considerando que los cálculos de recursos se realizan actualmente en los yacimientos lateríticos cubanos a partir de la zona de influencia de cada pozo (ver epígrafe 3.8) de exploración mediante cuya fórmula básica es la siguiente [156]:

$R = A \times P \times M$, donde:

A : Area de influencia superficial del pozo de exploración, m²;

P : Potencia del pozo de exploración , m;

M : Masa volumétrica del mineral, t/m³.

Es necesario, por tanto, tener información confiable sobre el valor de la masa volumétrica de las capas tecnológicas de cada uno de estos pozos. Otras formas de calcular los recursos también precisan en sus expresiones o algoritmos del valor de la masa volumétrica por lo que este problema adquiere importancia general [58,74,75,77,78,98,135].

2. En segundo lugar, todos los tipos tecnológicos de menas utilizados clásicamente por los geólogos en la minería cubana del níquel no constituyen necesariamente la clasificación más adecuada para el proceso de planificación, ejecución y control de la extracción. Recordemos que desde el punto de vista de la explotación del yacimiento, hemos propuesto dividir el perfil vertical en las siguientes capas tecnológicas: escombro superior (ES), laterita de balance, serpentina de balance, la suma de ellas o mena industrial (LB+SB), escombro intermedio (EI) y serpentina dura (SD), a cada una de las cuales se le estimará un valor de masa volumétrica promedio (ponderado) en cada pozo de la red de exploración.

3. Un tercer aspecto es que cuando el pozo de exploración coincide con un pozo criollo, los valores de la masa volumétrica de cada capa tecnológica del pozo de exploración deben coincidir con los del pozo criollo en la pared correspondiente.
4. El cuarto aspecto está relacionado con la dependencia que existe entre la masa volumétrica y los valores del contenido de algunos componentes del mineral. Considerando los trabajos de Elmer Ruz [138] y Francisco Serrano [141], desarrollados en los yacimientos lateríticos de la empresa "René Ramos Latour", en Nicaro, provincia Holguín, Cuba, donde se muestra que la masa volumétrica es una función F_t de los contenidos de Ni, Fe y Co de la mena en cuestión y que depende además de la capa litológica que se estudie; se puede estimar la masa volumétrica de un pozo de exploración determinado para cada una de las capas tecnológicas presentes en un perfil vertical conociendo los valores puntuales de los contenidos de Ni, Fe y Co y el tipo litológico correspondiente, bastaría con evaluar $M = F_t(\text{Ni}, \text{Fe}, \text{Co})$ si se conociera la expresión de la función F_t .
5. Por último, cuando se estudió el modo de encontrar la expresión de F_t surgió de manera natural el Método de los Mínimos Cuadrados pero en este caso la estimación no cumple la propiedad de ser interpolador exacto y además consideramos que de cierta manera F_t debía ser una función que considerara el aspecto local del fenómeno, es decir que dependiera de un conjunto de pozos criollos geográficamente cercanos.

No obstante, se analizó la posibilidad de aplicar otros tres métodos para obtener una modelación de las masas volumétricas lo cual se explica en el anexo 26.

Descripción del nuevo método

Conociendo las coordenadas de un pozo de exploración $P (X_p; Y_p)$ cuyos contenidos promedios de níquel, cobalto y hierro para la capa tecnológica t son respectivamente Ni_t , Co_t y Fe_t , se puede estimar el valor de la masa volumétrica M_{tP} para la capa tecnológica t del pozo P utilizando la siguiente metodología:

1. Triangulizar a partir de las coordenadas planas de la pared Norte (puede tomarse otra pared) del conjunto de pozos criollos conocidos, y determinar por esta pared cuales son los pozos A_1, B_1, C_1 (donde los valores de $Ni_{t1}, Co_{t1}, Fe_{t1}$ y M_{t1} , son sus contenidos y masa volumétrica respectivamente para cada capa tecnológica t) que forman un triángulo tal que el pozo de exploración $P (X_p; Y_p)$ este situado en el interior o en la frontera del mismo (recordemos que todos los pozos criollos del yacimiento se pueden determinar para cada una de sus paredes las coordenadas medias (X,Y) y los valores de los contenidos de Ni, Fe, Co y de masa volumétrica determinados para muestras tomadas en profundidad a 1 m de distancia unas de otras). Considerando que existen varios métodos para triangulizar, proponemos que se use el de Delaunay [100] que satisface la propiedad del círculo donde se generan triángulos cuyos lados tienen diferencias pequeñas o sea tienden a ser equiláteros.

Se obtienen los puntos A_2, B_2, C_2 cuyas coordenadas planas son las de la media de la pared opuesta a la que se tomó en el párrafo anterior y los valores de $Ni_{t2}, Co_{t2}, Fe_{t2}$ y M_{t2} son sus contenidos y masa volumétrica para cada capa tecnológica t .

2. A partir de los seis puntos $A_1, B_1, C_1, A_2, B_2, C_2$ y sus valores respectivos de $Ni_{t1}, Co_{t1}, Fe_{t1}, M_{t1}, Ni_{t2}, Co_{t2}, Fe_{t2}$ y M_{t2} para cada capa tecnológica t , se obtiene (resolviendo un sistema de ecuaciones lineales) para cada triángulo de vértices A_1, B_1 y C_1 la ecuación lineal:

$$M_t = a_0 + a_1x + a_2y + a_3Ni_t + a_4Co_t + a_5Fe_t$$

Donde $a_0, a_1, a_2, a_3, a_4, a_5$ son coeficientes reales.

A partir de la expresión anterior se pueden obtener las masas volumétricas M_{tP} de las capas tecnológicas t de cualquier pozo de exploración P cuyas coordenadas X y Y se encuentren en el interior o en la frontera de un triángulo ABC .

3. Cuando no se pueda utilizar este método de estimación de la masa volumétrica, debido a que el pozo de exploración $P(X_p, Y_p)$ no pertenezca a ninguno de los triángulos formados por los pozos criollos, entonces se propone estimar el valor de M_t en función de la masa volumétrica de los puntos más cercanos, para ello se utilizara el método del inverso del cuadrado de la distancia con la restricción de una zona de influencia circular que incluya no menos de 3 pozos criollos seleccionados entre los más cercanos.

El método propuesto para el establecimiento de la masa volumétrica en los yacimientos lateríticos además de ser simple con el uso de las computadoras, nos ofrece un resultado 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 del pozo de exploración y su posición con respecto a los pozos criollos cercanos, sin embargo tiene la dificultad de no tener en cuenta directamente los tipos litológicos medios; esto se debe a que no se disponen hoy en día de esa información en las bases de datos informatizadas de las minas. Además debemos agregar que este método puede conjugarse con zonificaciones de los yacimientos tales como las propuestas en [10], lo cual aumentaría la confiabilidad de los resultados.

Finalmente debe recordarse que según se observó en el Capítulo 2, aún queda por resolver el problema de aumentar la fiabilidad de los valores de Ni, Fe y Co en los pozos de la red de exploración que son los datos de entrada para estos cálculos.

3.7 Cálculo de Volúmenes.

Para el cálculo de volúmenes se considerarán soluciones para diferentes casos.

- A. Sólidos cuya proyección es un rectángulo y está limitado por techo y piso mediante superficies alabeadas y se tiene para las mediciones una red rectangular completa.
- Si se quiere calcular el volumen con un error mínimo de las curvas de interpolación y mediante pocos puntos y se puede definir donde se realizarán las mediciones, siempre que los mismos tengan el mismo nivel de representatividad con respecto a las cotas, bastará con usar de forma iterativa la fórmula de Gauss (anexo 27) tal como se explica el método de perfiles verticales en [80].
 - Si se quiere calcular el volumen con un error mínimo de las curvas de interpolación y mediante pocos puntos donde las mediciones ya se conocen de antemano, bastará con usar de forma iterativa la fórmula de Gauss (anexo 27) con la transformación LL (ver anexo 28) tal como se explica el método de perfiles verticales en [80].

- iii. Si se quiere calcular el volumen aprovechando las propiedades de los splines bidimensionales (ver epígrafe 3.3) donde las mediciones ya se conocen de antemano, bastará con determinar para cada 'parche' la ecuación del spline correspondiente al techo y la del spline correspondiente al piso y calcular la integral de la manera clásica; siendo el Spline Bicúbico $z = H(x,y)$ según el método descrito arriba, se calcula el **volumen total** por:

$$V = \sum_{j=1}^{n2-1} \sum_{i=1}^{n1-1} V_{ij} \quad \text{donde} \quad V_{ij} = \int_{x_i}^{x_{i+1}} \int_{y_j}^{y_{j+1}} H(x,y) dy dx$$

El cálculo de los volúmenes V_{ij} puede hacerse analíticamente sin dificultades.

- B. Sólidos cuya proyección es un rectángulo y está limitado por techo y piso mediante superficies alabeadas y se tiene para las mediciones una red rectangular incompleta.

En estos casos se pueden tomar dos vías:

- i. Completar la red mediante el uso del método de interpolación lineal por triangulación o mediante kriging y usar uno de las vías descritas en 3.6 A.
- ii. Usar directamente un método que no precise de una red rectangular como el de triangular (recomendamos el método de Delaunay [100]) la red y calcular el volumen total aproximado como la suma de los volúmenes de cada uno de los sólidos cuyos 'techos' y 'pisos' son dos triángulos; estos últimos volúmenes se pueden calcular de manera exacta.

Antes de continuar es conveniente señalar que el problema de la exactitud de los métodos de cálculo de volúmenes para los casos descritos anteriormente ha sido tema de investigaciones del autor de esta memoria, los resultados principales que nos permiten reafirmar las recomendaciones 3.6.A.iii y 3.6.B.i puede verse [84,93], donde además se comprueba mediante un experimento computacional que, además de la densidad de la red, otros tres factores que determinan la exactitud del cálculo de volúmenes como los descritos son la variabilidad de la superficie (se describe una fórmula para estimarla), la proporción de puntos de medición (que no pertenezcan a la frontera de la región) que puedan considerarse extremos o puntos de ensilladura y la regularidad de la red, medida por un criterio que puede verse en [90].

- C. Sólidos con proyecciones irregulares en los planos de coordenadas.

Son estos sólidos los más difíciles de realizarles los cálculos de volúmenes debido a que las mediciones deben garantizar la determinación de los límites del cuerpo. Para el cálculo de sus volúmenes se propone el algoritmo descrito en [82] el cual puede resultar útil cuando se trata de determinar el volumen de un cuerpo de intercalación.

3.8 Cálculo de Recursos.

En nuestros yacimientos lateríticos el cálculo de los recursos se ha efectuado históricamente mediante la fórmula de la zona de influencia que puede describirse como:

Método 1: Se tiene una columna vertical o pozo P que tiene D metros de profundidad donde se han realizado K mediciones en igual número de intervalos que pueden ser o no de la misma longitud L_k . Se considera que P está situado en el punto de intersección de las diagonales

de un cuadrado de lado A; este cuadrado es la zona de influencia de P. Para cada intervalo K se tiene un valor del volumen calculado por $V_k=A^2 L_k$ y además se conocen en ese intervalo los valores promedios de la masa volumétrica M_k y del % de los componentes de cierto elemento W_k (en nuestro caso se conocen, al menos, valores de Ni, Fe y Co en cada intervalo). Los valores parciales de los recursos se calculan para cada intervalo como $R_k = V_k M_k$ y la cantidad de W se calcula como $CW_k = R_k W_k /100$. Para conocer el valor en todo el pozo se suman los resultados parciales.

En este punto conviene analizar el problema del error de estimación de W. Si se considera que la variabilidad de W es conocida y está descrita por el variograma $\gamma(h)$ cuando se estima el valor de W en un punto Q perteneciente a la zona de influencia de P donde $W=W_0$ entonces se tiene que en Q el valor de $W=W_0$ y el error de estimación es $E=2\gamma(h)$ donde h es la distancia entre los dos puntos; o sea que el error depende de la variabilidad de E y de la distancia h. El error medio cuadrático de cálculo de recursos tiene la forma $E_{CR} =$

$$\sqrt{(E_{vol})^2 + (E_{mas})^2} \quad [10] \text{ y para el cálculo de recursos del metal W se tiene la fórmula } E_{CRW} = \sqrt{(E_{vol})^2 + (E_{mas})^2 + (E_w)^2}, \text{ donde el valor del error medio de la determinación del error de W en A estará dado por } E_w = \frac{2}{A^2} \int_0^A \int_0^A \gamma(h) dx dy .$$

Otros métodos clásicos de cálculos de recursos que existen se basan fórmulas análogas de multiplicar volumen por masa volumétrica pero con diferentes formas de calcular el volumen del cuerpo en dependencia de la forma que tenga el mismo [98,140,156].

Método 2: Se basa en el hecho de que si se conocen las hipersuperficies 'por tramos' $u=f(x,y,z)$ que expresa la ley de un elemento u en cada punto (x,y,z) de un sólido que contiene los $n_1 \times n_2 \times n_3$ datos y/o estimaciones y la función P(x,y,z) expresa en cada punto la masa volumétrica, entonces puesto que la reserva R, es el producto del volumen V por la masa volumétrica P por la ley del componente u y usando la definición de integral triple se tiene:

$$R = \sum_{k=1}^{n_3-1} \sum_{j=1}^{n_2-1} \sum_{i=1}^{n_1-1} R_{ijk} \text{ donde}$$

$$R_{ijk} = \int_{x_i}^{x_{i+1}} \int_{y_j}^{y_{j+1}} \int_{z_k}^{z_{k+1}} P(x,y,z) f(x,y,z) dz dy dx \text{ para un pequeño paralelepípedo cuyos}$$

lados son $x_i, x_{i+1}; y_j, y_{j+1}; z_k, z_{k+1}$. Las dificultades evidentes de este método son la obtención de las funciones P(x,y,z) y f(x,y,z). La ventaja del método está dada en que elimina la rigidez de trabajar con valores promediados para todo los puntos del paralelepípedo o sea es una manera de acercarnos a la realidad.

Método 3: El método estadístico no precisa del cálculo del volumen sino que se basa en la productividad del área medida de manera estadística y la delimitación de esta área; los detalles pueden verse en [98]. El método tiene, para este autor, la desventaja de que depende de la aceptación de la aleatoriedad como única (o preponderante) propiedad del modelo del fenómeno que se analiza lo cual no concuerda con la realidad y además se precisaría de un

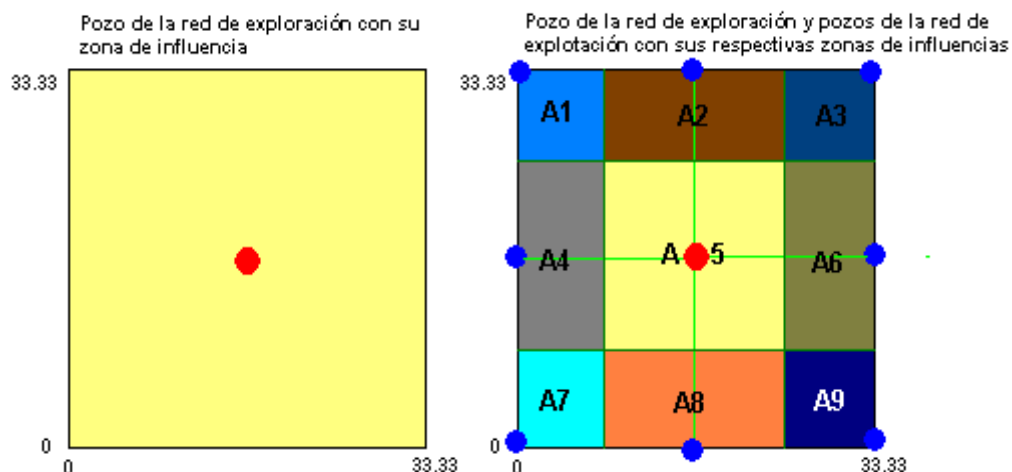
estudio altamente especializado (por zonas y elementos) de los parámetros y distribuciones estadísticas de los sitios explorados y minados, cosa para la cual no se tienen en la actualidad datos precisos.

Método 4: La evaluación de recursos mediante métodos geoestadísticos es bastante conocida [5,17,32,58,106,107] y puede realizarse de la manera clásica visto en el método 1, calculando el volumen del cuerpo mediante una red densa estimada por kriging o puede tomarse directamente el tonelaje como una variable regionalizada en unidades de volumen; los cálculos se realizan mediante estimaciones por kriging. La ventaja principal de este método es que permite evaluar el error de estimación y como desventaja precisa de personal calificado y de labor computacional compleja y laboriosa.

En sentido general, es difícil decidir sin estudios particulares de cada bloque, cual método es más conveniente para estimar los recursos (o reservas) del bloque, pero este autor no tiene dudas de que el método de zonas de influencia, por su sencillez, puede ser utilizado en la medida en que las áreas no sean mayores que los valores permitidos por la variabilidad estudiada, para garantizar que los errores no excedan los rangos permisibles. Como cuestión positiva puede aducirse que el uso de intervalos verticales no mayores de 1 m debe permitir obtener buenos resultados pues en áreas pequeñas las variaciones estadísticas dentro de las capas del mineral laterítico no son muy grandes. Otra cuestión positiva es que al hacer más densa la red, se garantiza una rápida disminución del error de estimación lo cual relaciona la efectividad del método a la efectividad de los modelos propuestos en 3.4.A que permiten estimar redes más densas.

Un método 'Zona de influencia 2', que ha sido empleado en nuestra industria del níquel aunque de manera muy simple, se explica a partir del siguiente gráfico que representa un plano de la zona de influencia de un pozo sin y con la red de explotación (la cual puede estar desarrollada completamente, desarrollada parcialmente con estimaciones de algunos valores o totalmente estimada). Como se podrá observar en este gráfico, el método 'Zona de Influencia 2' es simplemente aplicar el método 1 de zona de influencia a cada una de las áreas A1,...,A9, teniendo en cuenta que las fórmulas de cálculo de volumen cambian para cada área y luego sumar los resultados.

Figura 3.2: Descripción gráfica de las áreas del método de zona de influencia 2.



Para ilustrar las argumentaciones sobre la propuesta de método que se presenta en esta investigación como la más adecuada, el autor ha desarrollado un ejemplo de cálculos de recurso de LB+SB en el bloque XXX del yacimiento Punta Gorda. En los tres métodos se trabajó con los valores de masas volumétricas constantes utilizados usualmente por los especialistas de la mina en esa zona: se usaron los datos de la red de exploración en los Métodos 1 y 2 (usando en este caso el spline trilineal para modelar de manera continua sobre los datos nivelados los valores de % de Ni, Fe y Co) y se usaron los datos de las redes de exploración y explotación en el método 'Zona de influencia 2' donde se completó el valor del fondo del mineral de la red de explotación y los valores del Ni, Fe y Co mediante la modelación (ya que no se dispone de los datos obtenidos por mediciones directas) vista en 3.4.A usando interpolación trilineal sin kriging.

En el anexo 31 se muestran los resultados de los cálculos del ejemplo mencionado de los cuales se han obtenido las siguientes conclusiones:

1. A nivel de pozos se presentan diferencias significativas entre el Método 1 con respecto al Método 2 y al 'Zona de influencia 2', no así a nivel de bloque lo cual puede explicarse con la presencia de los conocidos fenómenos de compensación.
2. Las diferencias, a nivel de pozo, entre los Métodos 2 y 'Zona de influencia 2' son pequeñas debido a que se ha incorporado en ambos casos una modelación que, aunque no refleja totalmente la realidad, elimina la rigidez que implica suponer como se hace en el método 1, que los valores de los elementos considerados se mantienen en un área de aproximadamente 1111.1111 m^2 y son independientes de los valores vecinos (considerando también los valores de los pozos pertenecientes a otros bloques colindantes). En el Método 2, además se han calculado las integrales usando los métodos exactos sobre los interpoladores obtenidos, lo cual le confiere, en este sentido, mayor confiabilidad teórica a estos resultados.
3. Puesto que el cálculo se ha realizado pozo a pozo no se ha tenido en cuenta la topografía real del terreno y de las capas tecnológicas. Para tener en cuenta esta topografía en el Método 2 implicaría una complicación adicional para los límites de integración de la variable vertical Z, sin embargo para el método que se denominó 'Zona de influencia 2' esta cuestión resultó fácil de resolver puesto que la nivelación para los 9 puntos de cada bloque solo es necesaria para estimar valores de los componentes en cada columna.

Por tanto, se recomienda por su sencillez en la aplicación, nivel de precisión para estos casos y por su fácil comprensión (lo que facilita su adaptabilidad a cada caso) el método 'Zona de influencia 2' y porque, además, puede ser generalizado a sistemas rectangulares de taladros de mayor densidad con lo que aumentaría la exactitud de los resultados.

Capítulo 4 : Planificación de la minería en los yacimientos lateríticos del nordeste de Holguín.

En este capítulo se realiza esta breve introducción debido a que como se ha planteado en otra oportunidad la minería del níquel en Cuba presenta insuficiencias en lo que concierne a las actividades almacenamiento - mezcla - homogeneización aunque es de esperar que esta situación sea resuelta en cortos y medianos plazos.

En la práctica actual, mediante una planificación adecuada de la extracción en los diferentes frentes se dosifican cantidades de mineral con diferentes características que al mezclarse garantizan los volúmenes y calidades pedidas; es esta mezcla lograda teóricamente en los frentes de extracción y ejecutada en el transporte y en los 'almacenes' la que más adelante será homogeneizada para su ingreso en el proceso metalúrgico; en este caso el cliente de la mina es prácticamente la planta metalúrgica y el material que no le fue enviado se 'almacena' en escombreras y 'jabas' de la mina o se usa en la construcción de caminos y diques.

Sería, evidentemente, mucho más sencilla la actividad minera si todo el material extraído que pueda ser considerado como procesable por la planta metalúrgica sea enviado a un depósito intermedio donde se almacene atendiendo a sus calidades y se proceda a realizar las mezclas necesarias para su posterior homogeneización y envío al proceso metalúrgico; en este caso el cliente de la mina estaría en el depósito y la planta metalúrgica sería el cliente del depósito.

Como puede notarse si el cliente es la planta metalúrgica la actividad minera es mucho más compleja y tensa que en el caso de que el cliente de la mina fuera un depósito donde se realizarán plenamente las actividades almacenamiento - mezcla - homogeneización.

Por todo lo planteado en los párrafos anteriores, en lo que sigue simplemente se hará referencia a un cliente de la mina, el cual solicita ciertas cantidades de mineral con ciertas características y en un plazo determinado.

4.1 La planificación como proceso continuo y dinámico.

La planificación de la minería comienza en etapas muy tempranas del proyecto integral de la industria. Según las normas establecidas, durante la explotación de un yacimiento por el método a cielo abierto cada mina debe poseer el proyecto de explotación aprobado por las instancias correspondientes. En el anexo 48 se describen los aspectos que debe contener un proyecto minero. Otros enfoques análogos o parciales pueden verse en [8,32,98].

El proyecto se realiza para tomar las decisiones técnico - organizativas óptimas para la construcción de la mina y explotación del yacimiento, las cuales garantizan el efecto económico máximo.

El diseño de los proyectos mineros, además de habersele dedicado en el mundo innumerables investigaciones, artículos y libros, está contemplado en las legislaciones correspondientes de todos los países mineros [124]; a la planificación de la minería que es uno de sus aspectos se le presta máxima atención en nuestro caso ya que es, sin dudas, la parte más compleja de toda la actividad minera en los yacimientos lateríticos debido principalmente a:

1. Los rangos estrechos de las restricciones del cliente de la mina con respecto a los volúmenes y las características del mineral que solicita.
2. La característica de homogeneidad y de continuidad del flujo del mineral exigida por el cliente.

3. La incertidumbre del pronóstico realizado sobre los recursos minerales.
4. La complejidad de las tareas de determinar las reservas minerales.
5. La gran cantidad de elementos a tener en cuenta a partir de la técnica disponible y las condiciones particulares de la mina y la empresa para lograr realizar el descombreo y la extracción (incluyendo el transporte) de los volúmenes y calidades solicitadas.
6. La necesidad de que la planificación contemple el cumplimiento de índices de rentabilidad económica.
7. Las limitaciones legislativas ambientales y socio - económicas que tiene esta actividad minera.

Este nivel de complejidad implica que la actividad de planificación tiene que ser continua y dinámica; la continuidad debe basarse en el principio de que no puede admitirse que se planifique ignorando la minería realizada en períodos anteriores o sin prever la minería que se realizará a mayores plazos y el dinamismo debe considerarse desde el punto de vista de que la planificación debe adaptarse en cortos períodos de tiempo a las nuevas condiciones que se presentan y de esta adaptación siempre deberán surgir planes de minería de mayor efectividad que a la vez que consideren que la planificación de la explotación de un yacimiento es un proceso único que comienza con el proyecto de explotación, su desarrollo se realiza sobre la base de las condiciones particulares de cada etapa.

La planificación minera define el efecto económico máximo de toda la actividad pero no puede ser considerada una actividad independiente del pronóstico y del control pues su dinamismo y efectividad depende esencialmente, junto con la calidad y idoneidad de los métodos de planificación empleados, de la calidad del pronóstico y solo un control efectivo de las actividades mineras puede evaluar esta efectividad y hacer que la dirección del movimiento de la actividad de planificación sea el que aumente esta efectividad.

Generalmente la planificación que se realiza en la actualidad hace énfasis en la definición de los volúmenes de escombro a remover y en los volúmenes y calidad del mineral a enviar al cliente y así queda contemplado explícitamente, sin embargo se maneja de manera implícita el problema de la protección del medio ambiente y de los trabajos hidrogeológicos, por esta causa se hacen algunas reflexiones al respecto en el próximo epígrafe.

4.2 Relación de la planificación con la conservación del medio ambiente y con los problemas hidrogeológicos de los yacimientos.

Una de las consecuencias negativas reconocidas (ver anexo 2) de la actividad minera es la afectación al entorno y esto es motivo de profundo análisis en todos los niveles.

En esta investigación no se propondrán los elementos metodológicos y técnicos particulares de la protección del medio ambiente que se deben incluir en un plan de minería ya que esto es un tema amplio y de gran actualidad en las investigaciones que se realizan, sin embargo es necesario profundizar en una problemática de carácter fundamental y es que en la minería de los yacimientos lateríticos se debe pasar del enfoque rehabilitativo al enfoque preventivo y esto no quiere decir que puedan planificarse y evitarse durante la actividad minera todos los efectos negativos que la misma pudiera causar (ya que esto probablemente afectaría significativamente la rentabilidad y la propia existencia de la mina) sino que debe buscarse el equilibrio ecológico - económico entre la actividad minera y su impacto en el medio

ambiente. En la actualidad, donde junto con el perfeccionamiento empresarial de nuestras empresas socialistas, se prevé que la rehabilitación es una responsabilidad de la entidad minera, y donde además es penable económicamente el no cumplimiento de esta responsabilidad que por demás puede convertirse en un conjunto de tareas costosas, es necesario crear sistemas de análisis de socio - económicos del impacto ambiental de cada variante de explotación que se proponga donde se seleccionen las variantes que garanticen en su conjunto, la mayor efectividad económica en el cumplimiento de las obligaciones con el cliente y con las tareas preventivas y de rehabilitación del entorno, con el menor efecto negativo a la sociedad. Esto de alguna manera debe estar de manera explícita en todos los planes de minería y considerarse en la planificación de los flujos de mineral tal como se explica en el epígrafe 4.6.

En particular, es conocido que los problemas hidrogeológicos de un yacimiento en explotación pueden encarecer significativamente el desarrollo del proyecto minero e incluso suspenderlo. En los yacimientos lateríticos cubanos, debido a las características climáticas generales del macizo Mayarí - Moa - Baracoa, la situación hidrogeológica se hace bastante compleja y presenta rangos pequeños de estabilidad, por lo que puede considerarse que las características hidrogeológicas de un yacimiento que constituyen también un sistema dinámico, cambia en la medida en que se ve afectado positiva o negativamente por la actividad del hombre y por la propia naturaleza.

Es por ello que dentro de la actividad minera además de considerar si es rentable minar o no minar una zona, atendiendo a su situación hidrogeológica, deben emplearse modelos hidrogeológicos del yacimiento que permitan pronosticar las consecuencias de la actividad minera; estos pronósticos deben influir de modo significativo en la planificación debido precisamente al costo que puede tener en el futuro la inundación de los fondos (probablemente con altos contenidos de Ni) de una zona de extracción o el aumento de la humedad del mineral hasta niveles que hagan incosteable su procesamiento minero - metalúrgico o que se produzcan deslizamientos del terreno que provoquen pérdidas materiales y humanas.

Es evidente que si asumimos la continuidad y dinamismo de la planificación de la actividad minera, la consideración de la relación causa - efecto que tiene la actividad minera y la situación del medio ambiente e hidrogeológica en particular, debe considerarse en ambos sentidos como un factor decisivo para esta planificación.

En lo que sigue trataremos sobre un tema sumamente importante que pudiera resumirse en una pregunta ¿Deben planificarse los recursos o deben determinarse primero las reservas de mena recuperables y sobre estas desarrollar la planificación?

4.3 Determinación de las reservas minerales y del escombro a extraer.

La planificación tiene dos formas conceptuales principales bien diferenciadas en lo que se refiere a las recursos y reservas (ver anexo 45):

- a. Planificar sobre las bases de los recursos pronosticados, tratando sobre la marcha de respetar las restricciones de protección e higiene del trabajo y medio ambientales.

b. Definir, a partir de los recursos pronosticados, las reservas minerales y planificarlas teniendo en cuenta el equipamiento disponible, la disposición geométrica de esta reservas y las restricciones de protección e higiene del trabajo y medio ambientales.

Esta investigación propone como base conceptual la segunda forma debido a que, en general, las reservas de mena se calculan sobre la base de un mayor muestreo, modelación más realista, métodos de cálculo más eficientes, sobre la base del análisis del equipamiento disponible y de otros factores técnico - económicos.

Para argumentar aún más esta posición debe hacerse énfasis en que en la actualidad se presenta una situación en algunas empresas que, al menos, puede ser considerada controvertida y que será ilustrada para el caso de la empresa Ernesto Che Guevara.

Es conocido que la red de exploración con los métodos de cálculo empleado definió los recursos del yacimiento Punta Gorda en clase B, donde se admite como máximo un 20% de error. Este autor, no ha podido encontrar, excepto el argumento de la experiencia [135,153], una justificación científica satisfactoria a la afirmación de que *los recursos calculados en este yacimiento tienen no más de un 20% de error en todos sus pozos*, y aunque se aceptara que el yacimiento tuviera *en general* recursos calculados con un error menor que el 20%, la variabilidad que el mismo presenta en diferentes zonas hace presumir que esta realidad es más bien producto de la compensación entre errores de diferentes signos. En la siguiente tabla se muestra la media aritmética y la desviación estándar del Ni, Fe y Co promedio de los 5808 pozos explorados en este yacimiento:

Tabla 4.1: Valores promedios y de las medias aritméticas y desviaciones estándar del Ni, Fe y Co en los pozos del yacimiento Punta Gorda.

Media % Ni	D. E. % Ni	Media % Fe	D. E. % Fe	Media % Co	D. E. % Co
0.99711433	0.41380165	37.4673054	10.4130406	0.07898416	0.05136708

Nótese que los coeficientes de variación promedios son respectivamente 41.49%, 27.79% y 65.03% lo cual corrobora lo planteado sobre la variabilidad del yacimiento.

En el anexo 42 se presentan valores promedios pero por bloques para la potencia de todo el muestreo del pozo y para la capa tecnológica LB+SB sin incluir las intercalaciones. En las tablas se puede observar que la variabilidad del Ni, Fe y Co entre los bloques es significativa y no varía de la misma forma en cada componente.

Ahora se puede presentar otro argumento de peso en esta discusión y es que los rangos de error (20%) de los componentes Ni, Fe y Co pudieran no ser iguales entre si.

Otra razón importante es la conocida presencia de intercalaciones en nuestros yacimientos. En el anexo 46 se presenta una tabla donde se muestra por bloques los promedios de las potencias de escombros superior (ES), escombros intermedio menor de 2 m (EINI) y escombros intermedio mayor o igual que 2 m. En la última columna se muestra la relación **escombros intermedio / mineral** la cual muestra que las intercalaciones son un elemento de gran variabilidad con respecto a la potencia del mineral y por tanto a tener en cuenta en la planificación de la minería. Vale destacar que en los cálculos clásicos de recursos el EINI (Escombros Intermedios No Intercalación, o sea con menos de 2 m consecutivos de potencia) se ha incluido dentro del mineral (esto solo debiera ser hecho, en caso necesario,

durante el cálculo de reservas de mineral) lo cual agrega un factor de imprecisión para los resultados de algunos pozos.

De todo lo anterior se deduce que, al menos, es dudosa la aseveración de que el yacimiento Punta Gorda está clasificado pozo a pozo en la categoría B y por tanto esto demuestra la necesidad de realizar para la planificación un nuevo cálculo de recursos minerales mediante el uso de modelos más reales y mediante la utilización de métodos más idóneos y a partir de estos resultados estudiar por zonas la verdadera clasificación de los recursos explorados y señalando donde es necesario un muestreo de mayor densidad; a partir de estos recursos recalculados y mediante los análisis correspondientes deben determinarse, de manera explícita y rigurosa, las reservas de mena que es sobre las que en definitiva deben ser creados los planes.

Pero aún si admitiéramos que el yacimiento Punta Gorda efectivamente tiene calculados recursos en clase B y analizamos la tabla del anexo 6 veremos que las pérdidas planificadas contra estos valores son de un 6% y el empobrecimiento de un 11% lo cual indica de que, teóricamente, el cumplimiento de estas planificaciones es bastante improbable lo cual reafirma lo subrayado.

En la metodología de planificación que proponemos la primera tarea que debe realizarse para la planificación minera es la que da título a este epígrafe, para lo cual se propone el siguiente algoritmo:

1. A partir de la modelación obtenida que permite tener para cada pozo de cada bloque un total de 9 taladros tal como se señala en la figura 3.2 (derecha), determinar un cálculo de recursos detallado (volumen, masa, % de Ni, % de Fe y % de Co para las capas tecnológicas Escombros Superior, LB, SB, LB+SB, Escombros Intermedios que constituya Intercalación, Pérdidas y Empobrecimiento) y el ángulo máximo que se tendrá entre dos taladros consecutivos después de retirar el escombros, según 6 variantes que describimos a continuación:
 - a. Variante 1: Tomar el LB y/o SB más el Escombros Intermedio considerándolo como parte del LB o del SB en dependencia de su contenido de Fe.
 - b. Variante 2: Tomar el LB y/o SB más el Escombros Intermedio que no es intercalación (ya que por su poca potencia no es posible extraerlo separadamente) considerándolo como parte del LB o del SB en dependencia de su contenido de Fe.
 - c. Variante 3: Tomar el LB y/o SB más el Escombros Intermedio, más el Escombros Superior considerándolos como parte del LB o del SB en dependencia de su contenido de Fe.
 - d. Variante 4: Variante 3: Tomar el LB y/o SB más el Escombros Intermedio, más una parte del Escombros Superior que permita mantener la ley de Ni por encima de un valor dado (considerándolos como parte del LB o del SB en dependencia de su contenido de Fe). Si el % de Ni del LB y/o SB más el Escombros Intermedio del pozo no llega a la ley entonces se toma para el pozo según la Variante 1.
 - e. Variante 5: Se toma una cota común para el final del descombreo en toda el área analizada de manera que las pérdidas y el empobrecimiento sea mínimo.

f. Variante 6: Igual que la Variante 1 pero según los cálculos realizados a partir de la red de exploración.

Una variante importante es aquella donde se tomen en cada pozo cotas que generen pendientes entre ellos no mayores que un ángulo dado y que además permita minimizar las pérdidas y el empobrecimiento. Esta variante no ha sido desarrollada teóricamente o prácticamente en esta investigación y es un problema abierto, considerado por este autor tan importante como complejo.

2. Se presentará la posibilidad de crear de manera *manual* a partir de cualquiera de las variantes anteriores, esta Variante 7 permitirá al usuario interactuar con una aplicación para computadoras para la determinación de las cotas de descombreo, de 'resane' (extracción de escombros intermedios) y del fondo del mineral. En esta variante el colectivo técnico podrá determinar las cotas mencionadas para cada pozo, teniendo en cuenta la realidad de la situación técnico - económica de la mina de modo que permita minimizar los factores negativos relacionados con el empobrecimiento, pérdidas, afectaciones al entorno y protección e higiene del trabajo y al mismo tiempo garantizar las reservas que en los planes de flujos de mineral satisfagan en volumen y calidad las demandas del cliente con el uso más adecuado del equipamiento.
3. En todas las variantes se calculará la cantidad de metal que es posible extraer como una cuarta manera (además de las pérdidas, el empobrecimiento y la pendiente) de medir las bondades de una variante.
4. Se tomará la variante Aceptar o **Variante de Reservas** que es la que definirá las reservas sobre las que se desarrollarán los planes de minería a medianos (si se trabajó con recursos indicados) y cortos plazos (si se tienen recursos medidos).

En el anexo 44 se muestran los cuadros de diálogo desarrollados en el software Tierra (ver anexo 3) para implementar este algoritmo donde los resultados obtenidos se guardan en archivos que ya contemplan las reservas mineras y las pérdidas y empobrecimiento planificados a partir de los recursos recalculados.

La determinación de las reservas puede, sin dudas, lograr un mayor nivel de automatización pero para lograr este objetivo es necesario considerar individualmente la situación técnico - económica de cada entidad minera, las características particulares de los depósitos que se explotan y las estrategias que se planteen para cada colectivo técnico.

La complejidad de la planificación aumenta en la medida en que se realiza sobre plazos más cortos es por ello que en los próximos epígrafes se analizarán los aspectos relacionados con la planificación del desbroce, destape y extracción en diferentes períodos de tiempo.

4.4 Planificación del desbroce y del destape.

La planificación del desbroce y del destape tiene diferentes niveles de precisión en dependencia de los períodos que se planifican; en la actualidad dentro de los planes de minería que se elaboraron para períodos de 20, 5 y 1 año aparecen los planes de desbroce y destape pero con niveles de detalles muy pobres y sobre la base de cálculos de recursos a partir de la red de exploración lo cual solo los hace lo suficientemente útiles para orientar de manera general el trabajo. En este epígrafe nos referiremos a los planes detallados que realmente orienten con precisión el trabajo diario de desbroce y destape.

A partir de los resultados obtenidos en la determinación de las reservas mineras y del escombro a extraer explicada en el epígrafe 4.3 la tarea de planificación del desbroce y destape está prácticamente resuelta y solo es necesario definir como deben quedar expresados estos planes y analizar el problema del sincronismo entre el desbroce - destape y la extracción a partir de las necesidades de mineral planteadas por el cliente y los planes de extracción que se tienen.

Los planes de desbroce destape deben quedar expresados:

- a. Por áreas (que pueden ser cuadradas que incluyan a 9 pozos de un bloque, el área que ocupa un bloque o un área arbitraria). Es recomendable que estas áreas sean siempre iguales ya que se facilita el control técnico - económico de la minería.
- b. Por volúmenes a trasladar en unidades de tiempo (lo cual principalmente depende de las necesidades planteadas y del equipamiento disponible).
- c. Por el destino del material que se remueve a partir de las calidades del material ya que esta concepción es sumamente importante para que en un futuro pueda aprovecharse recursos que hoy la tecnología metalúrgica no puede procesar.

Ejemplo de un plan de este tipo puede verse en el anexo 43 (el cual es muy fácil de implementar en aplicaciones computacionales de amplio uso como el Excel, por ejemplo). Para el trabajo en el campo se pueden utilizar planchetas auxiliares por áreas que contengan los datos de la cota y potencia para cada tipo de trabajo. Estas planchetas orientarían a los que dirigen el proceso real y además permitirían en un momento determinado tomar la decisión de realizar algún muestreo y controlar e informar cuando no se han confirmado los pronósticos.

El desbroce y el destape son actividades que preceden a la extracción del mineral que se enviará al cliente por tanto deben realizarse con la suficiente antelación como para que se tengan destapadas las reservas a minar en el momento previsto e incluso estar preparados para posibles eventualidades de interrupciones de estas tareas o de no confirmación de reservas en alguna zona; por otra parte, las actividades de desbroce y destape producen afectaciones importantes al medio ambiente al eliminar la vegetación del terreno dejando al descubierto grandes zonas y creando escombreras donde el viento y las lluvias producen rápidamente erosión y contaminación ambiental. Es, por tanto, necesario encontrar un período de tiempo adecuado que mantenga el equilibrio entre los dos factores subrayados, es evidente que este período de tiempo será más breve en la misma medida en que se aumente la fiabilidad del pronóstico y también dependerá de la existencia de un depósito donde se realicen labores sistemáticas de almacenamiento - mezclas - homogeneización.

En la práctica se han tenido en nuestro país casos de desbroce - destape con tres años de antelación lo cual garantiza reservas destapadas que facilita en gran medida la planificación del flujo de mineral pero que es de alta incidencia negativa en el entorno; por otra parte se ha presentado el caso en que se ha desbrozado y destapado una zona dos días antes de proceder a la extracción lo cual minimiza las afectaciones al medio ambiente pero pone en gran peligro el cumplimiento de los compromisos con el cliente de la mina. Hoy en día se considera por la experiencia acumulada que un período de 1 año es adecuado para mantener un ritmo de desbroce - destape que mantenga el equilibrio entre los factores

subrayados [34,35,36,123,125,151] sin embargo este es un tema que debería ser motivo de análisis permanente en el perfeccionamiento del trabajo de las minas y un acicate para lograr que el sistema pronóstico - planificación - control se perfeccione.

4.5 Planificación de la extracción del mineral en diferentes plazos.

Tal como hemos dicho anteriormente la planificación de la explotación de un yacimiento, además de ser continuo y dinámico, es un proceso único que comienza con el proyecto de explotación y su desarrollo se realiza sobre la base de las condiciones particulares de cada etapa, es por ello que la planificación de la extracción del mineral se realiza para diferentes plazos, atendiendo a las necesidades actuales y futuras del cliente, a los recursos minerales que se disponen y a la fiabilidad de los sistemas de pronósticos.

En nuestro país los planes se realizan generalmente para 20, 5 y 1 año por la empresa Centro de Proyectos del Níquel (CEPRONI) y los planes para períodos más cortos de tiempo (trimestral, mensual, decenal, cinco días, diarios) los realiza el personal técnico de la mina.

En sentido general, más importante que definir los períodos de tiempo que deben ocupar los plazos para cada plan, es determinar la precisión de los planes en cada período de tiempo fijado. Definiremos cuatro categorías para los planes de minería:

- a. A largo plazo: Se desarrollan sobre los cálculos de recursos, sobre las ideas generales de los requerimientos prospectivos del cliente, sobre las estrategias de protección del entorno y de la seguridad e higiene del trabajo y sobre una visión concreta de los recursos humanos y de equipamiento, necesarios para cumplir este plan. Desde el punto de vista del minado debe contemplar los planes de caminos principales, planes de exploración detallada y planes de desbroce - descombreo y de extracción a nivel de áreas no mayores que un bloque. Estos planes pueden ser para períodos de 5, 10, 20 años o más años en dependencia del grado de detalle del conocimiento de los recursos mineros y de los requerimientos del cliente así como de otros factores socio - económicos.
- b. A Mediano Plazo: Se desarrollan sobre la base de un cálculo de reservas previo que al menos tenga categoría de probables y debe contemplar un grado de detalles que permita formular tácticas precisas para períodos de tiempo de 1 mes, sobre todo en lo que se refiere a los elementos que garantizan el flujo pedido del mineral; además de los aspectos vistos en los planes a largo plazo, debe contemplar con precisión los valores previstos para los parámetros de los sistemas de control del cumplimiento del plan. Estos planes pueden ser para períodos desde 1 mes hasta 1 año.
- c. A Corto Plazo: En este caso se desarrollan según un cálculo de reservas previo que tenga categoría de probadas y debe contemplar un grado de detalles que permita formular tácticas precisas para períodos de tiempo de 1 día, debe ser muy exacto en el uso del equipamiento y de las reservas de modo que garantice el flujo del mineral con criterios de eficiencia y optimización; debe contemplar con precisión los valores previstos para los parámetros de los sistemas de control del cumplimiento del plan. Estos planes, que están estrechamente relacionados con los subsistemas de control y pronóstico, pueden ser para períodos desde 1 día hasta 1 mes y deben indicar de manera explícita los índices de rentabilidad económica.

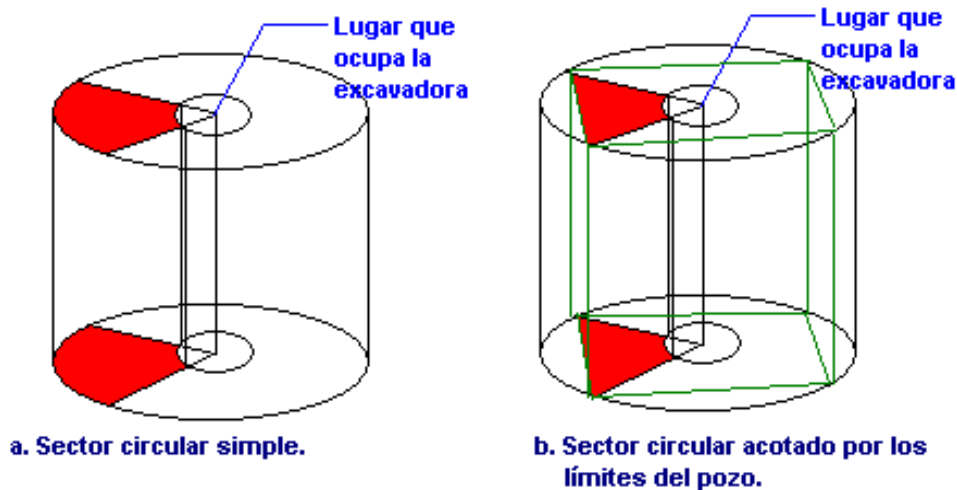
d. A Muy Corto Plazo: Estos planes son más que nada ajustes y precisiones a los planes a corto plazo y se ejecutan como una Orden de Extracción Diaria o como una Orientación Técnica Geólogo - Minera para un turno de trabajo. Estos planes constituyen una necesidad para lograr imprimir el dinamismo necesario a la actividad minera y están en dependencia directa con el subsistema de control y con los reajustes que se realizan en los pronósticos de las reservas. Deben considerar las eventuales afectaciones en las actividades del equipamiento y del cliente así como las del medio ambiente.

Desde el punto de vista práctico, para la planificación de la extracción del mineral, se propone crear una estructura informativa que en forma de tabla asigna a cada sector mineral de un pozo (fila) de la red de exploración una secuencia de parámetros (columnas) que describen la planificación del mismo. Estos parámetros son los siguientes:

Tabla 4.2: Parámetros para la planificación de la extracción del mineral.

Parámetro o columna	Descripción
Bloque.	Según la notación que se use respecto al yacimiento.
Pozo.	Número del pozo con respecto al bloque.
Sector.	<p>Un pozo puede ser dividido en diferentes tipos de sectores de acuerdo a diferentes criterios. Las cuatro que se recomiendan son:</p> <ul style="list-style-type: none"> a. Sectores verticales en forma de ortoedros y según la red de exploración. b. Sectores verticales en forma de ortoedros y según la red de explotación. c. Sectores verticales en forma de anillos cilíndricos y según la red de exploración [17]. <p>En todos los casos se puede definir un solo sector que contemple toda la potencia del mineral del pozo pero es recomendable definir los sectores con masas (o volúmenes) aproximadamente iguales a las que se extraen en un frente durante un período de tiempo de un turno o de un día lo cual facilita, como veremos en el próximo epígrafe la planificación. Para ilustrar el inciso c, ver más adelante el gráfico 4.1.</p>
Coordenada Este - Oeste.	Del sector. Pueden usarse coordenadas locales o nacionales.
Coordenada Sur - Norte.	Del sector. Pueden usarse coordenadas locales o nacionales.
% de Ni	En el sector.
% de Fe	En el sector.
% de Co	En el sector.
Valores de las calidades de otros elementos.	En el sector.
Masa (o volumen)	En el sector.
Relación Escombro Intermedio / Mineral	En el sector.
Disponibilidad	Un sector está disponible si geoméricamente es accesible en el momento en que se realizará la minería que se planifica y si además técnica y económicamente es factible su extracción.
Vínculos	Establece un vínculo con otros sectores colindantes de similares condiciones respecto a las calidades de Ni y Fe. Este parámetro puede ser útil para la definición de una minería continua.
Selección	Establece si ya ha sido seleccionado en alguno de los planes anteriores.
Excavadora.	Equipo de excavación que se le asigna en una planificación realizada.
Período	Período de un mes que se le asigna en una planificación realizada.
Mes.	Mes que se le asigna en una planificación realizada.
Año.	Año que se le asigna en una planificación realizada.
Extraído.	Masa (o volumen) extraída del pozo. Este parámetro se actualiza mediante el subsistema de control.
Agotado.	Se declara agotado o no agotado el pozo.

Figura 4.1: Sectores verticales en forma de anillos cilíndricos según la red de exploración.



Mediante una tabla como la descrita se puede ejecutar un sistema de planificación del minado el cual estará vinculado a los sistema de pronóstico (ya que se pueden actualizar en esta tabla los valores de cantidad y calidad de los sectores) y de control.

Dentro de la planificación de la minería un lugar especial lo ocupa el problema de la determinación de las condiciones para lograr un flujo de mineral con ciertas condiciones dadas. En el próximo epígrafe se analiza este aspecto.

4.6 Optimización Binaria aplicada a la planificación del flujo de minería.

En el caso de nuestra minería del níquel el problema de la planificación del flujo del mineral puede expresarse en el lenguaje que hemos venido utilizando Mina - Cliente.

El método para resolver la problemática planteada ha sido bastante diverso pero se parte de tratar de crear un Sistema Para la Dirección Operativa del Flujo del Mineral. Son conocidos los métodos básicos de la Teoría Combinatoria donde se prueban todas las combinaciones posibles [157] y se toman las más adecuadas; hoy en día este método se sigue usando de manera manual en nuestras empresas con la introducción de criterios heurísticos para desechar combinaciones no convenientes.

En [125] puede verse un ejemplo convincente de la aplicación de la Teoría Combinatoria a la elaboración de un plan de flujo de mineral para 5 años para el Proyecto Cupey, con minimización de los frentes de extracción a partir de una clasificación para las menas que permitió zonificar horizontal y verticalmente los yacimientos investigados considerando la investigación de los parámetros estadísticos de las muestras y de los recursos. Esta zonificación es una forma recomendable de crear sectores (ver la tabla 4.2) a partir de los cálculos de recursos y de los datos de la red de exploración que permita enfrentar con éxito la búsqueda de una o varias combinaciones adecuadas para un plan a largo plazo.

Los métodos estadísticos se basan en la caracterización del problema de la planificación a partir de la consideración de la aleatoriedad de los variables de las reservas de mena y de la determinación de los parámetros y distribuciones estadísticas de estas variables lo cual permite realizar inferencias estadísticas y simulaciones con métodos como el de Monte Carlo [] y de otros tipos []. Estos métodos no serán considerados en esta

investigación debido a que, este autor considera, no deben ser absolutizadas las propiedades aleatorias de las variables geólogo - mineras.

La Teoría de los Juegos (vinculada a la Teoría de las Probabilidades) ha sido aplicada a la planificación de la extracción en estos yacimientos. En [150] puede encontrarse un análisis donde se considera que la productividad de la cantera es una magnitud aleatoria continua con distribución Beta y la planificación de una productividad más adecuada se realiza a partir de una estrategia combinada de la Teoría de los Juegos. La confiabilidad del resultado se comprueba a través de la Entropía de la Teoría de la Información.

Los métodos geoestadísticos que se han estudiado para la solución de estos problemas son complicados y exigen de conocimientos especiales de Geoestadística No Lineal por lo que pueden, por el momento, ser descartados en este caso; su esencia está en la simulación del proceso y en la búsqueda de soluciones óptimas por diferentes vías (Teoría de las Funciones de Recuperación, Teoría de Simulación de Explotación); una introducción puede verse en [32], página 116 donde se presenta el Método de Parametrización Técnica de Reservas que mediante un algoritmo especial se puede obtener una familia de proyectos encajados, todos óptimos en el sentido del tonelaje que se obtiene.

La descripción técnica y matemática del flujo de mineral laterítico se describirá a partir de las ideas básicas de [17] y de [122] los cuales, junto a otros investigadores, han desarrollado software, con resultados satisfactorios, para las minas de este territorio.

Sean las exigencias para un plan de minería que garantice un flujo de mineral hacia un cliente (se usará el término volumen para referirse a la cantidad, pudiera usarse masa):

- a. El plan se dirige a la formación de un flujo de mineral homogeneizado de volúmenes constantes para cada período de tiempo. Este flujo es discreto y su forma depende de los requerimientos del cliente.
- b. Los valores medios de los índices en la composición cualitativa para la mena, en el flujo que se envía al cliente en cada período de tiempo deben satisfacer las exigencias de este.
- c. Deberá ser garantizado el laboreo uniforme de los frentes de extracción dentro de los límites que se asuman como necesarios.
- d. El plan debe garantizar la extracción máxima de los componentes útiles Ni y Co o sea la minimización (por cuenta de la extracción) de las pérdidas de estos componentes.

La notación que se utilizará es la siguiente:

- ◆ Los contenidos de Ni, Fe, Co exigidos por el proceso se denotan β_{Ni} , β_{Fe} , β_{Co} .
- ◆ A cada excavadora $j=1,..n$ situada en un frente de extracción se le asignan m_j sectores, todos de volumen constante g_o .
- ◆ Los contenidos de Ni, Fe y Co en el sector i de la excavadora j se les denomina respectivamente P_{ij}^{Ni} , P_{ij}^{Fe} , P_{ij}^{Co} .
- ◆ El plan es un conjunto X de valores ordenados de las variables x_{ij} tal que:

$$x_{ij} = \begin{cases} 1 & \text{si se incluye en el flujo a la planta, la porción } i \text{ de la excavadora } j \\ 0 & \text{en caso contrario} \end{cases}$$

- ◆ El plan tendrá N sectores tomados de los diferentes frentes de extracción.

Las exigencias planteadas anteriormente pueden ser descritas de la siguiente forma:

$$a. \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^{m_j} x_{ij} = N$$

En este caso como todos los sectores tienen el mismo volumen entonces la suma de N sectores producirá un volumen constante para todo el flujo en cada período de tiempo.

$$b. \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^{m_j} \frac{P_{ij}^{Ni}}{N} x_{ij} \geq \beta_{Ni}$$

$$\sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^{m_j} \frac{P_{ij}^{Fe}}{N} x_{ij} \geq \beta_{Fe}$$

$$\sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^{m_j} \frac{P_{ij}^{Co}}{N} x_{ij} \geq \beta_{Co}$$

c. La diferencia admisible Δ_{jk} de volumen, dada en número de sectores, entre las zonas de la excavadora j y la zona de la excavadora k fija una restricción que permite un laboreo tan uniforme como lo determinen los valores de estas diferencias. Esto se expresa como:

$$\left| \sum_{i=1}^{m_j} x_{ij} - \sum_{i=1}^{m_k} x_{ik} \right| \leq \Delta_{jk}, \text{ donde } j, k = 1, \dots, n; j < k.$$

$\Delta_{jk} \in \{1, 2, \dots, u\}$ donde $u < \text{Min}(m_j)$ para $j=1, \dots, n$.

Cada una de estas restricciones no lineales se puede descomponer en dos restricciones lineales tal como se describe a continuación:

$$\sum_{i=1}^{m_j} x_{ij} - \sum_{i=1}^{m_k} x_{ik} \leq \Delta_{jk}$$

$$\sum_{i=1}^{m_k} x_{ik} - \sum_{i=1}^{m_j} x_{ij} \leq \Delta_{jk}, \text{ donde } j, k = 1, \dots, n; j < k.$$

$\Delta_{jk} \in \{1, 2, \dots, u\}$ donde $u < \text{Min}(m_j)$ para $j=1, \dots, n$.

d. De la última restricción se deduce la función objetivo a minimizar. Si consideramos que C_{Ni} y C_{Co} son valores de ponderación y que α_{Ni} y α_{Co} son respectivamente los valores medios pronosticados (entre todas las zonas de extracción) del Ni y del Co , entonces se describe la función objetivo como el cuadrado de la distancia ponderada:

$$C_{Ni} \left(\frac{\sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^{m_j} P_{ij}^{Ni} x_{ij}}{N} - \alpha_{Ni} \right)^2 + C_{Co} \left(\frac{\sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^{m_j} P_{ij}^{Co} x_{ij}}{N} - \alpha_{Co} \right)^2 \rightarrow \text{Min}$$

Debe destacarse que los sectores que se incluyan en la determinación de un plan de minería deberán ser aquellos que tengan Disponibilidad según la tabla 4.2.

El método que se propone y que a continuación se describe parte de dos pasos:

1. Transformación del enunciado del problema.

El problema, tal como ha sido enunciado es de los llamados de Programación Matemática en Enteros del tipo Cuadrático (todas las restricciones son lineales y la función objetivo es cuadrática), presenta dificultades para solucionarlo debido al carácter no lineal de la función objetivo por lo que es preciso realizar algunas transformaciones:

En [122] se desarrollan las vías para la primera transformación basándose en que se puede convertir cada sumatoria dobles en una sola sumatoria mediante una ordenación conveniente de los sumandos de las primeras. El problema queda enunciado:

$$S = \sum_{j=1}^n m_j$$

$$\sum_{t=1}^S x_t = N$$

$$\sum_{t=1}^S \frac{P_t^{Ni}}{N} x_t \geq \beta_{Ni}$$

$$\sum_{t=1}^S \frac{P_t^{Fe}}{N} x_t \geq \beta_{Fe}$$

$$\sum_{t=1}^S \frac{P_t^{Co}}{N} x_t \geq \beta_{Co}$$

$$\sum_{t \in T_j} x_t - \sum_{r \in T_k} x_r \leq \Delta_{jk}$$

$$\sum_{r \in T_k} x_r - \sum_{t \in T_j} x_t \leq \Delta_{jk}$$

donde $\Delta_{jk} \in \{1, 2, \dots, u\}$; $j, k = 1, \dots, n$; $j < k$; $u < \text{Min}(m_j)$ para $j = 1, \dots, n$

$T_j = \{t \mid x_t = x_{ij}, i = 1, \dots, m_j\}$ son n conjuntos disjuntos donde cada cual contiene los índices correspondientes a la excavadora j y además la unión de todos ellos forman el conjunto T de todos los índices de todas las excavadoras.

y además $x_t \in \{0, 1\}$, $t = 1, \dots, s$.

$$C_{Ni} \left(\frac{\sum_{t=1}^S P_t^{Ni} x_t}{N} - \alpha_{Ni} \right)^2 + C_{Co} \left(\frac{\sum_{t=1}^S P_t^{Co} x_t}{N} - \alpha_{Co} \right)^2 \rightarrow \text{Min}$$

Todavía es necesario realizar una transformación de la función objetivo para convertirla en una forma cuadrática; para ello se introduce una variable más al problema $x_{s+1} \in \{0, 1\}$ para la cual es necesario añadir otra restricción al problema que evite que se anule.

Mediante la siguiente notación:

$$\begin{aligned}
l_{ii} &= C_{Ni} (l_i^{Ni})^2 + C_{Co} (l_i^{Co})^2, \\
l_{ij} &= C_{Ni} l_i^{Ni} l_j^{Ni} + C_{Co} l_i^{Co} l_j^{Co} \\
l_{is+1} &= -(C_{Ni} l_i^{Ni} \alpha_{Ni} + C_{Co} l_i^{Co} \alpha_{Co}), \\
l_{ii} &= C_{Ni} (\alpha_{Ni})^2 + C_{Co} (\alpha_{Co})^2
\end{aligned}$$

y con algunas transformaciones, el problema queda expresado en la forma:

$$\begin{aligned}
\sum_{t=1}^{s+1} x_t &= N \\
\sum_{t=1}^{s+1} l_t^{Ni} x_t &\geq \beta_{Ni} \\
\sum_{t=1}^{s+1} l_t^{Fe} x_t &\geq \beta_{Fe} \\
\sum_{t=1}^{s+1} l_t^{Co} x_t &\leq \beta_{Co} \\
x_{s+1} &\geq 1 \\
\sum_{t \in T_j} x_t - \sum_{r \in T_k} x_r &\leq \Delta_{jk} \\
\sum_{t \in T_k} x_r - \sum_{r \in T_j} x_t &\leq \Delta_{jk} \\
x_t &\in \{0,1\}, t = 1 \dots S+1 \\
\sum_{i=1}^{s+1} l_{ii} x_i^2 + 2 \sum_{\substack{i,j=1 \\ i < j}}^{s+1} l_{ij} x_i x_j &\rightarrow Min
\end{aligned}$$

En este caso la última expresión no tiene ningún término constante por lo que es una forma cuadrática y se le puede aplicar el algoritmo que se referirá más adelante.

2. Aplicación de un Algoritmo de Optimización Binaria.

En [122] se definen los conceptos generales de la programación Matemática, Programación Convexa, Programación Lineal, Programación Cuadrática, Programación Lineal Binaria y Programación Cuadrática Binaria. Seguidamente se hace referencia al Método de Ramas y Cotas para la solución de Problemas de Programación Discreta definiéndose los conceptos de Separación y Ramificación y los algoritmos para el Cálculo de la Cota Superior, de Cálculo de la Cota Inferior y General de Ramas y Cotas.

Se describe el Método de Enumeración Implícita (perteneciente a la clase de los algoritmos de Ramas y Cotas) para el caso lineal y para el caso cuadrático y dentro de los mismos, los aspectos relacionados con la Separación, Finitud del Algoritmo, Acotamiento, Exploración y Selección de la variable a entrar en la ramificación. Este último algoritmo resuelve el problema planteado.

Es evidente que de la manera en que está planteado el problema aún se tiene la posibilidad de que no exista la solución buscada o que en la práctica la solución encontrada no sea conveniente por razones que no se contemplan en el modelo o que

por situaciones eventuales no se puede aplicar la planificación prevista; en estos casos se ha propuesto una modificación del Algoritmo de Programación Cuadrática Binaria (puede verse en [122], página 51) que permite encontrar un conjunto de soluciones dentro de un rango dado lo cual favorece notablemente la toma de decisiones prácticas. Un grupo de trabajo del CIL-ISMM ha desarrollado programas computacionales con este algoritmo en el cual se ha mostrado su confiabilidad y factibilidad.

Finalmente se destaca que en este modelo se pueden agregar otras restricciones relacionadas con otros componentes positivos o negativos. Por ejemplo si se quiere limitar la ley del magnesio se incluiría una restricción como la que sigue:

$$\sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^{m_j} \frac{P_{ij}^{Mg}}{N} x_{ij} \leq \beta_{Mg} \quad \text{donde } \beta_{Mg} \text{ es el límite máximo promedio del magnesio permitido.}$$

En la literatura consultada no se ha podido encontrar las definiciones precisas de las constantes de ponderación C_{Ni} y C_{Co} , en [17,122] se expresa:

'...con la ayuda de los coeficientes C_{Ni} y C_{Co} , se calcula el valor económico relativo del Níquel y el Cobalto en una tonelada de mena (los valores de C_{Ni} y C_{Co} se relacionan aproximadamente como 7:1...).'

En esta investigación se propone que si asumimos que:

R_{Ni} : Precio de una tonelada de Ni.

R_{Co} : Precio de una tonelada de Co.

Y que la relación, entre los % de Co y de Ni que contiene el mineral, que es más conveniente para la ejecución eficiente del proceso metalúrgico está dada por $\xi = (\%Co) / (\%Ni)$, entonces se tiene que:

$$C_{Ni} = \xi R_{Ni}.$$

$$C_{Co} = \xi R_{Co}.$$

Un elemento que en esta investigación se propone adicionar al modelo analizado es el relacionado con las intercalaciones. Si se parte que para los m_j sectores de la excavadora j se define la relación intercalación/mineral de cada sector como t_{ij} , entonces tiene sentido tratar de asegurar que el promedio τ_j para cada excavadora de los valores t_{ij} sea acotado por un valor dado λ ya que τ_j puede indicar el valor esperado de la relación intercalación/mineral en el área de trabajo de la excavadora j durante el período que se planifica. Esto se expresa como:

$$\tau_j = \frac{\sum_{i=1}^{m_j} t_{ij} x_{ij}}{\sum_{i=1}^{m_j} x_{ij}} \leq \lambda ; j=1, \dots, n. \quad \text{Expresiones que pueden escribirse en forma lineal.}$$

De este modo, a menores valores de τ_j se tendrán menores valores esperados en las variaciones locales de la calidad del % de Ni y del % de Fe; esto es precisamente lo que da importancia a la consideración de la intercalación dentro de los planes.

Dos elementos que pueden considerarse de gran importancia para ser considerados como partes del modelo son los relacionados con las características litológicas de cada sector y con algunos requerimientos específicos que pudiera tener alguna de las plantas metalúrgicas en particular. La incorporación de estos aspectos al modelo son tareas que se recomiendan para su desarrollo.

Capítulo 5 : Control de la Minería en los yacimientos lateríticos del nordeste de Holguín.

5.1 Topografía, recursos y otros elementos de control.

Como ya se ha dicho el control es una de las tareas esenciales en el desarrollo del proyecto minero. Los aspectos principales que se deben controlar:

- a. Topografía.
- b. Recursos y reservas por pozos y bloques.
- c. Cantidad y características del material minado.
- d. Destino del material minado (removido o extraído).
- e. Control de los equipos.
- f. Hidrogeología.
- g. Control de la seguridad e higiene del trabajo.
- h. Control del estado de ciertos indicadores del impacto ambiental de la minería.

En la minería a cielo abierto la topografía es un elemento fundamental de control debido a que es ella la que indica los diferentes estados de la geometría de la explotación minera y es una de las formas de conocer aproximadamente la calidad del material que se extrae y del que aún queda [27,31,148]. Además, la topografía tiene relación con la toma de decisiones en la planificación de la geometría y cantidad y calidad del mineral de las próximas remociones o extracciones.

Los recursos y las reservas se controlan con el fin de determinar la eficiencia de la minería realizada según los parámetros pérdidas, empobrecimiento y dilución y luego poder tomar a tiempo decisiones que optimicen las actividades mineras.

El control de las remociones y extracciones es tal vez uno de los elementos más controvertidos del control por ser caro y al mismo tiempo decisivo dentro de toda la esfera del control. El control de lo minado está relacionado con el control topográfico, con el control de recursos y reservas y con el trabajo eficiente de los laboratorios de análisis químico y físico. Dependiendo del peso que se le asigne a cada uno de estos tres factores así será el equilibrio entre los costos y la calidad de este control. Una de las cuestiones que deben destacarse es que este control debe hacer énfasis en que sus funciones principales son las de explicar el estado del trabajo minero, informar la cantidad y calidad del material que se mina y enriquecer los modelos de pronóstico vistos en el capítulo 3.

Ya se ha mencionado en los capítulos anteriores que en nuestra actual minería del níquel no se trabaja sistemáticamente en el almacenamiento - mezcla - homogeneización del mineral antes de su envío a la planta y la tendencia ha sido la de aumentar la operatividad para lograr dosificar minerales de diferentes características con el fin de lograr una mezcla adecuada y un estilo de planificación que facilite el envío directo de estas mezclas de mineral a las plantas. Esta situación, es estratégicamente desastrosa debido a que inevitablemente se explotan las zonas de mayor homogeneidad y de mayor calidad primero por lo que la minería se caracteriza por la abundancia de frentes y la discontinuidad lo cual provoca pérdida de recursos y un impacto ambiental negativo; por todas estas razones es necesario seguir insistiendo en que entre la actividad del minado y el proceso metalúrgico de la planta debe existir una actividad sistemática y completa de almacenamiento - mezcla - homogeneización. De todas maneras, puede suponerse que el material que entra a la

planta se mezcla y homogeneiza en algún momento de la actividad minera, esto significa que en la práctica siempre aparecerán 'porciones' que deben 'almacenarse' para su posterior envío a la planta en otra ocasión donde pueda formar parte de una mezcla. Es esta situación lo que le da importancia al control del destino del material minado; es indefendible en el caso actual una actividad de control que desconozca la cantidad y características de sus 'jabas', escombreras, almacenes, material usado en la construcción de caminos y diques, etc.

El control del equipamiento es fundamental para lograr que la actividad sea rentable debido a que el trabajo de los equipos de extracción y transporte se realiza a costa de grandes consumos de combustible. Los de extracción deben controlarse por sus niveles de explotación determinando si se cumplen los parámetros planificados (tanto del uso técnico del equipo en el arranque y llenado de los equipos de transporte como del cumplimiento de las orientaciones recibidas para la realización de las extracciones) así como las normas técnicas de trabajo, de seguridad y mantenimiento. Los equipos de transporte deben chequearse de manera análoga y además deberá comprobarse el cumplimiento de normas de consumo de combustible contra la masa real de mineral transportada.

Como se aclaró antes, la hidrogeología no es tema de estudio de esta investigación, pero debido a la importancia económica que tiene este aspecto, se harán algunas reflexiones sobre el control hidrogeológico y será primero mediante un ejemplo sencillo:

Supongamos que la humedad del mineral que se está extrayendo y transportando es de un 35% (esto no está lejos de lo que sucede en la realidad en el yacimiento Punta Gorda); en la práctica esto quiere decir que de cada 1000 kg de material extraído se extraen 350 kg de agua, los cuales también se transportan. Si se tratara del proceso 'seco' empleado en la empresa Ernesto Che Guevara entonces este material deberá secarse y para esto también se necesita energía. Es evidente que una gran parte del gasto realizado para extraer, transportar y eliminar agua ha sido proporcional a la cantidad de agua del mineral lo cual implica que la rentabilidad de todo el proceso es determinada por la humedad del mineral.

Además no debe descartarse la posibilidad de que se inunden los frentes de extracción al procederse a minar las cotas más bajas, lo cual interrumpiría las actividades en el frente.

Son estas las razones principales (a pesar de las nuevas tecnologías que se han incorporado en los últimos tiempos para el ahorro de energía en el secado del mineral) para considerar que el control hidrológico es esencial para planificar las medidas de drenaje y de formas de extracción que minimicen la humedad del material extraído.

En sentido general ahora no se abundará más en los aspectos señalados en los incisos f y g debido a que esto se explica en los anexos 1 y 2 respectivamente. Si debe quedar claro que estos factores deben influir en las decisiones que se tomen en los reajustes periódicos de los planes de minería, ya que como se ha señalado son dos aspectos preferenciales y que a largo plazo, además de ser negativos, encarecen el proyecto minero.

5.2 Control de la topografía. Perfiles vs planchetas.

El control de la topografía tiene tres aspectos que interesa precisar: periodicidad, forma de realizarlo y forma de visualizarlo.

En el primer aspecto, se propone que el control topográfico se realice según los períodos denominados en el capítulo 4 como 'Corto Plazo' debido a que este chequeo debe influir directamente en el control de las extracciones (ver epígrafe 5.5) y en los reajustes de las planificaciones las cuales deben realizarse al menos una vez cada vez que transcurre un período de 'Corto Plazo'.

En el segundo aspecto, la forma de realizarlo deberá ser atendiendo a las normas técnicas de mediciones correctas [10]; con la necesaria pericia del topógrafo, que deberá medir en los puntos más representativos del relieve atendiendo a cimas, valles y fronteras de la región; y al método de actualización (si es necesario) de las planchetas P4,P5,P6,P7 definidas en 3.4.B donde para esta actualización se puede utilizar el procedimiento de estimar los nuevos valores de cotas de las planchetas a partir de los valores de cotas medidos y para ello se proponen tres métodos principales: interpolación lineal con triangulación, inverso del cuadrado de la distancia con potencias de orden 3 o 4 (debido a que las superficies de excavación son poco abruptas, y a que el efecto bull-eyes puede ser conveniente) o kriging (a sabiendas de que este método precisa de mayores conocimientos de los técnicos que lo usen).

En la forma de visualizarlo, este autor considera que no tiene sentido la discusión que contrapone los perfiles y planchetas. Ambos muestran el comportamiento de un fenómeno tridimensional usando concepciones diferentes. En el caso de los perfiles, que pueden ser verticales u horizontales (incluso oblicuos) se muestra un corte de la región y en este corte se ilustra mediante datos (generalmente números, puntos, líneas y franjas) el comportamiento de uno varios parámetros del fenómeno; a veces se utilizan varios perfiles consecutivos para ilustrar el comportamiento tridimensional. Las planchetas muestran en planta mediante los mismos recursos los mismos problemas pero usando el concepto de curva de nivel. En el trabajo minero ambos deben ser usados en función de las necesidades informativas que tengamos y deben tenerse a mano herramientas que faciliten el acceso a la información de cada pozo. En el anexo 29 se muestran diferentes perfiles y planchetas que se recomiendan para el uso del trabajo en la minería cubana del níquel.

5.3 Control de recursos, reservas y equipos de extracción: uso de planilla informática por pozo.

El control de los recursos y de las reservas parte del conocimiento de los valores pronosticados y del control del trabajo del minado (mineral y equipos) y termina en el perfeccionamiento de los pronósticos a partir de este control. Para el seguimiento del trabajo del minado se ha diseñado una planilla por pozo PPP (teniendo en cuenta las experiencias prácticas del trabajo en nuestras minas lateríticas), la cual a partir del uso de computadoras puede cubrir las necesidades de este control en la minería del níquel en nuestro país. Por su complejidad, mostraremos por secciones el diálogo que con este fin se programó en el software Tierra (ver anexo 3). Se debe significar que al activarse la planilla para un pozo se tiene disponible casi toda la información relacionada con las reservas y en ella se reciben resultados calculados por otras herramientas y además permite calcular el resumen de extracción de un pozo al agotarse el mismo así como emitir información (ver epígrafe 5.5).

Figura 5.1: Primera sección de la PPP:

Edición del Resumen de Cada Pozo

Cuestiones Generales : (137 pozo[s], # de Pozo Actual : 1) No Salvado

Nuevo Pozo Imprimir Actual B C Buscar para Edición : ACT

Borrar Actual Salvar Todo ↑ Arriba ↓ Abajo Dame Info... Bloque: S48 Pozo: 15 Buscar Traer T.Acum

BLOQUE : S48 Techo Mineral: Cota T (33/16): 18 Piso Mineral: Cota T (33/16): 9 Cotas Teóricas (33)

POZO : 13 Cotas Reales: 18.69/18.90/18.50 Cotas Reales : 13.42/14.08/12.7 Poner Viejas MV

MV : 1.09/0.99/1. Cota Promedio : 18.219 Cota Promedio : 11.287 Poner Nuevas MV

Ver Pozos (33.33)

Ver Pozos (16.66)

RECURSOS :

* Originales LB :				* Originales SB :				Originales LB+SB :			
TN	% Ni	% Fe	% Co	TN	% Ni	% Fe	% Co	TN	% Ni	% Fe	% Co
4844	1.51	46.97	.106	5500	1.51	21.45	.034	10344	1.51	33.40	0.068

* Reevaluados LB :				* Reevaluados SB :				Reevaluados LB+SB :			
TN	% Ni	% Fe	% Co	TN	% Ni	% Fe	% Co	TN	% Ni	% Fe	% Co
8228	1.275	38.32	.069					8228	1.275	38.32	0.069

Incremento Total según los datos de cada extracción :

- Suma de Minería Sobre Techo Teórico (MSTT) :				- Suma de Minería Debajo Fondo Teórico (MDFT) :			
TN	% Ni	% Fe	% Co	TN	% Ni	% Fe	% Co
1162	1.103	47.03	0.016				

Res. Orig.
Res. Reval.
Calc LB/SB

- Incrementos y Pérdidas en el Pozo (Se obtiene cuando se Calcula el Pozo Agotado)

1 : En el Techo de la LB :	Observaciones :	TN	% Ni	% Fe	% Co

2 : En el Fondo de la LB :	Observaciones :	TN	% Ni	% Fe	% Co

3 : En el Techo de la SB :	Observaciones :	TN	% Ni	% Fe	% Co

4 : En el Fondo de la SB :	Observaciones :	TN	% Ni	% Fe	% Co

Empobrecimiento :

Techo :				Fondo :				Total :			
TN	% Ni	% Fe	% Co	TN	% Ni	% Fe	% Co	TN	% Ni	% Fe	% Co
36	0.667	46.82	0.016					36	0.667	46.82	0.016

En esta primera sección se muestran herramientas para acceder a información del pozo y del bloque provenientes de las exploraciones y se tiene información resumen actualizada de dos parámetros importantes: pérdidas y empobrecimiento.

Ya en esta versión se permite trabajar con las masas volumétricas clásicas aceptadas o trabajar con las que hemos propuesto en este trabajo.

Los recursos originales (ver anexo 45) se toman a partir de los cálculos realizados según la red de la exploración y las reservas recalculadas (ver anexo 45) se toman mediante el método Zona de Influencia 2 visto en el capítulo 3 según las redes de exploración y de explotación y de otros muestreos disponibles.

El botón **DAME INFO** permite acceder a la información según definiremos en 5.5.

Los botones **TRAER y T ACUM** permiten incorporar automáticamente los resultados que se obtienen al calcular una extracción (según veremos en 5.4) a la sección de Historia que veremos a continuación.

Figura 5.2: Segunda sección de la PPP:

Historia :																	
	Fecha		Cota		Area		Recursos Extraídos					Otra Minería Realizada					
	Equipo	Mes	Año	CotaS	Cotal	AreaS	Areal	Mena	Ton.	%Ni	& Fe	%Co	Mena	Ton.	%Ni	%Fe	%Co
1		JUN	1996	18.69	13.42	99.7	33.3	LB	717	1.436	47.40	.114	ESC				
2								SB	53	2.022	33.35	.055	MSTT	168	.899	46.97	.016
3								LB+SB	770	1.476	46.433	0.11	MDFT				
4								SD					EIF				
5								TOTAL	938	1.373	46.529	0.093					
1		JUL	1996	18.90	14.08	15	21.6	LB	202	1.523	46.86	.104	ESC	36	.667	46.82	.016
2								SB					MSTT				
3								LB+SB	202	1.523	46.86	0.104	MDFT				
4								SD					EIF				
5								TOTAL	238	1.394	46.854	0.091					
1	2	MAY	1998	18.50	12.79	321.2	333.1	LB	3558	1.51	46.87	.106	ESC				
2								SB	994	1.98	32.73	.053	MSTT	438	1.138	47.07	.016
3								LB+SB	4552	1.613	43.782	0.094	MDFT				
4								SD					EIF				
5								TOTAL	4990	1.571	44.071	0.087					

1								LB					ESC				
2								SB					MSTT				
3								LB+SB					MDFT				
4								SD					EIF				
5								TOTAL									
1								LB					ESC				
2								SB					MSTT				
3								LB+SB					MDFT				
4								SD					EIF				
5		RES.	TOT.	Si A	18.96	12.79		TOTAL									
1								LB	4844	1.51	46.974	0.106	ESC	36	0.667	46.82	0.016
2								SB	1331	1.996	32.665	0.053	MSTT	1162	1.103	47.036	0.016
3								LB+SB	6175	1.615	43.89	0.095	MDFT				
4								SD					EIF				
5								TOTAL	7373	1.53	44.4	0.082					

En esta segunda sección se tiene la historia de la minería realizada mensualmente, que pudiera irse calculando en períodos más cortos de tiempo y acumularse en archivos. La notación usada es la que actualmente se utiliza en la Subdirección de Minas de la empresa Ernesto Che Guevara.

Cuando se declara agotado un pozo, se escribe en la casilla **No A** las letras **SI A** (tal como ahora aparece) y entonces aparecen los botones **CALCULAR y EDITAR** y **ACTUALIZAR CyV**; el primero realiza un resumen de lo acontecido con la extracción del escombro y mineral del pozo y además permite editar los datos de los pozos de manera que si en la práctica se han producido cambios o incorporado nuevos datos estos puedan rápidamente pasar al sistema de pronóstico para remodelar la zona; el segundo actualiza el sistema de control de planificación para garantizar que este pozo esté actualizado en el subsistema que planifica visto en la tabla 4.2 del epígrafe 4.5. Los valores que aparecen al final son el resumen del estado actual de las extracciones del pozo, esto (al igual que algunos resultados de la sección 1) se actualizan automáticamente mediante vínculos que se activan al mover el ratón o apretar una tecla de la computadora.

Se puede afirmar que en esta planilla, que sin dudas puede ser ampliada y perfeccionada, interviene de manera fundamental en la formulación práctica del sistema que vincula las actividades de pronóstico, planificación y control.

5.4 Metodología para el cálculo de una minería realizada.

Uno de los problemas más complejos es el de calcular aproximadamente pero con la mayor precisión posible la cantidad y calidad del mineral minado. Como hemos dicho al principio de este capítulo debe establecerse un equilibrio entre el muestreo visual, geoquímico y geofísico (a todo esto le llamaremos en este epígrafe *muestreo*) y la información que pueda asumirse como aceptable a partir de la calidad pronosticada de manera que la información sobre el mineral minado sea lo mas real posible.

A continuación se explica el algoritmo general que se propone para realizar los cálculos de una minería realizada el cual parte de que se conoce por muestreo o por estimación la red explotación o sea 9 taladros para cada bloque:

1. Tomar los datos de la nueva topografía del terreno del área laborada T.
2. Determinar los bloques que pertenecen a esta área T.
3. Para cada bloque B determinar a partir de la plancheta P7 que tiene la topografía previa una red con alta densidad pero que sea submúltiplo de la red plana de P7 en ambas direcciones horizontales y estimar sus cotas mediante el método de interpolación lineal con triangulización. A estos datos le llamaremos Dv.
4. Para cada bloque B determinar la frontera convexa [82] o no convexa de la intersección del área laborada T con el bloque B, a la que llamaremos F; la región de puntos interiores a F junto con F la denotaremos por G.
5. En cada bloque B, eliminar los datos originales de P7 que pertenezcan a G (usando el método desarrollado por el autor de esta investigación y descrito en el anexo 30) e incluir en este conjunto de datos los datos medidos que pertenecen a G. Crear con estos datos una red de la misma densidad usada en el paso 3. A estos datos les llamaremos Dn.
6. Las cotas de la red densa estimada en el paso 5 cuyas coordenadas planas coincidan con las coordenadas planas de P7 pasan a ser las nuevas cotas de P7 y de esta forma se actualiza esta plancheta para el bloque B.
7. Para cada bloque B, determinar cuales pozos tienen área de influencia con intersección no vacía con G. En cada uno de estos pozos Q se determinará los subconjuntos de Dv y Dn, a los que llamaremos Qn y Qv, de cotas que limitan la extracción en el pozo. Mediante una de las técnicas explicadas en el epígrafe 3.7.A ya se puede calcular el volumen extraído y la precisión depende fundamentalmente de la densidad de la red definida en el paso 3 y del método de estimación usado pero como además nos interesa la calidad del material, entonces proponemos los siguientes pasos:
 - a. Editar los datos de los valores geoquímicos en los 9 taladros del pozo, cambiando o agregando nuevos datos tomados como muestras.
 - b. Crear una nueva columna Cn de cada uno de los 9 taladros con intervalos pequeños (puede ser de 1 cm) donde se estimarán los valores geoquímicos con un método sencillo que puede ser interpolación lineal (spline lineal).

- c. Asumir los valores de calidad en cada ortoedro formado por las redes Qn y Qv y la nueva red vertical a partir de la pertenencia de los puntos a cada una de las áreas de influencia de cada taladro según se describió en la figura 3.2. En caso de que los puntos pertenezcan a diferentes áreas se podrá tomar la media ponderada correspondiente.
- d. Obtener el volumen y masa del material minado en cada uno de los ortoedros mencionados en 7.c mediante las fórmulas:

$$V = \text{Largo} \times \text{Ancho} \times \text{Altura}$$

$$M = V \times \text{Masa Volumétrica}$$

- e. Calcular para cada pozo la suma de volúmenes y de masas minadas así como la calidad (como media ponderada por los volúmenes) en cada una de los rangos de la calidad que definamos o por capas tecnológicas.
8. Para cada bloque B se sumarán los valores minados en los pozos y las calidad de cada componente en cada una de los rangos de la calidad que definamos o por capas tecnológicas se tomará como media ponderada a partir de los volúmenes correspondientes. Estos valores deberán incorporarse mediata o inmediatamente a la planilla de control PPP.

En 7.a se plantea la necesidad de editar los valores geoquímicos en los 9 taladros de un pozo y es esta, tal vez, uno de los pasos más complejos de definir en la práctica debido a que es necesario conocer cuantos muestreos se realizarán y donde deberán efectuarse. A modo de ilustración del planteamiento del problema veamos el siguiente ejemplo:

Sea un pozo Q y consideremos que se tienen solamente los datos reales de la red de exploración con longitud r_5 y que los datos de los 8 pozos de red de explotación de este pozo son parcialmente reales $r_1, r_2, r_3, r_4, r_6, r_7, r_8, r_9$ (por ejemplo si la longitud del pozo de exploración es de $r_5=20$ m en el área A5 y los pozos de explotación tienen respectivamente en las áreas A1, A2, A3, A4, A6, A7, A8, A9, los valores $r_1=5$ m, $r_2=4$ m, $r_3=0$ m, $r_4=12$ m, $r_6=7$ m, $r_8=6$ m, $r_9=3$ m, respectivamente) y se conocen los valores estimados para longitudes $e_1, e_2, e_3, e_4, e_6, e_7, e_8, e_9$ (por ejemplo $e_1=15$ m, $e_2=16$ m, $e_3=19$ m, $e_4=22$ m, $e_6=18$ m, $e_8=19$ m, $e_9=21$ m), entonces se trata de definir cuantos y donde se efectuarán estos muestreos para que el cálculo de la minería realizada tenga mayor confiabilidad.

Este problema, desde el punto de vista teórico, queda planteado y abierto en esta investigación, sin embargo este autor opina (siguiendo las ideas de [153]) que en esta tarea es donde los técnicos (topógrafos, geólogos y mineros) que laboran en los frentes de extracción deben mostrar un alto nivel de conocimiento y operatividad de manera que considerando el pronóstico dado sean capaces de detectar visualmente las posibles diferencias que se producen al realizarse la extracción y orientar entonces el muestreo que servirá para informar realmente la cantidad y características del material extraído y para mejorar la información del sistema de pronóstico.

5.5 Información en el tiempo, en el espacio y por equipamiento.

Los organismos competentes externos e internos que fiscalizan el desarrollo de la minería y miden la rentabilidad y minimización de afectaciones al hombre, medio ambiente, equipamiento exigen periódicamente información sobre la actividad minera, pero además

esta información sirve para definir la remuneración de los trabajadores y es indicador permanente para los que dirigen el sistema pronóstico - planificación - control para tomar las medidas que definan la optimización de la actividad minera. Por todo esto es que se hace necesario disponer de herramientas que faciliten fiable y rápidamente obtener esta información. En el caso de la minería que se realiza en los yacimientos lateríticos la información más solicitada es la que se refiere al trabajo que se ha realizado en un período determinado (tiempo), en una zona dada (espacio) y por uno o varios equipos (equipamiento). La propuesta que se presenta tiene en cuenta estos requerimientos y se basa en el botón **DAME INFO** de la planilla PPP vista en 5.3. Se propone el :

Figura 5.3: Diálogo para obtener información sobre la minería.

Información del Control de Pozo [Use como separador el caracter /]

Informe por meses de un año :
 Selecciones los meses :
 Enero
 Febrero
 Marzo
 Abril
 Mayo
 Junio
 Julio
 Agosto
 Septiembre
 Octubre
 Noviembre
 Diciembre
 Año : 1998

Informe por Equipo de Extracción :
 Selecciones los meses :
 Enero Febrero
 Marzo Abril
 Mayo Junio
 Julio Agosto
 Septiembre Octubre
 Noviembre Diciembre
 Equipo :
 Excavadora 1
 Excavadora 2
 Excavadora 3
 Excavadora 4
 Excavadora 5
 Excavadora 6
 Retroexcavadora 1
 Retroexcavadora 2
 Yacimiento
 Año : 1998
 Seleccione :
 BLOQUE :
 Pozo(s) # :

Informe por Pozos Minados :
 Selecciones los meses :
 Enero Febrero
 Marzo Abril
 Mayo Junio
 Julio Agosto
 Septiembre Octubre
 Noviembre Diciembre
 Año : 1998
 BLOQUE :
 Pozo(s) # :
 Todo el tiempo

Sobre que informar :
 Minería en LB Empobrecimiento por Escombro Pérdida en Techo de LB MSTT
 Minería en SB Empobrecimiento por EIF Pérdida en Piso de LB MDFT
 Total LB+SB Total de Empobrecimiento Pérdida en Piso de SB Total Incrementos
 Minería en SD Total enviado a la industria Total de Pérdidas Balance Perd/Inc

Mediante este diálogo se pueden obtener las informaciones que actualmente se piden en tiempo, espacio y por equipamiento de la actividad de minado , pero más importante aún es entender la manera en que la informática puede resolver esta problemática de manera satisfactoria y que este tipo de diálogo puede enriquecerse de la forma en que sea necesaria.

Los detalles sobre el control del destino del material minado no ha sido desarrollado en esta investigación al igual que las formas de controlar la hidrogeología y la situación ecológica pero se considera que pueden desarrollarse de manera semejante en el sentido de que se definan los parámetros a registrar y los algoritmos para la realizarán de sus controles y para el manejo y tratamiento de la información y su vínculo con otras informaciones; el resto del trabajo es la implementación computacional, la imprescindible disciplina en la realización de la toma de información y su verificación y finalmente la emisión de información a otros subsistemas.

Un detalle que no aparece tratado dentro del sistema de control propuesto en este capítulo es el problema de la dilución, término que se definió en 1.4, página 19, como sigue:

La dilución es la diferencia entre la calidad prevista de un componente del material a extraer y la calidad real de este componente en el mineral extraído medido a la entrada del proceso metalúrgico.

Sobre este concepto es necesario realizar algunas reflexiones.

Según [105] se tiene que:

Dilución: Acción de diluir o diluirse.

Diluir: Desleír.

Desleír: Disolverse en un líquido.

Disolver: Desunir, separar las moléculas de un cuerpo sólido o espeso, por medio de un líquido; Separar, desunir las cosas que están unidas.

Esto simplemente quiere decir que desde el punto de vista de este diccionario el término dilución no tiene el mismo significado que vimos anteriormente.

En [57] se plantea:

Dilution: Dilución, disolución, desleimiento, disminución de la concentración.

En este caso (que se trata de un diccionario técnico); ya se entrevé una relación.

Según definición dada en Norma Ramal del Balance Anual (NRMG-055-1979) , tenemos que:

Dilución: (mal llamado empobrecimiento). Son rocas, sustancias estériles o mineral de baja calidad que, de acuerdo a los límites de cálculo, no fueron incluidos en las reservas, pero por el uso de la tecnología más moderna o para alcanzar un mayor potencial económico, se mezclan o se pretenden mezclar con el producto final de la mina.

Es necesario, por tanto, precisar que la dilución es un concepto particular de la minería que mide un aspecto de la calidad de sus actividades y que en la actualidad, en opinión de este autor, tiene una acepción más parecida a la que describe [153] que a la otras mencionadas.

En este sentido según el Ing. Dictinio de Dios Leyva se presentan las siguientes definiciones para el caso de la empresa Ernesto Che Guevara:

Dilución: Es un proceso físico, mediante el cual se experimenta una variación de los componentes útiles de las Reservas Geológicas Probadas (RGP) al ponerse en contacto con la roca encajante durante su desarrollo, explotación, transporte y preparación para su procesamiento tecnológico. Esta variación se ve reflejada en la planta de Hornos de Reducción, con la muestra HR-1.

La Dilución se determina por la fórmula siguiente:

$D(\text{Ni}) = \% \text{ Ni (HR-1)} - \% \text{ Ni (RGP)}$.

$D(\text{Fe}) = \% \text{ Fe (HR-1)} - \% \text{ Fe (RGP)}$.

$D(\text{Co}) = \% \text{ Co (HR-1)} - \% \text{ Co (RGP)}$.

Donde:

D : Dilución.

%Ni, Fe, Co(HR-1) : Calidad de los componentes útiles del mineral que entra a la planta de Hornos de Reducción para ser procesado, certificada por la muestra HR-1.

% Ni, Fe, Co(RGP) : Calidad de los componentes útiles de las Reservas Probadas Agotadas. (Esto incluye las Reservas Probadas Extraídas más las Reservas Probadas Perdidas).

Puesto que no quedan aclarados los significados de los términos Reservas Geológicas Probadas, Reservas Probadas Extraídas y Reservas Probadas Perdidas, para ilustrar la situación explicaremos brevemente como se mide hoy en día la dilución del Ni en la empresa Ernesto Che Guevara.

Supongamos un caso simple donde se ha extraído un sólido tridimensional de volumen dado de un pozo donde se ha pronosticado a partir de la red de exploración que la calidad del Ni en esta región es 1.2% y en este caso la subdirección de minas asume que esto es cierto por lo que no hace muestreos de este mineral con el fin de verificar el pronóstico. Al enviarse el mineral a la planta metalúrgica, después de las transformaciones físico - mecánicas que se producen en el proceso de mezcla, separación y homogeneización se produce un muestreo en el primer horno de reducción que define la calidad del mineral que entra en planta. Si suponemos que el resultado del muestreo para el Ni fue de 0.95%, entonces se calcula $(0.95 - 1.2) \% = - 0.25 \%$.

Se acepta 0.95% como el verdadero valor del Ni en el sólido mencionado y entonces $D_i = -0.25$ (constituye un error del -26.3% del valor estimado con respecto al valor real, siendo esta una forma de evaluar la dilución que no se utiliza).

Una descripción de los diferentes factores que intervienen en la existencia de los valores de la dilución pueden verse en [6,153]. El enfoque que a continuación se presenta tendrá otra orientación.

Los dos factores numéricos que intervienen en este caso en la exactitud del valor informado como dilución son los siguientes:

- a. Conjunto de errores del muestreo y estimación que generan el error del pronostico realizado.
- b. Conjunto de errores del muestreo realizado en la entrada de la planta metalúrgica que generan el error de valor real.

Estos factores numéricos no se evalúan sistemáticamente.

Hay un factor conceptual negativo que influye decisivamente en la precisión del valor calculado de la dilución y tiene que ver con el dato que se asume como calidad pronosticada del Ni, que generalmente se toma a partir de los registros confeccionados a partir de la red de exploración aún cuando ya se tengan nuevos valores pronosticados a partir de otros muestreos y modelaciones más realistas. Otro factor negativo, más evidente, es que la dilución se calcula contra el % de Ni de las recursos calculados y no contra los recursos enviadas al cliente por lo cual se están incorporando las pérdidas (ya conocidas) al cálculo realizado.

Si además se considera que en realidad a la planta llega mineral que se formó a partir de una mezcla de minerales procedentes de varios frentes entonces es imposible determinar en cual de los frentes se produjo realmente la dilución.

Lo planteado hace dudar de la idoneidad (como parte del subsistema de control de la minería que se propone) del método actual de cálculo de la dilución en la minería que se realiza en nuestros yacimientos lateríticos y permite afirmar que la dilución podría constituir un elemento

que evalúe a medianos y largos plazos y en su conjunto la eficiencia de las labores de cálculo de recursos y de las actividades mineras pero de ninguna manera puede constituir hoy en día un parámetro dinámico en el sistema pronóstico - planificación - control de la minería.

No es objetivo de esta investigación el proponer nuevas formas de medir la dilución para convertirlo en un parámetro confiable para medir la eficiencia de la minería e incorporarlo a todo la metodología propuesta pero este autor considera necesario que este tema sea motivo de un nuevo enfoque y de exhaustivas investigaciones teórico - prácticas.

Conclusiones.

Después de analizar los aspectos vistos en el desarrollo de esta investigación se llega a las siguientes conclusiones:

1. Es necesario la mayor atención a la cantidad y calidad de la información que se tiene y se necesita para desarrollar las actividades mineras en los yacimientos lateríticos con el fin de organizarla y explotarla tal como se ha planteado en el capítulo 2.
2. Se ha mostrado que es posible realizar modelaciones satisfactorias de la topografía, de los valores geoquímicos del Ni, Fe y Co y de las masas volumétricas a partir de los datos que se disponen en la actualidad en las empresas que explotan los yacimientos lateríticos cubanos.
3. Se han propuesto métodos de cálculo de volúmenes y de cálculo de reservas eficientes para las condiciones particulares de estos yacimientos.
4. Se ha definido una estructura informativa que recoge los elementos necesarios para realizar la planificación de las actividades mineras y se ha descrito un método para realizar esta planificación de manera que se cumplan condiciones que determinan cierta optimización de las actividades mineras.
5. Se ha desarrollado un sistema de control de la actividad de minado que permite el seguimiento de los parámetros topográficos, de los recursos minerales y del uso del equipamiento de extracción. Además se ha creado un sistema informativo de estos tres elementos y en general de la actividad del minado en espacio, tiempo y por equipamiento.
6. Se ha demostrado que es posible vincular dinámicamente y con un alto nivel de automatización los subsistemas de pronóstico, de planificación y de control del minado.
7. Se ha mostrado que el conjunto de principios, reglas y métodos propuestos para el desarrollo de la minería en los yacimientos lateríticos cubanos, constituyen un sistema (formado por los subsistemas de pronóstico, de planificación y de control de la actividad de minado los cuales están interrelacionados entre si desde el punto de vista estático y dinámico) y además este sistema es una metodología puesto que permite el seguimiento de la extracción del mineral en toda la explotación del yacimiento y la toma de las decisiones necesarias para disminuir los parámetros que influyen negativamente en el proceso: pérdidas, empobrecimiento, no cumplimiento del volumen y de la calidad del mineral enviado por unidad de tiempo al proceso metalúrgico, uso inadecuado del equipamiento y además permite lograr afectaciones pequeñas al medio ambiente.
8. La metodología presentada tiene una importante significación económica, tecnológica y social tal como se muestra en el anexo 47.

Recomendaciones

1. Estudiar la información disponible en las empresas que explotan los yacimientos lateríticos cubanos bajo los criterios vistos en el capítulo 2, haciendo énfasis en la recomendación de la página 26, los principios de la página 27, los criterios de la página 28 y los aspectos relacionados con la protección de la información.
2. Incluir las características litológicas en las bases de datos de los pozos de exploración y ampliar las variables que se estudian en la red de explotación incluyendo (en los casos que aún no los tenga) además del % de Ni, al menos los % de Fe y % de Co y la litología.
3. Elaborar criterios que permitan inferir a partir de las características conocidas y de los datos que se posean sobre la corteza de intemperismo en un bloque, el tipo de modelo más adecuado para el mismo.
4. Estudiar la generalización del modelo geoquímico propuesto en el epígrafe 3.4 para el caso de valores reales de k_1 y k_2 y para la modelación de las características litológicas del bloque.
5. Aplicar en la práctica las modelaciones topográfica, geoquímica y de las masas volumétricas así como los métodos de cálculo de volúmenes y de recursos propuestos, en las empresas que explotan los yacimientos lateríticos cubanos.
6. Aplicar en las empresas que minan nuestros yacimientos lateríticos las siete variantes para la definición de las reservas en un bloque tal como se expresan en el epígrafe 4.3 y estudiar teóricamente la variante donde se tomen en cada pozo cotas que generen pendientes entre ellos no mayores que un ángulo dado y que además permita minimizar las pérdidas y el empobrecimiento.
7. Implementar planes de desbroce tal como se describen en el epígrafe 4.4 y en el anexo 43.
8. Implementar en las minas de los yacimientos lateríticos los parámetros para la planificación de la extracción del mineral en los diferentes períodos de tiempo propuesto y el modelo/método de optimización binaria descritos respectivamente en los epígrafes 4.5 y 4.6.
9. Estudiar y agregar las restricciones relacionadas con la litología y con la tecnología particular de la empresa en el modelo descrito en el epígrafe 4.6.
10. Estudiar cuantos y donde deben efectuarse los muestreos geoquímicos para que el cálculo de la minería realizada tenga mayor confiabilidad.
11. Estudiar algoritmos para incorporar al sistema de control propuesto en el capítulo 5 los registros del destino del material minado, de la hidrogeología y de la situación ecológica en el yacimiento.
12. Estudiar e implementar nuevas formas de medir la dilución para convertirla en un parámetro dinámico y confiable para medir la eficiencia de la minería e incorporarlo a todo al sistema de control propuesto.
13. Implantar el sistema de control de la actividad minera propuesto en el capítulo 5 en las minas de los yacimientos lateríticos de níquel.

Referencias bibliográficas.

1. -- "Herramientas para la optimización de minas".(Reportaje especial), Revista Minería Panamericana, Edición Continental, Méjico, Junio de 1996.
2. -- "Modelo de Construcción de Perfiles Geológicos con la Utilización de la Aproximación Spline" (en ruso). Problemas Físico-Técnicos del Laboreo de los Minerales Utiles, A.C. de la URSS, Editorial Nauka, Novosivirsk, 1988.
3. Alfonso Roche, José R.: "Estadísticas en las Ciencias Geológicas". Tomos I y II, Editora ISPJAE, La Habana, 1989.
4. Alvarez de Zayas, Carlos M.: "La Escuela de la Vida". Imprenta Universitaria, Sucre, Bolivia, 1994.
5. Annels, Alwyn E. : "Mineral Deposit Evaluation. A Practical Approach". Chapman & Hall, London, 1991.
6. Aplin, Peter : "Reducing dilution by de creeping cone". Mining Magazine, USA, Jan, 1997.
7. Ariosa Iznaga, José : "Curso de Yacimientos de Minerales Metálicos : Tipo Genético". Editorial Pueblo y Educación, La Habana, Cuba (s.a).
8. Asencio, Raúl: "Seminario de Economía Minera: Gerenciamiento de Proyectos Mineros". Ministerio de Minería de Chile, Santiago de Chile, 1998.
9. Báez Torres, Fernando: "Análisis de la variabilidad y del modelo matemático del yacimiento Moa". Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1987.
10. Belete Fuentes, Orlando: "Vías para el perfeccionamiento del cálculo de volumen de mineral extraído en los yacimientos lateríticos cubanos". Tesis Doctoral, ISMM de Moa, 1999.
11. Belete Fuentes, Orlando, Arístides A. Legrá Lobaina y Manuel Lores Vidal: "Automatización del Cálculo de Volúmenes de Minerales Utiles". II Simposio Internacional de Minería y Geología, CIPIMM, Ciudad Habana, 1991.
12. Berger, Antony R.: "Environmental Change, Geoindicators, and the Autonomy of Nature". GSA Today, Vol. 8 No 1, USA, January 1998.
13. Bernal Hernández, S.: "Determinación de la tendencia de la variabilidad de la calidad de la mena en los bloques de extracción del yacimiento laterítico de Moa". Revista Minería y Geología, No 1, Moa, 1994.
14. Bernal Hernández, S.: "La formación de la calidad de la mena en la planificación operativa de los trabajos mineros en la cantera Moa". Revista Minería y Geología, No 1, Moa, 1994.
15. Bernal Hernández, S. y Elena Cardero: "Determinación de la componente casual de la variabilidad de la mena en los bloques de extracción del yacimiento laterítico de Moa". Revista Minería y Geología, No 2, Moa, 1994.
16. Bernal Hernández, S., et al.: "Elaboración de la teoría y de la tecnología del minado que eleve la homogeneidad de la materia prima laterítica suministrada al proceso metalúrgico de la empresa Comandante Ernesto Che Guevara. Etapas 01 y 02:

Mejoramiento de la ley de mineral abastecido al proceso” . Centro de Investigaciones de la Laterita, Moa, 1996.

- 17. Bernal Hernández, S., Elena Cardero Cardero, Arístides A. Legrá Lobaina, Rafael Trujillo Codorniú.: ”Elaboración de la teoría y de la tecnología del minado que eleve la homogeneidad de la materia prima laterítica suministrada al proceso metalúrgico de la empresa Comandante Ernesto Che Guevara. Etapas 03 y 06: Fundamentación de la Tecnología de extracción mas racional y Perfeccionamiento de la planificación operativa de los trabajos mineros” . Centro de Investigaciones de la Laterita, ISMM, Moa, 1996.**
- 18. Beyris Mazar, Pedro E.: “Mejoramiento del proceso de sedimentación de la pulpa de mineral laterítico de la empresa ‘Comandante Pedro Soto Alba’ (Moa Nickel S. A.)”. Tesis Doctoral. ISMM de Moa, 1997.**
- 19. Beyris Mazar, Pedro E. y Aristides A. Legrá Lobaina: “Mejoramiento de las condiciones de sedimentación de las pulpas las pulpas lateríticas en la empresa ‘Pedro Soto Alba MOANIKEL S.A.’”. Trabajo presentado en el evento CINAREM’98, Moa, Mayo de 1998.**
- 20. Blanco Moreno, Jesús, et al: “Informe del Proyecto Ejecutivo de Drenaje en el yacimiento Punta Gorda de la industria Ernesto Che Guevara”. ISMM de Moa, Noviembre de 1998.**
- 21. Blanco Torrens, R.: “Mecánica de Rocas”. Santiago de Cuba: Editorial Oriente, 1981.**
- 22. Bórisov, S.: “Labores Mineras”. Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1986.**
- 23. Bravo Lorenzo, Fernando y Eva Sánchez: “Métodos gráficos para el análisis de la variabilidad de algunos parámetros geólogo - industriales y la caracterización de bloques geológicos en el yacimiento Moa”. Revista Minería y Geología, No 3, Moa, 1983.**
- 24. Bravo Lorenzo, Fernando, et al.: “Algunas consideraciones sobre la utilización del coeficiente de probabilidad estadístico en la elección de la densidad de las redes de exploración”. Revista Minería y Geología, No 1, Moa, 1984.**
- 25. Bravo Lorenzo, Fernando: “Importancia de la topografía minera y la generalización de su información”. Revista Minería y Geología, No 1, Moa, 1985.**
- 26. Bronshtein, I y K. Semendaiev: 'Manual de Matemáticas para Ingenieros y Estudiantes'; Editorial MIR. Moscú, 1973.**
- 27. Bubrinski, V.A.: “Geometría del Subsuelo”. Editorial Nedra, Moscú, 1985.**
- 28. Calderín, Domingo: “Particularidades de la determinación del peso volumétrico en el yacimiento Moa”. ISMM, Moa, 1994.**
- 29. Centro Nacional del Fondo Geológico, MINBAS: “Clasificación de los recursos y reservas Minerales Sólidos”. Ciudad de la Habana, 1993.**
- 30. Cheney, W. and David Kincaid: ”Numerical Mathematics and Computing”. Brocks/Cole Publihing Company, USA, 1985.**
- 31. Chibunichev, Aleexander y Felipe Rodiles: “Métodos de aproximación de relieves”. Revista Minería y Geología, No 1, Moa, 1988.**

32. **Chica Olmo, Mario** “Análisis Geoestadístico en el estudio de la explotación de los Recursos Minerales”, Universidad de Granada, España , 1988.
33. **Centro de Estudio de Tecnología Avanzada (CETA). Oferta:** “Aplicación de técnicas geofísicas avanzadas para la confirmación de las reservas del yacimiento ferroniquelífero de Punta Gorda”. Moa, 1998.
34. **CEPRONI :** “Plan 5 años de la Empresa Pedro Soto Alba”. Moa, 1991.
35. **CEPRONI :** “Plan 5 años de la minería (1998-2002). Las Camariocas”. Moa, 1995.
36. **CEPRONI :** “Plan 20 años de la Empresa Pedro Soto Alba”. Moa, 1991.
37. **Colectivo de autores:** “Diccionario Terminológico de Minería”. Moscú: Niedra, 1981.
38. **Comité de Reservas de Menas del Instituto Australasiano de Minería y Metalurgia y el Consejo Australiano de la Industria Minera:** “Código de Australasia para el Reporte de recursos Minerales Identificados y Reservas Minerales”. Traducción del Lic. Eugenio Casanovas Casanova, Octubre de 1997.
39. Consejo de Estado de la República de Cuba: Ley 13 de Protección e Higiene del Trabajo.
40. Consejo de Estado de la República de Cuba: Ley 81 sobre Medio Ambiente.
41. Dana, Edward S.: “Manual de Mineralogía”. Editorial Reverté, Barcelona, 1960.
42. Danilina, N.I. et al :”Matemática de Cálculo”. Editorial MIR, Moscú, 1990.
43. Davis, Jhon C.: ”Statistics and Data Analysis in Geology”. Jhon Wheley and Songs INC, USA, 1973.
44. Davis , Michael: ”Applied Advanced Geostatical Ore Reserve Estimation”. Gamma Geostal International, Montreal, 1984.
45. Davis M. and M. David:”An Algorithm for Finding the Position of a Point Relative to a Fixed Polygonal Boundary”. Plenum Publishing Corporation, Montreal, Canada, 1979.
46. De Dios Leyva, Ing. Dictinio, Dr. Félix Quintas Caballero y Dr. Roberto Díaz Martínez: Comunicación Privada, Moa, 1999.
47. De Miguel Fernández, Constantino: “Informe hidrogeológico para la argumentación del Proyecto Ejecutivo de Drenaje en el yacimiento Punta Gorda de la industria Ernesto Che Guevara”. ISMM de Moa, Febrero de 1998.
48. Demidovich, B.P. and Y. A.. Maron: “Computational Mathematics”. Editorial Mir, Moscú, 1973.
49. Deraisme Jackes and Chantal de Fouquet: “The geostatistical approach for reserves”. Mining Magazine, USA, May, 1996.
50. Diehl, P y David, M. : “Classification of Ore reserve/resources based on Geostatistical Methods”. Bulletin CIM, February, 1982.
51. **Eiranova Montoya L. , J. A. Pérez Rivero:** “Modelación geométrica de objetos y superficies curvas”. Revista Ingeniería Industrial, vol IX, # 2, La Habana,1988
52. **Empresa de Geología Santiago:** “Sistema automatizado para el cálculo de reservas en yacimientos niquelíferos. Manual de explotación del Sistema Níquel”. Stgo de Cuba, 1985.
53. **Empresa de Geología Santiago:** “Sistema automatizado para el cálculo de reservas en yacimientos niquelíferos. Manual de usuarios del Sistema Níquel”. Stgo de Cuba, 1985.
54. **Estenoz Mejías, Severo et el.:** “Proyecto de Investigación y Desarrollo: Incremento y regulación de la eficcencia económica de los complejos mineros - metalúgicos”. Informe de la Etapa 01, Centro de Investigación de las Lateritas, Moa, 1996.
55. **Garcell Pupo, Ricardo A.:** “Investigación de la variabiliad cuantitativa y cualitativa de la zona del yacimiento Moa”. Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1988.

56. **García Díaz, Rafael:** “Diccionario Técnico Inglés - Español” . Edición Revolucionaria, La Habana, 1986.
57. **García, Pedro A.:** “Geostatística Operacional”. Ministerio de Minas y Energía, Departamento de Producción Mineral, Brasilia, 1988.
58. **García Hidalgo, Carmen:** “ Análisis de la variabilidad de la laterita en el bloque Z-22. Métodos para el establecimiento de la dirección racional del laboreo”. Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1986.
59. **Goi Leek, Aleer:** “Rehabilitación en áreas degradadas por la minería del Níquel en zonas del yacimiento Punta Gorda de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara”. Trabajo de Diploma, ISMM, Moa, 1998.
60. **Góngora Argüelles, Elio:** “Diseño preliminar de la red topográfica de apoyo para la explotación de los yacimientos lateríticos de Moa”. Trabajo de Diploma, ISMM, 1996.
61. **González Caraballo, Ramón:** “Resultados del levantamiento gravimétrico en áreas del yacimiento Punta Gorda. (versión preliminar)”. Oficina de Cooperación Universidad - Empresa, Moa, Febrero de 1999.
62. **Grimón, Alfredo y Arístides A. Legrá Lobaina:** “Elección del Rumbo Optimo de las Excavaciones Subterráneas Horizontales”. II Simposio Internacional de Minería y Geología, CIPIMM, Ciudad Habana, 1991.
63. **Guétmarova, A. et al. :** “Lógica: En forma simple sobre lo complejo. Diccionario”. Editorial Progreso, Moscú, 1991.
64. **Gutiérrez Montano, Aida y Liliam M. Beyra Matos :** “Introducción al Análisis Variográfico de Yacimientos de Corteza de Interperismo”. Trabajo de Diploma, ISMM, Moa, 1993.
65. **Ferguson, Gavin :** “Estimación de recursos y reservas (Una guía sobre la preguntas principales que un inversionista debería formularse”. Mining (Edición en Español), Mayo, Londres, 1998.
66. **Hernández Flores, Alberto:** “Preparacion por via húmeda de la mena laterítica”. Tesis Doctoral, ISMM de Moa, 1997.
67. **Hernández Ramsay, A. y S. Chávez Gómez:** ” Algunas consideraciones sobre la posibilidad de aplicación de métodos geofísicos en yacimientos lateríticos”. Grupo de Geofísica, Empresa Geominera de Oriente, MINBAS, Santiago de Cuba, 1997.
68. **Hillman, Barry:** “Bringing the mine to the office”. Mining Magazine, April, London, 1998.
69. **Infante Rielo, Arturo :** “Introducción a la Teoría de la Información”. Editorial Oriente, Santiago de Cuba, 1983.
70. **Isaacson, Eugene y Herbert Bishop Keller :**” Analysis of Numerical Methods”. Editorial Pueblo Educación, La Habana, 1979.
71. **Jhonson, Lee W. and R. Dean Riess:** ”Numerical Analysis”. Addison - Wesley Publishing Company, USA, 1982.
72. **Kazhdan , A.B. :** ”Prospección de Yacimientos Minerales”. ENPES, La Habana, Cuba, 1988.
73. **Kazuo Yamamoto, Jorge y Marcelo Monteiro Da Rocha:** “Análisis y recomendaciones para el cálculo y clasificación de reservas minerales”. (Traducción de Lázaro V. Guzmán Castillo y Jorge L. López Alvarez). Brasil, 1996.
74. **Kazuo Yamamoto, Jorge:** “Ore reserve estimation. New method of block calculation using the inverse of weighted distance”. Engineering and Mining Journal, Vol 197, #9, USA, September 1996.

75. Kleve, Stefan: "Reserve modelling and estimation at Kiruna". Mining Magazine, USA, Febrary, 1997.
76. Kitaiski, E : "Minerales Utiles y su Prospección ". Editorial MIR, Moscú, URSS (s.a).
77. Kreiter, V. M. : "Geological Prospecting and Exploration". Editorial MIR, Moscow, 1968.
78. Lavandero Illera, R. M. ... (et al) : "Principios de Prospección de Yacimientos Minerales Sólidos". Editorial Pueblo y Educación, La Habana, Cuba, 1988.
79. Lavaut Copa, Waldo y Gonzalo Oliva Brossard: "Informe Geoestadístico sobre las redes de perforación en lateritas". Empresa Geominera de Oriente, MINBAS, Stgo de Cuba, 1998.
80. Legrá Lobaina, Arístides A.: " Consideraciones sobre el Cálculo de Volúmenes Geólogo - Mineros por Métodos Clásicos". Revista Minería y Geología, Volumen 11 Número 2, 1994.
81. Legrá Lobaina, Arístides A. y D. M. Atanes Beatón: "Cálculo automatizado de derivadas en la solución de problemas ingenieriles". Revista Minería y Geología, #3 del Volumen 13 de 1996.
82. Legrá Lobaina, Arístides A. y Alfonso Puente Martín : "Determinación de los volúmenes de sólidos irregulares usando spline cúbico natural". Revista Minería y Geología, #3 del Volumen 13 de 1996.
83. Legrá Lobaina, Arístides A. y Rafael A. Trujillo Codorníu: "Modelación de mediciones geólogo - mineras sobre una red rectangular mediante spline cúbico natural". Revista Minería y Geología, #2 del Volumen 14 de 1997.
84. Legrá Lobaina, Arístides A. et al: "Tres factores que influyen en la exactitud de los resultados de los cálculos de volúmenes geólogo - minerso". Revista Minería y Geología, #2 del Volumen 14 de 1997.
85. Legrá Lobaina, Arístides A. et al: "Estimación espacial de las componentes de un mineral mediante interpolación lineal". Revista Minería y Geología, #2 del Volumen 14 de 1997.
86. Legrá Lobaina, Arístides A. et al: "Relación entre el Kriging y la Interpolación Lineal en R^n ". COMPUMAT'97, Cienfuegos, 1997.
87. Legrá Lobaina, Arístides A. y Rafael A. Trujillo Codorníu: "Algoritmo para la Obtención del Spline K-Cúbico Natural". COMPUMAT'97, Cienfuegos, 1997.
88. Legrá Lobaina, Arístides A.: "Disminución del Error en la Interpolación Polinómica sobre Nodos Arbitrarios". COMPUMAT'97, Cienfuegos, 1997.
89. Legrá Lobaina, Arístides A.: "Interpolación Lineal en R^n a partir de su relación con el kriging". GEOINFO'98, Ciudad de la Habana, Marzo de 1998.
90. Legra Lobaina, Arístides A. et al: "Triangulizacion óptima de redes arbitrarias mediante un algoritmo iterativo y estimacion de mediciones geólogo - mineras a partir de la misma". Revista Tecnológica Serie Níquel, Volumen 2, #1, Moa, 1998 (también presentado en GEOINFO'98).
91. Legrá Lobaina, Arístides A. y René L. Guardiola Romero: "Consideraciones prácticas para el análisis variográfico". Trabajo presentado en el evento CINAREM'98, Moa, Mayo de 1998; presentado en la VI Jornada Científico Técnica de GEOMINERA, Convenciones Heredia, Stgo de Cuba, Febrero de 1999; enviado a la Revista Minería y Geología.
92. Legrá Lobaina, Arístides A.: "Contribución al análisis estructural de los yacimientos lateríticos del nordeste de Holguín". Trabajo presentado en el evento CINAREM'98, Moa, Mayo de 1998.
93. Legra Lobaina, Arístides A.: "Exactitud de los resultados de los cálculos de volúmenes geólogo - mineros". Revista Tecnológica Serie Níquel, Volumen 3, #1, Moa, 1999.
94. Legrá Lobaina, Arístides A. et al: "Modelación de una Superficie Topográfica a partir de la Relación entre el Kriging y la Interpolación Lineal en R^n ". Enviado a la Revista Minería y Geología.
95. Legrá Lobaina, Arístides A.: "Cálculos Geólogo-Mineros sobre una Red Rectangular mediante Splines". Enviado a la Revista Minería y Geología.
96. Legra Lobaina, Arístides A. et al: "Propuesta para el establecimiento de la masa volumétrica en los yacimientos lateríticos de Cuba". Presentado en la VI Jornada Científico Técnica de GEOMINERA, Convenciones Heredia, Stgo de Cuba, Febrero de 1999; enviado a la Revista Minería y Geología.
97. Legrá Lobaina, Arístides A. y Andrés Silva Pineda: "Pertinencia de un punto del plano al interior o a la frontera de una región limitada por un polígono". Nota Científica. Enviado a la Revista Minería y Geología.
98. Lepin, Oleg y Jose D. Ariosa Iznaga : "Búsqueda, Exploración y Evaluación Geólogo-Económica de Yacimientos de Minerales Sólidos". Editorial Pueblo y Educación, La Habana, Cuba, 1990. 2 t.

99. Malecon Minerals and Metals : "Results of the Geological Due Diligence Study carried out over the Las Camariocas Nickel Laterite Deposit at Moa, Eastern Cuba". Moa, Jan, 1997.
100. Manzanilla, Raúl : "Generación Automática de Triangulaciones de Delaunay". Métodos Numéricos Aplicados a la Ingeniería, Editor Miguel Cerrolaza, EDIT, Caracas, 1993.
101. Marcotte, D. Y M. David : "Trend Surface Analysis as a Special Case of IRF-k Kriging". Mathematical Geology, Vol. 20, No 7, 1988.
102. Matos Stokes, Angel A.: "Perfeccionamiento del método de control topográfico en la explotación de los yacimientos lateríticos". Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1993.
103. Mercks, J.M. : "Geostatistics or Voodoo Statistics". Engineering and Mining Journal, Volume 193, Number Nine, Illinois, USA, September 1992.
104. MINBAS, Dirección Técnica: "Estrategia Ambiental (Propuesta)". Ciudad de la Habana, Noviembre de 1997.
105. Ministerio de Cultura: "Diccionario Ilustrado ARISTOS de la Lengua Española". Editorial Científico Técnica, Ciudad de La Habana, 1985.
106. Ministerio de Minería de Chile: "Evaluación de Yacimientos". Santiago de Chile, 1997.
107. Ministerio de Minería de Chile: "Preparación y Evaluación de Pequeños Proyectos Mineros". Santiago de Chile, 1998.
108. Miranda Domínguez, José Miguel : "Estimación de la masa volumétrica para la red de exploración del yacimiento Punta Gorda". Trabajo de Diploma, Moa, 1998
109. Molina Cintras, Jorge A. y César G. Parra Guerrero: "Estudio de la variabilidad del yacimiento Atlantic con vista a establecer criterios sobre la red de exploración y explotación ". Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1987.
110. Morales Z., Ramón : "Aplicación del GPS en las actividades mineras". Revista Minería Chilena, Año 16, # 188, Santiago de Chile, Febrero de 1997.
111. Mustelier, Iván: "Investigación de la variabilidad de las masas volumétricas y sus dependencias del contenido de mineral útil". Trabajo de Diploma, ISMM, Moa, 1990.
112. Myers, Donald E. : "Interpolation and Estimation with spatially located data". Chemometrics and Intelligent Laboratory Systems, N° 11, Elsevier Science Publishers B.V., Amsterdam, 1991.
113. Myers, Donald E. : "To Be or Not to Be... Stationary? That is the Questions". Mathematical Geology, Vol 21, No 3, 1989.
114. Naciones Unidas (Consejo Económico y Social): "Marco Internacional de las Naciones Unidas para la Clasificación de Reservas/Recursos". Noviembre de 1996.
115. Oficina Nacional de Recursos Minerales, MINBAS : "Instrucción para la clasificación de recursos y reservas de minerales útiles sólidos". Ciudad de la Habana, 1996.
116. Oficina Nacional de Recursos Minerales, MINBAS : "Clasificación de recursos y reservas de minerales útiles sólidos". (Propuesta) Ciudad de la Habana, 1998.
117. Oluwaseyi Adeoye, Ajayi: "Determinación de la relación entre los elementos principales del yacimiento laterítico de Moa". Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1992.
118. Ortega Baños, Gertrudis: "Análisis de la variabilidad de algunos parámetros influyentes en la geometrización del yacimiento Punta Gorda". Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1984.
119. Otaño Noguel, José: "Elementos de física de las rocas". Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1981.
120. Pannatier, Yvan : "VarioWin 2.1". Phd Project. University of Lausanne, Lausanne, Switzerland, 1994.
121. PC-MINE, Micro Computer Software for Exploration and Mining. GENCOM, 1989
122. Peña Abreu, Ramón Eddie: "Métodos de la optimización combinatoria y su aplicación a la industria del níquel". Tesis de Maestría, Universidad Central de Las Villas, Julio de 1998.
- 123. Pérez Cabanas, Roilán. "Estudio técnico – económico para el perfeccionamiento de los trabajos mineros en el yacimiento Punta Gorda". Trabajo de Diploma, ISMM, Moa, 1997.**
124. Polanco Almanza, Ramón G. : "Diseño de Canteras". Universidad Nacional de Loja, Quito, Ecuador, 1994.
125. Polanco Almanza, Ramón G. : "Dirección de los Flujos de Mineral en los Yacimientos Lateríticos". Tesis en Opción al Grado de Doctor en Ciencias Técnicas, Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, Holguín, 1996.
126. Portuondo Savón, Yoel: "Caracterización de los fondos de minería en el yacimiento Atlantic". Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1997.
127. Proenza Bolaños, Ayán: "Elaboración y confección del mapa topográfico de la fábrica Comandante Ernesto Che Guevara a escala 1:10000 por método aerofotográfico". Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1985.

128. Proenza Fernández, Joaquín A. : "Mineralización de Cromita en la faja ofiolítica Mayarí - Baracoa (Cuba). El ejemplo del yacimiento Merceditas". Tesis Doctoral. Universidad de Barcelona, España, 1997.
129. Quesada García, Ariel: "Introducción al estudio de los yacimientos minerales de Cuba". Ediciones ISPJAE. Ciudad de la Habana, 1981.
130. Ramos, Zoraida: "Recálculo del peso volumétrico dentro de la capa (LB) por tipos litológicos, en tres yacimientos de la mina Moa" Trabajo de Diploma, ISMM, Moa, 1989.
131. Rodríguez Infante, Alina : "Estudio geomorfológico y morfotectónico del municipio de Moa y áreas adyacentes". Tesis Doctoral, ISMM de Moa, 1999.
132. Rodríguez Cardona, Adis: "Prospección y exploración en las cortezas de interperismo sobre ultramafitas en Nicaro y Pinares de Mayarí". Tesis Doctoral. Stgo de Cuba, 1990.
133. Rodríguez Miranda, Willy R.: "Procesamiento Cuantitativo de los Datos Geólogo-Geofísicos". ISJAE, La Habana, 1987.
134. Rodríguez Morán, Osvaldo y Julio Gómez Herrera : "Método de Regionalización de variables: Kriging". Centro de Investigaciones del Petróleo, MINBAS, La Habana, 1988.
135. Rodríguez Ruíz, Héctor J.: "Premisas geológicas para la automatización integral de los trabajos de prospección en yacimientos níquelíferos de interperismo". Tesis Doctoral, Santiago de Cuba, 1990.
136. Rodríguez Ruiz, Héctor J.: "Algunos Comentarios Acerca de las Técnicas Actuales para la Modelación de Recursos Minerales." (Inédito). Conferencia impartida durante la VI Jornada Científica - Técnica de la Empresa Geominera de Oriente. Stgo de Cuba, Febrero de 1999.
137. Rojas Purón, Arturo Luis: "Principales fase minerales portadoras de níquel en los horizontes lateríticos del yacimiento Moa". Tesis Doctoral, ISMM de Moa, 1995.
138. Ruz Peña, Elmer : "Propuesta para determinar el Peso Volumétrico de las Menas Ferroníquelíferas en función de los contenidos de Fe y Ni". Reporte de Aplicación de Ciencias Técnicas, Ministerio de Educación Superior, La Habana, Mayo de 1978.
139. Sánchez Quintanilla, Ana: "Interpolación en Tres Dimensiones Mediante Generación de Funciones Bicubic Splines y Obtención de Isolíneas por Ordenador". Boletín Geológico y Minero, T. XCVI-II, Año de 1985, España.
140. Sabtan Abdullah: "Numerical Techniques in Reservoir Capacity Evaluation". Quarterly Journal of Engineering Geology, Volume 26, 1993, USA..
141. Serrano Coello, J.F. "El peso volumétrico como función de los contenidos de yacimientos lateríticos de corteza de intemperismo". Informe Técnico. Empresa René Ramos Latour de Nicaro. Huguín, 1991.
142. Smirnov, V.I.: "Geología de yacimientos minerales". Editorial MIR, Moscú, 1982.
143. Spiegel, Murray: "Teoría y Problemas de Estadísticas". Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1986.

144. **Suárez Benedicto, Luis:** “Confección de la red topográfica de apoyo para la explotación de un área del yacimiento Punta Gorda”. Trabajo de Diploma, ISMM de Moa, 1988.
145. **Suárez Feliú, Manuel:** “Determinación de los parámetros del hidrotransporte de las pulpas de mineral serpentinitico”. Tesis Doctoral, ISMM de Moa, 1999.
146. **Suárez Leyva, Valia:** “Informe de Trabajos Metodológicos - Sísmica. Moa”. Instituto de Geología y Paleontología, Unión Geólogo Minera, MINBAS, Enero, 1998.
147. **SURFER, Surface Mapping System, Version 6.02.** Golden Software, Inc. Jan 1, 1996.
148. **Timofenko, E.L. y A.P. Rilov:** “Geometría Minera”. Editorial Nedra, Moscú, 1987.
149. **Ulloa Carcasés, Mayda, et al :** “Proyecto de protección del medio ambiente referido a la variante de minería para la arrancada de Las Camariocas”. ISMM, Moa, 1996.
150. **Valdés Valdés, Alexis:** “Determinación de la Productividad de la Mina Moa”. Trabajo de Diploma, ISMM, Moa, 1994.
151. **Vargas , Maria, et al.** “Plan de minería 1997 – 2001 Empresa Comandante: Ernesto Che Guevarra. (Moa)”. Ceproniquel, Moa, Febrero de 1997.
152. **Varios Autores: Mesa Redonda:** “Geofísica en las Lateritas”. VI Jornada Científica - Técnica de la Empresa Geominera de Oriente. Santiago de Cuba, Febrero de 1999.
153. **Vera Yeste, Angel:** “Introducción a los yacimientos de Níquel Cubanos.” Editorial ORBE, La Habana, 1979.
154. **Verdecia Vicet, P.:** “Análisis de los trabajos realizados acerca del peso volumétrico”. Trabajo de Diploma, ISMM, Moa 1987.
155. **Vergara R., Ramiro:** “Softwares se abren camino en sector minero”. Latinominería, N° 29, Marzo, Santisgo de Chile, 1998.
156. **Viceministerio de Geología:** “Cálculo de Reservas” ; MINBAS, 1981.
157. **Vilenkin, N. :** “¿De cuántas formas?. Combinatoria”. Editorial Mir, Moscú, 1972.
158. **Zeissink, H.E.:** “The Mineralogy and Geochemistry of a Nickeliferous Lateritr Profile (Greenvale, Queensland, Australia)”. Mineral Deposita No 4, Berlín, 1969.

Anexos

Anexo 1: Protección e Higiene en el trabajo minero (PHT) en los yacimientos lateríticos

Existen tres aspectos fundamentales [39] con relación a este punto:

1. *Protección del hombre:* Las normas de PHT advierten al trabajador sobre los posibles peligros del trabajo con o cerca de las máquinas e instrumentos personales de trabajo, los riesgos ambientales que pueden estar presente en cualquier industria, los posibles accidentes relacionados con el desplazamiento personal y colectivo, las normas para resguardar la salud mental y en general estudia y mejora todo el sistema y condiciones de vida laboral que rodean al trabajador. Este aspecto es de gran importancia en una sociedad socialista donde priman los conceptos humanistas.
2. *Incremento de la productividad:* La PHT tiene entre sus objetivos el de elevar la productividad del trabajo evitando las pérdidas de tiempo por accidentes del trabajo que provocan alteraciones en el proceso productivo por el daño físico y mental a los trabajadores y el daño a las máquinas.
3. *Eliminar gastos:* El aspecto económico en la prevención de accidentes es importante para un país que construye el socialismo no solo por las afectaciones que provoca en la producción de bienes materiales sino, además, por los gastos que provoca la curación de los accidentados y por los gastos de seguridad social.

Cuando la PHT logra los objetivos mencionados (humanos, productivos y económicos), el trabajador mantiene una actuación sana y segura mientras trabaja.

En las actividades laborales de una mina se distinguen varias formas específicas de protección:

Protección personal

Es necesario, acondicionar al obrero con medios individuales que lo protejan de accidentes relacionados con su desplazamiento, equipos y sustancias dañinas.

En la tabla siguiente relacionamos las partes del obrero que se deben proteger, así como los medios de protección y los requisitos básicos de estos medios [39]:

Tabla A1.1: Relación entre el trabajador y los medios que debe usar para su seguridad.

Lugar del cuerpo	Medio Protector	Requisitos que debe cumplir el medio protector.
Cabeza	Se utilizan cascos protectores que tienen por objetivo reducir el impacto de objetos que caigan de alturas más o menos elevadas.	Resistentes a impactos, al fuego, a la humedad, peso ligero, aislamiento de la electricidad.
Oídos	Tapones de oídos, orejera o casco protector contra ruido.	Que atenúen el sonido, que tengan confort, que tengan durabilidad, que no tengan impacto nocivo sobre la piel, que conserven la palabra clara y que sean de fácil manejo.
Ojos y cara	Gafas protectoras, pantallas, viseras, caretas protectoras y espejuelos.	Protección adecuada para el riesgo específico que fue diseñado, comodidad en el uso de los mismos, ajuste perfecto y ninguna interferencia en los movimientos, durabilidad y facilidad de higienización.
Manos y brazos	Guantes, almohadillas, protectores de brazos, mangas y protectores de dedos.	Que estén reforzados para que protejan al trabajador contra, llamas, calor y cortaduras. En caso de existir de ácidos, grasas, gasolina (Deben ser plásticos).
Tórax	Delantales de piel de goma sintética y para ácidos.	Deben proteger al trabajador contra chispas, cortaduras pequeñas y protección contra agua y tierra.
Pies y piernas	Botas corte alto, tobilleras, polainas, almohadillas.	Casquillos de acero para los pies, anticonductivos, antichispas y deben resistir las descargas eléctricas.

Vías respiratorias.	Respiradores con filtro para polvo, mascarara con filtro para gases, respiradores con línea de aire, mascarara con puente de oxígeno.	Deben estar acordes con el elemento contaminante y el puesto de trabajo. No deben ser objetos que impidan que el trabajador realice sus actividades.
---------------------	---	---

Medidas generales de seguridad para el trabajo con los equipos

Estas medidas están presentes en toda la mina y para cualquier equipo.

1. Se prohíbe operar equipos con defectos técnicos y con ausencia de alguna de sus partes.
2. Se prohíbe operar equipos mineros a personas que no tengan la calificación y el permiso requerido.
3. Los caminos de la mina en épocas de seca deben regarse convenientemente para evitar el polvo.
4. Todos los equipos deben poseer sus correspondientes medios de extinción de incendio.

Medidas de seguridad para el trabajo con excavadora

Cuando la excavadora está en operaciones se prohíbe la presencia de personas en el radio o sector de influencia de la misma. Además:

1. La excavadora debe estar provista de señalización sonora de manera que indique el inicio y fin de cada operación a realizar.
2. Durante el movimiento en pendiente deben contemplarse aquellas medidas que impidan su corrimiento.
3. El movimiento de la excavadora debe hacerse a la señal del jefe de turno o de brigada.
4. Durante el movimiento debe garantizarse el contacto visual o por radio - comunicación entre el operador y el que dirige el movimiento.
5. Las excavadoras deben trabajar sobre plataformas aplanadas y compactas cuya pendiente no exceda de $\pm 1^\circ$.
6. Los cables de acero que se utilicen en el alza, el arrastre y la guarnición deben corresponderse con los del pasaporte del equipo y revisarse no menos de una vez por semana y la cantidad de hilos rotos no debe ser mayor del 15 % del total de hilos.

Medidas de seguridad para el trabajo con bulldozer

1. Solo trabajará en el radio de acción de una excavadora, cuando esta haya sido convenientemente posesionada y el cubo esté apoyado en el suelo.
2. Cuando se realice la reparación debajo de la cuchilla, esta debe estar convenientemente calzada.
3. Al ejecutarse cualquier tipo de trabajo, las pendientes en los accesos bajadas, así como la inclinación en la dirección transversal no deben sobrepasar los valores máximos señalados por el fabricante.
4. Al empujar el material en las escombreras o depósitos de mineral el equipo no debe sacar la cuchilla fuera del borde del terraplén.
5. Al moverse en dirección paralela al borde de la escombrera o depósito de mineral la distancia entre la estera y el borde del terraplén no debe ser menor a 2 m.
6. Los bancos y terrazas creadas por el bulldozer en las laderas, deben tener una pendiente transversal en el lado opuesto a la cuneta entre 1° y 3° .

Medidas de seguridad para el trabajo con traillas y moto traillas

1. La distancia entre los equipos en movimiento no debe ser menor de 20 - 25 m.
2. Para el desplazamiento de un lugar a otro la caja se elevará a una altura mayor de 0.25 m.
3. La distancia entre el equipo y el borde de la escombrera o corte no debe ser menor de 2 m.
4. No permitir el movimiento de equipos en las siguientes condiciones:

- a. Movimientos hacia arriba a través de pendientes mayores de 25% y bajar cargadas por pendientes mayores de 30%.
- b. Inclinación transversal de las laderas de las cuestas mayor de 12°.

Medidas de seguridad para el trabajo con transporte automotor

1. La planta y perfil de los caminos deben corresponder a las reglas y normas de construcción vigentes.
2. El ancho de la parte transitable del camino se establece partiendo de las dimensiones del equipo de manera que haya una holgura no menor de 1.5 m entre los automóviles que circulen al encuentro y una distancia no menor 0.5 m de las ruedas exteriores hasta el borde de la parte transitable del camino.
3. No se permite llevar personas fuera de la cabina.
4. No se permite adelantar a otro vehículo que circule en el mismo sentido.

Anexo 2: El medio ambiente y el trabajo minero en los yacimientos lateríticos

La relación entre las actividades productivas de nuestra economía y el medio ambiente constituyen un aspecto de permanente análisis en la política del estado cubano donde prima el principio del desarrollo sostenible [40]. El MINBAS, al igual que otros ministerios de nuestro país, ha definido la estrategia ambiental de sus entidades en la cual se destacan las siguientes cuestiones:

1. Objetivos.
2. Base institucional.
3. Principales problemas ambientales.
4. Estrategia para minimizar los principales problemas ambientales.
5. Otros lineamientos y acciones para la implementación de la estrategia.
6. Instrumentos para materializar la estrategia ambiental.

A partir de los análisis realizados el MINBAS desarrolló la documentación [104] correspondiente a:

1. Política Ambiental.
 - a. Fundamentos de la Política
 - b. Introducción.
 - c. Objetivos.
 - d. Principios Ambientales del MINBAS.
 - e. Acciones para la implementación de la política y estrategia ambiental.
2. Dirección y Organización de la Producción: Medio Ambiente (Manual de la dirección y organización de la producción, Sistema de Gestión Ambiental).

Una de las cuestiones de mayor interés estratégico en la explotación de los yacimientos lateríticos de Cuba es la de lograr que las afectaciones al medio ambiente provocadas por estas actividades sea lo menor posible y además buscar las formas de restablecer, de ser posible, las condiciones originales de la zona afectada o en su defecto, crear nuevas condiciones compatibles con el resto del entorno [60,149].

El principio mas importante de la relación que debe existir entre la actividad minera y la conservación del medio ambiente es que debe existir una etapa **preventiva** y otra etapa **rehabilitativa**. Dicho en otras palabras, no solo se trata de reparar los daños sino que deben evitarse.

Para desarrollar la labor preventiva deben considerarse los siguientes aspectos [60,149]:

1. Relieve del terreno.
2. Red Hidrográfica de la zona.
3. Condiciones climáticas.
4. Caracterización geológica de la zona.
5. Identificación de los focos contaminantes y de destrucción actuales (frecuencia, magnitud, reversibilidad, duración y características geométricas de la fuente).
6. Características ingenieros - geológicas actuales y futuras de la región.
7. Planes detallados de la actividad minera a desarrollar y la posibilidad de que al terminar un tipo de minería se proceda a realizar otro tipo de minería.
8. Identificación de los probables focos contaminantes y de destrucción en el futuro (frecuencia, magnitud, reversibilidad, duración y características geométricas de la fuente).
9. Estudio de la biodiversidad de la región y contabilización de las especies vegetales y animales presentes.

Para desarrollar la labor rehabilitativa, además de los aspectos enumerados anteriormente, deben considerarse las afectaciones reales producidas por la actividad minera y las diferentes variantes de reconstrucción del entorno ambiental, de esta manera se definirá la nueva superficie topográfica

del terreno, se escogerán las zonas que serán reforestadas, las que se destinarán a depósitos de agua, a obras sociales, otra minería, etc y se estudiará la factibilidad de cada variante.

En el caso particular de los yacimientos lateríticos las actividades mineras principales que afectan al medio ambiente son las siguientes [60,125,149]:

- I. Construcción de trochas y caminos para los trabajos topográficos y de muestreo geoquímico.
- II. Construcción de caminos mineros para las actividades de desbroce, destape y extracción.
- III. Desbroce.
- IV. Destape.
- V. Extracción.

Las afectaciones más frecuentes producidas al medio ambiente por estas actividades son:

- a. Cambios geomorfológicos.
- b. Contaminación de las aguas.
- c. Obstrucción y encenegamiento de los arroyos y ríos.
- d. Erosión eólica, proceso de deflación y contaminación coniótica.
- e. Erosión por las aguas.
- f. Destrucción de la vegetación.
- g. Afectación al paisaje.
- h. Pérdida de la biodiversidad.
- i. Emigración de la fauna.
- j. Alteración de las rutinas migratorias.
- k. Ocupación del terreno por escombreras.
- l. Cambios en el régimen termodinámico de la zona.
- m. Cambios en el régimen hidrogeológico de la zona.
- n. Aceleración del proceso erosivo general.
- o. Inestabilidad de los terrenos.

Las alternativas de solución de estas afectaciones se pueden dividir en dos grupos:

Medidas preventivas:

- i. Construir las trochas y caminos para los trabajos topográficos y de muestreo geoquímico y los caminos mineros de manera que:
 - ◆ Tengan las dimensiones mínimas necesarias.
 - ◆ Que sigan direcciones adecuadas que minimicen la acción erosiva de las aguas y del viento.
 - ◆ Que tengan pendientes adecuadas, calculadas a partir de las funciones que tendrán y de la minimización de las mismas.
 - ◆ Construir, en los casos necesarios, cunetas con obras de ingeniería de regulación del escurrimiento superficial.
 - ◆ Construir trampas de sedimentos en los lugares necesarios.
- ii. Elaborar un plan de minería que responda a los siguientes conceptos:
 - ◆ Menor número posible de frentes simultáneos de minería.
 - ◆ Desarrollar la minería, siempre que sea posible, en las direcciones que menos favorezcan la erosión por el viento y por las aguas.
 - ◆ Planificar zonas de depósito del suelo que se extrae en el desbroce de manera que se propicie su conservación y su posterior reubicación.

- ◆ Planear escombreras con dimensiones adecuadas y en sitios adecuados que minimicen las acciones erosivas eólicas e hídricas.
- iii. Desarrollar la actividad de desbroce teniendo en cuenta que la capa de terreno que se va a mover es la que contiene las plantas y animales que caracterizan la biodiversidad de la zona (que en este caso particular presenta características especiales), y por tanto tenemos la obligación de proteger estas formas de vida garantizando su traslado en condiciones adecuadas y su ubicación en sitios donde no perezca.
- iv. Desarrollar los trabajos de destape o descombreo teniendo en cuenta que este material debe ser depositado en los sitios seleccionados y que las escombreras deben tener las dimensiones adecuadas; si se considera necesario pueden construirse empalizadas de sostenimiento o de retención, también puede vertirse gravas y semillas sobre la superficie para disminuir el escurrimiento superficial y aumentar la estética y armonía del paisaje. En ocasiones deberán trazarse surcos siguiendo las curvas de nivel para evitar una larga exposición del área denudada a los agentes atmosféricos.
- v. Desarrollar los trabajos de extracción según los planes previstos de manera que se evite la apertura de nuevos frentes no planificados. Deberán evitarse los movimientos de tierra que obstruyan los ríos y arroyos; represar y canalizar las aguas que transportan detritus de manera que los mismos sean sedimentados y no lleguen a los ríos y arroyos.

La transportación automotor deberá realizarse según los requerimientos técnicos exigidos y en la época de seca deberán regarse con agua los caminos. En el caso de transportadores hidráulicos se colocará antes de su instalación un recubrimiento con áridos en la traza y durante su funcionamiento deberá protegerse el suelo con colchones de ramas.

Medidas rehabilitativas:

Terminada la explotación de una zona se procede a evaluar los daños causados al medio ambiente y se definen los planes de rehabilitación de la zona. Para ello se analiza cual será la nueva superficie topográfica; se definirán fundamentalmente los depósitos de agua y los terrenos a reforestar siendo especialmente cuidadosos al definir las pendientes; luego se estudiarán cuales son los recursos necesarios para el movimiento de tierra a realizar y a partir de todo lo anterior se define la variante más adecuada.

Después de conformar la nueva superficie del terreno deberán trasladarse para ciertas zonas seleccionadas, desde los depósitos creados durante las labores de desbroce, el material que contiene la biodiversidad que originalmente presentaba la región. De esta manera se garantiza que la vida vegetal y animal que tradicionalmente ha existido en la zona, se regenere y mantenga su riqueza tradicional.

Finalmente se procede al completamiento de la vegetación de la zona mediante labores de reforestación. En este aspecto debe señalarse que las especies vegetales que serán sembradas deben ser las mismas que existían anteriormente o al menos ser compatibles con ellas y con las especies animales que pretendemos mantener en la zona.

A manera de conclusión se puede afirmar que tanto las labores preventivas como las rehabilitativas deben considerarse como una parte del trabajo minero.

Anexo3 : Resumen del manual de explotación del software TIERRA. (Fuente: Manual de explotación)

Nombre: Tierra (c)

Versión: 1.0, Diciembre de 1998.

Introducción

La correcta planificación de la minería a partir de una modelación adecuada del yacimiento y su control durante y después de la extracción ejercen una influencia decisiva en el comportamiento de los principales índices técnicos y económicos de la empresa minera en general.

Los yacimientos lateríticos por sus características naturales exigen una minería particular para su explotación, por ese motivo la utilización de los softwares más difundidos universalmente en esta rama pueden no ofrecer los resultados óptimos esperados. En la actualidad no se han comercializado a escala internacional softwares especializados para la explotación de este tipo de yacimientos.

La industria cubana del níquel basada en la explotación de este tipo de mineral posee una experiencia de más de 50 años, en cada una de las fábricas que hoy se explotan se han seguido criterios análogos, observando las características propias de los yacimientos, equipamiento minero y proceso metalúrgico.

El gran volumen de datos geológicos y su diversidad es un factor que ha dificultado desde el principio el análisis de múltiples variantes de explotación en periodos de tiempo breves, por ese motivo en ocasiones las decisiones adoptadas no han sido las más racionales.

El software TIERRA sintetiza y automatiza parte de una metodología para el pronóstico, planificación y control de la minería en yacimientos lateríticos y se ha aplica prácticamente en la Subdirección de minas de la empresa "Comandante Ernesto Guevara de la Serna".

Para la realización de este software se ha recogido la experiencia práctica acumulada durante años de explotación de yacimientos lateríticos en Cuba, se han analizado las ideas manejadas en nuestro país y el extranjero con respecto a la explotación de las lateritas que han sido publicadas y aún aquellas que han sido expuestas oralmente a los autores, se crearon nuevos algoritmos y criterios donde fue necesario.

Generalidades

El desarrollo de un trabajo como este ha requerido:

1. Conocer el proceso de producción de la industria y con mayor profundidad la metodología para realizar la extracción del mineral de forma que se satisfagan los requerimientos del proceso metalúrgico.
2. Desarrollar el diseño de la estructura informativa de manera que se consideren las formas que históricamente se han usado, se implementen instrumentos que la manejen con eficiencia y permitan la visualización de los datos y de los resultados numéricos y gráficos que se obtengan de la misma.
3. Diseñar el conjunto de algoritmos que permitan manejar los datos y realizar los cálculos, modelaciones y gráficos.
4. Diseñar el software con las características más adecuadas para el usuario.
5. Programar.
6. Validar el software con datos reales.

Los requerimientos para el uso de este software son :

- ◆ Velocidad : No menos de 200 MHz. Recomendado 300 MHz.
- ◆ RAM : No menos de 32 Mb. Recomendado 64 Mb.
- ◆ Disco Duro : No menos de 300 Mb. Recomendado 1 Gb (depende de las bases de datos).
- ◆ Display : Al menos Super VGA con 256 colores. Recomendado 65536 colores.
- ◆ Plataforma Window 95, Window 98 y Window NT. Recomendado Window NT.

El sistema se presenta en 7 discos de instalación de 1.44 mb (no se incluyen bases de datos) en los cuales se incluyen los fuentes de TIERRA y de la ayuda.

Menú Principal

Para el uso de las tareas se elaboró un menú principal que tiene las siguientes opciones.

Trabajo Con Datos

Se presentan ocho opciones para resolver las necesidades del tratamiento de datos que permiten convertir las bases de datos DBF a los formatos TXT que utiliza TIERRA. También se permiten accesos a toda la información y actualización de algunas de ellas; se automatizan los procesos de compactación y descompactación de archivos; se pueden hacer tratamientos de modelación matemática de algunos datos.

Menú de Geología

El objetivo general de esta opción es modelar tridimensionalmente la geometría y el comportamiento geoquímico (ni, fe, co) y las masas volumétricas para cada bloque y recalculer recursos.

Menú del Plan de Minería

Para lograr planificar correctamente la minería es necesario contar con acceso a la información necesaria y tener disponible herramientas que posibiliten desarrollar las diferentes etapas de estos planes. En esta opción se presentan estas herramientas.

Menú del Control de Minería

El control de la actividad minera es esencial para que la misma se desarrolle armónica y racionalmente. Consideramos los controles topográficos, geoquímicos y de reservas mediante perfiles, planchetas y planilla para cada pozo y se diseñaron las herramientas necesarias para los cálculos y actualizaciones.

Calculadora

Con esta opción se tiene acceso a una calculadora científica numérica y lógica. Ella puede ser usada desde casi cualquier parte de TIERRA. Las instrucciones para su uso están explicadas en la ventana de la calculadora.

Acerca

Se muestra la ventana de presentación de TIERRA.

Gracias A

En este trabajo se ha recibido la colaboración de numerosos científicos, técnicos, etc. En esta opción se muestra el nombre de las personas que han contribuido de manera importante en diferentes temas o aspectos.

Seguridad

En esta opción se da paso al sistema de seguridad de TIERRA. A cada usuario se le asigna una clave o password y el derecho a trabajar con las opciones que se autorice.

Ayuda

Mediante esta opción se tiene acceso a todo el archivo TIERRA.HLP.

Terminar

Con esta opción se termina la ejecución de la aplicación.

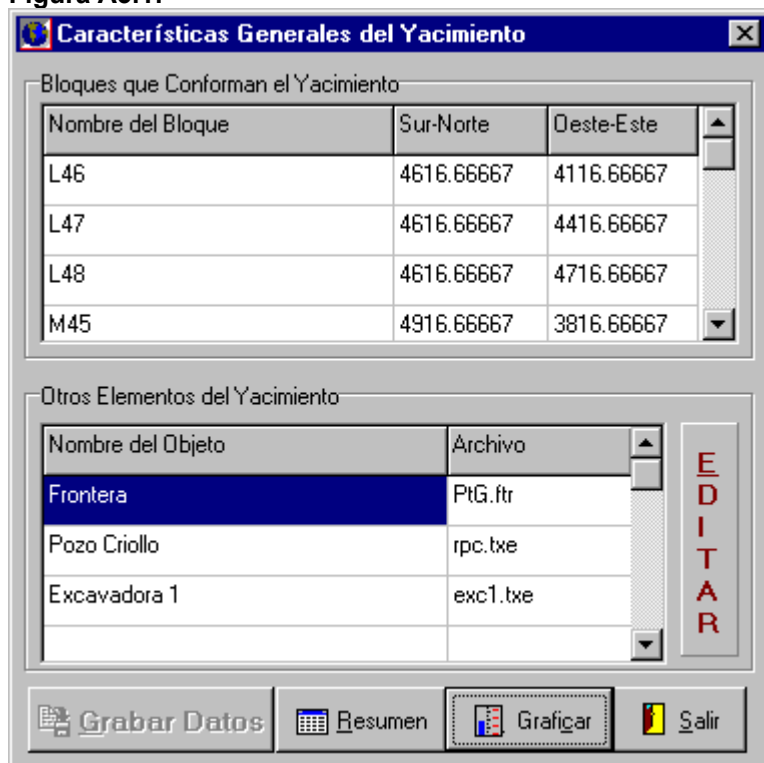
Veamos a continuación la explicación de cada uno de los menús:

Trabajo con Datos

Yacimiento y Mina

Se presenta el siguiente diálogo:

Figura A3.1:



En el cuadro superior aparece la lista de los bloques que forman el yacimiento y las coordenadas del extremo inferior derecho de cada bloque. Esto se almacena y edita en el archivo *.BLQ.

En el cuadro inferior aparece la lista de "objetos" que pertenecen al yacimiento y a la mina los cuales se definen por su nombre y por el archivo de sus coordenadas. Estos archivos tienen tres columnas: las coordenadas OesteEste y SurNorte y la columna UnirCon la cual facilita el dibujo. Estos archivos pueden editarse mediante el botón EDITAR el cual permite usar la opción Tablas de Datos y Gráficos.

Cada vez que se agrega o elimina un "objeto" a la lista debe grabarse el cambio mediante el botón GRABAR DATOS.

El botón RESUMEN muestra una breve caracterización del yacimiento.

El botón GRAFICAR nos muestra un gráfico del yacimiento. Al pasar el puntero del ratón sobre un objeto del gráfico se visualiza el nombre del mismo. Si hacemos Click Derecho sobre uno de los pozos criollos aparece una tabla con la información del pozo.

Debemos hacer notar que en la esquina superior derecha del gráfico aparece el nombre del bloque sobre el que se desliza el puntero del ratón. Si hacemos Doble Click Izquierdo aparecerá un submenú en la esquina superior izquierda que permite un acceso rápido a cualquier información disponible sobre bloque.

Esta información es la siguiente :

1. Tabla resumen por tipo de mena.
2. Tabla de cálculos de recursos de la Empresa Geológica de Santiago de Cuba.
3. Tabla de cálculo según red de exploración.
4. Tabla de cálculo según red de explotación.
5. Tabla de porcentajes de escombros y contrastes.
6. Tabla de recálculo de recursos.
7. Gráfico de planta de la red de exploración.
8. Gráfico de planta de la red de explotación.
9. Gráfico de planta de la red de exploración estimada.

Compacta y Descompacta

Los archivos que almacenan los datos y los diferentes resultados que se van obteniendo pueden almacenarse compactados y descompactarse en caso necesario. Para organizar esta operación se presenta el correspondiente diálogo:

Debe señalarse que esta compactación/descompactación se realiza con el formato ARJ y se utiliza un password especial y desconocido para los usuarios.

Generar Red de Exploración

Las bases de datos originales están dado por un archivo DBF para cada bloque, las cuales fueron convertidas al formato texto en archivos *.TXO.

Esta opción se creó con el fin de convertir las bases de datos originales *.TXO que presentan la estructura original de los archivos *.DBF a la estructura *.TXT que es la que se define en TIERRA como estructura básica para estos archivos.

Esta opción debe realizarse una sola vez, al principio del montaje de cada yacimiento.

Generar Red de Explotación

La red de explotación se almacenó originalmente en un archivo DBF el cual se convirtió al formato TXT. Se presentan dos opciones:

1. Generar la Primera vez : Separar este archivo TXT en varios archivos por bloques.
2. Actualizar : Puesto que esta red se sigue desarrollando en la actualidad es necesario poder actualizar los archivos.

Filtraje de Datos de la red de Exploración

Dada la necesidad de verificar la confiabilidad de los datos de la red de exploración se decidió filtrar los mismos a partir de los siguientes criterios:

1. Rangos del % de Ni : [0,4]
2. Rangos del % de Fe : [0,60]
3. Rangos del % de Co : [0,1]
4. Coordenadas OesteEste, SurNorte y Cotas vacías.
5. Rangos de coordenadas y Cotas.
6. Dos cotas consecutivas mayor que 2 m o menor que 0.25 m.

Hay que destacar que para cada bloque se hizo un informe donde se señalan las situaciones donde se violan las restricciones anteriores con el fin de que se revisen la mismas (ya que necesariamente estas no constituyen errores).

Control de Muestras

El control de las muestras está dado por conocer con exactitud el lugar físico donde están las mismas (Gavetero y Gaveta), los valores de % de Ni, Fe y Co de cada muestra, el lugar geográfico a que pertenecen y la numeración de la muestra.

Para ello se elaboraron para cada bloque archivos de extensión *.100 y de extensión *.33 (para cada tipo de muestra) y se crearon mecanismos de visualización de las mismas.

Estos archivos pueden escribirse desde Tablas de Datos y Gráficos.

X-MET

Un analizador instantáneo de muestras X-MET permite en poco tiempo realizar análisis que determinan el % de los componentes seleccionados. Los resultados pueden ser transmitidos y almacenados en una computadora.

Para el tratamiento estadístico de estos datos (este tratamiento permite evaluar la fiabilidad del instrumento y elaborar informes periódicos) se creó el correspondiente diálogo.

Tablas de Datos y Gráficos

En esta opción se presenta un editor de datos numéricos el cual incluye las herramientas necesarias para procesar estadísticamente y graficar los datos y obtener modelos de curvas, superficies e hipersuperficies por diferentes métodos tales como ajuste mínimo cuadrado, inverso de una potencia de la distancia, interpolación lineal, splines, kriging, etc.

Geología

Cortes Geológicos

Dados los datos primarios de la red de exploración que se almacenan en archivos *.TXT se realizan los primeros análisis. Se obtienen los resultados siguientes:

1. Tabla Resumen por Tipo de Mena.
2. Gráfico de los pozos según perfiles.
3. Gráfico tridimensional de los pozos.
4. Histogramas

Cálculos Primarios

Se presenta un submenú con las siguientes opciones:

1. Tabla de Cálculos Primarios.
2. Tablas para yacimiento a partir de *.PR1.
3. Gráfico de comportamiento geoquímico por pozo.
4. Regularización de la Red de un Bloque :Puesto que las mediciones en el sentido vertical no constituyen una red regular, mediante estimaciones se obtiene una red totalmente regular para cada bloque la cual se usa con diferentes fines en otras opciones.
5. Horizontes: En este caso se presenta la posibilidad de obtener gráficos de isofranjas, gráficos tridimensionales, perfiles, áreas y volúmenes en un área de un bloque con respecto a los Techos Topográfico y del Mineral y los Pisos del Mineral y del Pozo.
6. Perfiles con Isofranjas de la Red de Exploración:

Se pueden obtener perfiles en diferentes direcciones y en los mismos se presentan isofranjas de % de Ni, Fe y Co así como del Tipo de Mena.

Estimar Nueva Red

Esta opción tiene como fin, organizar de forma más eficiente los datos de la red de exploración junto a los datos aportados por la red de explotación o cualquier otra medición.

1. El primer paso consiste en obtener para cada bloque una Red de Techos y Pisos cada 4.16 m en las direcciones OesteEste y NorteSur; la misma se desarrolla para el Techo Topográfico, el Techo del Mineral y para el Piso del Mineral.
2. Aunque para obtener estas redes se utilizan, además de los datos del bloque en cuestión, los datos de otros bloques cercanos, se hace necesario compatibilizar estas redes entre bloques colindantes.
3. A continuación se presenta una opción para extender la Red Regular obtenida en Cálculos Primarios hasta el borde del bloque. Esto se hace atendiendo también a los valores de los bloques vecinos.

En TIERRA se presentan tres tipos de estimación de % de Ni, Fe y Co.

El primer tipo consiste en realizar una estimación por spline trilineal o tricúbico en cada punto y para cada componente realizando previamente una nivelación de las cotas de los pozos. Esto es un procedimiento sencillo y tiene en cuenta, principalmente, la estratificación de estos yacimientos.

El segundo tipo de estimación consiste en analizar la variabilidad de los datos disponibles y obtener variogramas que se ajustan posteriormente a ciertos modelos teóricos (Análisis Variográfico) y mediante Kriging se realiza la estimación.

El tercer tipo de estimación se basa en buscar el drift o tendencia de cada componente a partir de los datos regularizados y por diferencia con los datos originales obtener el archivos de

residuos a los cuales se les hace el análisis variográfico y la estimación es la suma de las estimación del drift más la estimación del residuo mediante kriging.

4. Las opciones que se presentan para preparar estos métodos de estimación son:

- a. Archivos de Residuos (obtenerlos).
- b. Variograma y Zona de Influencia de Residuos.
- c. Variograma y Zona de Influencia de Datos Originales.

5. El próximo paso consiste en Estimar la Nueva Red.

Hay que señalar que para esta versión solo se obtienen redes cada 16.66 m y que los errores topográficos y de laboratorio no se tienen en cuenta.

Si se usa Spline entonces se tienen los métodos de estimación primero y tercero dependiendo esto de que seleccionemos o no la opción METODO POR CORRECCION POR KRIGING DE RESIDUOS. Si no se usa spline entonces se trata del segundo método.

6. De manera análoga es conveniente lograr una compatibilización entre los valores obtenidos entre bloques colindantes.

Tablas de medias y gráficos.

Se crea una tabla de diferentes parámetros para cada pozo de un bloque dado.

Patrones de Algunas Variables

En esta opción se pueden buscar para cada bloque patrones o redes densas de varios parámetros

Masas Volumétricas

Las masas volumétricas de estos yacimientos se han asumido históricamente como promedios de los valores de las mismas en ciertas zonas definidas de manera bastante arbitraria.

Para un reanálisis de las masas volumétricas se hizo un estudio cuyo resultado permite estimar las mismas para cada pozo de la red de exploración y para cada tipo de mena tecnológica.

Se puede realizar un análisis estadístico sencillo y un gráfico de las relaciones entre los valores de las componentes en el pozo criollo y en el pozo de exploración correspondiente.

Recálculo de Recursos

El recálculo de recursos se realiza para cada pozo de la red de exploración pero con los resultados de la nueva red estimada.

Planificación de la Minería

Definición de Escombro y Mineral Recuperable (definición de reservas de mena)

Esta es una tarea fundamental para lograr desarrollar la planificación de la minería pues aquí se define que parte de los recursos se convertirá realmente en escombro y cual en mineral.

Después de escribir el nombre del bloque, buscar las masas volumétricas y precisar los cutoff pedidos debemos seleccionar que red vamos a utilizar para este trabajo. A continuación se calculan, para los pozos seleccionados, 6 variantes de escombro/mineral y se permite definir una séptima variante manualmente. Se debe escoger cual será la que define las reservas recuperables.

Tablas de Reservas Reales y Actuales

Se obtienen y visualizan tablas sobre las reservas reales actuales de diferentes elementos.

Plan de Destape

Es una consecuencia directa de la Definición de escombro y Mineral Recuperable y se realiza por bloque.

Plan para un Año

En el plan para este período se consideran los valores globales de cantidad y calidad necesarios para responder a las necesidades presentadas por la industria.

Este plan es consecuencia del plan para 5 años y de la minería efectuada hasta el momento.

Puesto que los flujos de minería se definen con mayor precisión en los planes mensuales y los planes para 5 días, deberá presentarse la oportunidad de que en los momentos de planificar el mes y el miniflujo, se puedan hacer correcciones en el plan anual.

Por otra parte, el plan de explotación del yacimiento es definido para toda su vida útil y en este caso se crea un archivo de extensión CyV que contempla los datos necesarios de estos planes.

Plan para un Mes

En el plan para este período se consideran valores específicos de cantidad y calidad necesarios para responder a las necesidades presentadas por la industria. Este plan es consecuencia del plan para 1 año y de la minería efectuada hasta el momento.

Los flujos de minería se definirán con toda la precisión necesaria en los planes para 5 días y al confeccionar la orden de extracción diaria, presentaremos la oportunidad de que en los momentos de planificar el miniflujo y de desarrollar la orden diaria de extracción, se puedan hacer correcciones en los planes mensuales y anuales.

Plan para pocos días (Miniflujo)

Los miniflujos pueden ser de números variables de días (entre 4 y 10 días), pero que deben pertenecer a un mismo mes y año.

Plan para 24 horas (Orden Diaria de Extracción)

El objetivo de esta opción es emitir, a partir de los planes confeccionados la orden diaria de extracción de mineral.

Control de la Minería

Cálculos para una Extracción

La idea general es que a partir de un conjunto de mediciones topográficas (las cuales pueden escribirse en diferentes sistemas de coordenadas y que pueden incluir o no la definición de la frontera), se calculan los contenidos, masa y volumen del material extraído; estos resultados pueden almacenarse convenientemente o imprimirse.

Se presenta una CALCULADORA TOPOGRÁFICA que permite realizar estos cálculos de una manera rápida y 'transportar' los resultados mediante un clipboard especial.

El primer paso es OBTENER BLOQUES y es aquí donde se determinan que bloques contienen las coordenadas de los datos dados. En esta versión sólo se admiten hasta 4 bloques y deben estar todos colindantes.

El segundo paso es HALLAR COTAS POR BLOQUES. Después de realizar varios cálculos en cada bloque, se determinan los pozos que se contemplaron en la extracción. Los resultados obtenidos hasta aquí pueden grabarse en un archivo.

Al grabar los resultados se actualizan las planchetas de los bloques que intervienen.

Al hallar las cotas por bloque aparece para cada bloque una ventana que muestra el gráfico de las mediciones en dicho bloque.

Al oprimir el botón CALCULO POR BLOQUES se pide la masa volumétrica en caso de que se tenga seleccionado usar las viejas y para cada pozo se tiene un diálogo que permite realizar los cálculos.

Se pueden usar los datos de la red de exploración o los de la red de explotación. Se permite grabar en el sitio adecuado los resultados de la extracción para cada pozo. Esta opción es imprescindible para lograr eficiencia en el control. Al final se informa sobre los resultados de la extracción para cada bloque:

Cotas de Relleno para el Destape de un Pozo

Cuando se termina el destape de un pozo es conveniente realizar algunas mediciones topográficas con tres objetivos principales:

1. Precisar la cantidad de material destapado y los % de Ni, Fe y Co.
2. Actualizar en los archivos *:REA (que contienen los valores reales del techo topográfico, techo del mineral y fondo del mineral) los valores del techo del mineral para el pozo.
3. Crear y actualizar los archivos *.ARE que contienen para cada una de las 9 áreas de un pozo los valores de comienzo y final real del mineral.

A partir de un conjunto de mediciones topográficas (las cuales pueden escribirse en diferentes sistemas de coordenadas), son determinados los contenidos, masa y volumen del escombro extraído, estos resultados pueden almacenarse convenientemente o imprimirse.

Después de hallar las cotas actuales se procede al cálculo.

Cotas de Relleno para el Agotamiento de un Pozo

Cuando se termina de extraer el mineral de un pozo es conveniente realizar algunas mediciones topográficas con dos objetivos principales:

1. Actualizar en los archivos *:REA (que contienen los valores reales del techo topográfico, techo del mineral y fondo del mineral) los valores del fondo del mineral para el pozo.
2. Crear y actualizar los archivos *.ARE que contienen para cada una de las 9 áreas de un pozo los valores de comienzo y final real del mineral.

A partir de un conjunto de mediciones topográficas (las cuales pueden escribirse en diferentes sistemas de coordenadas) son determinadas las cotas buscadas. Los datos topográficos pueden leerse o grabarse en archivos y se pueden graficar. Se presenta una CALCULADORA TOPOGRÁFICA que permite realizar estos cálculos de una manera rápida y 'transportar' los resultados mediante un clipboard especial.

Control de Pozos

El control de la minería en cada pozo es una tarea esencial. Se presenta un sistema de control que asigna una 'página' a cada pozo y en ella se controla la información primaria, la información obtenida a partir de modelos y la información del descombreo y de la minería realizada.

Se pueden escribir los resultados desde Cálculo para una Extracción.

Los resultados se van acumulando al final y se actualiza al pasar de una celda a otra y cuando decidimos que el pozo está agotado entonces aparece el cuadro CALCULAR y EDITAR que permite determinar las características del material extraído del pozo.

Se presentan opciones para obtener información de la minería realizada (tanto en el tiempo como en el espacio y por equipamiento).

Perfiles Verticales

En este caso se presentan dos tipos de perfiles:

1. Con Isofranjas.
2. Numéricos.

En el primer caso se pueden obtener perfiles en diferentes direcciones y en los mismos se presentan isofranjas de % de Ni, Fe y Co así como del Tipo de Mena.

Ver las Cotas (Planchetas)

Ver las cotas a través de una plancheta tiene gran importancia. TIERRA permite ver varios sistemas de cotas INICIAL, ACTUAL, REAL y las historias. Se pueden observar los bloques o alguno de sus pozos tanto, mediante números como mediante isofranjas.

Actualiza Archivo *.PLA

En ocasiones es necesario actualizar la plancheta sin necesidad de contabilizar el material extraído. A partir de mediciones topográficas (que pueden escribirse en diferentes sistemas de coordenadas) se determina la nueva topografía del terreno. Como elemento colateral se determinan los volúmenes positivos y negativos de material extraído y depositado.

Actualizar Techo Topográfico, Techo Real del Mineral y Fondo Real de Mineral

Estas opciones son análogas a Actualizar Archivo *.PLA pero aquí se actualiza el archivo *.REA en sus tres variables que reflejan cotas.

En el presente trabajo se han presentado las ideas generales del software TIERRA el cual recoge los algoritmos que conforman una metodología para el pronóstico, planificación y control de la minería en yacimientos lateríticos. Los diálogos se han basado en el diseño propio del ambiente Windows, lo cual simplifica la necesaria complejidad del intercambio de información entre el usuario y la computadora. La conexión con otros software de la familia de Microsoft y con el SURFER está garantizada en los casos necesarios de edición e impresión de textos, tablas y gráficos. Finalmente, se ha planteado la posibilidad de ampliarse la gama de opciones de TIERRA a partir de la solicitud de los usuarios.

Anexo4 : Yacimientos del Nordeste de Holguín (Fuente: Oficina Nacional de Recursos Minerales. Las asignaciones en algunos casos están a nivel de propuestas).

Tabla A4.1

Orden	Nombre del Yacimiento	Asignado a la empresa:
1	Camarioca Norte	Pedro Soto Alba
2	Colas de Ernesto Che Guevara	Ernesto Che Guevara
3	Atlantic	Pedro Soto Alba
4	Colas de Pedro Soto Alba	Pedro Soto Alba
5	Moa Oriental	Pedro Soto Alba
6	Moa Zona A	Pedro Soto Alba
7	Piloto	Pedro Soto Alba
8	Zona B	Reserva estatal
9	Zona Sur	Pedro Soto Alba
10	Camarioca Este	Proyecto Cupey
11	Camarioca Sur - Norte	Proyecto Cupey
12	Cantarrana	Proyecto Cupey
13	La Delta	Proyecto Cupey
14	Yagrumaje Norte	Proyecto Cupey
15	Yagrumaje Oeste	Proyecto Cupey
16	Yagrumaje Sur	Proyecto Cupey
17	Pinares de Mayarí	Proyecto Pinares
18	Cupey	Reserva estatal
19	Camarioca Sur - Sur	Reserva estatal
20	Santa Teresita	Reserva estatal
21	Yamanigüey Cuerpo 1	Pedro Soto Alba
22	Yamanigüey Cuerpo 2	Pedro Soto Alba
23	Yamanigüey Cuerpo 3	Reserva estatal
24	Yamanigüey Cuerpo 4	Reserva estatal
25	Yamanigüey Ferroaleaciones	Reserva estatal
26	Zona Septentrional	Pedro Soto Alba
27	Zona Pronóstico	Pedro Soto Alba
28	Colas Planta Nicaro	René Ramos Latour
29	Levisa	René Ramos Latour
30	Luz Norte	René Ramos Latour
31	Luz Sur	René Ramos Latour
32	Canadá	Reserva estatal
33	Martí (campos 6,7,9)	René Ramos Latour
34	Playa La Vaca	Reserva estatal
35	Pinares de Mayarí Este	René Ramos Latour
36	Ocujal Ramona	Reserva estatal
37	Sol Líbano	Reserva estatal
38	Vega Grande	Reserva estatal
39	Punta Gorda	Ernesto Che Guevara

Anexo 5: Clasificación de las menas tecnológicas de los yacimientos lateríticos en la empresa Ernesto Che Guevara. (Fuente: Departamento Técnico, Subdirección de Minas, Empresa Ernesto Che Guevara).

Tabla A5.1

Mena	% de Níquel		% de Hierro	
	Mínimo	Máximo	Mínimo	Máximo
FB	0	0.6999999999	30	100
FF	0	0.6999999999	20	29.9999999999
LF	0.7	8.9999999999	35	100
LB	0.9	100	35	100
SB	0.9	100	12	34.9999999999
SD	0.9	100	0	11.9999999999
SF	0.7	0.8999999999	12	34.9999999999
RE	0	0.6999999999	0	19.9999999999

Como puede observarse, en esta definición hay una zona con $\%Ni \in [0.7, 0.9)$ y $\%Fe \in [0, 12)$ que no pertenece a ninguna clasificación. En este trabajo se propone que se tome la clasificación Roca Estéril (RE) para estos intervalos.

Anexo 6: Parámetros de Planes de Pérdida, Empobrecimiento y Dilución de las empresas de la Unión del Níquel (Fuentes: Subdirecciones de Minas de las empresas Ernesto Che Guevara, René Ramos Latour y Moanickel S.A. Pedro Soto Alba).

Tabla A6.1

Empresa	% de pérdidas	% de empobrecimiento	Dilución % de Ni	Dilución % de Fe	Dilución % de Co
Ernesto Che Guevara	6	11	-0.12	-2	-0.01
René Ramos Latour	20 en Martí 25.9 en Pinares	16.5	-0.16	-2.8	-0.01
Pedro Soto Alba	6	8-10	-0.056	-1	0.006

Anexo 7: Algunos formatos usados en los software de geología y minería (Fuente: Tomado de [120,147])

Data Files (.DAT)

Data files used by VARIOWIN programs are ASCII files conforming to the Geo-EAS [ENGLUND & SPARKS 1991]or the GSLIB [DEUTSCH & JOURNAL 1992] file format.

Line 1 holds the title of the file.

Line 2 holds the number of variables Nvar.

Line 3 to Line 3+Nvar hold the name of each variable which cannot exceed 10 characters.

All the following lines contains sample values with variables listed in the same order as the one used for listing the variable names. Values can be separated by BLANKS or by TABS. A sample name must be enclosed in ' and must be in the last position.

All values greater or equal to 1.0E+31 are considered as missing values.

Example:

Example.dat

```
5
X
Y
Arsenic
Cadmium
Lead
288.0 311.0 .850 11.5 18.25 'Sample 1'
285.6 288.0 .630 8.50 1.0e+32 'Sample 2'
273.6 269.0 1.02 7.00 20.00 'Sample 3'
...
465.6 216.0 .930 11.6 25.00 'Sample 58'
492.0 216.0 .750 6.90 33.00 'Sample 59'
345.6 216.0 1.45 9.90 40.75 'Sample 60'
```

The end of the data file is indicated by the End of File character (EOF) which should be on the last sample line.

However, PREVAR2D will read data files having empty lines, i.e. lines not containing a digit, at the end of the file.

PCF files

PREVAR2D produces PCF written in a binary format which contains the following information written sequentially :

L (integer) length of the name of the data file name including a terminating NULL character

Name (L bytes) data file name (WITHOUT the directory path)

Xcol (integer) X column

Ycol (integer) Y column

F1 (integer) a flag F1 (0 or 1) telling wether all variables are considered with their default limits. If a subset has been constructed by changing the default minimum or maximum value for one variable, this flag is set to 1.

If F1 was set to 1 :

Nvar (integer) number of variables in data file

For all variables (i = 1 to Nvar) :

F2 (integer) a flag (0 or 1) telling wether

the variable examined is considered with its default limits. If a subset has been constructed by changing the default minimum or maximum value for the variable, this flag is set to 1.

If F2 was set to 1 :

minVi (float) minimum value for variable i

maxVi (float) maximum value for variable i

Npairs (long) number of pairs i PCF

For all Npairs which are ordered by increasing values of the magnitude of the separation vector :

tailrec (integer) position in the data file of the tail record

headrec (integer) position in the data file of the head record

distance (float) magnitude of the separation vector

deltax (float) delta X component of the separation vector

deltay (float) delta Y component of the separation vector

Grid Files (.GRD)

Grid files used for variogram surfaces and 2D models of spatial continuity are ASCII files conforming to the SURFER.GRD file format [GOLDEN SOFTWARE, INC. 1994]. This type of file is used to transfer a grid to a contouring package such as SURFER. A grid file contains the following information written on different lines :

id id (4 characters) DSAA = ASCII grid file
nx ny nx (integer) = number of grid lines along X
axis (columns)
ny(integer) = number of grid lines along Y
axis (rows)
xlo xhi xlo(double) = minimum X coordinate of grid
xhi(double) = maximum X coordinate of grid
ylo yhi ylo(double) = minimum Y coordinate of grid
yhi(double) = maximum Y coordinate of grid
zlo zhi zlo(double) = minimum Z coordinate of grid
zhi(double) = maximum Z coordinate of grid
grid row 1

...

grid row 3... (float) Z values of the grid organized in row order. Each row has a constant Y coordinate, with the first row equal to ylo, and the last row yhi. X coordinates within each row range from xlo to xhi.

Example

```
DSAA
11 11
-50 50
-50 50
31547.173828 138493.890625
95838.027389 110068.196685 111765.255632
86905.37505 81668.940854 88832.468786 82741.043904
...
82741.043904 88832.468786 81668.940854 86905.37505
111765.255632 110068.196685 95838.027389
```

Surfer for Windows [.SRF] Files

Surfer [.SRF] files contain all the information necessary to reproduce a complete map in the Plot window. It contains all the information in the Plot window at the time you saved the [.SRF] file.

Surfer [SRF] files contain a complete map, and can contain contour and surface maps, post maps, base maps, text, and any associated objects that you have drawn on the map. When you have completed a map, you can save it as a [.SRF] file. When you open this file at a later date it is recalled in exactly the same way as you saved it.

When you create a contour map or surface plot, the grid [.GRD] file is only read the first time the map or surface is created. If you save the map in a [.SRF] file and subsequently change the grid file used to produce the map or surface, the changes are not reflected the next time you open the [.SRF] file. You can even delete the grid file and the [.SRF] file can reproduce the contour map or surface plot created from the deleted grid file.

SYLK [.SLK] Files

SYLK files are special ASCII files that contain worksheet formatting information along with the data. When you import these files to the Surfer worksheet, the data is formatted in the columns based on the information in the file. For example, if you are using fixed formatting with 4 decimal digits, the data is displayed in this manner when you load the [.SLK] file into the worksheet. This formatting can be saved in the file and used in your next session of Surfer, or can be used by applications that accept the [.SLK] file format (such as Excel).

If you create a SYLK file from another application and load the file into the Surfer worksheet, there might be special formatting information in the file that Surfer cannot use. In these cases, the data file is loaded without a problem, but if you save the file in a SYLK format from Surfer, the special formatting information is lost. Either use another filename, or overwrite the existing file if you don't care to save the special information.

Anexo 8: Diferentes tipos de muestreos que se realizan durante la prospección geológica de yacimientos lateríticos cubanos (Tomado de la Tabla 1.1 de [135], página 21).

Tabla A8.1

Tipo de muestra	Método de Muestreo	Preparación	Finalidad del Muestreo
Ordinario	Testigo de perforación. Surco en pozos de mapeo.	Secado, pulverización y cuarteo.	Determinación analíticas cuantitativas del contenido del Ni, Fe y Co.
Técnico	Fragmento testigo monolitos Shelby.	Parafinado, secado y pesaje.	Determinación de la humedad, peso volumétrico y las propiedades físico - mecánicas.
Compuesta	A partir de los duplicados de las muestras ordinarias	Mezcla y homogeneización del mineral.	Determinaciones cuantitativas de 18 elementos y semicuantitativas de 34 elementos.
Tecnológico	Muestra volumétrica del mineral extraído de pozos criollos o a partir de mezclas de duplicados de otras muestras.	Homogeneización y separación por áreas, horizontes o cuerpos.	Estudio de las propiedades tecnológicas del mineral.
Litogeoquímico	Jagua.	Separación en fracciones ligeras, pesadas, magnéticas y diferentes clases granulométricas.	Determinación de la existencia de aureolas de dispersión de cuerpos minerales útiles que acompañen la mineralización.
Mineralógico	Testigo de perforación y de fragmentos.	Separación en fracciones ligeras, pesadas, magnéticas, electromagnéticas, y diferentes clases granulométricas.	Estudio de la composición mineralógica de las menas.

Anexo 9: Valores Mínimos, Máximos, Medias Aritméticas y Desviación estándar de los % de Ni, Fe y Co en 40 pozos criollos del yacimiento Punta Gorda

Tabla A9.1

Pozo	Ni				Fe				Co			
	Min	Max	Med	Des	Min	Max	Med	Des	Min	Max	Med	Des
1	0.27	2.45	1.23	0.69	11.12	51.78	38.2	14.73	0.027	0.135	0.006	0.034
2	0.077	1.31	0.77	0.45	30.27	49.59	41.64	7.25	0.023	0.11	0.06	0.03
3	0.48	2.5	1.35	0.77	12.21	51.04	35.22	14.6	0.029	0.085	0.049	0.017
4	0.45	4.59	1.38	1.03	25.75	49.49	44.19	8.41	0.012	0.3	0.13	0.09
5	0.41	1.34	0.92	0.36	31.11	49.1	44.04	3.22	0.013	0.152	0.08	0.04
6	0.35	2.26	1.1	0.75	17.4	50.38	39.84	8.79	0.023	0.23	0.07	0.051
7	0.37	1.96	1.08	0.56	14.24	50.85	37	15.94	0.035	0.218	0.065	0.05
8	0.19	2.25	1.04	0.638	18.8	49.13	37.2	11.74	0.015	0.424	0.059	0.09
9	0.28	1.58	0.81	0.48	28.93	43.7	38.61	5.35	0.041	0.096	0.06	0.012
10	0.5	0.52	0.51	0.011	42.48	48.08	45.33	2.4	0.036	0.068	0.05	0.015
11	0.11	2.21	0.88	0.6	41.23	52.9	48.03	4.02	0.032	0.23	0.09	0.06
12	0.23	0.64	0.47	0.15	16.53	43	32.37	11.38	0.025	0.078	0.057	0.022
13	0.28	2.15	1.3	0.75	18.64	51.8	36.83	14.61	0.027	0.11	0.57	0.026
14	0.25	0.46	0.32	0.11	37.67	43.57	41.09	3.06	0.036	0.042	0.039	0.003
15	0.25	1.89	0.96	0.55	9.41	52.1	30.89	13.93	0.011	0.32	0.06	0.06
16	0.2	1.36	0.48	0.27	8.59	49	36.02	12.69	0.08	0.094	0.013	0.03
17	0.34	2.17	1.14	0.35	37.22	51.5	47.3	3.41	0.015	0.02	0.11	0.05
18	0.27	1.74	0.91	0.44	10.06	49.71	31.41	13.32	0.023	0.168	0.64	0.04
19	0.43	1.88	1.31	0.47	22.2	49.2	41.22	10.87	0.035	0.186	0.96	0.04
23	0.39	2.42	0.89	0.67	13.05	49.3	43.9	9.09	0.01	0.14	0.05	0.058
24	0.42	2.38	1.1	0.59	16.5	49	43.29	9.57	0.012	0.2	0.1	0.065
26	0.98	2.17	1.58	0.32	12.6	35.2	19.65	7.57	0.018	0.082	0.039	0.012
27	0.18	1.95	0.91	0.57	27.8	48.13	42.5	6.13	0.012	0.162	0.07	0.04
29	0.96	1.36	1.19	0.15	11.6	49.5	34.91	15.67	0.02	0.122	0.066	0.038
30	0.21	2.07	1.05	0.67	12.2	51.8	39.81	11.98	0.02	0.499	0.1	0.11
32	0.36	1.76	1.07	0.45	10.2	51.2	34.78	16.8	0.015	0.217	0.108	0.069
37	0.34	2.33	1.59	0.63	13.22	51.5	34.16	13.96	0.018	0.169	0.069	0.056
38	0.25	1.64	0.8	0.46	24.47	47.8	41.03	5.78	0.01	0.135	0.05	0.04
39	0.43	0.51	0.47	0.029	41.9	43.4	42.69	0.58	0.034	0.053	0.04	0.008
40	0.7	1.65	1.14	0.39	42.1	48.4	46.05	12.06	0.015	0.27	0.14	0.11
41	1.04	2.48	1.53	0.51	16.8	49.3	40.4	9.89	0.009	0.19	0.07	0.05
42	0.95	2.19	1.62	6.39	7.4	48.4	29.72	16.01	0.008	0.154	0.06	0.04
43	0.03	1.55	0.79	0.46	29	52.4	38.6	15.31	0.01	0.32	0.07	0.067
44	0.71	1.84	1.36	0.28	18.6	49.3	32.42	12.18	0.032	0.223	0.08	0.07
45	0.58	1.22	1.55	0.66	28.4	46.7	38.77	7.98	0.048	0.211	0.09	0.05
46	0.46	2.05	1.96	0.4	44	51.4	49.02	1.99	0.009	0.256	0.07	0.06
47	0.26	1.75	1.07	0.44	39	52	47.6	3.63	0.014	0.157	0.086	0.052
48	0.28	1.83	0.97	0.46	12.1	51.3	42.9	10.7	0.017	0.257	0.107	0.088
49	0.39	2.16	1.11	0.56	16.8	52.5	40.41	11.65	0.013	0.145	0.053	0.039
61	1.29	2.47	1.88	0.42	12.9	47.85	33.25	16.35	0.05	0.225	0.124	0.115

Anexo 10: Valores Mínimos, Máximos, Medias Aritméticas y Desviación estándar de % del Ni, Fe y Co en 40 pozos de perforación coincidentes con los pozos criollos del Anexo 9 del yacimiento Punta Gorda

Tabla A10.1

Pozo	Ni				Fe				Co			
	Min	Max	Med	Des	Min	Max	Med	Des	Min	Max	Med	Des
1	0.45	2.64	1.37	0.65	10.68	52.2	37.53	15.46	0.017	0.203	0.072	0.053
2	0.08	2.46	1.089	0.65	30.4	48.6	44.09	6.61	0.038	0.145	0.074	0.037
3	0.49	2.37	1.37	0.69	13.17	51.13	36.82	15	0.028	0.071	0.04	0.013
4	0.52	1.63	1.16	0.38	15.99	49.93	45.06	8.9	0.031	0.398	0.1	0.1
5	0.49	1.34	0.91	0.32	25.03	49.98	43.49	6.43	0.033	0.128	0.073	0.023
6	0.05	2.16	0.98	0.49	19.5	49.33	41	7.27	0.022	0.193	0.069	0.03
7	0.42	1.85	1.09	0.51	12.17	51.75	36.96	15.33	0.023	0.121	0.047	0.028
8	0.13	1.85	0.88	0.62	13.4	48.4	36.86	11.46	0.015	0.27	0.05	0.06
9	0.27	1.7	0.88	0.55	22.7	45.99	38.44	7.21	0.035	0.073	0.052	0.01
10	0.27	1.06	0.69	0.39	20.25	39.99	29.5	9.03	0.013	0.087	0.054	0.03
11	0.12	1.51	0.78	0.46	40.88	52.14	46.59	3.95	0.032	0.152	0.079	0.048
12	0.33	1.19	0.55	0.27	15.86	40.65	30.35	10.97	0.031	0.072	0.046	0.015
13	0.31	1.83	1.05	0.52	9.11	53.33	33.83	16.59	0.013	0.11	0.05	0.02
14	0.14	0.56	0.33	0.21	39.27	48.5	43.82	4.66	0.036	0.042	0.038	0.001
15	0.18	1.78	0.95	0.54	1.92	51.4	30.73	15.02	0.012	0.35	0.058	0.07
16	0.08	2.03	0.97	0.63	11.64	49.65	36.45	10.22	0.015	0.18	0.05	0.04
17	0.36	1.73	1.13	0.32	19.09	52.26	45.91	6.58	0.031	0.25	0.09	0.05
18	0.18	1.8	1.01	0.45	11.28	48.11	32.11	12.42	0.021	0.135	0.061	0.02
19	0.42	1.76	1.21	0.05	30	47.5	42.5	7.58	0.046	0.32	0.11	0.08
23	0.4	2.06	0.78	0.5	14.7	60.2	46.11	9.32	0	0.91	0.044	0.03
24	0.076	2.54	0.9	0.62	21.8	49.9	43.71	8.64	0.017	0.016	0.084	0.04
26	1.59	2.38	1.95	0.2	10.6	42	23.55	11.29	0.016	0.075	0.04	0.012
27	0.12	1.85	0.89	0.51	19.8	47.8	42.7	7.53	0.012	0.2	0.068	0.05
29	1.14	1.39	1.24	0.11	21.3	50.6	30.5	13.31	0.036	0.138	0.077	0.04
30	0.19	1.9	0.82	0.57	8.8	50.3	38.63	12.22	0.015	0.515	0.1	0.115
32	0.37	1.46	1.97	3.52	11	53.5	39.16	17.13	0.022	0.211	0.89	0.57
37	0.36	2.86	1.775	0.74	16.6	14.1	28.98	12.07	0.02	0.99	0.103	0.25
38	0.26	1.41	0.79	0.43	19.7	47.1	41.04	7.46	0.01	0.16	0.052	0.04
39	0.47	0.51	0.48	0.02	40.02	42.2	41.62	0.91	0.041	0.057	0.048	0.08
40	0.88	1.67	1.22	0.29	43.34	47.5	45.96	1.68	0.031	0.31	0.15	0.1
41	0.91	2.86	1.53	0.68	21.72	51.61	42.96	8.36	0.016	0.138	0.07	0.04

42	0.89	2.32	1.72	0.44	1.36	48.57	30.33	14.53	0.02	0.148	0.05	0.36
43	0.08	1.48	0.82	0.44	3	50	38.23	14.1	0.01	0.139	0.06	0.037
44	0.68	1.93	1.42	0.32	21	50.7	33.95	12.03	0.027	0.193	0.07	0.05
45	0.58	2.38	1.6	60.63	26.92	46.92	37.81	8.85	0.048	0.141	0.068	0.013
46	0.081	2.48	1.25	0.48	14.13	49.89	43.82	10.06	0.011	0.246	0.09	0.079
47	0.32	2.11	1.15	0.54	21.74	49.47	44.02	8.92	0.017	0.168	0.076	0.046
48	0.39	1.54	0.95	0.33	12.9	49.9	41.5	11.06	0.014	0.45	0.11	0.12
49	0.37	2.38	1.13	0.58	14.6	54.1	38.26	14.45	0.012	0.35	0.072	0.09
61	1.21	2.7	1.9	0.97	11.6	52.5	35.5	16.48	0.022	0.21	0.115	0.062

Anexo 11: Coeficientes de correlación lineal y covarianza entre los valores de los pozos criollos y sus correspondientes pozos de exploración para el Ni, Fe y Co.

Tabla A11.1

Pozo	Ni		Fe		Co	
	Coeficientes de Correlación	Covarianza	Coeficientes de Correlación	Covarianza	Coeficientes de Correlación	Covarianza
1	0.98	0.41	0.99	288.79	0.67	0.0012
2	0.31	0.08	0.25	10.62	0.65	0.0006
3	0.99	0.47	0.98	191.06	0.98	0.0002
4	0.59	0.22	0.76	72.42	0.71	0.006
5	0.94	0.09	0.92	28.51	0.52	0.0004
6	0.72	0.19	0.72	44.32	0.88	0.0017
7	0.97	0.26	0.97	217.04	0.95	0.01
8	0.93	0.35	0.74	94.13	0.86	0.004
9	0.89	0.2	0.11	3.85	0.86	0.0002
10	-0.2	-0.0007	-0.79	-12.98	0.83	0.0003
11	0.96	0.25	0.95	13.92	0.91	0.013
12	0.49	0.017	0.97	106.41	0.55	0.00016
13	0.63	0.22	0.917	217.72	0.8	0.0005
14	0.95	0.015	-0.2	-1.98	0.98	0.000006
15	0.94	0.27	0.9	1.8288	0.97	0.04
16	-0.13	-0.02	-0.11	-14.5	-0.42	-0.005
17	0.59	0.06	0.84	18.31	0.61	0.02
18	0.59	0.11	0.67	107.99	0.67	0.0008
19	0.95	0.2	0.94	69.86	-0.08	-0.0003
23	0.92	0.29	0.9	73.9	0.87	0.01
24	0.89	0.31	0.92	72.27	0.8	0.002
26	0.4	0.02	0.54	41.85	0.39	0.0001
27	0.97	0.27	0.89	39.8	0.92	0.002
29	0.79	0.012	0.76	132.71	0.92	0.001
30	0.89	0.33	0.86	121.25	0.97	0.01
32	0.51	0.73	0.84	228.18	0.78	0.03
37	0.42	1.55	0.87	37.76	0.57	0.007
38	0.94	0.18	0.95	38.93	0.93	0.001
39	0.016	7.99	0.16	0.07	0.41	0.00002
40	0.86	0.086	0.66	1.99	0.91	0.009
41	0.71	0.23	0.34	26.17	0.62	0.001
42	0.8	0.13	0.96	210.85	0.86	0.001
43	0.89	0.17	0.96	195.68	0.37	0.0008
44	0.78	0.065	0.86	15.44	0.85	0.03
45	0.97	0.41	0.98	60.91	0.9	0.001
46	0.75	0.14	0.31	5.99	0.65	0.03
47	0.94	0.24	0.03	1.025	0.51	0.001
48	0.71	0.1	0.73	80.18	0.42	0.004
49	0.96	0.3	0.8	126.78	0.34	0.0011
61	0.97	0.18	0.96	226.75	0.87	0.0034
Medias	0.7294	0.4281075	0.670175	79.895095	0.694	0.00597965

Anexo 12: Rangos de errores permisibles de los análisis químicos realizados (Fuente : Encuestas en Subdirecciones de Minas de las empresas ECG, PSA y RRL).
Red de Exploración (Realizados por empresas norteamericanas y por la Empresa de Geología Santiago)

Tabla A12.1

Empresa	% Ni	% Fe	% Co
E C G	3%	5% para valor <30% 0.7 a 0.8 para otros valores	10% al 20 % relativos
R R L	No tenemos datos	No tenemos datos	No tenemos datos
P S A	0.04	0.5	0.005

Red de Explotación (Realizados por los laboratorios centrales de cada empresa)

Empresa	% Ni	% Fe	% Co
E C G	0,03	0.08	0.01
R R L	6% para valor < 1% 4% para valor 1% a 1.4% 3% para valor \geq 1.4%	6% para valor <12% 4 para valor 12% - 35%	8% para valor < 0.1% 6% para valor \geq 0.1%
P S A	0.02	0.5	0.03

Nota : Las masas volumétricas se determinan a partir del material extraído de los pozos criollos mediante dos métodos diferentes. En el primer caso se realiza atendiendo a los horizontes tecnológicos promediándose la masa volumétrica para cada tipo y en el segundo caso se determinan las masas volumétricas atendiendo a las características físicas tales como tipos de rocas, granulometría, diferencias de color, compactación, textura, etc. que definen los horizontes litológicos. El segundo método, que conlleva un gran volumen de trabajo, no proporcionó diferencias significativas en el cálculo de reservas al compararla con los resultados obtenidos por el primer método durante pruebas realizadas en Nicaro [153], por lo que ha sido el primer método el mas usado. Un caso análogo se ha producido en la mina Moa. En la literatura revisada no ha sido posible encontrar los errores permisibles o presuntamente cometidos en el cálculo de las masas volumétricas.

Anexo 13: Demostración de un teorema sobre Splines Bicúbicos (las referencias a fórmulas son las vistas en el epígrafe 3.3)

Teorema: La función $z=H(x,y)$ es interpoladora exacta, continua y con primeras y segundas derivadas continuas.

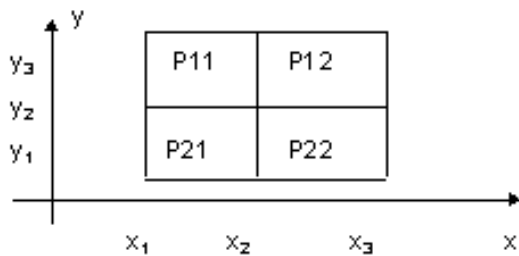
Demostración.

La propiedad de que es interpoladora exacta es evidente teniendo en cuenta la expresión 1 del anexo 35 y el resultado de sustituir en 5 un punto (x_i, y_j) de los datos.

La propiedad de la continuidad de H y sus primeras y segundas derivadas solo es necesario probarlas en las uniones de dos parches. Se tienen dos casos; sin perder generalidad, cuando $n_1=n_2=3$, donde tendremos 4 “parches”, a saber: P11, P12, P21 y P22. En este caso se obtienen los splines verticales:

$$z=a_{ij}+b_{ij}(y-y_j)+c_{ij}(y-y_j)^2+d_{ij}(y-y_j)^3 \text{ para } j=1,2; i=1,2,3; y \in [y_j, y_{j+1}]$$

A partir de las tablas $(x_i, a_{i1}), (x_i, b_{i1}), (x_i, c_{i1}), (x_i, d_{i1}), (x_i, a_{i2}), (x_i, b_{i2}), (x_i, c_{i2})$ y (x_i, d_{i2}) se obtienen splines $a_1(x), b_1(x), c_1(x), d_1(x), a_2(x), b_2(x), c_2(x)$ y $d_2(x)$ respectivamente.



El primer caso es la unión de dos “parches” de una misma franja, por ejemplo de P21 y P22. Si analizamos la continuidad de $H(x,y)$ en esta unión veremos que, para y arbitrario, en el intervalo correspondiente se cumple que:

$$\lim_{x \rightarrow x_2^-} H(x,y) = \lim_{x \rightarrow x_2^+} H(x,y)$$

ya que $a_1(x), b_1(x), c_1(x)$ y $d_1(x)$ son splines y por tanto son continuos para todo x .

El segundo caso es la unión de dos “parches” de una misma columna, por ejemplo P11 y P21.

$$\lim_{y \rightarrow y_2^+} H(x,y) = a_2(x)$$

Calculando

que es un spline y pasa por los puntos $(x_1, a_{12}), (x_2, a_{22})$ y (x_3, a_{32}) , pero $a_{12}=z_{12}, a_{22}=z_{22}$ y $a_{32}=z_{32}$ por lo que $a_2(x)$ es el único (teorema de Carl De Boor [30]) spline que pasa por los puntos $(x_1, z_{12}), (x_2, z_{22})$ y (x_3, z_{32}) .

$$\lim_{y \rightarrow y_2^-} H(x,y) = a_1(x)+b_1(x)(y_2-y_1)+ c_1(x)(y_2-y_1)^2+ d_1(x)(y_2-y_1)^3.$$

Calculemos

Si evaluamos la expresión anterior para $x=x_1, x=x_2$ y $x=x_3$ se obtienen, respectivamente, los valores z_{12}, z_{22} y z_{32} , por tanto $a_1(x)+b_1(x)(y_2-y_1)+ c_1(x)(y_2-y_1)^2+ d_1(x)(y_2-y_1)^3$ pasa por los puntos $(x_1, z_{12}), (x_2, z_{22})$ y (x_3, z_{32}) y al ser una combinación lineal de splines es interpolante, continuo y con primera y segunda derivadas continuas, luego es un spline y al ser único, coincide con $a_2(x)$. De modo que al ser iguales los valores de ambos límites se demuestra la continuidad en la unión entre las dos franjas.

De manera análoga se puede demostrar la continuidad de las primeras y segundas derivadas. LQQD.

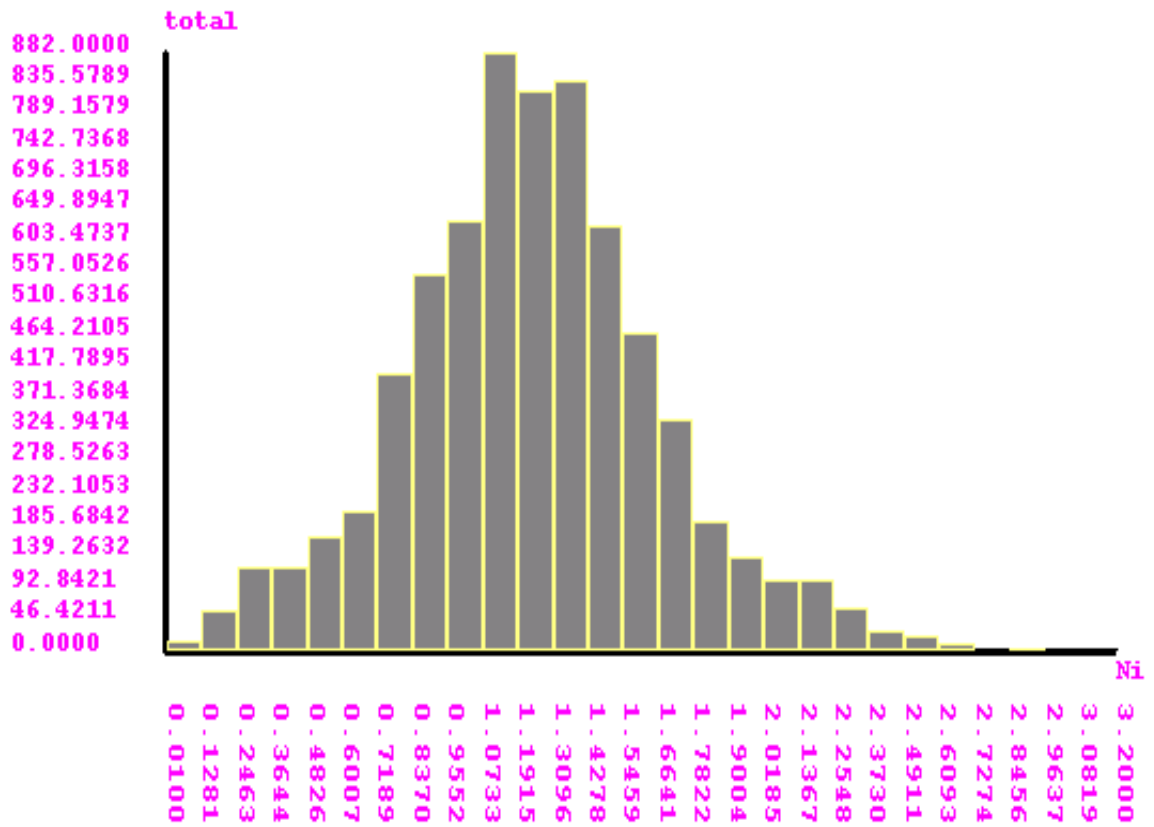
Anexo 14: Distribución porcentual de las muestras tomadas en un bloque a partir de las capas tecnológicas.

Tabla A14.1

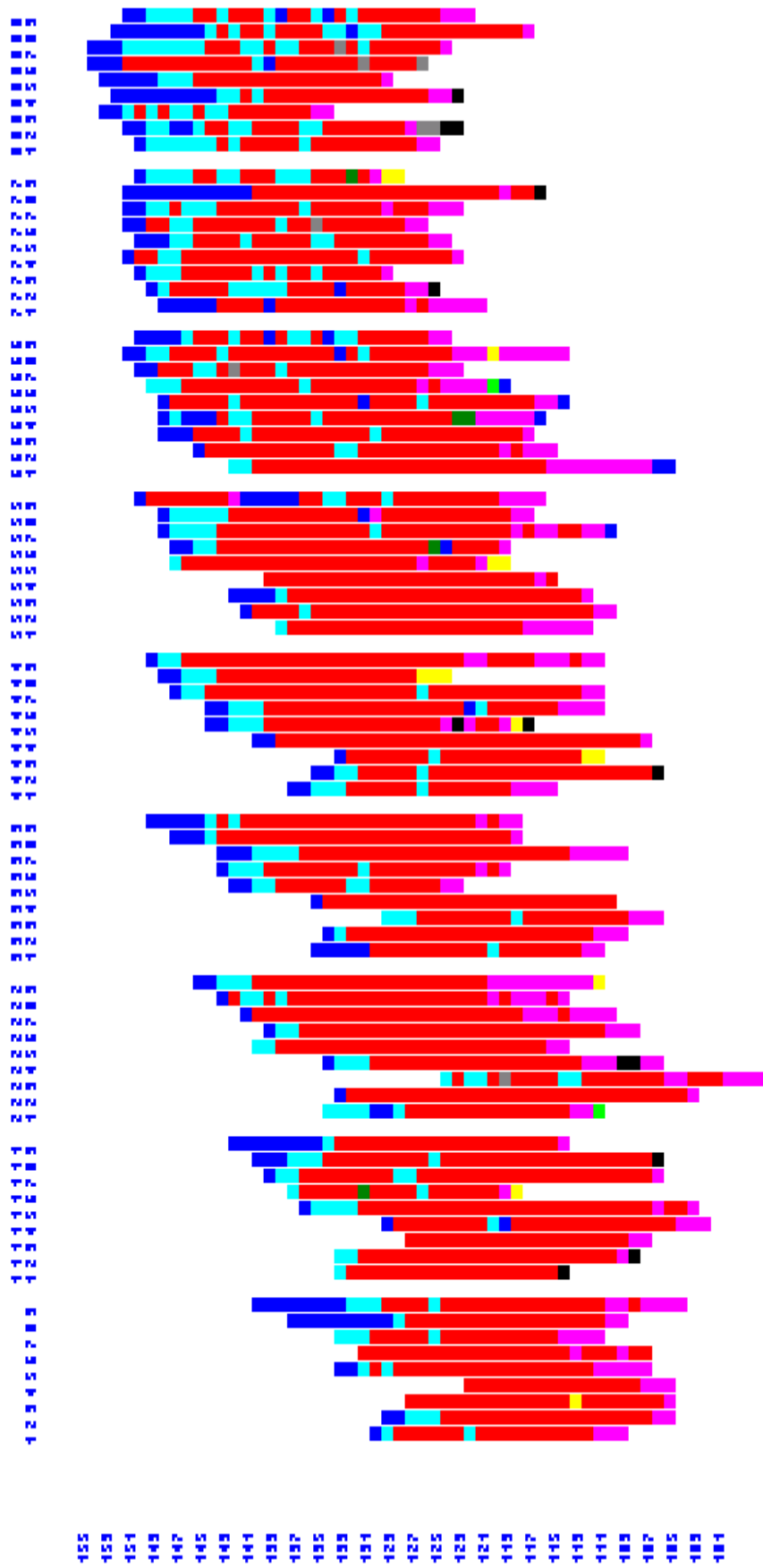
Bloque ???

Tipo	% de muestras	Media Ni	Desv. Estand Ni	Media Fe	Desv. Estand Fe	Media Co	Desv. Estand Co
FB	8.490000	0.457000	0.162000	41.900000	3.951000	0.036000	0.031000
FF	0.220000	0.540000	0.142000	26.740000	3.354000	0.065000	0.029000
LF	10.520000	0.809000	0.056000	47.297000	2.615000	0.066000	0.066000
LB	70.200000	1.333000	0.281000	48.342000	2.834000	0.122000	0.097000
SB	9.050000	1.850000	0.391000	21.450000	6.197000	0.054000	0.052000
LB+SB	79.260000	1.392000	0.339000	45.271000	9.202000	0.115000	0.095000
SD	0.520000	1.513000	0.420000	9.808000	1.379000	0.031000	0.021000
SF	0.350000	0.784000	0.072000	26.075000	7.861000	0.090000	0.052000
RE	0.560000	0.498000	0.186000	10.846000	5.176000	0.030000	0.019000
Otras	0.090000	0.770000	0.071000	9.950000	2.192000	0.019000	0.008000
General	2309.0000 0	1.242000	0.436000	44.682000	9.320000	0.102000	0.092000

Anexo 15: Histograma del Ni según las muestras tomadas en un bloque.
Figura A15.1



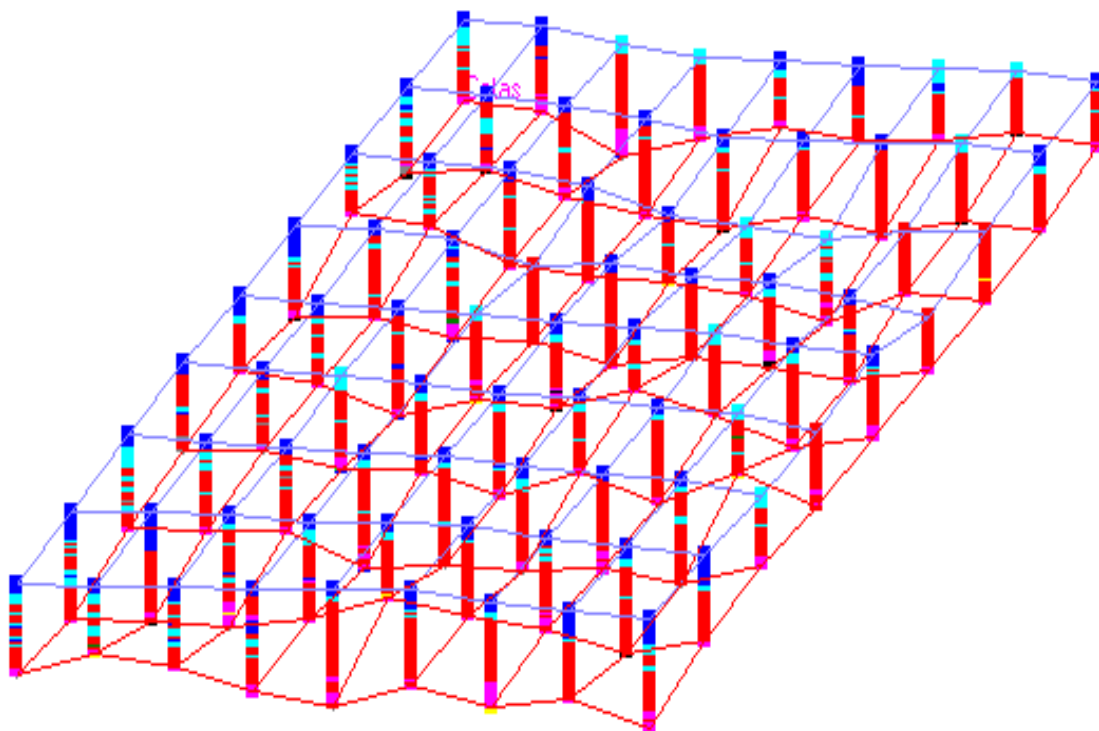
Anexo 16: Gráfico de perfiles tecnológicos de un bloque
Figura A16.1



Origen: C:\AZL2\PROGRAMA\TIERRA\DATOS\N49.txt

Leyenda: FB FF LF LB SB SD SF RE Otras

Anexo 17: Gráfico tridimensional del comportamiento tecnológico de un bloque.
Figura A17.1



Anexo 18: Sección de una tabla de cálculo de recursos de un bloque (por tipo tecnológico).

Tabla A18.1

Orden	Pozo	Tipo de Men a	Desde	Hasta	Long	Volum .	Reserva	%Ni	%F e	%C o	Ton Ni	Ton Fe	Ton Co
1	1	FB	0	1	1	1111.11	1889	0.48	39.25	0.022	9.0672	741.43	0.41558
2		LF	1	2	1	1111.11	1489	0.83	49.37	0.025	12.358	735.11	0.37225
3		LB	2	19	17	18888.8	21531	1.33	47.91	0.082	286.36	10315.5	17.6554
4		SB	19	21.8	2.8	3111.11	3297	2.22	24.66	0.045	73.1934	813.040	1.48365
5	2	FB	0	2	2	2222.22	3777	0.45	42.84	0.02	16.9965	1618.06	0.7554
6		LF	2	5	3	3333.33	4466	0.78	47.48	0.067	34.8348	2120.45	2.99222
7		LB	5	23	18	20000	22798	1.53	49.21	0.094	348.809	11218.8	21.43012
8		SB	23	25	2	2222.22	2355	2.23	19.2	0.042	52.5165	452.16	0.9891
9	3	LB	0	22	22	24444.4	27864	1.37	48.84	0.076	381.736	13608.7	21.17664
10		SB	22	22.5	0.5	555.55	589	2.23	24.12	0.059	13.1347	142.066	0.34751
11	4	LB	0	15	15	16666.6	18998	1.56	48.25	0.111	296.368	9166.53	21.08778
12		SB	15	17.3	2.3	2555.55	2709	1.89	24.93	0.062	51.2001	675.353	1.67958
13	5	FB	0	2	2	2222.22	3777	0.52	41.74	0.026	19.6404	1576.51	0.98202
14		LF	2	3	1	1111.11	1489	0.82	46.47	0.032	12.2098	691.938	0.47648
15		LB	3	22	19	21111.1	24064	1.3	49	0.084	312.832	11791.3	20.21376
16		SB	22	27	5	5555.55	5888	1.96	24.62	0.054	115.404	1449.62	3.17952
17	6	LB	0	25	25	27777.7	31663	1.42	44.57	0.098	449.614	14112.1	31.02974
18	7	LF	0	3	3	3333.33	4466	0.82	45.91	0.03	36.6212	2050.34	1.3398
19		LB	3	19	16	17777.7	20265	1.27	49.84	0.129	257.365	10100.0	26.14185
20		SB	19	22.9	3.9	4333.33	4593	1.94	24.34	0.064	89.1042	1117.93	2.93952
21	8	FB	0	9	9	10000	16998	0.49	44.12	0.041	83.2902	7499.51	6.96918
22		LF	9	10	1	1111.11	1489	0.85	48.73	0.024	12.6565	725.589	0.35736
23		LB	10	27	17	18888.8	21531	1.39	49.21	0.085	299.280	10595.4	18.30135
24		SB	27	28.3	1.3	1444.44	1531	2.16	15.43	0.031	33.0696	236.233	0.47461
25	9	FB	0	8	8	8888.88	15110	0.44	40.26	0.032	66.484	6083.28	4.8352
26		LF	8	11	3	3333.33	4466	0.77	46.29	0.038	34.3882	2067.31	1.69708
27		LB	11	33	22	24444	27864	1.5	46.	0.1	417.9	1282	28.142

					.4				02	01	6	3.0	64
28		SB	33	37	4	4444. 44	4711	1.44	25. 23	0.0 56	67.83 84	1188. 58	2.6381 6
29	11	LF	0	1	1	1111. 11	1489	0.72	45. 94	0.0 24	10.72 08	684.0 46	0.3573 6
30		LB	1	19	18	20000	22798	1.32	48. 34	0.0 84	300.9 33	1102 0.5	19.150 32
31		RE	19	20	1	1111. 11	1589	0.63	15. 35	0.0 41	10.01 07	243.9 11	0.6514 9
32	12	LF	0	2	2	2222. 22	2977	0.8	48. 48	0.0 33	23.81 6	1443. 24	0.9824 1
33		LB	2	24	22	24444 .4	27864	1.27	49. 4	0.1	353.8 72	1376 4.8	27.864
34		SB	24	24.7	0.7	777.7 77	824	2.17	25. 32	0.0 59	17.88 08	208.6 36	0.4861 6
35		RE	24.7	25.7	1	1111. 11	1589	0.22	5.9 3	0.0 12	3.495 8	94.22 77	0.1906 8
36	13	LB	0	19	19	21111 .1	24064	1.44	48. 82	0.1 69	346.5 21	1174 8.0	40.668 16
37		SB	19	21	2	2222. 22	2355	2.06	16. 83	0.0 44	48.51 3	396.3 46	1.0362
38	14	FB	0	1	1	1111. 11	1889	0.58	43. 76	0.0 22	10.95 62	826.6 26	0.4155 8
39		LB	1	25	24	26666 .6	30397	1.49	48. 45	0.1 1	452.9 15	1472 7.3	33.436 7
40		SB	25	28	3	3333. 33	3533	2.17	28. 3	0.0 65	76.66 61	999.8 39	2.2964 5
41	15	FB	0	1	1	1111. 11	1889	0.51	42. 16	0.0 37	9.633 9	796.4 02	0.6989 3
42		LF	1	5	4	4444. 44	5955	0.72	48. 31	0.0 37	42.87 6	2876. 86	2.2033 5
43		LB	5	23.8	27. 8	30888 .8	35218	1.34	47. 34	0.1 03	471.9 21	1667 2.2	36.274 54
44		SB	32.8	33.5	0.7	777.7 77	824	2.2	19. 28	0.0 49	18.12 8	158.8 67	0.4037 6

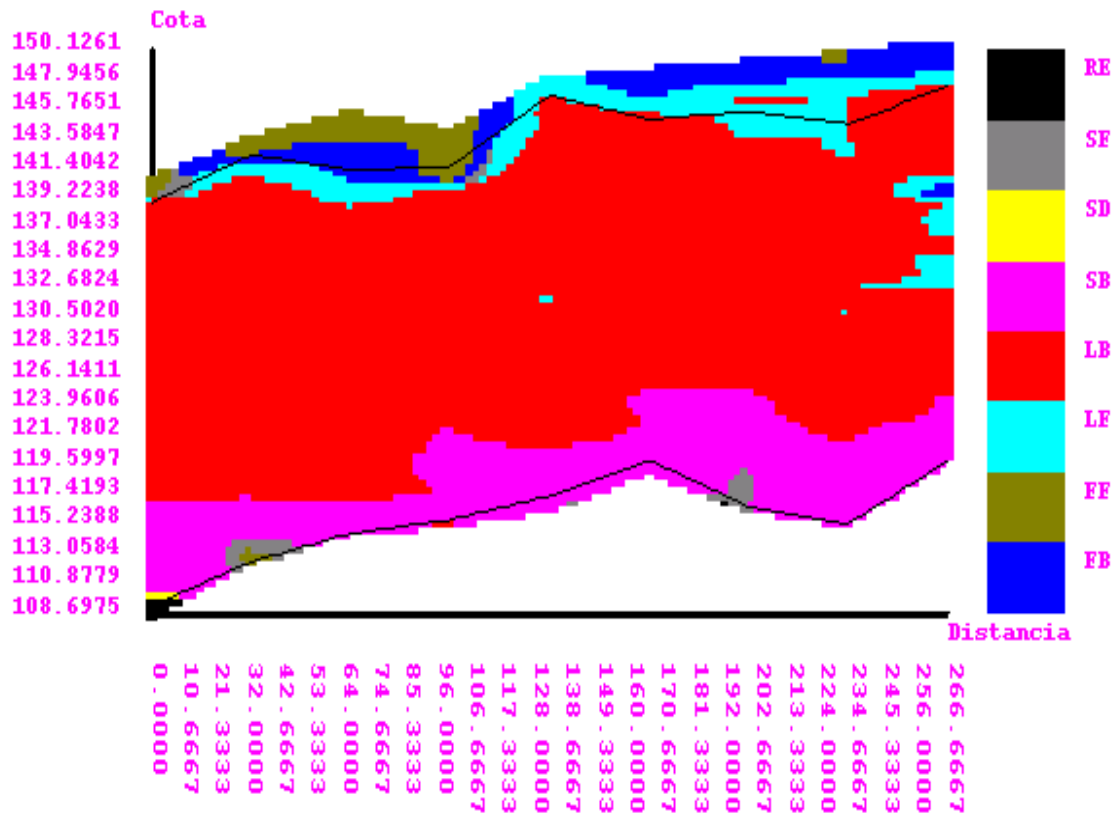
Anexo 19: Sección de una tabla de relación de las potencias de los escombros con las del mineral y los contrastes en las zonas de contacto del escombro superior y el mineral.

Tabla A19.1

Pozo	%ES / Min	%ES/(Min+EI)	%EI / Min	%ES / EI	Dif. Ni (ZCS)	Dif. Fe (ZCS)	Dif. Co (ZCS)
1	10.63829	10.101010	5.319149	200.0000	0.210000	0.000000	0.002000
2	25.00000	25.000000	0.000000		0.510000	3.400000	-0.028000
3	0.000000	0.000000	4.651163	0.000000	0.000000	0.000000	0.000000
4	0.000000	0.000000	0.000000		0.000000	0.000000	0.000000
5	13.04347	12.500000	4.347826	300.0000	0.160000	1.900000	0.007000
6	0.000000	0.000000	0.000000		0.000000	0.000000	0.000000
7	15.87301	15.075377	5.291005	300.0000	0.150000	2.100000	0.008000
8	54.64480	54.644809	0.000000		0.060000	1.000000	-0.005000
9	44.00000	42.307692	4.000000	1100.000	0.200000	2.200000	0.015000
10	5.555556	5.555556	0.000000		0.340000	4.700000	0.007000
11	8.810573	8.810573	0.000000		0.120000	0.500000	-0.005000
12	0.000000	0.000000	0.000000		0.000000	0.000000	0.000000
13	4.000000	3.703704	8.000000	50.0000	0.350000	4.900000	0.003000
14	17.54386	17.543860	0.000000		0.230000	0.700000	-0.002000
15	6.250000	5.555556	12.500000	50.00000	0.400000	3.600000	-0.010000
16	10.34482	9.677419	6.896552	150.0000	0.180000	1.800000	-0.008000
17	21.81818	21.052632	3.636364	600.0000	0.160000	2.000000	-0.004000
18	45.00000	45.000000	0.000000		0.280000	2.800000	0.006000
19	43.75000	43.750000	0.000000		0.190000	2.600000	-0.024000
20	3.367003	3.367003	0.000000		0.260000	4.100000	0.001000
21	4.651163	3.773585	23.25581	20.00000	0.730000	5.900000	-0.021000
22	17.77777	16.326531	8.888889	200.0000	0.190000	-0.100000	0.000000
23	8.032129	8.032129	0.000000		0.210000	4.100000	0.002000
24	10.41666	10.416667	0.000000		0.350000	1.200000	-0.007000
25	3.300330	3.300330	0.000000		0.340000	5.300000	-0.014000
26	3.846154	3.448276	11.53846	33.3333	0.390000	2.900000	0.070000
27	16.94915	16.949153	0.000000		0.060000	4.100000	0.003000


























28	26.31578	25.000000	5.263158	500.000	0.730000	9.000000	-0.005000
29	8.510638	8.510638	0.000000		0.120000	0.700000	-0.001000
30	15.30612	14.563107	5.102041	300.0000	0.230000	4.800000	0.031000
31	4.000000	4.000000	0.000000		0.430000	7.000000	-0.009000
32	28.57142	25.000000	14.28571	200.0000	0.500000	3.300000	-0.001000
33	20.00000	19.047619	5.000000	400.0000	0.090000	3.300000	-0.006000
34	25.45454	25.454545	0.000000		0.040000	0.000000	0.004000
35	15.38461	15.384615	0.000000		0.140000	1.300000	0.006000
36	24.48979	23.529412	4.081633	600.0000	0.100000	-0.500000	-0.020000
37	30.30303	28.571429	6.060606	500.0000	0.250000	3.200000	-0.004000
38	16.32653	15.686275	4.081633	400.0000	0.130000	0.400000	-0.003000
39	5.263158	5.000000	5.263158	100.0000	0.680000	1.900000	-0.008000
40	6.250000	6.250000	0.000000		0.450000	2.900000	0.184000
41	25.00000	23.809524	5.000000	500.0000	0.210000	-1.500000	0.007000
42	18.51851	17.241379	7.407407	250.0000	0.140000	6.600000	0.026000
43	9.230769	8.955224	3.076923	300.0000	0.230000	2.300000	0.067000
44	28.73563	25.773196	11.49425	250.0000	0.120000	2.200000	-0.001000
45	8.450704	8.450704	0.000000		0.130000	2.500000	0.007000
46	3.921569	3.921569	0.000000		0.390000	1.900000	-0.010000
47	3.367003	3.257329	3.367003	100.0000	0.390000	4.300000	0.062000
48	19.68503	19.685039	0.000000		0.450000	2.100000	0.141000
49	0.000000	0.000000	0.000000		0.000000	0.000000	0.000000
50	3.846154	3.846154	0.000000		0.210000	2.000000	0.025000
51	18.01801	16.528926	9.009009	200.0000	0.110000	0.300000	-0.001000
52	15.62500	15.151515	3.125000	500.0000	0.370000	0.300000	-0.006000

**Anexo 20: Perfil de isofranjas del comportamiento tecnológico en una línea de pozos de la red de exploración en un bloque (desarrollado mediante interpolación lineal).
Figura A20.1**



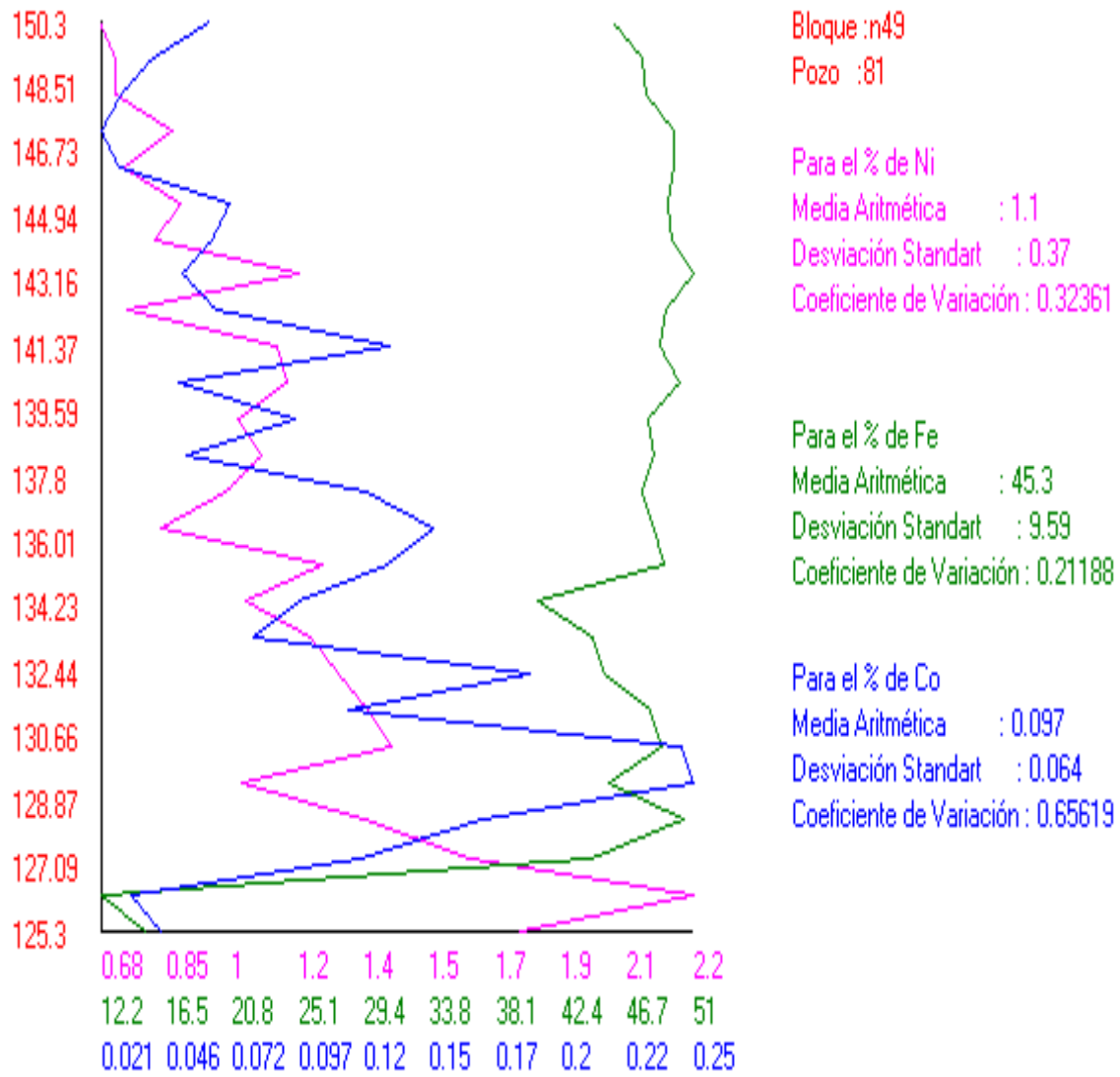
Anexo 21: Perfil de los datos de un pozo de la red de exploración (como puede observarse falta en cada intervalo la clasificación litológica).

Figura A21.1

Rango Cotas: 25.000		1.035	43.7800	0.1204	Media
		0.423	11.5166	0.1176	DesvSt
	Cota	Niquel	Hierro	Cobalto	
	149.600	(1.00)0.660	44.8000	0.0570	FB
	148.600	(1.00)0.850	48.9000	0.0420	LF
	147.600	(1.00)0.970	49.0000	0.0390	LB
	146.600	(1.00)0.970	50.1000	0.0400	LB
	145.600	(1.00)1.020	49.6000	0.0330	LB
	144.600	(1.00)1.080	50.7000	0.0530	LB
	143.600	(1.00)0.980	52.8000	0.0630	LB
	142.600	(1.00)0.890	53.9000	0.0690	LF
	141.600	(1.00)0.840	53.2000	0.0970	LF
	140.600	(1.00)0.710	48.0000	0.1180	LF
	139.600	(1.00)0.740	45.8000	0.1800	LF
	138.600	(1.00)0.710	42.1000	0.5930	LF
	137.600	(1.00)0.900	47.3000	0.2150	LB
	136.600	(1.00)0.900	47.7000	0.1730	LB
	135.600	(1.00)0.910	51.3000	0.0840	LB
	134.600	(1.00)1.160	50.0000	0.0840	LB
	133.600	(1.00)0.630	33.2000	0.1280	FB
	132.600	(1.00)1.400	46.0000	0.1170	LB
	131.600	(1.00)1.290	40.7000	0.1000	LB
	130.600	(1.00)1.480	46.5000	0.1320	LB
	129.600	(1.00)1.300	43.0000	0.1730	LB
	128.600	(1.00)1.550	45.5000	0.2830	LB
	127.600	(1.00)1.880	31.4000	0.0760	SB
	126.600	(1.00)2.050	21.8000	0.0510	SB
	125.600	(1.00)0.010	1.2000	0.0100	RE

Anexo 22: Perfiles de los comportamientos de Ni, Fe y Co en la columna de un pozo.

Figura A22.1



Anexo 23: Gráficos tridimensionales y de isofranjas de los datos topográficos primarios.
Figura A23.1

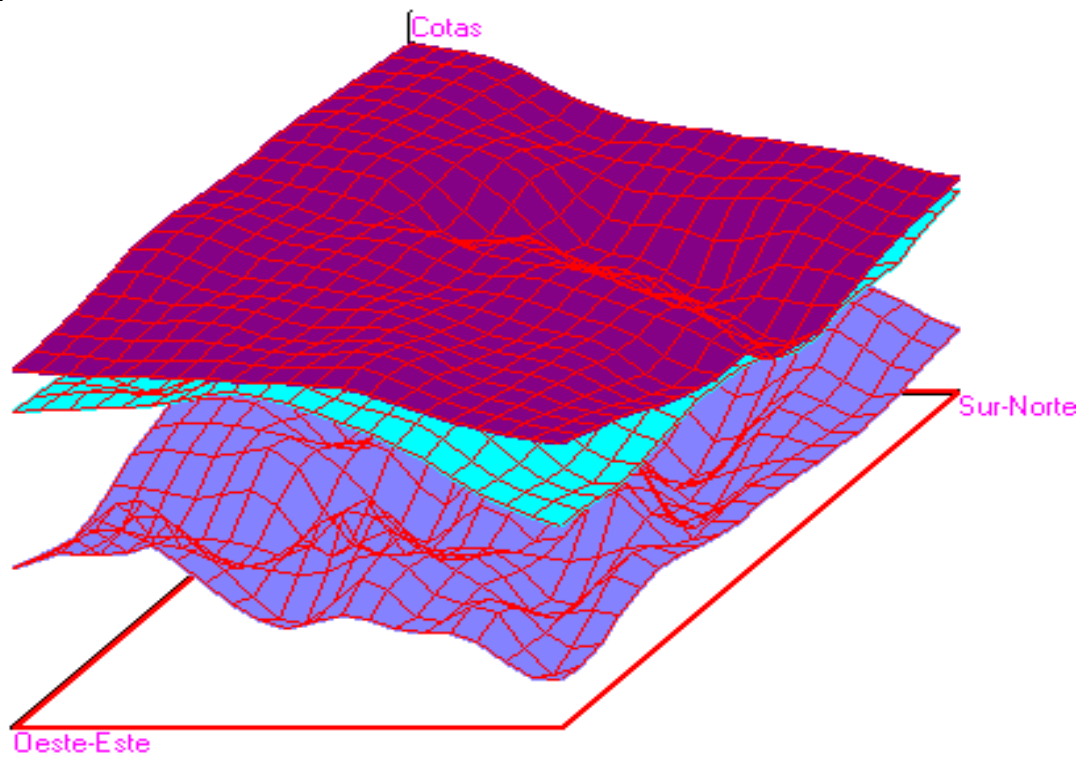
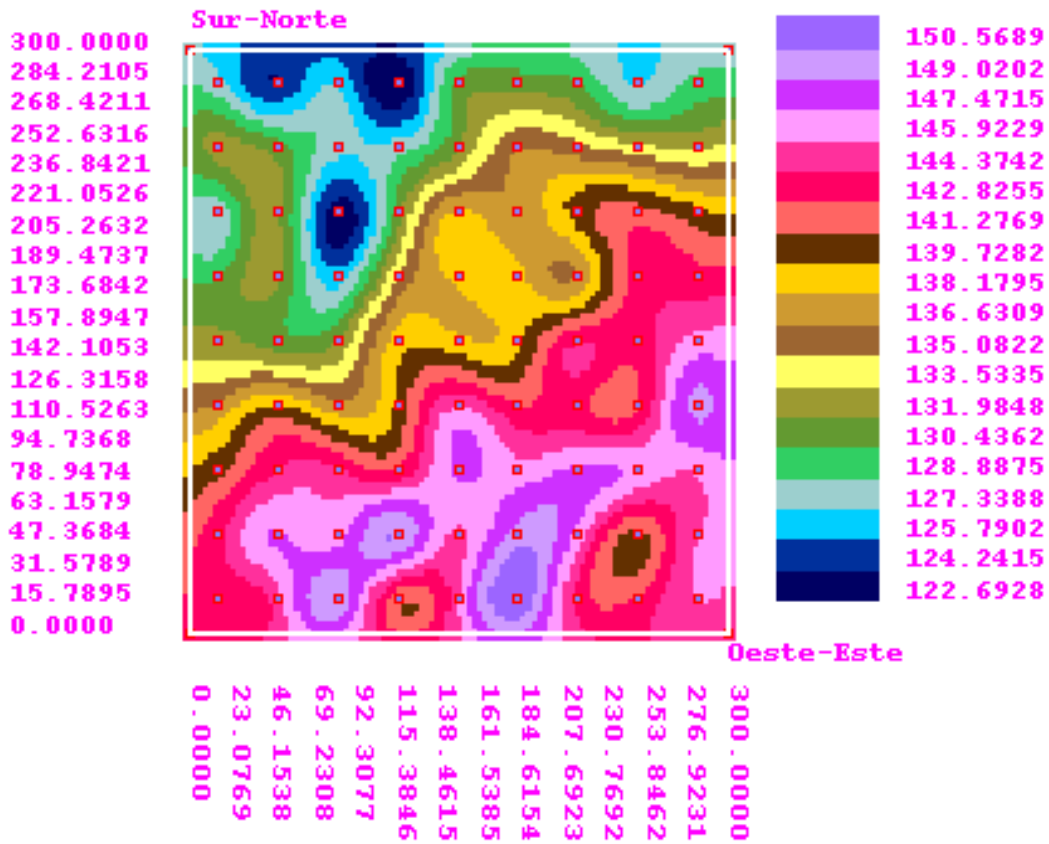
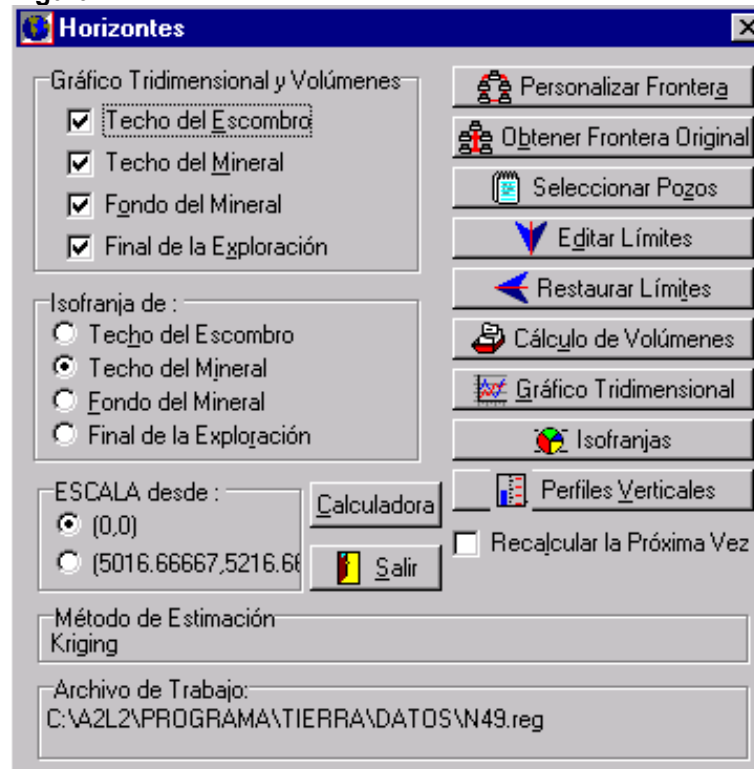


Figura A23.2



Anexo 24: Diálogo para el trabajo con los horizontes topográficos de los datos primarios.

Figura A24.1



Anexo 25: Ejemplo sobre la representatividad de muestras.

“En una muestra realizada por especialistas de la mina de Nicaro, en la serpentina descompuesta, se midió y marcó sobre la pared vertical del corte un cuadrado de 0,50 x 0,50m. Este cuadrado fue dividido posteriormente en decímetros cuadrados: El mineral correspondiente a cada decímetro cuadrado fue considerado como una muestra y extraído cuidadosamente en una profundidad de un decímetro, por lo que cada muestra consistía de un decímetro cúbico.”

“El análisis químico de las distintas muestras, presentó una distribución irregular de los valores del níquel. Aunque la prueba se realizó en mineral serpentinitico, pueden esperarse resultados similares si se realiza en mineral laterítico, aunque, probablemente, las variaciones del contenido entre las muestras, sean menos pronunciadas.”

Figura A25.1:Valores del Ni según los resultados del ejemplo de 2.3 inciso a. (Tomado de la Figura 18, página 102 de [153]).

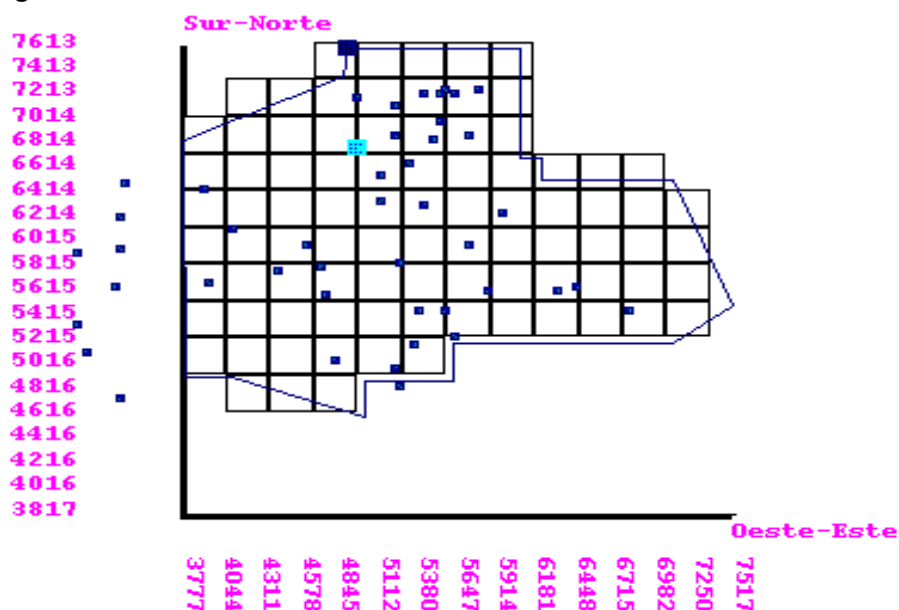
		0.50 m				
		a	b	c	d	e
0.50 m	1	2,20	1,94	1,57	1,85	1,88
	2	1,86	1,82	1,75	2,10	1,81
	3	1,48	1,50	1,47	1,65	1,75
	4	1,91	1,62	1,45	1,33	1,41
	5	1,83	1,44	1,54	1,44	1,28
Promedio:		1,85	1,67	1,56	1,67	1,63

La media aritmética del % de Ni en el cuadrado es 1.68 y la desviación estándar es 0.24. Si la muestra se toma en la cuadrícula 1a se tendría un error con respecto a la media mencionada es de 0.53 y si se toma en la cuadrícula d4 se tendría -0.35 de diferencia. Además, si se hubiese tomado el pozo de exploración según la columna a, se tendría una diferencia de 0.29 en el promedio de las columnas lo cual es también significativo. Puede destacarse que el 16% de las mediciones tienen errores con valor absoluto mayores que 0.3, el 52% los tiene mayor que 0.2 y el 84% mayor que 0.1 (compárese con los valores de la dilución del % de Ni en el anexo 6). Este caso muestra claramente los peligros de no considerar la variabilidad del fenómeno y la necesidad de corregir frecuentemente la posición y la técnica del muestreo en función de los resultados que se van obteniendo.

Anexo 26: Otras vías de analizar el problema de la modelación y posible estimación de las masas volumétricas.

Para ilustrar la exposición que sigue veamos gráficamente la posición de los pozos criollos con respecto al yacimiento Punta Gorda en el municipio Moa:

Figura A26.1



En primer lugar se probó el Método de los Mínimos Cuadrados para los datos de 45 pozos criollos del yacimiento Punta Gorda y se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla A26.1 : Medidas Estadísticas en los pozos criollos.

Medidas	% de Ni	% de Fe	% de Co	Masa Volumétrica
Valor Mínimo	0.03	2.9	0.008	0.56
Valor Máximo	4.59	52.9	0.499	2.96
Media Aritmética	1.079	39.16	0.0758	1.243
Error Típico de la Media	0.0244	0.508	0.00258	0.0155
Desviación Estándar	0.586	12.192	0.0619	0.3719
Error Típico de la Desviación	0.01728	0.3595	0.00183	0.011
Desviación Media	0.478073	9.943	0.0458	0.3122
Coefficiente de Variación	0.543052	0.3113	0.817	0.2992

Para estos resultados queremos hacer la observación de que el coeficiente de variación de la masa volumétrica es el menor de todos lo que indica que es el parámetro más estable, siendo el Co el menos estable.

Tabla A26.2 : Coeficientes de Correlación Lineal

Parámetro	% Ni	% Fe	% Co	Masa
% Ni	1	-0.3035	0.3024	-0.5526
% Fe	-	1	0.2824	0.2163
% Co	-	-	1	-0.3008
Masa	-	-	-	1

En esta tabla se observa que las relaciones lineales entre estos parámetros, tomados dos a dos, son débiles y por tanto proponemos no usarlas.

Con respecto al ajuste multilíneal se tienen los siguientes resultados:

$$\text{Ecuación : } M = 1.47932807 - 0.28511639 \text{ Ni} + 0.00419151 \text{ Fe} - 1.22340875 \text{ Co}$$

Tabla A26.3 : Análisis de varianza.

Variación	Valor	Grados de Libertad
Explicada	26.93974043	3
Residual	52.45442554	571
Total	79.39416597	574

Error estándar de una estimación : 0.30335673
Error probable de una observación : 0.20443487
Coeficiente de correlación : 0.58250869
Coeficientes de correlación parcial :
Para el Ni : -0.43044556
Para el Fe : 0.14521463
Para el Co : -0.21273205

Sin necesidad de realizar otros análisis y pruebas estadísticas se puede afirmar que en este caso este método no es eficiente porque las relaciones globales entre los cuatro parámetros son débiles.

Otra posibilidad que analizamos es la de obtener por el mismo método una ecuación que reflejara la relación entre la masa volumétrica y las coordenadas geográficas por tipo de mena. Los resultados que se obtuvieron también son insatisfactorios.

El segundo método que tuvimos en cuenta es el de estimación por Inverso de una Potencia de la Distancia donde el valor de M, estimado para un pozo de la red de exploración, depende de los valores de este parámetro para los pozos criollos teniendo más influencia aquellos que estén más cercanos. En este caso no se tendrían en cuenta las relaciones entre los valores de las componentes Ni, Fe y Co con la masa volumétrica y además habría que hacer un análisis de anisotropía y si la red es irregular y escasa (como sucede en este caso) no proporcionaría resultados confiables. Por otra parte, quedaría tomar la decisión de cual potencia de la distancia tomar lo cual es un paso tan complejo como decisivo.

Una variante de este método podría ser considerar que la masa volumétrica por tipo de mena depende de las coordenadas geográficas y de los componentes Ni, Fe y Co y trabajar con la distancia euclidiana en el espacio R^5 . Es evidente que a las últimas dificultades planteadas se le agregaría la complejidad y laboriosidad de los cálculos.

El último método que analizamos es el Estimación por Kriging a partir de un Análisis Variográfico considerando la variabilidad de la masa volumétrica en el contexto geométrico..

Las dificultades que se presentan en este caso están relacionadas, en primer lugar, con el hecho de no tener en cuenta las relaciones entre los valores de las componentes Ni, Fe y Co con la masa volumétrica.

En segundo lugar, tenemos que aunque las mediciones realizadas son regulares en el sentido vertical (cada 1 m), son muy irregulares en el sentido horizontal lo que se deduce de:

- La distancia entre ellas es como promedio de 1553.53 m siendo su valor mínimo 46.669 m y su valor máximo es 3795.84 m.
- Cuando analizamos la triangulación de los datos en el plano obtuvimos que el área según la frontera exterior convexa es de 6669061 m², el número de triángulos es 76, el área del menor triángulo es de 1650 m², y el área del mayor triángulo es 665100 m². La media aritmética de las áreas de los triángulos es 87750.8 m² y su desviación standart 94204.48 m².
- La irregularidad de la red, junto a las diferencias entre las distancias verticales y las distancias horizontales, dificultan de manera significativa el análisis variográfico.

En tercer lugar, al trabajar el análisis variográfico tridimensionalmente obtuvimos para un paso básico de $h=379.6$ m, un modelo esférico sin efecto pepita, alcance de 380 m y meseta de 0.122; El cálculo del coeficiente IGF (Indicative Goodness to Fit o sea Indicador de Bondad de Ajuste se realizó para todos los puntos del variograma experimental (0.0505) y para la primera mitad de estos puntos (0.007816) lo cual indica un buen ajuste. Al definir la zona de influencia nos decidimos por aceptar que el fenómeno fuera isotrópico y estacionario dentro de un elipsoide de radios horizontales de 1100 m y de radio vertical de 8 m. Esto nos condujo a que el proceso de estimación posterior (kriging) no tuviera en cuenta las características del comportamiento de la masa volumétrica en el sentido vertical debido fundamentalmente a las oscilaciones de la topografía del terreno y a las irregularidades espaciales de las capas tecnológicas. Para resolver esto valoramos varias vías mediante artificios, estudios particulares y cálculos laboriosos para cada zona y capa tecnológica por lo que llegamos a la conclusión de que este método solo debemos utilizarlo en última instancia.

Anexo 27: Fórmula de Cuadratura de Gauss tomado y traducido de [48]

Sea $y= f(x)$ una función integrable en $[a,b]$ y sean t_1, \dots, t_n los n ceros del polinomio de Legendre $P_n(x)$ (de grado n).

Sean además los valores de A_1, A_2, \dots, A_n llamados factores de ponderación, entonces:

$$\int_a^b f(x) dx = (b-a)/2 \sum_{i=1}^n A_i f((b+a)/2 + t_i(b-a)/2)$$

y el error cometido es:

$$R_n = \frac{(b-a)^{2n+1} (n!)^4 f^{(2n)}(\xi)}{[(2n)!]^3 (2n+1)} \quad \text{donde } \xi \in (a,b)$$

Nótese que esta fórmula tiene un alto nivel de precisión de modo que si por ejemplo $n=8$ se obtiene un resultado exacto para polinomios de grado 16.

A continuación informamos:

Tabla A27.1: Valores aproximados de t_i y A_i para $n=8$:

i	t_i	A_i
1 ; 8	-+ 0.96028986	0.10122854
2 ; 7	-+ 0.79666648	0.22238104
3 ; 6	-+ 0.52553242	0.31370664
4 ; 5	-+ 0.18343464	0.36268378

Anexo 28: Algoritmo para una Interpolación Óptima, según Chebyshev, con Nodos Arbitrarios. (tomado de [88])

El siguiente algoritmo es la aplicación de la transformada LL extendida y de extremos fijos sobre f inyectiva.

La interpolación que se obtiene esta dada por $y=Yt(W(x))$.

A. Dados los $n+1$ puntos $(x_i, y_i) \in \mathbb{R} \times \mathbb{R}$ donde los x_i son todos diferentes entre si, reordenamos dichos puntos de manera que $x_{i+1} > x_i$, $y=0, \dots, n-1$.

B. Determinar el intervalo $[a, b]$ donde x_0 y x_n son iguales a t_0 y t_n respectivamente. Esto se logra resolviendo el sistema :

$$\begin{cases} (1-k)a + (1+k)b = 2x_n \\ (1-l)a + (1+l)b = 2x_0 \end{cases} \quad \text{donde} \quad \begin{aligned} k &= \cos\left(\frac{\pi i}{2n+2}\right) \\ l &= \cos\left(\frac{(2n+1)\pi i}{2n+2}\right) \end{aligned}$$

C. Hallar para $i=0, \dots, n$, los valores

$$t_{n-i} = \frac{[(b-a) \cos((2i+1)\pi / (2n+2)) + b + a]}{2}$$

D. Aproximar la función $t=W(x)$.

$$W(x) = t = t_i + \left(\frac{t_{i+1} - t_i}{x_{i+1} - x_i} \right) (x - x_i) \quad \text{para } x \in [x_i, x_{i+1}]$$

para $i=0, \dots, n-1$.

E. Hallar $Yt(x) = \sum_{i=0}^n y_i \frac{Q_i(x)}{Q_i(t_i)}$ donde

$$Q_i(x) = \frac{P(x)}{(x - t_i)} \quad y \quad P(x) = (x - t_0) \dots (x - t_n)$$

F. Si queremos interpolar el valor y_c a partir de $x_c \in [x_0, x_n]$ entonces calculamos

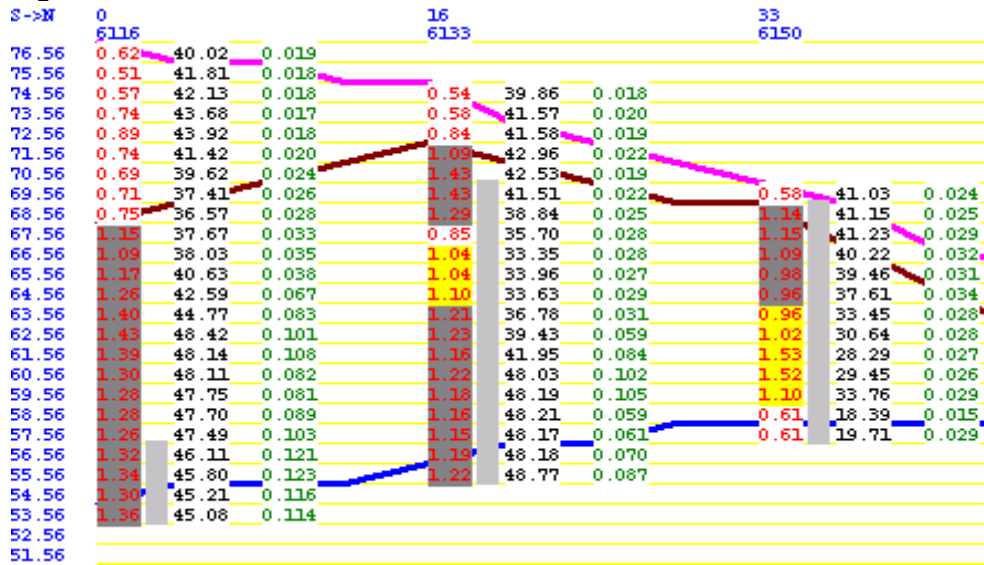
$$t_c = W(x_c) \text{ y después calculamos } y_c = \sum_{i=0}^n y_i \frac{Q_i(t_c)}{Q_i(t_i)}$$

El error que se comete es mínimo con respecto a la interpolación polinómica y para la función $W(x)$ puede ser disminuido en la medida que el intervalo $[x_i, x_{i+1}]$ sea más pequeño.

Anexo 29: Perfiles y Planchetas.

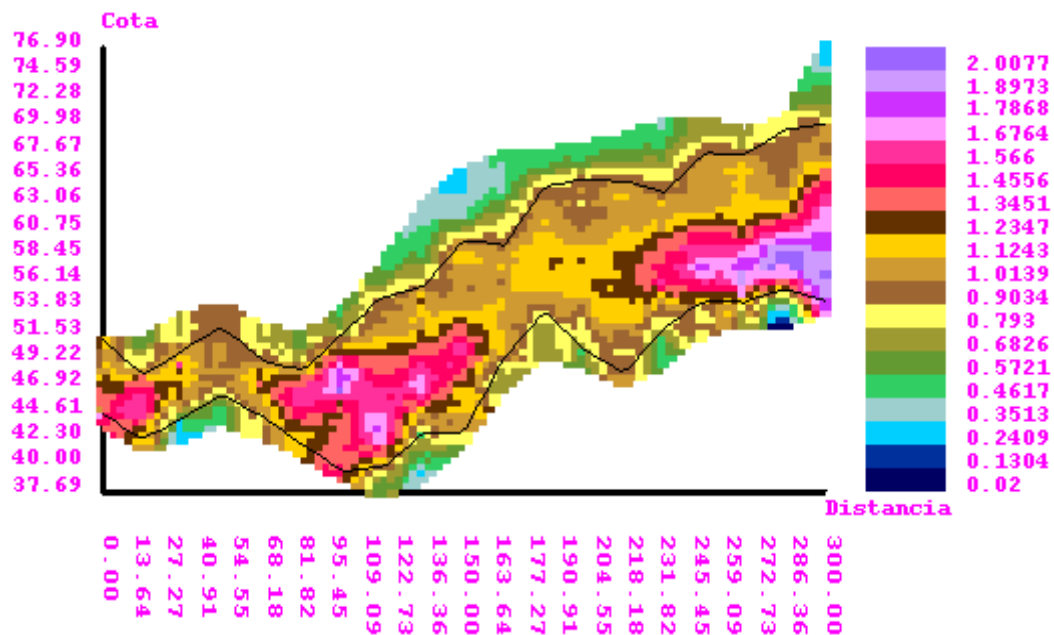
I. Sección de un Perfil Vertical Numérico donde se presentan datos de exploración y control del trabajo por medio de líneas y barras:

Figura A29.1



II. Perfil Vertical de un bloque donde con Isofrancas donde se ilustra el comportamiento del Ni:

Figura A29.2



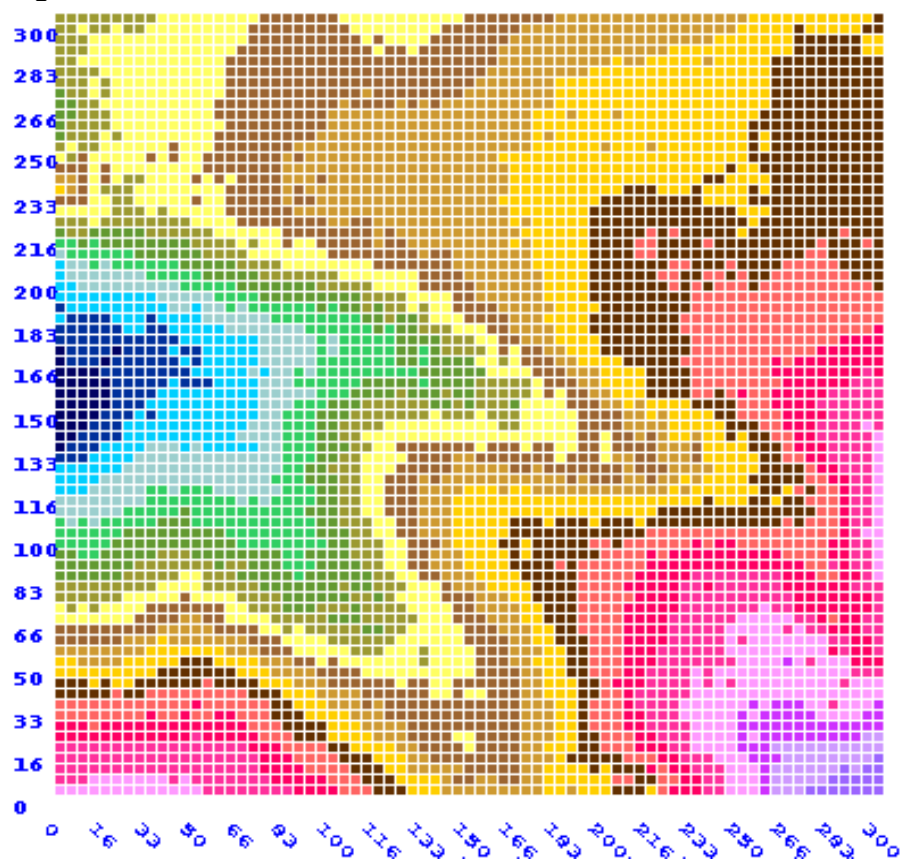
III. Plancheta con valores numéricos que representan las cotas topográficas de un bloque:

Figura A29.3

300	56	56.9	56.9	57.8	59.2	60.1	59.7	58.1	58.7	59.7	61.4	62.1	62.6	62.8	63.2	63.9	65.9	66	66.8
283	57.3	57.8	58.4	58.9	60.1	60.9	61.1	60.7	60.1	61	62.8	64.1	64.2	64.6	64.7	65.4	67.2	67.3	66.8
266	52.9	57.9	58.3	59.3	60.3	61.2	61.5	61.9	62	62.4	63.4	64.8	65.2	65.3	64.7	65.8	67.8	67.7	66.9
250	55.6	57.6	58.4	59.1	60.2	61.6	62.8	63.4	63.4	63.6	64.2	64.7	64.2	64.2	65.7	66.3	67.7	67.7	67.8
233	65.6	57.3	58.5	59.5	61.1	62.3	63.2	63.8	63.4	63.4	64.6	65.6	66.2	66.6	67.1	65.4	66.9	68.5	68
216	54.3	54.4	55.3	56.6	58.9	61.2	61.7	62.3	62.9	62.8	63.6	65.8	67.1	70.2	68	66.1	67.2	68.5	68.6
200	47.9	49.5	50.6	52.1	54.8	56.1	57.1	58.3	60.6	62.3	63.4	64.9	67.3	68.5	68.6	69.2	69.5	70.1	66.7
183	45.9	45.8	45.7	47.2	49.6	50.5	51.2	53	56.6	60.3	63.4	65.5	67.3	67.9	69	69.7	69.9	70.6	70.8
166	43.3	43.5	45.4	44.9	46.7	48.8	50.5	51.4	51.5	54.2	59.4	63.1	66.2	68.1	69.3	70.3	70.7	72.1	72.5
150	42.6	43.2	46.3	45.9	47.3	50	54	55.9	55.5	54.8	54.4	58.3	62.9	66.1	68	70.2	72.8	74.2	75.2
133	43.2	45.9	48.2	48.7	47.8	50.6	53.5	59.4	60.6	60.6	59.8	58	58.7	61.1	61.9	65.3	70.4	74.5	75.8
116	48.1	49.1	50.9	50.5	49.2	51.2	54.7	59.2	62.5	64.9	64.6	63.7	63	62.6	64.4	65.4	64.9	70	76.5
100	51	50.9	53.1	54.1	52.3	51.3	53.8	57.9	62.8	65.9	67.4	67.6	68.2	69	70.1	70.6	69.4	70.6	77.1
83	54.9	53.6	57.2	57.7	53.9	53.2	53.3	55.7	60.5	64	66.4	68.1	70.4	72.3	73.6	74.4	73.2	70.3	76.6
66	58.8	58.3	61.6	62.7	58.1	55.8	54.3	55.1	57.5	59.8	63.3	67.7	70.1	72.8	74.5	75.7	76.7	70.8	73.9
50	64.3	63.9	64.7	67.1	65.5	62.1	59.6	57.9	57.2	59.1	62	65.4	70	73	75	76.4	78.1	76.6	73
33	69.6	69.1	69.3	71.4	70.5	67.6	64.1	62.4	60.2	59.7	61.6	65	69.9	75	76.4	76.8	78.3	74	78.5
16	74.8	73.8	74.2	74.1	73.5	70.7	68.1	65	61.5	59.6	61.2	64.4	69.9	72.5	75.8	78.5	81.1	81.7	81.5
0	76.6	77.3	77.1	76.4	75.4	73.8	72	68.6	66.1	62.1	62.6	64.4	66	65.7	71.7	76.1	81.4	83.6	84.9
	0	16	33	50	66	83	100	116	133	150	166	183	200	216	233	250	266	283	300

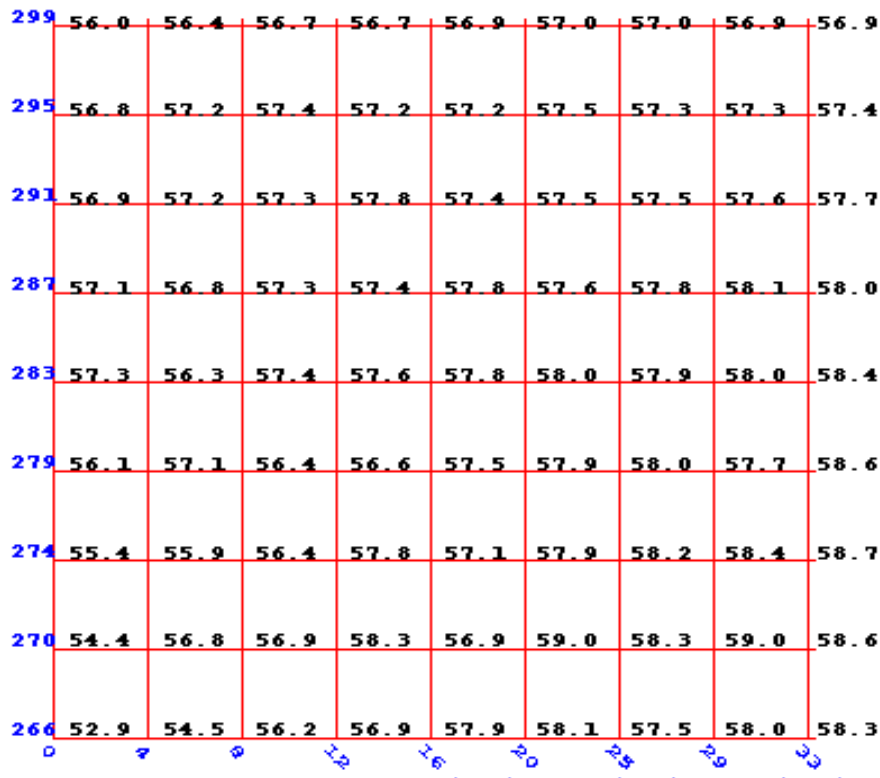
IV. Plancheta donde mediante colores se representan los valores de III:

Figura A29.4



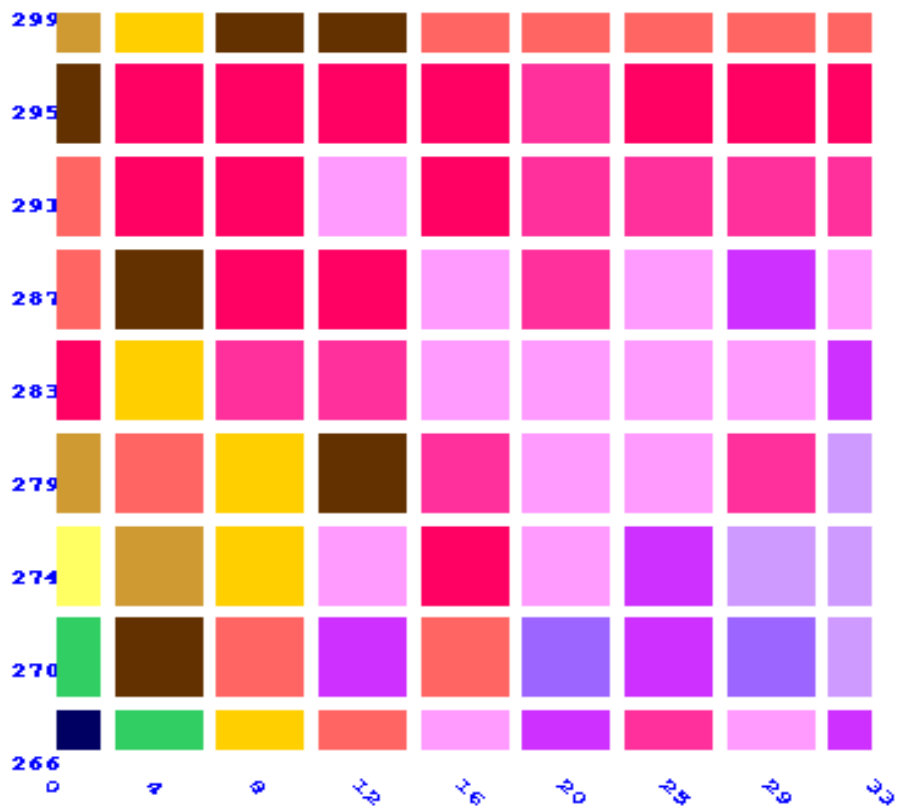
V. Zoom del pozo 1 de la plancheta vista en planta:

Figura A29.5



VI. Zoom del pozo 1 de la plancheta vista en IV (los colores no son los mismos porque ha sido de mayor interés mostrar los contrastes):

Figura A29.6



Anexo 30: Pertenencia de un punto del plano al interior o a la frontera de una región limitada por un polígono (Tomado de [97])

Es usual definir una región A del plano R^2 mediante un conjunto de n puntos Q_1, \dots, Q_n , de coordenadas (x_i, y_i) $i=1, \dots, n$ en el sistema O X Y, ordenados, en general en sentido positivo (contrario a las manecillas del reloj) y según la secuencia del dibujo, que forman un polígono al cual se considera un modelo de la frontera de dicha región.

En muchas ocasiones es necesario determinar si un punto P de coordenadas (x, y) está en el exterior o en el interior y frontera de A. Casos que se presentan, relacionados con la Geología y la Minería son los de la densificación de una red en una región plana limitada por un polígono y la búsqueda de la posición de un punto con respecto a una región en un mapa digitalizado. Un caso menos conocido donde se plantea este problema es el relacionado con la fórmula de G. Pick que plantea que si dividimos el plano en cuadrados de área 1 y denominamos al conjunto de vértices de todos los cuadrados RETICULO PUNTUAL y a dichos vértice NODOS del retículo y además tenemos un polígono tal que todos sus vértices pertenezcan al retículo (a este polígono se le llama POLIGONO RETICULAR), entonces el área de la región limitada por el polígono está dada por $A_p = i - 1 + b/2$ donde i es el número de nodos que se encuentran dentro del polígono y b el número de nodos que contiene la frontera. Estos resultados son utilizados en varias ramas teóricas de la Matemática.

Se conocen varios algoritmos para resolver el problema planteado. Entre ellos son mas conocidos el de la "Suma de Angulos Subtendidos", el del "Saltos de una Línea a un Punto Exterior", el de "Segmentos de la Frontera a la Derecha de Punto" y el de Davis y David [45]. Los mismos presentan dificultades relacionadas con una gran complejidad o con un considerable volumen de cálculo.

En este trabajo presentamos un variación del algoritmo de Suma de Angulos Subtendidos donde se reduce el volumen de cálculo y la complejidad del mismo.

Sea un polígono de n vértices ordenados positivamente. En el vértice Q_k , $k \in \{1, \dots, n\}$ se tendrá el ángulo interior α_k (definido por tres vértices consecutivos) y se puede definir en este punto el ángulo exterior $\beta_k = \pi - \alpha_k$. Se conoce que :

$$\sum_{k=1}^n \alpha_k = (n - 2)\pi \quad \sum_{k=1}^n \beta_k = 2\pi$$

Un polígono se dice CONVEXO si todos los ángulos interiores α_k son menores o iguales que π .

El área de un polígono se calcula [26] por la fórmula clásica:

$$A_{PC} = [(x_1 - x_2)(y_1 + y_2) + \dots + (x_{n-1} - x_n)(y_{n-1} + y_n) + (x_n - x_1)(y_n + y_1)]/2$$

En particular el área de un triángulo se puede calcular por :

$$A_T = [(x_1 - x_2)(y_1 + y_2) + (x_2 - x_3)(y_2 + y_3) + (x_3 - x_1)(y_3 + y_1)]/2$$

Para determinar si un punto P pertenece al exterior o al interior y frontera de la región A limitada por un polígono convexo (PC) hallamos A_{PC} y también hallamos las áreas A_{Ti} de los n triángulos que forma el punto P al unirlo con cada pareja de vértices consecutivos de PC. Si A_{PC} es igual a la suma de los valores A_{Ti} entonces se puede afirmar que P pertenece al interior o a la frontera de A. Si además alguno de los valores A_{Ti} es 0 entonces P pertenece estrictamente a la frontera de A.

Si el polígono que limita a la región A no es convexo (PNC) entonces proponemos el siguiente algoritmo:

1. Buscar el polígono convexo PC (que limita a una región B), formado por el subconjunto de puntos del PNC tal que todos los puntos de PNC pertenezcan al interior o a la frontera de la región B. A la región B se le llama CAPSULA CONVEXA de los puntos del PNC. El polígono PC puede obtenerse mediante el Algoritmo del Angulo Mínimo [82]
2. Si el punto P está en el exterior de B entonces también estará en el exterior de A y finaliza este algoritmo. En caso de que P esté en el interior o en la frontera de B, entonces continuamos ejecutando el paso 3.
3. Agregamos un nuevo punto Q_{n+1} al conjunto Q_1, Q_2, \dots, Q_n tal que todos sus componentes son iguales a las del punto Q_1 . Podemos asumir en lo que sigue que $n=n+1$.
4. Trasladamos todos los puntos a un nuevo sistema de coordenadas con centro en P. Se obtienen los puntos $Q1_1, Q1_2, \dots, Q1_n$ en el sistema de coordenadas O X1 Y1 y se asume que la SUMA de los ángulos con vértice en el punto P y subtendido a dos lados consecutivos del polígono es 0.
5. Para j igual 1,2,3,..., n-1 hacer lo siguiente:
 - A. Hallar γ , ángulo que forma el segmento $OQ1_j$ con el eje $OX1$.
 - B. Rotar el punto $Q1_{j+1}$ el ángulo γ y se obtiene el punto $Q2_{j+1}$ en el sistema O X2 Y2.
 - C. Hallar α , ángulo entre $Q2_{j+1}$ y $OX2$, $\alpha \in [-\pi, \pi]$.
 - D. Hallar $SUMA = SUMA + \alpha$.

6. Si $SUMA=0^\circ$ entonces el punto está fuera del polígono y si $SUMA=360^\circ$ entonces está dentro.

Es obvio que el algoritmo solo se ejecuta totalmente para los puntos interiores o fronteras de B por lo que el volumen de cálculo se hace menor.

Asimismo afirmamos que la complejidad del algoritmo y de los cálculos son pequeñas puesto que solo intervienen operaciones sencillas y análisis elementales.

El algoritmo presentado ha sido programado y en la práctica se ha comprobado su eficiencia cuando se analiza la pertenencia de un gran número de puntos al exterior o al interior y frontera de una región limitada por un polígono arbitrario ordenado que tiene también un alto número de puntos. Vale recordar que durante la programación deberán tenerse en cuenta los diferentes errores de redondeo, operacionales, etc, que pudieran provocar tomas de decisiones equivocadas.

Anexo 31: Cálculos de recursos de LB+SB en un bloque del yacimiento Punta Gorda mediante tres métodos diferentes.

Tabla A31.1

Pozo	Método 1	Método 2	Z I 2	Mét1- Met2	Error Abs. Relativo %	Mét1 - ZI 2	Error Abs. Relativo %	Mét2 - ZI 2	Error Abs. Relativo %
1	15627.78	13318.21	13425.77	2309.57	17.34	2202.01	16.53	-107.56	0.81
2	12655.56	10211.94	10419.51	2443.62	23.93	2236.05	21.90	-207.57	2.03
3	9355.56	7949.13	8101.53	1406.43	17.69	1254.03	15.78	-152.40	1.92
4	13427.78	11046.47	11123.98	2381.31	21.56	2303.80	20.86	-77.52	0.70
5	9688.89	10002.32	9961.55	-313.43	3.13	-272.66	2.73	40.77	0.41
6	9577.78	9778.46	9741.20	-200.68	2.05	-163.42	1.67	37.25	0.38
7	9027.78	11083.18	11170.10	-2055.40	18.55	-2142.32	19.33	-86.91	0.78
8	13211.11	13898.46	14185.54	-687.35	4.95	-974.43	7.01	-287.08	2.07
9	13650.00	14930.89	15270.39	-1280.89	8.58	-1620.39	10.85	-339.50	2.27
11	13977.78	15667.25	15652.33	-1689.47	10.78	-1674.55	10.69	14.92	0.10
12	11777.78	11193.61	11141.94	584.17	5.22	635.84	5.68	51.67	0.46
13	8366.67	6362.92	6390.78	2003.75	31.49	1975.89	31.05	-27.85	0.44
14	9688.89	9611.75	9786.18	77.14	0.80	-97.29	1.01	-174.43	1.81
15	13211.11	11540.25	11817.17	1670.86	14.48	1393.94	12.08	-276.91	2.40
16	14775.56	12485.77	12689.72	2289.79	18.34	2085.84	16.71	-203.96	1.63
17	13564.44	12139.19	12170.21	1425.25	11.74	1394.23	11.49	-31.03	0.26
18	16294.44	16353.60	16277.61	-59.16	0.36	16.83	0.10	75.99	0.46
19	20003.33	19532.07	19553.29	471.26	2.41	450.04	2.30	-21.22	0.11
21	14533.33	13458.46	13780.15	1074.87	7.99	753.18	5.60	-321.68	2.39
22	9688.89	12562.75	12811.74	-2873.86	22.88	-3122.85	24.86	-248.99	1.98
23	9688.89	9268.99	9328.80	419.90	4.53	360.09	3.88	-59.81	0.65
24	18055.56	12716.03	12668.75	5339.53	41.99	5386.81	42.36	47.28	0.37
25	12766.67	11825.55	11806.05	941.12	7.96	960.62	8.12	19.51	0.16
26	13100.00	13158.98	13302.06	-58.98	0.45	-202.06	1.54	-143.08	1.09
27	14583.33	13086.00	13381.74	1497.33	11.44	1201.59	9.18	-295.74	2.26
28	9027.78	10395.43	10628.89	-1367.65	13.16	-1601.11	15.40	-233.46	2.25
29	12111.11	11926.83	12053.23	184.28	1.55	57.88	0.49	-126.40	1.06
31	2200.00	4807.90	4790.97	-2607.90	54.24	-2590.97	53.89	16.92	0.35

32	3522.22	7272.34	7322.42	-3750.12	51.57	-	52.26	-50.08	0.69
						3800.20			
33	9718.89	11226.79	11453.68	-1507.90	13.43	-	15.45	-226.89	2.02
						1734.79			
34	6055.56	9070.93	9288.89	-3015.37	33.24	-	35.64	-217.95	2.40
						3233.33			
35	12000.00	12603.79	12788.61	-603.79	4.79	-788.61	6.26	-184.82	1.47
36	16228.89	14942.76	14958.73	1286.13	8.61	1270.16	8.50	-15.97	0.11
37	10894.44	11356.69	11307.22	-462.25	4.07	-412.78	3.63	49.47	0.44
38	15741.11	11644.41	11681.03	4096.70	35.18	4060.08	34.87	-36.62	0.31
39	9688.89	9700.06	9864.81	-11.17	0.12	-175.92	1.81	-164.75	1.70
41	484.44	2099.35	2137.88	-1614.91	76.92	-	78.76	-38.53	1.84
						1653.44			
42									0.00
43	11888.89	13081.43	13027.77	-1192.54	9.12	-	8.71	53.66	0.41
						1138.88			
44	17722.22	15698.88	15697.85	2023.34	12.89	2024.37	12.89	1.03	0.01
45	15300.00	14022.60	14207.55	1277.40	9.11	1092.45	7.79	-184.95	1.32
46	12988.89	14295.93	14634.08	-1307.04	9.14	-	11.51	-338.15	2.37
						1645.19			
47	17722.22	15555.38	15887.95	2166.84	13.93	1834.27	11.79	-332.56	2.14
48	21466.67	16778.40	16922.18	4688.27	27.94	4544.49	27.09	-143.78	0.86
49	14311.11	13517.04	13479.83	794.07	5.87	831.28	6.15	37.22	0.28
51	5394.44	5520.15	5570.66	-125.71	2.28	-176.22	3.19	-50.51	0.92
52	5611.11	6031.79	6162.98	-420.68	6.97	-551.87	9.15	-131.20	2.18
53									
54	17835.56	14374.57	14556.61	3460.99	24.08	3278.95	22.81	-182.03	1.27
55	15633.33	14678.25	14672.16	955.08	6.51	961.17	6.55	6.09	0.04
56	10122.22	12500.37	12451.31	-2378.15	19.02	-	18.63	49.06	0.39
						2329.09			
57	14744.44	14486.07	14561.42	258.37	1.78	183.02	1.26	-75.35	0.52
58	15744.44	14553.20	14828.29	1191.24	8.19	916.15	6.30	-275.09	1.89
59	17722.22	14721.86	15082.27	3000.36	20.38	2639.95	17.93	-360.41	2.45
61	6933.33	5925.71	5942.00	1007.62	17.00	991.33	16.73	-16.29	0.27
62	11227.78	9978.30	9935.56	1249.48	12.52	1292.22	12.95	42.75	0.43
63									
64	18488.89	16249.10	16498.42	2239.79	13.78	1990.47	12.25	-249.33	1.53
65	14750.00	15391.55	15765.61	-641.55	4.17	-	6.60	-374.06	2.43
						1015.61			
66	16622.22	16125.32	16447.15	496.90	3.08	175.07	1.09	-321.82	2.00
67	20366.67	17531.73	17645.74	2834.94	16.17	2720.93	15.52	-114.01	0.65

68	17611.1 1	15570.0 0	15515.0 8	2041.11	13.11	2096.03	13.46	54.91	0.35
69	19044.4 4	15847.3 8	15827.7 9	3197.06	20.17	3216.65	20.30	19.59	0.12
71									
72	24104.4 4	18152.3 0	18561.7 6	5952.14	32.79	5542.68	30.53	-409.46	2.26
73	15083.3 3	14367.1 7	14518.8 2	716.16	4.98	564.51	3.93	-151.65	1.06
74	12880.0 0	11890.9 1	11870.5 5	989.09	8.32	1009.45	8.49	20.37	0.17
75	7705.56	11234.6 9	11198.4 0	-3529.13	31.41	- 3492.84	31.09	36.29	0.32
76	16622.2 2	14596.5 2	14703.4 9	2025.70	13.88	1918.73	13.15	-106.97	0.73
77	17944.4 4	14135.4 0	14426.3 0	3809.04	26.95	3518.14	24.89	-290.89	2.06
78	9797.78	10375.4 4	10625.9 9	-577.66	5.57	-828.21	7.98	-250.55	2.41
79	8033.33	8119.89	8238.37	-86.56	1.07	-205.04	2.53	-118.48	1.46
81	6711.11	11056.7 9	11010.5 4	-4345.68	39.30	- 4299.43	38.88	46.25	0.42
82	19477.7 8	17438.2 6	17499.5 4	2039.52	11.70	1978.24	11.34	-61.29	0.35
83	12322.2 2	15672.4 8	15944.4 3	-3350.26	21.38	- 3622.21	23.11	-271.96	1.74
84	15300.0 0	15364.6 9	15742.5 5	-64.69	0.42	-442.55	2.88	-377.86	2.46
85	15411.1 1	12688.4 8	12920.4 6	2722.63	21.46	2490.65	19.63	-231.98	1.83
86	7705.56	9030.76	9071.36	-1325.20	14.67	- 1365.80	15.12	-40.60	0.45
87	13322.2 2	10105.9 4	10065.2 7	3216.28	31.83	3256.95	32.23	40.67	0.40
88	20255.5 6	14545.1 5	14548.6 0	5710.41	39.26	5706.96	39.24	-3.45	0.02
89	7155.56	10451.9 5	10593.6 6	-3296.39	31.54	- 3438.10	32.89	-141.71	1.36
Suma	997056. 6	951891. 3	961094. 7						

Nota: Los pozos que presentan sus datos en blanco, no aparecen desarrollados en las bases de datos.

Anexo 32: Validación de la modelación geoquímica del bloque O48 del yacimiento Punta Gorda.

Los datos que se tienen inicialmente consisten en un archivo de 6 columnas que representan coordenadas Oeste - Este (OE), Sur - Norte (SN), Cota, % de Ni, % de Fe y % de Co; y de 25265 filas (cada una representa una medición en un intervalo de alrededor de 1 m). De este archivo, que contiene las mediciones en una red cuadrada de 8.1667 m de lado y que llamaremos O48-8R3.TXT, se obtuvieron los archivos O48-16R3.TXT (que contiene la red cuadrada de 16,67 m de lado y presenta en este caso 6122 filas) y O48-33R3.TXT (que contiene la red cuadrada de 33,33 m de lado y contiene 1860 filas).

El análisis que se mostrará a continuación se ha dividido en dos partes, donde la segunda depende en gran medida de la calidad de los resultados del primero:

1. Modelación del techo topográfico (TT) y de la capa mineral (TM) y del fondo de la capa mineral (FM).

Se tomaron los datos de la red de O48-16R3.TXT (que incluye al archivo O48-33R3.TXT) y se obtuvieron los valores del FM, TM y TT para cada pozo; a partir de estos resultados y de los valores similares de los bloques vecinos, se estimaron mediante kriging puntual los valores de la red cuadrada de 8.16 m de lado del TT, TM y FM, almacenándose los resultados en el archivo O48-8E.PT3 (se tienen 5 columnas: OE, SN, FM, TM, TT y se tienen 1369 filas o pozos).

Se obtuvieron valores de FM, TM y TT de cada pozo a partir del archivo O48-8R3.TXT, almacenándose en el archivo O48-8R.PT3 que presenta en este caso 1263 filas o pozos. La diferencia $1369-1263=106$ dice cuantos pozos faltaron por desarrollar durante la exploración.

Se creó el archivo O48-8D.PT3 que contiene las coordenadas planas de los pozos de la red cuadrada de 8.16 m de lado y las diferencias entre los valores reales menos los valores estimados de FM, TM y TT, almacenados en los archivos, como se explicó, O48-8R.PT3 y O48-8E.PT3 respectivamente.

Se eliminaron en O48-8D.PT3 las filas que contengan coordenadas de la red de 16.67 m de lado ya que se usó para realizar la estimación un interpolador exacto, quedando un total de 321 pozos realmente estimados.

Los resultados estadísticos que se obtuvieron para las diferencias de los errores en cada caso se reflejan en la siguiente tabla:

Tabla A32.1:

Tipo	Media Aritmética M	Error Típico de M	Desviación Estándar D	Error Típico de D	Desviación Media	Coficiente de Variación
FM	-0.201598	0.263481	4.720655	0.186309	3.621966	-23.416165
TM	-0.045841	0.176231	3.157439	0.124614	2.405974	-68.877742
TT	-0.124169	0.054868	0.983034	0.038797	0.571349	-7.916888

La estimación del techo topográfico puede considerarse de muy buena atendiendo a los valores que se presentan.

Teniendo en cuenta que, según los valores medidos, la media de escombro superior del bloque es 4.15 m con desviación estándar de 4.48 m y que la media de la capa mineral del bloque es 14.7 m con desviación estándar 5.51 m y que según los valores estimados la media de escombro superior del bloque es 14.18 m con desviación estándar de 2.65 m y que la media de la capa mineral del bloque es 14.52 m con desviación estándar 4.72 m, entonces puede observarse que la estimación a suavizado los contornos pero ha mantenido los valores medios del bloque.

Según los valores de la tabla anterior el techo del mineral ha sido estimado de una manera aceptable pero la estimación del fondo del mineral presenta fluctuaciones importantes y las del techo del mineral presenta fluctuaciones menos significativas.

Veamos gráficamente como se comportan estas diferencias:

Figura A32.1: Fondo del Mineral: (abundantes y muy significativas diferencias)

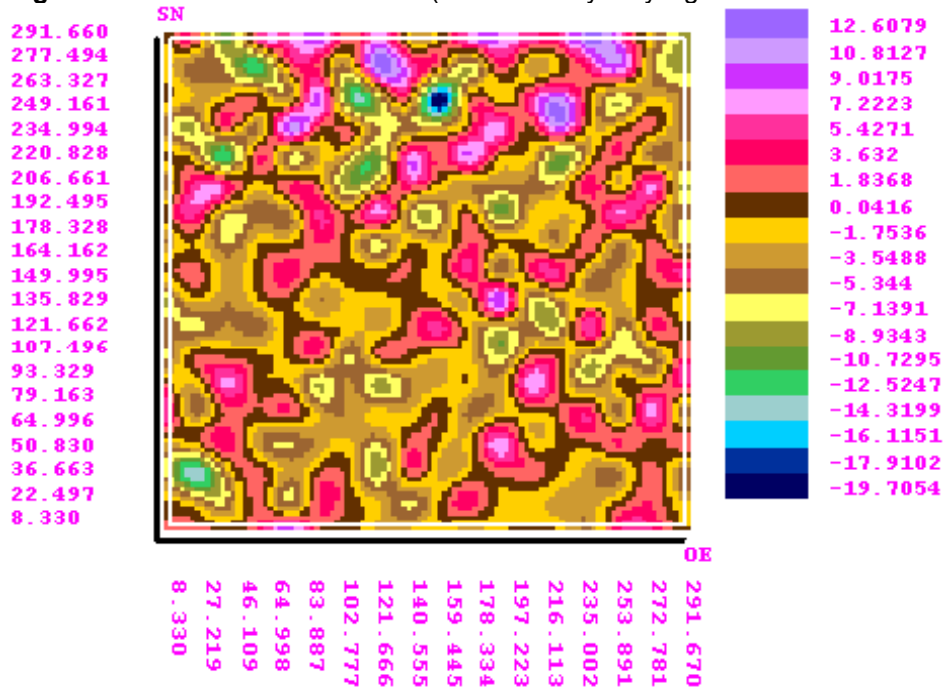


Figura A32.2: Techo del Mineral: (diferencias significativas en algunos sitios)

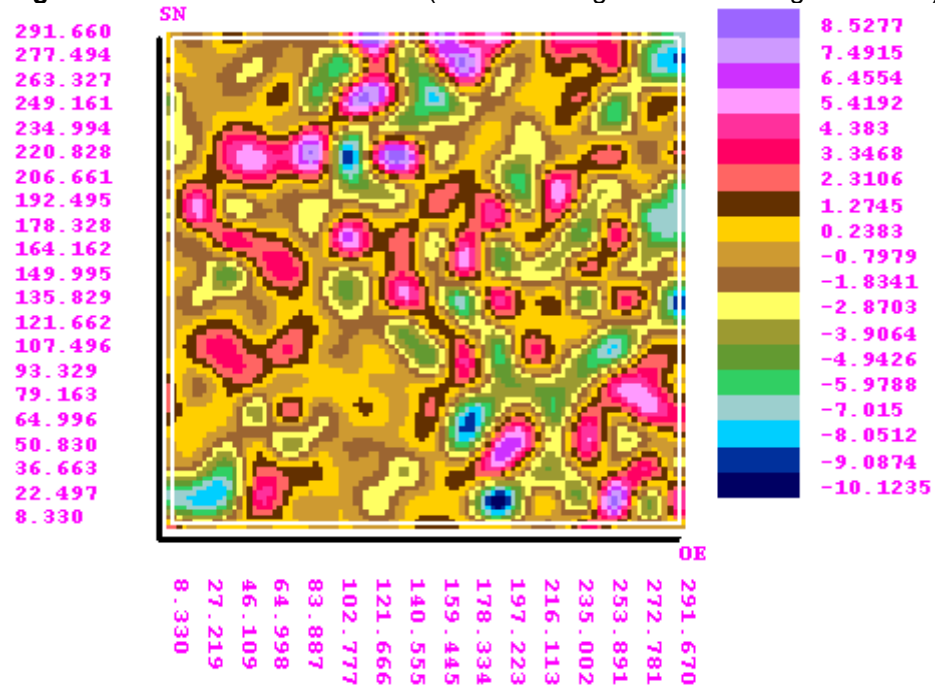
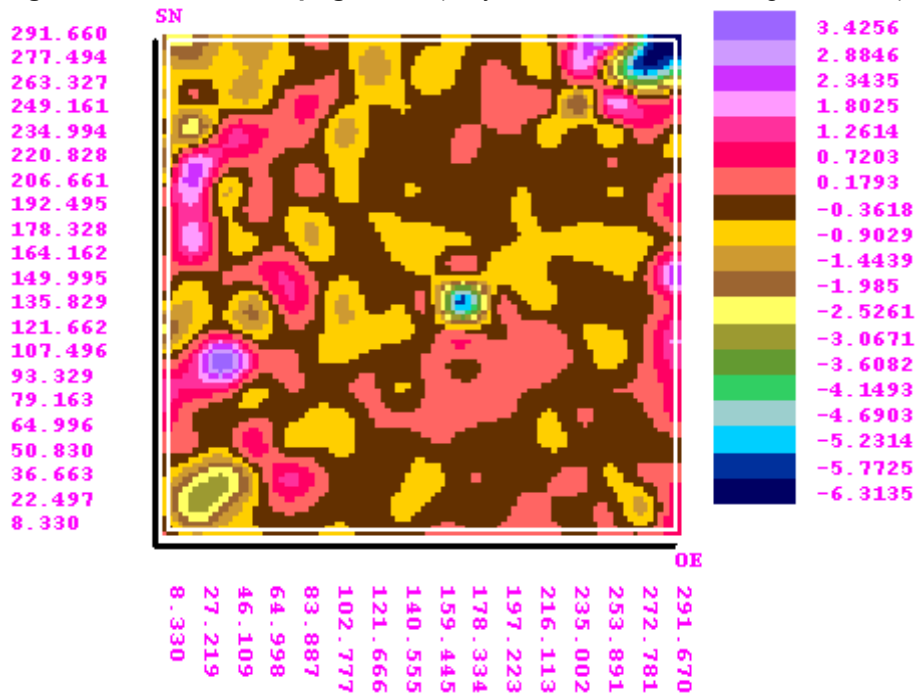


Figura A32.3: Techo Topográfico: (muy escasas diferencias significativas)



2. Modelación tridimensional de los % de Ni, Fe y Co.

A partir del archivo O48-16R3.TXT se realizó la modelación geoquímica para el % de Ni, % de Fe y % de Co de este bloque según los métodos propuestos en 3.4.A (página 52) denominándose Método 1 cuando $\{k_1=1 ; k_2=0\}$, Método 2 cuando $\{k_1=1 ; k_2=1\}$ y Método 3 cuando $\{k_1=0 ; k_2=1\}$. Para cada caso se estimaron los % de Ni, Fe y Co para la red de 8.16 m a partir de los techos y fondos del archivo O48-8R.PT3.

Se eliminaron los valores de la red de 16.67 m en ambos archivos ya que en los mismos las interpolaciones son exactas. Para los datos que quedaron se determinaron los errores absolutos porcentuales para las variable % de Ni, % de Fe y % de Co según la conocida fórmula $e = 100 (\text{Valor Real} - \text{Valor Estimado}) / \text{Valor Real}$ y a partir de los mismos se determinaron los siguientes resultados estadísticos:

Tabla A32.2:

Elemento	Media Aritmética	Error Típico de la Media	Desviación Estándar	Error Típico de la DE	Desviación Media	Coficiente de Variación
% Ni	32.724371	0.547397	43.465522	0.387068	24.483427	1.328230938
% Ni	19.860163	0.536076	32.566627	0.379063	23.35082	1.639796562
% Ni	30.546189	0.569546	45.224241	0.40273	23.469336	1.48051991
% Fe	15.560727	0.520435	31.324674	0.368003	25.150099	2.013059801
% Fe	25.950078	0.504761	40.080069	0.35692	24.67075	1.544506687
% Fe	23.673791	0.632018	50.184786	0.446904	23.907819	2.119845782
% Co	77.683216	1.636587	129.951596	1.157242	63.914619	1.672840064
% Co	55.92395	1.470828	86.789667	1.040032	58.834837	1.551923049
% Co	97.649131	2.336784	185.55007	1.652356	86.782798	1.900171237

Lo más significativo de estos resultados es que el Modelo 2 ha sido más efectivo para la modelación del % de Ni y del % de Co y el modelo 1 ha sido más efectivo para el % de Fe; esto tal vez se debe al comportamiento más estable del % de Fe tal como se expresa en la siguiente tabla referida a los datos medidos según la red de 8.16 m:

Tabla A32.3:

Variable	Media Aritmética	Error Típico de la Media	Desviación Estándar	Error Típico de la DE	Desviación Media	Coefficiente de Variación
Ni	1.112193	0.002731	0.434090	0.001931	0.343001	0.390301
Fe	40.855007	0.066165	10.516933	0.046786	7.970419	0.257421
Co	0.078375	0.000367	0.058322	0.000259	0.043281	0.744138

Otro de los elementos a considerar para valorar la efectividad de estas modelaciones es el asunto referido a las intercalaciones las cuales son abundantes y con gran variabilidad y por tanto afectan a cualquier método de estimación que se utilice. Esto lo podemos ilustrar con los siguientes gráficos:

Figura A32.4: Potencia de Intercalaciones Estimadas a partir de la red de lado 33.33 m

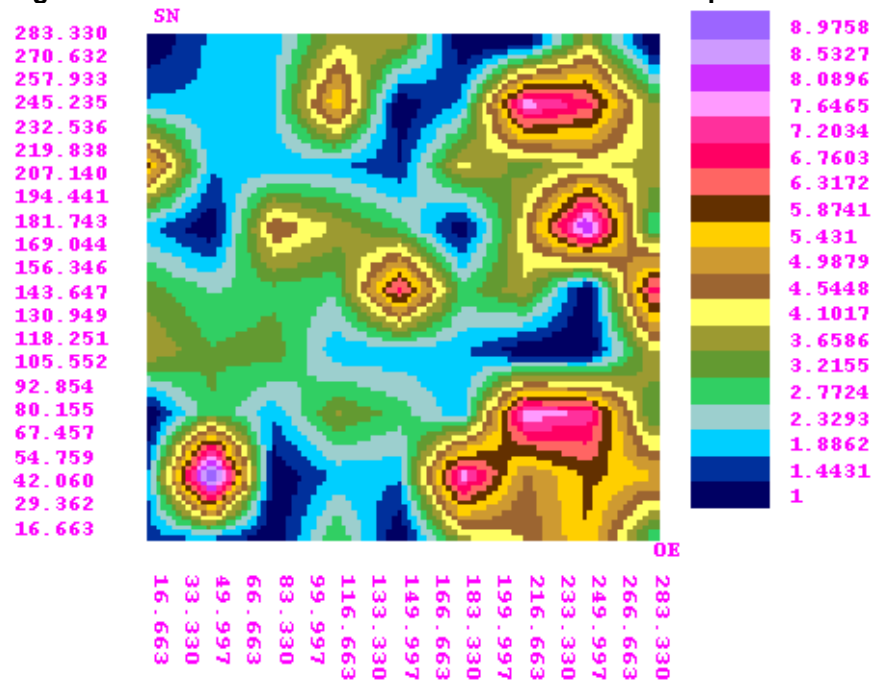
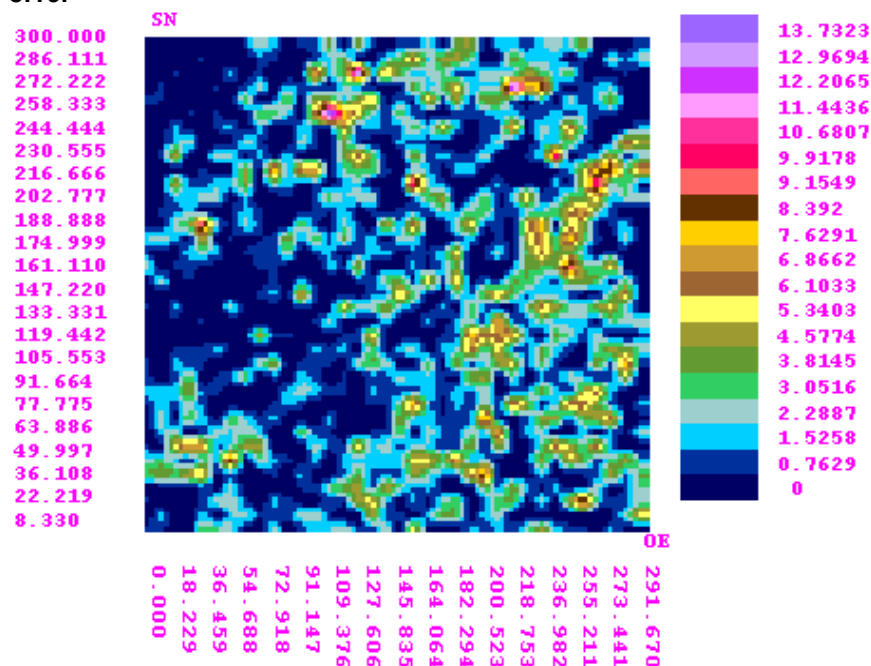


Figura A32.5: Potencia de Intercalaciones Medidas según la red cuadrada de lado 8.16.



Analizando estos dos gráficos se observa que las intercalaciones que se deducen de la red de exploración no han predicho las intercalaciones reales de la red cuadrada de lado 8.16 m lo cual sucede por la falta de información sobre estas anomalías.

Anexo 33: Aspectos Básicos de la Teoría de los Procesos Estocásticos y de la Geoestadística Lineal. (Síntesis de las ideas de [3])

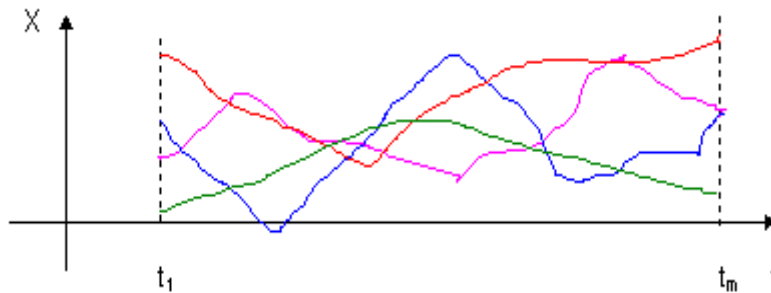
Sea U una población de infinitos valores $X \in A \subset \mathbb{R}$, que miden el comportamiento de un fenómeno F según varía el parámetro $t \in B \subset \mathbb{R}^n$ (t puede referirse al espacio y al tiempo). A la variable X la consideraremos una variable aleatoria.

Si medimos a X para los valores $t \in M = [t_1, t_m] \subset B$ entonces se tiene una realización que denotamos $X(t)$ y es una muestra del conjunto de todas las funciones posibles que representan a F en el intervalo M .

Si obtenemos k realizaciones $S = \{X_1(t), \dots, X_k(t)\}$ en M , las mismas, en general, serán distintas y al conjunto S se le denomina Serie.

Gráficamente una serie de 4 funciones puede tener el siguiente aspecto:

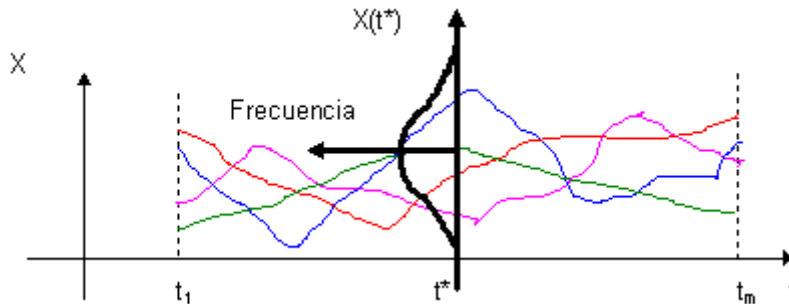
Figura A33.1



Si fijamos el valor de t tomando $t=t^*$, entonces para cada función posible $X(t)$ se obtiene un valor $X=X(t^*)$; puesto que es infinito el conjunto Q de estos valores entonces a él se le puede asociar una función de distribución $P[X(t^*)]$. Si los valores de X se obtienen de una serie entonces el conjunto de valores $\{X_1, \dots, X_k\}$ es una muestra tal como la entendemos en la estadística clásica.

Gráficamente se puede tener la siguiente interpretación:

Figura A33.2



Entonces, se define como proceso estocástico o aleatorio (**PE**) al conjunto ordenado de todas las funciones $\{X(t)\}$ para $t \in B$.

Un PE se denomina estacionario con respecto a la media si se cumple que $E\{X(t)\}=C_1$ para cualquier valor $t \in B$ y se dice estacionario con respecto a la varianza si $Var\{X(t)\}=C_2$ para cualquier valor de $t \in B$.

Cuando un PE no es estacionario respecto a la media, entonces para cada valor de t se obtienen, en general, diferentes valores de $E\{X(t)\}$, ellos son la imagen de una función $T(t)$ que se denomina tendencia del PE.

Un PE se denomina ergódico con respecto a la media cuando el valor medio en t de cualquier realización $X(t)$ es igual al valor medio de los valores de $E\{X(t)\}$ donde $t \in M = [t_1, t_m] \subset B$. Análogamente se puede definir un PE ergódico con respecto a la varianza.

Si un PE es ergódico con respecto a una variable estadística entonces basta una realización para evaluar dicha característica para todo el proceso.

Cuando un PE es ergódico pero no es estacionario con respecto a la media entonces para una realización $X(t)$ y para la tendencia $T(t)$ se define la **realización residual** $R(t) = X(t) - T(t)$ y se cumple que $E\{R(t)\}=0$.

Un problema de primera importancia es evaluar el grado de aleatoriedad de una serie. Si aceptamos que el PE es estacionario y ergódico con media 0 y se tiene una realización $X(t)$ entonces se define la función de autocovarianza:

$$R_{xx}(\tau) = \lim_{T \rightarrow \infty} \left\{ \frac{1}{2T} \int_{-T}^T X(t)X(t + \tau)dt \right\} \text{ donde } \tau \text{ es un desplazamiento arbitrario de } t.$$

Se cumple que $R_{xx}(0) = \sigma_x^2$ y se define la función de autocorrelación $C_{xx}(\tau) = R_{xx}(\tau) / \sigma_x^2$. Tiene especial interés para el desarrollo que veremos mas adelante mencionar un tipo de serie estacionaria no autocorrelacionada llamada Ruido Blanco que cumple que $R_{xx}(\tau) = \sigma_o^2$ para $\tau=0$ y $R_{xx}(\tau)=0$ para $\tau \neq 0$.

Una consecuencia de adicionar un ruido blanco $S(t)$ a otra serie $X(t)$ es la aparición de una discontinuidad de la función de autocorrelación en el origen. En este caso se escribe:

$$C_{xx}(\tau) = \frac{R_{xx}(\tau)}{R_{xx}(0)} = \begin{cases} 1 & \text{para } \tau = 0 \\ \frac{R_{ss}(\tau)}{R_{ss}(0) + R_{xx}(0)} & \text{para } |\tau| > 0 \end{cases}$$

La separación RC que debemos producir a partir de un punto arbitrario t_0 para que los valores de la realización observada $X(t \pm RC)$ sean estadísticamente independientes de $X(t_0)$ se denomina radio de correlación o de influencia de la realización. El radio de correlación puede obtenerse teóricamente a partir de la función de autocovarianza pero en la práctica esto es una tarea de grandes dificultades puesto que la función de autocovarianza debe determinarse a partir de datos discretos; sin embargo se han estudiado varios casos que aparecen con frecuencia en la práctica, entre ellos vale la pena destacar el caso en que la función está dada por la adición de un ruido blanco (es un proceso no autocorrelacionado o sea el radio de correlación es teóricamente nulo) mas otro proceso de otro tipo, que genera una discontinuidad de la función de autocorrelación en el origen. El radio de correlación de un ruido blanco es teóricamente 0 y en la práctica es menor que el intervalo utilizado en el muestreo.

Comentarios sobre los conceptos básicos de la Geoestadística Lineal.

La Geoestadística, surgió como aplicación de la teoría de los PE al estudio de fenómenos y procesos geológicos y mineros.

La variable aleatoria X en este caso depende de coordenadas espaciales o sea $t=(x,y,z)$ por lo que se le llama variable aleatoria regionalizada; $B \subset R^3$.

Otros conceptos básicos son los de campo y soporte geométricos y principalmente el variograma (o función estructural) y la zona de influencia. El variograma (a veces llamado

semivariograma se define, generalmente, como $\gamma(h) = \gamma(x_i, x_j) = \frac{\text{var}(X(t_i) - X(t_j))}{2}$ donde

h es la distancia entre t_i y t_j y contiene junto con la zona de influencia (en este caso es una región cerrada del plano o del espacio) la información necesaria sobre la parte estructural del fenómeno estudiado.

Los fenómenos geológicos no siempre cumplen con los requerimientos generales que se necesitan para aplicar la teoría de los PE, vale destacar que estos fenómenos no siempre son estacionarios con respecto a la media y a la varianza, por otra parte la información que se dispone sobre el fenómeno es, la mayoría de las veces, solo una de las infinitas realizaciones teóricamente posibles por lo que es necesario admitir la ergodicidad del fenómeno.

Esto último generalmente se admite de forma implícita; en nuestra opinión la validez de esta decisión no puede buscarse solo en la realidad del fenómeno estudiado sino también en la disponibilidad de información que se tiene del mismo.

Las hipótesis de la Geoestadística mas conocidas que se refieren a la estacionaridad son las de estacionaridad estricta, estacionaridad de segundo orden, condición intrínseca y la de los procesos cuasiestacionarios. Expliquemos brevemente cada una de ellas:

1. Estacionaridad Estricta : Para todo $t \in B$ se tiene que $E\{X(t)\}=C_1$ y $\text{Var}\{X(t)\}=C_2$ o sea las funciones de distribución de probabilidades son iguales entre si, independientemente del valor de t escogido.
2. Estacionaridad de Segundo Orden : En este caso $E\{X(t)\}=C_1$ y además existe la función de covarianza $K(h) = E\{X(t), X(t+h)\} - C_1^2$ la cual es independiente de t .

3. Condición Intrínseca : Se cumple que $E\{X(t)\}=C_1$ y existe $\text{Var}(X(t)-X(t+h))=2\gamma(h)$ que solo depende de los valores de h . La estacionaridad de segundo orden implica la condición intrínseca (también llamada de homogeneidad) pero lo contrario no se cumple. Se puede demostrar que $\gamma(h) = \sigma^2 - K(h)$ donde σ^2 es la varianza de los datos.
4. Cuasiestacionaridad : En este caso se cumple la estacionaridad de segundo orden o la condición intrínseca para $|h|<b$, donde b representa las dimensiones de una región donde el fenómeno conserva cierta homogeneidad estadística.

La zona de influencia tiene una enorme importancia práctica ya que define las distancias y direcciones donde se mantiene la influencia de un dato respecto a otro. En R^2 se acostumbra a representarla mediante una elipse y en R^3 mediante un elipsoide aunque no necesariamente tienen que ser figuras de estas características. Desde el punto de vista geológico la zona de influencia tiene una interpretación precisa para cada caso que se analiza.

Anexo 34: Cuatro condiciones que deben cumplir los datos que expresan las mediciones del fenómeno.

1. Puesto que los datos son los que representan al fenómeno que se estudia, hay que garantizar que existan la cantidad suficiente como para que se obtengan los resultados deseados. Desde el punto de vista económico las mediciones son generalmente costosas y desde el punto de vista de la precisión de los resultados buscados, generalmente esta aumenta junto con el número de mediciones. Esta contradicción es bastante difícil de resolver y es, dentro de la Geoestadística, un tema particular llamado Optimización de Redes de Exploración y que exige el estudio particular de cada caso. El criterio general que recomendamos para determinar la red más adecuada es el siguiente:
 - a. Obtener, para una red poco densa de toda la región o para una red densa de una zona especialmente representativa, el variograma experimental y ajustar el variograma teórico (el cómo hacerlo será explicado más adelante).
 - b. Obtener mediante estimación por Kriging puntual redes cada vez más densas o extendidas a toda la región y calcular la media aritmética y la desviación estándar de los errores (estos errores solo dependen del variograma y de los datos conocidos). Comparando estos valores (por ejemplo, mediante porcentajes) con la media y la desviación estándar de los datos usados podemos valorar la calidad de nuestro modelo para cada nueva densidad de red. Nótese que mantenemos el modelo y se usan para la próxima red las mediciones que se van estimando.
 - c. Calcular los costos que se tendrían al realizar mediciones en cada una de las redes más densas y mediante un gráfico, por ejemplo de % Error Medio contra Costo, o auxiliándose de técnicas analíticas tales como la modelación de la relación entre las dos variables, tomar una decisión.

Otro factor que debe tenerse en cuenta para una posible densificación de la red es la presencia del efecto pepita, cuestión que analizaremos más adelante.

Por otra parte, es posible que la mejor solución sea determinar en cuáles subregiones se presentan los mayores errores y solicitar la densificación de la red en estas zonas.

2. La representatividad de los datos es tan importante como el aspecto anterior y no solo debe estar dada por el hecho de que incluya datos dentro de los rangos en que se manifiesta el fenómeno (esto es deseable) sino que en nuestra opinión deben ser mediciones tomadas en puntos geográficamente independientes de las características de la variable que se mide ya que representan una realización cualquiera de un proceso estocástico. Esto, generalmente, se considera resuelto definiendo una red espacial de muestreo lo más regular posible lo cual, además, garantiza que el error global de estimación (llamado también Error de Calidad) sea mínimo [58].
3. Uno de los problemas que se pueden presentar es que las mediciones se hayan desarrollado sobre una red de dimensiones no uniformes o que se tengan dos o más redes diferentes de mediciones; en este caso deben distinguirse dos casos:

- a. Se tienen dos o más redes regulares de diferentes dimensiones. En este caso se procede a determinar los variogramas en cada una de las redes y se realiza la **regularización** de cada uno de ellos, que es un proceso que tiene como objetivo convertir cada variograma correspondiente a una parte de los datos regulares pertenecientes a una red (soporte), en un variograma de soporte común para todas las mediciones. La regularización que se define como una integral estocástica conserva la media pero produce cambios importantes en el variograma [32,44,58]; el variograma de la variable regularizada se puede escribir como una función del variograma de la variable original. El procedimiento de pasar del variograma regularizado al variograma original se denomina **desconvolución**. Detalles sobre la práctica de la regularización pueden verse en [58].

No obstante debemos aclarar que el término regularización puede emplearse en el sentido de obtener una red regular estimada por diferentes métodos (incluyendo los de interpolación); en este caso hablamos de **regularizar la red**.

- b. Que la red utilizada sea muy irregular o que exista redundancia en los datos. Cuando esto sucede se divide la región en subregiones regulares y se le asigna al punto central de cada una de ellas un valor de la variable W que es una función de los valores W_i que pertenecen a la subregión (puede usarse la media aritmética, inverso de una potencia de la distancia, etc); a este proceso se le llama **declustering** [120]. En los casos de que una subregión no contenga ningún valor W_i deben cambiarse las dimensiones de las subregiones.
4. Para ciertos procesos de simulación y de geoestadística no lineal se hace necesario que los datos se distribuyan normalmente; si esto se cumple o no debe comprobarse mediante los

métodos conocidos de ajuste de distribuciones y en caso de que no suceda, pueden tomarse una de los siguientes caminos:

- a. Buscar una función de transformación de los datos (en ocasiones se le llama anaformosis gaussiana [32]. Las dos formas más conocidas para realizar estas transformaciones son la Gráfica mediante el Método de Monte Carlo y la analítica mediante los Polinomios Ortogonales de Hermite [32].
- b. Generar, a partir de los datos dados, un conjunto de nuevos datos que conserven sus principales parámetros estadísticos (media, varianza, etc), que se distribuyan normalmente y que estén dentro de los rangos de los valores originales; a partir de estos nuevos valores se realizan los análisis. El método más conocido para obtener los valores simulados es el de Bandas Rotantes [32].

Anexo 35: Elementos Básicos sobre el Spline Cúbico Natural según el algoritmo de Cheney-Kincaid (Sintetizado de [30]).

Sean m puntos (x_k, y_k) de \mathbb{R}^2 donde $m \geq 2$ y $x_{k+1} \neq x_k$ para $k=1, \dots, m-1$ y donde se supone que $y_k = g(x_k)$ para la función desconocida g . Se define la función de interpolación por tramos Spline Cúbico Natural :

a. Para $m=2$: $y = y_1 + \left(\frac{y_2 - y_1}{x_2 - x_1} \right) (x - x_1)$ que es la recta que une a los dos puntos (spline lineal).

b. Para $m > 2$: $y = a_k + b_k(x - x_k) + c_k(x - x_k)^2 + d_k(x - x_k)^3$ para $x \in [x_k, x_{k+1}]$, $k=1, \dots, m-1$. Los valores de a_k, b_k, c_k y d_k pueden obtenerse mediante algoritmos iterativos para resolver sistemas de ecuaciones lineales tridiagonales.

Las expresiones de cada uno de los coeficientes es:

1. $a_k = y_k$

2. $b_k = \frac{y_{k+1} - y_k}{x_{k+1} - x_k} - \frac{[y_{k+1}'' - 2y_k''] (x_{k+1} - x_k)}{6}$

3. $c_k = y_k''$

4. $d_k = \frac{y_{k+1}'' - y_k''}{x_{k+1} - x_k}$

donde las incógnitas y_{k+1}'' y y_k'' se evalúan usando la ecuación para los nodos interiores:

$$\begin{aligned} (x_{k+1} - x_k) y_{k+1}'' + 2(x_{k+1} - x_k) y_k'' + (x_{k+1} - x_k) y_{k+1}'' &= \\ = \frac{6}{x_{k+2} - x_{k+1}} [y_{k+2} - y_{k+1}] + \frac{6}{x_{k+1} - x_k} [y_{k+1} - y_k] \end{aligned}$$

Y además, que en los extremos las segundas derivadas son nulas.

El error de interpolación depende fundamentalmente de la función $y=g(x)$ que describe exactamente el fenómeno y está dado en cada tramo por :

$$E(x)_k = \frac{g''(\xi)}{2!} (x - x_k)^2 (x - x_{k+1})^2 \text{ donde } \xi \in [x_k, x_{k+1}]$$

Cuando la función g es desconocida conocemos que en la medida en que m aumenta tendremos mayor información sobre el fenómeno y por tanto el error disminuirá.

El spline cúbico natural tiene las características de ser una función interpoladora exacta, continua y con primera y segunda derivada continuas . Además tiene la notable propiedad de que entre todas las funciones $f(x)$ interpoladoras de (x_i, y_i) de cualquier tipo, minimiza la

expresión $\int_{x_1}^{x_m} |f''(x)|^2 dx$.

El algoritmo de Kincaid-Cheney proporciona la ecuación del spline en cada tramo en forma sencilla puesto que el sistema de ecuaciones resultantes es tridiagonal.

Existen algoritmos análogos para el spline cuadrático y para el spline lineal se tienen las conocidas fórmulas de interpolación lineal por tramos.

Anexo 36: Cuatro formas de realizar el kriging puntual. (Tomado de [32])

1. W es una función aleatoria estacionaria de esperanza conocida:

Sea C(h) la covarianza, esperanza M_a y varianza σ^2 . Resolver el SEL cuadrado:

$$\left\{ \begin{array}{l} \sum_{i=1}^p C(h_{ij}) a_i = C(h_{j0}), \text{ donde } j=1, \dots, p. \end{array} \right.$$

donde h_{ij} es la distancia entre P_i y P_j . Además h_{j0} es la distancia entre P_j y P siendo este último el punto donde se estima.

$$W = M_a + \sum_{i=1}^p a_i (W_i - M_a)$$

$$\text{El error de estimación está dado por } E = \sigma^2 - \sum_{j=1}^p a_j C(h_{j0})$$

2. W es una función aleatoria estacionaria de esperanza desconocida:

Sea C(h) la covarianza y varianza σ^2 . Resolver el SEL cuadrado:

$$\left\{ \begin{array}{l} \sum_{i=1}^p C(h_{ij}) a_i + \mu = C(h_{j0}) \\ \sum_{i=1}^p a_i = 1 \end{array} \right.$$

donde μ es un multiplicador de Lagrange y a la última ecuación se le llama Condición de No Sesgo.

$$W = \sum_{i=1}^p a_i W_i$$

$$\text{El error de estimación está dado por } E = \sigma^2 - \sum_{j=1}^p a_j C(h_{j0}) + \mu$$

3. W es una función aleatoria intrínseca y no existe covarianza:

Sea $\gamma(h)$ el variograma. Resolver el SEL cuadrado:

$$\left\{ \begin{array}{l} \sum_{i=1}^p \gamma(h_{ij}) a_i + \mu = \gamma(h_{j0}) \\ \sum_{i=1}^p a_i = 1 \end{array} \right.$$

$$\text{y luego } W = \sum_{i=1}^p a_i W_i$$

$$\text{El error de estimación está dado por } E = \sum_{j=1}^p a_j \gamma(h_{j0}) + \mu$$

4. W es una función aleatoria no estacionaria:

Este es el caso mas complejo y sin dar los detalles diremos que se han dado dos soluciones relacionadas con:

- Búsqueda con el modelo de Kriging Universal que plantea una descomposición de la variable W en dos componentes, una de ellas determinística, como combinación lineal de funciones independientes, que representa la tendencia del fenómeno y la otra aleatoria (parte residual). Entre varias críticas que se le han hecho a este método sobresale la que plantea que el variograma de la parte residual es una estimación sesgada del variograma verdadero.
- El segundo método está relacionado con la Teoría de las Funciones Intrínsecas de Orden K que resuelve de manera satisfactoria los problemas de inferencia estadística.

Anexo 37: Aspectos comparativos entre un perfil de alteración laterítica maduro y otro poco maduro de la corteza de intemperismo del yacimiento Moa (Tomado de [137]).

Tabla A37.1

Perfil Maduro	Perfil Inmaduro
1. Buena potencia de ocre (mayor de 10 m, como promedio).	1. Baja potencia de ocre (menor de 10 m, como promedio).
2. Densidad del material laterítico superior a 3.4 g/cm ³ .	2. Densidad del material laterítico inferior a 3.4 g/cm ³ .
3. Fase de goethita en buena cantidad (mayor de un 65%), con buena cristalinidad.	3. Fase de goethita en mediana cantidad (58% a 62%), con baja cristalinidad.
4. Buena cantidad de minerales de óxidos de hierro (espinelas y hematites), Mn (asbolanas) y de Al (gibbsite).	4. Los minerales de Fe, Al y Mn no son significativos.
5. Horizonte de concreciones ferruginosas bien definido (3 m a 5 m de potencia).	5. Horizonte de concreciones ferruginosas no bien definido (1 m a 2 m de potencia).
6. Poca cantidad de filosilicatos (serpentina, nepouita, clorita) en el material laterítico.	6. Es significativa la presencia de los filosilicatos en el material laterítico.
7. Presencia normal de cuarzo, serpentina y poca clorita.	7. Presencia normal de cuarzo, son significativas las fases de serpentina y clorita.

Anexo 38: Estado actual de la información primaria del yacimiento Punta Gorda de la empresa Ernesto Che Guevara.

a. Geográficas

La información geográfica puede considerarse completa y con la calidad suficiente para realizar los trabajos mineros. Se tienen los mapas geográficos a diferentes escalas tanto en coordenadas locales como en coordenadas nacionales; no se utilizan sistemas GIS automatizados lo cuales garantizarían una excelente organización de esta información y establecería una relación mas eficiente con otras esferas informativas. Sin embargo, en estos momento se valora la introducción, a través de la oficina INTERFAZ del MES, de estos sistemas en el trabajo de la Unión del Níquel.

b. Topografía

La información topográfica básica presentada en tablas y planchetas está completa y actualizada gracias a diversos estudios realizados (1:10000; 1:5000, 1:2000, 1:500) [10, 153] y al trabajo diario que se realiza con estos fines, pero se presentan problemas con la calidad de la misma ya que aparecen frecuentes errores en los registros de las bocas de los pozos debido principalmente a deficiencias técnicas en el trabajo topográfico [10] y al transcribir los datos; además en ocasiones se han producido pérdidas de las señalizaciones, monumentos y de información. De cierta manera estos problemas son resueltos debido a que se conservan registros de los techos y fondos de la minería realizada en cada uno de los pozos. En las tres empresas en explotación se tienen equipos modernos de topografía que permiten automatizar en gran medida este trabajo (en el caso de la empresa Ernesto Che Guevara, no se está usando actualmente por presentar defectos de fabricación); los topógrafos encargados están capacitados para desarrollar sus labores pero precisan de actualización técnica [10]. En todos los casos se realizan esfuerzos por automatizar la relación entre el trabajo topográfico y la planificación y control de los trabajos de desbroce, destape, extracción y rehabilitación pero se presentan dificultades con la disciplina en el cumplimiento del organigrama de trabajo lo cual impide la imprescindible actualización constante de los datos topográficos. Se han desarrollado exhaustivas investigaciones para disminuir los errores referentes a las mediciones topográficas y se han propuesto metodologías para la práctica de estas tareas [10]. No se utilizan sistemas automatizados GPS lo cual impide la implantación de sistemas integrales en la planificación y controles de los procesos extractivos [110]. Los modelos de superficies topográficas que se obtienen se basan en interpolación lineal por triangulación y en el método de inverso del cuadrado de la distancia (empleados manualmente y mediante el software SURFER [147]) y en otros métodos aún mas complejos [10] y en ninguno de los casos se hacen valoraciones prácticas de los errores cometidos en las mediciones y estimaciones.

c. Físicas

No todas las propiedades físicas mas conocidas para los minerales (exfoliación, partición, fractura, dureza o rayabilidad, tenacidad, peso específico, masa volumétrica, brillo, color, luminiscencia, termoluminiscencia, triboluminiscencia, piezoelectricidad, piroelectricidad, magnetismo, características organolépticas (sabor, olor, tacto y audición), transparencia, elasticidad, ductilidad, radioactividad, solubilidad, fusibilidad, fluorescencia, opalescencia, iridiscencia, asterismo, refracción, conductividad, humedad natural, granulometría, etc [21,41,119]), se han medido en las redes de exploración y explotación y solo en casos de investigaciones aisladas se han determinado la humedad natural, color, peso específico y granulometría y otras pocas propiedades que permiten definir el horizonte litológico clásico de la corteza de intemperismo del cual hoy en día no se tienen planos verticales u horizontales. La humedad, la masa volumétrica húmeda y seca, el coeficiente de disgregación y la clase litológica son las propiedades medidas en intervalos de 1 m en los pozos de exploración y en los pozos criollos las cuales se presentan en las libretas de campos de los archivos. Sin embargo, **en los archivos oficiales en papel y computacionales que se tienen de los pozos de exploración no se encuentran los datos de clasificación litológica por intervalo de medición.**

Es indiscutible que tiene que existir Ni y Co en la materia prima que se procesa para la extracción de estos elementos, pero hay que resaltar la importancia que revisten las propiedades físicas en las actividades de preparación previa que se da al mineral antes de enviarlo al proceso metalúrgico, a modo de ejemplos, se puede mencionar las siguientes citas:

1. "Puede constituir una revolución para la industria del níquel la utilización del mineral según fracciones granulométricas..." (Conclusión No 12, [132]).

2. "Profundizar las investigaciones mineralógicas, experimentando el esquema óptimo según clases granulométricas, intensidad del campo magnético, etc., y separar fracciones monominerales..." (Recomendación No 5 [132]).
3. "El contraste en las propiedades físicas que se manifiesta en las menas lateríticas, hace posible su beneficio. Con la inclusión de variantes de esquemas tecnológicos en la preparación de la mena para la tecnología húmeda, que contemplen operaciones de clasificación - separación magnética - beneficio gravimétrico, se garantiza la calidad de la mena, al separar y/o concentrar componentes y fases minerales, propiciando su uso más racional." (Conclusión No 1, [66]).
4. "En la separación gravimétrica resulta como propiedad de separación fundamental el diámetro de las partículas y no la densidad de estas, motivado por el gran contraste en el tamaño de las partículas de las principales fases minerales (goethita, gibbsita, serpentina, etc.)." (Conclusión No 2, [66]).
5. "En la sedimentación de las pulpas de mineral laterítico de la Pedro Soto Alba, Moa Nickel S.A influyen más de un factor, en particular la composición química, granulométrica y mineralógica que actúan como un sistema mejorando las condiciones de sedimentación..."(Conclusión No 2 [18]).
6. "En el trabajo, experimentalmente se determinó la velocidad crítica en función de la densidad, las pérdidas específicas de presión en función de la concentración y la velocidad media del flujo de las hidromezclas de serpentinita dura en tubería de 100 mm y concentraciones máxicas de 20 %. Al mismo tiempo se obtuvieron las características físico - mecánicas de la serpentinita dura y sus hidromezclas indispensables para el cálculo de una instalación de hidrotransporte."(Conclusión No 4 [145]).

En sentido general se conoce que [66] las principales fases mineralógicas que constituyen las menas lateríticas son: Goethita que contiene del 58 al 78 % del níquel presente en las lateritas, en la maghemita y magnetita se distribuye del 15 al 25 % y en las asbolanas la presencia de níquel está entre 12 y 17 %. El cobalto se distribuye del 80 al 90 % en las asbolanas, del 10 al 20 % en la maghemita y magnetita, y en unidades de % en la goethita. El aluminio se encuentra en gibbsita, goethita y las espinelas fundamentalmente El magnesio se encuentra principalmente en la serpentina alterada y en la serpentina dura caracterizadas por la presencia de serpentina junto a cual se encuentran en menores cantidades goethita, olivino y enstatita. En cada uno de los dos procesos que se utilizan actualmente en las tres plantas cubanas algunas de estas fases minerales son consideradas, por sus propiedades y contenidos de los diferentes elementos, como positivas, otras nocivas y otras inertes por lo que la mejoría de la eficiencia del proceso metalúrgico depende en gran medida en estos momentos de los procesos de transporte, mezcla, homogeneización y beneficio en general para la separación del mineral en sus diferentes componentes de manera que al proceso metalúrgico llegue una mezcla con la composición más adecuada posible.

Mención especial merecen los estudios geofísicos que se han realizado y se realizan [33,62,67,146,152] sobre los cuales se cifran grandes esperanzas debido a que los resultados de los trabajos realizados muestran que ya es una realidad la actividad conjunta de geofísicos, geólogos y mineros para obtener modelos y metodologías de aplicación directa a la producción sobre todo en problemas tan difíciles como la determinación aproximada de planos del fondo del mineral y la determinación de intercalaciones y espesores de diferentes estratos de la corteza de intemperismo.

d. **Químicas**

La composición química, humedad cristalográfica y el intercambio iónico son las tres principales propiedades químicas que se han considerado en los materiales lateríticos sin embargo la composición química y la interacción de los elementos positivos para los procesos metalúrgicos actuales: Ni, Fe y Co y de los negativos Mg, Al, etc., han sido históricamente las cuestiones mas estudiadas. Tal vez, la causa por la cual se concentraron los mayores esfuerzos en los análisis químicos de los minerales haya sido que, en cierto momento, no estaba bien estudiada la relación entre algunas propiedades físicas de las partículas que facilitaban o obstruían la extracción del Ni y el Co en los procesos metalúrgicos.

A continuación haremos un somero análisis crítico del modo en que se han obtenido los resultados de los análisis químicos que hoy están disponibles como datos. Según [135], entre los años 1980 y 1988 se procesaron 4000 muestras como promedio mensual, alcanzándose hasta 7000 muestras en algunos de estos períodos. Las perforaciones se realizaron con barrena helicoidal para la parte friable del material con diámetro no mayor

de 135 mm y corona con tubo portatestigo para la roca del basamento, lo cual debió garantizar una adecuada calidad de la toma de las muestras. No debe dejar de considerarse que el volumen del trabajo realizado y la intensidad del mismo puede haber introducido una cierta cantidad de errores en los resultados registrados, tal como se ha opinado [135].

Las redes de exploración se determinaron empíricamente [135], en opinión de este autor [135], página 41, 'La suficiencia de estas redes para caracterizar el mineral lo ha demostrado la práctica de más de 45 años de trabajo en estos yacimientos; aunque no son en todos los casos las óptimas'.

Este tema ha sido estudiado desde diferentes puntos de vista [24,98] y aún en la actualidad constituye un importante tema de investigación [79] y donde además se proyecta un tema de investigación conjunto entre el ISMM de Moa y la Oficina Nacional de Recursos Minerales.

Otras opiniones que podrían mencionarse sobre los detalles técnicos del desarrollo del muestreo geoquímico realizado en estos yacimientos puede ser visto en [98,153].

e. **Hidrológicas e hidrogeológicas.**

Los estudios hidrológicos realizados en estos yacimientos se han desarrollado con gran detalle y son bien conocidos los arroyos, ríos y depósitos de aguas superficiales. Durante el desarrollo de la red de exploración y de la red de pozos criollos se estudiaron la acuosidad de las rocas, la interacción de las aguas superficiales y subterráneas, las características artesianas o freáticas del acuífero, niveles de agua subterránea de cada pozo para la posible confección de mapas de hidroisohipsas y conocer el nivel de inundación de las menas determinando las oscilaciones de los niveles mediante el estudio del régimen de las aguas subterráneas. En el caso del yacimiento Punta Gorda se desarrolló un estudio hidrogeológico y un proyecto ejecutivo de drenaje que mantiene totalmente actualizada la información en este sentido [20,47].

f. **Climáticas**

Los estudios climáticos de la zona han dejado bien definidos las características de esta zona y se presentan mediante descripciones. El clima de la región es tropical caracterizado por una temperatura media anual de 25° C, y dos períodos de lluvias en el año (Mayo - Junio y Octubre - Enero) y dos períodos de seca (Febrero - Abril y Julio - Septiembre). La cantidad media anual de precipitaciones es de 2500 mm, teniendo en verano un carácter de aguaceros y en invierno estas precipitaciones son más continuas, en forma de lloviznas generalmente densas. La humedad relativa del aire como promedio es de 79% y en los períodos lluviosos aumenta a 82-85%.

g. **Biológicas**

La vegetación y la fauna de la zona del nordeste de Holguín ha sido estudiada de manera exhaustiva y también se presentan mediante descripciones como la que sigue. La vegetación depende de la cubierta vegetal y de la orografía. En las superficies planas, cubiertas por lateritas; crecen bosques de pinos poco tupidos. Para las montañas tanto en las lomas como en las divisorias de las aguas son características las malezas tropicales tupidas entrelazadas. Más cerca del litoral podemos observar grandes áreas cubiertas de mangles y en los valles y arroyos crece la palma real que junto a la yagruma identifica la región.

En sentido general esta vegetación la podemos dividir en cuatro formaciones, que se disponen de la siguiente forma del mar hacia la tierra:

1. Manglares.
2. Matorral xeromorfo subespinoso (Charrascal).
3. Pinar.
4. Pluviselvas.

El manglar se encuentra en suelo cenagoso y el mismo se adentra hacia la tierra por las márgenes de los ríos, es aparentemente uniforme con gran dominio del mangle rojo.

El matorral xeromorfo subespinoso (Charrascal) aparece en el suelo fisolítico pardo rojizo (derivado de la serpentina). El mismo se caracteriza por presentar arbustos microjillicos, espinosos, con árboles emergentes y herbacios emergentes.

La vegetación endémica resulta notable, calculándose más de 70 variedades de plantas cuyos valores, tal vez, no han sido suficientemente explorados. Entre los principales cultivos del hombre sobresalen los forestales, café y cacao. En la actualidad en el territorio se adoptó la variante de zeopónicos y organopónicos como métodos modernos de cosechar las hortalizas para el abastecimiento local.

La región de estudio presenta una mediana densidad de animales endémicos y dentro de la distribución de especie de animales notables se pueden encontrar: el murciélago

mariposa (*natalus lepidus*) y entre los insectos el papilo de gudiach (*blatus gudiachianus*), la avellanada (*phaelsis avellanada*).

Además de estas especies notables se presentan los animales de los bosques claros y de pequeños arbustos como son: hormigas, arañas, cucarachas, lagartos, escarabajos y ciempiés. También se pueden encontrar especie de aves silvestres como zonzún y paloma.

h. Ecológicas

“Geological indicators of rapid environmental change provide a conceptual framework for assessing changes in the abiotic components of landscape and ecosystems resulting from natural processes or human action. The application of geoinicators to monitoring of landscape conditions, particularly in state-of-the-environment reporting and long-term ecosystem research, can help earth scientists to contribute more effectively to these interdisciplinary efforts. Geoinicators may also help to remind policymakers and the general public of the reality of natural change and the common difficulty of distinguishing it from human modifications.” [12].

O sea:

“Los indicadores geológicos de rápido cambio ambiental proveen de una armazón conceptual para evaluar cambios en los componentes abióticos del paisaje y de los ecosistemas, resultados de procesos naturales o de la acción humana. La aplicación de geoindicadores para supervisar las condiciones del paisaje, particularmente en informes del estado del ambiente y en la investigación a largo plazo del ecosistema, puede ayudar a científicos que estudian las ciencias de la tierra a que contribuyan más efectivamente a estos esfuerzos interdisciplinarios. Los geoindicadores ayudarían también a recordar políticas y al público general, la realidad de los cambios naturales y la dificultad común de distinguirlo de las modificaciones humanas.”

Esta debe ser la forma de precisar en la industria minera la información ecológica: búsqueda de los indicadores y evaluación de los mismos. En este sentido puede verse el anexo 2 que contiene las reflexiones de este autor según los detalles de las últimas valoraciones realizadas sobre este tema en las industrias de Moa.

Un tipo de información ecológica que consideramos que debería estar incluido dentro de la que se contempla en la industria minera es la relacionada con la Protección e Higiene del Trabajo Minero, ya que debe considerarse al hombre como parte temporal (en el sentido particular de una persona determinada) y permanente del ecosistema. Para los detalles sobre este aspecto puede verse el anexo 1 que recoge el tratamiento que actualmente se le da a esta información en la minería niquelífera.

i. Geológicas

El estudio geológico de la zona del yacimiento Punta Gorda es uno de los temas mas controvertidos en estos momentos; esta afirmación se basa en el hecho de que exploraciones de campo recientemente realizadas por parte de los Ingenieros Geólogos, Dictinio De Dios Leyva, de la empresa Ernesto Che Guevara, el Dr.C. Roberto Díaz y el Dr.C. Felix Quintas Caballeros (estos últimos del ISMM de Moa) han mostrado la existencia de inexactitudes y omisiones en el plano geológico que se acepta de manera oficial en la empresa [46]. Esto ya es en la actualidad el contenido de una propuesta de proyecto de investigación que deberá subsanar las deficiencias detectadas.

Por otra parte la ausencia de la continuidad de un estudio sistemático de las características litológicas de los yacimientos (tal como hemos mencionado en 1.3, página 9) y de las propiedades físicas mencionadas en el inciso c de este anexo, ha provocado que la actividad minera se base fundamentalmente en la información geoquímica y en un alto nivel de operatividad que, queramos admitirlo o no, implica eventualmente un alto nivel de improvisación.

Los archivos con los resultados del cálculo de recursos realizadas por la Empresa Geominera de Oriente, hasta hace poco tiempo se han tenido solo en soporte de papel y con formatos diferentes para libros diferentes lo cual hacía engorroso su manejo.

j. Mineras

La información minera disponible pudiera clasificarse en:

1. Relacionado con la ejecución y mantenimiento de los caminos.
2. Relacionada con la ejecución del desbroce y el destino del material removido.
3. Relacionada con la ejecución del destape, calidad del escombro y destino selectivo de este material.
4. Relacionada con la extracción del mineral, calidad del mismo y destino selectivo del mismo.
5. Control por pozos, bloques y zonas de la minería realizada.

6. Control de la minería realizada por equipamiento de extracción y transporte.
7. Control de la minería realizada por períodos de tiempo.
8. Control del material almacenado en 'jabas' y almacenes.
9. Control de la aparición de situaciones anómalas no previstas en los sistemas de pronósticos y planificación.

Esta información minera puede considerarse, en general, con una calidad sobresaliente debido a que se conservan registros sistemáticos completos de los ocho primeros aspectos mencionados a partir del año 1985, cuando comenzó la producción de la planta.

El problema más agudo se presenta con el hecho de que no se almacena sistemáticamente la determinación de reservas que se realiza en la mina.

Anexo 39: Consideraciones sobre la complejidad de la modelación de propiedades geoquímicas en los yacimientos lateríticos.

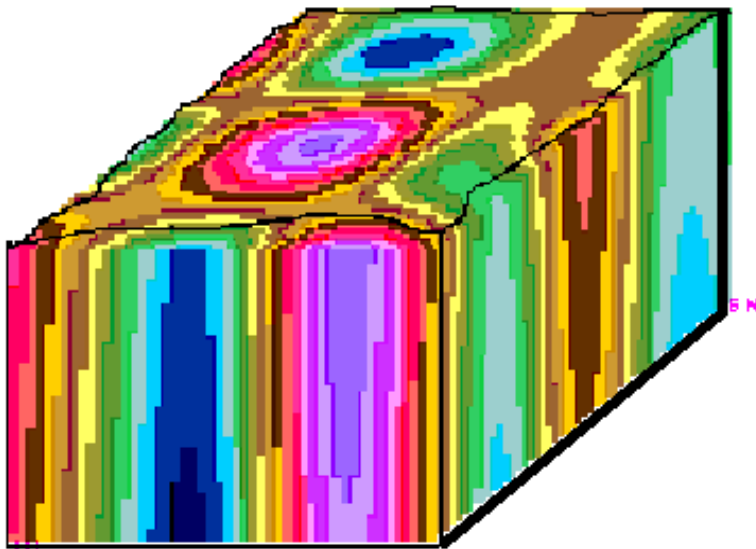
Sin perder generalidad, tomemos para la discusión que sigue la propiedad ‘% de Ni del mineral’, y abusando del lenguaje, para simplificar, le llamaremos ‘Ni’.

Si tomamos una zona de trabajo de medidas tales como las que usamos usualmente para un pozo de exploración en el yacimiento Punta Gorda, observaremos que el Ni tiene un comportamiento variable y desconocido pero que **su distribución espacial es real**. Si este bloque tuviera 20 m de altura entonces se tendría un volumen de algo mas de 22222 m³, si se realizan 9 perforaciones por el método usual, de cada metro vertical de muestra, después de los procedimientos de preparación de muestras, para el análisis en el laboratorio se toma 1 g para determinar el Ni promedio que contiene el mineral en ese metro [153] y de ese valor se infiere el Ni promedio que tiene cierta zona cercana al sitio donde se tomó la muestra. O sea que los análisis de 180 g determinan los datos para caracterizar la distribución espacial del Ni en el pozo (esto reafirma una vez mas la importancia de la fiabilidad de los datos).

Si se perforó con barrenas de 135 mm de diámetro se tiene una muestra con un volumen total de 0.2863 m³ por pozo y 2.5765 m³ para los 9 pozos que representa un 0.0116% del volumen del pozo lo cual indica por si solo bastante poca representatividad.

Siguiendo las ideas de [153] si la masa volumétrica media del pozo fuera 1.15 t/m³, entonces el pozo tendría una masa de aproximadamente 25550 t (de la cual 180 g representa un porcentaje muy pequeño) y hay que tomar, a partir del modelo creado, decisiones sobre el destino de diferentes partes del material del pozo, sobre la forma más racional de mezclar el mineral de este pozo con los de otros pozos para lograr en períodos cortos de tiempo (8 horas) flujos estables (por sus volúmenes y calidades) hacia la planta y además hacer todo esto tratando de explotar al máximo el yacimiento y el equipamiento, preparados ante las contingencias de la naturaleza y al mismo dañándola lo menos posible. No es difícil entender la complejidad de acometer semejante modelación si además observamos que las tendencias del comportamiento del Ni en un pozo pueden tener formas como la que sigue:

Figura A39.1

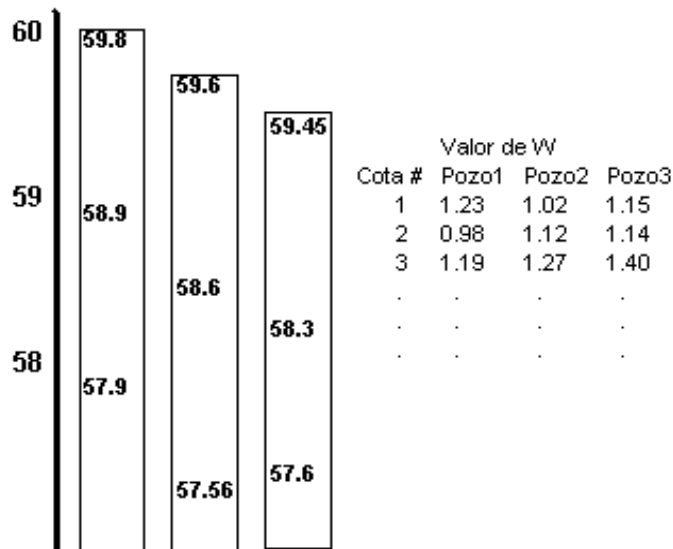


Anexo 40: Ilustración de la esencia de los métodos de modelación

Figura A40.1

Mediciones Originales

Escala Pozo1 Pozo2 Pozo3



Veamos primero el caso de corteza considerada **MADURA**.

Nótese que hay intervalos de diferentes longitudes en los pozos por lo cual es conveniente estimar valores de W para intervalos de la misma longitud que en este caso la tomaremos con valor 1. Además nivelaremos todos los pozos a la altura $Z=0$ por lo cual, para cada pozo queda establecida una ecuación de transformación, y los nuevos valores se tienen en la siguiente tabla:

Tabla A40.1

Pozo	Cota	Pozo 1	Pozo 2	Pozo 3
1	0	1.23	1.02	1.15
2	-1	0.98	1.12	1.21 *
3	-2	1.19	1.26 *	1.36 *
...

Los valores con asteriscos han sido estimados.

Las ecuaciones para transformar las cotas en cada pozo han quedado establecidas según las cotas de la boca del pozo, en este ejemplo:

Pozo 1 : $Z_n = Z - 59.8$

Pozo 2 : $Z_n = Z - 59.6$

Pozo 3 : $Z_n = Z - 59.45$

Recordemos que los valores por debajo de piso real de cada pozo, si es necesario, se extrapolan con valor 0.

A partir de esta nueva red se crea el spline tridimensional que permite las nuevas estimaciones usando las ecuaciones de traslación.

Para las cortezas **MEDIANAMENTE MADURAS**, deberemos crear una red de nivelación a partir del entero mayor o igual que la cota del pozo cuya boca esté a mayor altura y hasta el menor valor de cota entre todos los pozos. Supongamos que en este caso es el pozo 1 el que tiene mayor cota. El valor entero que es mayor o igual que 59.8 es 60, por tanto nivelaremos según esta cota. Los valores de W para el pozo 1 se estiman por interpolación lineal para 60,59,58,... hasta el menor valor (recordemos que si hay que extrapolar entonces se asume el valor 0). Guardamos la ecuación de traslación $Z_n = Z + 0$.

En el pozo 2 estimamos previamente mediante interpolación lineal una red vertical cuyos intervalos sean todos de la misma longitud y sobre valores enteros. Puesto que este pozo comienza en la cota 59.6 entonces referimos la cota 60. Guardamos la ecuación de traslación $Z_n = Z + 0$.

Lo mismo hacemos para el pozo 3.

Supongamos que se tiene el pozo 4 el cual comienza en la cota 57.7; debemos estimar los valores de un pozo con intervalos de la misma longitud pero en valores enteros, en este caso sería 58,57,... y después de terminar trasladamos los valores a la cota de nivelación $Z=60$ y se guarda la ecuación de traslación $Z_n = Z + 2$.

Con los nuevos datos, ilustrados en la siguiente tabla:

Tabla A40.2

Pozo	Cota	Pozo 1	Pozo 2	Pozo 3	Pozo 4
1	60	1.21 *	1.01 *	1.13 *	1.17 *
2	59	0.99 *	1.08 *	1.20 *	1.23 *
3	58	1.12 *	1.27 *	1.35 *	1.41 *
...

Se construye un spline tridimensional D y evaluando en él a los valores de las posiciones originales de los puntos (recordando usar las ecuaciones de traslación) se obtienen valores $D(X_i, Y_i, Z_i)$. Ahora se crea la tabla de datos de los residuos $V_i = W_i - D(X_i, Y_i, Z_i)$. Sobre los valores (X_i, Y_i, Z_i, V_i) es que se analiza la componente aleatoria.

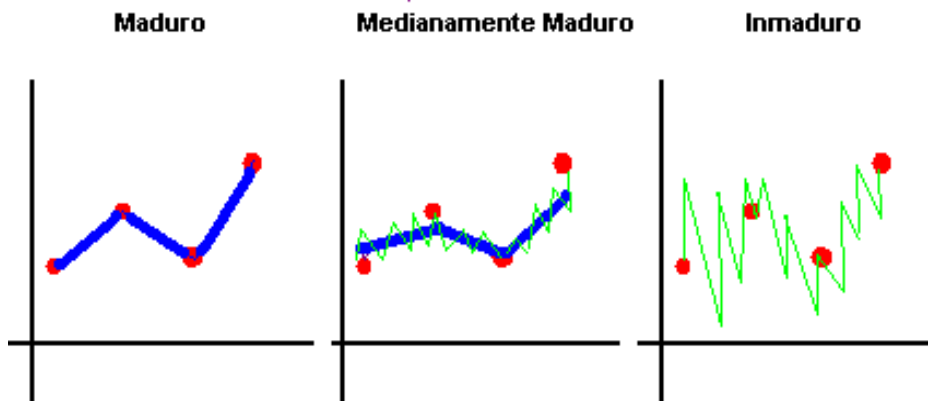
Recordemos que para evaluar el valor de W en un punto cualquiera (X,Y,Z) se calcula el valor del spline tridimensional en dicho punto y el kriging puntual y luego se suman los resultados.

La esencia de los métodos de estimación en cada caso puede entenderse a partir del siguiente gráfico que solo muestra dos dimensiones:

Figura A40.2

Leyenda General:

- Dato Medido
- Spline
- Kriging



Anexo 41: Relación entre la interpolación lineal y el kriging. (Tomado de [86])

Breve descripción de la Interpolación Lineal

Sean n puntos (P_i, Y_i) de R^n donde se cumple para los n puntos P_i de R^{n-1} .

$$\begin{vmatrix} X_{11} & \dots & X_{1(n-1)} & 1 \\ X_{21} & \dots & X_{2(n-1)} & 1 \\ \cdot & \dots & \cdot & \cdot \\ X_{n1} & \dots & X_{n(n-1)} & 1 \end{vmatrix} \neq 0$$

Entonces para cualquier punto P pertenecientes al interior o a la frontera del hipertetraedo de R^{n-1} cuyos vértices son los n puntos P_i se puede obtener el valor interpolado Y en el punto P= (x_1, \dots, x_{n-1}) resolviendo el sistema siguiente para obtener los únicos valores de a_1, \dots, a_{n-1}, b :

$$\sum_{i=1}^{n-1} a_i x_{ij} + b = y_j; j=1, \dots, n, \text{ donde entonces } Y = \sum_{i=1}^{n-1} a_i X_i + b$$

A continuación se mostrará que bajo ciertas condiciones, existe una relación entre la Interpolación Lineal y el caso 3 de Kriging visto en el epígrafe 3.2 y con ello se obtiene también una estimación del error de interpolación lineal.

Relación General entre el Kriging y la Interpolación Lineal

Consideremos el caso 3 de Kriging (ver anexo 35) para $m=n-1$, se tienen n puntos de R^{n-1} , y tomemos el valor $\gamma(h) = h$ pero asumiendo que h es la distancia definida por:

$$h(P_i, P_j) = \sum_{k=1}^{n-1} |x_{ik} - x_{jk}|, \text{ de esta manera:}$$

$$\gamma_{ij} = \sum_{k=1}^{n-1} |x_{ik} - x_{jk}| \quad \text{y} \quad \gamma_j = \sum_{k=1}^{n-1} |X_k - X_{jk}|.$$

Entonces escribiendo el sistema correspondiente al Kriging para un punto P= (X_1, \dots, X_{n-1}) cualquiera, se tiene:

$$\sum_{i=1}^n \left(\sum_{k=1}^{n-1} |X_{ik} - X_{jk}| \right) a_i + \mu = \sum_{k=1}^{n-1} |X_k - X_{jk}|$$

$$\sum_{i=1}^n a_i = 1 \quad \text{para } j=1, \dots, n.$$

Nótese que el sistema es cuadrado y si tiene solución, por el método de Kramer se obtienen

$$\text{las n soluciones } a_i = \frac{D_i}{D}$$

D_i es un determinante donde la columna de los términos independientes formada por

$$\sum_{k=1}^{n-1} |X_k - X_{1k}|, \dots, \sum_{k=1}^{n-1} |X_k - X_{nk}| \text{ sustituye a la columna i del determinante D.}$$

$$D = \begin{vmatrix} \sum_{k=1}^{n-1} |X_{1k} - X_{1k}| & \dots & \sum_{k=1}^{n-1} |X_{nk} - X_{1k}| & 1 \\ \cdot & \dots & \cdot & \cdot \\ \sum_{k=1}^{n-1} |X_{1k} - X_{nk}| & \dots & \sum_{k=1}^{n-1} |X_{nk} - X_{nk}| & 1 \\ 1 & \dots & 1 & 0 \end{vmatrix}$$

Es significativo que $Y = \sum_{i=1}^n a_i \frac{Y_i}{d_i}$ es una función que depende linealmente de los módulos que contienen X_1, \dots, X_k y **si los módulos pueden ser eliminados**, entonces se podrá escribir el

$$\text{valor estimado como } Y = \sum_{i=1}^{n-1} C_i X + d_i.$$

Puesto que Kriging es un interpolador exacto entonces esta ecuación se satisface para los n puntos, luego, es la misma que la que se obtiene por Interpolación Lineal.

Ilustremos con el caso R^2

Sean dos puntos de R^2 : (X_1, Y_1) y (X_2, Y_2) con $X_1 \neq X_2$.

$$\begin{aligned} \text{Kriging: } Y &= a_1 Y_1 + a_2 Y_2 \\ d_{11} a_1 + d_{12} a_2 + \mu &= d_1 \\ d_{21} a_1 + d_{22} a_2 + \mu &= d_2 \\ a_1 + a_2 + 0\mu &= 1 \end{aligned}$$

Solución por el método de Kramer (recordando que $d_{11}=d_{22}=0$):

$$\begin{aligned} D &= \begin{vmatrix} d_{11} & d_{12} & 1 \\ d_{21} & d_{22} & 1 \\ 1 & 1 & 0 \end{vmatrix} = d_{12} + d_{21} = 2d_{12} & D_1 &= \begin{vmatrix} d_1 & d_{12} & 1 \\ d_2 & d_{22} & 1 \\ 1 & 1 & 0 \end{vmatrix} = -d_1 + d_2 + d_{12} \\ D_2 &= \begin{vmatrix} d_{11} & d_1 & 1 \\ d_{21} & d_2 & 1 \\ 1 & 1 & 0 \end{vmatrix} = d_1 - d_2 + d_{12} & D_3 &= \begin{vmatrix} d_{11} & d_{12} & d_1 \\ d_{21} & d_{22} & d_2 \\ 1 & 1 & 1 \end{vmatrix} = d_2 * d_{12} + d_1 * d_{12} - d_{12}^2 \\ & & & = d_{12}(d_2 + d_1 - d_{12}) \end{aligned}$$

$$\text{y por tanto } a_1 = \frac{D_1}{D} \quad a_2 = \frac{D_2}{D} \quad \mu = \frac{D_3}{D}$$

Si suponemos $X_2 > X_1$ se cumple que $X_1 \leq X \leq X_2$ y por tanto:

$$D = 2(X_2 - X_1) \quad D_1 = 2(X_2 - X) \quad D_2 = 2(X - X_1) \quad D_3 = 0, \text{ de donde se deduce que}$$

$$a_1 = \frac{X_2 - X}{X_2 - X_1} \quad \text{y} \quad a_2 = \frac{X - X_1}{X_2 - X_1} \quad \text{y la ecuación de estimación se escribe:}$$

$$Y = \frac{X_2 - X}{X_2 - X_1} Y_1 + \frac{X - X_1}{X_2 - X_1} Y_2$$

y esta es la ecuación de la recta que pasa por dos puntos que puede escribirse:

$$Y = \frac{(Y_2 - Y_1)}{(X_2 - X_1)} X + \frac{(Y_1 X_2 - Y_2 X_1)}{(X_2 - X_1)} \quad \text{que es la fórmula conocida para la interpolación lineal para este caso.}$$

$$\text{El error de Kriging es } \sigma^2 = a_1 d_1 + a_2 d_2 + \mu = 2 \frac{(X_2 - X)(X - X_1)}{(X_2 - X_1)}$$

Caso de R^3

En R^3 , aunque no es evidente, se tiene que este método es aplicable directamente para redes rectangulares ya que las triangulaciones que resultan siempre tienen sus triángulos rectángulos. Para redes arbitrarias podemos triangularlas y definir un variograma γ a partir del módulo de las diferencias de los valores obtenidos al evaluar dos puntos en el plano dado por los tres puntos determinados sobre cada triángulo. De esta manera se tiene para el caso que nos interesa la equivalencia formal entre ambas teorías, lo cual puede extenderse para casos más generales con ciertas consideraciones y permitiría obtener fórmulas para estimar los errores. Este caso reviste particular interés pues permite modelar de una manera sencilla una superficie topográfica a través de las técnicas de kriging, tomando solo tres puntos y el variograma mencionado lo cual también permite evaluar los errores de estimación.

Anexo 42: Media aritmética y desviación estándar del Ni, Fe y Co en los bloques del yacimiento Punta Gorda según la red de exploración.

Tabla A42.1: Para todo el muestro del Pozo

Bloque	Media % Ni	D. E. % Ni	Media % Fe	D. E. % Fe	Media % Co	D. E. % Co
1	1.31	0.17	43.36	3.4	0.09	0.01
2	1.29	0.3	44.02	6.78	0.12	0.07
3	1.12	0.28	43.48	7.52	0.15	0.08
4	0.99	0.17	46.68	3.27	0.1	0.03
5	1.02	0.2	45.49	5.33	0.14	0.08
6	0.99	0.27	44.26	5.44	0.11	0.08
7	1.18	0.32	44.07	6.74	0.12	0.07
8	1.25	0.48	40.03	13.32	0.09	0.07
9	1.22	0.39	38.69	12.01	0.09	0.06
10	1.23	0.17	37.65	6.68	0.09	0.02
11	1.01	0.28	41.85	8.42	0.11	0.07
12	1.23	0.37	39.87	10.41	0.1	0.06
13	1.15	0.43	39.01	14.24	0.09	0.08
14	1.24	0.41	44.73	8.94	0.1	0.08
15	1.19	0.4	41.79	10.93	0.1	0.08
16	1.21	0.36	38.25	12.24	0.09	0.07
17	0.8	0.17	42.84	6.76	0.1	0.05
18	0.85	0.29	35.96	11.43	0.07	0.05
19	0.7	0.32	30.45	11.61	0.06	0.04
20	0.54	0.27	19.31	7.28	0.04	0.02
21	0.87	0.25	34.29	8.59	0.06	0.02
22	1.33	0.38	38.49	11.33	0.1	0.06
23	1.3	0.49	38.77	12.17	0.09	0.07
24	1.36	0.38	34.02	14.19	0.08	0.05
25	1.18	0.48	36.78	12.95	0.07	0.06
26	1.21	0.46	42.11	10.05	0.08	0.05
27	1.1	0.43	43.09	9.61	0.08	0.05
28	1.15	0.47	39.2	12.13	0.08	0.07
29	0.88	0.45	42.18	8.71	0.08	0.06
30	0.67	0.36	40.27	9.89	0.07	0.06
31	0.71	0.33	40.46	7.94	0.07	0.05
32	0.76	0.35	33.01	9.94	0.07	0.04
33	0.73	0.22	32.23	8.98	0.07	0.03
34	1.23	0.29	36.14	9.52	0.08	0.03
35	1.22	0.51	37.66	12.07	0.08	0.07
36	1.46	0.52	29.1	13.64	0.06	0.05
37	1.06	0.44	32.21	13.16	0.06	0.05
38	0.96	0.39	35.98	11.92	0.08	0.05
39	0.99	0.39	42.53	8.7	0.09	0.06
40	1.12	0.53	35.54	13.85	0.08	0.06
41	0.99	0.54	39.07	11.73	0.08	0.06
42	0.62	0.43	37.06	11.49	0.06	0.05
43	0.69	0.47	37.1	10.29	0.08	0.05
44	0.76	0.27	32.51	10.46	0.07	0.04
45	0.69	0.2	34.97	8.59	0.07	0.04
46	1.11	0.44	36	10.07	0.07	0.05
47	1.07	0.52	38.75	9.74	0.08	0.06
48	1.13	0.39	36.28	10.4	0.07	0.04
49	1.08	0.47	38.04	10.28	0.07	0.05
50	1.03	0.52	39.41	10.84	0.08	0.04

51	1.01	0.43	39.86	9.46	0.08	0.04
52	1.04	0.48	41.41	10.26	0.09	0.05
53	0.94	0.48	41.1	10.9	0.09	0.06
54	0.58	0.45	35.08	9.83	0.07	0.05
55	0.46	0.4	31.63	10.7	0.05	0.04
56	0.43	0.23	22.45	10.39	0.04	0.03
57	0.65	0.28	32.92	10.71	0.07	0.04
58	0.91	0.42	40.12	8.8	0.06	0.04
59	0.92	0.47	39.42	9.13	0.07	0.05
60	1.02	0.39	37.44	10.55	0.08	0.05
61	1.11	0.46	37.48	10.2	0.08	0.06
62	1.02	0.48	36.89	10.76	0.08	0.05
63	1.03	0.46	39.43	10.09	0.09	0.05
64	1.08	0.57	40.42	9.89	0.08	0.04
65	1.04	0.6	37.08	11.84	0.08	0.04
66	0.55	0.38	31.8	9.55	0.06	0.04
67	0.61	0.48	33.5	9.01	0.06	0.04
68	0.55	0.31	33.16	7.79	0.06	0.03
69	0.84	0.33	38.64	8.17	0.05	0.02
70	0.89	0.43	39.73	9.09	0.07	0.04
71	1.03	0.43	35.86	11.36	0.07	0.05
72	1.05	0.46	28.39	14.59	0.06	0.06
73	1.04	0.44	36.5	12.01	0.09	0.06
74	0.97	0.48	36.91	11.55	0.07	0.04
75	1.01	0.62	36.77	10.21	0.07	0.03
76	0.95	0.55	34.69	9.31	0.06	0.02
77	0.86	0.44	37.64	9.01	0.05	0.03
78	0.88	0.39	32.63	12.54	0.05	0.04
79	1.14	0.5	37.06	11.25	0.07	0.06
80	1.09	0.46	41.51	10.04	0.09	0.06
81	0.89	0.49	30.96	12.55	0.06	0.03
82	0.76	0.42	30.56	11.88	0.06	0.03
83	0.6	0.35	29.04	10.8	0.04	0.02
84	1.05	0.58	33.59	13.57	0.06	0.06
85	1.11	0.54	34.1	11.79	0.07	0.05
86	0.64	0.35	27.75	11.64	0.05	0.03
87	0.65	0.32	33.65	9.72	0.06	0.04
88	0.52	0.27	31.39	9.58	0.05	0.03
Medias	0.965	0.398	36.973	10.188	0.077	0.049

Tabla A42.2: Medias aritméticas para todo el LB+SB sin considerar las intercalaciones

Bloque	Potencia	% Ni	% Fe	% Co
1	1.95	1.4552	45.4244	0.102
2	8.09	1.4686	45.6063	0.1398
3	7.81	1.3565	44.6735	0.1584
4	2.01	1.144	47.8877	0.1256
5	5.05	1.1617	46.9838	0.1659
6	7	1.2487	46.1356	0.1384
7	7.86	1.4175	44.9703	0.1393
8	17.48	1.474	43.0038	0.1144
9	8.03	1.479	40.0212	0.1148
10	2.39	1.3587	39.4424	0.0879
11	6.56	1.2531	43.3425	0.1379
12	8.77	1.4618	40.9239	0.1215
13	13.66	1.4019	43.2132	0.1162
14	22.67	1.3902	45.3485	0.115
15	16.4	1.3686	44.0592	0.1164
16	12.03	1.39	42.2631	0.1046
17	1.62	1.0203	47.1666	0.1182
18	5.31	1.1965	38.9657	0.1129
19	4.03	1.1784	38.6323	0.1021
20	2.17	1.1703	28.4662	0.059
21	1.89	1.1659	36.4017	0.066
22	8.63	1.5166	38.8282	0.1167
23	14.7	1.538	40.8148	0.1144
24	9.55	1.5368	37.3888	0.0951
25	15	1.434	38.9072	0.094
26	16.45	1.4196	42.2562	0.0979
27	14.89	1.3529	43.4292	0.0974
28	17.06	1.4375	41.1572	0.1029
29	10.1	1.331	41.5045	0.1156
30	5.52	1.2452	39.2492	0.1188
31	5.57	1.2432	40.5811	0.1169
32	5.35	1.2197	37.9961	0.1002
33	2.32	1.1307	38.626	0.09
34	5.29	1.411	35.5109	0.0817
35	16.52	1.512	38.9582	0.1077
36	11.15	1.6747	33.5606	0.0867
37	10.34	1.3778	33.6973	0.0841
38	10.61	1.2774	34.7644	0.0853
39	10.66	1.2964	42.2544	0.1127
40	17.22	1.4889	36.598	0.0918
41	12.01	1.5076	37.213	0.0913
42	3.71	1.3916	34.7858	0.0955
43	5.98	1.4326	40.0481	0.1147
44	4.07	1.212	38.4155	0.1007
45	1.93	1.0478	39.7975	0.0905
46	10	1.4699	36.8759	0.1085
47	12	1.4507	38.3559	0.1117
48	7.14	1.3893	37.6885	0.0997
49	10.66	1.3757	39.392	0.0978
50	12.65	1.4212	39.3611	0.0969
51	10.6	1.3523	40.3779	0.0939
52	11.3	1.3785	41.1449	0.104

53	9.33	1.3833	39.6468	0.1022
54	3.39	1.4016	34.7583	0.0927
55	2.07	1.3759	32.1492	0.0879
56	1.12	1.054	34.3194	0.0866
57	2.47	1.124	39.3784	0.1054
58	7.17	1.3861	36.6699	0.1052
59	7.55	1.3926	36.8533	0.0988
60	7.07	1.3664	37.1266	0.1018
61	10.45	1.3826	38.4848	0.1038
62	10.6	1.3387	39.0779	0.0955
63	10.6	1.3472	40.2475	0.1028
64	11.66	1.4583	39.9995	0.0944
65	8.94	1.5507	36.6626	0.0872
66	3	1.3512	29.0701	0.0777
67	4.33	1.3518	34.0677	0.0806
68	1.87	1.165	34.3508	0.0777
69	5.77	1.2768	33.4223	0.0613
70	6.77	1.3488	37.2166	0.0845
71	6.94	1.4121	35.5018	0.099
72	10.18	1.3962	34.1657	0.0809
73	8.07	1.3815	39.0563	0.1048
74	7.17	1.3739	36.8815	0.09
75	8.13	1.5561	36.5562	0.0742
76	7.77	1.5299	35.0598	0.0725
77	7.21	1.409	35.1879	0.0644
78	5.35	1.3757	31.7898	0.076
79	8.9	1.5142	36.9699	0.0884
80	8.38	1.4453	40.607	0.1082
81	6.24	1.3987	32.6362	0.0745
82	5.39	1.2882	29.7901	0.0724
83	3.27	1.3051	25.7004	0.0492
84	6.48	1.6212	31.3625	0.0941
85	9.17	1.5407	35.0605	0.0811
86	3.14	1.2244	22.9122	0.0487
87	2.98	1.2413	29.2955	0.0835
88	2.1	1.1317	29.493	0.0781
Media	7.986	1.359	38.000	0.098
D. E.	4.510	0.131	4.808	0.021

Anexo 43: Ejemplo de plan detallado para el desbroce y el destape.

Aclaraciones:

Las notaciones usadas son las siguientes:

O-E : Oeste - Este.

S-N : Sur - Norte

Pot.: Potencia.

Vol.: Volumen.

Esc-? : Escombrera número ?.

Los datos son ficticios y en este caso se está calculando el volumen por el método de zona de influencia sobre una red de intervalos horizontales de 10 m y verticales de aproximadamente 1 m de longitud.

Area Coordinada Desbroce						Destape									
O-E	S-N	Cota	Pot.	Vol.	Destino	Cota	Pot.	Vol	%Ni	%Fe	%Co	Destino	Día	Turno	
1	5	5	62	1.2	1200	Esc-1	50.8	3	3000	0.7	40	0.06	Esc-3	3/12	1
	5	15	-	-	-	52.6	2	2000	0.26	41.3	0.11	Dique			
						50.6	2	2000	0.63	37.8	0.09	Esc-3			

.....
5 45 54 1 1000 Esc-1 53 3 3000 0.54 43.2 0.012 Esc-3 3/12 1

-

Total del Turno	12300	18400
------------------------	--------------	--------------

10	5	61	1	1000	Esc-1	50	3	3000	0.54	42.1	0.103	Esc-3	3/12	2
10	15	53.8	1	1000	Esc-1	52.8	3	3000	0.43	40.6	0.101	Esc-2		

.....
10 45 52 1 1000 Esc-1 - - - - - - - 3/12 2

-

Total del Turno	11800	18900
------------------------	--------------	--------------

Resumen del Area

Volumen de Desbroce: 52700

Volumen de Destape : 103450

Nota Aclaratoria:

Las coordenadas, cotas y potencias se dan en m.

Los volúmenes se dan en m³.

El Día se da en la notación Día/Mes.

Anexo 44: Diálogos para la determinación de las reservas de mena por pozos

Esta es una tarea esencial para lograr desarrollar la planificación de la minería pues se define que parte del material se convertirá en escombros y cual en mineral. El diálogo es el siguiente:

Figura A44.1

Determinación del Escombros Extraíble y del Mineral Disponible en...

-Base de Datos a Usar :
Calculada de 16.66*16.66

BLOQUE :

CutOff T Ni :

CutOff T Fe :

Angulo Máx °:

Masas Vol.

Parámetros para las Menas

Ver Pozos Originales

Ver Pozos Calculados

Ver Pozos Actuales

Perfiles Numéricos

Ver Tabla Calc. Primarios

Ver Tabla Calc. Reservas

Ver Tabla ESC/MIN

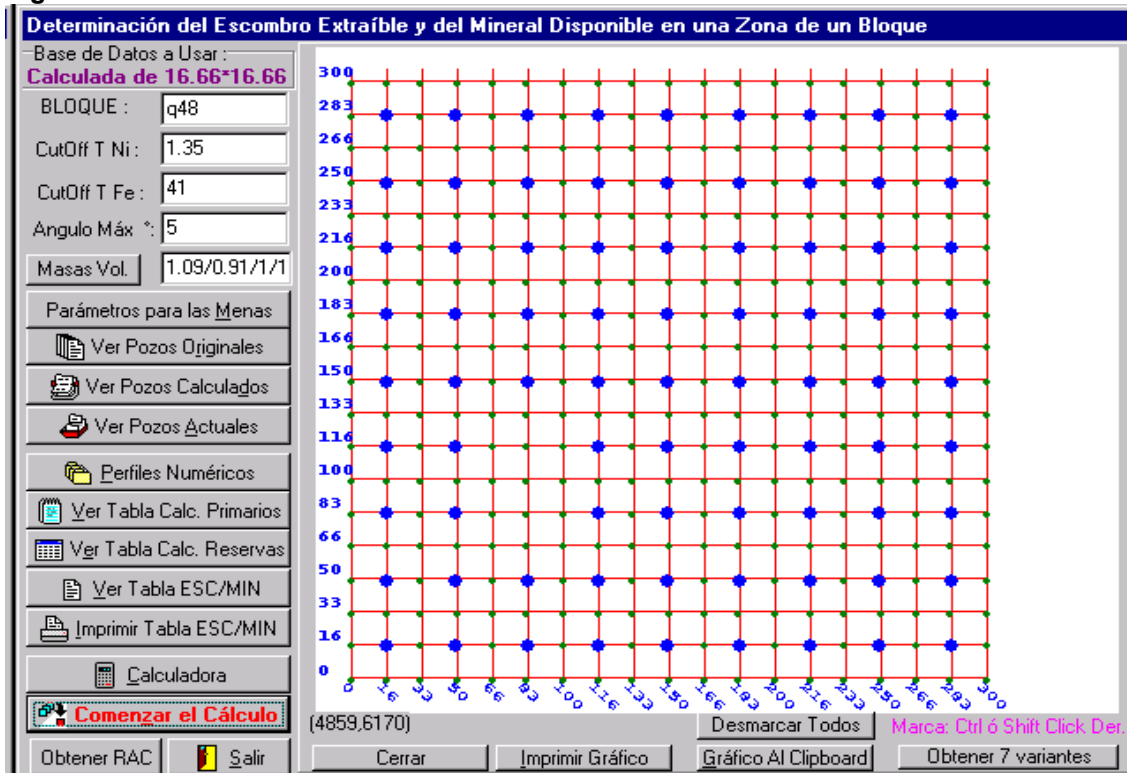
Imprimir Tabla ESC/MIN

Calculadora

Comenzar el Cálculo

Se comienza por escribir el nombre del bloque, buscar las masas volumétricas y precisar los cut-off pedidos. A continuación se oprime COMENZAR EL CALCULO y aparece la ventana:

Figura A44.2



Con Click Derecho en uno de los pozos se marca o desmarca el pozo para el trabajo de análisis de 7 variantes.

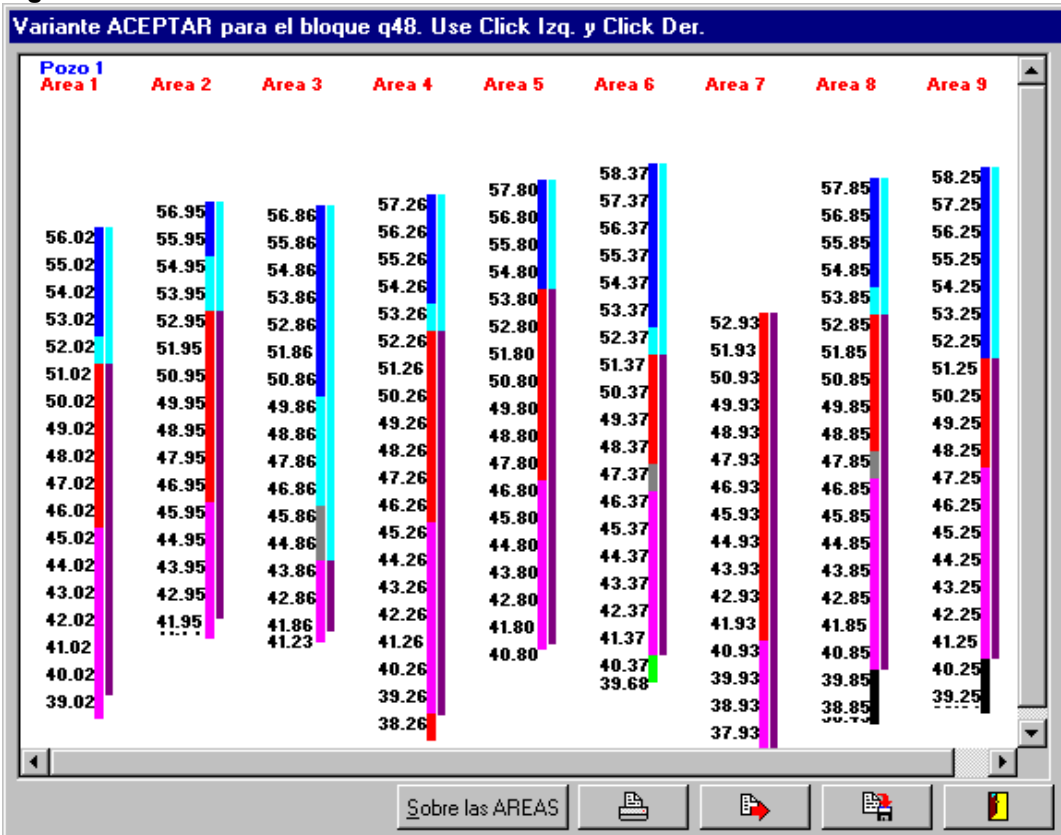
Si ejecutamos OBTENER 7 VARIANTES se presenta la siguiente ventana:

Figura A44.3

Cálculo de Diferentes Variantes de Determinación de Escombro y Mineral								
Param/Var	Variante1	Variante2	Variante3	Variante4	Variante5	Variante6	Mannual	
ESup:Vol	5763.889	5763.889	0	19064.58	5140.972	3903.472		
ESup:Ton	7824.479	7824.479	0	25880.17	6978.87	5298.964		
ESup:%Ni	0.557928	0.557928	0	1.27202	0.582979	0.502282		
ESup:%Fe	42.804	42.804	0	37.2016	43.1155	42.3896		
ESup:%Co	0.036777	0.036777	0	0.0743914	0.0332156	0.0259551		
LB:Vol	6944.444	6944.444	12708.33	0	7567.361	8804.861		
LB:Ton	7569.444	7569.444	13852.08	0	8248.424	9597.299		
LB:%Ni	1.16934	1.16934	0.892032	0	1.10199	1.06482		
LB:%Fe	45.1417	45.1417	44.0814	0	44.7377	44.8315		
LB:%Co	0.101794	0.101794	0.0723055	0	0.0988617	0.0928541		
SB:Vol	6356.25	6356.25	6356.25	0	6356.25	5410.417		
SB:Ton	5784.188	5784.188	5784.188	0	5784.188	4923.479		
SB:%Ni	2.03176	2.03176	2.03176	0	2.03176	2.08347		
SB:%Fe	23.4464	23.4464	23.4464	0	23.4464	22.5042		
SB:%Co	0.0785618	0.0785618	0.0785618	0	0.0785618	0.0682291		
MIN:Vol	13300.69	13300.69	19064.58	0	13923.61	14215.28		

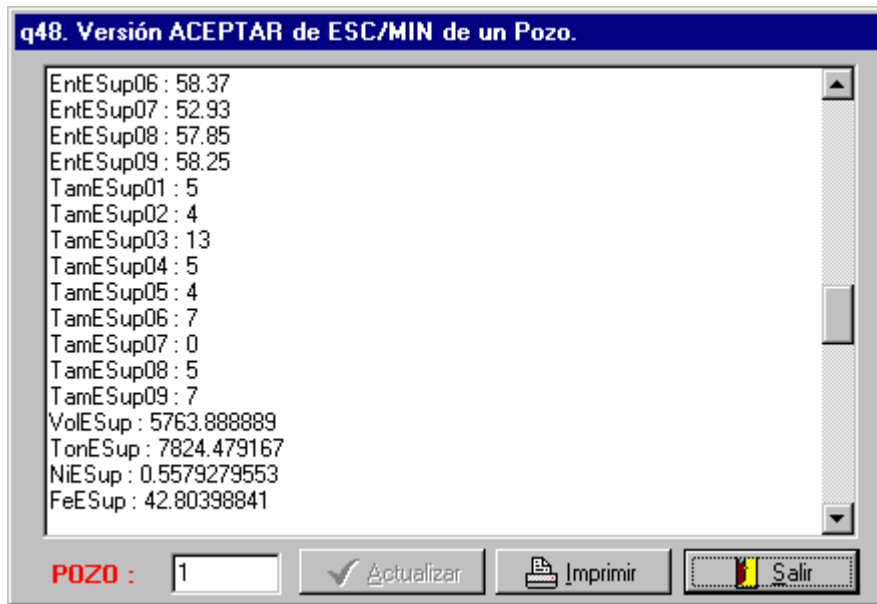
El trabajo de SALVAR, GRAFICAR y EDITAR se realiza según la variante ACEPTAR la cual se define en el 'radiogroup' superior. Al editar la variante aceptar se obtiene la variante 7 o sea la variante MANUAL. Al editar la variante ACEPTAR se tiene el siguiente diálogo:

Figura A44.4



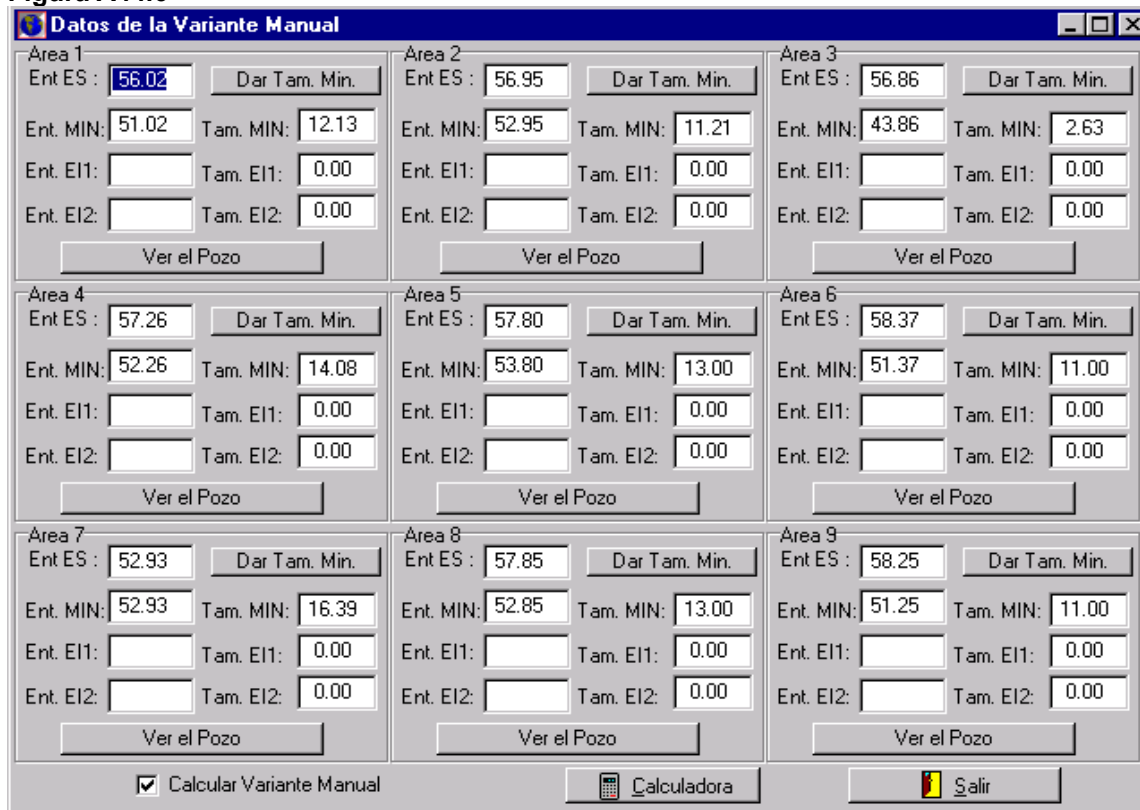
El botón SOBRE LAS AREAS describe el significado de Area1,...,Area9. Si ejecutamos Click Izquierdo en uno de los pozos se obtiene información precisa del pozo en la variante ACEPTAR:

Figura A44.5



Con Click Derecho se pasa al diálogo de definición manual de las cotas:

Figura A44.6



Al salir veremos que el botón METAL POR VARIANTES informa la cantidad de Ni, Fe y Co que se pueden obtener con cada una de las variantes.

Anexo 45 : Sobre los conceptos de Recursos y Reservas

Estos dos conceptos han sido en el pasado reciente motivo de análisis mundial en aras de lograr una unificación o al menos una equivalencia entre los diferentes modos de expresar la cantidad y cantidad de mineral de un depósito y la cantidad y calidad del mineral del depósito aprovechable industrialmente.

En Cuba, mediante la norma ramal NR 02 -55-75-1982 "Minerales Útiles y Sólidos: Clasificación de Reservas" [98] se tienen las siguientes caracterizaciones:

La clasificación se hace en dos sentidos:

1. Por el grado de estudio del depósito:
 - a. De pronóstico (con tres subcategorías: P1,P2,P3).
 - b. C2 (error de hasta un 80%).
 - c. C1 (error de hasta un 40%).
 - d. B (error de hasta un 20%).
 - e. A (error de hasta un 10%).
2. Por el valor económico del mineral del depósito:
 - a. Balanceadas: Corresponden a las exigencias de las condiciones industriales y por tanto la utilización de dichas reservas es económicamente racional.
 - b. No balanceadas

En [98] se muestra una tabla comparativa de estas clasificaciones por el grado de estudio con las de otros países:

Tabla A45.1: (Tomada de Tabla 8.1, [98], Segunda Parte, página 72).

Países Socialistas	EE.UU	Inglaterra	Francia	RFA
A	Medidas (Measured)	Probadas (Proved)	Ciertas (Certains)	Seguras (Sicher)
B	Deducidas (Indicated)	Probables (Probable)	Probables (Probables)	Probables (Wahrscheinlich)
C1				Señaladas (Angedentet)
C2	Supuestas (Inferred)	Posibles (Possibles)	Posibles (Possibles)	Supuestas (Vermuted)

A mediados de la década de los 90 se realizaron estudios que determinaron ciertas legislaciones que para grupos de países normaron [38] estas clasificaciones o buscaron un sistema general de clasificación que pudiera servir de lenguaje común a todos los países [114]. En el caso del Código de Australasia para el Reporte de Recursos Minerales Identificados y Reservas Minerales, se distinguen claramente dos conceptos: Recursos y Reservas Minerales o de Mena; los Recursos Minerales identifican la presencia de mineral en un sitio, cuantificado sobre la base de datos geológicos y solamente con un cut-off asumido. El término Reserva Mineral solo se usa si se ha llevado a cabo un estudio técnico - económico, y los datos relativos al Recurso Mineral indican la factibilidad potencial y debe establecerse en términos de tonelaje y calidad minables. En este código se define que los informes de Recursos o Reservas Minerales solo pueden ser realizados por Personas Competentes (se define quien puede ser considerado como tal) y se enuncian los criterios para realizar estos informes.

Los Recursos Minerales los clasifican en Inferidos, Indicados y Medidos y presentan definiciones descriptivas de estas categorías y concluyen que debe ser determinada por la Persona Competente de acuerdo a los estudios realizados.

Las Reservas de Mena las clasifican en Probadas y Probables (según el documento esta clasificación depende, desde el punto de vista científico, de que los recursos se consideren medidos e indicados, respectivamente) y debe ser determinada por la Persona Competente de acuerdo a los estudios realizados.

En el Marco Internacional de las Naciones Unidas para la Clasificación de Reservas/Recursos se define Recurso Total como las concentraciones naturales de materias primas minerales de interés económico que presentan un determinado grado de certidumbre geológica; una Reserva es la parte económicamente explotable del recurso total, tal como ha sido puesto en evidencia por la evaluación de la viabilidad minera y el recurso residual es el saldo del recurso minero que no ha sido identificado como reserva. Se ha propuesto un sistema que tiene en cuenta tres direcciones con diferentes grados de intensidad:

1. Estudios Geológicos (reconocimiento, prospección, exploración general y exploración detallada)
2. Estudios de Viabilidad Minera (estudio geológico, estudio de previabilidad minera, estudio de viabilidad minera con informe de explotación).

3. Estudios Económicos (Económicamente indeterminado, intrínsecamente económico, potencialmente económico, económico).

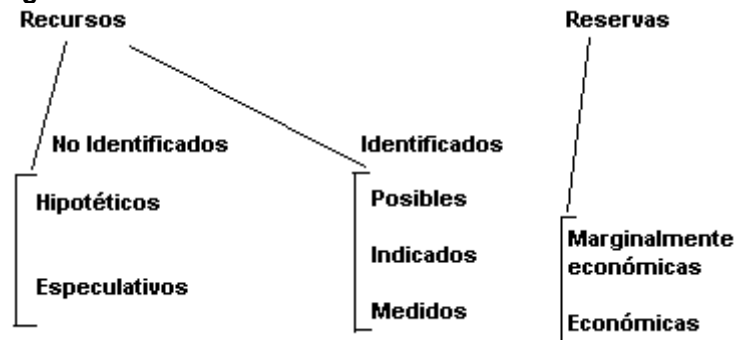
Una opinión muy interesante se da en [73] donde se hace un análisis crítico sobre el uso de la Geoestadística para la evaluación de recursos y reservas.

A partir de estas direcciones se proponen mediante diferentes combinaciones las formas que permiten determinar clasificaciones en Reserva Probada, Reserva Probable, Recurso puesto en evidencia por un estudio de viabilidad minera, recurso puesto en evidencia por un estudio de previabilidad minera, recurso medido, etc.

En este documento también se hace énfasis en la presencia de una Persona Competente para realizar la clasificación así como los criterios a tener en cuenta para esto.

En el año 1993 [29] el Centro Nacional del Fondo Geológico define en Cuba por primera vez las categorías de recursos y reservas, mediante la siguiente estructura:

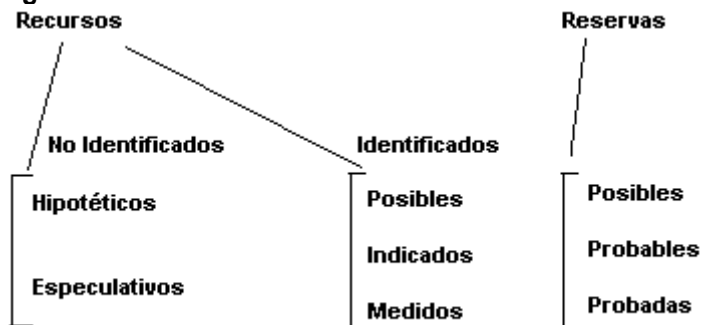
Figura A45.1



En este caso los recursos económicos posibles se les identificaba como reservas subeconómicas; los recursos indicados mas los recursos medidos se les llama reservas demostradas y ya se plantea la relación que existe entre recursos indicados y medidos con reservas marginalmente económicas y económicas respectivamente.

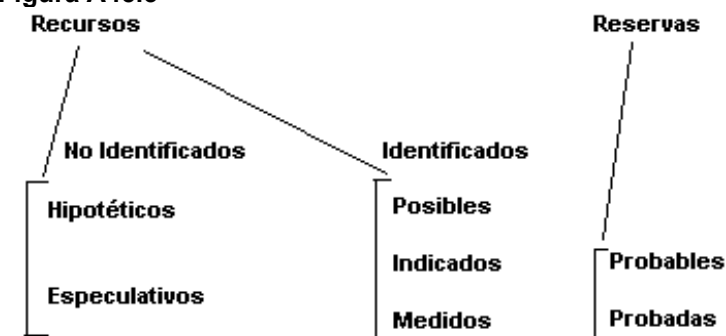
En Agosto del año 1996 entra en vigor una nueva reglamentación [115] que tiene la siguiente estructura para los recursos y reservas minerales:

Figura A45.2



De los análisis realizados por la Oficina Nacional de Recursos Minerales, a partir de una propuesta confeccionada en Mayo de 1998 y de una segunda versión de Septiembre de 1998, se propuso en Diciembre de 1998 la siguiente "Clasificación de Recursos y Reservas Minerales Útiles Sólidos" [116]:

Figura A45.3



En este documento se presenta una Guía General para la Clasificación, Cálculo, Estimación y Control de los Recursos Minerales Sólidos y los Requisitos Generales de la Clasificación de las Recursos Minerales 'In Situ' y de la Clasificación de las Reservas Minerales.

Para esta investigación se seguirá una notación que atiende a la mencionada en la norma ramal mencionada al principio de este anexo cuando se haga referencia a los cálculos realizados en una época anterior a 1993. En estos casos el término Recurso Mineral (según reconocimiento, prospección, exploración general y exploración detallada) será equivalente a las Reservas Calculadas por el Grado de estudio del Depósito (tipos C2,C1,B,A, respectivamente) y Reservas Minerales (con algún tipo de estudio de viabilidad minera y algún tipo de estudio económico) definirán las Reservas Balanceadas y No Balanceadas.

El concepto de Confirmación de Reservas será entendido cuando se use en citas en el sentido de la diferencia entre las recursos (antes llamadas reservas) pronosticados a partir de la red de exploración, aceptados oficialmente por la Oficina Nacional de Recursos Minerales y los recursos (sean o no sean reservas) enviados al cliente.

En esta investigación, para la época actual, se tendrán en cuenta los conceptos de Recursos Minerales y Reservas Minerales tal como se expresan en la propuesta de Diciembre de 1998 aunque todavía no está aprobada. Se hará énfasis en que **el nivel de estudio técnico - económico** de los datos relativos al Recurso Mineral que podrá indicar la factibilidad potencial del minado del mismo y por tanto lo que define la Reserva Mineral, debe ser de tal profundidad que a partir de él se puedan elaborar planes efectivos de minería de medianos (probables) y cortos plazos (probadas).

Cuando se use el término Recursos Originales (se usa en la práctica), será equivalente a decir Recursos Indicados (exploración general) y el término Recursos Recalculados (se usa en la práctica) será equivalente a Recursos Medidos (exploración detallada).

**Anexo 46 : Tabla de escombros superior e intercalado por bloques en el yacimiento
Punta Gorda**

Tabla A46.1

Bloque	LB+SB	ES	EINI	EISI	EI=EINI+EISI	EI/(LB+SB)
1	1.95	0.2	0	0	0	0.000
2	8.09	0.9	1	0	1	0.124
3	7.81	1.23	1	2.6	3.6	0.461
4	2.01	0.96	1	0	1	0.498
5	5.05	1.46	1.14	2.5	3.64	0.721
6	7	2.75	1.11	2.73	3.84	0.549
7	7.86	1.84	1	3.25	4.25	0.541
8	17.48	4.02	1.6	3.86	5.46	0.312
9	8.03	1.96	1.14	2.93	4.07	0.507
10	2.39	0.12	0	2	2	0.837
11	6.56	1.73	1.13	2.44	3.57	0.544
12	8.77	1.92	1.17	3.92	5.09	0.580
13	13.66	2.11	1.32	5	6.32	0.463
14	22.67	3.81	1.36	3.15	4.51	0.199
15	16.4	3.81	1.44	3.08	4.52	0.276
16	12.03	2.64	1.38	2.58	3.96	0.329
17	1.62	1.19	0	0	0	0.000
18	5.31	3.25	1.5	3.71	5.21	0.981
19	4.03	4.13	1	4.9	5.9	1.464
20	2.17	2.67	1	0	1	0.461
21	1.89	1.47	0	0	0	0.000
22	8.63	1.78	1.08	3.1	4.18	0.484
23	14.7	3.39	1.27	2.73	4	0.272
24	9.55	0.86	1.23	2.3	3.53	0.370
25	15	4.39	1.81	3.9	5.71	0.381
26	16.45	4.8	1.38	2.64	4.02	0.244
27	14.89	5.86	1.26	3.39	4.65	0.312
28	17.06	5.06	1.42	6.47	7.89	0.462
29	10.1	11.04	1.54	3.39	4.93	0.488
30	5.52	10.24	1.05	4.5	5.55	1.005
31	5.57	10.14	1.18	4.81	5.99	1.075
32	5.35	5.15	1.09	4.07	5.16	0.964
33	2.32	2.12	1.14	3.2	4.34	1.871
34	5.29	0.91	1	4.57	5.57	1.053
35	16.52	5.2	1.29	3.13	4.42	0.268
36	11.15	1.61	1.28	4.03	5.31	0.476
37	10.34	4.57	1.52	4.8	6.32	0.611
38	10.61	6.16	1.34	3.45	4.79	0.451
39	10.66	6.58	1.31	3.26	4.57	0.429
40	17.22	6.57	2.03	7.95	9.98	0.580
41	12.01	8.87	1.16	5.65	6.81	0.567
42	3.71	9.17	1	3.63	4.63	1.248
43	5.98	9.96	1.19	2.33	3.52	0.589
44	4.07	3.67	1.1	3.87	4.97	1.221
45	1.93	1.67	1.06	2.8	3.86	2.000
46	10	5.42	1.32	3.25	4.57	0.457
47	12	7.77	1.21	3.29	4.5	0.375
48	7.14	2.5	1.06	2.71	3.77	0.528
49	10.66	4.18	1.39	3.55	4.94	0.463
50	12.65	8.37	1.37	3.09	4.46	0.353

51	10.6	6.82	1.44	3.94	5.38	0.508
52	11.3	5.54	1.26	2.85	4.11	0.364
53	9.33	8.1	1.09	2.75	3.84	0.412
54	3.39	10.02	1	2.25	3.25	0.959
55	2.07	7.8	1	2.25	3.25	1.570
56	1.12	2.77	1	4	5	4.464
57	2.47	3.47	1.2	2.33	3.53	1.429
58	7.17	9.41	1.07	6.31	7.38	1.029
59	7.55	8.57	1.11	4.85	5.96	0.789
60	7.07	3.7	1.01	3.11	4.12	0.583
61	10.45	3.65	1.14	3.16	4.3	0.411
62	10.6	5.63	1.32	3.05	4.37	0.412
63	10.6	4.98	1.38	2.4	3.78	0.357
64	11.66	5.69	1.15	3.49	4.64	0.398
65	8.94	6.85	1.33	4.53	5.86	0.655
66	3	10.85	1	3.5	4.5	1.500
67	4.33	10.79	1.2	4	5.2	1.201
68	1.87	2.6	0	3	3	1.604
69	5.77	7.84	1	4.67	5.67	0.983
70	6.77	6.01	1.1	5.74	6.84	1.010
71	6.94	4.28	1.08	3.08	4.16	0.599
72	10.18	3.05	1.25	3.72	4.97	0.488
73	8.07	3.25	1.13	3.22	4.35	0.539
74	7.17	5.64	1.26	2.44	3.7	0.516
75	8.13	8.05	0.98	4.22	5.2	0.640
76	7.77	9.4	1.05	6.5	7.55	0.972
77	7.21	8.39	1.1	4.96	6.06	0.840
78	5.35	5.65	1.18	2.29	3.47	0.649
79	8.9	4.97	1.2	3.83	5.03	0.565
80	8.38	5.37	1.11	2.75	3.86	0.461
81	6.24	5.44	1.28	3.58	4.86	0.779
82	5.39	8.47	1.19	4.12	5.31	0.985
83	3.27	11.26	1.25	11	12.25	3.746
84	6.48	6.67	1	3.33	4.33	0.668
85	9.17	5.43	1.23	5.39	6.62	0.722
86	3.14	6.08	1.33	2	3.33	1.061
87	2.98	6	1.43	3.14	4.57	1.534
88	2.1	11.48	1	6	7	3.333
Media	7.986	5.138	1.139	3.480	4.619	0.786
D. E.	4.510	3.008	0.337	1.662	1.828	0.713

Anexo 47: Valoración del impacto socio - técnico - económico de la metodología presentada

El impacto social de la implantación de esta metodología está dado por los siguientes factores:

1. Actualización y superación inmediata del personal de la mina en las ciencias geológicas, mineras e informáticas.
2. Comprensión de toda la actividad minera como un sistema y por tanto se tiene conciencia de la importancia de la tarea que desempeña cada persona en particular.
3. Humanización del trabajo de gabinete en la mina.
4. Aumento del nivel de confianza en los resultados que se obtienen.

Desde el punto de vista técnico esta metodología implica relacionarse directamente con conocimiento y tecnología actualizada. En el área de la Matemática se presentan teorías creadas en los últimos 30 años, incluso, algunos temas han sido creados especialmente para este trabajo; estos aspectos se utilizan en relación directa con la solución de problemas concretos de la actividad minera. La Informática se presenta como una herramienta necesaria en la implementación de la metodología y se hace énfasis en su versatilidad, capacidad de manejo rápido y fiable de la información y facilidades que se tienen actualmente para los diálogos hombre - máquina. Desde el punto de vista de la Geología los esfuerzos se han concentrado en dos aspectos de gran importancia en la actualidad: el problema de la definición y estimación de recursos y reservas (lo cual se trata de manera indirecta durante todo el trabajo y de manera directa en el anexo 45) y el problema de la modelación de estos yacimientos lo cual es analizado en el capítulo 3 y donde se proponen soluciones novedosas que pueden convertirse en las herramientas comunes para realizar el pronóstico en la actividad minera del níquel. Esta investigación pertenece a las ciencias mineras y es por ello que en esta área el impacto puede ser mayor debido principalmente a que en la actualidad la actividad práctica minera en nuestros yacimientos de níquel se basa en conceptos organizativos que evolucionaron de manera importante en los últimos 10 - 20 años; los vínculos de la Minería con otras ciencias afines y con la tecnología ha aumentado; y una mayor matematización de la Minería la ha convertido en una ciencia de desarrollo seguro y rápido a tenor con las exigencias de nuestra época. Como puede deducirse de lo planteado en este párrafo, el impacto técnico de esta metodología pudiera ser revolucionario.

Desde el punto de vista económico el impacto de la implementación de esta metodología deberá ser importante ya que su objetivo es disminuir las pérdidas, el empobrecimiento, el no cumplimiento del volumen y de la calidad del mineral enviado por unidad de tiempo al proceso metalúrgico, el uso inadecuado del equipamiento y además permite lograr afectaciones pequeñas al medio ambiente. Se distinguirán tres aspectos:

1. Un pronóstico eficiente debe garantizar la base de datos para una planificación eficiente y esto tiene en sentido general un aporte económico indiscutible porque se sienta las bases de la estabilización de un proceso de disminución de costos. En particular la estimación de un pozo de explotación en sustitución de su excavación (sustitución que podrá realizarse a menudo) aportará ahorros como los siguientes:

Tabla A47.1: Ofertas de precios de algunas actividades para la realización de un pozo de explotación de 30 m. (calculado según de varias tablas de [99], los precios están dados en USD)

Actividad	Precio por Unidad	Total de Unidades	Precio Total
Amarre y cálculo de un pozo (topografía)	32.00	1	32.00
Trazado de líneas (topografía)	39.00	1	39.00
Trocha, marcación, remarcación y nivelación	49.83	1	49.83
1 plataforma y 42 m de camino realizados con bulldozer Komatsu T-130	35.00	1 plataforma 42 m de camino	35.00
Perforación de pozo por el método Hallow Auger (diámetro 76 mm; recuperación 95%)	40.62	30 m	1218.6
Secado y molienda de muestra de 2 a 5 kg.	4.00	30 muestras	120
Traslado de muestras (un viaje)	180.30	0.05 viaje	9.01
Conservación y almacenamiento	0.50	30 muestras	15.00
Ensayos físico - mecánico (humedad y masa volumétrica)	9.50	30 muestras	285.00
Análisis químico de siete elementos	13.00	30 muestras	390.00

Total	-	-	2193.44
-------	---	---	---------

Además se deberá considerar los salarios, impuesto y dietas de algunos especialistas, los recargos y las bonificaciones. Como puede observarse un bloque de 300x300 con red de exploración de 33.33x33.33 (81 pozos) contempla una red de explotación de 361 pozos por lo que se tendrían que desarrollar 280 pozos los cuales costarían alrededor de \$ 614000.00 USD.

2. La planificación es la llave del uso adecuado de los recursos y medios para su explotación por tanto pueden ser importantes los aportes que puede tener una planificación de las actividades, orientada hacia la obtención de resultados óptimos.
3. El control es quien garantiza la estabilidad del sistema y además aporta los datos para el cálculo de los costos y ganancias. Un ejemplo conocido es que un control eficiente garantiza que los obreros reciban como retribución a su trabajo el salario que realmente se merecen.

En sentido general, no es posible dar en estos momentos un valor numérico que indique cuantitativamente el aporte económico que pudiera obtenerse por la implementación de esta metodología en una de nuestras minas pero si pensamos que esta mina tuviera planificados enviar en un año 3000000 de toneladas de mineral con una ley de 1.31% de Ni (o sea 250000 mensuales) para que se produzcan 30000 toneladas de Ni (asumiendo que la dilución sea de - 0.11 y que la eficiencia del proceso metalúrgico sea de 83.34%), necesitaría una adecuada organización de los trabajos para lograr cumplir con el cliente teniendo pérdidas y empobrecimiento mínimos y cumplir con las exigencias relacionadas con el uso del equipamiento y la protección del medio ambiente. Si las pérdidas fueran en ese año del 6% quiere decir que en el campo quedarían 180000 toneladas de mineral que con los parámetros anteriores significan alrededor de 1800 toneladas de Ni; no es necesario dar más detalles para comprender la importancia económica que tiene evitar las pérdidas. Un análisis análogo pudiera realizarse para el empobrecimiento y los otros parámetros mencionados.

Anexo 48: Aspectos que debe contener un proyecto minero (según las ideas generales de [124])

- I. Introducción y certificado técnico - económico.

Se señalan las particularidades geológicas y condiciones climáticas generales, las exigencias a la calidad del mineral útil, indicaciones del contratista y otras particularidades que determinan la metodología de proyección. El certificado técnico - económico representa un breve compendio de las partes principales del proyecto presentadas en forma de memoria escrita; en ella se plasman los siguientes testimonios:

 - a. Argumentación de la necesidad de construcción de la cantera, características de sus parámetros, exigencias al mineral útil e índices de productividad por años.
 - b. Descripción de modelos y cantidad de unidades del equipamiento minero básico.
 - c. Índices técnico - económicos básicos y su valoración (cantidad de obreros y su productividad, costo de producción, rentabilidad y ganancias).
 - d. Datos sobre gastos capitales dinámicos y sobre la efectividad económica de la construcción.
- II. Parte geológica.

Incluye las características de la región y del yacimiento, el clima en detalle y orografía de la región, características geológicas e hidrogeológicas, cantidad de cuerpos minerales y sus dimensiones. Características mineralógicas de las rocas, potencia de las rocas, su estructura, propiedades de los tipos de rocas estériles aprovechables para la rehabilitación. Tipos y clases tecnológicas y litológicas de menas y sus propiedades geoquímicas, densidad, coeficiente de fortaleza, coeficiente de esponjamiento de los tipos de rocas presentes, humedad, cantidad y potencia de los horizontes acuíferos, coeficiente de filtración, flujo de aguas lluvias y subterráneas. Características cualitativas del mineral útil y posibilidad de utilización de las rocas estériles, propiedades físico - mecánicas del mineral útil y las rocas estériles. Reservas de mineral útil, grado de exploración del yacimiento, perspectivas de aumento.
- III. Parte minera (tecnológica). Contiene lo siguiente:
 - a. Argumentación de los contornos intermedios y finales de la mina en los yacimientos, división del campo, establecimiento de las etapas de explotación.
 - b. Cálculo de reservas del mineral útil y volumen de estéril en los contornos de la cantera, en el cuerpo, bloques geológicos, en tramos de explotación (en yacimientos inclinados y abruptos las reservas y volúmenes se calculan por capas).
 - c. Reservas de suelos fértiles.
 - d. Principales aspectos del trabajo de organización (régimen calendario, esquema general de mecanización compleja, tipo de equipamiento para perforación, arranque - carga, transporte y escombreras, características de la producción).
 - e. Argumentación de la productividad de la mina, volúmenes promedios anuales de estéril, plazo de servicio de la cantera, duración del período de asimilación de la productividad nominal y otros.
 - f. Trabajos de excavación, argumentación de los tipos de excavadoras, cálculo de su productividad y cantidad, cálculo de los parámetros de los frentes de excavación).
 - g. Transporte interior, es decir desde los frentes hasta las escombreras, las plantas de beneficio, (argumentación de los tipos de transporte, determinación de su productividad y cantidad, cálculo de los parámetros de las vías de comunicación).
 - h. Formación de escombreras (argumentación del método de formación de escombreras, cálculo de los parámetros de las escombreras y cantidad de equipos, ubicación de la escombrera, selección del método de rehabilitación).
 - i. Mecanización de los procesos auxiliares y traslado de materiales a la cantera.
 - j. Laboreo de trincheras (argumentación del método de laboreo, cálculo de los parámetros de las trincheras, determinación de la velocidad de profundización de los trabajos mineros, cálculo de los volúmenes de trabajos preparatorios).
 - k. Apertura (argumentación del método de apertura y sus características, y de la ubicación de la traza de la trinchera para el acceso a la cantera, determinación del volumen de trabajos mineros y duración de su construcción, dinamismo de la apertura de la cantera en la medida que avanza la explotación).
 - l. Sistema de explotación (argumentación y características del sistema de explotación, altura del escalón, ancho de la banda de excavación y plazoleta de trabajo, ángulo de inclinación del bordo, esquema de preparación de nuevos horizontes de trabajo, condiciones racionales y métodos de arranque global y selectivo).
 - m. Plan calendario de la explotación (orden de ejecución de la explotación del yacimiento, distribución de la extracción del mineral útil y contenido de elementos útiles y volúmenes de

estéril en tiempo y espacio por años y horizontes; para los primeros 5 años se entrega el plan detallado con distribución anual, para los siguientes períodos se da el plan aproximado para cada 5 años).

- n. Drenaje y secado (métodos de protección de la mina de las aguas superficiales, drenaje de las aguas subterráneas).
 - o. Medidas para el trabajo seguro en la mina (especialmente contra inundaciones y deslizamientos).
 - p. Ventilación de la mina, lucha contra el polvo, incendios y gases nocivos.
 - q. Condiciones de trabajo y traslado de los obreros (aseguramiento de agua potable y alimentos, puntos médicos, defensa contra el sol y el viento, etc.).
- IV. Parte minero - mecánica (instalaciones de bombeo, compresores, ventilación y ascensos, bandas transportadoras, organización de los trabajos de reparación y abastecimiento de piezas de repuestos).
- V. Instalaciones de beneficio y fragmentación - clasificación, tolvas de recarga, depósitos auxiliares de mineral, control de la calidad del mineral útil.
- VI. Parte energética (abastecimiento de energía eléctrica y térmica, líneas de transmisión, equipamiento de iluminación).
- VII. Parte constructiva (edificios industriales e instalaciones de superficie).
- VIII. Plano general y transporte (ubicación de edificios e instalaciones en áreas de montaje industrial, trazado de las vías de comunicación, líneas de transmisión eléctrica y diferentes redes, transporte exterior).
- IX. Planes de protección del medio ambiente durante la actividad minera y sistemas de rehabilitación propuestos..
- X. Parte económica (cálculo y análisis de los índices técnico - económicos, cálculo de las ganancias y rentabilidad de la empresa, argumentación de la efectividad económica de las decisiones tomadas).
- Los principales índices técnico - económicos son los siguientes:
- 1. Productividad de la mina en masa minera, mena y concentrado.
 - 2. Plazo de construcción de la mina hasta el momento en que se alcanza la productividad proyectada.
 - 3. Plazo de existencia de la mina.
 - 4. Gastos capitales en la construcción industrial (sin considerar los gastos en objetos exteriores).
 - 5. Gastos capitales específicos (para 1 t de mena, masa minera).
 - 6. Gastos de explotación anuales para el año nominal.
 - 7. Cantidad de trabajadores.
 - 8. Productividad de los obreros por turnos, en mena y masa minera.
 - 9. Costo de extracción de la mena.
 - 10. Gastos para la extracción de 1 m³ de estéril.
 - 11. Rentabilidad.
 - 12. Ganancia.
- XI. Parte de presupuesto (cálculo financiero de la construcción de la mina, materiales, cálculo del financiamiento de los diferentes tipos de trabajo, en obtención y montaje de equipamiento; cálculo del valor de los trabajos de investigación y otros). El presupuesto total luego de la aprobación sirve de argumento para financiar la construcción.
- Proyecto de organización de la construcción de la mina (comienzo y plazo general de construcción, gastos capitales y su distribución por años, plan calendario de la construcción, organización de los trabajos de construcción, ejecución de las vías de comunicación, trabajos minero - capitales).