

DIRECTORIO DE PROFESORES DEL CURSO: INTRODUCCION A LA GEOESTADISTICA
MAYO DE 1983.

1. DR. JUAN MANUEL BERLANGA GUTIERREZ
Profesor
División de Ingeniería en Ciencias
de la Tierra
Facultad de Ingeniería
U N A M
2. M. EN C JUAN JOSE OBREGÓN ANDRÍA (COORDINADOR)
Director General
PETYMIN, S.A.
Retorno 28 # 48
Col. Avante
Coyoacán
04460 México, D.F.
544 16 24
3. DR. EDUARDO MURILLO OLAYO
Profesional Asistente
Instituto Mexicano del Petróleo
Av. de los Cien Metros # 152
México, D.F.
567 66 00 Ext. 22 51



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

INTRODUCCION A LA GEOESTADISTICA

G E O E S T A D I S T I C A

DR. JUAN MANUEL BERLANGA GUTIERREZ
ING. JUAN JOSE OBREGON ANDRIA

MAYO, 1983

G E O E S T A D I S T I C A

Independientemente de la técnica de cálculo utilizada, los resultados generados siempre dependerán de la calidad, cantidad y correcta localización de la información básica. Ningún método de cálculo por exacto que sea, logrará obtener resultados confiables y congruentes, empleando datos inexactos.

Autores :

DR. JUAN MANUEL BERLANGA GUTIERREZ

ING. JUAN JOSE OBREGON ANDRIA

Derechos de Autor Reservados
conforme a la Ley .

Nº. Registro Derechos de Autor

32 / 81

I N D I C E

CAPITULO I

RESERVAS DE MINERAL

<u>CAPITULO</u>	<u>Páginas</u>
I - RESERVAS DE MINERAL	1 - 28
II - ESTADISTICA	29 - 43
III - GEOESTADISTICA	44 - 56
IV - ANALISIS ESTRUCTURAL	57 - 79
V - VARIANZA DE ESTIMACION	80 - 97
VI - EL KRIGEAGE	98 - 115
VII - ESTIMACION DE RESERVAS	116 - 140
VIII - SIMULACION DE YACIMIENTOS	141 - 154
BIBLIOGRAFIA	155 - 156
EJERCICIOS	E-1 - E-20

INTRODUCCION

Como primera parte de este curso se hará referencia al llamado Cálculo de Reservas de Mineral, la cual para un mejor entendimiento ha sido subdividida en varias secciones. En cada sección se hará mención de los puntos más importantes a considerar, aunque no debe de aclarar que no serán tratados en toda su amplitud, ya que ello llevaría demasiado espacio y tiempo. Sin embargo se considera que con lo que sea expuesto podrá adquirirse un conocimiento suficiente y adecuado de cada una de las secciones.

Debe de añadirse que el desarrollo está hecho ASUMIENDO que una Evaluación Geológica ya ha sido efectuada y que basados en los datos preliminares obtenidos, se tomó una decisión respecto a la conveniencia de seguir adelante con la evaluación del Depósito objeto de estudio.

SISTEMA DE CALCULO DE RESERVAS

Dentro de los varios métodos de cálculo que se utilizan, podemos hacer la separación en tres distintos tipos:

- 1° Los Geométricos
- 2° Los Estadísticos
- 3° Los Geostatísticos

En esta primera parte nos referiremos únicamente a los Métodos Geométricos, pero antes de ello trataremos de bosquejar las bases esenciales sobre las cuales están apoyados los diferentes métodos de cálculo, así como algunas de las consideraciones que hay que tener en cuenta antes de proceder a cualquier cálculo, describiendo en

forma concisa las principales de ellas.

Primero que todo hay que decir que el cálculo de las reservas de mineral es un trabajo técnico consistente de varias operaciones. Así mismo es conveniente enfatizar la importancia de seguir un procedimiento lógico y definido además de adecuadamente seleccionado para el tipo de cuerpo en estudio, pues hay que recordar que muchas veces un método adecuadamente seleccionado facilitará todos los cálculos posteriores y pueda llegar a darnos el mismo grado de exactitud que pueda obtenerse con métodos más complicados y sofisticados.

La selección de un método de cálculo dependerá de la geología del depósito, tipo de mineralización presente en el mismo, método de exploración, disponibilidad y confiabilidad de los datos, propósito del cálculo y por supuesto, el grado de exactitud o confiabilidad que se desee. También diremos que el método escogido debe de ser (hasta donde sea posible) simple, rápido, confiable, consistente con el tipo de depósito y con los datos disponibles y que además sea apropiado para ser chequeado si así se desea.

Podemos decir entonces que a grandes rasgos el orden seguido en dichas operaciones es el siguiente: evaluación geológica, exploración y muestreo, evaluación de los datos de exploración, delimitación del cuerpo mineralizado y selección del método apropiado de cálculo. Es muy conveniente que el orden anterior se ajuste a un sistema que sea dinámico, en forma tal que exista un flujo constante de actualización.

Del mismo modo diremos que para el cálculo de las reservas el cuerpo mineralizado es delimitado primeramente y después subdividido en varios bloques, la construcción de los cuales dependerá tanto del método seleccionado de cálculo como de diversas consideraciones de tipo geológicas, mineras, tecnológicas y económicas, en forma tal que dichos bloques puedan expresar uno o varios grados de confiabilidad. Aparte de ello, dicha división es hecha de manera que cada bloque pueda relacionarse directamente a uno o más datos de la exploración.

Así pues las reservas del cuerpo entero se determinan computando áreas y volúmenes para cada bloque formado, transformando volúmenes a toneladas y calculando las leyes promedio por bloque, para finalmente tabular los resultados de los bloques de la misma categoría o confiabilidad y los del cuerpo o depósito entero.

Aparte de lo anterior, en todos los métodos se tienen que tomar ciertas presunciones básicas, independientemente del tipo de método que hayamos seleccionado.

La principal presunción es que los elementos básicos de un cuerpo detectado u observado en cualquier punto, cambian o se extienden a una área adyacente de acuerdo a un adecuado principio de interpretación de los datos. También se asume que las observaciones son hechas de acuerdo con la naturaleza del yacimiento y que el muestreo fue efectuado en todas las partes del cuerpo siguiendo los mismos principios y con la misma confiabilidad y que sus resultados son representativos de la parte estudiada del depósito o del yacimiento entero.

Otro punto importante es que se presume que el cuerpo ha sido explorado por un procedimiento apropiado y que la serie de trabajos efectuados prueban una cierta continuidad del mismo. Finalmente se supone que para efectos de cálculo la verdadera -y a veces compleja- forma del depósito puede ser representada dentro de ciertos rangos de exactitud por un cuerpo "hipotético" con una superficie [o varias] proyectada sobre una planta o sobre una sección (ya sea transversal o longitudinal) o una combinación de ambas. Así mismo, tal cuerpo "idealizado" puede cubrir el depósito entero o puede estar compuesto de varios bloques, cada uno de ellos caracterizado por uno o varios datos.

PRINCIPIOS DE INTERPRETACION

Ya hemos hablado de que una de las principales presunciones básicas era aquella que se refiere a que los elementos básicos de un cuerpo se extienden a áreas adyacentes de puntos observados, de acuerdo a

ciertos "principios de interpretación" de datos.

Diremos que entre otros dichos principios pueden ser analíticos o intrínsecos y que de acuerdo al tipo escogido haremos la construcción de nuestros bloques y también de ello dependerá la exactitud de nuestros cálculos.

Entre los principios analíticos podemos mencionar los siguientes: el del "cambio gradual" y el de "semidistancia" o de "igual influencia". Entre los principios intrínsecos mencionaremos a los de "inferencia geológica y minera".

Principio del Cambio Gradual.- De acuerdo a esta regla o ley de función lineal, todos aquellos parámetros de un depósito que pueden ser expresados numéricamente varían gradual y continuamente entre una línea recta imaginaria que conecte a dos puntos conocidos. Este principio puede aplicarse a elementos de cálculo tales como anchos, leyes, áreas, volúmenes, tonelajes, etc. También puede ser aplicado para tratar de determinar un valor dado en un punto no-conocido que quede localizado entre puntos conocidos (o sea, para hacer interpolaciones).

Principio de Semidistancia o de Igual Influencia.- De acuerdo a este principio, llamado también de "igual área de influencia", el valor conocido en cualesquier punto permanece constante hasta la mitad de la distancia que lo separe de otro punto conocido, lugar en el que súbitamente cambia y toma el valor correspondiente al segundo punto, o sea que el valor para cada punto se extiende hasta el punto medio con respecto a los adyacentes. Este principio se utiliza ampliamente para asignarle esferas o áreas de influencia a trabajos individuales (los que pueden ser barrenos, frentes, contrapozos, etc.).

Principios de Inferencia Geológica y Minera.- Estos son utilizados principalmente cuando en la construcción de nuestros blo-

ques hay que tomar en cuenta consideraciones de tipo geológicas, mineras o económicas, de entre las que podríamos mencionar: Caracteres estructurales (fallas, cambios de echado o de rumbo), cambios en el tipo de mineralización (óxidos, sulfuros, zonas de alta y baja ley; zonas altas en plomo, cobre o zinc, etc.), propiedades físicas diferentes en el mineral o en la roca encajonante (competentes o incompetentes), zonas con agua de alta presión, profundidad del mineral, relación de mineral a tetapata (relación de descapota), etc.

PESOS DE INFLUENCIA

Cuando hablamos de pesos de influencia nos estamos refiriendo a la operación mediante la cual se le asignan ciertos factores a cada una de las observaciones (o conjunto de ellas) de forma tal que reflejen su importancia o valor relativo cuando se comparan o se promedian con observaciones del mismo tipo o naturaleza similar.

Tal asignación de pesos de influencia, o simplemente pesos, puede ser hecha de acuerdo a unidades de longitud, área, volumen, tonelaje, o en números abstractos, de acuerdo a ciertos principios de interpretación, a factores subjetivos (tales como el criterio y la experiencia de la persona que calcula) y otra serie de consideraciones. Además, el uso de dichos pesos dependerá en cada caso particular del análisis que se haga de los datos de que se disponga.

A continuación trataremos de dar una somera explicación de cada uno de los sistemas o métodos de cálculo mencionados, así como de los tipos más utilizados en cada uno de ellos. Se hace la aclaración de que no son los únicos métodos que se pueden utilizar y que se describirán en forma generalizada, ya que comúnmente cada compañía o institución tiene métodos modificados de tal modo que se ajusten a los casos específicos que trata cada una de ellas.

MÉTODOS GEOMÉTRICOS

Podemos decir que dependiendo del criterio que se haya seguido para

expresar las características del cuerpo mineralizado (i.e. tamaño, forma, distribución de las variables, etc.) mediante bloques auxiliares, los métodos geométricos o convencionales pueden ser clasificados en tres grandes grupos:

- 1.- Método de Bloques Minables
- 2.- Método de Secciones Transversales
- 3.- Métodos Analíticos (Triangular, Poligonal)

Método de Bloques Minables

a) Principios y Requerimientos:

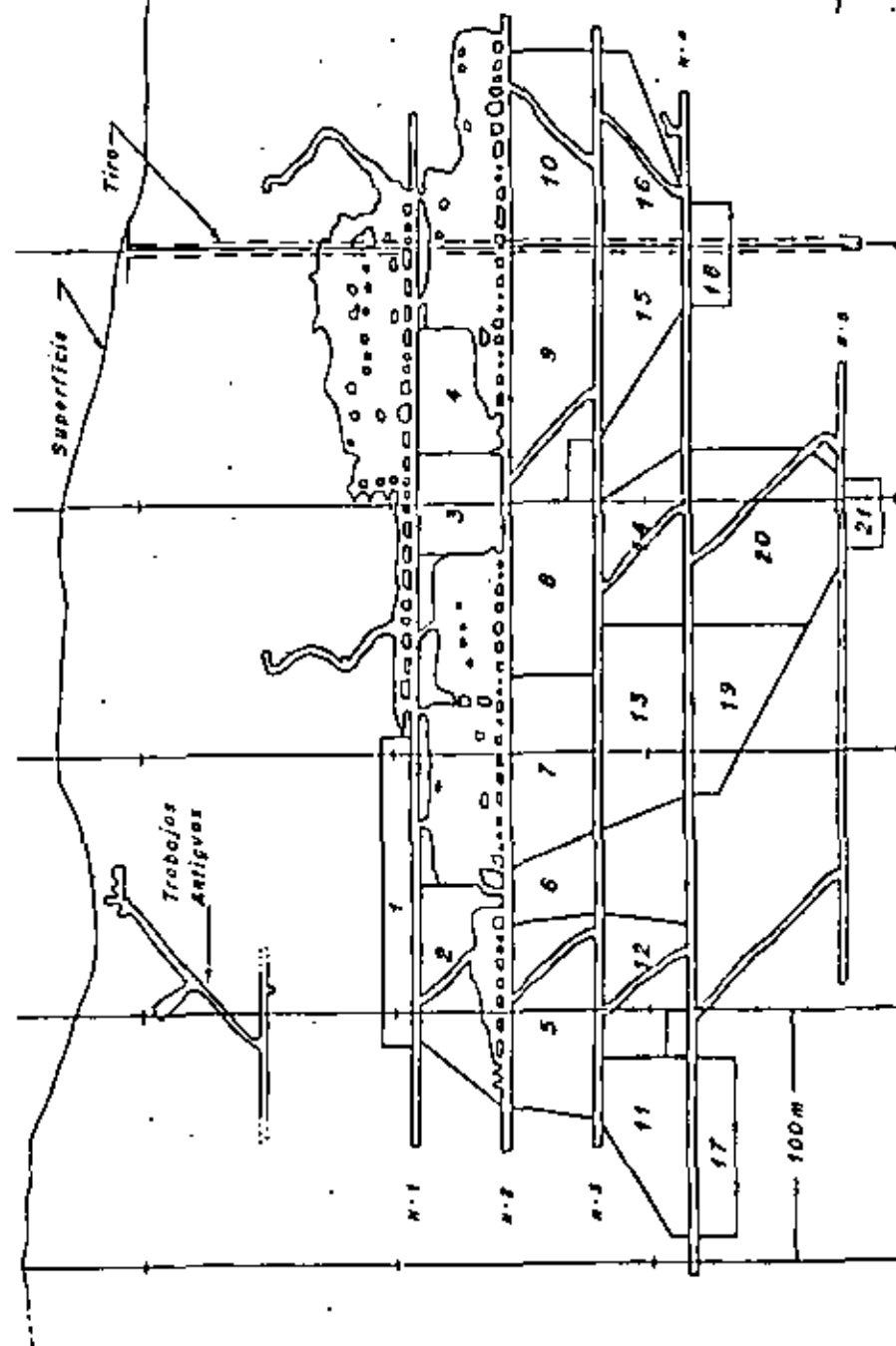
Este método es también conocido como el de "Secciones Longitudinales", "de Explotación Minera" o de "Extracción Minera". La delimitación de los bloques (forma y tamaño) se realiza de acuerdo a las obras mineras existentes (frentes, contrapozos, etc.), así como a rasgos geológicos y factores de tipo técnico-económico (zonas de alta y baja ley, ancho del cuerpo, tipo de mineral, método de explotación a seguir, etc.).

El caso más común es el de bloques de forma rectangular, forma que puede variar de acuerdo a la explotación que se llegue a efectuar en los bloques (ver fig. 1.1), o a la disposición de las obras mineras efectuadas, habiendo bloques que estarán delimitados o expuestos por cuatro, tres, dos o un solo lado, o por combinaciones de obras mineras y barrenación a diamante.

De la misma manera los bloques pueden ser subdivididos de acuerdo a la confiabilidad de los datos (categorías), ancho del mineral, grado de alteración del mineral o zonamiento del mismo, o también por el número de datos (observaciones) de que se disponga.

Las fórmulas para los cálculos pueden variar desde las más simples hasta llegar a una combinación de varios factores complejos. Sin embargo, el procedimiento de utilizar promedios aritméticos es el más simple y rápido, la exactitud del cual dependerá de la calidad, can

Fig. 1.1-Formación de Bloques - Método de Bloques Minables



tividad y distribución de los datos, así como de la génesis del depósito y del tamaño de los bloques formados.

b) Aplicabilidad:

Este método es muy flexible y puede ser aplicado en cualquier tipo de yacimiento; sin embargo ciertos tipos de yacimientos se prestan particularmente al uso del mismo, tales como cuerpos tabulares cuyo echado sea bastante fuerte y que su ancho no sea muy grande (vetas, cuerpos sedimentarios, etc.), en los cuales sus características determinantes (ancho y leyes) varían gradualmente y en el que los rasgos geológicos y mineros pueden ser considerados como similares a los de los bloques ya minados.

c) Fórmulas de Cálculo:

En este punto trataremos tanto el caso más simple, en el que los anchos y leyes son computados de acuerdo al número de observaciones exclusivamente, hasta el un poco más complicado cuando son tomados en cuenta pesos de influencia para cada observación o grupo de observaciones.

Caso 1: De acuerdo al número de observaciones.

Ancho Promedio (A_p) = (A_1 + A_2 + A_3 + ... + A_n) / n_i (1.1)

Ley Promedio (L_p) = (L_1 + L_2 + L_3 + ... + L_n) / n (1.2)

n = número de observaciones.

Caso 2: De acuerdo al ancho de cada observación.

Ancho Promedio = (A_1 + A_2 + A_3 + ... + A_n) / n (1.1)

Ley Promedio = (L_1 A_1 + L_2 A_2 + L_3 A_3 + ... + L_n A_n) / (A_1 + A_2 + A_3 + ... + A_n) (1.3)

Caso 3: Utilizando pesos de influencia.

Ancho Promedio = (P_1 A_1 + P_2 A_2 + P_3 A_3 + ... + P_n A_n) / (P_1 + P_2 + P_3 + ... + P_n) (1.4)

Ley Promedio = (L_1 (P_1 A_1) + L_2 (P_2 A_2) + L_3 (P_3 A_3) + ... + L_n (P_n A_n)) / (P_1 A_1 + P_2 A_2 + P_3 A_3 + ... + P_n A_n) (1.5)

P_1, P_2, P_3, ... P_n = pesos de influencia

P_1 A_1, P_2 A_2, etc. = anchos "pesados"

En todos los casos anteriores:

Area (S) = determinada de acuerdo a la figura del bloque por fórmulas geométricas sencillas o con ayuda de un planímetro.

Volumen (V) = S x A_p (1.6)

Tonelaje (T) = V x d (1.7)

d = densidad del mineral

d) Ventajas y Desventajas:

En general el procedimiento a seguir es flexible y adaptable a la mayoría de los depósitos y en cualquier etapa de desarrollo y/o explotación de los mismos; en adición a ello, no se necesitan construir planos especiales y todas las variables pueden ser determinadas por un mínimo de cálculos utilizando fórmulas simples.

Los cálculos pueden ser hechos para bloques individuales, por niveles o secciones, o para el cuerpo entero; debido a ello, cambios en las reservas a raíz de más exploración y/o explotación pueden ser hechos fácilmente, añadiendo o restando áreas a los bloques ya determinados u obteniendo áreas nuevas o corregidas (lo mismo aplica

a las leyes).

La exactitud que se obtiene en este método depende en gran parte -- del tipo genético del yacimiento, de la densidad y distribución de los datos disponibles. En el caso de cuerpos uniformes tanto en rasgos estructurales como en leyes y los cuales son calculados en base a un número suficiente de datos, el error que se comete es mínimo; por el contrario, al aplicar este método a depósitos con poco echado, o a cuerpos erráticos, o en los que los valores estén distribuidos de una manera no-uniforme, el error relativo que se comete puede ser excesivo.

Método de Secciones Transversales

a) Principios y Requerimientos:

El primer paso para la aplicación de este método es el de dividir el cuerpo mediante la construcción de secciones geológicas localizadas a intervalos que dependan de la cantidad y localización de los datos de exploración, naturaleza del yacimiento y propósito del cálculo.

La secuencia que comúnmente se sigue en este método es la siguiente:

- (1) Construcción de las secciones y vaciado de datos.
- (2) Cálculo de las áreas de todas las secciones.
- (3) Cálculo de factores promedio para cada sección.
- (4) Cómputo de volúmenes y tonelajes para cada bloque.
- (5) Sumarización de resultados para todos los bloques (y categorías) a fin de obtener los resultados promedio para el cuerpo.

Hay que decir que para obtener los mejores resultados con el método de secciones transversales se requiere entre otras cosas que:

- (a) Haya un mínimo suficiente de trabajos cruzando completamente el cuerpo mineralizado.
- (b) Exista un número adecuado de datos en cada sección.
- (c) Que los trabajos y/o datos se localicen en o cerca de las secciones.
- (d) Que los trabajos y/o datos estén distribuidos más o menos uniformemente.

Ahora bien, dependiendo de la manera en que hayan sido construidos los bloques y de acuerdo al principio de interpretación seguido, -- existen tres modificaciones o variantes del método de secciones transversales:

- i) - Método Estándar
- ii) - Método Lineal
- iii) - Método de Isolíneas

- 1) Método Estándar.- Este método está basado en el principio de los cambios graduales y en el mismo cada bloque interno -- (o sub-bloque) está limitado por dos secciones y cada bloque exterior (o bloque final) por una sola sección; las secciones construidas pueden ser paralelas, no-paralelas, verticales, horizontales o inclinadas.
- ii) Método Lineal.- Este método se basa en el principio de la semi-distancia, de tal modo que cada sección extiende su influencia hasta la mitad de la distancia que la separa de la sección contigua.
- iii) Método de Isolíneas.- Este método está basado en la hipótesis de que los valores de las variables, entre un punto y otro, varían continua e ininterrumpidamente de acuerdo al principio de los cambios graduales. Para construir dichas isolíneas, los valores intermedios se determinan por medio de --

interpolaciones entre puntos conocidos. Ejemplos comunes de isofines (o isovaloras) los tenemos en las isopacas (anchos), isobaras (presiones), isotermas (temperaturas), isogradas (leyes), etc., etc.

b) Aplicabilidad:

Este método es utilizado para calcular cuerpos largos y bien definidos que son aproximadamente uniformes en ancho y leyes o que tienen valores que cambian gradualmente. También puede ser utilizado en cuerpos con poco echado (mantos), en depósitos de placer o en depósitos asociados a intrusivos -depósitos de "stock"- (ver figs. 1.2 y 1.3).

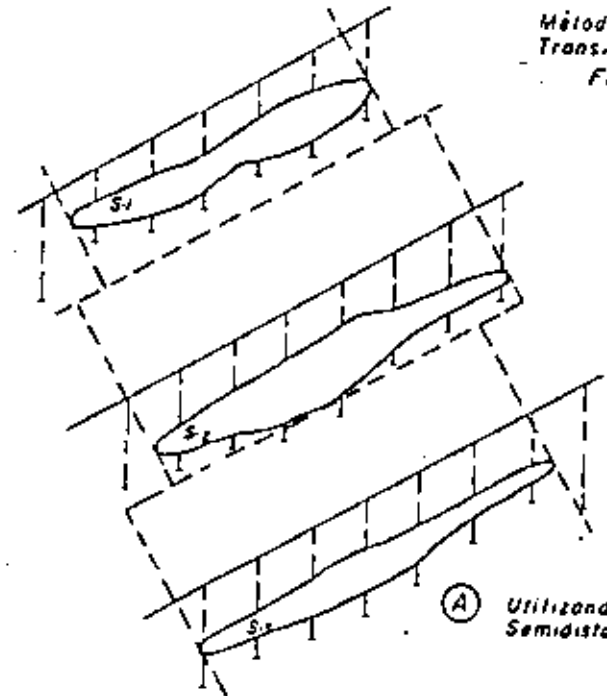
Las secciones que se utilizan pueden ser verticales, inclinadas y horizontales y hay ocasiones en que hay que utilizar dos juegos de secciones, construidas a ángulos rectos uno del otro, con el objeto de obtener resultados correctos. También es común que se calculen las reservas separándolas por niveles o diferenciándolas por metal. Sin embargo hay que tener en esos casos la precaución de que la suma de dichos cálculos concuerde exactamente con el total de las reservas del bloque o de los bloques en cuestión.

c) Fórmulas de Cálculo:

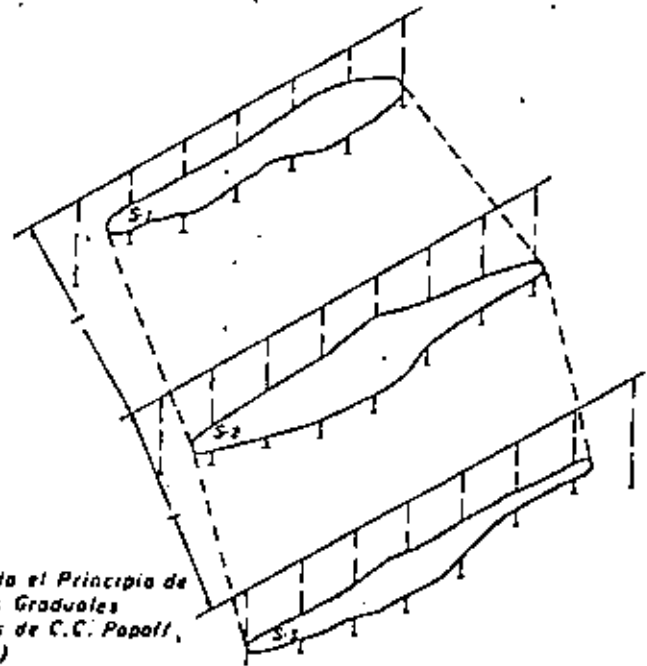
Como se expresó con anterioridad, en este método tenemos que calcular tanto las áreas como los factores promedio para cada sección, como los volúmenes y tonelajes (así como las leyes) para cada bloque. Debido a ello veremos primero cómo se determinan tales parámetros de cálculo "por sección" y luego cómo se combinan para obtener los "por bloque".

1° Cálculos por Sección.

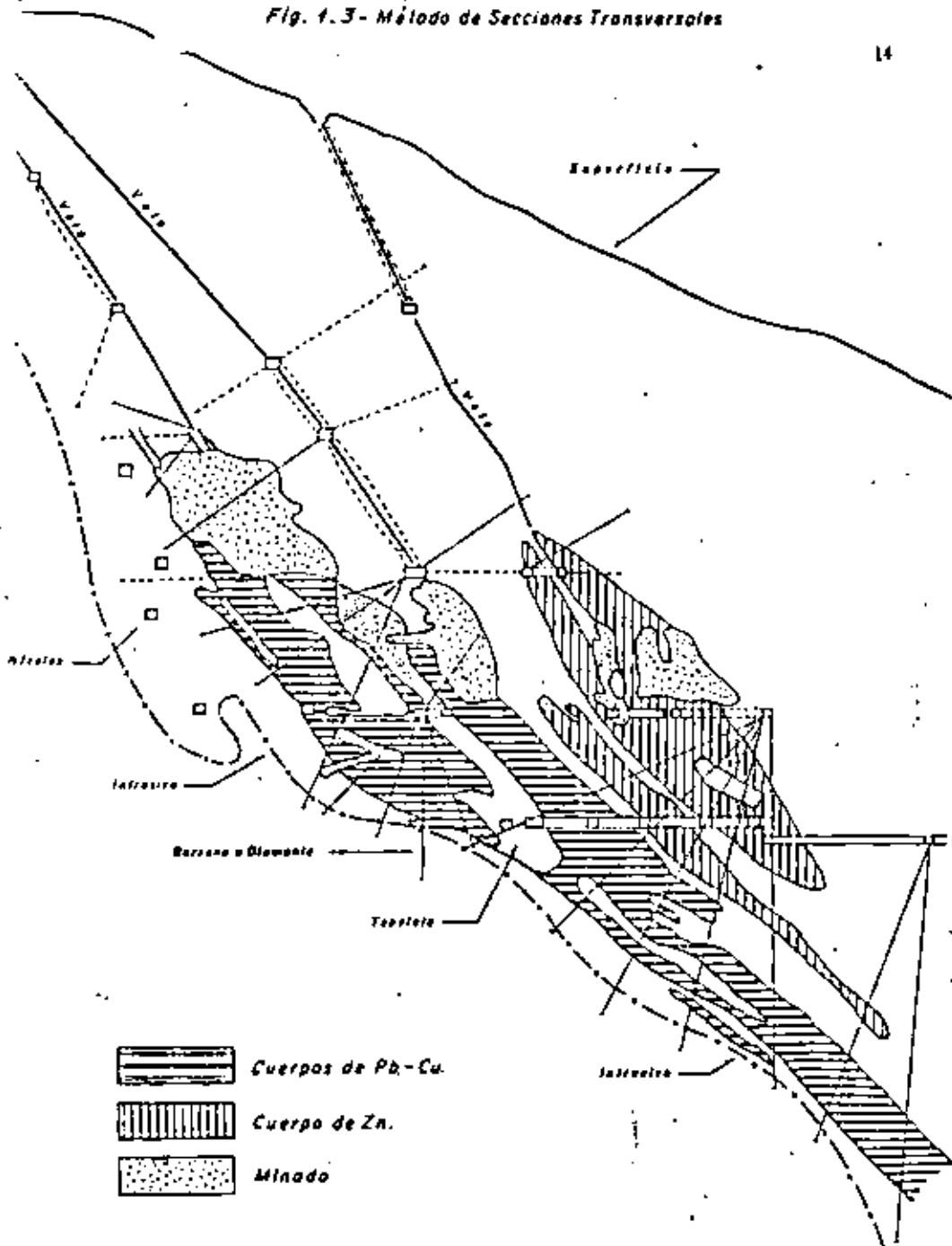
Area (S) = determinada de acuerdo a la figura del cuerpo en la sección ya sea por fórmulas geométricas sencillas o con ayuda de planímetro.



(A) Utilizando el Principio de Semidistancia



(B) Siguiendo el Principio de Cambios Graduales (después de C.C. Papoff, 1966)



Ley Promedio (L) = utilizando cualquiera de las fórmulas números (1.2), (1.3) ó (1.5) vistas anteriormente de acuerdo al caso de que se trate.

3° Cálculos por Bloques.

a) Volúmenes.

La más simple de las fórmulas es la que calcula el volumen entre dos secciones paralelas:

$$V = (S_1 + S_2) \frac{D}{2} \quad (1.8)$$

S_1, S_2 = áreas del cuerpo en las secciones.

D = distancia entre secciones

En el caso de que haya más de dos secciones paralelas uniformemente espaciadas:

$$V = (S_1 + 2S_2 + 2S_3 + \dots + S_n) \frac{D}{2} \quad (1.9)$$

Cuando las secciones son paralelas pero no están uniformemente espaciadas.

$$V = (S_1 + S_2) \frac{D_1}{2} + (S_2 + S_3) \frac{D_2}{2} \dots + (S_{n-1} + S_n) \frac{D_{n-1}}{2} \quad (1.10)$$

En el caso de que nuestras secciones no sean paralelas entre sí -debido principalmente a cambios en el rumbo del cuerpo mineralizado- se han propuesto dos casos: cuando el ángulo de secciones es menor de 10° y cuando dicho ángulo es mayor de 10° .

Cuando el ángulo de intersección es menor de 10° .

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} \frac{(h_1 + h_2)}{2} \quad (1.11)$$

S_1, S_2 = áreas del cuerpo en las secciones.

h_1, h_2 = longitud de las perpendiculares trazadas por el centro de gravedad de una sección a otra.

Cuando el ángulo de intersección es mayor de 10° .

$$V = \frac{(S_1 + S_2)}{2} \frac{(h_1 + h_2)}{2} \frac{a}{\text{sen } \alpha} \quad (1.12)$$

α = ángulo de intersección.

Sin embargo no hay una opinión generalizada acerca de la exactitud que se obtiene al usar las fórmulas (1.11) y (1.12), por lo que muchas personas prefieren seguir utilizando alguna de las fórmulas (1.8) a (1.10)

b) Leyes.

Generalmente es sólo una variación de las fórmulas ya expresadas, únicamente añadiendo la ley promedio para cada sección, es decir:

$$L = (S_1 L_1 + S_2 L_2) \frac{D}{2} / V \quad (1.13)$$

$$L = (S_1 L_1 + 2S_2 L_2 + \dots + S_n L_n) \frac{D}{2} / V \quad (1.14)$$

$$L = (S_1 L_1 + S_2 L_2) \frac{D_1}{2} + (S_2 L_2 + S_3 L_3) \frac{D_2}{2} + \dots + (S_{n-1} L_{n-1} + S_n L_n) \frac{D_{n-1}}{2} / V \quad (1.15)$$

c) Tonelajes.

Al igual que para el método de los bloques minables, se utiliza la fórmula número (1.7):

$$T = V \times \delta \quad (1.7)$$

d) Ventajas y Desventajas.

La principal ventaja es que el uso de las secciones transversales lleva consigo el vaciar la geología del depósito en cada una de las secciones; además de ello dos o más cuerpos mineralizados -de existir- pueden ser calculados en la misma sección.

Aunque el procedimiento general puede ser simple y rápido, para obtener mayor precisión en los cálculos a veces es necesario el uso de secciones auxiliares y, por ende, un número mayor de cálculos. De ello resulta que para incrementar la exactitud del método el número de secciones debe ser tan grande como sea posible, o lo que es lo mismo, deben de estar las secciones lo suficientemente cerca unas de otras. También debemos de decir que muchas de las desventajas encontradas en este método pueden ser evitadas mediante una exploración bien planeada y ejecutada, pues a veces las imprecisiones que se obtienen al emplear este método provienen de la falta de datos suficientes en cada una de las secciones.

Métodos Analíticos

Esta clase de métodos puede ser subdividida en dos tipos, aunque estrictamente podrían considerarse como uno solo, ya que las dificultades encontradas en uno de ellos guiaron hacia el desarrollo del otro. Para efectos del desarrollo de nuestro tema haremos una descripción por separado de cada uno de ellos, tratando de seguir el mismo orden que en los anteriores. Los dos tipos a los que hicimos referencia son:

- 1.- Método Triangular
- 2.- Método Poligonal

Método Triangular

a) Principios y Requerimientos:

Este método está basado en el principio del cambio gradual y gene-

ralmente los datos disponibles son aquellos que se han obtenida por medio de barrenación.

De ahí que una de las primeras fases en la aplicación de este método consiste en elaborar una planta o sección longitudinal- muestran de tanto al cuerpo mineral entero, como a la totalidad de los trabajos efectuados. Una vez hecho lo anterior el paso siguiente consiste en dividir gráficamente el cuerpo en una serie de triángulos que se obtienen al unir con líneas rectas cada uno de los barrenos.

Para llegar a cálculos exactos el cuerpo debe de ser dividido en el mayor número posible de triángulos, evitando que alguna línea cruce a otra y tratando de obtener los llamados triángulos "ideales": -- aquellos equiláteros; sin embargo, la práctica común es la de tomar la diagonal más corta al formar nuestra red de triángulos (ver fig.1.4).

En este método se le asignan pesos iguales a cada uno de los barrenos que forman un triángulo, aunque esto sólo sea correcto cuando se tiene una base equilateral; debido a ello es que algunas personas prefieren asignar los pesos en base al ancho de cada barrenos, o a los ángulos del triángulo, o a la longitud de cada lado, etc.

b) Aplicabilidad.

Debido a que los cambios de las variables en una forma gradual y uniforme solamente se encuentran en pocos yacimientos minerales, especialmente en depósitos sedimentarios, este método es particularmente aplicable a dichos depósitos.

Sin embargo, cuerpos sedimentarios largos o grandes cuerpos diseminados que hayan sido explorados por una red de barrenos regularmente espaciados, pueden ser calculados por este método.

c) Fórmulas de Cálculo.

De igual manera que para los anteriores métodos veremos desde el caso más simple hasta el caso en que se empleen pesos de influencia.

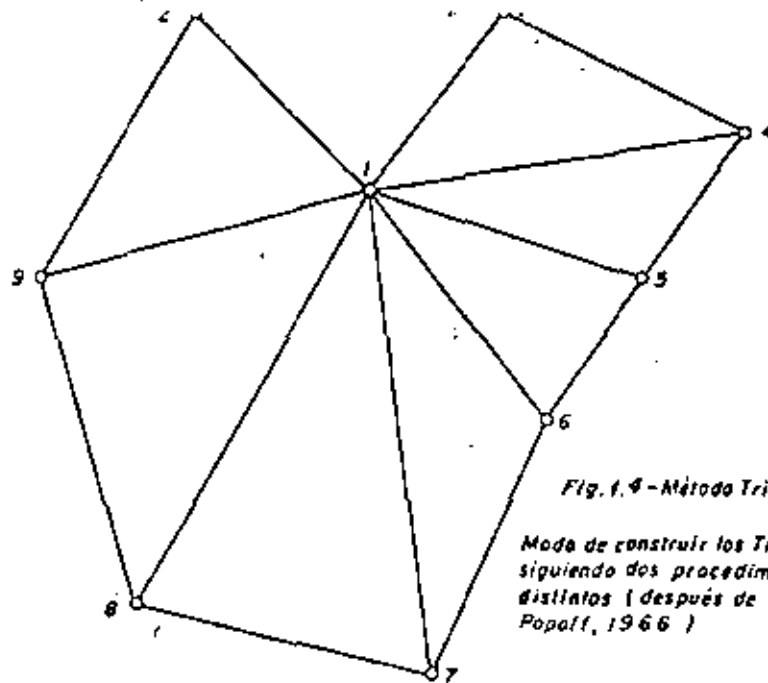
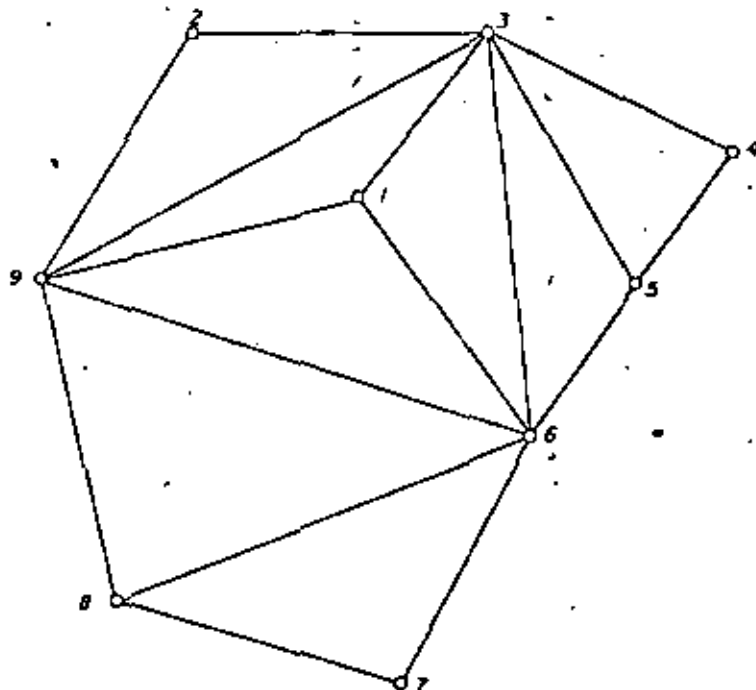


Fig. 1.4 - Método Triangular

Manera de construir los Triángulos siguiendo dos procedimientos distintos (después de C. C. Popoff, 1966)



Caso 1: Anchos o Espesores Idénticos.

$$\text{Ancho Promedio } (A_p) = \frac{A_1 + A_2 + A_3}{3} \quad (1.16)$$

$$\text{Ley Promedio } (L_p) = L_1 + L_2 + L_3 \quad (1.17)$$

Caso 2: Anchos o Espesores Diferentes.

Ancho Promedio - como en la fórmula (1.16)

$$\text{Ley Promedio} = \frac{A_1 L_1 + A_2 L_2 + A_3 L_3}{A_1 + A_2 + A_3} \quad (1.18)$$

Caso 3) Utilizando Pesos de Influencia.

$$\text{Ancho Promedio} = \frac{P_1 A_1 + P_2 A_2 + P_3 A_3}{P_1 + P_2 + P_3} \quad (1.19)$$

$$\text{Ley Promedio} = \frac{P_1 L_1 + P_2 L_2 + P_3 L_3}{P_1 + P_2 + P_3} \quad (1.20)$$

$$\text{o también } L_p = \frac{P_1 A_1 L_1 + P_2 A_2 L_2 + P_3 A_3 L_3}{P_1 A_1 + P_2 A_2 + P_3 A_3} \quad (1.21)$$

P_1, P_2, P_3 = pesos de influencia.

En todos los casos anteriores:

Area (S) = determinada de acuerdo a las fórmulas de trigonometría, en concordancia con el tipo de triángulo formado.

Volumen = como en la fórmula (1.6)

Tonelaje = como en la fórmula (1.7)

d) Ventajas y Desventajas:

El procedimiento de cálculo de reservas que se sigue al aplicar este método puede ser relativamente simple como ya vimos, pero se requiere la construcción de un número mayor de bloques, lo cual viene a resultar en un mayor número de cálculos y empleo de tiempo.

Otro problema común al usar este método radica en que no es fácil - tomar en cuenta consideraciones de tipo geológico-mineras, por lo que puede uno encontrarse con conflictos al tratar de tener en cuenta los límites físicos del depósito mineralizado. Además de ello, - el error relativo que se comete al aplicar este método depende en mucho de la manera en que se haya dividido el cuerpo en triángulos, así como de la forma y número de ellos.

Por esta misma razón, la manera en que se haga tal subdivisión puede no ser constante y puede variar de una persona a otra, o de una zona a otra en el mismo cuerpo; por lo ya dicho puede resultar que el uso e influencia general que se le asigne a los datos no sea constante (ver fig. 1.4).

Dichas dificultades y algunas otras encontradas al aplicar este método condujeron a varios autores hacia modificaciones del mismo y al desarrollo del método poligonal.

Método Poligonal

a) Principios y Requerimientos:

Este método, llamado también el de "prismas poligonales", o de "igual área de influencia", está basado en el principio de equidistancia, - formando áreas de influencia alrededor de cada dato o punto conocido. Al igual que en el método triangular una de las primeras fases consiste en elaborar una planta o sección longitudinal que muestre tanto al cuerpo mineral como a todos y cada uno de los datos conocidos.

Una vez vaciados todos los datos se comienzan a formar los poligonos,

extendiendo la influencia de cada punto hasta la semidistancia con respecto a puntos a su alrededor. Las áreas de influencia pueden ser formadas de dos formas: por medio de líneas bisectoras perpendiculares o por medio de bisectrices angulares (ver fig. 1.5 y 1.6), siendo correcto el primer caso.

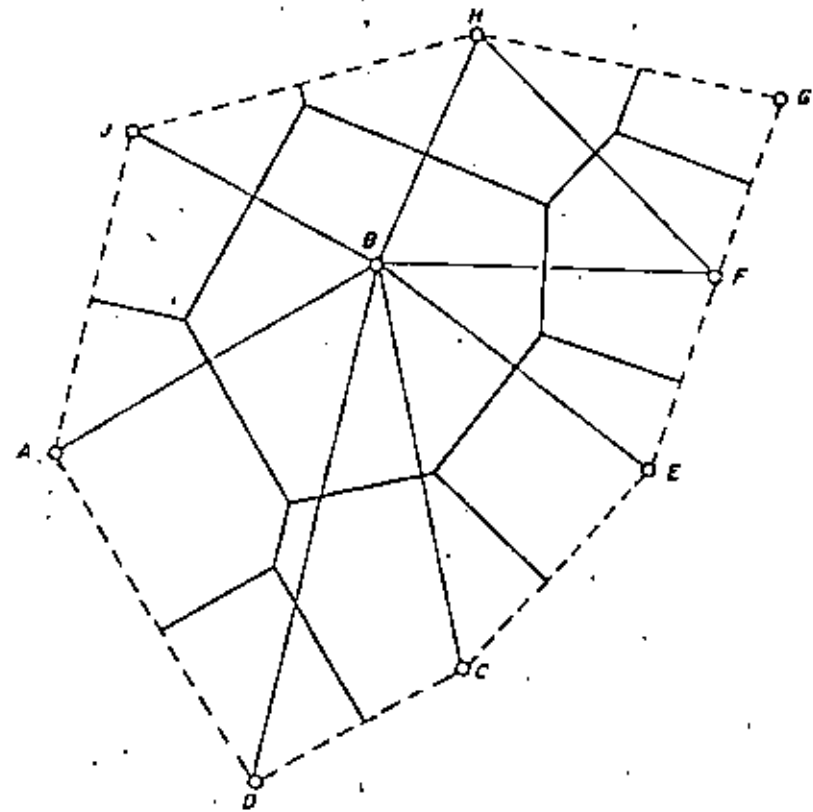
Así pues, los pasos usuales que se siguen en este método son:

- 1° Elaboración de planos y vaciado de los datos disponibles.
- 2° Construcción de los polígonos siguiendo un orden definido; un rasgo distintivo de un polígono construido correctamente es que cada uno de los ángulos internos del mismo siempre será menor de 180° .
- 3° Cálculos de las reservas de cada bloque o prisma; se presume que a cada bloque se le van a asignar los datos relativos a ancho, densidad y leyes del punto conocido en el polígono.
- 4° Agrupamiento de los bloques de acuerdo a anchos, leyes, confiabilidad, etc., y clasificando y sumando las reservas de acuerdo a categorías.

En algunas ocasiones, especialmente cuando los datos están muy alejados unos de otros de forma tal que no se pueda presumir confiablemente la continuidad de las variables entre un sitio y otro, se puede construir una área de influencia alrededor de cada dato conocido mediante el uso de un "círculo de influencia", el diámetro del cual va a ir de acuerdo a la naturaleza del depósito y a la distancia -- que se haya considerado como confiable. En tales casos el bloque -- tiene la forma de un cilindro en lugar de la de un prisma poligonal.

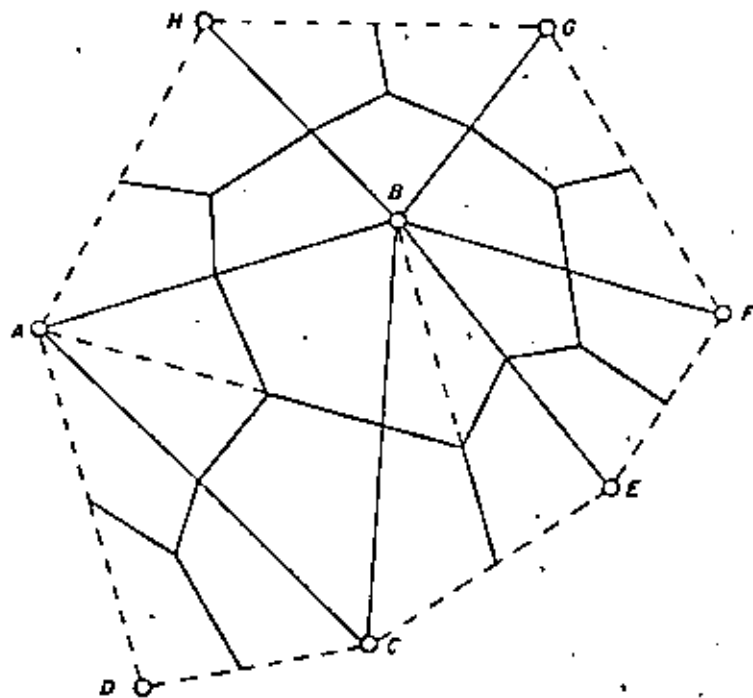
b) Aplicabilidad:

Este método es particularmente aplicable a cuerpos tabulares (mantos, vetas anchas), grandes cuerpos lenticulares y a depósitos diseminados, aunque puede ser utilizado en otro tipo de cuerpos. Entre



○ Barrera e Diamante

Modo correcto de construir un Polígono siguiendo el Método de Bisectrices Perpendiculares (después de - C. C. Popoff, 1966)



○ Barreno o Diámetro

Modo incorrecto de construir un Polígono siguiendo el Método de Bisectrices Angulares (después de C. C. Popoff, 1966)

mayor sea el número de bloques formados y más regularmente distribuidos estén los datos disponibles, más exactos serán los cálculos.

En el caso de cuerpos no-uniformes o de formas irregular también -- puede ser utilizado, pero con sus debidas precauciones. No es recomendable su uso cuando no pueda presumirse la continuidad de las variables entre puntos conocidos o cuando existan caballos de tepalcate intermedios.

c) Fórmulas de Cálculo:

Anteriormente se dijo que para efectos de cálculo se presume que a cada bloque se le iban a asignar los datos relativos a ancho, densidad y leyes del punto conocido en el polígono

Siendo así, realmente lo que resta es calcular los datos relativos al área y tonelaje por polígono y posteriormente sumar los datos de todos los polígonos (si están uniformemente formados y distribuidos) para obtener los totales del cuerpo.

Caso 1: Polígonos formados y distribuidos regularmente.

Área (S) = determinada de acuerdo a las fórmulas de geometría y según el tipo de polígono formado (pentágono, hexágono, -- etc.).

Volumen = como en la fórmula (1.6).

Tonelaje = como en la fórmula (1.7).

$$\text{Tonelaje Total } (T_c) = \frac{T_1 + T_2 + T_3 + \dots + T_n}{n} \quad (1.22)$$

$T_1, T_2, T_3, \dots, T_n$ = tonelajes de cada uno de los polígonos.

n = número de polígonos formados.

$$\text{Ley Total } (L_t) = \frac{L_1 + L_2 + L_3 + \dots + L_n}{n} \quad (1.23)$$

$L_1, L_2, L_3, \dots, L_n$ = ley de cada uno de los polígonos.

Caso 2: Polígonos formados y distribuidos irregularmente.

Area, Volumen y Tonelaje por Polígono = de acuerdo a las fórmulas - utilizadas en el caso anterior.

$$\text{Tonelaje Total} = \frac{P_1 T_1 + P_2 T_2 + P_3 T_3 + \dots + P_n T_n}{P_1 + P_2 + P_3 + \dots + P_n} \quad (1.24)$$

$P_1, P_2, P_3, \dots, P_n$ = peso de influencia para cada polígono

$$\text{Ley Total} = \frac{P_1 L_1 + P_2 L_2 + P_3 L_3 + \dots + P_n L_n}{P_1 + P_2 + P_3 + \dots + P_n} \quad (1.25)$$

d) Ventajas y Desventajas:

Debido a que en este método cada bloque o polígono es calculado en forma independiente sin que influyan los bloques adyacentes, considerando constantes las variables (anchos, leyes, etc.) en toda la extensión del bloque, conforme se van obteniendo nuevos datos con la exploración se pueden ir formando otros bloques sin que haya necesidad de hacer una reevaluación completa de las reservas (recálculos).

Así mismo, cuando dichos trabajos de exploración van siguiendo un plan predeterminado y de acuerdo a una red de espaciamiento regular, todos los cálculos se simplifican. Por el contrario, cuando los trabajos están distribuidos irregularmente puede darse el caso de que algunos de los bloques se les asigne una influencia demasiado grande, lo cual puede afectar los resultados finales, sobre todo si dichos bloques muestran demasiada variación en sus datos (anchos, leyes, densidades, etc.) con respecto a los demás bloques.

Por otra parte es conveniente decir que este método también se basa en consideraciones más bien de tipo teóricas que geológicas o mineras por lo que la naturaleza de los yacimientos se ilustra deficientemente, aunque bajo un esquema de exploración apropiado puede llegarse a obtener una idea razonable de los mismos, especialmente en lo que se refiere a la localización de zonas de alta o baja ley de los depósitos.

También puede decirse que aunque la construcción correcta de los polígonos o bloques requiera de experiencia, sólo hay una manera de llevar a cabo dicha tarea por lo que los resultados no dependen tanto del criterio de la persona que la está realizando.

IMPORTANCIA ECONOMICA DEL CALCULO DE RESERVAS

Quizá este sea uno de los puntos más oscuros (para muchas personas) dentro del contexto general de la exploración y/o operación de un yacimiento mineral. La razón de lo anterior ha sido el producto de la falsa idea que se tiene (o se tenía) respecto a la utilidad de las reservas de mineral.

Por lo tanto, y en forma breve, haremos mención de la importancia que tiene para nosotros el contar con una evaluación correcta de las reservas mineras de un yacimiento. Entre otras muchas las reservas mineras nos sirven para obtener:

- 1.- Una indicación de la cantidad y calidad (tonelajes y leyes) potencial de un depósito, en sus varias clasificaciones.
- 2.- Las bases necesarias para elaborar el sistema de explotación y beneficio que requiera el mineral a explotar de acuerdo a las características, tanto físicas como químicas del mismo.
- 3.- Una idea acerca de la probable vida y posible productividad de la mina.
- 4.- Una idea preliminar sobre las posibilidades del mismo en el caso de una venta o compra de los intereses de un yacimiento.

- 5.- La cantidad y extensión de las obras necesarias de exploración, desarrollo y/o explotación.
- 6.- Una evaluación económica preliminar del mismo teniendo en cuenta los planes a corto y largo plazo de la empresa que lo está operando.
- 7.- Pronósticos de producción apegados a la realidad, tomando en consideración los sistemas de explotación y beneficio a utilizarse, así como tipos, cantidades y calidades del mineral con el cual se puede disponer en un momento dado.
- 8.- Una planeación minera detallada, de acuerdo a los objetivos trazados y a lo expuesto en los puntos antes mencionados.
- 9.- Para obtener los costos de producción unitarios de un producto final (mineral en bruto, concentrados, productos de fundición, etc.).
- 10.- Un análisis de la necesidad de efectuar inversiones de capital para poder obtener las metas fijadas.

Lo anterior viene a realizar la importancia que tiene para toda empresa minera el contar con unas reservas de mineral lo suficientemente realistas y confiables de modo tal que le permitan efectuar de una manera eficiente la programación y operación de los recursos de que dispone.

Dichas operaciones y cálculos son llevadas a cabo durante todas las etapas de la vida de una mina, desde su descubrimiento hasta la etapa de "robo" de pilares y cierre final. El cálculo de reservas es uno de los trabajos más importantes e irremplazables en la correcta evaluación de un yacimiento mineral. Sin unas reservas confiables es muy difícil llegar a obtener una operación eficiente y productiva de una mina.

CAPITULO II

E S T A D I S T I C A

CONCEPTOS IMPORTANTES EN ESTADISTICA.

A continuación se presentan una serie de definiciones de la estadística, las cuales nos servirán como punto de apoyo para el entendimiento formal de la teoría geostatística. En esta sección se introducen los conceptos de variable aleatoria, función de distribución acumulativa y función de densidad, principalmente.

Una variable aleatoria (en adelante v.a.) denotada por $X(\cdot)$ o simplemente X , es una función con dominio en el espacio Ω y contradominio en la línea de los reales \mathbb{R} (ver figura 2.1).

Si pensáramos en términos de experimentos aleatorios, Ω estaría formada por la totalidad de los resultados obtenibles al realizar dichos experimentos. La función o variable aleatoria (v.a.) X asociaría un número real a cada uno de los resultados del experimento.

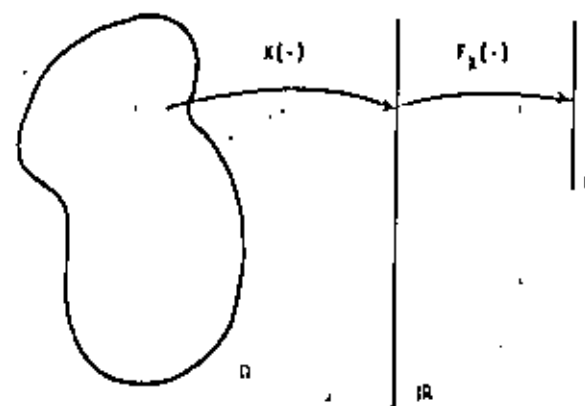


FIGURA 2.1

Consideremos, por ejemplo, el experimento de efectuar un "volado" -- con una moneda, en donde una variable aleatoria podría definirse de la siguiente manera:

Si $\Omega = \{ \omega_1 = \text{águila}, \omega_2 = \text{sol} \}$ conjunto total de resultados obtenibles.

entonces $X(\omega_1) = 1$, $X(\omega_2) = 0$.

La v.a. X asocia un número real (0 ó 1) a cada resultado del experimento.

La función de distribución acumulativa (en adelante f.d.a.) de una v.a. X , denotada $F_X(\cdot)$ es una función con dominio en \mathbb{R} y contradominio en el intervalo $[0, 1]$ (ver figura 2.1); y que puede definirse como:

$$F_X(x) = Pr\{X \leq x\} = Pr\{\omega = X(\omega) \leq x\}, \forall x \in \mathbb{R}$$

donde $Pr\{X \leq x\}$ representa la probabilidad de que la v.a. X adquiera todos los valores posibles menores o iguales a x .

El uso del término: "función de distribución acumulativa" en la definición de $F_X(\cdot)$, está totalmente justificado. $F_X(\cdot)$ es, primero que todo, una función; es una distribución ya que ella indica la forma en la cual los valores de la variable aleatoria X se encuentran distribuidos, y es acumulativa ya que ella presenta la distribución de los valores en forma acumulativa.

Nota: Los números reales asociados a cada resultado del experimento se representan, generalmente, con letras minúsculas. Esto es, $X(\omega) = x$.

En el ejemplo de la moneda, si la v.a. X estuviese definida como el número de veces en que cae "águila", entonces $F_X(\cdot)$ sería igual a:

$$F_X(\cdot) = \begin{cases} 0 & \text{si } x < 0 \\ \frac{1}{2} & \text{si } 0 \leq x < 1 \\ 1 & \text{si } x \geq 1 \end{cases}$$

Gráficamente, $F_X(\cdot)$ tendría la siguiente forma:

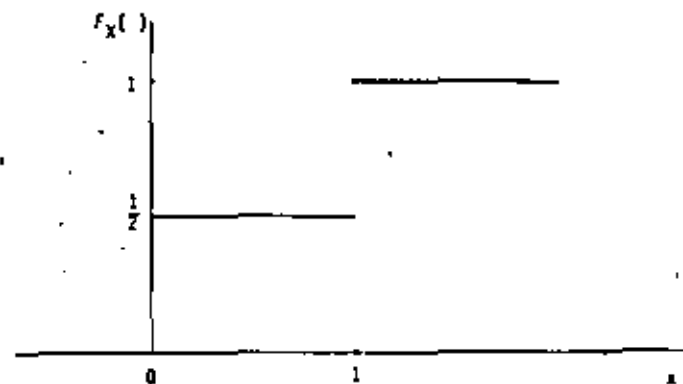


FIGURA 2.2

No cualquier función $F_X(\cdot)$ puede ser una función de distribución acumulativa; para serlo, ella debe de satisfacer las siguientes propiedades:

$$1) F_X(-\infty) = \lim_{x \rightarrow -\infty} F_X(x) = 0$$

$$F_X(\infty) = \lim_{x \rightarrow \infty} F_X(x) = 1$$

ii) $F_X(\cdot)$ debe ser una función no-decreciente, es decir:

$$F_X(a) \leq F_X(b), \quad \forall a < b$$

iii) $F_X(\cdot)$ debe ser continua por la derecha, es decir:

$$\lim_{h \rightarrow 0^+} F_X(x+h) = F_X(x)$$

$$0 < h \rightarrow 0$$

Las funciones de densidad (en adelante f.d.) permiten describir con mayor simplicidad la distribución de valores de las variables aleatorias. El significado de estas funciones depende del tipo de variables aleatorias (discretas o continuas) a las que estén asociadas.

CASO A.- Variable aleatoria discreta

Una v.a. X será discreta si el rango de X es contable. Esto implica que su correspondiente f.d.a. $F_X(\cdot)$ esté definida como discreta (figura 2.2.)

Si X es una v.a. discreta con valores $x_1, x_2, \dots, x_n, \dots$, entonces la función denotada por $f_X(\cdot)$ y definida como:

$$f_X(x) = \begin{cases} \Pr\{X = x\} & \text{si } x = x_j, j = 1, 2, \dots, n, \dots \\ 0 & \text{si } x \neq x_j, j = 1, 2, \dots, n, \dots \end{cases}$$

se le conoce como "función discreta de densidad" de la v.a. X . $f_X(\cdot)$ es una función con dominio en \mathbb{R} y contradominio en el intervalo $[0, 1]$.

Nota: A cada variable aleatoria X le corresponde una y sólo una función de distribución acumulativa. Sin embargo, a diferentes variables aleatorias X, Y, Z, \dots les pueden corresponder la misma función de distribución.

En el ejemplo de la moneda, la función de densidad asociada a la función de distribución acumulativa representada en la figura 2.2, tendría la forma siguiente:

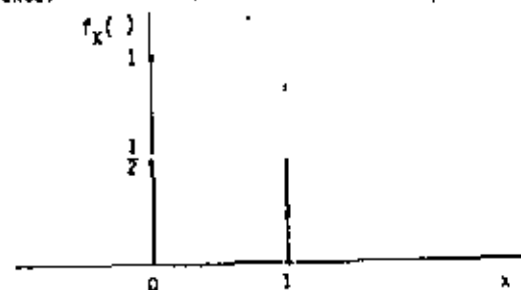


FIGURA 2.3

Si X es una v.a. discreta, las siguientes relaciones pueden derivarse fácilmente:

$$F_X(x) = \sum_{\{j: x_j \leq x\}} f_X(x_j)$$

$$f_X(x_j) = F_X(x_j) - \lim_{h \rightarrow 0^+} F_X(x_j - h)$$

Para que $f_X(\cdot)$ sea una función de densidad de una v.a. discreta X , ésta debe satisfacer las siguientes condiciones:

$$i) f_X(x_j) > 0 \quad j = 1, 2, \dots, n, \dots$$

$$ii) f_X(x) = 0 \quad x \neq x_j, j = 1, 2, \dots, n, \dots$$

$$iii) \sum_j f_X(x_j) = 1 \quad \text{donde la suma se lleva a cabo sobre todos los puntos } x_1, x_2, \dots, x_n, \dots$$

CASO B.- Variable aleatoria continua.

Se dice que una v.a. X es continua si existe una función $f_X(\cdot)$ tal -- que $F_X(x) = \int_{-\infty}^x f_X(u) du$, $\forall x$.

La función de distribución acumulativa de una v.a. continua X , $F_X(x)$, es entonces absolutamente continua.

La función $f_X(\cdot)$ en la expresión anterior se denomina función probabilística de densidad o simplemente función de densidad. $f_X(\cdot)$ es una función con dominio en \mathbb{R} y codominio en el intervalo $[0, \infty)$.

Si X es una v.a. continua, las siguientes relaciones se satisfacen:

$$F_X(x) = \int_{-\infty}^x f_X(u) du$$

$$f_X(x) = \frac{d}{dx} F_X(x)$$

Si $f_X(\cdot)$ es una función de densidad, ella debe cumplir con las siguientes condiciones:

$$i) f_X(x) \geq 0 \quad \forall x$$

$$ii) \int_{-\infty}^{\infty} f_X(u) du = 1$$

Es importante hacer notar que las interpretaciones de las funciones de densidad en los casos discretos y continuo, no son las mismas. Ésto es, en el caso discreto $f_X(\cdot)$ representa una probabilidad ya que por definición:

$$f_X(x) = \Pr \{X = x\}$$

y en el caso continuo, habiéndose establecido la relación:

$$f_X(x) = \frac{d}{dx} F_X(x) = \lim_{\Delta x \rightarrow 0} \frac{F_X(x + \Delta x) - F_X(x - \Delta x)}{2\Delta x}$$

$$\text{ó } 2\Delta x f_X(x) = F_X(x + \Delta x) - F_X(x - \Delta x) = \Pr \{x - \Delta x < X \leq x + \Delta x\}$$

la probabilidad de que X esté en un "pequeño" intervalo $x - \Delta x < X \leq x + \Delta x$, -- conteniendo al valor x , es aproximadamente igual a $f_X(\cdot)$ multiplicado -- por la longitud del intervalo.

Dos conceptos sumamente importantes en la solución de problemas de variables aleatorias y funciones de densidad y de los cuales haremos constante uso en geostatística son los conceptos de media y varianza.

Media.- La media de una v.a. X , denotada por $E[X]$, se define como:

$$E[X] = \sum_j x_j f_X(x_j) \quad \text{caso discreto}$$

$$E[X] = \int_{-\infty}^{\infty} x f_X(x) dx \quad \text{caso continuo}$$

Varianza.- La varianza de una v.a. X , denotada $\text{Var}[X]$, se define como:

$$\text{Var}[X] = \sum_j (x_j - E[X])^2 f_X(x_j) \quad \text{caso discreto}$$

$$\text{Var}[X] = \int_{-\infty}^{\infty} (x - E[X])^2 f_X(x) dx \quad \text{caso continuo}$$

El concepto de media de una v.a. X puede extenderse al de una función de una variable aleatoria $g(X)$, es decir:

$$E[g(X)] = \int_{-\infty}^{\infty} g(x) f_{g(X)}(x) dx = \int_{-\infty}^{\infty} g(x) f_X(x) dx$$

si $g(x) = x^r$ entonces $E[x^r]$ se denomina r -ésimo momento;

si $g(x) = (x - E[X])^r$ entonces $E[(x - E[X])^r]$ se denomina r -ésimo momento central;

si $g(x) = (x - E[X])^2$ entonces $E[(x - E[X])^2] = \int_{-\infty}^{\infty} (x - E[X])^2 f_X(x) dx = \text{Var}[X]$

La varianza de la v.a. X puede escribirse también en términos del operador $E[\]$, es decir:

$$\text{Var}[X] = E[(X - E[X])^2] = E[X^2] - (E[X])^2$$

De acuerdo a lo anterior, $\text{Var}[X]$ es también el segundo momento central de la v. a. X .

Los siguientes son ejemplos de las distribuciones paramétricas más comúnmente empleadas en estadística.

A.- Variable aleatoria discreta

(1) Se dice que la v.a. X sigue una distribución Bernoulli, $X \sim B(p)$,

si la función $f_X(\cdot)$ está dada por:

Nota: La media se interpreta como una medida de tendencia central y la varianza como una medida de dispersión.

$$f_X(x) = \begin{cases} p^x(1-p)^{1-x} & \text{para } x = 0 \text{ ó } 1 \\ 0 & \text{para otros valores de } x \end{cases}$$

donde p es un parámetro igual a $E[X]$.

(2) Se dice que la v.a. X sigue una distribución Binomial, $X \sim B(n, p)$, si la función $f_X(\cdot)$ está dada por:

$$f_X(x) = \begin{cases} \binom{n}{x} p^x(1-p)^{n-x} & \text{para } x = 0, 1, \dots, n \\ 0 & \text{para otros valores de } x. \end{cases}$$

donde p y n son dos parámetros, p satisfaca $0 < p \leq 1$ y $n = 0, 1, 2, \dots$ pertenece al conjunto de los enteros positivos.

$$E[X] = np, \quad \text{Var}[X] = np(1-p)$$

(3) Se dice que la v.a. X sigue una distribución Poisson, $X \sim P(\lambda)$, si la función $f_X(\cdot)$ está dada por:

$$f_X(x) = \begin{cases} \frac{e^{-\lambda} \lambda^x}{x!} & \text{para } x = 0, 1, 2, \dots \\ 0 & \text{para otros valores de } x. \end{cases}$$

donde el parámetro λ satisfaca $\lambda > 0$

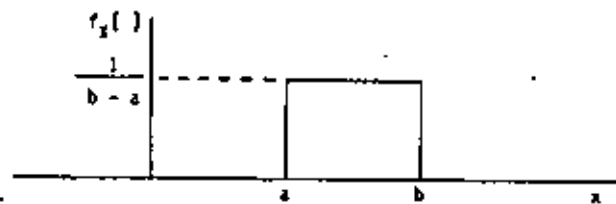
$$E[X] = \lambda, \quad \text{Var}[X] = \lambda$$

B. Variable aleatoria continua.

(1) Se dice que la v.a. X sigue una distribución Uniforme $X \sim U(a, b)$,

si la función $f_X(\cdot)$ está dada por:

$$f_X(x) = \begin{cases} \frac{1}{b-a} & \text{para } a < x < b, \\ 0 & \text{para otros valores de } x. \end{cases}$$



donde

$$E[X] = \frac{a+b}{2} \quad \text{Var}[X] = \frac{(b-a)^2}{12}$$

(2) Se dice que la v.a. X sigue una distribución Normal $X \sim N(\mu, \sigma^2)$

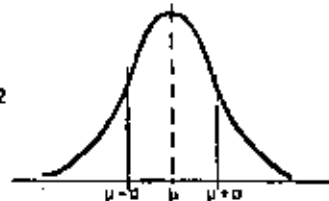
si la función $f_X(\cdot)$ está dada por:

$$f_X(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma} e^{-\frac{1}{2}\left(\frac{x-\mu}{\sigma}\right)^2} \quad \forall x \in (-\infty, \infty)$$

donde los parámetros μ y σ satisfacen $-\infty < \mu < \infty$ y $\sigma > 0$.

$$E[X] = \mu$$

$$\text{Var}[X] = \sigma^2$$



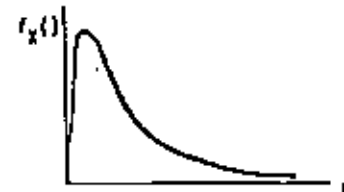
si $\mu = 0$ y $\sigma = 1$ se dice que la v.a. X tiene una distribución Gaussiana

o standard, es decir:

$$f_X(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-x^2/2}$$

(3) Se dice que la v.a. X sigue una distribución Lognormal $X \sim \log(\mu, s^2)$, si la función $f_X(\cdot)$ se define como:

$$f_X(x) = \begin{cases} \frac{1}{x\sqrt{2\pi}s} \exp\left(-\frac{1}{2s^2}(\ln x - \mu)^2\right) & \forall x \in (0, \infty) \\ 0 & \text{para otros valores de } x. \end{cases}$$



donde μ y σ son los parámetros de una v.a. Y con distribución normal.

$$E[X] = e^{\mu + \sigma^2/2} \quad \text{Var}[X] = e^{2\mu} + 2\sigma^2 e^{2\mu} - e^{2\mu} + \sigma^2$$

$$\text{Si } X = \log(\mu, s^2) = Y = \ln X = N(\mu, \sigma^2)$$

donde:

$$\mu = e^{\mu + \sigma^2/2} \quad \text{y} \quad s^2 = \sigma^2 (e^{\sigma^2} - 1)$$

(4) Se dice que la v.a. X sigue una distribución Gamma $X \sim \gamma(k, r)$

si la función $f_X(\cdot)$ es igual a:

$$f_X(x) = \begin{cases} \frac{\lambda}{\Gamma(r)} (\lambda x)^{r-1} e^{-\lambda x} & , \forall x \in [0, \infty) \\ 0 & \text{para otros valores de } x. \end{cases}$$

donde λ y r son dos parámetros que satisfacen $\lambda > 0$, $r > 0$.

$$E[X] = r/\lambda, \quad \text{Var}[X] = r/\lambda^2$$

En ciencias de la tierra, en general, se han analizado estadísticamente una gran cantidad de variables. Ejemplos de las distribuciones seguidas por las variables aleatorias más comunes, se muestran en la tabla 1.

Los conceptos anteriores pueden extenderse sin dificultad, de una variable aleatoria a varias variables aleatorias. Sean, por ejemplo X_1, X_2, \dots, X_k , k variables aleatorias todas ellas definidas en el mismo espacio Ω . La función acumulativa de distribución conjunta de X_1, \dots, X_k denotada por $F_{X_1, \dots, X_k}(x_1, \dots, x_k)$ sería igual a: $\Pr\{X_1 \leq x_1, X_2 \leq x_2, \dots, X_k \leq x_k\}$ para todos los valores x_1, \dots, x_k . Esta función conjunta tiene su dominio en el espacio euclidiano E^k y su contradominio en el intervalo $[0, 1]$.

Similantemente, la función de densidad conjunta de k v.a. estaría definida de la siguiente forma:

$$f_{X_1, \dots, X_k}(x_1, \dots, x_k) = \Pr\{X_1 = x_1, \dots, X_k = x_k\}$$

Tanto $f_{X_1, \dots, X_k}(\cdot)$ como $F_{X_1, \dots, X_k}(\cdot)$ tendrían propiedades simila-

Table 1 Examples of geological population distributions

1. Normal distributions
Topographic relief
Fineness of beach sand
Pebble sphericity for fixed particle size
Pebble roundness for fixed pebble size
Water levels in well through time
Discharge density (cubic of stream per square mile of drainage-basin area)
Specific gravity of rock specimens from a granite pluton
Packing density of grains in sandstone
Various dimensions (shells length, etc.) of invertebrate fossils
Angle of slope on beach faccolites
Angle of slope in valley walls
Angle of dip of anticlinal crest beds
Porosity of sandstone (expressed as percent void space)
Percentages of abundant minerals in rocks
Percentage of frosted grains in some dune sand
Percentage of moisture in sediments
Percentage of some chemical elements or oxides in rocks
Mean values based on n observations from normal or nonnormal densities
2. Lognormal distributions
Particle-size distributions (by weight or number frequency) of some sediments
Thickness of sedimentary beds
Length of first-order streams in drainage basins of given order
Permeability of sedimentary rocks (sandstone, limestone)
Concentrations of trace elements in rocks
Lengths of beach segments on some cliffed coasts
Areas of river placer deposits
3. Gamma distributions
Thickness of sedimentary beds
Sand-shale ratio and elastic ratio of some stratigraphic units
Percentage of rare components in some rocks (organic matter, trace elements, moisture, heavy minerals)
Particle sphericity over a large particle-size range
Particle roundness over a large particle-size range
4. Circular normal distributions \approx normal distrib.
Orientation of rock joints and fractures
Orientation of particle axes in sediments
Direction of dip in sandstone cross-beds
5. Binomial distributions
Abundant minerals in rocks expressed as number of grains in subsamples of fixed size
Abundant fossils in rocks in subsamples of fixed size
Occurrence of cross-beds in sandstone (0 = not present, 1 = present)
6. Poisson distributions
Rare minerals in rocks expressed as number of grains in subsamples of fixed size
Number of alpha particles emitted per unit time from radioactive sediments
Size of invertebrate fossils in a "death" population

(These items are normal approximations of circular distributions.)

res a las descritas para los casos de una variable aleatoria.

Una propiedad muy importante en problemas de varias variables aleatorias es el concepto de independencia.

Se dice que las v.a. X_1, \dots, X_k son independientes si y sólo si $F_{X_1, \dots, X_k}(x_1, \dots, x_k) = F_{X_1}(x_1) F_{X_2}(x_2) \dots F_{X_k}(x_k)$, para todo valor x_1, \dots, x_k .

Y para el caso particular de dos v.a., X e Y , las siguientes definiciones nos serán útiles:

$$(i) \text{ Covarianza } (X, Y) \text{ ó } \text{Cov}(X, Y) = E[(X - E[X])(Y - E[Y])]$$

$$(ii) \text{ Correlación } (X, Y) \text{ ó } \rho_{X, Y} = \text{Cov}(X, Y) / \sqrt{\text{Var}[X] \text{Var}[Y]}$$

$$\forall \text{Var}[X] > 0 \text{ y } \text{Var}[Y] > 0.$$

Diremos que dos v.a. X e Y guardan no-correlación entre ellas toda vez que $\text{Cov}(X, Y) = 0$ ó bien $\rho_{X, Y} = 0$.

Por último, mencionaremos como ejemplo de densidades multivariadas a la distribución bi-normal. Dos v.a. X e Y siguen una distribución normal bivariable si su función de densidad conjunta es igual a:

$$f_{X, Y}(x, y) = \frac{1}{2\pi\sigma_x\sigma_y\sqrt{1-\rho^2}} \exp \left\{ -\frac{1}{2(1-\rho^2)} \left[\left(\frac{x-\mu_x}{\sigma_x} \right)^2 - 2\rho \frac{x-\mu_x}{\sigma_x} \frac{y-\mu_y}{\sigma_y} + \left(\frac{y-\mu_y}{\sigma_y} \right)^2 \right] \right\}$$

donde

$-\infty < x < \infty$, $-\infty < y < \infty$, $\sigma_x, \sigma_y, \mu_x, \mu_y$, y ρ son cinco parámetros tales que: $\sigma_x > 0$, $\sigma_y > 0$, $-\infty < \mu_x < \infty$ y $-\infty < \mu_y < \infty$.

INTRODUCCION

Geoestadística, su Filosofía y Objetivos Fundamentales.

El objetivo principal de este capítulo es dar a conocer a aquellos - profesionales de las ciencias de la tierra, los conceptos básicos de una nueva teoría denominada *Geoestadística*. Georges Matheron (1962) fué el - primero en darle formalidad a esta teoría, la cual definió como: "la apli- cación de las funciones aleatorias al reconocimiento y estimación de fenó- menos naturales".

La premisa básica en geoestadística es considerar que las variables- de fenómenos naturales son de carácter mixto, es decir, están compuestas por dos aspectos: uno espacial o estructural y otro aleatorio. La figura 3.1 ilustra una gráfica de mediciones de porcentaje de mineral efectuadas a lo largo de cierta dirección en un yacimiento minero. El eje vertical denota el porcentaje de mineral y el eje horizontal representa un cierta dirección, x . Dos características pueden apreciarse: una local, de compor- tamiento errático o aleatorio, y otra general, con cualidades estructurales.

Un proceso de mineralización, por ejemplo, puede presentar una es- tructura global y además seguir ciertas leyes que pueden ser geológicas, metalogenéticas, o bien, una combinación de ambas; en particular, existen zonas donde las leyes del mineral son altas, así como zonas de baja ley - (Fig. 3.1), siendo esto posible, únicamente, si la mineralización y las - leyes del mineral poseen un cierto grado de continuidad. Dependiendo del

tipo de depósito, el grado de continuidad podrá ser más o menos aparente.

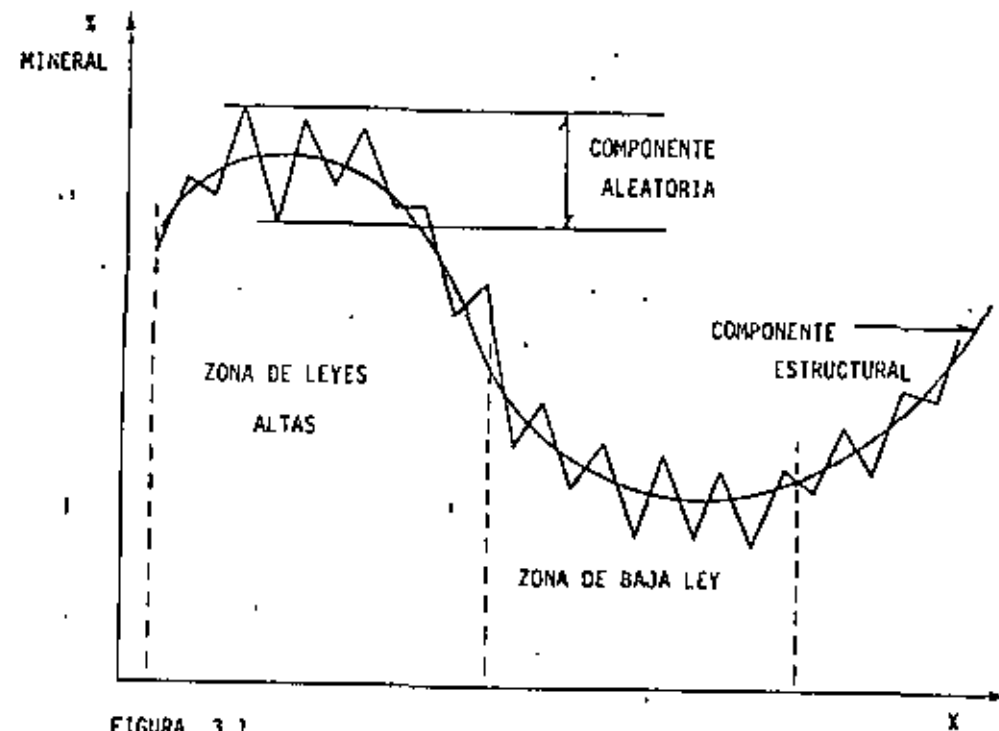


FIGURA 3.1

En efecto, si no fuese por la presencia de esta continuidad, cual- - quier estimación y consecuentemente cualquier selección sería imposible - de realizar. Sin embargo, en el proceso de los fenómenos naturales la mi- neralización no es tan caótica como para anular cualquier método de esti- mación, ni lo suficientemente regular como para permitir el empleo de mé- todos determinísticos. Es por ello, que toda estimación realista debe ne- cesariamente tomar en cuenta ambos aspectos, el estructural y el aleato- - rio, el primero siendo observado primordialmente por geólogos y el segun- do por estadísticos.

De aquí que, el nombre de Geoestadística -propuesto por Matheron-

defina al campo que sintetiza estos dos aspectos, y el cual ha abierto un camino hacia la solución de problemas de evaluación de depósitos minerales.

¿En qué consiste un estudio geostatístico y qué problemas pretende resolver?. Todo estudio geostatístico se inicia con un *análisis estructural*. Este consiste en el ajuste de una función -denominada variograma- a la variabilidad espacial (in-situ) de los parámetros estudiados. Como ejemplos de estos podríamos citar: la ley media del mineral en un cierto volumen de roca, el espesor de una formación geológica, la permeabilidad de una roca, etc.

¿Por qué hay que estudiar la variabilidad espacial de un fenómeno?.- Es obvio que un yacimiento mineral de cobre porfídico no puede ser estimado de la misma manera que un yacimiento de fosfatos sedimentarios. El procedimiento de estimación debe de tomar en cuenta la estructura de la variabilidad espacial de cada yacimiento, así como la manera particular con la cual el yacimiento es muestreado.

Tomando en cuenta estas peculiaridades, es posible asignar a cada valor estimado, un intervalo de confianza. El método de estimación denominado Krigeage (en honor a Daniel G. Krige), toma en cuenta todos estos factores y permite, además, efectuar la estimación de reservas in-situ. El método del Krigeage proporciona el *mejor estimador lineal imparcial posible* (en inglés: best linear unbiased estimator, BLUE) de las variables estudiadas. "Mejor" es entendido aquí, en el sentido de que minimiza la varianza (ó error) de estimación.

La evaluación de la proporción de reservas in-situ que pueden ser recuperadas dentro de un marco económico y tecnológico puede ser efectuada a través de la Geostatística. La evaluación de reservas recuperables debe tomar en cuenta, entre otros, los métodos de selección, explotación y beneficio a ser empleados.

Finalmente, en geostatística, es posible realizar simulaciones de yacimientos, o más concretamente, generar un modelo con las mismas características estructurales de la(s) variable(s) estudiada(s). Así mismo y dentro de ciertos límites, es posible examinar las consecuencias que implicaría el uso de diversas técnicas de extracción por medio de la simulación de éstas dentro del modelo.

La aceptación de la geostatística, especialmente en Ingeniería Minera, se debe a la coherencia y efectividad de las soluciones que ella ha ofrecido a los diversos problemas encontrados en la práctica.

LA TEORIA DE LAS VARIABLES REGIONALIZADAS

Diferencias Básicas entre la Estadística y la Geostatística.

Tradicionalmente, en el estudio de los fenómenos naturales se hace frecuente uso de conceptos básicos de la estadística. Se considera por ejemplo, a cada uno de los valores muestreados, dentro de una cierta región R y para un determinado fenómeno natural, como diferentes realizaciones independientes de una misma variable aleatoria Z. Más aún, se asume que todos los valores muestreados provienen de una misma distribución. La metodología aplicada consiste en inferir de los valores muestreados una distribución a partir de la cual, es posible por ejemplo, evaluar reservas. Estos métodos, por la simplicidad en las suposiciones, producen, sin embargo, resultados frecuentemente incoherentes. Además, en ellos no se toman en cuenta conceptos tan importantes como el de correlación entre valores muestreados.

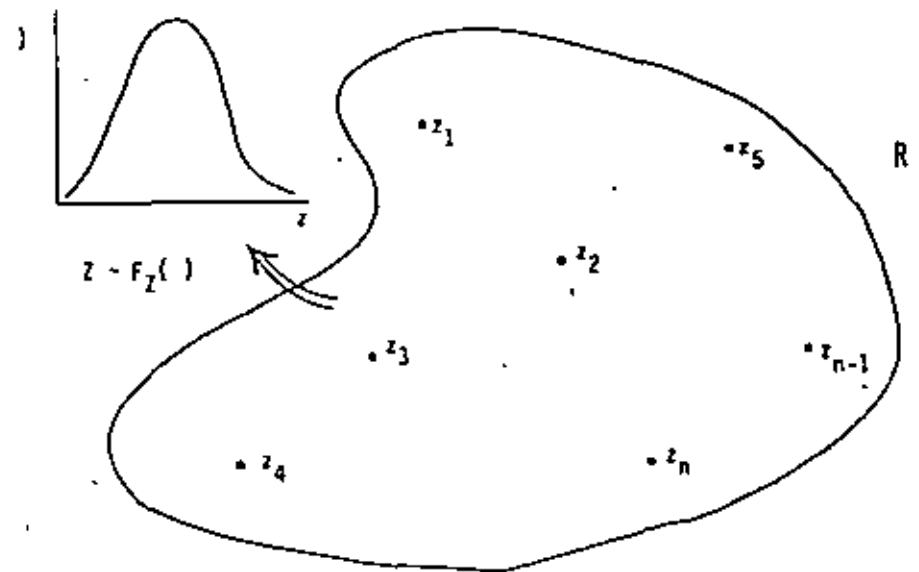
Actualmente, en geoestadística, se considera que cada valor muestreado en un punto (o soporte) $x = \{u, v, w\}$ de una región R , representa únicamente una realización de una variable aleatoria $Z(x)$. Si n valores fueran muestreados, ellos representarían realizaciones de n diferentes variables aleatorias $Z(x_1), Z(x_2), \dots, Z(x_n)$, cada una de las cuales tendría asociada su propia función de distribución $F_{Z(x_1)}(\cdot), F_{Z(x_2)}(\cdot), \dots, F_{Z(x_n)}(\cdot)$.

Estas ideas se representan esquemáticamente en las figuras 3.2A y 3.2B.

Variable Aleatoria Regionalizada

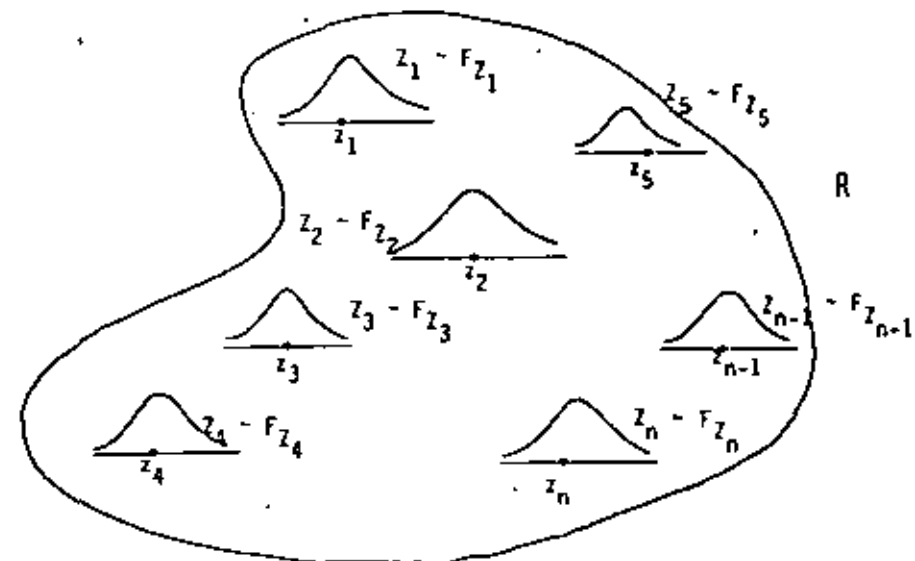
Las variables aleatorias $Z(x_1), \dots, Z(x_n)$ por estar distribuidas en el espacio, se les conoce con el nombre de *variables aleatorias regionalizadas* (en adelante v.a.r.), y al fenómeno representado por las variables aleatorias regionalizadas $Z(x_i)$ se le denomina *regionalización*, ejemplo de lo cual podríamos citar:

- i) El precio del barril de petróleo, el cual puede ser visto como una variable distribuida en el tiempo (espacio de una dimensión).
- ii) El espesor de un estrato, considerado como una variable distribuida en dos dimensiones.
- iii) El porcentaje de mineral en un bloque de volumen V de un cierto depósito podría ser caracterizado por una distribución en tres dimensiones.



CONCEPTO TRADICIONAL

(A)



CONCEPTO GEOESTADISTICO

(B)

FIGURA 3.2 Fenómeno natural caracterizado por la distribución espacial de una variable aleatoria regionalizada.

Al conjunto de v.a.r. $\{Z(x_1), \dots, Z(x_n)\}$, representado de ahora en adelante como $Z(x)$, se le conoce como *función aleatoria* (en adelante f.a.) y se distingue (como toda variable aleatoria) por tener asociada una función acumulativa de distribución conjunta.

$$F_Z(x) = F_{Z(x_1), \dots, Z(x_n)}(z(x_1), \dots, z(x_n)) = P_r [Z(x_1) \leq z(x_1), \dots, Z(x_n) \leq z(x_n)]$$

Características

Las v.a.r. presentan las siguientes características generales:

- (i) **Región:** referida a la extensión en la cual existe y se analiza un fenómeno natural.
- (ii) **Localización:** referida a la posición dentro de la región, en la cual una realización de una v.a.r. tiene lugar.
- (iii) **Soporte geométrico:** entendido como la determinación física de la realización de una v.a.r. siguiendo una misma técnica (mismo tamaño relativo, volumen, método de ensaye, etc.).

De la misma manera en que los operadores $E []$, $\text{Var} []$, etc., definidos en el capítulo II, se aplicaron a variables aleatorias, también pueden aplicarse a variables aleatorias regionalizadas. Consideremos la v.a.r. $Z(x_1)$, en el punto x_1 de la región R:

Nota: Ambos aspectos, el estructural y el aleatorio se encuentran implícitos en las funciones aleatorias.

Definición

(i) $E [Z(x_1)]$.- Si la función de distribución de $Z(x_1)$ tiene media (o esperanza), entonces esta media es una función de x_1 y se escribe: $E [Z(x_1)] = m(x_1)$.

(ii) $\text{Var} [Z(x_1)]$.- Si la varianza de la v.a.r. $Z(x_1)$ existe, entonces ésta se define como el momento central de segundo orden, y se escribe:

$$\text{Var} [Z(x_1)] = E \{ [Z(x_1) - m(x_1)]^2 \}$$

Al igual que la media de $Z(x_1)$, la varianza es generalmente una función de x_1 .

(iii) $\text{Cov} [Z(x_1), Z(x_2)]$.- Si las varianzas de las v.a.r. $Z(x_1)$ y $Z(x_2)$ existen, entonces la covarianza de las dos variables aleatorias también existe y es función de las dos localizaciones, x_1 y x_2 :

$$\text{Cov} [Z(x_1), Z(x_2)] = E \{ [Z(x_1) - m(x_1)] [Z(x_2) - m(x_2)] \}$$

(iv) **Variograma** $2\gamma [Z(x_1), Z(x_2)]$.- La función *variograma* se define como la varianza del incremento de dos variables aleatorias regionalizadas, es decir:

$$2\gamma [Z(x_1), Z(x_2)] = 2\gamma(x_1, x_2) = \text{Var} [Z(x_1) - Z(x_2)]$$

La función $\gamma(x_1, x_2)$ se denomina entonces, *semivariograma*. El variograma también puede definirse como aquella función que expresa la estructura de intercorrelación de una variable aleatoria regionalizada.

HIPOTESIS DE LA GEOESTADISTICA

Volvamos a la figura 3.2-B y pensemos por un momento si sería posible inferir estadísticamente la distribución $F_{Z(x_1)}(\cdot)$ de la v.a.r. $Z(x_1)$ en el punto x_1 , contando únicamente con la realización $z(x_1)$. Obviamente, esto no es posible como tampoco es posible determinar la distribución de la variable aleatoria, "resultado de echar un volado con una moneda", con sólo una realización. Inferir la forma de $F_{Z(x_1)}(\cdot)$ requeriría contar con muchas realizaciones $z_1(x_1), z_2(x_1), \dots, z_m(x_1)$ de la v.a.r. $Z(x_1)$ en el punto x_1 . Dado que en la práctica estamos limitados a contar con sólo una realización de la v.a.r. $Z(x_1)$, en el punto x_1 , parece ser como si nos encontráramos en un camino sin salida, es entonces cuando resulta necesario adoptar ciertas hipótesis.

Cuatro diferentes hipótesis relacionadas con la función aleatoria $Z(x)$ pueden adoptarse.

- (i) **Estacionariedad estricta.** - Una f.a. $Z(x)$ se dice ser estacionaria, en el sentido estricto, si su función acumulativa de distribución conjunta $F_{Z(x)}(\cdot)$ permanece constante bajo efectos de traslación. En otras palabras, la función acumulativa de distribución conjunta $F_{Z(x)}(\cdot) = F_{Z(x_1), Z(x_2), \dots, Z(x_n)}(z(x_1), z(x_2), \dots, z(x_n))$ de las v.a.r. $\{Z(x_1), \dots, Z(x_n)\}$, será idéntica a la f.a.d.c. $F_{Z(x+h)} = F_{Z(x_1+h), \dots, Z(x_n+h)}(z(x_1+h), \dots, z(x_n+h))$ de las v.a.r. $\{Z(x_1+h), \dots, Z(x_n+h)\}$ para cualquier vector de traslación h . Esta hipótesis equivaldría a considerar como iguales a todos los momentos de los conjuntos de v.a.r. $\{Z(x_1), \dots, Z(x_n)\}$ y

$\{Z(x_1+h), \dots, Z(x_n+h)\}$, para cualquier valor h .

La hipótesis se ilustra gráficamente en las figuras 3.3-A y 3.3-B para el caso de dos variables aleatorias regionalizadas, $\{Z(x_1), Z(x_2)\}$

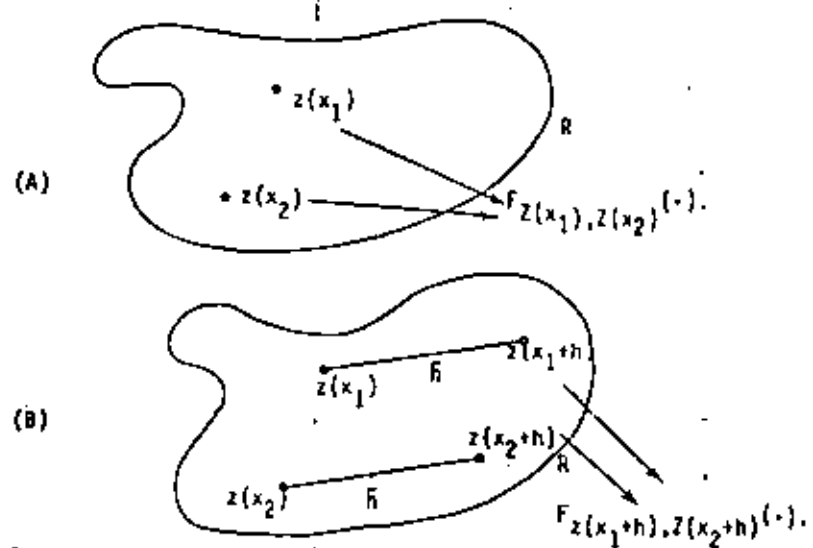


FIGURA 3.3 Distribuciones $F_{Z(x_1), Z(x_2)}(\cdot)$ y $F_{Z(x_1+h), Z(x_2+h)}(\cdot)$ son idénticas bajo efectos de traslación.

- (ii) **Estacionariedad de segundo orden.** - Una f.a. $Z(x)$ se dice ser estacionaria de segundo orden cuando:
 - (a) $E[Z(x_1)]$ existe y no depende del punto o soporte x_1

$$E[Z(x_1)] = m \text{ (constante), } \forall x_1$$
 - (b) Para cada par de v.a.r. $\{Z(x_1), Z(x_1+h)\}$ la covarianza existe y sólo depende del vector de traslación h .

$$C(h) = \text{Cov}[Z(x_1), Z(x_1+h)] = E\{[Z(x_1) - E[Z(x_1)]]\{Z(x_1+h) - E[Z(x_1+h)]\}\} = E\{[Z(x_1) - m]\{Z(x_1+h) - m\}\} = C(h) = E\{Z(x_1) - Z(x_1+h)\}^2, \forall x_1$$

La estacionaridad de la covarianza implica estacionaridad de la varianza y del variograma.

$$\text{Var} [Z(x_1)] = E [(Z(x_1) - m)^2] = C(0), \forall x_1$$

$$\gamma(h) = \frac{1}{2} E [(Z(x_1) - m) - (Z(x_1+h) - m)]^2$$

$$= \frac{1}{2} E [Z^2(x_1) - 2Z(x_1)Z(x_1+h) + Z^2(x_1+h)]$$

$$= \frac{1}{2} E[Z^2(x_1)] - E[Z(x_1)Z(x_1+h)] + \frac{1}{2} E[Z^2(x_1+h)]$$

$$\gamma(h) = C(0) - C(h), \forall x_1$$

Como se observa en la última expresión, $\gamma(h)$ y $C(h)$, son dos herramientas que permiten expresar la correlación entre las dos v.a.r., $Z(x_1)$ y $Z(x_1+h)$, separadas por el vector h . Estacionaridad equivale a considerar, por ejemplo, una mineralización homogénea, donde la correlación entre los datos $z(x_1)$ y $z(x_1+h)$ no depende de su posición particular; sino de la distancia que los separa.

(iii) **Hipótesis intrínseca.**— Una f.a. $Z(x)$ se dice intrínseca si:

(a) Su media existe y no depende del punto x_1 .

$$E [Z(x_1)] = m, \forall x_1$$

(b) Para todo vector h , el incremento $Z(x_1) - Z(x_1+h)$ tiene varianza finita (o existe) y no depende del punto x_1 .

$$\text{Var} [Z(x_1) - Z(x_1+h)] = E[(Z(x_1) - Z(x_1+h))^2] =$$

$$= 2\gamma(h), \forall x_1.$$

Nota: Esta hipótesis asume la existencia de la covarianza $C(h)$ y por lo tanto de la varianza $\text{Var} [Z(x_1)] = C(0) < \infty$.

La existencia de la función variograma representa una hipótesis — más fácil de satisfacer que la existencia de la covarianza. Muchos fenómenos físicos presentan una capacidad infinita de dispersión, donde ambas la varianza y la covarianza no existen, pero para las cuales es posible definir una función variograma.

Por lo tanto, la estacionaridad de segundo orden implica la hipótesis intrínseca, pero no lo contrario. La función variograma — puede expresarse en términos de la covarianza, y no así esta última en función del variograma.

$$\gamma(h) = C(0) - C(h)$$

$$C(h) \neq f(\gamma(h))$$

(iv) **Quasi - estacionaridad.**— Esta es la limitación de la hipótesis de estacionaridad de segundo orden a distancias $|h| \leq b$ (o de la hipótesis intrínseca, si sólo la función $\gamma(h)$ es asumida). En la práctica, el límite b puede representar la extensión de una zona homogénea, o el diámetro de la zona considerada para propósitos de estimación (Figura 3.4).

NOTA.— Es conveniente hacer notar que parte de los conceptos introducidos en este capítulo han sido presentados como una extensión natural de nociones básicas de la estadística. Estos conceptos constituyen el lenguaje de la Geoestadística. En lo que resta de este curso se asumirá la hipótesis de estacionaridad de segundo orden en todas las funciones aleatorias, $Z(x)$.

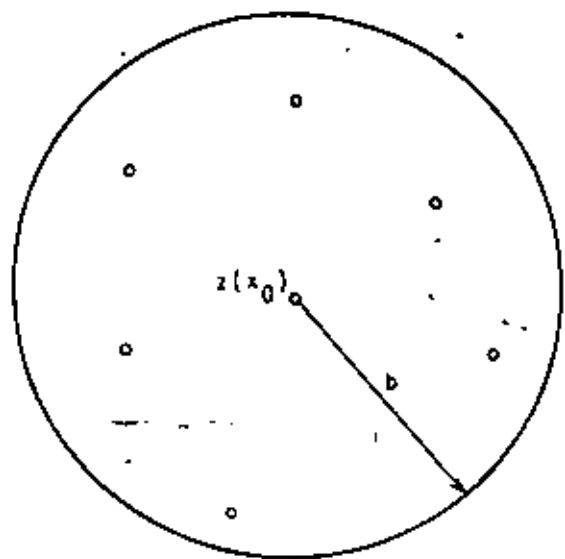
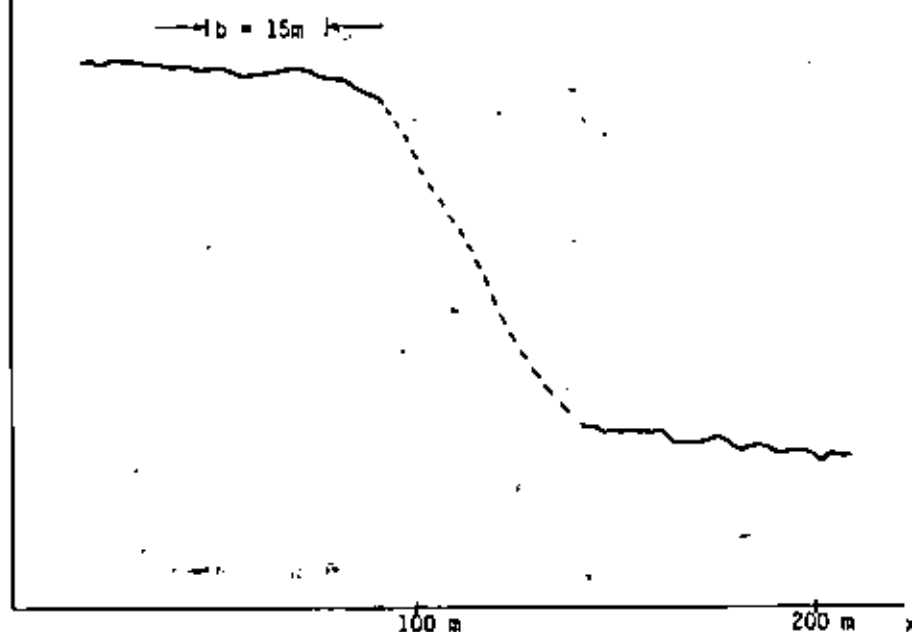


FIGURA 3.4 Vecindades de quasi-estacionariedad.

CAPITULO IV

ANALISIS ESTRUCTURAL

En este capítulo se define el proceso del análisis estructural de un fenómeno regionalizado en sus diversas etapas, desde el análisis de la información básica, hasta el ajuste de un modelo teórico al semivariograma experimental.

EL ANALISIS ESTRUCTURAL Y SU PRACTICA.

Antes de iniciar un estudio geoestadístico es recomendable familiarizarse con ambos, la naturaleza del fenómeno que se estudia (geología, petrografía, metalogía, técnicas de operación, etc.) y con los datos disponibles. Esta fase preliminar es esencial tanto en el análisis estructural como en la formulación correcta del problema. Por tal motivo, siempre es deseable poder llevar a cabo un análisis estadístico elemental de la información. Histogramas y diagramas de correlación, entre otras muchas técnicas, ayudan en la detección de datos erróneamente muestreados. Esto es de especial importancia ya que cualquier error en los datos se reflejaría sistemáticamente en cada etapa del análisis geoestadístico.

Una parte fundamental del análisis estructural lo constituye la formulación del problema y el análisis crítico de la variable aleatoria regionalizada, lo que comprende, entre otros, los aspectos siguientes:

- a) Representatividad y ejecución correcta del muestreo.
- b) Propósito del estudio.
- c) Significado y Homogeneidad de los datos o de la variable que se estudia.

d) Soporte o volumen en el cual la variable está definida. Para un ingeniero petrolero, el soporte sería por ejemplo un núcleo de roca al cual se le ha determinado sus características petrofísicas (porosidad, permeabilidad, etc.) Para un ingeniero minero, el soporte sería el volumen de roca donde el porcentaje medio de un mineral se desea estimar.

e) Extensión o dominio del campo sobre el cual la distribución espacial de la variable se definirá. Esta extensión puede cubrir una cuenca geológica, un yacimiento petrolero o una zona de mineralización.

El Semivariograma Experimental.

Analizados los datos y definida la variable procedemos al cálculo del semivariograma. Recordemos que el variograma ha sido definido como la varianza de la diferencia de dos variables aleatorias regionalizadas,

$$2\gamma(h) = \text{Var} [Z(x+h) - Z(x)] \quad (4.1)$$

estando distanciadas una de la otra, un vector h . Un semivariograma calculado a partir de datos experimentales, $\hat{\gamma}(h)$, está dado por la fórmula:

$$\hat{\gamma}(h) = \frac{1}{2N} \sum_{i=1}^{N'} [z(x_i+h) - z(x_i)]^2 \quad (4.2)$$

donde N' representa el número de pares de datos separados por el vector h , $z(x_i)$ es el valor de la variable en la posición x_i y $z(x_i+h)$ es el valor de la variable en la posición x_i+h .

En la práctica, sabemos que los datos pueden estar distribuidos en 1, 2 y 3 dimensiones, y que además pueden presentarse regular o irregularmente espaciados. También sabemos que la confiabilidad en el semivariograma como función estructural será mayor cuanto mayor sea el número de datos disponibles. No es sorprendente, en algunos casos, emplear datos del orden de los cientos o de los miles, lo cual de no ser por las computadoras, haría del análisis estructural una técnica totalmente impráctica. Por estos motivos, el cálculo de los semivariogramas experimentales, generalmente, se efectúa empleando programas de cómputo.

Es conveniente antes de entrar en detalle, mencionar algunos de los aspectos más relevantes contenidos en los semivariogramas, estos son:

- 1.- Representa el grado de continuidad de los valores de las v.a.r. $\gamma(h)$ es una función creciente, es decir, que entre más alejada se encuentre una v.a.r. de otra, sus valores tenderán a ser más diferentes.
- 2.- Responde a la tradicional noción de zona de influencia entre v.a.r.. El grado de crecimiento de un semivariograma representa el grado de decrecimiento de la influencia de una v.a.r. sobre su vecindad.
- 3.- Anisotropías en los valores de la v.a.r. pueden ser reveladas a través de distintos comportamientos de los semivariogramas construidos a lo largo de diferentes direcciones dentro del dominio de la v.a.r.
- 4.- Continuidad y regularidad de los valores están representadas por el mayor o menor comportamiento regular del semivariograma cerca del origen.

- 5.- Importantes caracteres estructurales del fenómeno en estudio pueden ser obtenidos de los rasgos del semivariograma. Arriba de una distancia llamada *alcance*, *rango de correlación*, o simplemente *rango*, las v.a.r. prácticamente no presentan correlación. El valor de $\gamma(h)$ para distancias h mayores al rango, nombrado *meseta*, representa la varianza máxima entre las v.a.r.
- 6.- Desde el momento en que se efectúa un muestreo discontinuo, se obtiene una imagen imperfecta de la ley de dispersión teórica de los valores de la v.a.r., por lo que únicamente los puntos cercanos al origen son considerados como significativos.
- 7.- $\gamma(h)$ no representa en su totalidad los detalles locales del fenómeno, sólo expresa, en forma sintética, sus caracteres esenciales.

Anatomía del Semivariograma

La definición del semivariograma como un medio de la varianza de la diferencia de dos variables aleatorias regionalizadas sugiere las siguientes propiedades:

$\gamma(0) = 0$ el semivariograma es por definición igual a cero en el origen,

$\gamma(h) = \gamma(-h)$ el semivariograma es una función par.

Con el objeto de entender el comportamiento de la función $\gamma(h)$ es necesario observar primero el comportamiento de la función $C(h)$. Intuitivamente sabemos que el grado de correlación entre las variables $Z(x_1)$ y $Z(x_1+h)$ generalmente decrece a medida que la distancia que las separa se incrementa. De acuerdo con esto, y observando la relación

$$\gamma(h) = C(0) - C(h) \quad (4.4)$$

podemos deducir que la función $\gamma(h)$ debe de incrementarse con h (ver figura 4.1).

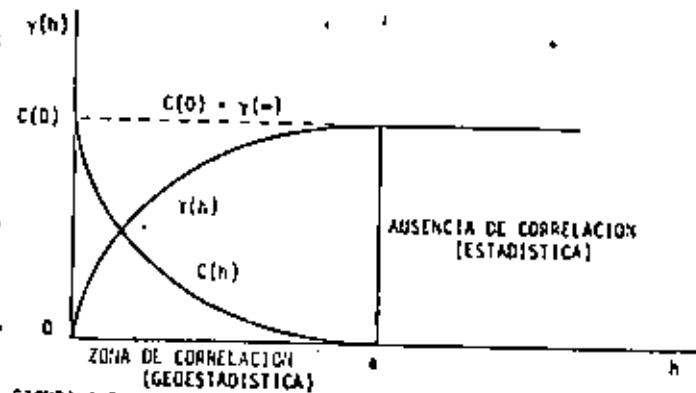


FIGURA 4.1

La distancia a a partir de la cual $C(h)$ resulta prácticamente igual a cero, se denomina *rango* y representa el punto de transición entre el estado en el cual existe correlación (o zona de influencia), $|h| \leq a$, y el estado en el cual hay ausencia de correlación, $|h| > a$.

A medida que h crece, la función $\gamma(h)$ resulta, generalmente, más o menos estable alrededor de un límite llamado *meseta* (o *sill*, en inglés), el cual es simplemente la varianza de la v.a.r. $Z(x_1)$

$$\gamma(\infty) = \text{Var} [Z(x_1)] = C(0) - C(\infty) \quad (4.5)$$

Aquellos semivariogramas caracterizados por un rango a y una meseta $C(0)$ se les conoce como *modelos de transición*, ya que permiten identificar las zonas de transición definidas anteriormente.

Estrictamente hablando, y dado que h representa un vector, la función

$\gamma(h)$ denota al conjunto de semivariogramas $\gamma(h, \alpha)$, obtenidos al hacer variar el ángulo dirección α . Estudiando $\gamma(h)$ en varias direcciones α , se puede determinar la existencia de posibles *anisotropías*, tales como el cambio de rango $a(\alpha)$ con la dirección α . Consideremos el ejemplo de las lentes mineralizadas de la figura 4.2 donde:

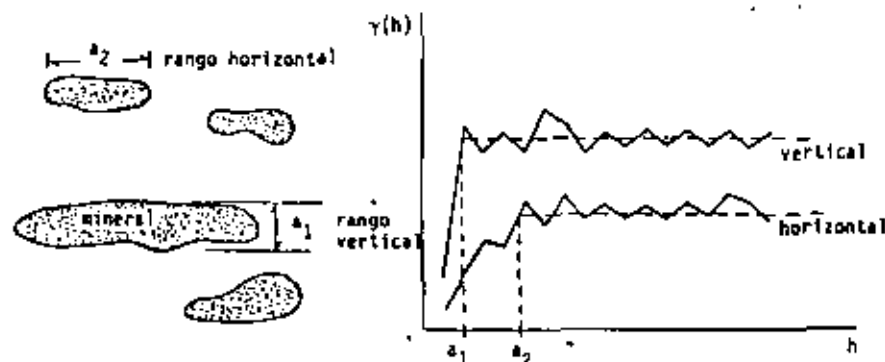


FIGURA 4.2 El semivariograma como herramienta estructural.

el semivariograma calculado en la dirección vertical muestra un rango a_1 , menor al rango a_2 del semivariograma calculado en la dirección horizontal. Los rangos a_1 y a_2 pueden interpretarse como el valor medio del ancho y el valor medio del largo de las lentes mineralizadas, respectivamente.

El rango del semivariograma representa, en promedio, características morfológicas de lentes mineralizadas.

Comportamiento del semivariograma al origen.

El comportamiento del semivariograma cerca del origen está relacionado con la continuidad y la regularización de la f.a. $Z(x)$. Cuatro dife-

rentes comportamientos pueden observarse (ver figura 4.3).

(i) *Parabólico* - $\gamma(h) \sim A |h|^2$, comportamiento característico de variabilidades espaciales sumamente regulares.

(ii) *Lineal* - $\gamma(h) \sim A |h|$

(iii) *Discontinuo al Origen* - $\gamma(h)$ no tiende hacia cero cuando $h \rightarrow 0$, aunque por definición $\gamma(0) = 0$. La variabilidad entre dos valores $z(x)$ y $z(x+h)$, muy cercanos, uno del otro, puede ser muy alta e incrementarse con el grado de discontinuidad en el origen de $\gamma(h)$. Esta discontinuidad en el origen de la función $\gamma(h)$ se denomina *efecto pepita* (o *nugget effect* en inglés) y puede deberse a mediciones erróneas y/o microvariabilidades.

(iv) *Efecto Pepita Puro* - Este es el caso donde $\gamma(h)$ aparece exclusivamente como una discontinuidad en el origen.

$$\gamma(0) = 0 \text{ y } \gamma(h) = C_0, \text{ para } h > \epsilon.$$

Este efecto corresponde, exclusivamente, al estado total de ausencia de correlación.

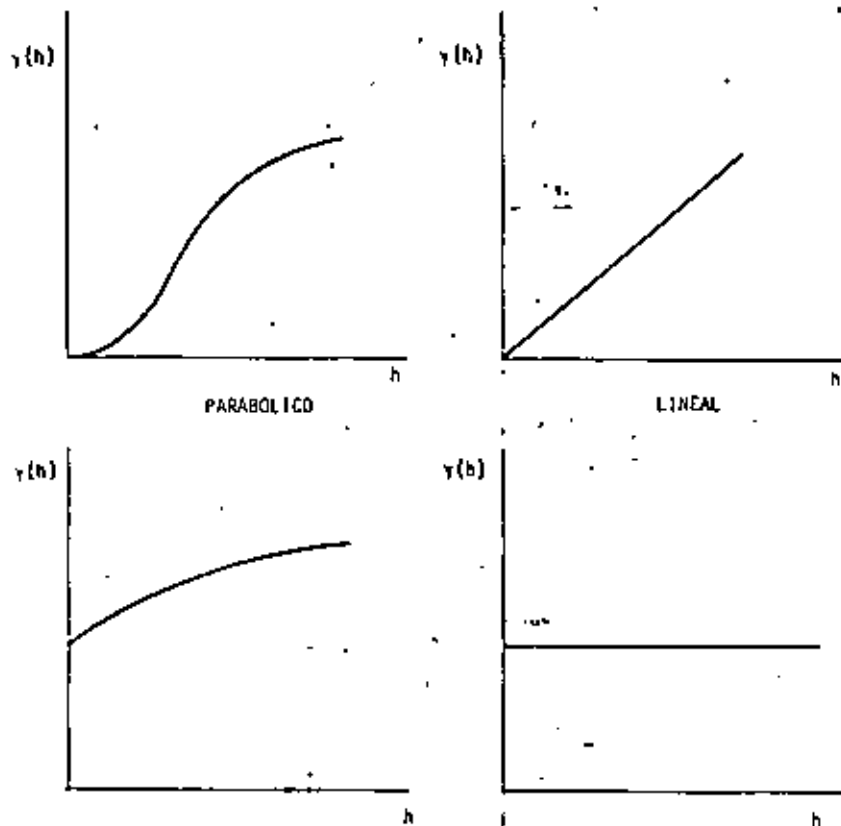


FIGURA 4.3
EFECTO "PEPITA"

Orígenes de Variabilidad.

La variabilidad entre las v.a.r. $Z(x_i)$ y $Z(x_i+h)$, representada por el semivariograma, tiene diversos orígenes los cuales están íntimamente ligados a las diversas escalas de medida, por ejemplo:

- (i) A nivel de punto ($h=0$) existe una variabilidad causada por errores en los muestreos mismos.

- (ii) A nivel petrográfico ($|h| < 1$ cm) una segunda variabilidad puede existir producida por transición de un elemento a otro.
- (iii) A nivel de estratos o lentes mineralizados ($|h| < 100$ m) una tercera variabilidad puede aparecer debida a alternancias de los estratos o de los lentes mineralizados con material estéril.
- (iv) A nivel de cuenca geológica o de provincia metalífera ($|h| < 100$ km) una cuarta variabilidad puede surgir como consecuencia de la distribución de los yacimientos a partir de la orogénesis de la provincia.

Todas estas fuentes o estructuras de variabilidad, y posiblemente muchas más, actúan simultáneamente y para cualquier distancia h , y por ello se les llama estructuras anidadas.

Observar simultáneamente todas estas variabilidades requeriría contar con una gran cantidad de información cubriendo todos los rangos de variabilidad, desde 1 μ hasta 100 km., lo cual en la práctica, nunca ocurre.

Bajo la hipótesis de estacionariedad de segundo orden, las estructuras anidadas pueden ser representadas como la suma de un cierto número de semivariogramas (o de covarianzas), cada uno caracterizando una variabilidad a una cierta escala (ver figura 4.4).

$$\gamma(h) = \gamma_0(h) + \gamma_1(h) + \gamma_2(h) + \dots + \gamma_n(h) \quad (4.6)$$

Modelos de Semivariogramas.

A continuación se presentan las principales funciones empleadas en la

representación de variogramas. No cualquier función $f(h)$ puede ser una función semivariograma. Únicamente aquellas funciones definidas positiva y condicionalmente (Matheron, 1971) pueden emplearse como semivariogramas.

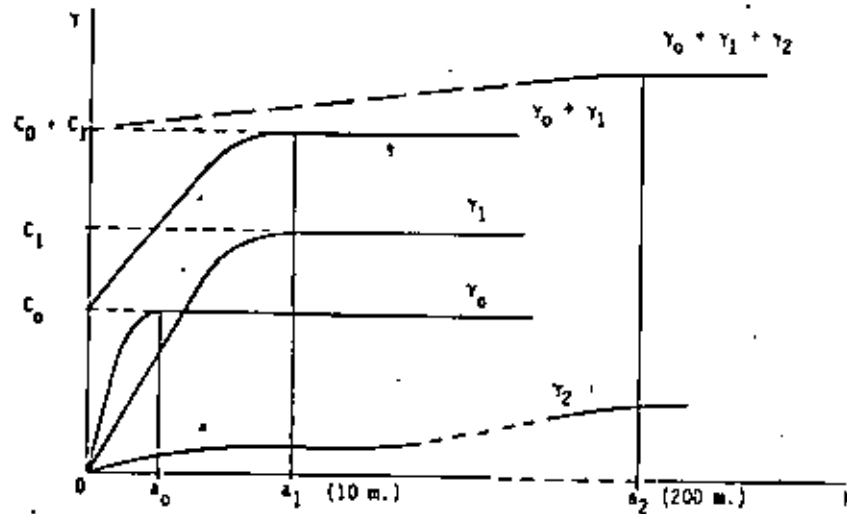


FIGURA 4.4 Estructuras anidadas.

Como se mencionó anteriormente, las dos características principales del semivariograma $\gamma(h)$ son su comportamiento al origen (parabólico, lineal y efecto nugget) y la presencia o ausencia de una meseta o sill para valores de $|h| \geq a$. Atendiendo a estas características, los modelos teóricos más comúnmente empleados pueden clasificarse como:

- (i) Modelos con meseta (o modelos de transición) y comportamiento lineal al origen:

(a) Modelo Esférico

(b) Modelo Exponencial

o comportamiento parabólico al origen:

(c) Modelo Gaussiano

- (ii) Modelos sin meseta (la función aleatoria correspondiente será intrínseca donde ni la varianza, ni la covarianza existen).

(a) Modelos de forma $|h|^Q$, con $Q \in (0, 2)$

(b) Modelo Logarítmico

Por el momento consideraremos únicamente modelos isotrópicos, esto es, aquellos cuyas funciones aleatorias $Z(x)$ presentan la misma variabilidad espacial en toda dirección.

Los modelos que a continuación se presentan están normalizados, es decir, corresponden a f.a. $Z(x)$ con varianza $\text{Var}[Z(x)] = 1$. Para obtener modelos con $\text{Cov}(0) = C \neq 1$ bastará multiplicar las expresiones dadas en $\gamma(h)$ por C .

Modelo Esférico:

$$\gamma(r) = \begin{cases} 3/2 (r/a) - 1/2 (r/a)^3, & \forall r \in [0, a] \\ 1, & \forall r \geq a \end{cases} \quad (4.7)$$

Modelo Exponencial:

$$\gamma(r) = 1 - e^{-r/a} \quad (4.8)$$

Estos dos modelos de semivariogramas con comportamiento lineal al origen son los más frecuentemente encontrados en la práctica (Fig. 4.5)

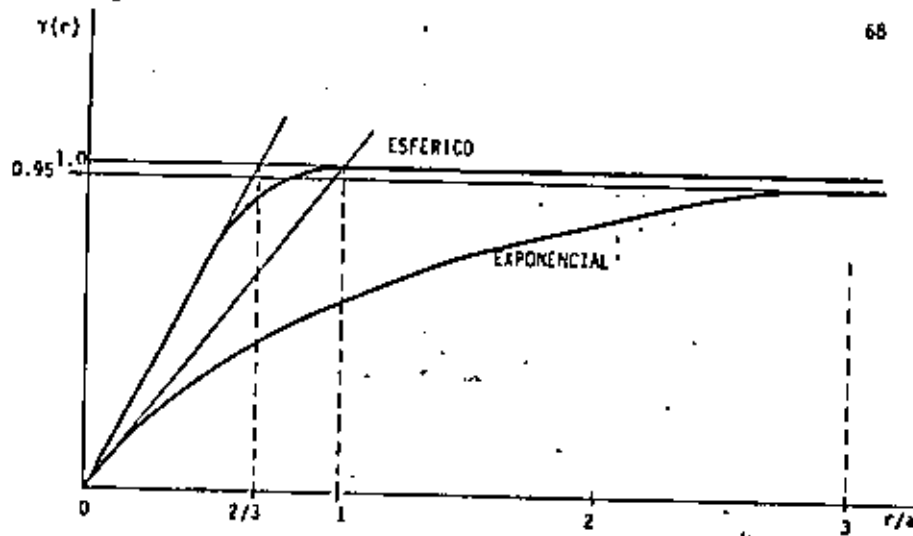


FIGURA 4.5 Modelos esférico y exponencial.

La diferencia entre los modelos esférico y exponencial es la distancia $\{r\}$ a la cual sus tangentes al origen intersectan el sill $C(0)$: $r = \frac{2a}{3}$, dos tercios del rango a , para el modelo esférico; $r = \frac{a}{3} = a$ un tercio del rango práctico a' , para el modelo exponencial. Estos modelos presentan frecuentemente efecto nugget.

Modelo Gaussiano:

$$\gamma(r) = 1 - e^{-(r/a)^2} \tag{4.9}$$

Este modelo de comportamiento parabólico cerca del origen es raramente encontrado en aplicaciones prácticas.

Los siguientes modelos corresponden a f.a. $Z(x)$ con capacidad ilimitada de dispersión, esto es, $Z(x)$ es intrínseco.

Modelo del tipo r^α :

$$\gamma(r) = r^\alpha, \quad 0 < \alpha < 2 \tag{4.10}$$

Modelo Logarítmico:

$$\gamma(r) = \log r. \tag{4.11}$$

El modelo logarítmico o modelo De Míja fue aplicado extensamente durante los años 60's. Sus características analíticas así como el hecho de que las primeras aplicaciones de la geostatística a diferentes yacimientos minerales (de oro y uranio principalmente) produjeron variogramas sin sill, lo hicieron "popular".

Modelo con efecto de agujero:

Un semivariograma presenta el efecto de agujero cuando su crecimiento no es monótono. Este efecto puede aparecer en modelos con o sin sill (Figura 4.6). Un modelo con efecto de agujero, con sill y con comportamiento parabólico al origen tendría la siguiente forma:

$$\gamma(r) = 1 - \frac{\sin r}{r} \tag{4.12}$$

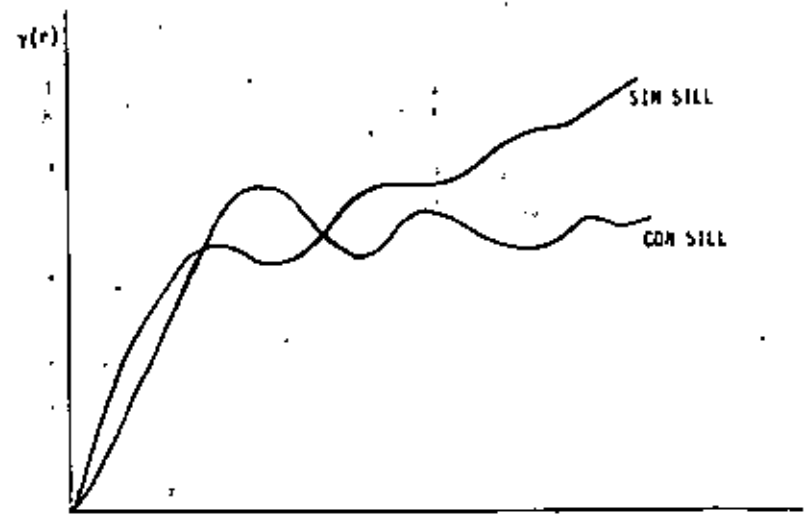


FIGURA 4.6 Semivariogramas con efecto de agujero.

Este comportamiento se ha observado frecuentemente en aquellos depósitos mineros donde existe una sucesión de zonas ricas y pobres.

Fenómenos anisotrópicos

Un fenómeno *anisotrópico* se caracteriza por presentar diversas variabilidades en cada dirección α . La función estructural $\gamma(h) = \gamma(|h|, \alpha)$ depende entonces de la dirección α y del módulo $|h|$. Cuando la función $\gamma(|h|, \alpha)$ depende únicamente del módulo $|h|$ el fenómeno se nombra *isotrópico*.

En la práctica, el carácter anisotrópico de la función $\gamma(h)$ se manifiesta por la existencia de direcciones preferenciales al momento de la génesis del fenómeno estudiado. Estas direcciones preferenciales son conocidas generalmente, de antemano, como por ejemplo, la dirección vertical en un depósito formado por depositación deltáica, o las direcciones horizontales en un depósito de aluvión.

Los modelos isotrópicos presentados anteriormente, dependen exclusivamente del módulo $r=|h|$ del vector h . En esta versión, los modelos anisotrópicos serán presentados empleando el método de "reducción" al caso isotrópico. Para el caso de *anisotropía geométrica*, la reducción se hará por medio de una transformación lineal y para el caso de *anisotropía direccional*, la reducción se hará por separación de cada variabilidad direccional.

(1) Anisotropía Geométrica.

Un semivariograma $\gamma(h) = \gamma(h_u, h_v)$ presenta anisotropía geométrica, cuando la anisotropía puede ser reducida a isotropía aplicando una transformación lineal a las coordenadas:

$$\gamma(h_u, h_v) = \gamma'(h'_u, h'_v) = \gamma'(|h'|) \quad (4.13)$$

anisotrópico

isotrópico

$$\text{donde } h'_u = a_{11} h_u + a_{12} h_v$$

$$h'_v = a_{21} h_u + a_{22} h_v$$

o en forma matricial $h' = Ah$ donde A representa la matriz de transformación.

Como ejemplo consideremos los semivariogramas γ_{α_1} y γ_{α_2} de la figura 4.7, calculados en las direcciones α_1 y α_2 en el espacio de dos dimensiones. Los dos semivariogramas han sido representados por modelos esféricos con sill igual a 1 y rangos iguales a a_{α_1} y a_{α_2} ; dado que $\gamma_{\alpha_1} \neq \gamma_{\alpha_2}$ el fenómeno representado es anisotrópico.

Con el objeto de hacer coincidir las dos curvas, basta multiplicar la distancia a lo largo de la dirección α_1 , h_1 por el radio de afinidad $a_{\alpha_1} / a_{\alpha_2}$ o alternativamente, multiplicar la distancia a lo largo de la dirección α_2 , h_2 por $a_{\alpha_2} / a_{\alpha_1}$. En efecto, para los dos modelos esféricos:

$$\gamma_{\alpha_1}(h_1) = \frac{3}{2 a_{\alpha_1}} h_1 - \frac{1}{2 a_{\alpha_1}^3} h_1^3, \quad \forall h_1 \leq a_{\alpha_1}$$

$$\gamma_{\alpha_2}(h_2) = \frac{3}{2 a_{\alpha_2}} h_2 - \frac{1}{2 a_{\alpha_2}^3} h_2^3, \quad \forall h_2 \leq a_{\alpha_2}$$

se obtendría lo siguiente:

$$\gamma_{\alpha_1}(h_1) = \frac{3}{2} \frac{a_{\alpha_2}}{a_{\alpha_1}} h_1 - \frac{1}{2} \left(h_1 \frac{a_{\alpha_2}}{a_{\alpha_1}} \right)^2 \quad * \quad h_1 \frac{a_{\alpha_2}}{a_{\alpha_1}} \leq a_{\alpha_2}$$

6

$$\gamma_{\alpha_1}(h_1) = \gamma_{\alpha_2}(h_1') \quad \text{donde} \quad h_1' = h_1 \frac{a_{\alpha_2}}{a_{\alpha_1}}$$

El cambio de coordenadas $h_1' = h_1 \frac{a_{\alpha_2}}{a_{\alpha_1}}$ permite caracterizar la variabilidad en las direcciones α_1 y α_2 por medio de un sólo modelo esférico con rango a_{α_2} .

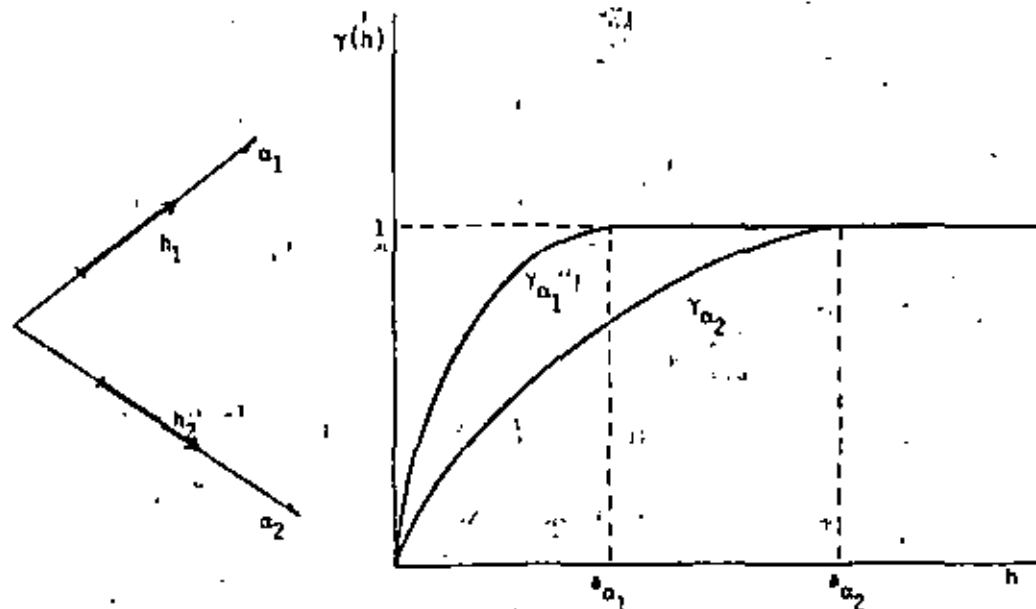


FIGURA 4.7 Anisotropía geométrica.

Considerando n direcciones $\alpha_1, \dots, \alpha_n$, bastaría con graficar los rangos de los semivariogramas en función de sus direcciones para deducir la posible existencia de una transformación lineal. Si la gráfica pudiera aproximarse a una elipse, entonces una transformación lineal existiría y permitiría transformar la elipse en círculo lo cual equivaldría a considerar un fenómeno isotrópico. En caso contrario, el modelo de anisotropía zonal sería adoptado.

(ii) Anisotropía zonal

El modelo de anisotropía zonal consiste en definir al semivariograma asociado al fenómeno en estudio como una estructura anidada, es decir, como la suma de otros semivariogramas donde cada semivariograma se permite exhibir su propia anisotropía.

$$\gamma(h) = \sum_{i=1}^n \gamma_i(h)$$

Por ejemplo, el semivariograma $\gamma_j(h)$, (h -vector) puede representar un fenómeno con anisotropía geométrica, el semivariograma $\gamma_n(h)$ puede ser isotrópico en 2 dimensiones $\gamma(h_u, h_v) = \gamma(\sqrt{h_u^2 + h_v^2}) = \gamma(|h|)$ o bien el semivariograma $\gamma_k(h)$ puede depender únicamente de la distancia h_u : $\gamma_k(h) = \gamma_k(h_u)$, $\forall h_v$.

El modelo de anisotropía zonal es el más usado en la práctica, ya que por su flexibilidad puede ajustarse a cualquier tipo de anisotropía.

Ejemplos de Ajustes de Semivariogramas.

CASO I: Tiempos de Reflexión.

A partir de información estructural obtenida en el distrito Villahermosa de la Zona Sur (Petróleos Mexicanos) que comprende los campos Sitio Grande, Samaria y otros (Figura 4.6), se evaluaron semivariogramas experimentales de tiempos de reflexión a lo largo de dos direcciones, 45 y 135 grados con respecto a la línea oeste-este. Tales semivariogramas presentan las siguientes características (Figura 4.9):

- (i) En los dos casos (45° y 135°) no existe presencia aparente de efecto nugget, por lo menos a la escala de los datos experimentales.
- (ii) Ambos semivariogramas presentan un fenómeno de transición entre el origen y una distancia de cerca de 30 kilómetros. El semivariograma obtenido en la dirección 135° muestra un incremento brusco en sus valores a partir de $h = 30$ km. indicando con ello la presencia de un trend, el cual se conocía de antemano según evidencias geológicas. Se sabe, por ejemplo, que la formación reflectora (Formación Tamabra) aflora hacia el sureste en la Sierra de Chiapas. El semivariograma obtenido en la dirección 45° muestra una caída brusca en sus valores, también a partir de $h = 30$ km., lo cual sugiere la presencia, globalmente hablando, de una estructura simétrica (con respecto a la línea NW - SE, ver figura 4.10-A y -B) y, la cual está generada, como se sabe, por el empuje de un domo salino subyacente.

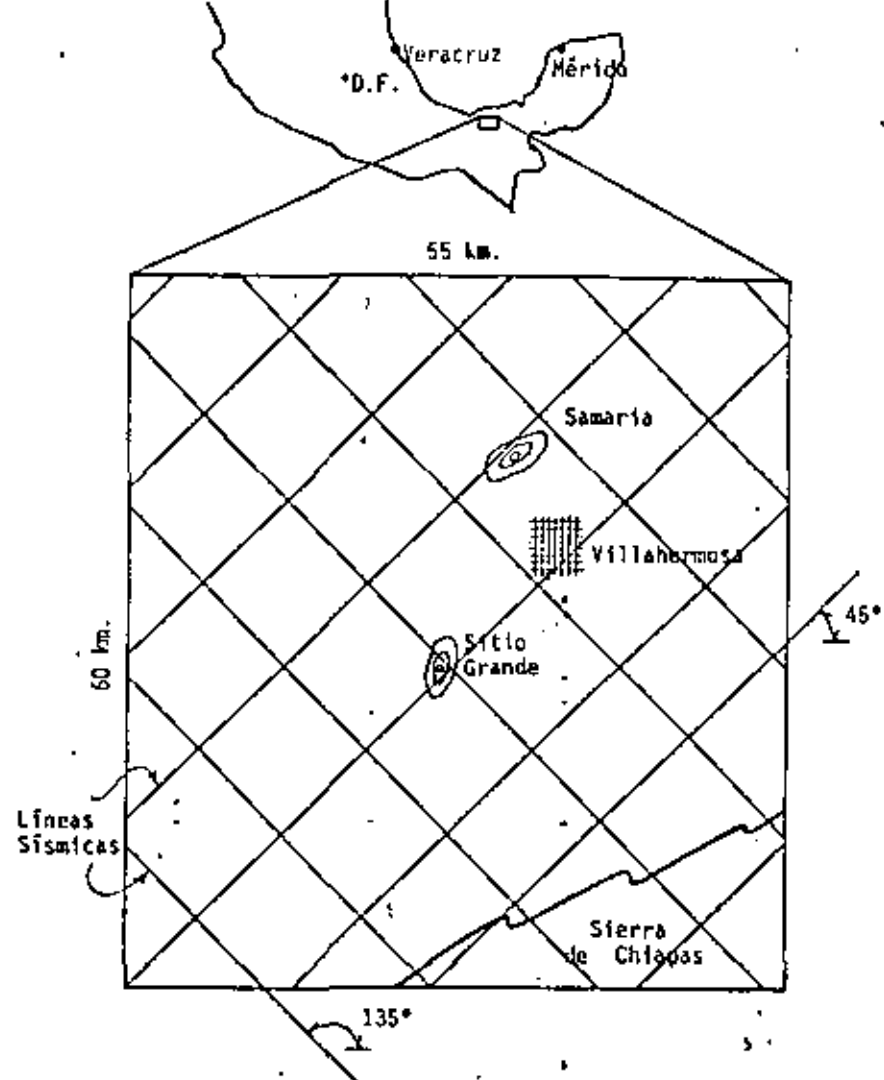


FIGURA 4.8

- (iii) Para pares de puntos con distanciamientos, entre sí, menores a 30 km., el fenómeno puede considerarse como estacionario (ó quasi-estacionario) e isotrópico y puede caracterizarse por un semivariograma teórico (esférico) con rango $a = 18$ km. y sill $C(0) = 0.30$.

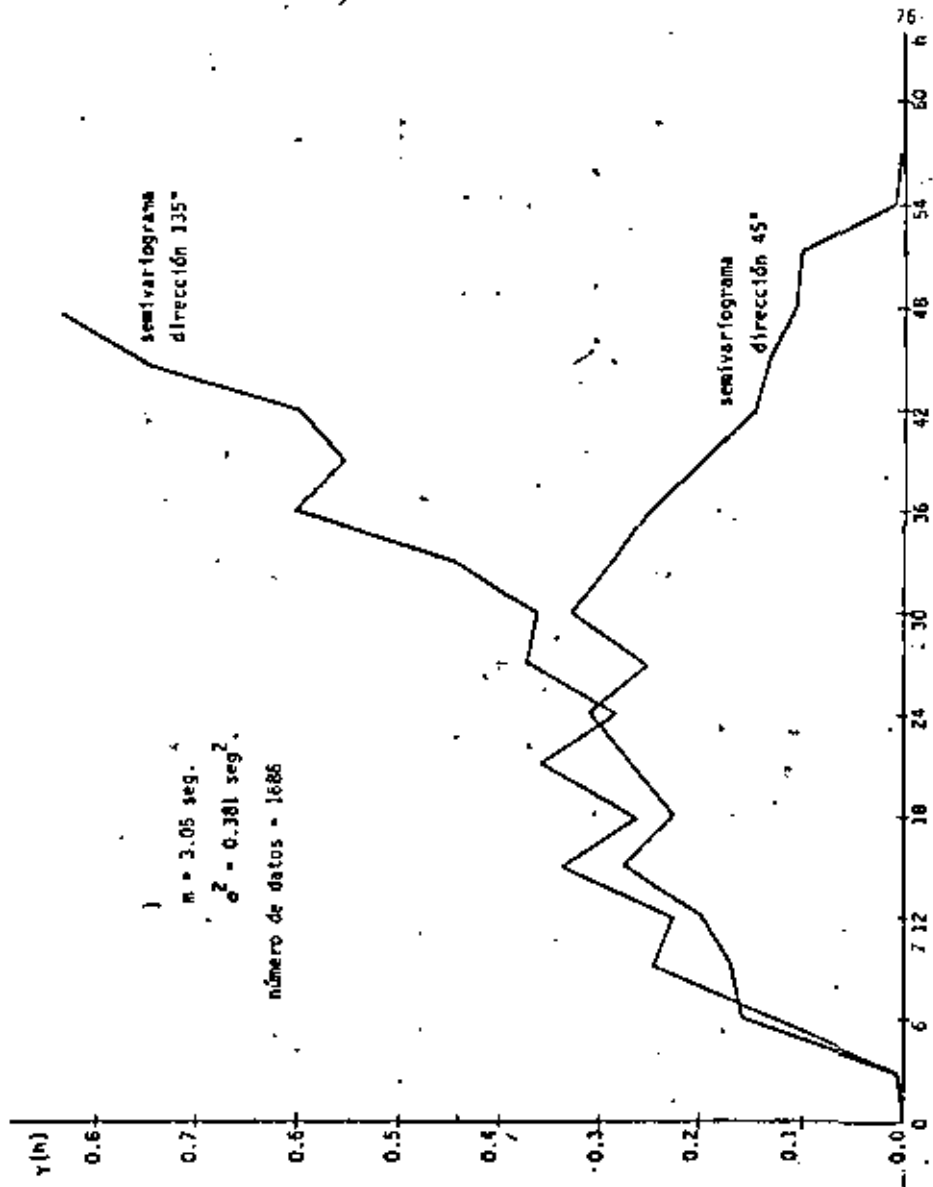


FIGURA 4.9

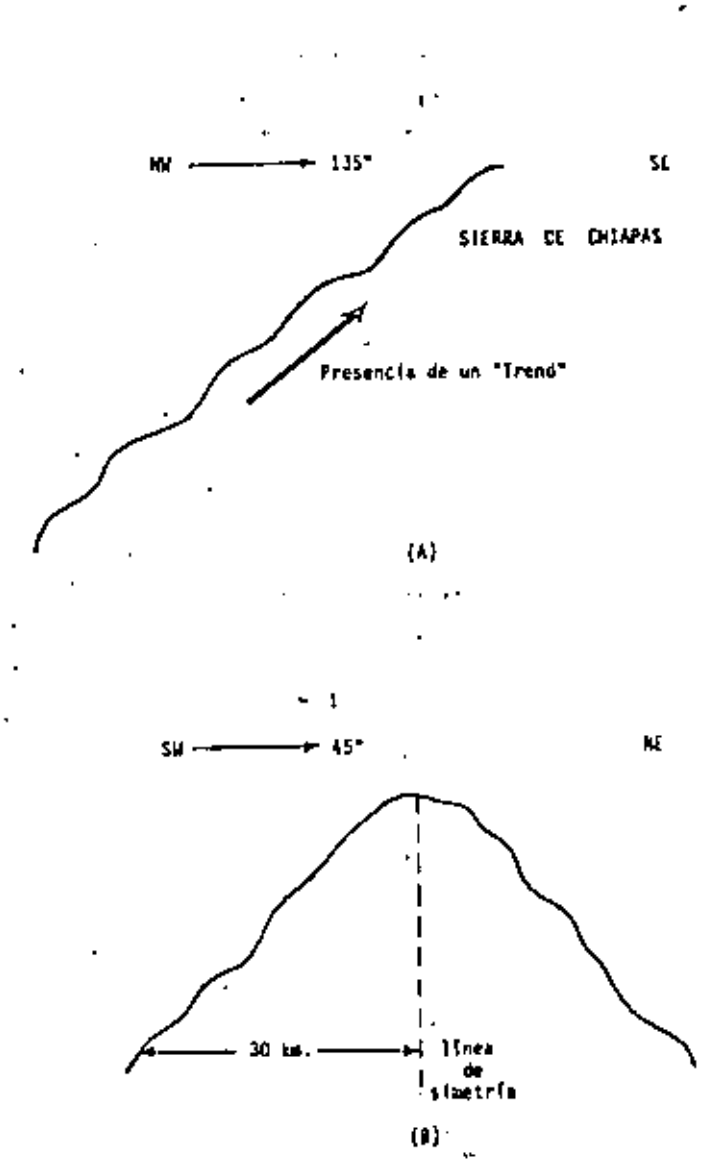


FIGURA 4.10 Perfil estructural de la formación Tambrá, sureste de Jalisco.

$$\gamma(h) = \begin{cases} 0.30 \left[\frac{3}{2} \left(\frac{h}{18} \right) - \frac{1}{2} \left(\frac{h}{18} \right)^3 \right] & \forall h \leq 18 \text{ Km.} \\ 0.30 & 18 \text{ Km} \leq h \leq 30 \text{ Km.} \end{cases}$$

CASO II: Permeabilidades "Campo Acuatempa"

El efecto de pepita puro suelo aparezca en aquellos casos donde el μ_0 de la dimensión del soporte de los datos, $\ll v$. La dimensión del soporte v cubre toda la variabilidad de $\gamma_0(h)$, aparentando las características del efecto de pepita puro.

Es frecuente asumir equivocadamente, la hipótesis del efecto de pepita puro, cuando la razón del comportamiento de $\gamma_0(h)$ no es sino la escasez de información o el suavizamiento de los datos.

La figura 4.11 muestra un semivariograma experimental obtenido a partir de datos de permeabilidad de 7 pozos del campo Acuatempa. Este es el caso donde por la escasez de información se generó un efecto de fluctuación alrededor de lo que se suponía el μ_0 , simulando el efecto de pepita puro.

Cada dato de permeabilidad está asociado a un soporte v aproximadamente igual al volumen de un cilindro de radio igual al radio de drenaje del pozo, y de altura igual al espesor de formación. Si el modelo de transición $\gamma_0(h)$ existiese en este caso, éste tendría como rango una dimensión \ll mucho menor a la dimensión v .

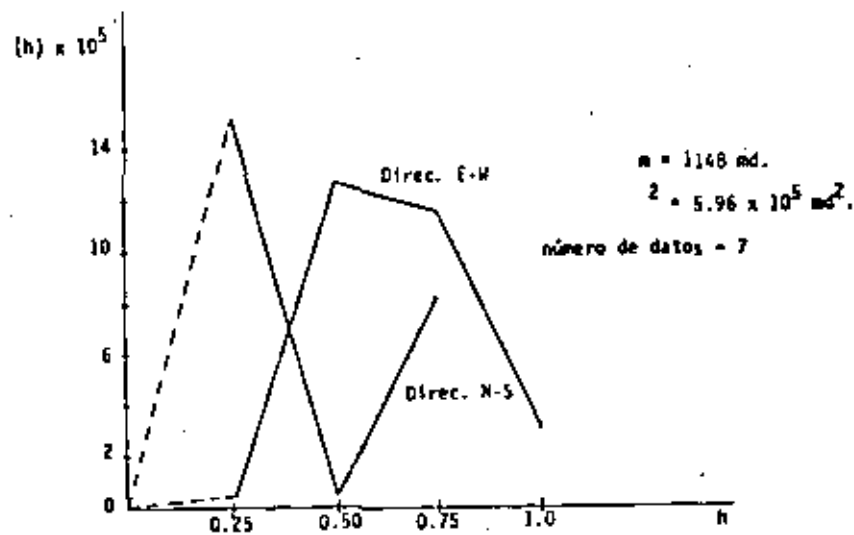


FIGURA 4.11 Semivariogramas de permeabilidades.

CONCLUSION

El objetivo del análisis estructural es detectar las principales características estructurales del fenómeno regionalizado que se estudia, analizando los diversos semivariogramas experimentales. La información obtenida de este análisis debe ser comparada con las características del fenómeno, conocidas por otras evidencias (geológicas, mineralógicas, procedimientos de muestreo, etc.). Bajo ninguna circunstancia, un estudio estructural deberá reemplazar una campaña geológica (ó geofísica) de exploración, por lo contrario, el estudio deberá ser guiado por la geología misma. El análisis estructural complementa y enriquece el conocimiento geológico del fenómeno, cuantificando la información, para usos posteriores de estimación.

CAPITULO V

VARIANZA DE ESTIMACION

INTRODUCCION

Todo método de estimación introduce implícitamente un error de estimación derivado del simple hecho de que la cantidad por estimar z no coincide con el valor estimado z^* ,

$$e = z - z^* \quad (5.1)$$

Así como $z(x_j)$ se interpreta como una realización de la variable aleatoria regionalizada, $Z(x_j)$, el error $r(x_j)$ puede interpretarse como una realización de la variable aleatoria regionalizada $R(x_j) = Z(x_j) - Z^*(x_j)$, en el punto x_j . Por otra parte, si la f.a. $Z(x)$ es estacionaria, entonces la función aleatoria error $R(x)$ será estacionaria y los dos errores $r(x_i)$ y $r(x_j)$ serán considerados como dos realizaciones diferentes de la misma f.a.

$$R(x) = Z(x) - Z^*(x)$$

Bajo la hipótesis de estacionaridad de segundo orden, si los errores $r(x_1), \dots, r(x_n)$ fueran conocidos en una cierta zona de control, a través del histograma de los n valores, sería posible inferir la función de distribución de $R(x)$, o al menos sería posible inferir la media $m_E = E[R(x)]$

y la varianza del error o *varianza de estimación* $\text{Var}[R(x)] = \sigma_E^2$.

El error $r(x_j)$, ($j = 1, 2, \dots, n$) introducido al tratar de estimar,

el valor $z(x_j)$ en el punto x_j por medio del valor $z^*(x_j)$ permanece desconocido, sin embargo, la media y la varianza de los errores (ó la función de distribución, si ésta es conocida) pueden ofrecernos una idea de la calidad de la estimación. La media m_E caracteriza el valor medio de los errores y la varianza σ_E^2 representa una medida de dispersión de los errores alrededor de la media. Por lo tanto, un buen método de estimación será aquel que:

(i) posea una media de los errores m_E cercana a cero, propiedad que guarda un estimador *insesgado*, o *imparcial* (o *unbiased* en inglés), y

(ii) muestre una dispersión mínima o muy concentrada alrededor de la media, es decir, con una varianza de estimación cercana a cero, $\sigma_E^2 = 0$.

Consideremos por un momento el problema de estimar el valor Z_Y (por ejemplo, el porcentaje medio de cobre $Z_{Y(x)}$ en un bloque de tamaño Y centrado en el punto x), a partir de un conjunto de n datos

$$\{ Z(x_i), i = 1 \text{ a } n \}.$$

El estimador Z^* estará definido como una función de los datos:

$$Z^* = f [Z(x_1), Z(x_2), \dots, Z(x_n)].$$

El cálculo de los momentos de primer y segundo orden del error ($Z_Y - Z^*$), requerirá del conocimiento de la función de distribución conjunta $F_{Z(x_1), \dots, Z(x_n)}(\cdot)$, la cual, al menos en la etapa de estimación, es imposible de obtener. Esto nos restringe a la clase de estimadores *lineales*.

$$Z^* = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i) \quad (5.2)$$

donde, ahora sí, la media y la varianza del error pueden calcularse empleando la función semivariograma $\gamma(h)$ (o la función covarianza $C(h)$), como se demostrará a continuación.

Sea $Z(x)$ una función aleatoria y estacionaria de segundo orden, con media m , covarianza $C(h)$ y semi-variograma $\gamma(h)$.

Caso Discreto.

Se desea estimar la media aritmética z_k de un conjunto de k valores desconocidos $\{z(x_j), j=1, \dots, k\}$, es decir:

$$z_k = 1/k \sum_{j=1}^k z(x_j)$$

Se empleará como estimador lineal a z_k^* , definido como la media aritmética de un conjunto de n datos conocidos $\{z(x'_i), i=1, 2, \dots, n\}$ (Figura 5.1).

$$z_k^* = 1/n \sum_{i=1}^n z(x'_i)$$

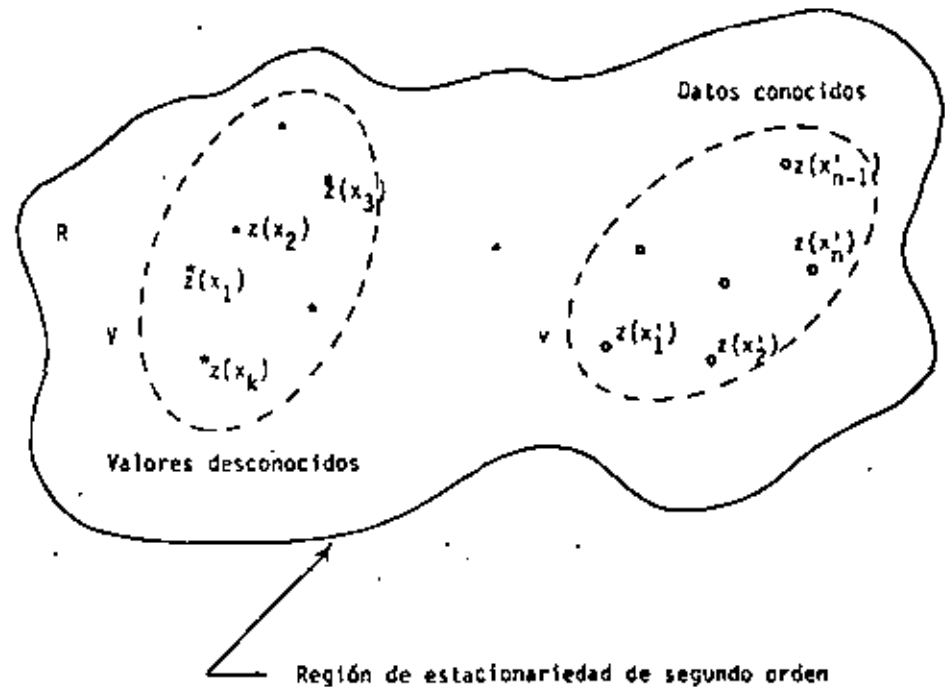


FIGURA 5.1

El valor z_k^* se interpreta como una realización de la v.a.r. Z_k^* , y el error desconocido $z_k - z_k^*$ denota una realización particular de la v.a.r. $Z_k - Z_k^*$. Bajo la hipótesis de estacionariedad de segundo orden, la condición de estimador insesgado se cumple ya que:

$$E[Z_k] = E\left[1/k \sum_{j=1}^k Z(x_j)\right] = 1/k \sum_{j=1}^k E[Z(x_j)] = 1/k \sum_{j=1}^k m = m$$

$$E[Z_k^*] = E\left[1/n \sum_{i=1}^n Z(x'_i)\right] = 1/n \sum_{i=1}^n E[Z(x'_i)] = 1/n \sum_{i=1}^n m = m$$

lo que implica

$$E[Z_k - Z_k^*] = 0 \quad (5.3)$$

Para la varianza de estimación se tiene:

$$\sigma_E^2 = E \left[(Z_K - Z_K^*)^2 \right] = E \left[Z_K^2 \right] + E \left[Z_K^{*2} \right] - 2 E \left[Z_K Z_K^* \right] \quad (5.4)$$

donde

$$E \left[Z_K^2 \right] = E \left[\left(1/K \sum_{j=1}^K Z(x_j) \right)^2 \right] = E \left[1/K^2 \sum_{j=1}^K \sum_{k=1}^K Z(x_j) Z(x_k) \right] =$$

$$= 1/K^2 \sum_{j=1}^K \sum_{k=1}^K E \left[Z(x_j) Z(x_k) \right] = 1/K^2 \sum_{j=1}^K \sum_{k=1}^K \left[C(x_j - x_k) + m^2 \right]$$

dado que

$$C(h) = C(x-y) = E \left[Z(x) Z(y) \right] - m^2$$

Similarmente

$$E \left[Z_K^{*2} \right] = 1/n^2 \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \left[C(x_i' - x_j') + m^2 \right], \text{ y}$$

$$E \left[Z_K Z_K^* \right] = 1/Kn \sum_{j=1}^K \sum_{i=1}^n \left[C(x_j - x_i') + m^2 \right]$$

Sustituyendo en la expresión (5.4) obtenemos:

$$\sigma_E^2 = 1/K^2 \sum_{j=1}^K \sum_{k=1}^K C(x_j - x_k) + 1/n^2 \sum_{i=1}^n \sum_{\lambda=1}^n C(x_i' - x_\lambda') - 2/Kn \sum_{j=1}^K \sum_{i=1}^n C(x_j - x_i') + m^2 \quad (5.5)$$

Denotando por $\bar{C}(K, n)$ al valor medio de la covarianza $C(h)$ cuando un extremo del vector h describe al conjunto de puntos $\{ z(x_j), j=1, \dots, K \}$ y el otro extremo describe independientemente al conjunto de puntos $\{ z(x_i'), i=1, \dots, n \}$, es decir,

$$\bar{C}(K, n) = 1/Kn \sum_{j=1}^K \sum_{i=1}^n C(x_j - x_i')$$

entonces la expresión anterior puede escribirse como:

$$\sigma_E^2 = \bar{C}(K, K) + \bar{C}(n, n) - 2\bar{C}(K, n) \quad (5.6)$$

Caso Continuo.

Consideremos ahora a los K puntos x_j localizados dentro del volumen V con centro en el punto x , y a los n puntos x_i' dentro del volumen v con centro en el punto x' . Si K y n tienden hacia infinito, entonces las medias aritméticas Z_K y Z_K^* tenderán hacia los valores medios en V y v de la variable puntual $z(y)$, esto es:

$$Z_K \rightarrow Z_V(x) = 1/V \int_V z(y) dy, \text{ y } Z_K^* \rightarrow Z_v(x') = 1/v \int_{v(x')} z(y) dy$$

Los valores medios $Z_V(x)$ y $Z_v(x')$ son interpretados como realizaciones particulares de las dos v.a.r. $Z_V(x)$ y $Z_v(x')$. Bajo la hipótesis de estacionariedad de segundo orden, es fácil demostrar que $Z_V(x')$ es insesgado y que además, paralelamente al caso discreto, la varianza de estimación estará dada por:

$$\sigma_E^2 = \bar{C}(V, V) + \bar{C}(v, v) - 2\bar{C}(V, v) \quad (5.7)$$

Empleando la relación $C(h) = C(0) - \gamma(h)$, la expresión anterior resulta:

$$\sigma_E^2 = 2\bar{\gamma}(V, v) - \bar{\gamma}(V, V) - \bar{\gamma}(v, v) \quad (5.8)$$

donde $\bar{\gamma}(V, v)$, por ejemplo representa el valor medio de $\gamma(h)$ cuando un extremo del vector h describe el dominio $V(x)$ y el otro extremo describe independientemente el dominio $v(x')$.

Caso II (b)ido.

En este caso se trata de estimar el valor medio $z_V(x)$ de un bloque de volumen Z_V por medio de una combinación lineal Z_K^* de n datos conocidos $\{z(x_i), i=1, \dots, n\}$. En términos de variables aleatorias regionalizadas tenemos:

$$Z_V(x) = 1/V \int_{V(x)} Z(y) dy, \quad \text{y} \quad Z_K^* = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i)$$

Z_K^* será insesgado si la condición $\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1$ se cumple ya que $E[Z_V] = m$ y $E[Z_K^*] = E\left[\sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i)\right] = m \sum_{i=1}^n \lambda_i$.

Procediendo análogamente a los dos casos anteriores, de la expresión (5.4), se tiene:

$$\sigma_E^2 = E[(Z_V - Z_K^*)^2]$$

$$\sigma_E^2 = 2 \sum_{i=1}^n \lambda_i \bar{\gamma}(x_i, V) - \bar{\gamma}(V, V) - \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \lambda_i \lambda_j \bar{\gamma}(x_i - x_j)$$

donde $\bar{\gamma}(x_i, V)$ denota el valor medio de $\gamma(h)$ cuando un extremo del vector h está fijo en el punto x_i y el otro extremo describe independientemente el volumen V .

Observaciones

- 1.- Las fórmulas de la varianza de estimación son completamente generales para cualesquiera que sean los dominios v y V .
- 2.- La función $2\gamma(h)$ puede interpretarse también como la varianza de estimación generada al tratar de estimar la variable $Z(x)$ por medio de la variable $Z(x+h)$:

$$\sigma_E^2 = E[(Z(x+h) - Z(x))^2] = 2\gamma(x+h, x) - \cancel{\gamma(x, x)} - \cancel{\gamma(x+h, x+h)} = 2\gamma(h)$$

- 3.- Las fórmulas de σ_E^2 expresan cuatro conceptos esenciales e intuitivos que todo buen proceso de estimación debiera de expresar:

(i) Análisis del término $\bar{\gamma}(V, V)$ (ecuación 5.8). Dado que $\gamma(h)$ se incrementa con h , entonces $\bar{\gamma}(V, V)$ se incrementará con el tamaño de V . Considerando fijos al dominio v y a la distancia (v, V) , será más fácil estimar el valor medio de un bloque V , que el valor asociado a un punto desconocido ($V=x$). Si V permanece fijo, el término $\bar{\gamma}(V, V)$ y consecuentemente σ_E^2 , dependerán de la geometría de V .

(ii) Análisis del término $\bar{\gamma}(v, v)$ (ecuación 5.8). Si la distancia (v, v) se incrementa, así lo hace el término $\bar{\gamma}(v, v)$ y por consiguiente σ_E^2 también se incrementa. Con esto se demuestra la importancia de la geometría, la de la información disponible (v) y la del volumen que se estima (V) .

(iii) Análisis del término $\bar{\gamma}(v, v)$ (ecuación 5.8). Si el dominio v crece, $\bar{\gamma}(v, v)$ también crece y σ_E^2 disminuye.

Considerando fijos a los volúmenes V y v , y a la distancia (v, V) , la varianza de estimación dependerá de la configuración de la información v . En la figura 5.2 por ejemplo, el bloque V estará mejor estimado por las dos muestras v_1 y v_2 cuando éstas estén separadas, que por las dos muestras v_1' y v_2' cuando éstas estén juntas. En efecto, $\bar{\gamma}(v_1 + v_2, v_1 + v_2)$ será menor que $\bar{\gamma}(v_1' + v_2', v_1' + v_2')$. Esta noción intuitiva de la importancia en la configuración (geometría) de los datos disponibles formalizada en geostatística a través del término $\bar{\gamma}(v, v)$, es ignorada por los métodos más comunes de estimación.

(iv) Análisis de la función $\gamma(h)$. La calidad de la estimación dependerá obviamente de las características estructurales del fenómeno (grado de regularidad y continuidad) expresadas a través de $\gamma(h)$. En yacimientos petrolíferos, la variación en los valores de la permeabilidad será mucho más continua en dirección horizontal que en dirección vertical. Considerando esta anisotropía en el semivariograma, se asignará, en la estimación de V , un mayor peso a la muestra v_1 que se encuentra en el mismo estrato que V , que a la muestra v_2 de un estrato diferente (Figura 5.3)

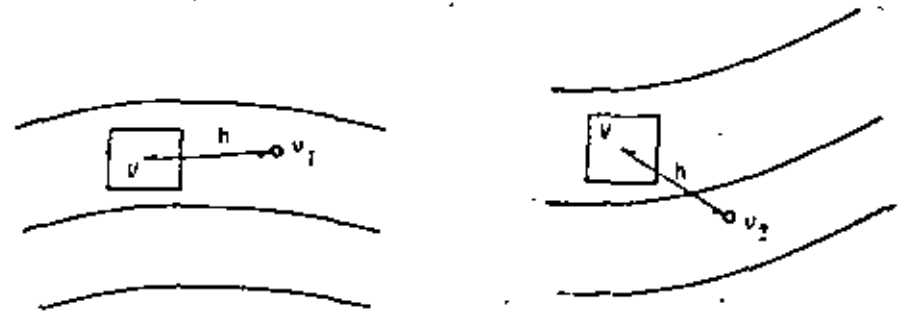


FIGURA 5.3

5.- La fórmula (5.9) expresa σ_E^2 como una función lineal de los n pesos λ_j . El método de estimación del Kriging determina el conjunto óptimo de pesos λ_j de modo tal que σ_E^2 sea minimizada y la condición de insesgamiento ($\sum \lambda_j = 1$) sea satisfecha. Por ello el Kriging es reconocido como el mejor estimador lineal insesgado.

6.- La expresión de σ_E^2 en la fórmula (5.9) es general, ya que puede aplicarse

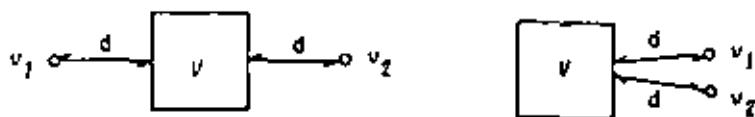


FIGURA 5.2

carce sobre cualquier volumen V y para cualquier conjunto $\{\lambda_i, i=1, \dots, n\}$ sujeta a la condición $\sum \lambda_i = 1$. De aquí que esta fórmula pueda emplearse en el cálculo de la varianza de estimación de otros métodos lineales de estimación, tales como el método de "ponderación con respecto al inverso del cuadrado de la distancia".

VARIANZA DE ESTIMACIÓN Y VARIANZA DE EXTENSIÓN

Estrictamente hablando no existe diferencia conceptual alguna entre las nociones de varianza de estimación y varianza de extensión, aunque en la práctica se les ha asignado un significado específico. Para mejor explicar esto último observemos la Figura 5.4.

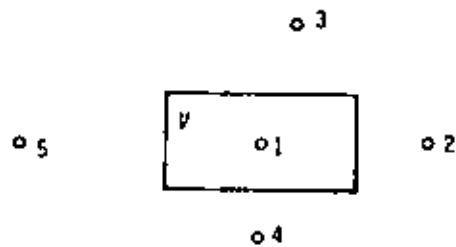


FIGURA 5.4

Supongamos que se tiene un bloque a estimar V , rodeado de 5 muestras con soporte v cuyos valores son conocidos, sean éstos z_1, z_2, z_3, z_4 y z_5 . Supóngase los dos casos siguientes:

- i) Estimar V empleando únicamente la muestra 1, localizada dentro del bloque.
- ii) Estimar V utilizando las 5 muestras disponibles.

De acuerdo a lo visto en el Caso B (discreto) y según las fórmulas (5.6) y (5.8), para el caso i) se tiene:

$$z^* = z_1$$

$$\sigma_E^2 = 2 \bar{\gamma}(v, v) - \bar{\gamma}(v, V)$$

(lo que se ha hecho es asociar el valor conocido z_1 al bloque V).

Para el caso ii) se tiene:

$$z^* = \frac{1}{5} (z_1 + z_2 + z_3 + z_4 + z_5)$$

$$\sigma_E^2 = 2 \bar{\gamma}(v, v) - \bar{\gamma}(v, V) - \bar{\gamma}(v, v)$$

(donde se ha estimado el bloque V en base a las 5 muestras conocidas v).

De ahí que, cuando se tenga la extensión de una muestra individual a su "zona de influencia", se emplee el término Varianza de Extensión ($\bar{\gamma}(v, v) = 0$) y cuando se tenga la extensión de un número mayor de muestras a un bloque o al depósito entero, se utilice el término Varianza de Estimación ($\bar{\gamma}(v, v) \neq 0$).

Cálculo de los valores medios $\bar{\gamma}$.

La función $\bar{\gamma}(v, V)$ introducida anteriormente se emplea en el cálculo de la varianza de estimación y también, como veremos más adelante, forma parte fundamental del método de estimación del Krigage.

$$\bar{\gamma}(v, V) = 1/(vV) \int_v dx \int_V \gamma(x-x') dx' \quad (5.10)$$

Existen dos métodos para evaluar la función $\bar{\gamma}$:

- (i) Mediante el cálculo numérico. Los dominios v y V pueden discretizarse permitiendo emplear sumatorias $\{\sum\}$ en vez de integrales. (El uso constante de las computadoras ha hecho de este método el más empleado).
- (ii) Mediante el cálculo directo de las integrales.- Asumiendo un cierto modelo $\gamma(h)$ - exponencial, esférico, lineal, etc. - y ciertos dominios v y V , es posible calcular las integrales que aparecen en la definición de $\bar{\gamma}$. Sin embargo, las expresiones que resultan de resolver las integrales en ocasiones son muy largas y difíciles de evaluar por lo cual se emplean ciertas funciones que se conocen por *funciones auxiliares*, las que se evalúan por medio de gráficas o bien directamente a través de su expresión analítica.

FUNCIONES AUXILIARES.

Existen cuatro funciones auxiliares básicas representadas por las letras α , X , F y K , y definidas sobre dominios de forma rectangular en una y dos dimensiones.

Una dimensión.- Sea AB el segmento de longitud L representado por la Figura 5.5-A, y sea $\gamma(h)$ un cierto modelo de variabilidad estructural.- La función auxiliar $X(L)$ se define como el valor medio de $\gamma(h)$ cuando un extremo del vector h está fijo en el punto A y el otro extremo describe -

el segmento AB .

$$X(L) = \bar{\gamma}(A, AB) = 1/L \int_0^L \gamma(u) du$$

La función $F(L)$ se define como el valor medio de $\gamma(h)$ cuando los dos extremos del vector h , describen independientemente el segmento AB .

$$F(L) = \bar{\gamma}(AB, AB) = 1/L^2 \int_0^L du \int_0^L \gamma(u-u') du'$$

Dos dimensiones.- Sea $ABCD$ el rectángulo $(L \times t)$ representado en la Figura 5.5-B. La función $\alpha(L; t)$ se define como el valor

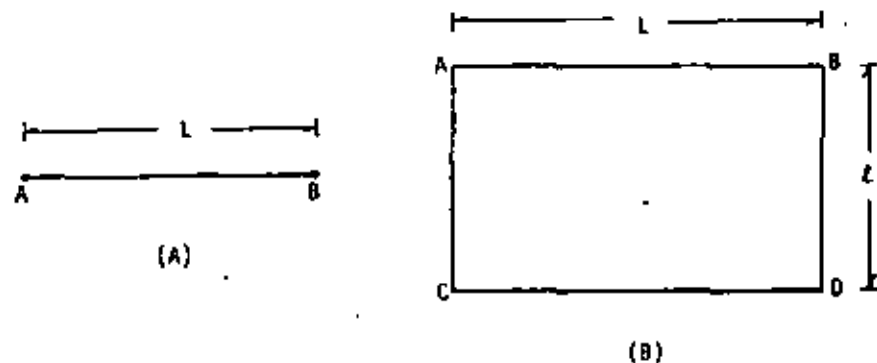


FIGURA 5.5

medio de $\gamma(h)$ cuando un extremo del vector h describe el lado AC y el otro extremo describe independientemente el lado BD .

$$\alpha(L; t) = \bar{\gamma}(AC, BD)$$

Procedimiento similarmente, podemos definir las siguientes funciones auxiliares:

$$\alpha(L;L) = \bar{\gamma}(AB, CD)$$

$$X(L;L) = \bar{\gamma}(AC, ABCD)$$

$$F(L;L) = \bar{\gamma}(ABCD, ABCD)$$

$$H(L;L) = \bar{\gamma}(A, ABCD)$$

Existe un gran número de relaciones entre las diversas funciones auxiliares, las cuales, por falta de tiempo, no se expondrán aquí.

Para el caso específico de un modelo isotrópico lineal $\gamma(h) = r|h|$ se tienen las siguientes funciones auxiliares:

(f) Una dimensión

$$X(L) = L/2, \quad F(L) = L/3 \quad (5.11)$$

(f1) Dos dimensiones

$$\alpha(L;L) = 1/3 u + 2/3 L^2/L^2 (L-u) + L^2/L \log \frac{L+u}{L} \quad (5.12)$$

$$X(L;L) = \frac{1}{6} \frac{L^3}{L^2} + u \left(\frac{1}{4} - \frac{L^2}{6L^2} \right) + \frac{1}{3} \frac{L^2}{L} \log \frac{L+u}{L} + \frac{1}{12} \frac{L^2}{L} \log \frac{L+u}{L} \quad (5.13)$$

$$F(L;L) = u \left(\frac{1}{5} - \frac{1}{15} \frac{L^2}{L^2} - \frac{1}{15} \frac{L^2}{L^2} \right) + \frac{1}{15} \left(\frac{L^3}{L^2} + \frac{L^3}{L^2} \right) + \frac{1}{6} \frac{L^2}{L} \log \frac{L+u}{L} + \frac{L^2}{6L} \log \frac{L+u}{L} \quad (5.14)$$

$$H(L;L) = \frac{1}{3} u + \frac{L^2}{6L} \log \frac{L+u}{L} + \frac{L^2}{6L} \log \frac{L+u}{L} \quad (5.15)$$

donde $u = \sqrt{L^2 + L^2}$

Para el caso particular donde $L=L$ se tiene

$$\alpha(L;L) = 1.0765 L, \quad X(L;L) = 0.7351 L$$

$$F(L;L) = 0.5213 L, \quad H(L;L) = 0.7652 L$$

Nota: EXPRESIONES SIMILARES PARA LOS CASOS DE MODELOS EXPONENCIAL, LOGARITMICO, ESFERICO Y r^0 , ASI COMO ALGUNAS GRAFICAS PARA LOS MODELOS ESFERICO Y EXPONENCIAL, PUEDEN ENCONTRARSE EN MINING GEOSTATISTICS (JOURNAL & HUIJDBRECHTS-1978).

EJEMPLOS.

1.- La varianza de estimación asociada a la evaluación de un segmento AB de longitud L a partir de una muestra central O se obtiene empleando la fórmula (5.8) como sigue:

$$\sigma_E^2 = 2 \bar{\gamma}(O, AB) - \bar{\gamma}(AB, AB) - \bar{\gamma}(O, O)$$

donde, debido a la simetría

$$\bar{\gamma}(O, AB) = \bar{\gamma}(O, OA) = \bar{\gamma}(O, OB) = X(L/2)$$

$$\bar{\gamma}(AB, AB) = F(L)$$

$$y \quad \bar{\gamma}(O, O) = \gamma(0) = 0$$

Finalmente, la varianza de estimación resulta igual a:

$$\sigma_E^2 = 2 \chi(L/2) - F(L)$$

2.- La varianza de estimación de un segmento AB de longitud l estimado por dos muestras localizadas en los extremos del segmento.

Sea $\xi = \{A + B\}$ las dos muestras, entonces:

$$\sigma_E^2 = 2\bar{\gamma}(\xi, AB) - \bar{\gamma}(AB, AB) - \bar{\gamma}(\xi, \xi)$$

donde debido a la simetría

$$\bar{\gamma}(\xi, AB) = \bar{\gamma}(A, AB) = \bar{\gamma}(B, AB) = \chi(L)$$

$$\bar{\gamma}(AB, AB) = F(L)$$

$$\text{y } \bar{\gamma}(\xi, \xi) = \bar{\gamma}(A, \xi) = 1/2 [\gamma(A, A) + \gamma(A, B)] = 1/2 \gamma(L)$$

finalmente

$$\sigma_E^2 = 2\chi(L) - F(L) - 1/2 \gamma(L)$$

3.- Sea un bloque de dimensiones (L, l) , con una muestra localizada en una de las esquinas del mismo. Según la fórmula (5.B) las expresiones de cada término son:

$$\bar{\gamma}(v, v) = H(L, l)$$

$$\bar{\gamma}(v, V) = F(L, l) \quad \text{y}$$

$$\bar{\gamma}(v, v) = 0$$

por lo que finalmente la varianza de estimación resulta:

$$\sigma_E^2 = 2 H(L, l) - F(L, l)$$

4.- Sea un bloque de dimensiones (L, l) , con dos muestras en las esquinas diagonalmente opuestas. De acuerdo a la fórmula (5.B) se tiene que:

$$\bar{\gamma}(v, v) = H(L, l)$$

$$\bar{\gamma}(v, V) = F(L, l)$$

$$\bar{\gamma}(v, v) = 1/2 \gamma(u)$$

donde $u = \sqrt{L^2 + l^2}$. Por ende, la varianza de estimación será igual a:

$$\sigma_E^2 = 2 H(L, l) - F(L, l) - 1/2 \gamma(u)$$

CAPITULO VI

EL KRIGEAGE

El método del Krigeage es una técnica de estimación local la cual proporciona el mejor estimador lineal insesgado (o imparcial) de las características desconocidas del fenómeno en estudio. El objetivo de la estimación local es encontrar el mejor estimador del valor medio de una variable regionalizada asociada a un dominio limitado de dimensiones menores a las dimensiones de la zona de quasi-estacionaridad del fenómeno. Una estimación global, por lo contrario, considera dimensiones mayores a las del límite de quasi-estacionaridad, llegando a abarcar en ocasiones zonas heterogéneas.

La información requerida por el método del Krigeage consiste de: un conjunto de datos (permeabilidades, porosidades, leyes de mineral, tiempos de reflexión, etc.), e información estructural, es decir, el modelo del semivariograma que caracteriza la variabilidad de la zona estudiada.

El Sistema del Krigeage.- Sea $Z(x)$ una función aleatoria, de soporte puntual y estacionaria de segundo orden con

$$\text{media } E [Z(x)] = m$$

$$\text{covarianza } E [Z(x+h) Z(x)] - m^2 = c(h) \quad \text{y}$$

$$\text{variograma } E [\{ Z(x+h) - Z(x) \}^2] = 2 \gamma(h)$$

El objetivo es estimar el valor medio de la variable regionalizada $Z_Y(x_0)$

asociada al dominio $V(x_0)$ con centro en el punto x_0 . Los datos experimentales pueden estar dados por el conjunto de valores $\{ Z_{Y_\alpha}, \alpha = 1, 2, \dots, n \}$, donde cada valor Z_{Y_α} está definido sobre el soporte V_α con centro x_α .

El valor $Z_Y(x_0)$ será estimado linealmente, a partir de los n datos experimentales, por el estimador Z_K^* .

$$Z_K^* = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha Z_{Y_\alpha} \quad (6.1)$$

Los n coeficientes λ_α se calcularán asegurando que el estimador Z_K^* sea insesgado y que la varianza de estimación sea mínima.

Para satisfacer la condición de insesgamiento basta imponer la condición $\sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha = 1$, ya que sólo así se garantiza que el valor esperado de Z_Y sea igual al valor esperado de Z_K^* , es decir,

$$E [Z_K^*] = E [\sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha Z_{Y_\alpha}] = m \sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha = m = E [Z_Y]$$

En cuanto a la varianza de estimación σ_E^2 , se tiene la siguiente expresión:

$$\sigma_E^2 = E [(Z_Y - Z_K^*)^2] = E [Z_Y^2] - 2E [Z_Y Z_K^*] + E [Z_K^{*2}]$$

donde

$$E [Z_Y^2] = C(V, V) + m^2 \quad (\text{ver desarrollo de la fórmula de } \sigma_E^2)$$

$$E [Z_V Z_K^*] = \sum_{\alpha} \lambda_{\alpha} \bar{C}(v_{\alpha}, V) + m^2 \quad y$$

$$E [Z_K^{*2}] = \sum_{\alpha} \sum_{\beta} \lambda_{\alpha} \lambda_{\beta} \bar{C}(v_{\alpha}, v_{\beta}) + m^2$$

Sustituyendo en la expresión de σ_E^2 se obtiene

$$\sigma_E^2 = \bar{C}(V, V) - 2 \sum_{\alpha} \lambda_{\alpha} \bar{C}(v_{\alpha}, V) + \sum_{\alpha} \sum_{\beta} \lambda_{\alpha} \lambda_{\beta} \bar{C}(v_{\alpha}, v_{\beta})$$

Aplicando el método de los multiplicadores de Lagrange es posible encontrar el conjunto óptimo de coeficientes λ_{α} sujetos a la condición $\sum \lambda_{\alpha} = 1$. Al igualar a cero las n derivadas parciales:

$$\partial / \partial \lambda_{\alpha} [\sigma_E^2 - 2\mu \sum \lambda_{\alpha}] = 0, \quad \forall \alpha = 1 \text{ a } n$$

y al considerar la función restricción $\sum \lambda_{\alpha} = 1$, se define lineal de $(n+1)$ ecuaciones y $(n+1)$ incógnitas (los n coeficientes λ_{α} más el multiplicador de Lagrange μ), el cual se denomina *Sistema del Krigage*

$$\sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} \bar{C}(v_{\alpha}, v_{\beta}) - \mu = \bar{C}(v_{\alpha}, V), \quad \forall \alpha = 1 \text{ a } n \quad (6.2)$$

$$\sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} = 1$$

Una vez resuelto el sistema para los coeficientes λ_{α} , la obtención de la varianza de estimación, o varianza del Krigage, es inmediata:

$$\sigma_K^2 = \bar{C}(V, V) + \mu - \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \bar{C}(v_{\alpha}, V) \quad (6.3)$$

Haciendo uso de la relación $C(h) = C(0) - \gamma(h)$, el sistema del Krigage también puede expresarse en función del semivariograma $\gamma(h)$:

$$\sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} \bar{\gamma}(v_{\alpha}, v_{\beta}) + \mu = \bar{\gamma}(v_{\alpha}, V), \quad \forall \alpha = 1 \text{ a } n \quad (6.4)$$

$$\sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} = 1$$

$$y \quad \sigma_K^2 = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \bar{\gamma}(v_{\alpha}, V) + \mu = \bar{\gamma}(V, V) \quad (6.5)$$

Observaciones:

- 1.- El sistema del Krigage proporciona una solución única toda vez que la matriz de covarianza $\bar{C}(v_{\alpha}, v_{\beta})$ sea una matriz definida positivamente.
- 2.- El método del Krigage es un interpolador exacto, esto es, si el soporte V a estimar coincide con cualquiera de los soportes v_{α} , entonces el estimador del Krigage Z_K^* será idéntico al dato conocido Z_{α} , asociado al soporte $v_{\alpha} \equiv V$. Además, la varianza del Krigage σ_K^2 será igual a cero.

- 3.- El sistema del Krigage es aplicable para cualesquiera que sean los soportes v_α y V , y para cualquiera que sea el modelo estructural $\gamma(h)$ (ó $C(h)$).
- 4.- El sistema del Krigage y la varianza del Krigage σ_K^2 depende del modelo estructural $\gamma(h)$ o $C(h)$ y de la posición relativa de los soportes v_α y V , pero no dependen de los valores particulares de los datos Z_{v_α} . Por lo tanto, una vez que la configuración sea conocida, anterior a cualquier perforación (o campaña sísmológica), el sistema del Krigage puede resolverse y la varianza del Krigage pronosticarse. De esta manera, la varianza del Krigage puede emplearse como un índice comparativo entre los costos de perforación (o de la campaña sísmológica) y las utilidades del pronóstico.

Ejemplo del Método del Krigage.- Consideremos en el espacio de dos dimensiones a la función aleatoria $Z(u, v)$ caracterizada por el semivariograma lineal e isotrópico $\gamma(h) = \gamma(r)$, $r=|h|$. Se desea estimar el valor medio Z_V de un panel cuadrado de lado ℓ , a partir de una configuración no-simétrica de cuatro datos de soporte v , tal y como se muestra en la Figura 6.1

S_1 es una muestra central y S_3, O_4 y O_5 son muestras localizadas en la periferia.

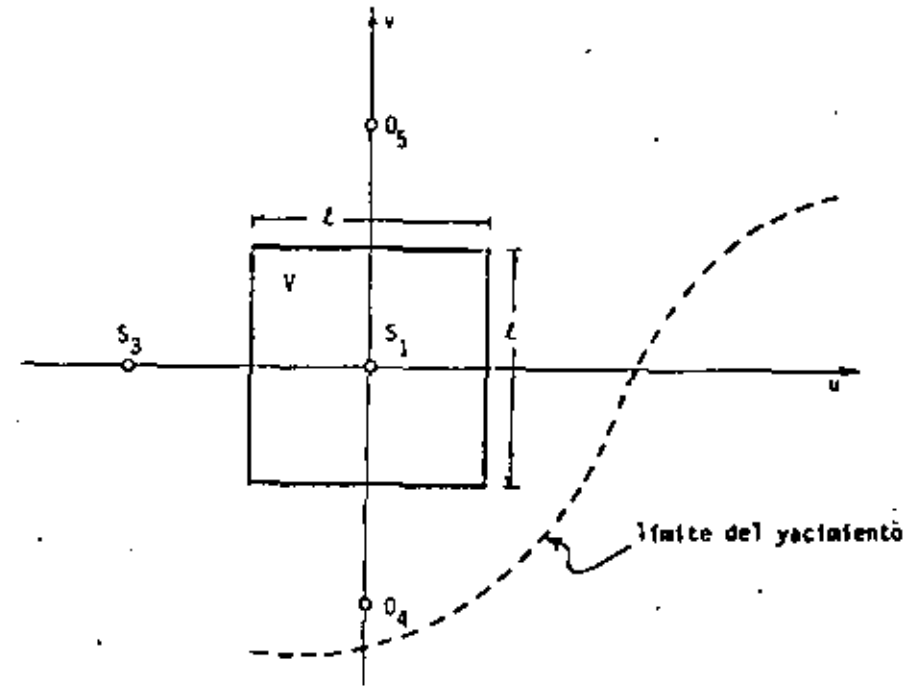


FIGURA 6.1

Por razones de simetría, y debido a que $\gamma(h)$ es isotrópico, los datos O_4 y O_5 recibirán el mismo peso y por lo tanto pueden agruparse y formar el conjunto $S_2 = \{ O_4 \cup O_5 \}$ de soporte $2v$. El estimador lineal Z_K^* estará definido como:

$$Z_K^* = \sum_{\alpha=1}^3 \lambda_\alpha Z(S_\alpha) \quad \text{con} \quad Z(S_2) = 1/2 [Z(O_4) + Z(O_5)]$$

entonces, el sistema del Krigage estará formado por las 4 ecuaciones siguientes:

$$\lambda_1 \bar{\gamma}(S_1, S_1) + \lambda_2 \bar{\gamma}(S_1, S_2) + \lambda_3 \bar{\gamma}(S_1, S_3) + \mu = \bar{\gamma}(S_1, V)$$

$$\lambda_1 \bar{\gamma}(S_2, S_1) + \lambda_2 \bar{\gamma}(S_2, S_2) + \lambda_3 \bar{\gamma}(S_2, S_3) + \mu = \bar{\gamma}(S_2, V)$$

$$\lambda_1 \bar{\gamma}(S_3, S_1) + \lambda_2 \bar{\gamma}(S_3, S_2) + \lambda_3 \bar{\gamma}(S_3, S_3) + \mu = \bar{\gamma}(S_3, V)$$

$$\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3 = 1$$

y la varianza del Krigage será igual a:

$$\sigma_k^2 = \lambda_1 \bar{\gamma}(S_1, V) + \lambda_2 \bar{\gamma}(S_2, V) + \lambda_3 \bar{\gamma}(S_3, V) + \mu' - \bar{\gamma}(V, V)$$

donde

$$\bar{\gamma}(S_1, S_1) = \bar{\gamma}(S_3, S_3) = \bar{\gamma}(v, v)$$

$$\bar{\gamma}(S_2, S_2) = \bar{\gamma}(0_4, S_2) = 1/2 [\bar{\gamma}(v, v) + \bar{\gamma}(2L)]$$

(asumiendo las dimensiones de v despreciables con respecto a la longitud L).

$$\bar{\gamma}(S_1, S_3) = \bar{\gamma}(S_1, S_2) = \gamma(L)$$

$$\bar{\gamma}(S_2, S_3) = \gamma(L/\sqrt{2})$$

$$\bar{\gamma}(S_1, V) = H(L/2; L/2)$$

$$\bar{\gamma}(S_2, V) = \bar{\gamma}(0_4, V) = 2/L^2 \left[\frac{3L^2}{4} H\left(\frac{3L}{2}, \frac{L}{2}\right) - \frac{L^2}{4} H\left(\frac{L}{2}, \frac{L}{2}\right) \right]$$

$$\bar{\gamma}(S_2, V) = \frac{3}{2} H\left(\frac{3}{2}L, \frac{L}{2}\right) - \frac{1}{2} H\left(\frac{L}{2}, \frac{L}{2}\right)$$

$$\bar{\gamma}(S_3, V) = \bar{\gamma}(S_2, V)$$

$$\bar{\gamma}(V, V) = F(L, L)$$

Asumamos ahora, dentro del modelo lineal, las tres alternativas siguientes:

$$(i) \quad \gamma(r) = \begin{cases} 0 & \text{si } r = 0 \\ 1 & \text{si } r > 0 \end{cases} \quad \text{efecto de pepita puro}$$

$$(ii) \quad \gamma(r) = \begin{cases} 0 & \text{si } r = 0 \\ 1/2 + r & \text{si } r > 0 \end{cases} \quad \text{efecto de pepita}$$

$$(iii) \quad \gamma(r) = \begin{cases} 0 & \text{si } r = 0 \\ 1.92r & \text{si } r > 0 \end{cases} \quad \left. \begin{array}{l} \text{Modelo lineal con ausencia} \\ \text{total del efecto de pepita.} \end{array} \right\}$$

Si el soporte v es lo suficientemente pequeño como para considerarlo

puntual, y la longitud L es igual a la unidad, la solución del sistema - del Krigage para cada una de las tres alternativas aportaría los resultados que se presentan en la Tabla 6.1. Estos resultados fueron calculados al resolver los siguientes sistemas:

$$\lambda_2 + \lambda_3 + \mu = 1$$

$$\lambda_1 + \frac{\lambda_2}{2} + \lambda_3 + \mu = 1$$

$$\lambda_1 + \lambda_2 + \mu = 1$$

$$\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3 = 1$$

efecto de pepita puro

$$1.5 \lambda_2 + 1.5 \lambda_3 + \mu = 0.883$$

$$1.5 \lambda_1 + 1.25 \lambda_2 + 1.91 \lambda_3 + \mu = 1.543$$

$$1.5 \lambda_1 + 1.91 \lambda_2 + \mu = 1.543$$

$$\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3 = 1$$

efecto de pepita

$$1.92 \lambda_2 + 1.92 \lambda_3 + \mu = 0.735$$

$$1.92 \lambda_1 + 1.92 \lambda_2 + 1.71 \lambda_3 + \mu = 2.0$$

$$1.92 \lambda_1 + 2.71 \lambda_2 + \mu = 2.0$$

$$\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3 = 1.0$$

ausencia del efecto de pepita

Tabla 2 .- Estimación del Valor Medio Z_y

Efecto Pepita	Krigeage	Poli	ID	ID-2
Puro	$\lambda_1 = .25$	$\lambda_1 = 1$	0.484	0.727
	$\lambda_2 = .50$	$\lambda_2 = 0$	0.344	0.182
	$\lambda_3 = .25$	$\lambda_3 = 0$	0.172	0.091
	$\sigma_K^2 = .25$	$\sigma_E^2 = 1$	0.324	0.553
Parcial	$\lambda_1 = .468$			
	$\lambda_2 = .395$	idem	idem	idem
	$\lambda_3 = .136$			
	$\sigma_K^2 = .442$	$\sigma_E^2 = 0.734$	0.780	0.671
Total Ausencia	$\lambda_1 = .624$			
	$\lambda_2 = .291$	idem	idem	idem
	$\lambda_3 = .084$			
	$\sigma_K^2 = .221$	$\sigma_E^2 = 0.468$	1.23	0.754

DIRECCION DEL INCREMENTO DEL "EFECTO PUNTUAL"

Observaciones

- (i) En el caso del efecto de pepita puro, los valores de los coeficientes fueron proporcionales a los soportes $\lambda_1 = \lambda_3 = \frac{\lambda_2}{2}$, o en otras pa

bras, los coeficientes asociados a cada dato fueron los mismos. Esto no sorprende ya que el efecto de pepita puro caracteriza a un fenómeno donde existe total ausencia de correlación entre los datos.

(ii) A medida que el efecto de pepita disminuye, la influencia del dato S_1 se incrementa (λ_1 va de 0.25 a 0.468). Nótese que el valor del coeficiente de S_2 (de soporte Z_V) es siempre mayor que dos veces λ_3 , el valor del coeficiente de S_3 . Esto es debido al hecho de que S_2 está más cercano a una zona donde existe menor información.

(iii) En la misma Tabla 6.1 se han incluido los valores de los coeficientes evaluados según otros métodos de estimación (polígonos de influencia, inverso de la distancia e inverso del cuadrado de la distancia).

Estos métodos no toman en cuenta las características estructurales del fenómeno, de aquí que produzcan los mismos resultados en las tres alternativas.

(iv) En todos los casos, el Krigage proporciona el mejor estimador. Dependiendo del grado de correlación, alguno de los otros métodos se acerca al método del Krigage, pero únicamente un análisis estructural puede decirnos cuál de ellos es el más cercano. Una selección afortunada (ID, por ejemplo) en el caso del efecto de pepita puro, hubiera dado resultados tan aceptables como los del Krigage. La misma selección, pero en el caso de total ausencia del efecto de pepita, resultaría en errores de estimación de aproximadamente seis

veces el error que se produciría con el método del Krigage.

Epílogo.- Para aquel lector interesado en la elaboración de un algoritmo del método del Krigage, resumiremos a continuación los pasos principales del método:

- (i) Selección de los datos Z_{V_a} empleados en la estimación de Z_V .
- (ii) Cálculo de las covarianzas medias $\bar{C}(v_a, v_B)$ ó $\bar{Y}(v_a, v_B)$
- (iii) Cálculo de las covarianzas medias $\bar{C}(v_a, Y)$ ó $\bar{Y}(v_a, Y)$.
- (iv) Selección del algoritmo más apropiado para la solución del sistema del Krigage.

El diseño de un buen algoritmo debe de minimizar el tiempo de ejecución a la vez que debe producir resultados aceptables dentro de ciertos límites de aproximación.

Cinco puntos son esenciales en la reducción del tiempo de ejecución:

- 1.- La reducción de la dimensión del sistema del Krigage.
- 2.- La reducción del número de sistemas a resolver.
- 3.- La rápida evaluación de los valores medios \bar{C} (ó \bar{Y}).
- 4.- La preparación de un archivo de datos convenientemente adaptado al plan del método.
- 5.- La selección de un buen algoritmo para la solución del sistema.

Por lo que al algoritmo se refiere, el enfoque de estos cinco

tos puede variar drásticamente de un problema a otro, permitiendo introducir, en algunos casos, simplificaciones importantes.

EL KRIGEAGE UNIVERSAL

En lo que hasta ahora hemos visto, se han asumido condiciones de estacionariedad (o de quasi-estacionariedad) en la función aleatoria $Z(x)$. Pero, ¿qué alternativa puede adoptarse cuando estas condiciones no se satisfacen? Esto es, cuando el valor esperado de una variable regionalizada depende de la posición de la variable.

$$E [Z(x)] = m(x)$$

o cuando no existe suficiente información en la zona a estudiar como para asumir condiciones de quasi-estacionariedad. El método del Krigeage Universal nos da una respuesta a este problema.

Las funciones aleatorias no estacionarias se caracterizan por presentar cierta disposición en sus realizaciones (o valores); estas realizaciones crecen o decrecen más o menos constantemente a lo largo de ciertas direcciones preferenciales. Por ejemplo, el perfil del fondo marino cercano a las márgenes continentales muestra, a medida que se aleja de la costa, una clara tendencia a incrementar su profundidad con el alejamiento. Esta actitud de los valores de las variables aleatorias regionalizadas se denomina tendencia (trend o drift, en inglés y dérive, en francés). (Estrictamente hablando, trend y drift son dos conceptos diferentes -Matheron y 9- los cuales no discutiremos aquí.)

El Krigeage Universal es un método que proporciona un estimador lineal insesgado y toma en cuenta, además, la tendencia. Todo ello a partir del conocimiento de ambos, la forma de la tendencia $E [Z(x)] = m(x)$, y del modelo de la estructura de variabilidad $\gamma(h)$ de la f.a. $Z(x)$.

Por definición, la tendencia $m(x)$ es la media de la f.a. $Z(x)$, $E [Z(x)] = m(x)$. Evaluar el semi-variograma $\gamma(h)$ de $Z(x)$ implica asumir condiciones de estacionariedad, o bien conocer la fórmula de la función $m(x)$; de otra manera, la estimación de $\gamma(h)$ y $m(x)$ debería efectuarse simultáneamente y a partir de la realización única $z(x)$, lo cual sería, rigurosamente hablando, imposible.

La forma de la función $m(x)$ puede estar definida como una combinación lineal de funciones pre-establecidas $f_k(x)$,

$$m(x) = \sum_{k=1}^k a_k f_k(x) \quad (6.6)$$

donde los coeficientes a_k permanecen desconocidos.

La función $m(x)$ podría expresarse de las diversas maneras siguientes:

$$m(x) = a_1 + a_2 x \quad - \text{tendencia lineal (1 dimensión)}$$

$$m(x) = a_1 + a_2 x + a_3 x^2 \quad - \text{tendencia cuadrática (1 dimensión)}$$

$$m(x) = a_1 + a_2 u + a_3 v + a_4 u^2 + a_5 u v + a_6 v^2 \quad - \text{tendencia cuadrática (2 dimensiones)}$$

etc.

Ecuaciones del Krigeage Universal.

Consideremos la estimación del valor medio $Z_V(x_0)$, definido en el bloque $V(x_0)$, a partir de los n datos Z_{V_a} definidos a su vez sobre los so-

portes v_α .

La función aleatoria puntual correspondiente $Z(x)$ es no estacionaria y, dentro de una vecindad $R(x_0)$, presenta una tendencia de forma

$$E [Z(x)] = m(x) + \sum_{l=1}^K a_l f_l(x) \quad (6.7)$$

en donde las funciones $f_l(x)$ se asumen conocidas.

$R(x_0)$ representan una vecindad centrada en x_0 e incluye el bloque V y los soportes de todos los datos usados en la estimación. Dentro de $R(x_0)$, la función covarianza $C(h)$ o el semi-variograma $\gamma(h)$ son conocidos.

Entonces, un estimador lineal de $Z_V(x_0)$ puede estar dado de la siguiente forma:

$$Z_K^* = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha Z_{V_\alpha} \quad (6.8)$$

La condición de insesgamiento se establece a partir de:

$$E [Z_V - Z_K^*] = E [Z_V] - E [Z_K^*] = 0$$

donde

$$E [Z_V] = 1/V \int_{V(x_0)} E [Z(x)] dx = \sum_{l=1}^K a_l 1/V \int_{V(x_0)} f_l(x) dx$$

denotando, en general, al valor medio de la función $f_l(x)$ sobre el soporte v por b_v^l , esto es: $b_v^l = 1/v \int_v f_l(x) dx$

la expresión anterior se reduce a:

$$E [Z_V] = \sum_{l=1}^K a_l b_v^l$$

Similarmente

$$\begin{aligned} E [Z_K^*] &= \sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha E [Z_{V_\alpha}] = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha 1/v_\alpha \int_{v_\alpha} E [Z(x)] dx \\ &= \sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha 1/v \sum_{l=1}^K a_l \int_v f_l(x) dx = \sum_{\alpha=1}^n \sum_{l=1}^K \lambda_\alpha a_l b_{v_\alpha}^l \end{aligned}$$

Para obtener la condición de insesgamiento basta imponer las K condiciones siguientes:

$$\sum_{\alpha=1}^n \lambda_\alpha b_{v_\alpha}^l = b_v^l, \quad \forall l=1 \text{ a } K$$

Como puede observarse en esta última expresión, en nada intervienen los coeficientes a_l de la tendencia; además esta condición elimina todos los términos donde la tendencia $m(x)$ aparece, permitiendo reducir la expresión de la varianza de estimación:

$$\begin{aligned} \sigma_K^2 &= \text{Var} [Z_V - Z_K^*] = E [\{ Z_V - Z_K^* - (E [Z_V] - E [Z_K^*]) \}^2] \\ &= E [(Z_V - Z_K^*)^2] \end{aligned}$$

Repetiendo el procedimiento seguido en el método del Krigéage (bajo condiciones de estacionaridad), la varianza de estimación puede escribirse también en función de la covarianza:

$$E [(Z_Y - Z_K)^2] = E (V, V) - 2 \sum_{\alpha} \lambda_{\alpha} E (V, v_{\alpha}) + \sum_{\alpha} \sum_{\beta} \lambda_{\alpha} \lambda_{\beta} E (v_{\alpha}, v_{\beta})$$

La minimización de la varianza de estimación estará sujeta, en este caso, a las K condiciones de insesgamiento establecidas arriba. Empleando el método de los multiplicadores de Lagrange se obtiene un sistema de n+K ecuaciones lineales con n+K incógnitas (los n coeficientes, y los K multiplicadores de Lagrange μ_k). Este sistema se denomina *Sistema del Krigéage Universal*:

$$\sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} E (v_{\alpha}, v_{\beta}) - \sum_{k=1}^K \mu_k b_{V}^k = E (v_{\alpha}, V), \quad V = \alpha = 1 \text{ a } n \quad (6.9)$$

$$\sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} b_{V}^k = b_V^k, \quad V = k = 1 \text{ a } K$$

donde la mínima varianza de estimación correspondiente queda igual a:

$$\sigma_K^2 = E (V, V) + \sum_{k=1}^K \mu_k b_V^k - \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} E (v_{\alpha}, V)$$

o escrito en términos de la función semivariograma $\gamma(h)$:

$$\sum_{\beta} \lambda_{\beta} \bar{\gamma}(v_{\alpha}, v_{\beta}) + \sum_{k=1}^K \mu_k b_{V}^k = \bar{\gamma}(v_{\alpha}, V), \quad V = \alpha = 1 \text{ a } n \quad (6.10)$$

$$\sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} b_{V}^k = b_V^k, \quad V = k = 1 \text{ a } K$$

y

$$\sigma_K^2 = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \bar{\gamma}(v_{\alpha}, V) + \sum_{k=1}^K \mu_k b_V^k - \bar{\gamma}(V, V)$$

El caso del Krigéage estacionario puede verse como un caso particular del Krigéage Universal cuando K es idéntica a 1, es decir, para tendencias de la forma

$$m(x) = a_1 f_1(x) + a_2, \quad \text{con } f_1(x) = 1, \quad \forall x.$$

CAPITULO VII

ESTIMACION DE RESERVAS

Estimación de Reservas In-Situ

Entre las herramientas de la geoestadística, aparte del variograma y de la varianza de estimación, existe otra herramienta conocida como "varianza de dispersión" la cual es de gran utilidad en la solución de aquellos problemas relacionados con la estimación de reservas.

En ingeniería minera, por ejemplo, conocer el valor medio de la ley de mineral en un cierto bloque V de un yacimiento, es de poca utilidad - si no se tiene también una idea de la variabilidad o dispersión de los valores de las leyes de mineral asociados a las unidades de producción v , localizadas dentro de V . En la explotación del yacimiento, la medida de la variación diaria de la producción es uno de los parámetros más importantes que se consideran en la selección adecuada del equipo (molinos, - bancos de flotación, etc.).

Varianza de Dispersión

Consideremos un bloque V centrado en el punto x y dividido en N unidades iguales $v(x_i)$ centrados en los puntos x_i : $V = \sum_{i=1}^N v_i = Nv$.

Sea $z(y)$ una variable regionalizada puntual. El valor medio de la variable en cada unidad $v(x_i)$ será:

$$z_v(x_i) = 1/v \int z(y) dy$$

y el valor medio de la variable en el bloque V será:

$$z_v(x) = 1/V \int z(y) dy = 1/N \sum_{i=1}^N z_v(x_i)$$

Considerando los N valores $z_v(x_i)$ y la media $z_v(x)$, es posible calcular la varianza experimental, es decir:

$$s^2(x) = 1/N \sum_{i=1}^N (z_v(x) - z_v(x_i))^2$$

Sin embargo, en la práctica, en la etapa de evaluación los valores - verdaderos $z_v(x_i)$ de las unidades v_i , así como el valor medio $z_v(x)$ son desconocidos. El problema es, otra vez, estimar las dos características principales de la distribución de los valores $z_v(x_i)$, es decir, la media $z_v(x)$ la varianza $s^2(x)$.

Si $z(y)$ es interpretada como una realización de la función aleatoria $Z(y)$, entonces $z_v(x_i)$ y $z_v(x)$ aparecerán como realizaciones - de las funciones aleatorias $Z_v(x_i)$ y $Z_v(x)$, respectivamente.

Consecuentemente, $s^2(x)$ se interpretará como una realización de la f.a. $S^2(x)$ definida en el punto x .

$$S^2(x) = 1/N \sum_{i=1}^N (Z_V(x) - Z_V(x_i))^2$$

Bajo la hipótesis de estacionaridad de la función aleatoria puntual $Z(y)$, el valor esperado o media de la f.a. $S^2(x)$ es, por definición, la varianza de dispersión de las unidades v dentro de V , representada como:

$$D^2(v/V) = E[S^2(x)] = E\left[1/N \sum_{i=1}^N (Z_V(x) - Z_V(x_i))^2\right]$$

Generalizando para el caso continuo se tiene:

$$S^2(x) = 1/V \int_{V(x)} (Z_V(x) - Z_V(y))^2 dy$$

$$D^2(v/V) = E\left[1/V \int_{V(x)} (Z_V(x) - Z_V(y))^2 dy\right], \quad v \ll V$$

o bien

$$\begin{aligned} D^2(v/V) &= 1/V \int_{V(x)} E[(Z_V(x) - Z_V(y))^2] dy \\ &= 1/V \int_{V(x)} \sigma_E^2(V(x), v(y)) dy, \quad v \ll V \end{aligned}$$

La varianza de dispersión aparece entonces como el valor medio sobre $V(x)$ de la varianza de estimación introducida al pretender calcular $Z_V(x)$ empleando $Z_V(y)$. Recordando la fórmula de la varianza de estimación, el término $\sigma_E^2(V(x), v(y))$ puede escribirse como:

$$\sigma_E^2(V(x), v(y)) = \bar{C}(V(x), V(x)) + \bar{C}(v(y), v(y)) - 2\bar{C}(V(x), v(y))$$

dado que $C(h)$ es estacionaria (no depende de la posición x ó y), podemos escribir:

$$\bar{C}(V(x), V(x)) = \bar{C}(V, V), \quad Vx$$

$$y \quad \bar{C}(v(y), v(y)) = \bar{C}(v, v), \quad Vy$$

Sustituyendo en la última expresión de la varianza de dispersión $D^2(v/V)$, obtenemos:

$$D^2(v/V) = 1/V \int_{V(x)} \{ \bar{C}(V, V) + \bar{C}(v, v) - 2\bar{C}(V(x), v(y)) \} dy$$

donde

$$1/V \int_{V(x)} \bar{C}(V(x), v(y)) dy = \bar{C}(V(x), V(x)) = \bar{C}(V, V).$$

Finalmente

$$D^2(v/V) = \bar{C}(v, v) - \bar{C}(V, V)$$

o términos del semivariograma $\gamma(h)$

$$D^2(v/V) = \bar{\gamma}(V, V) - \bar{\gamma}(v, v)$$

La propiedad de aditividad de la varianza de dispersión puede ser establecida como una consecuencia de la linealidad en la expresión de $D^2(v/V)$. Esta propiedad encontrada experimentalmente por D. G. Krige establece lo siguiente:

$$D^2(v/G) = D^2(v/V) + D^2(V/G), \text{ si } v \subset V \subset G.$$

La dispersión de la unidad v dentro del depósito G es igual a la suma de la dispersión de v dentro del bloque V y la dispersión de los bloques V dentro del depósito G . Esta propiedad se le conoce como *Relación de Krige*.

Nota: La varianza de dispersión aumenta cuando el tamaño del soporte v disminuye.

$$D^2(v/G) \geq D^2(V/G) \text{ si } v < V$$

Si v es puntual y V es infinitamente grande, entonces $D^2(0/\infty) =$

$$\bar{\gamma}(\infty, \infty) - \bar{\gamma}(0, 0) = \gamma(\infty) - \gamma(0) = C(0).$$

Estimación de Reservas In-Situ

Una vez efectuadas las estimaciones locales, el siguiente paso le corresponde a la estimación global, es decir, la estimación correspondiente a toda la zona de estudio D (Figura 7.1).

La estimación global puede llevarse a cabo simplemente ponderando la diversas estimaciones locales.

$$Z_D^* = 1/D \sum_i V_i Z_{V_i}^*$$

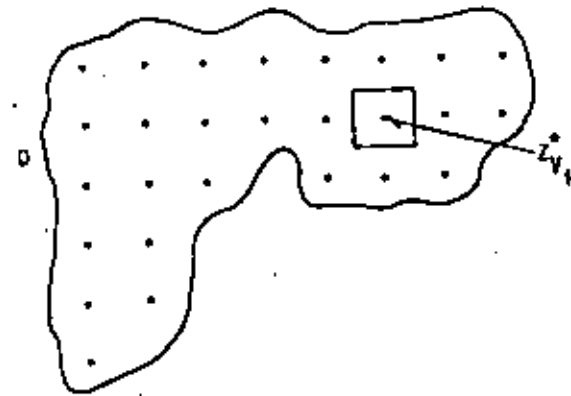


FIGURA 7.1

Las varianzas de estimación locales, sin embargo, no pueden combinarse tan fácilmente como las estimaciones locales.

Si

$$Z_D^* = 1/D \sum_{i=1}^N V_i Z_{V_i}^*$$

representa la combinación de los N valores

$Z_{V_i}^*$ obtenidos por el método del Krigeage y $\sigma_{KV_i}^2 = E \left| (Z_{V_i} - Z_{V_i}^*)^2 \right|$

representa la varianza de estimación de cada unidad V_i , entonces la varianza de estimación global asociada al estimador Z_D^* es:

$$\begin{aligned} \sigma_{ED}^2 &= E[(Z_D - Z_D^*)^2] = E\left[\left\{1/D \sum_i v_i (Z_{V_i} - Z_{V_i}^*)\right\}^2\right] \\ &= 1/D^2 \left[\sum_i v_i^2 \sigma_{KV_i}^2 + \right. \\ &\quad \left. + \sum_{j \neq i} \sum_{i,j} v_i v_j E[(Z_{V_i} - Z_{V_i}^*)(Z_{V_j} - Z_{V_j}^*)] \right] \end{aligned}$$

Cada vez que los estimadores $Z_{V_i}^*$ y $Z_{V_j}^*$ ($j \neq i$) han considerado información común, los dos errores de estimación $[Z_{V_i} - Z_{V_i}^*]$ y $[Z_{V_j} - Z_{V_j}^*]$ están correlacionados. Por lo tanto, algunas de las covarianzas $E[(Z_{V_i} - Z_{V_i}^*)(Z_{V_j} - Z_{V_j}^*)]$ son diferentes de cero y su suma no puede despreciarse frente al término $1/D^2 \sum_i v_i^2 \sigma_{KV_i}^2$ de la expresión de la varianza de estimación global σ_{ED}^2 .

El cálculo de la expresión $E[(Z_{V_i} - Z_{V_i}^*)(Z_{V_j} - Z_{V_j}^*)]$ es sumamente tedioso. Sin embargo, es posible obtener buenas aproximaciones en los casos particulares siguientes:

(i) Malla regular.- Si la zona D está dividida en una malla regular de N celdas (Figura 7.2), donde cada celda d_i de la malla tiene una muestra en su centro, y si esta muestra es la única que interviene en la estimación de $Z_{V_i}^*$, entonces los errores $[Z_{V_i} - Z_{V_i}^*]$ y $[Z_{V_j} - Z_{V_j}^*]$ serán independientes, ya que ninguno de ellos emplea

rá datos comunes. Por lo tanto, la varianza de estimación global puede expresarse como $\sigma_{ED}^2 = 1/N \sigma_{KV}^2$, ya que todas las varianzas de estimación locales $\sigma_{KV_i}^2$ serán idénticas.

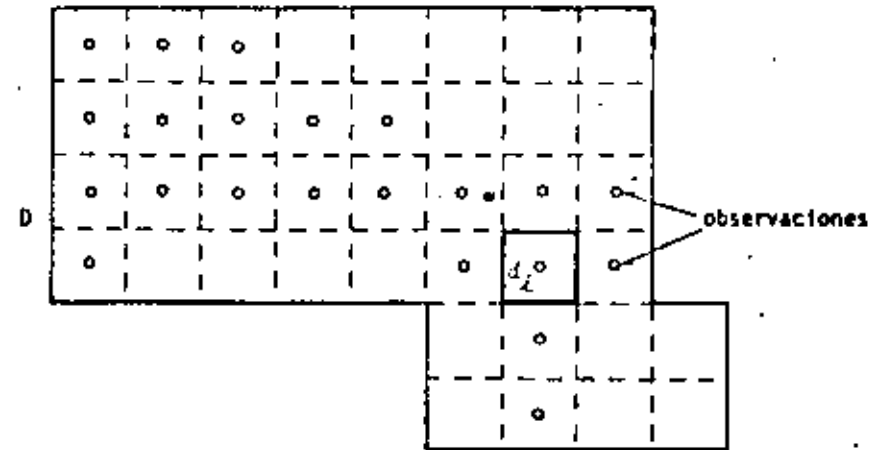


FIGURA 7.2

(ii) Malla regular con datos cuya localización está uniformemente distribuida.- Si la zona D está dividida en una malla regular de N celdas (Figura 7.3), donde cada celda d_i de la malla contiene una muestra localizada al azar y con la misma probabilidad de situarse en cualquier punto de la celda, y si esta muestra es la única que interviene en la estimación $Z_{V_i}^*$, entonces los errores $[Z_{V_i} - Z_{V_i}^*]$ y $[Z_{V_j} - Z_{V_j}^*]$ serán independientes ya que ninguno de ellos empleará información común. Por lo tanto, la varianza de estimación glo-

bal puede expresarse como $\sigma_{ED}^2 = 1/N^2 \sum \sigma_{KV_i}^2$, ya que cada varian-
za de estimación $\sigma_{KV_i}^2$; dependerá de la posición de la muestra en
la celda d_i .

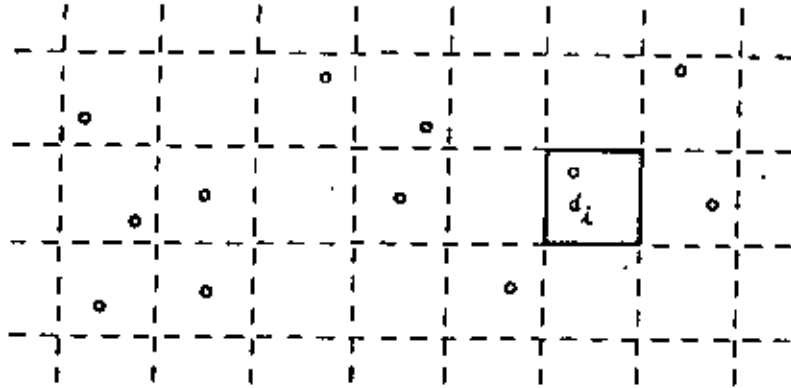


FIGURA 7.3

(iii) Malla irregular.- Si la zona D está dividida en una malla irregular (Figura 7.4), donde cada celda d_i contiene una muestra localizada en su centro, y si esta muestra es la única que interviene en la estimación de $Z_{V_i}^*$, entonces los errores $[Z_{V_i} - Z_{V_i}^*]$ y $[Z_{V_j} - Z_{V_j}^*]$ serán como en los ejemplos anteriores, independientes. La varianza de estimación global queda igual a:

$$\sigma_{ED}^2 = 1/D \sum V_i^2 \sigma_{KV_i}^2$$

ya que cada varianza de estimación local $\sigma_{KV_i}^2$ dependerá del volu-

men V_i asociado en la celda d_i .

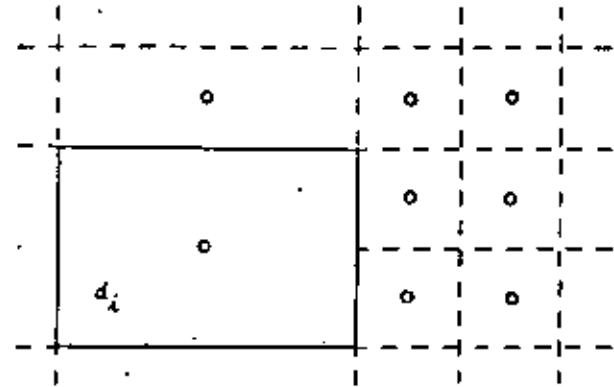


FIGURA 7.4

En los ejemplos que hemos visto, se ha asumido implícitamente que la geometría o el volumen de la zona o depósito es conocida. En aquellos casos donde exista cierta incertidumbre asociada a la extensión del depósito a estimar, otros métodos, tales como el método transitivo (Matheron 1971), deben aplicarse.

Evaluación de Reservas Recuperables

Una vez determinadas las reservas in-situ, es necesario determinar qué porcentaje de estas reservas puede ser explotado siguiendo un determinado contexto técnico y/o económico.

En un proyecto minero, por ejemplo, son diversos los factores que afectan la estimación de las reservas recuperables, entre los que se puede citar:

- el criterio de selección, el cual puede estar orientado hacia la maximización de las ganancias o hacia la satisfacción de las demandas del mercado.
- los parámetros adoptados para alcanzar tal selección, entre los que se pueden citar la ley de corte, el espesor mínimo minable, etc.
- las restricciones tecnológicas del proyecto minero; si la explotación es a cielo abierto, un bloque V puede ser minado únicamente si todos los bloques arriba de éste, en un cono con vértice en V, han sido previamente minados.
- el soporte (tamaño y forma) de la unidad selectiva (bloque de varios cientos o miles de toneladas).
- la información disponible al tiempo de la selección.

La influencia en la selección por parte del soporte y del nivel de información está expresada en las varianzas de estimación y de dispersión, lo cual representa una de las principales aportaciones de la geostatística a la ingeniería minera.

Algunos factores semejantes podrían citarse en ingeniería petrolera. Además de los criterios ya mencionados arriba, el criterio de selección podría estar dictado por aspectos políticos y/o sociales. La saturación de aceites (o de gas) sería uno de los parámetros más importantes en la selección y por ende en la estimación de las reservas recuperables. Como ejemplos de restricciones tecnológicas se podrían citar la profundidad del yacimiento a estimar, su localización (marina o terrestre), etc. Por último, el soporte y el nivel de información serían dos factores de -

vital importancia en la evaluación de la porosidad y de la permeabilidad, ambos, parámetros fundamentales para la determinación de las características de yacimientos petroleros.

Método de Estimación.

La estimación del volumen de mineral recuperable en un depósito G, basada en los datos de la ley del mineral medida en núcleos de longitud constante $z_c(x)$, podría realizarse empleando un histograma de los valores $z_c(x)$ (Figura 7.5). En el eje de las abscisas estarían referidos todos los valores de $z_c(x)$, y en el de las ordenadas, las frecuencias de estos valores. El histograma de los valores $z_c(x)$ tendría una media experimental m^* , una varianza de dispersión $s^2(c/G)$, y una cierta forma (asimétrica, por ejemplo). Considerando ahora un cierto valor z_0 en las abscisas, el área achurada representaría la proporción de núcleos con ley del mineral mayor o z_0 ($z_c(x) \geq z_0$), lo cual al multiplicarse por el tonelaje total de roca proporcionaría un estimador del valor de la reserva recuperable.

Suponiendo ahora conocidos los valores $z_v(x)$ (ley de mineral asociada al soporte de volumen v), un histograma (Figura 7.5), con media experimental m^* , varianza de dispersión $s^2(v/G)$, y de cierta forma (simétrica, por ejemplo), podría ser construido. El área punteada representaría, en este caso, la proporción de bloques de volumen v con ley de mineral $z_v(x) \geq z_0$.

Lo que se observa en estos dos histogramas no puede clasificarse de ninguna manera como trivial. Sabemos que en un proyecto minero la selección se efectúa en bloques de tamaño v y no en estratos. El tamaño de un

núcleo. Considerando valores de $m^* > z_0$, cualquier evaluación de las reservas recuperables basada en el histograma de los valores $z_c(x)$ sobrestimaría la proporción real de bloques con valores medios mayores a z_0 , o lo que es lo mismo, subestimaría la proporción de metal pronosticado como desperdicio. Esto es debido, entre otras razones, a que la varianza de dispersión de los valores con soporte v es menor a la varianza de dispersión de los valores con soporte c , $s^2(v/G) < s^2(c/G)$.

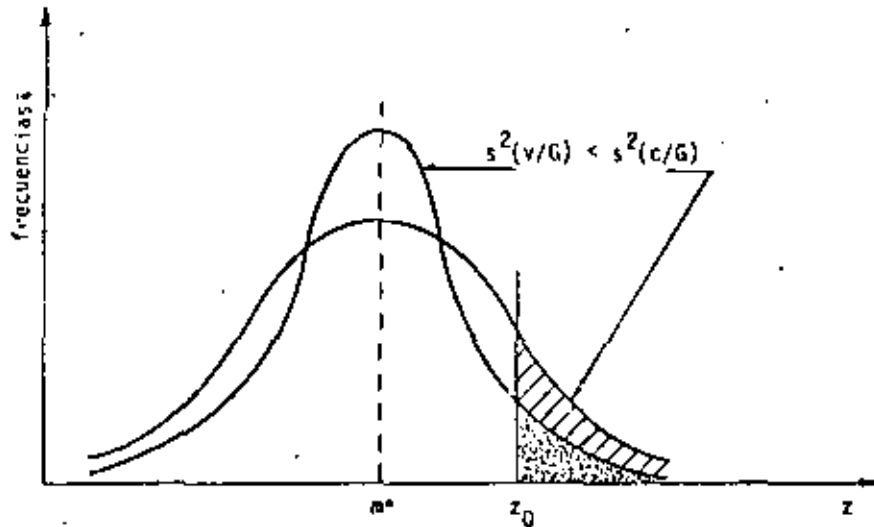


FIGURA 7.5 - Histogramas Experimentales

Una de las ventajas de la geostatística es la de permitirnos evaluar el valor teórico de la varianza de dispersión $D^2(v/G)$ asociada a los valores Z_v , ya sea por medio de la fórmula

$$D^2(v/G) = \bar{Y}(G, G) - \bar{Y}(v, v)$$

o bien por medio de la relación de Krige.

$$D^2(v/G) = D^2(c/G) - D^2(c/v)$$

donde las dos últimas varianzas de dispersión pueden obtenerse experimentalmente.

Asimismo, el valor medio de Z_v puede ser estimado por m^* , el valor medio de los valores de las muestras disponibles. Sin embargo, no bastan estos dos parámetros (m^* y $D^2(v/G)$) para inferir la distribución de Z_v . Es necesario conocer también el tipo de distribución. Si el tipo de distribución no se conoce de antemano, será indispensable adoptar la hipótesis de permanencia de distribución, la cual consiste en asumir la misma distribución para las dos variables aleatorias, Z_c y Z_v .

Pero, ¿es realmente útil conocer el histograma de los valores reales Z_v ? Sabemos que, excepto en casos muy raros, los valores reales z_v son desconocidos al momento de la selección, y que, en efecto, la selección se basa en los valores estimados z_v^* . Esto significa que la recuperación real consistirá no de aquellas unidades con valores reales $z_v \geq z_0$, sino más bien, de aquellas unidades con valores estimados $z_v^* \geq z_0$, es decir, del área punteada mostrada en la Figura 7.6.

Esta área punteada, fundada en unidades con valores $z_v^* \geq z_0$, difiere del área achurada correspondiente a una selección perfecta efectuada

sobre los valores reales ($z_v \geq z_0$). Esta diferencia resulta más importante a media que la desviación entre los valores estimados z_v^* y los valores reales z_v se incrementa, esto es, cuando la varianza de estimación $E[(z_v - z_v^*)^2]$ aumenta. Sabemos, por otro lado, que el método del Krigage minimiza esta varianza.

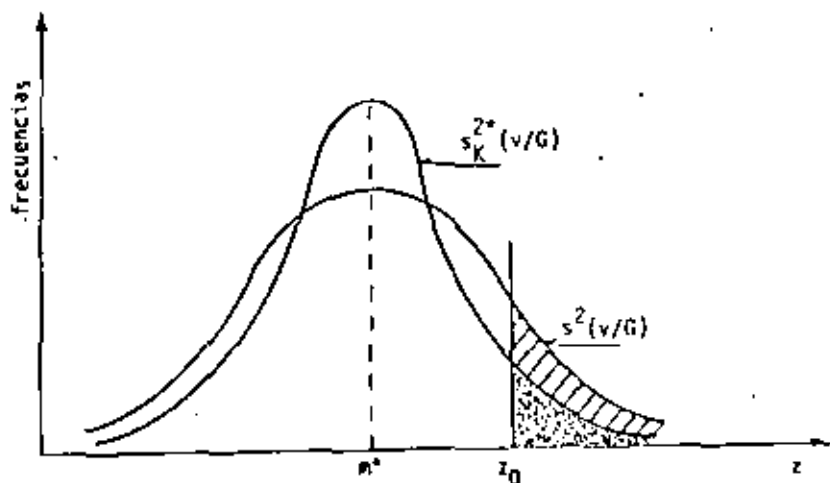


FIGURA 7.6 - Distribución de valores reales y estimados

Si el estimador Z_v^* está definido según el método de Krigage, entonces es posible establecer una relación entre las varianzas de los valores reales y de los valores estimados $D^2(v/G)$ y $D_K^{2*}(v/G)$ (Journel & Huijbregts, 1978, p. 451), esto es:

$$D^2(v/G) = D_K^{2*}(v/G) + \bar{\sigma}_{Kv}^2$$

donde $\bar{\sigma}_{Kv}^2$ es el valor medio de las varianzas de estimación, asociadas a las unidades v_i

$$\bar{\sigma}_{Kv}^2 = 1/N \sum_{i=1}^N \sigma_{Kv_i}^2$$

A través de esta relación es más fácil inferir la distribución de Z_v , que a través de la hipótesis de permanencia de la distribución. Además, se puede deducir que $D_K^{2*}(v/G) \leq D^2(v/G)$, lo que significa que el método del Krigage introduce un efecto de suavizamiento en la estimación y el cual se refleja directamente en el histograma de z_v^* .

El objetivo de la estimación de reservas puede, finalmente, representarse graficando la distribución bi-variable de las funciones aleatorias Z_v y Z_v^* , como se muestra en la Figura 7.7.

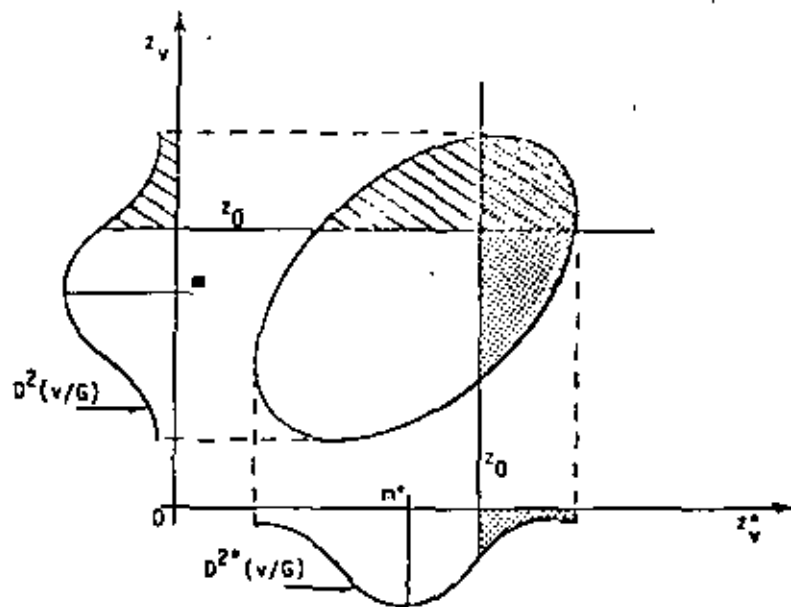


FIGURA 7.7 - Distribución bi-variable de valores reales (Z_v) y valores estimados (Z_v^*)

Los valores reales aparecen a lo largo del eje de las ordenadas y los valores estimados a lo largo del eje de las abscisas. La distribución de los valores reales, con varianza $D^2(v/G)$, puede ser vista como la proyección de la distribución bi-variable sobre el eje de las ordenadas. El área achurada representa el valor real del porcentaje de mineral recuperable. Similarmente, la distribución de los valores estimados, con varianza $D^{2*}(v/G)$, puede ser vista como la proyección de la distribución bi-variable sobre el eje de las abscisas. El área punteada denota el valor estimado del porcentaje de mineral recuperable.

Observando las correspondientes áreas achurada y punteada de la distribución bi-variable, puede verse que se comete un error en la estimación. Primero, un cierto número de unidades estimadas como pobres, resultan arriba del valor z_0 ; estas unidades se rechazan equivocadamente y corresponden al área achurada, exclusivamente. Segundo, un cierto número de unidades estimadas con valores arriba de z_0 resultan pobres; estas unidades se aceptan erróneamente y corresponden al área punteada, exclusivamente.

El objetivo, pues, será la minimización de estas dos áreas, mismo que se obtiene al minimizar la varianza de estimación $E[(z_v - z_v^*)^2]$.

EJEMPLO DE APLICACION EN UN DEPÓSITO MINERO SIMULADO.

Trabajar con depósitos simulados, en contraste con depósitos reales, reporta una serie de ventajas. En un depósito simulado es posible de una manera inmediata y sin tener que "explorar" el depósito, comprobar los resultados obtenidos de las estimaciones con los datos "reales". En un depósito simulado es posible determinar exactamente el efecto de cualquier método de estimación en la evaluación de las reservas recuperables. Un depósito simulado es un depósito perfectamente conocido.

La zona simulada en este estudio consiste de un rectángulo de dimensión 50 u x 10 u, formado por 500 bloques cuadrados v_i (de dimensión $u \times u$), - Figura 7.8. Un total de 60,500 datos (porcentaje de mineral) se simularon en una malla regular de 550 x 110 nodos dando un total de 121 (=11x11) muestras por bloque v_i . Los 60,500 datos se consideran, para efectos de este ejemplo, como el depósito real G a estudiar.

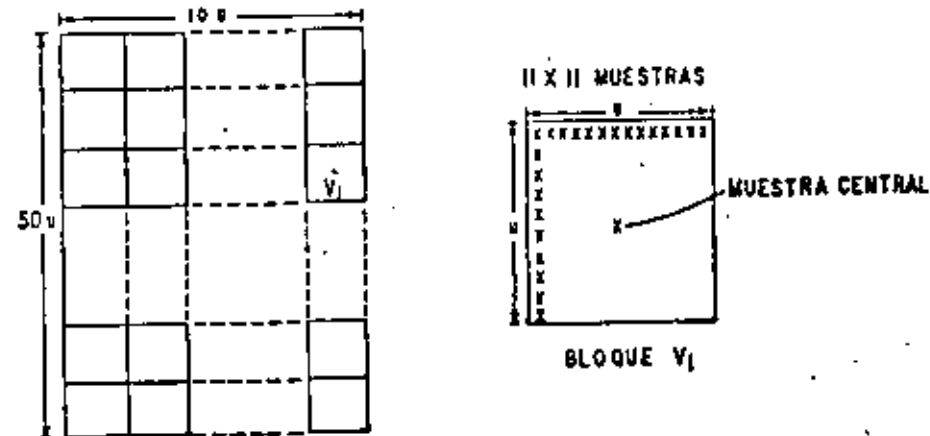
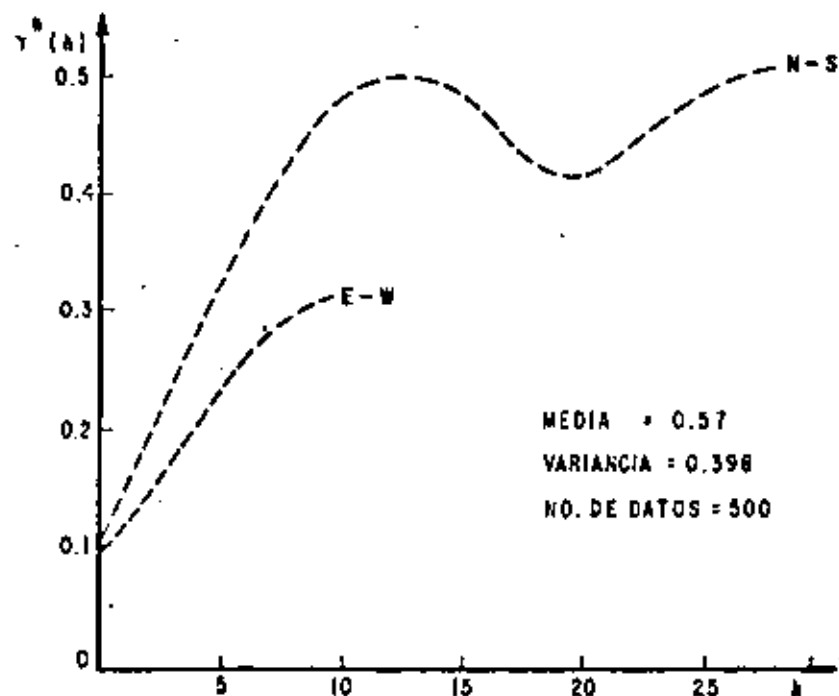


FIGURA 7.8

Empleando las 500 muestras centrales s_i (una por cada bloque v_i), tal y como si ellas constituyeran los primeros resultados de una campaña de exploración, se obtuvo el semi-variograma experimental $\gamma^*(h)$ de la Figura 7.9.



SEMIVARIOGRAMA EXPERIMENTAL DE 500 MUESTRAS CENTRALES

FIGURA 7.9

Un semi-variograma teórico $\gamma(h)$ con efecto de agujero e isotrópico fue ajustado al semi-variograma experimental $\gamma^*(h)$.

$$\gamma(h) = \begin{cases} 0 & \text{si } h=0 \\ 0.1+3.6 \left[1 - \frac{\text{Sen } 0.041h}{0.041h} \right] & , \text{ } h>0 \end{cases}$$

Empleando el modelo de $\gamma(h)$ se verificó la relación de Krige (ver Tabla 3):

Las diferentes varianzas de dispersión fueron calculadas, para el caso de los 60.500 datos, por medio del valor esperado de las varianzas experimentales (esto es, según la definición de $D^2(\cdot/\cdot)$), y para el caso de las 500 muestras, a través de la fórmula

$$D^2(v/G) = \bar{\gamma}(G,G) - \bar{\gamma}(v, v).$$

TABLA 3. Relación de Krige.

	Varianza de Dispersión Real		Varianza de Dispersión Estimada
$D^2(o/G)$	0.3846		0.398
$D^2(o/v)$	0.1236	} + = 0.3840	0.1270
$D^2(v/G)$	0.2604		0.2710
			} + = 0.398

Cada uno de los porcentajes medios z_{v_i} y errores $\sigma_{k_{v_i}}^2$ de los 500

bloque v_i fueron estimados según el método Krigéage. El número de muestras consideradas en la estimación z_{v_i} fue de 9, según se muestra en la Figura 7.10.

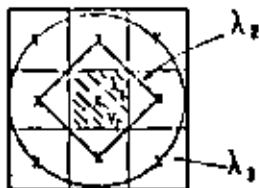


FIGURA 7.10

El coeficiente λ_1 fue asignado a la muestra central; el coeficiente λ_2 fue asignado al valor promedio de las cuatro muestras de la primer aureola; y λ_3 fue asignado a las cuatro muestras restantes de la aureola externa. Posteriormente, se verificó el efecto de suavizamiento inherente del método Krigéage.

$$D^2(v/G) = D_k^2(v/G) + \sigma_{k_{v_i}}^2$$

obteniéndose los siguientes resultados:

$$D^2(v/G) = 0.2604, D_k^2(v/G) = 0.2349 \text{ y } \sigma_{k_{v_i}}^2 = 0.042$$

$$\delta = 0.2604 + 0.2349 + 0.042 = 0.2769$$

Finalmente, y con el propósito de comparar la eficiencia del método Krigéage con otros métodos de estimación, se calcularon curvas de tonelaje, de cantidad de metal recuperado y de porcentaje de mineral promedio contra

varios valores del porcentaje de corte, z_c .

El tonelaje se calculó empleando el estimador Krigéage $I_{k_{v_i}}^*$ de la variable aleatoria regionalizada "indicador", I_{v_i} . Esta variable indicador denota la proporción mineralizada del bloque v_i (Figura 7.11). El tonelaje se define, entonces, como la suma de aquellos valores estimados $I_{k_{v_i}}^*$ asociados a valores $z_{v_i}^* \geq z_c$, para cada bloque v_i .

$$T(z_c) = \sum_{i=1}^{N(z_c)} I_{k_{v_i}}^*$$

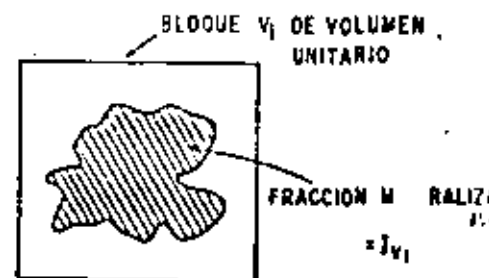


FIGURA 7.11

La curva de la cantidad de metal vs porcentaje de corte z_c se calcula con la fórmula

$$Q(z_c) = \sum_{i=1}^{N(z_c)} I_{k_{v_i}}^* z_{v_i}^*$$

es decir, como la suma del producto de la fracción mineralizada y del porcentaje de mineral para aquellos bloques v_i donde $z_{v_i}^* > z_c$.

El promedio del porcentaje de mineral función de z_c se evalúa sim--

plemente como:

$$m(z_c) = \frac{Q(z_c)}{T(z_c)}$$

Ahora bien, el conocimiento total del depósito permitió cotejar las predicciones con los resultados reales.

La Figura 7.12 muestra una gráfica con tres curvas, todas ellas de tonelaje (eje de las ordenadas) vs valores de z_c (eje de las abscisas) y obtenidas en forma diferente: la curva "real", la curva obtenida por el método Krigeage y la curva obtenida según el método de "polígonos de influencia". Este último consiste simplemente en la estimación de $Z_{v_i}^*$ (ó de $I_{v_i}^*$) a partir del valor de la muestra central s_i del bloque v_i , dicho de otra manera $Z_{v_i}^* = s_i$ (ó $I_{v_i}^* = 1$ ó 0 , dependiendo si la muestra central del bloque v_i está localizada sobre una zona mineralizada o no). Como se observa en la figura, para valores relativamente bajos de z_c , el método de los polígonos subestima considerablemente el valor del tonelaje, siendo lo contrario (sobre estimación) para valores altos de z_c . La curva obtenida según el método de Krigeage se aproxima más a la curva real, oscilando siempre alrededor de esta última.

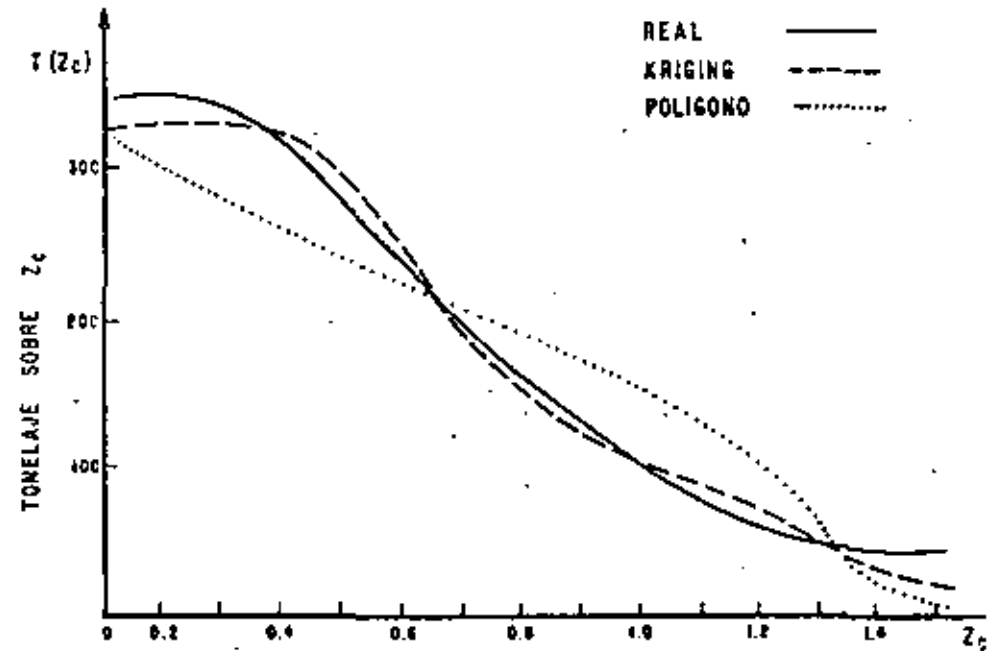


FIGURA 7.12

La Figura 7.13 muestra igualmente tres curvas (real, Krigeage y polígonos de influencia) todas ellas de cantidad de mineral recuperado vs z_c . -- Una vez más, el método Krigeage proporciona la curva que más se aproxima a la curva real. Por lo que se refiere a la estimación de reservas globales ($z_c=0$), no existe ninguna diferencia práctica entre los dos métodos de estimación.

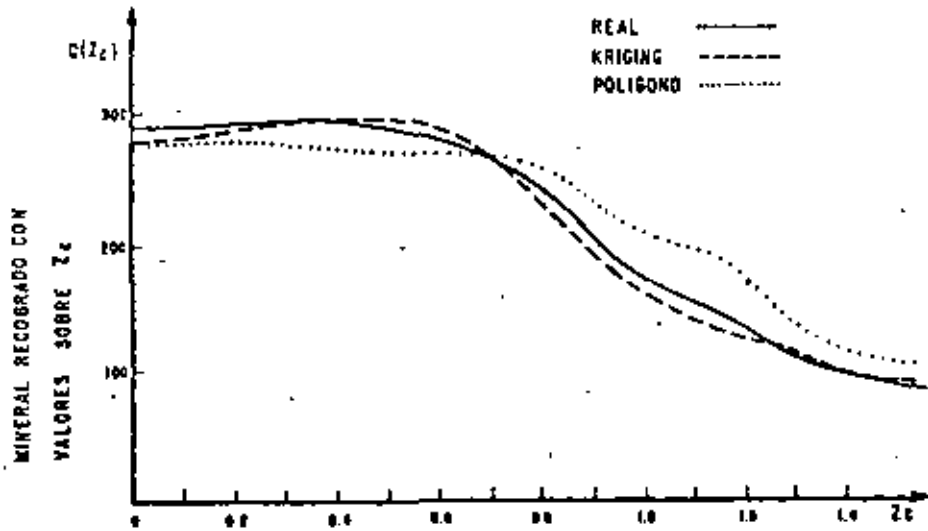


FIGURA 7.13

En la Figura 7.14 gráfica de promedio del porcentaje de mineral contra z_c , se observa que la curva obtenida por el método de los polígonos de influencia sobre-estima constantemente a la curva real. En la práctica, y dependiendo del tipo de yacimiento, este error en la estimación del porcentaje promedio podría acarrear pérdidas económicas de considerables consecuencias. El método Krigeage por otro lado, produce una curva más cercana a la curva real.

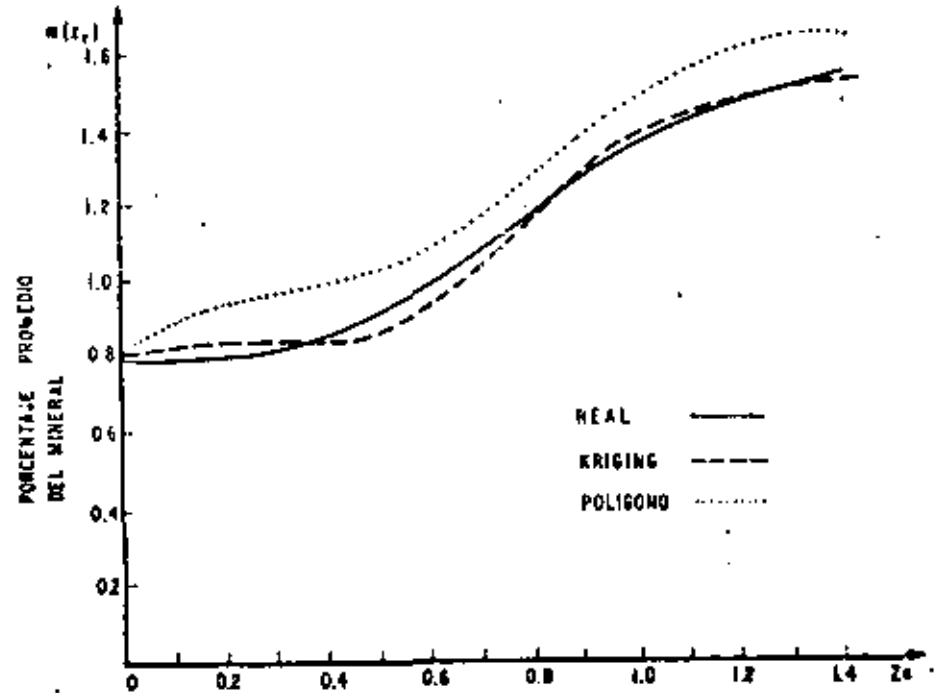


FIGURA 7.14

CAPITULO VIII SIMULACION DE YACIMIENTOS

Es bien sabido entre los ingenieros mineros que uno de los parámetros más importantes que intervienen en la selección del equipo minero, por lo que a flexibilidad se refiere, es la dispersión de los porcentajes de mineral extraído en todas las escalas, diaria, mensual, anual, etc. Igualmente, la selección del equipo de excavación depende entre otros factores, de las dispersiones diarias del espesor mineralizado.

Si un yacimiento minero fuese conocido en su totalidad, las dispersiones requeridas, y por ende los métodos más adecuados para su explotación, podrían ser determinados aplicando diversos procesos simulados. Desafortunadamente, en las etapas de exploración y de planeación, se dispone únicamente de información fragmentaria, porcentajes de mineral en un pequeño número de muestras, por ejemplo.

Ahora bien, si no es posible conocer la realidad del yacimiento en suficiente detalle, una alternativa podría ser simularlo siguiendo algún modelo. Pensemos que, en cierta forma, el yacimiento real y las distintas simulaciones del yacimiento no son más que diversas realizaciones de una misma función aleatoria $Z(x)$. El yacimiento simulado $\{z_s(x)\}$ tiene la ventaja sobre el yacimiento real $\{z(x)\}$ de que el primero puede ser conocido en todos los puntos x .

Más aún, es posible restringir la simulación de tal forma que los valores simulados en las localizaciones muestreadas sean idénticos precisamente a los valores muestreados, es decir:

$$z_{sc}(x_\alpha) = z(x_\alpha) \quad \forall x_\alpha$$

Esto se conoce como simulación condicional y puede ser todavía mejorada, agregando toda clase de información cualitativa.

En conclusión, un yacimiento simulado se distingue por satisfacer la condición $z_{sc}(x_\alpha) = z(x_\alpha)$, en toda localización muestreada x_α , y por presentar las mismas características de dispersión (al menos hasta de segundo orden) del yacimiento real. Pero entonces, ¿en qué forma se diferencian la simulación y la estimación? Su diferencia se basa en sus objetivos:

- (i) La estimación proporciona, en cada punto x , el estimador $z^*(x)$ más cercano al valor real y desconocido $z(x)$. Sin embargo, la estimación no produce la variabilidad espacial de los valores reales $\{z(x)\}$.
- (ii) No obstante que, en cada punto x , el valor simulado $z_s(x)$ no es el mejor estimador de $z(x)$, el conjunto de valores simulados $\{z_s(x)\}$ o todavía mejor, el conjunto de valores condicionalmente simulados $\{z_{sc}(x)\}$ reproduce los mismos primeros dos momentos (media y covarianza $C(h)$ ó semivariograma $\gamma(h)$) que el conjunto de valores reales $\{z(x)\}$, esto es, reproduce las principales características de dispersión de los valores reales. Por lo que a la varianza de dispersión se refiere, ambos, el yacimiento simulado y el yacimiento real, son idénticos.

En general, los objetivos de la simulación y de la estimación no son compatibles. En la Figura 8.1 puede observarse que, aunque la curva de estimación $z^*(x)$ se encuentra en promedio más cercana a la curva real $z(x)$, la curva de simulación $z_{sc}(x)$ reproduce mejor las fluctuaciones de la curva real.

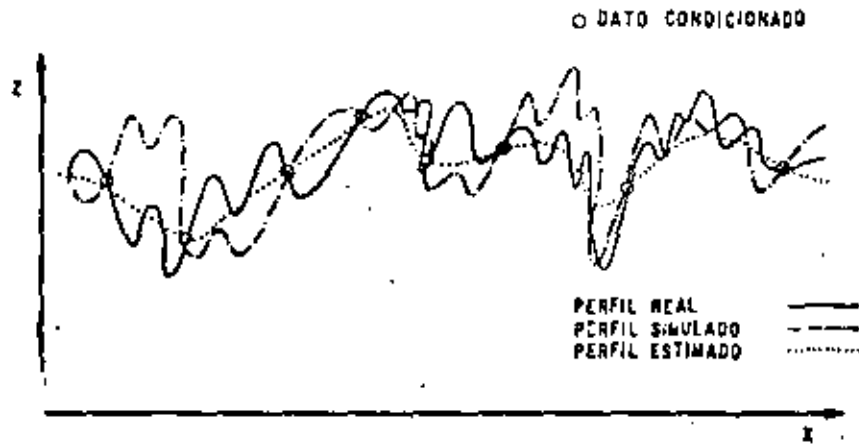


FIGURA 8.1) Perfiles real, simulado y estimado (Krigage)

Teoría de la Simulación Condicional.

Consideremos la función aleatoria estacionaria $Z(x)$, con media m y cov varianza $C(h)$ ó semi-variograma $\gamma(h)$. El problema consiste en formar realizaciones de la función aleatoria $Z_{SC}(x)$ isomórfica a $Z(x)$, es decir, una -- función aleatoria con media y momentos de segunda orden, $C(h)$ ó $\gamma(h)$, iguales a los de la f.a. $Z(x)$. Más aún, las realizaciones $Z_{SC}(x)$ deben estar condicionadas, esto es, en cada localización muestreada, el valor simulado

debe ser igual al valor muestreado:

$$z_{SC}(x_0) = z(x_0) \quad \forall x_0 \text{ conjunto de datos.}$$

Es posible demostrar, aunque no lo haremos aquí, que cada realización -- de la f.a. $Z_{SC}(x)$ estará dada por:

$$z_{SC}^*(x) = z_k^*(x) + [z_s(x) - z_{sk}^*(x)] \quad (8.1)$$

donde:

$z_k^*(x)$ es el valor obtenido en el punto x , a partir del conjunto de datos $z(x_0)$, según el método Krigage.

$z_s(x)$ es el valor simulado (no condicional) en el punto x , -- que representa una realización de la f.a. $Z_s(x)$, la cual es isomórfica a, e independiente de la f.a. $Z(x)$.

$z_{sk}^*(x)$ es el valor obtenido en el punto x , a partir del conjunto de valores simulados $z_s(x_0)$, según el método Krigage.

y $z_{SC}^*(x)$ es el valor condicionalmente simulado en el punto x .

En términos de funciones aleatorias, esta última expresión queda representada como:

$$Z_{SC}(x) = Z_k^*(x) + [Z_s(x) - Z_{sk}^*(x)]$$

Igualmente y sin pasar por mayores detalles, diremos que, la varianza - de estimación de un valor real, $z(x)$ por un valor condicionalmente simulado, $z_k(x)$, es igual a dos veces la varianza de estimación según el método del Krigeage, σ_k^2 , es decir:

$$E \left[(z(x) - z_k(x))^2 \right] = 2E \left[(z(x) - z_k^*(x))^2 \right] = 2\sigma_k^2$$

De la expresión 8.1 podemos ver que la obtención de los valores condicionalmente simulados $z_{3D}(x)$, se inicia con la generación de las realizaciones no condicionadas $z_3(x)$, de una función aleatoria $Z_3(x)$, isomórfica a $z(x)$. Recordemos que las notaciones $z_3(x)$ y $z(x)$ representan realizaciones en el espacio de tres-dimensiones, $x \in \mathbb{R}^3$.

Existen diversas maneras de obtener simulaciones sujetas a satisfacer una función de covarianza dada en una dimensión. Hablando de simulaciones en tres dimensiones, sin embargo, los métodos comunes de simulación resultan, en términos del tiempo de ejecución por computadora, sumamente costosos. Una alternativa la representa el método de "rotación de bandas" (turning bands, en inglés) creado por George Matheron. Este método reduce la simulación en tres dimensiones a varias simulaciones independientes en una dimensión. Las simulaciones en una dimensión se efectúan a lo largo de líneas rectas, mismas que al rotarse en el espacio de tres dimensiones generan otras simulaciones (en una dimensión).

Asumiendo por un momento como realizadas las simulaciones en una dimensión a lo largo de N líneas rectas localizadas en el espacio E^3 , la simulación $z_3(x)$ en el punto $x \in E^3$ podrá obtenerse a partir de la proyección del punto x sobre cada una de las N líneas rectas. El valor de $z_3(x)$ será --

igual a la suma de los N valores observados en los puntos de proyección sobre las N líneas rectas, multiplicadas por $1/\sqrt{N}$, esto es:

$$z_3(x) = 1/\sqrt{N} \sum_{i=1}^N z_i(x)$$

donde $z_i(x)$ es el valor simulado a lo largo de la i -ésima línea recta y que coincide (dentro de cierta tolerancia) con la proyección del punto x en E^3 sobre la línea recta.

El método de la rotación de bandas se muestra esquemáticamente en la Figura 8.2.

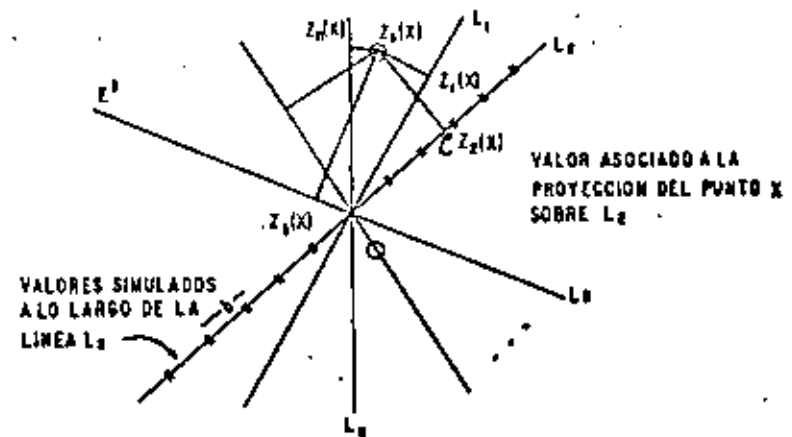


Figura 8.2 Bandas Rotantes.

La simulación resultante $z_3(x)$ es una realización de la función aleatoria tridimensional $Z_3(x)$, la cual es estacionaria de segundo orden, tiene como media cero y como covarianza $C(h)$.

Sin entrar en detalles, el procedimiento seguido en la generación de realizaciones $z_3(x)$ de una función aleatoria $Z_3(x)$ con covarianza tridimensional $C(s)$, a partir de simulaciones uni-dimensionales es el siguiente:

- (i) Dada la función covarianza uni-dimensional $C^{(1)}(s)$ asociada a simulaciones a lo largo de las líneas rectas, se obtiene de la fórmula

$$C^{(1)}(s) = \frac{2}{s} \{s C(s)\}$$

- (ii) La función covarianza $C^{(1)}(s)$, a su vez, puede representarse como la convolución de una función $f(s)$ y su transpuesta $f^*(s) = f(-s)$

$$C^{(1)}(s) = f^* f = \int_{-\infty}^{\infty} f(u) f(u+s) du$$

o lo que es lo mismo, dada la función $C^{(1)}(s)$ es posible encontrar una función $f(s)$ tal que ésta satisfaga la expresión anterior.

- (iii) Una función aleatoria uniformemente distribuida $Y(u)$ puede crearse, entonces, aplicando la siguiente fórmula:

$$Y(u) = T^* f = \int_{-\infty}^{\infty} T(r) f(r+u) dr$$

donde $T(r)$ representa una sucesión de variables aleatorias uniformemente distribuidas.

Para el caso discreto, las realizaciones y_1 a lo largo de una línea recta pueden calcularse según la fórmula

$$y_1 = \sum_{k=-R}^R t_{1+k} \cdot f(kb)$$

donde los valores t_{1+k} denotan realizaciones independientes de una variable aleatoria uniformemente distribuida y las cuales pueden ser generadas por la computadora (ver subrutina UPAND basada en un algoritmo de Donald Knuth "The Art of Computer Programming", Vol. 1). "b" representa el intervalo de separación (ver Figura 8.2), a lo largo de la línea recta, entre cada valor simulado.

En la práctica, un número impar $(2R+1)$ de valores elementales t_{1+k} es empleado en el cálculo de cada realización y_1 .

$$y_1 = \sum_{k=-R}^R t_{1+k} f(kb).$$

Si la función de covarianza (1-dimensional) estuviese dada por el modelo esférico,

$$C(s) = \begin{cases} K \left[1 - \frac{3s}{a} + \frac{s^3}{2a^3} \right] & \forall s \in [0, a] \\ 0 & \forall s \geq a \end{cases}$$

entonces, la función de covarianza uni-dimensional $C^{(1)}(s)$ estaría dada por:

$$C^{(1)}(s) = \begin{cases} K \left[1 - \frac{3s}{a} + \frac{2s^3}{a^3} \right] & \forall s \in [0, a] \\ 0 & \forall s \geq a \end{cases}$$

y la función $f(s)$ estaría dada, según la condición $E^{(1)}(s) = f^v f$, por

$$f(s) = \begin{cases} \sqrt{12 K/a^3} \cdot s, & \forall s \in [-a/2, +a/2] \\ 0 & \text{Para cualquier otro valor de } s. \end{cases}$$

Aplicaciones

La técnica de simulación descrita ha sido de gran utilidad en el análisis y solución de los problemas de ingeniería minera que a continuación se citan:

- (i) Determinación del tamaño mínimo de la unidad de selección en la recuperación de recursos in-situ.
- (ii) Influencia de la concentración de paneles ricos y paneles pobres en la recuperación de recursos in-situ.
- (iii) Influencia de la cantidad de información disponible al momento de la selección de recursos in-situ.
- (iv) Determinación de los gastos de producción y de los porcentajes de corte (misos que varían con el tiempo) y su impacto económico.

Ejemplo de Aplicación de la Simulación en la Selección del Método de Explotación (J. Deraième, 1977).

En este estudio se analiza un depósito de cobre G, el cual presenta mineralización homogénea. Sus dimensiones en el plano horizontal son 450 m x 450 m; además, consiste de cuatro niveles de bloques paralelepípedicos v de 18 m x 18 m x 5 m. (Figura 8.3). El depósito es conocido a través

de muestras de pozos verticales centrados en cada uno de los bloques v . Un modelo de simulación sujeta a las siguientes condiciones fue creado:

- (i) Porcentaje medio de los valores simulados $m = 1\% \text{ Cu}$
- (ii) Regionalización isotrópica representada por un modelo esférico con efecto pepita y con rango de aproximadamente 70 m.

La mínima unidad por minar se establece con dimensiones iguales a las del bloque v . Cada bloque v contiene 4,730 toneladas de mineral. Ocho bloques de mineral (35,000 toneladas) se explotarán constantemente cada día. Para tal efecto se instalará un inclino el cual recibirá el mineral extraído.

Tres diferentes alternativas de producción se contemplan:

- I. La zona G se minará considerando bancos de 18 m x 18 m x 10 m. Dos palas mecánicas instaladas en el depósito avanzarán paralelamente al frente y no podrán retroceder; las palas deberán extraer todo el mineral a lo largo la frente (18 x 25 = 450 m) antes de pasar a la siguiente frente. Cada pala mecánica podrá extraer únicamente dos bancos contiguos por día.
- II. La explotación se llevará a cabo de la misma forma que en el método anterior, excepto que:

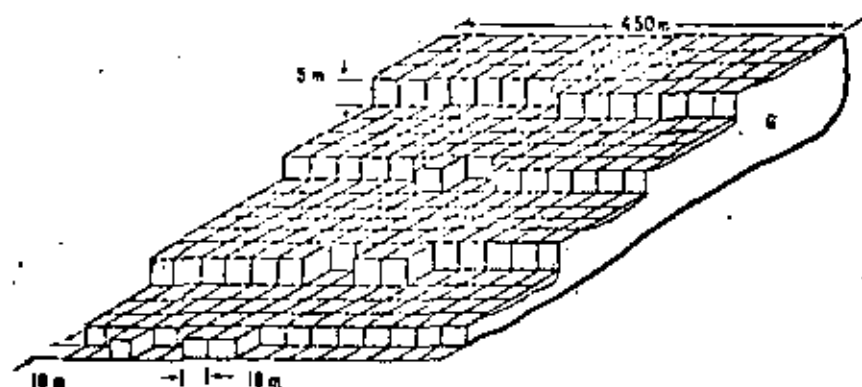


FIGURA 8.3 VISTA DE FRENTES MINEROS

en lugar de enviar todos los bloques al molino, algunos de ellos - serán enviados a un depósito de almacenamiento (stockpile).

El depósito de almacenamiento tiene capacidad para almacenar el -- equivalente a dos días de producción (70,000 Ton.) y está dividido en dos secciones: Una para mineral rico y la otra para mineral pobre. Un banco será enviado al depósito de almacenamiento cuando - su porcentaje medio afecte la producción media del día. Cuando un banco sea enviado a la sección de mineral rico, un banco equivalen - te será tomado de la sección de mineral pobre y enviado al molino,

a fin de satisfacer la demanda diaria (ver Figura 8.4)

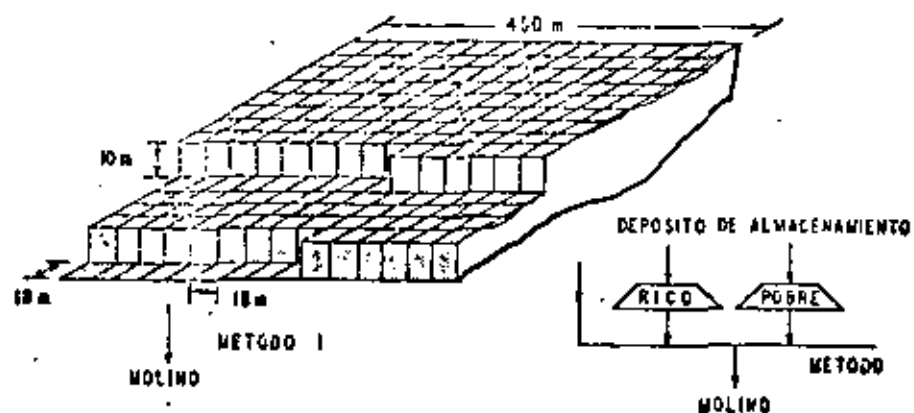
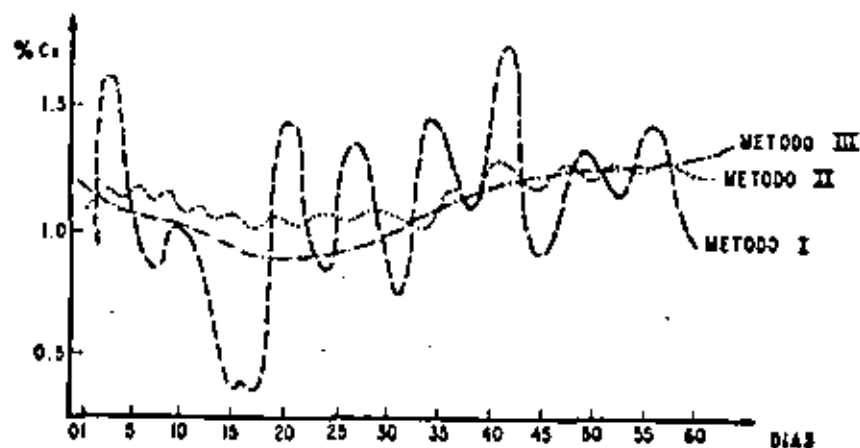


FIGURA 8.4 VISTA DE LOS FRENTES MINERALES

- III. La zona G será minada empleando banco de altura 5 m (Figura 8.3). En cada uno de los cuatro niveles habrá una pala mecánica con capacidad suficiente para extraer hasta dos bloques de 18 m x 18 m x 5 m cada día. Toda la producción diaria de 35,000 ton. Será enviada directamente al molino. Todo el mineral a lo largo de la frente deberá ser extraído antes de pasar a la siguiente frente. Los bloques extraídos deberán ser seleccionados considerando ambos aspectos, la estabilidad de la producción diaria y el mantenimiento al mínimo del desplazamiento total de cada pala mecánica. Partiendo de los datos originales se efectuó la simulación del de-

pósito. Cada uno de los bloques, según las tres alternativas, fue simulado. Los resultados se muestran en la Figura 8.5, donde las variaciones diarias - (líneas punteadas) del porcentaje de mineral simulado por bloque, se grafican para los primeros 60 días de producción.



VARIACION DIARIA DEL PORCENTAJE MEDIO DE COBRE

FIGURA 8.5

Observando la gráfica, podemos deducir la inclinación del operador del molino por las alternativas II & III, y la preferencia del ingeniero encar-

gado de la extracción del mineral por la alternativa I.

La manera más idónea de decidir cual alternativa sería la más apropiada es por medio de la asignación de costos. Las pérdidas causadas en el molino, si el método I fuese elegido, deberían ser balanceadas con los costos - que implicarían la creación de un depósito de almacenamiento (método II) o por los costos que originarían operaciones más flexibles (método III).

La teoría de simulación descrita en este capítulo ha encontrado aplicaciones en el campo de la ingeniería minera, principalmente. Por lo que respecta a otras ciencias de la tierra, aún se está estudiando la elaboración del tipo de preguntas válidas que puedan plantearse y resolverse dentro del marco de esta teoría.

B I B L I O G R A F I A

David, M.

GEOSTATISTICAL ORE RESERVE ESTIMATION

Elsevier Amsterdam. 1977

Huijbregts, Ch. and Matheron, G.

UNIVERSAL KRIGING- AN OPTIMAL APPROACH TO TREND SURFACE ANALYSIS,IN DECISION MAKING IN THE MINERAL INDUSTRY.

Special Volume No. 12, CIMM Montreal, 1970

p.p. 159 - 163

Journel, A. and Huijbregts, Ch.

MINING GEOSTATISTICS

Academic Press. 1978

Maas, A. and Joussein, C.

GEOSTATISTICS IN THE PETROLEUM INDUSTRY

"Geostat 75"

1975 p.p. 333-347

Maas, A. and Viallix, J.

KRIGEAGE APPLIED TO GEOPHYSICS

Geophysical Prospecting, 24.

1976 p.p. 49-69.

Matheron, G.

LE KRIGEAGE UNIVERSEL

Les Cahiers du Centre de Morphologie Mathematique

Fasc. 1, CG, Fontainebleau 1969

Matheron, G.

THE THEORY OF REGIONALIZED VARIABLES AND ITS APPLICATIONS

Le Cahiers du Centre de Morphologie Mathematique

Fasc. 5, CG, Fontainebleau 1971

EJERCICIO No. 1

Los datos de la Tabla fueron obtenidos empleando registros eléctricos y núcleos de pozos perforados a través de diversas formaciones en el área de "Chicagoland". Los valores dados están expresados en porcentajes.

Sample no.	Log-derived porosity	Core-derived porosity	Sample no.	Log-derived porosity	Core-derived porosity
1	10.0	5.5	26	10.0	9.6
2	9.0	3.6	27	5.0	10.3
3	7.0	3.6	28	7.0	4.5
4	6.0	4.9	29	8.0	6.0
5	9.0	7.1	30	9.0	6.7
6	7.0	2.0	31	5.0	4.1
7	10.0	8.5	32	8.0	4.5
8	5.0	5.2	33	9.0	6.5
9	7.0	2.6	34	7.0	3.3
10	0.0	1.9	35	3.0	2.1
11	5.0	6.1	36	7.0	2.5
12	6.0	9.3	37	7.0	5.8
13	9.0	6.9	38	10.0	3.7
14	8.0	4.3	39	7.0	6.0
15	5.0	3.3	40	5.0	3.4
16	6.0	2.5	41	8.0	2.2
17	6.0	4.8	42	4.0	1.8
18	5.0	2.4	43	5.0	2.9
19	8.0	3.8	44	8.0	2.6
20	15.0	18.4	45	16.0	15.3
21	16.0	14.7	46	4.0	16.9
22	7.0	10.9	47	5.0	15.7
23	12.0	12.5	48	14.0	12.4
24	14.0	18.6	49	21.0	22.9
25	22.0	22.1	50	21.0	21.8

EJERCICIOS

- (a) Ordene en forma ascendente los valores de porosidad obtenidos a partir de los registros eléctricos.

- (b) Compute el número de muestras que caen dentro de cada una de las categorías siguientes:

Intervalo de clase	frecuencia	porcentaje
0.0 - 3.0		
3.0 - 6.0		
6.0 - 9.0		
9.0 - 12.0		
12.0 - 15.0		
15.0 - 18.0		
18.0 - 21.0		
21.0 - 24.0		
	50	100 %

- (c) Calcule el porcentaje asociado a cada intervalo de clase y grafique la pareja de valores (porcentaje, intervalo de clase), o en otras palabras, obtenga el histograma de frecuencias relativas. Según la forma del histograma obtenido, ¿qué tipo de distribución, diría ud., sigue la variable aleatoria θ ?

Si la variable aleatoria θ sigue una distribución log-normal, entonces, el mejor estimador de la media de θ estará dado, no por la media aritmética, sino por la media geométrica, la cual se expresa como:

$$\theta = \left(\prod_{i=1}^N \theta_i \right)^{1/N} = \text{antilog} \left(\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \log \theta_i \right)$$

- (d) Repita el procedimiento anterior empleando los valores de θ obtenidos de los núcleos de pozo.

EJERCICIO No. 2

Si la variable aleatoria continua X está normalmente distribuida con media cero y varianza uno, entonces su función de densidad $f_X(x)$ está dada por la expresión:

$$f_X(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-x^2/2} \quad \forall x \in (-\infty, \infty)$$

Demuestre que, en efecto, $f_X(x)$ es una función de densidad que satisface las dos condiciones:

(i) $f_X(x) \geq 0 \quad \forall x$

(ii) $\int_{-\infty}^{\infty} f_X(u) du = 1.$

EJERCICIO No. 3.

De entre las distribuciones paramétricas que hemos visto, cite aquellas en las cuales:

- (i) La media sea mayor o igual a la varianza
- (ii) La media sea igual a la varianza
- (iii) La media sea menor o igual a la varianza
- (iv) La media pueda ser mayor que, menor que, o igual a la varianza.

EJERCICIO No. 4.

En las primeras etapas del desarrollo de un depósito minero de cobre, 20 valores del porcentaje de mineral se encuentran a nuestra disposición:

z =	0.25	0.32	0.32	0.36	0.39	0.45	0.53	0.70
	0.73	0.78	0.90	0.95	1.13	1.20	1.35	1.55
	2.10	2.94	2.96	5.91	% Cu			

Estos porcentajes, definidos bajo el mismo tamaño de muestra, han sido muestreados empleando en cada uno de ellos la misma técnica. Las localizaciones de los 20 datos no son proporcionadas, por lo tanto asumiremos que cada dato representa una realización independiente de la variable aleatoria Z .

- (a) Efectúe un estudio estadístico de los 20 valores z , esto es, calcule la media experimental m y la varianza experimental s^2 , empleando las fórmulas:

$$m = 1/20 \sum_{i=1}^{20} z_i$$

$$s^2 = 1/20 \sum_{i=1}^{20} (z_i - m)^2$$

Calcule el número de muestras que caen dentro de cada una de las categorías siguientes:

Intervalo de clase	valor medio del intervalo	frecuencia	%	% ac.
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
0.0 - 0.6	0.3			
0.6 - 1.2	0.9			
1.2 - 1.8	1.5			
1.8 - 2.4	2.1			
2.4 - 3.0	2.7			
3.0 - >				
		20		100%

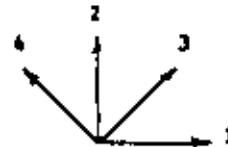
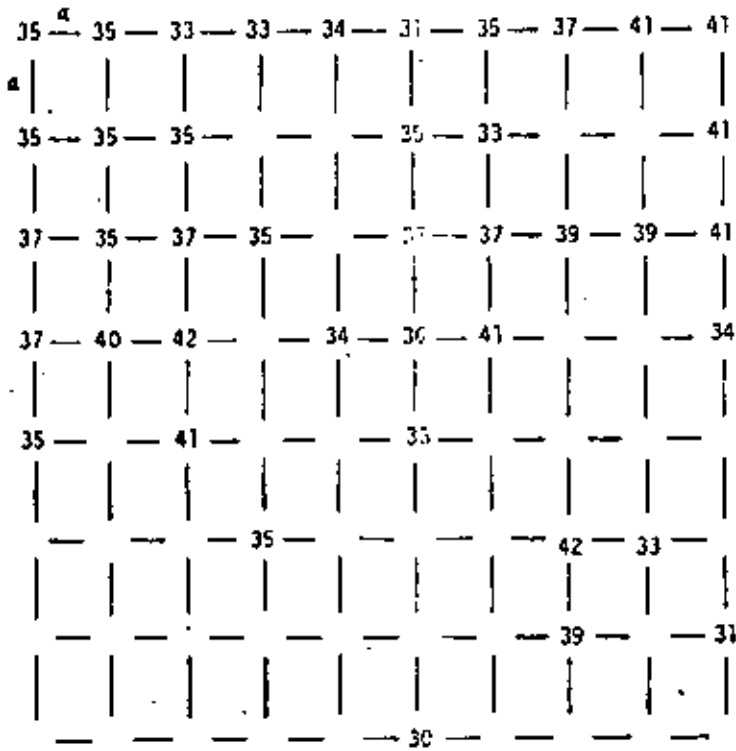
Calcule el porcentaje (columna 4) y el porcentaje acumulado (columna 5) para cada uno de los intervalos de clase.

Grafique las parejas de valores de las columnas 2 y 5 en la hoja adjunta de papel logarítmico-probabilístico.

Una prueba simple para determinar si la variable aleatoria Z sigue una distribución log-normal, consiste en observar si los puntos graficados presentan (más o menos) cierta alineación.

- (b) Asumiendo a m y s^2 como los parámetros de la distribución log-normal, calcule μ y σ^2 , los parámetros de la distribución normal asociada a la variable aleatoria $Y = \log Z$.
- (c) Como ingeniero experto en ciencias de la tierra responsable de la explotación de este yacimiento, diga ud., ¿cuál sería el siguiente paso hacia la mejor comprensión del yacimiento?.

MALLA DE DATOS



Ajuste un modelo lineal al semivariograma medido.

T A B L A

NUMERO DE DATOS - SEMI-VARIOGRAMA

DIRECCION	N(1)	γ (1)	N(2)	γ (2)	N(3)	γ (3)
α ₁						
α ₂						
α ₃						
α ₄						

Verifique si la regionalización es isotrópica. Calcule el semivariograma isotrópico medio combinando los cuatro semi-variogramas experimentales. Use la fórmula

$$\bar{\gamma}(r) = \frac{\sum_{k=1}^4 N_k(r) \gamma_k(r)}{\left(\sum_{k=1}^4 N_k(r) \right)}$$

EJERCICIO No. 6

Los siguientes valores corresponden a un semi-variograma experimental. Grafique los puntos definidos por las parejas $(h_i, \gamma(h_i))$ y ajuste a ellos el modelo teórico más apropiado (esférico, lineal, exponencial, etc.) definiendo los parámetros del modelo.

h_i	$\gamma(h_i)$
200"	0.43
202"	0.57
400"	0.63
488"	0.75
564"	0.83
600"	0.85
800"	0.87
1000"	0.88
1200"	0.87
1400"	0.85
1600"	0.83

EJERCICIO No. 7

Anisotropía Geométrica.

El semi-variograma del ejercicio No. 6 representa la variabilidad estructural de cierta variable aleatoria regionalizada, en la dirección norte-sur. Los valores que a continuación se muestran corresponden al semi-variograma de la misma variable aleatoria regionalizada, pero en la dirección este-oeste.

Grafique los valores de este último semi-variograma sobre la gráfica del semi-variograma N-S y ajuste a dichos valores el modelo teórico más apropiado, definiendo, una vez más, sus respectivos parámetros.

Defina la transformación lineal necesaria para reducir los dos semi-variogramas a un solo semi-variograma isotrópico.

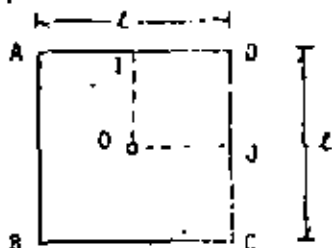
h_i	$\gamma(h_i)$
200"	0.24
202"	0.29
400"	0.38
488"	0.45
564"	0.55
600"	0.64
800"	0.75
1000"	0.85
1200"	0.87
1400"	0.85
1600"	0.82

EJERCICIO No. 3

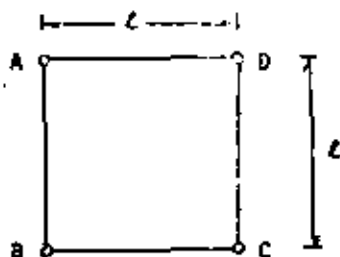
Ejemplo de Aplicación de las Funciones Auxiliares.

Procediendo en forma similar a la descrita en los ejemplos de aplicación (página 95), exprese la varianza de estimación $\sigma_{\bar{z}}^2$ en términos de --
i-- auxiliares apropiadas, para cada uno de los casos particulares siguientes: (*)

- (a) La varianza de estimación de un cuadrado ABCD de lado L , cuando éste es estimado por una muestra central O.



- (b) La varianza de estimación de un cuadrado ABCD de lado L , cuando éste es estimado por el conjunto de muestras localizadas en cada una de las esquinas del cuadrado.



(*) Asuma condiciones isotrópicas.

- (c) Considerando en los dos casos anteriores un semivariograma lineal e isotrópico $\gamma(r)=r$, $\rho = |h|$, y $L = 1$, calcule los valores correspondientes de $\sigma_{\bar{z}}^2$.

EJERCICIO No. 9

Estimación del Valor Medio de la Porosidad en un Bloque de Roca de Tamaño V .

Consideremos el ejemplo de la página 102. La variable aleatoria regionalizada a tratar representa la porosidad, la cual se ha medido en núcleos (de tamaño v) de pozos perforados en las localizaciones S_1, S_2, O_4 y O_5 (Figura 21).

Empleando esta información, se desea estimar el valor medio de la porosidad en el bloque V , así como la varianza de estimación. Asuma que el tamaño del núcleo v es lo suficientemente pequeño, comparado con el tamaño del bloque V , como para considerarlo puntual.

Los valores medidos son:

localización	porosidad (%)
S_1	22.0
S_2	30.0
O_4	14.0
O_5	30.0

El espaciamiento "1" entre los pozos es igual a 500 m. y el semivariograma asociado al fenómeno sigue esta ecuación:

$$\gamma(r) = \begin{cases} 0 & \text{si } r=0 \\ 1.92 r & \text{si } r > 0. \end{cases}$$

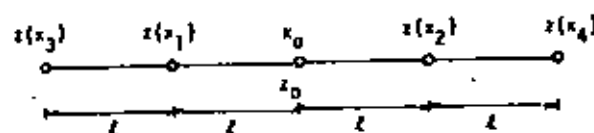
"semivariograma lineal sin efecto de pepita".

EJERCICIO No. 10

Estimación de Valores Puntuales.

En este ejercicio se pretende mostrar la influencia o efecto de la pendiente de un semi-variograma lineal en los pesos de un estimador.

Se desea estimar el valor puntual $z(x_0)$ empleando cuatro valores - puntuales regularmente espaciados y alineados:



El estimador $z^*(x_0)$ del valor $z(x_0)$, es una combinación lineal de los cuatro datos:

$$z^*(x_0) = \lambda_1 z(x_1) + \lambda_2 z(x_2) + \lambda_3 z(x_3) + \lambda_4 z(x_4)$$

Debido a condiciones de simetría y de insesgamiento, esta expresión se reduce a:

$$z^*(x_0) = \lambda \frac{z(x_1) + z(x_2)}{2} + (1 - \lambda) \frac{z(x_3) + z(x_4)}{2}$$

donde λ es el peso asociado al conjunto de datos $S_1 = \{z(x_1), z(x_2)\}$ y $(1 - \lambda)$ es el peso asociado al conjunto de datos $S_2 = \{z(x_3), z(x_4)\}$.

- (a) Exprese la varianza de estimación σ_E^2 en términos de λ , $\bar{Y}(S_1, S_1)$, $\bar{Y}(S_2, S_2)$, $\bar{Y}(S_1, S_2)$, $\bar{Y}(S_1, S_2)$, $\bar{Y}(S_1, 0)$ y $\bar{Y}(S_2, 0)$.
- (b) Exprese σ_E^2 en términos de $\gamma(h)$.
- (c) Si $\gamma(h) = h^m \cdot \text{Var}(0, Z)$, exprese σ_E^2 en términos de h, m y λ .
- (d) Exprese σ_E^2 / h^m en términos de m y λ .
- (e) Si m se considera constante, ¿qué valor de $\lambda = \lambda_m$ minimiza la expresión σ_E^2 / h^m ?
- (f) De los valores numéricos de λ_m y los correspondientes de σ_E^2 / h^m para cada uno de los siguientes valores de m :

m	λ_m	σ_E^2 / h^m	$(1 - \lambda_m)$
0*			
1/2			
1			
3/2			
2-			

Comente los resultados.

NOTA: - cuando $m = 0^+$, $\gamma(h) = h^0 = 1$, representa un modelo con efecto de pepiteo puro.

- cuando $m = 1$, $\gamma(h) = h$, el modelo corresponde a un proceso "Wiener-Levy" (movimiento Browniano); esto es, en un proceso donde el estado presente $z(x)$ es conocido, el estado futuro $z(x+h)$ dependerá exclusivamente de $z(x)$ y no de los estados pasados $z(x-h)$.

EJERCICIO No. 11

EVALUACION DEL ESPESOR MEDIO NETO DE LA CAPA DE CARBÓN EN UN BLOQUE DE VOLU MEN Y - RIO ESCONDIDO.

En la zona (D) del yacimiento de carbón de Río Escondido se han efectuado una serie de perforaciones las cuales han permitido medir el espesor neto de la capa de carbón. Considerando cada uno de estos espesores como valores puntuales, se calculó el semivariograma experimental correspondiente.

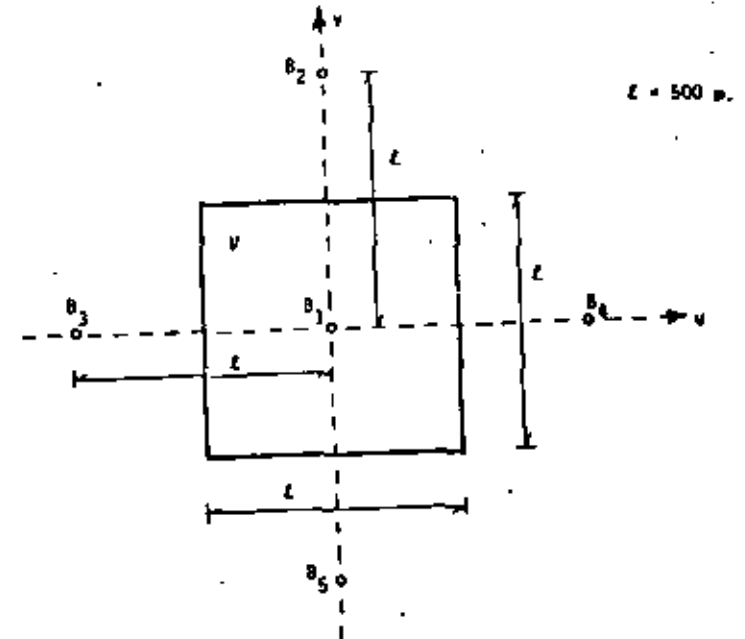
TABLA 1

(h)	$\gamma(h)$
250	0.129
500	0.142
750	0.144
1000	0.162
1250	0.178
1500	0.200
1750	0.200
2000	0.203
2500	0.202

La media de los espesores es 1.63 m. y la varianza 0.213 m^2 . El semivariograma de la Tabla 1 fue calculado en diversas direcciones sin apreciarse diferencias significativas que indujeran a considerar al fenómeno como anisotrópico.

Grafique los puntos de la tabla h .vs. $\gamma(h)$ y ajuste el modelo teórico "más apropiado" (esférico, exponencial, lineal, etc.) definiendo sus parámetros.

Ahora bien, el bloque Y, al cual se le desea estimar su espesor neto medio, guarda la siguiente relación geométrica con los barrenos más cercanos:



Los espesores netos en los barrenos son:

$$z_{B_1} = 1.50 \text{ m.}$$

$$z_{B_2} = 1.00 \text{ m.}$$

$$z_{B_3} = 2.40 \text{ m.}$$

$$z_{B_4} = 0.80 \text{ m.}$$

$$z_{B_5} = 1.60 \text{ m.}$$

Empleando la técnica del Krigeage evalúe z_V , el espesor neto medio asociado al bloque de volumen V .

CONSEJO: Dado que existe simetría entre las muestras B_2, B_3, B_4 y B_5 y el bloque V , y dado que el fenómeno es considerado como isotrópico, las muestras B_2, \dots, B_5 podrán considerarse como una sola muestra B_2' . El valor de λ asociado a $z_{B_2'}$ deberá ser dividido entre cuatro (4) y aplicado a cada barreno original z_{B_2}, \dots, z_{B_5} , en la evaluación de z_V .

$$\text{Si } B_1' = B_1 \text{ y}$$

$$B_2' = (B_2 \cup B_3 \cup B_4 \cup B_5)$$

el estimador Z^* podría definirse como:

$$Z^* = \lambda_1 z_{B_1'} + \lambda_2 z_{B_2'}$$

$$\text{donde } z_{B_1'} = z_{B_1} \text{ y } z_{B_2'} = (z_{B_2} + z_{B_3} + z_{B_4} + z_{B_5}) / 4$$



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

INTRODUCCION A LA GEOSTADISTICA

A N E X O No 1

MAYO, 1983

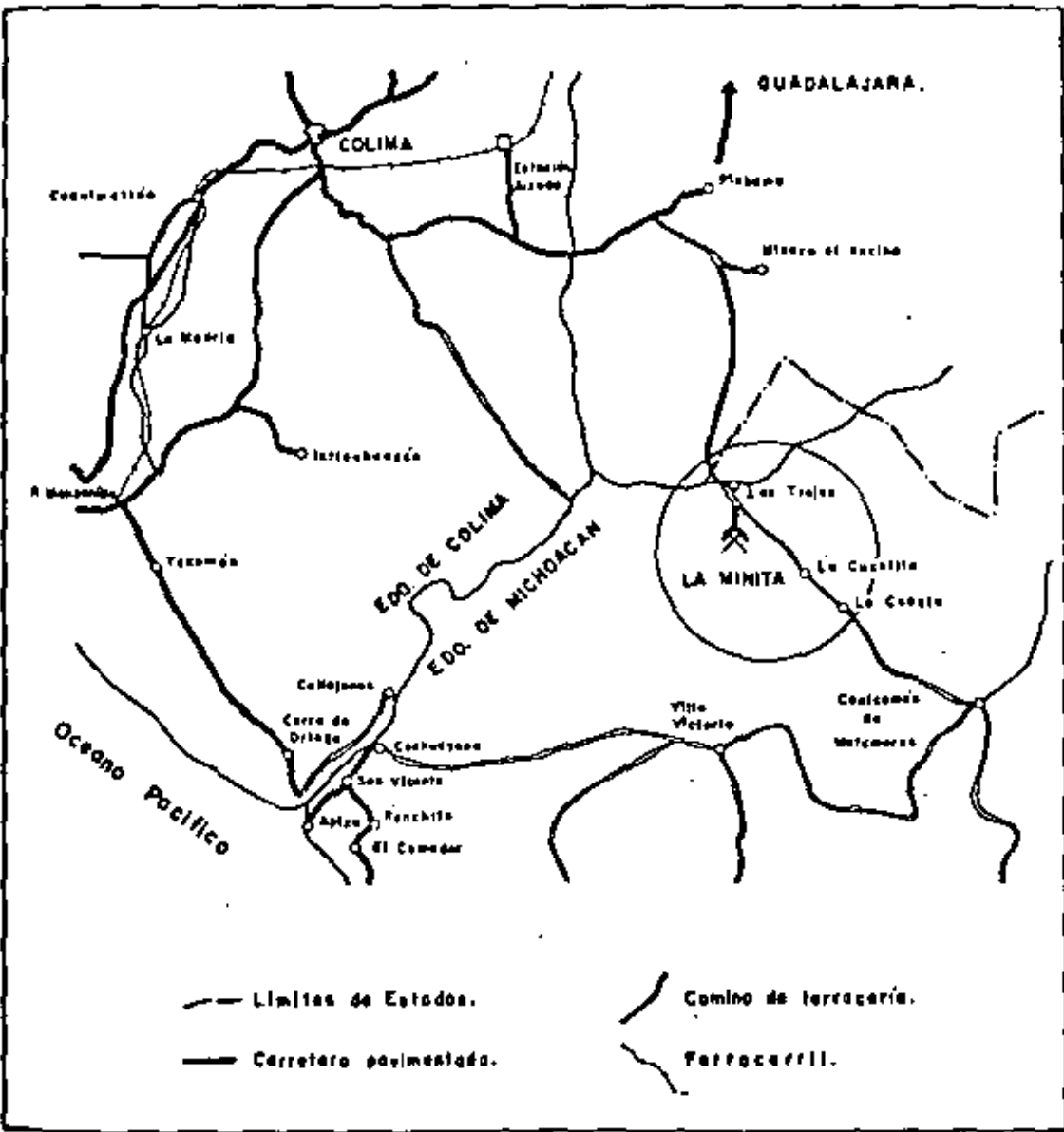


Figura N° 1 Plano de localización del Distrito La Minita .



Figura 2. — Mapa fotogeológico simplificado del Distrito Vuzno mostrando los depósitos volcanogénicos de La Mita y El Taboquito.

LITOLOGIA

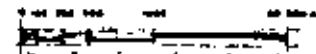
	Qol.- Aluvion
	Lut-ar Lutitas, areniscas, calizas arcillosas y tobas
	Cz-arr Calizas arrecifales
	Tf- Tobas félsicas
	Tab- Tobas andesíticas
	Toe- Tobas esterulíticas de composición andesítica

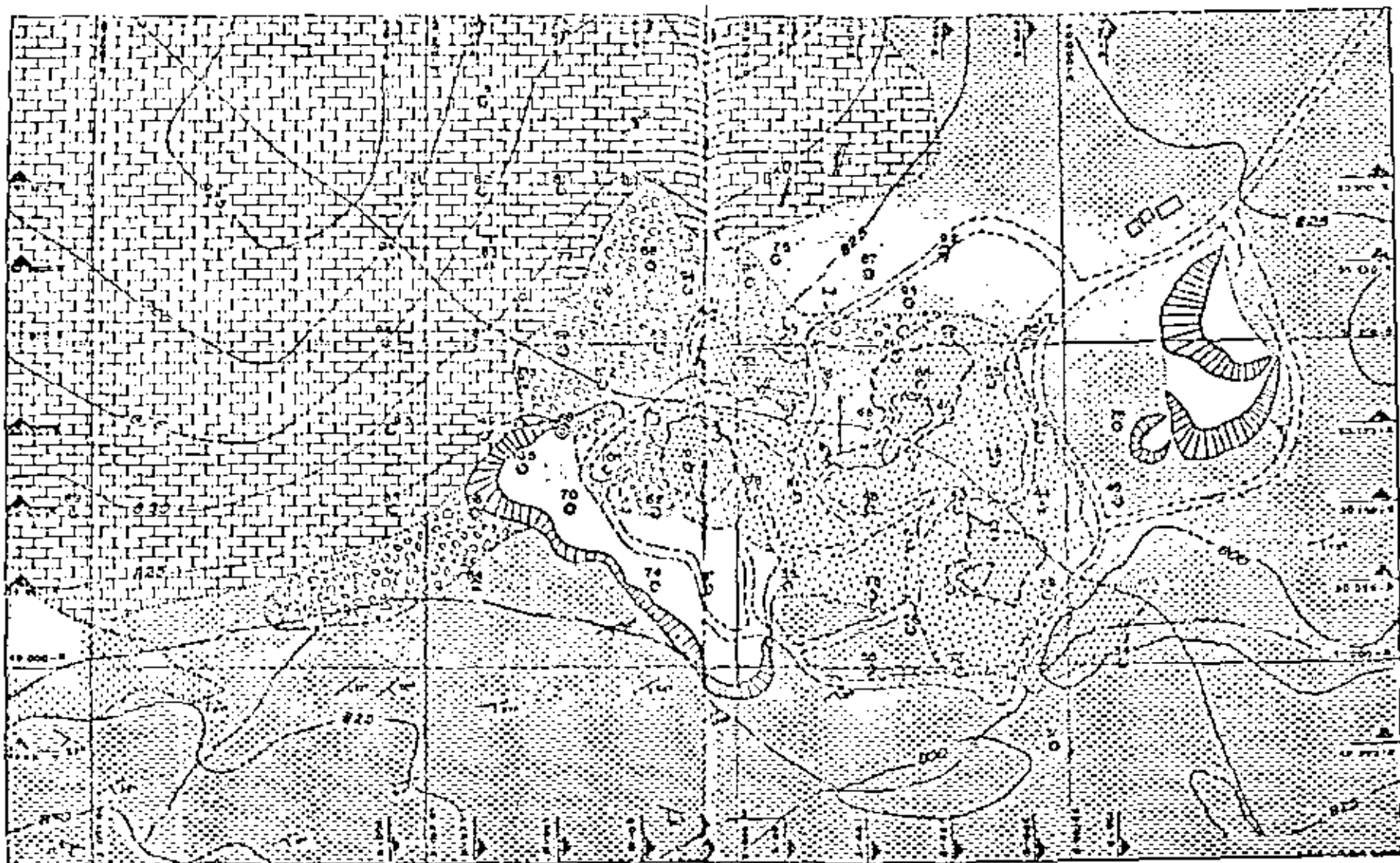
SIMBOLOS GEOLOGICOS

	Contacto geológico definido
	Contacto geológico inferido
	Falla normal definida
	Falla normal inferida
	Falla definida
	Falla inferida
	Rumbo y echado
	Eje de anticlinal
	Eje de sinclinal
	Sección geológica
	Mina y cuerpo mineral
	Prospecto minero

SIMBOLOS GENERALES

	Terraceria
	Brecha
	Rancho





EXPLICACION

- | | | | | | | | | | |
|--|---|--|---|--|---------------------------------|--|------------------------|--|---------------------------------|
| | Suelo con calidos | | Tobas, areniscas, calizas arcificas. | | Calizo arcicifo | | Eje anticlinal | | Terreros |
| | Suelo residual mezclado con fragmentos de fierro. | | Afloramientos de Ba So con oxidos y trazas de sulfuro | | Tobas volcanicas sedimentarias. | | Darr ena de diámetro | | Terreras |
| | | | | | | | Intervalo de curvas | | Sistema de fracturas inclinadas |
| | | | | | | | Rumbo y echado | | |
| | | | | | | | Secciones sistematicas | | |

Figura 3.— Mapa geológico simplificado de La Minita.

1247

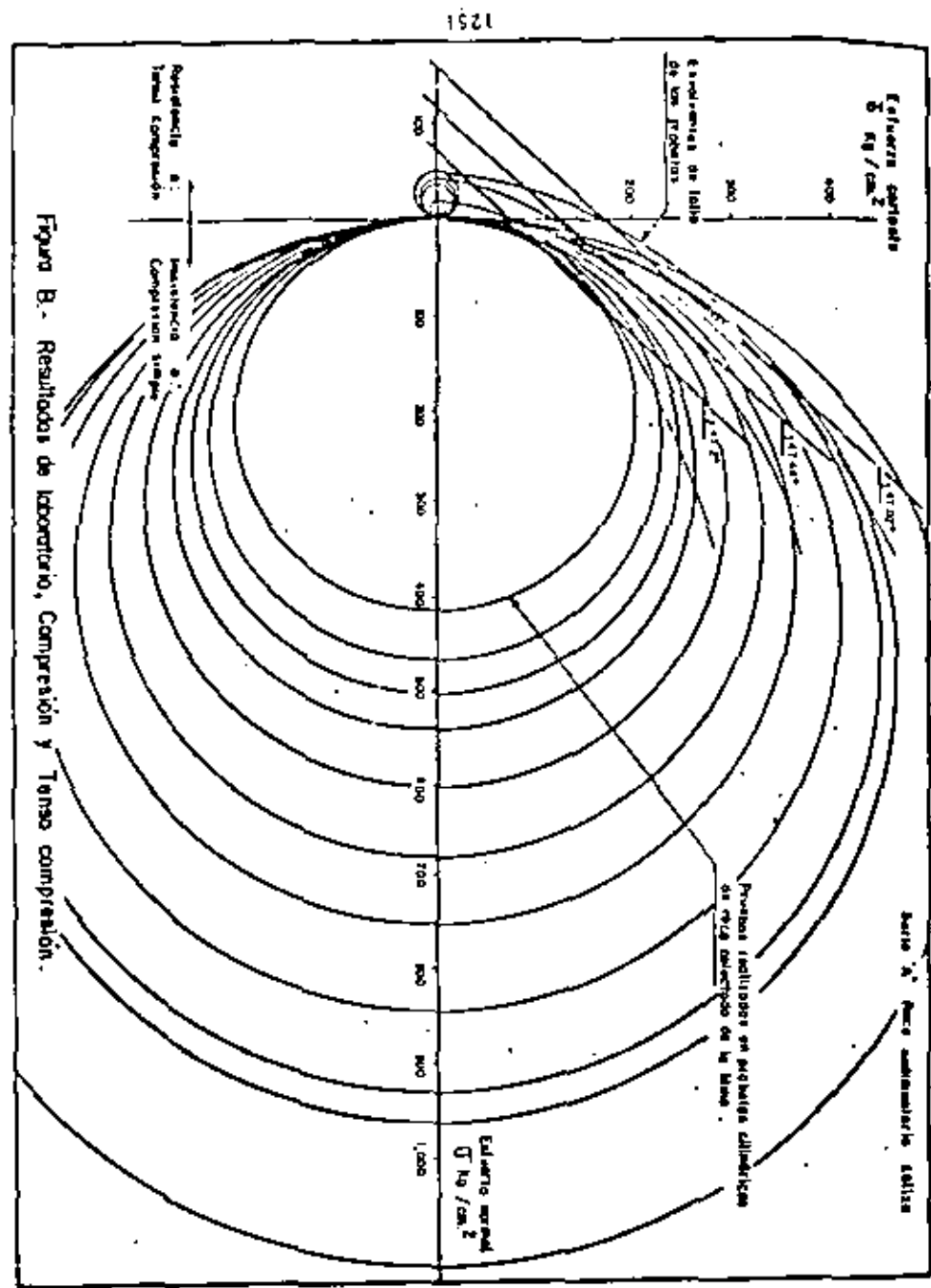
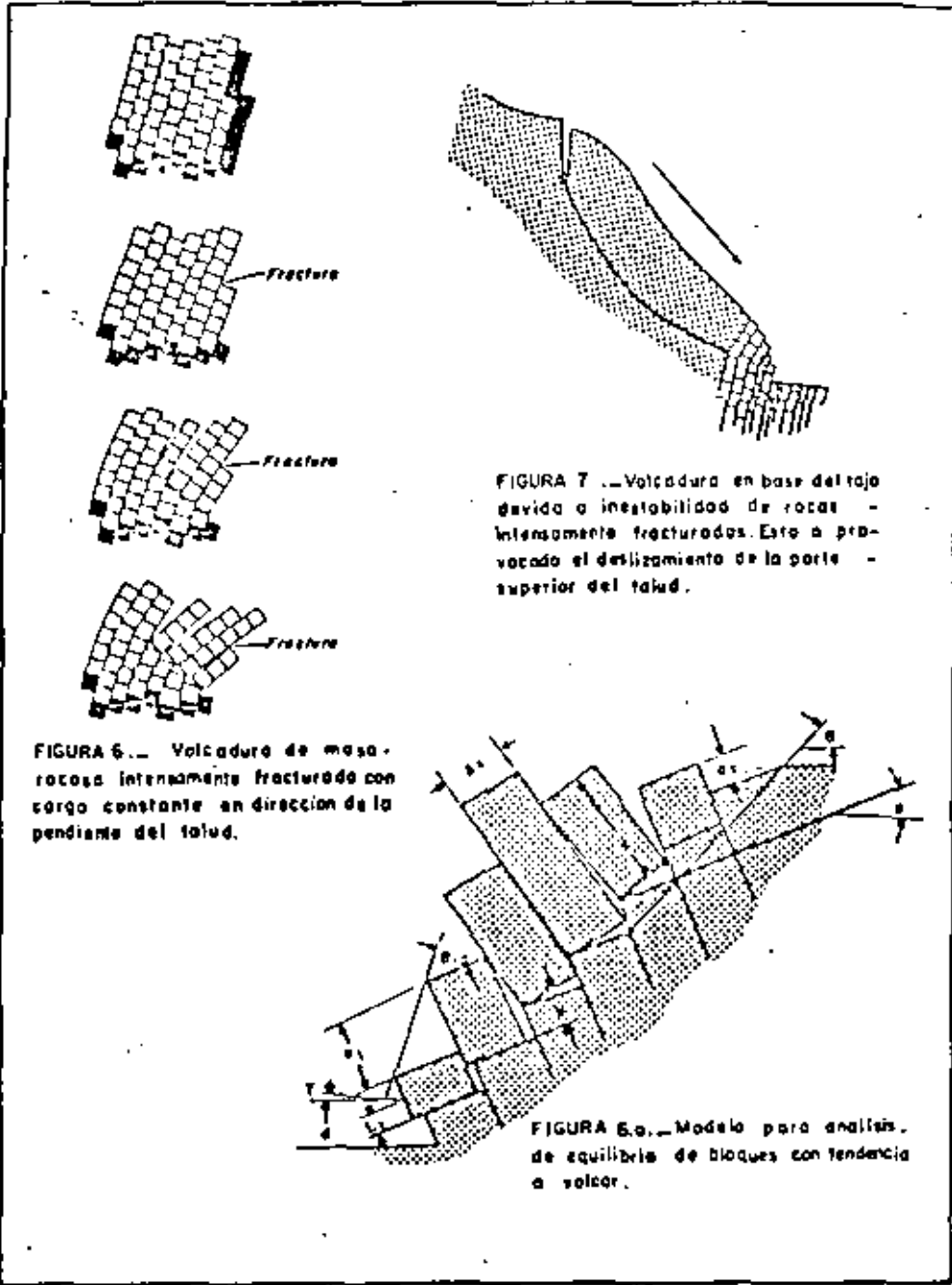


FIGURA II -- Relación entre ángulo de talud y factor de seguridad

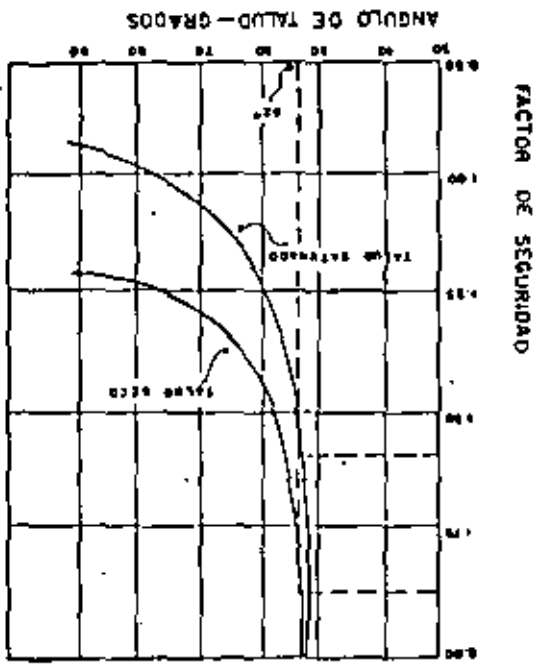


FIGURA I -- Relaciones de ángulo de talud contra otras de talud.

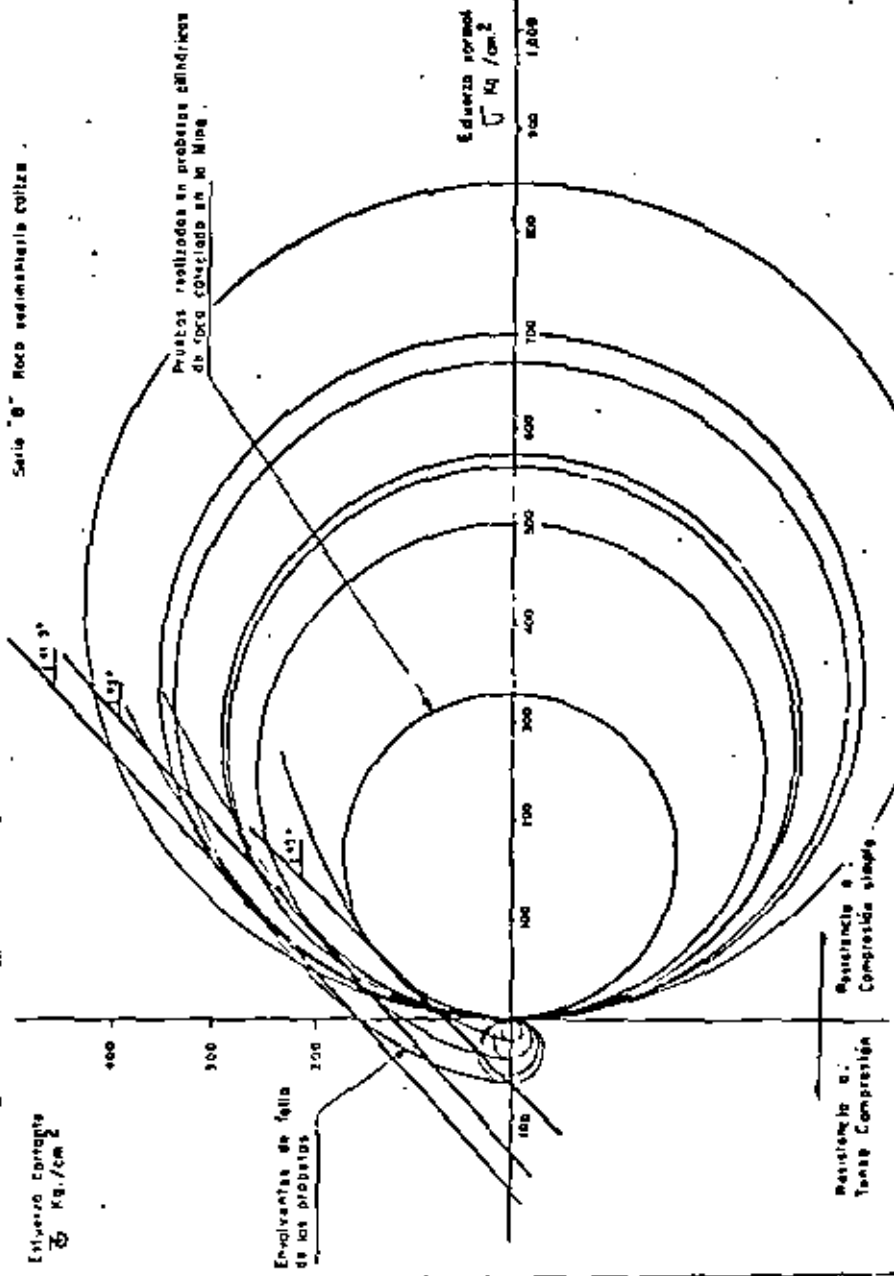
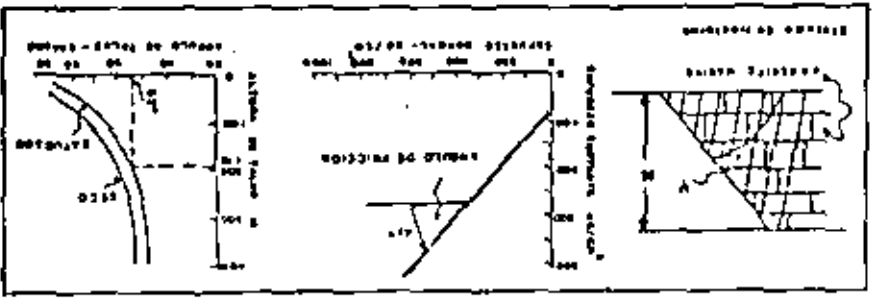


Figura 9 - Resultados de laboratorio, Compresión y Tensión compresión

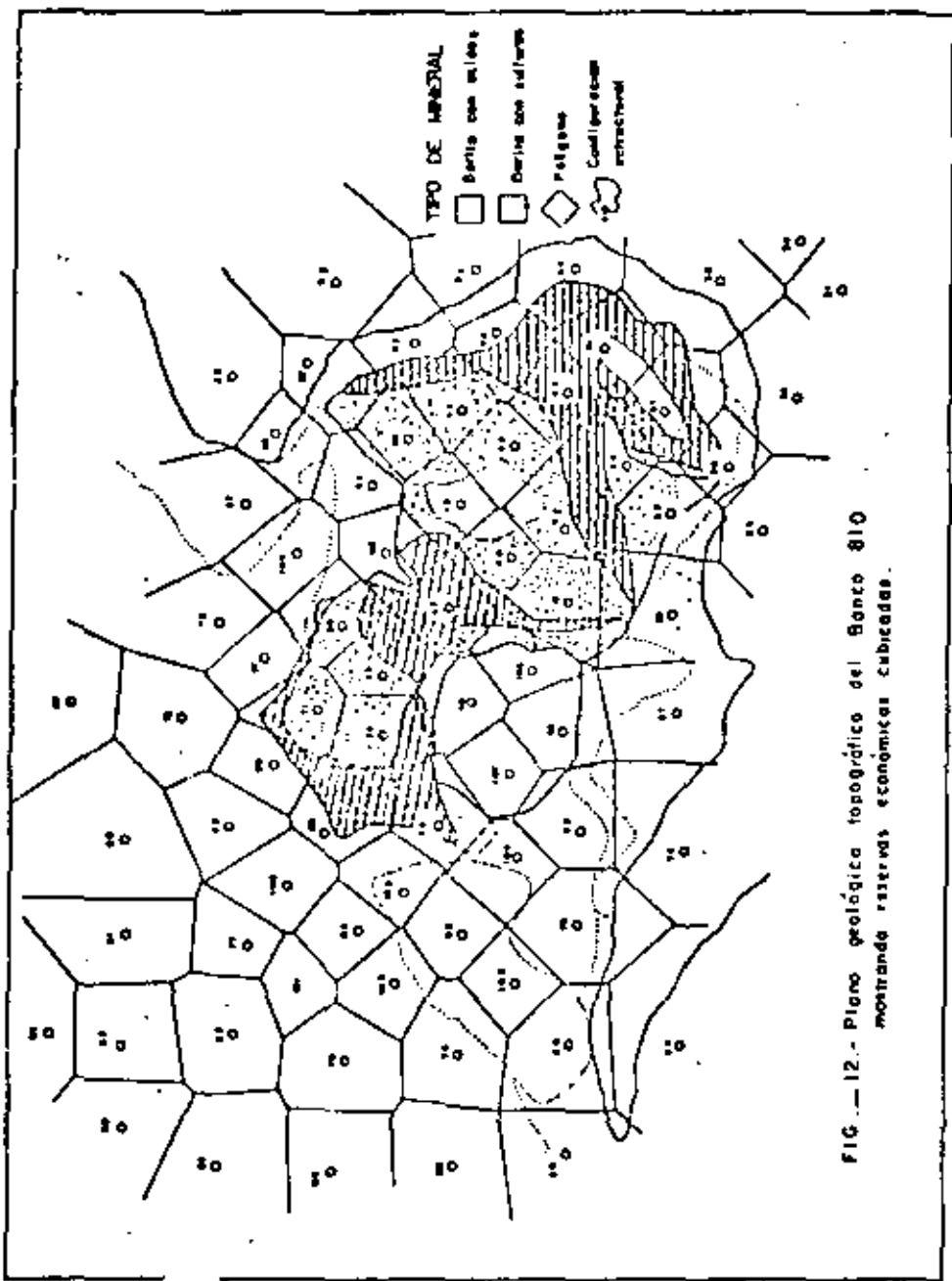
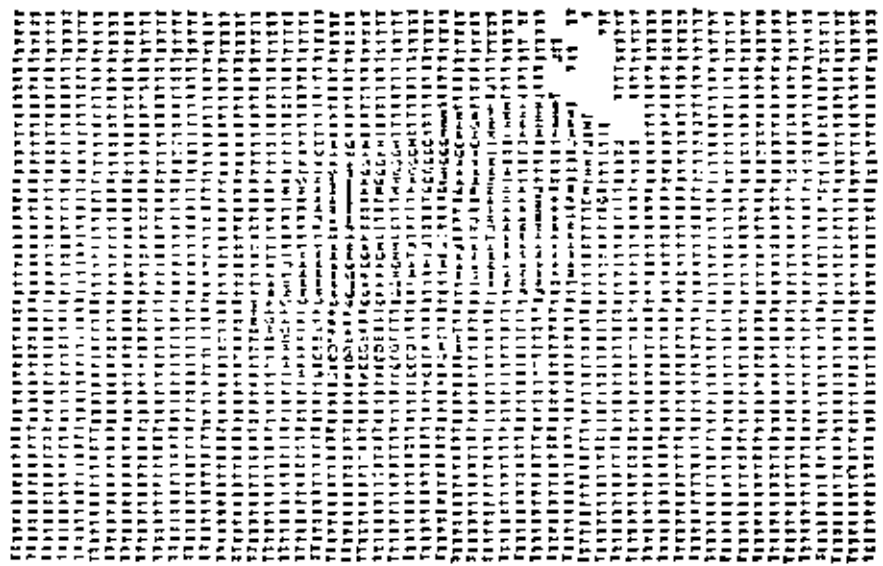


FIG.—12.—Plano geológico topográfico del Banco 810 mostrando reservas económicas cubricadas.

FIGURA—15 VILLOS RECONOCIDOS EN EL NIVEL 805 (METODO I.S.O.)



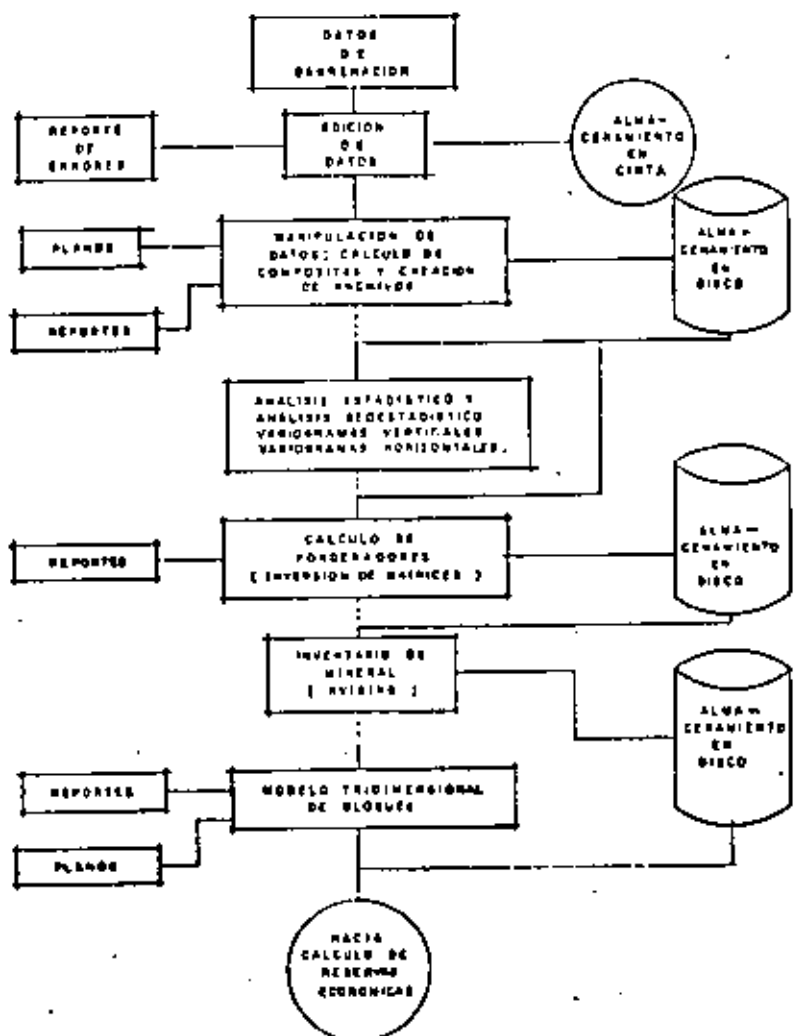
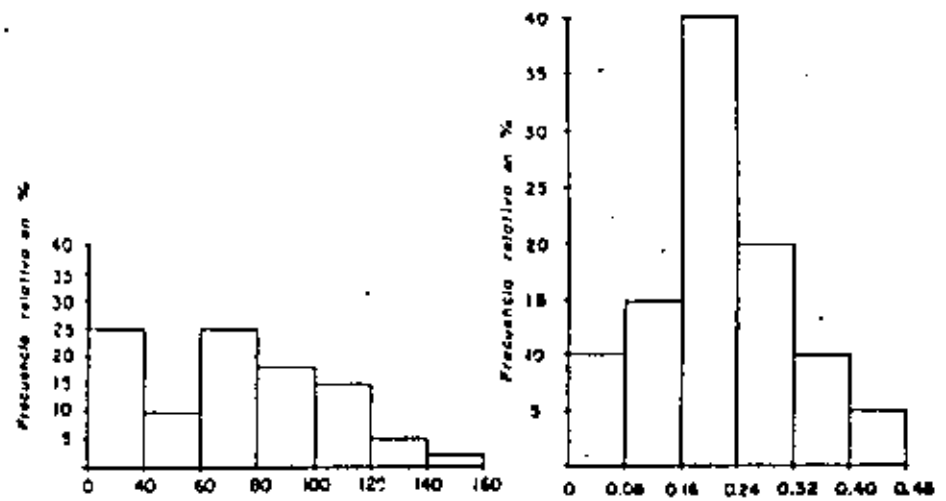
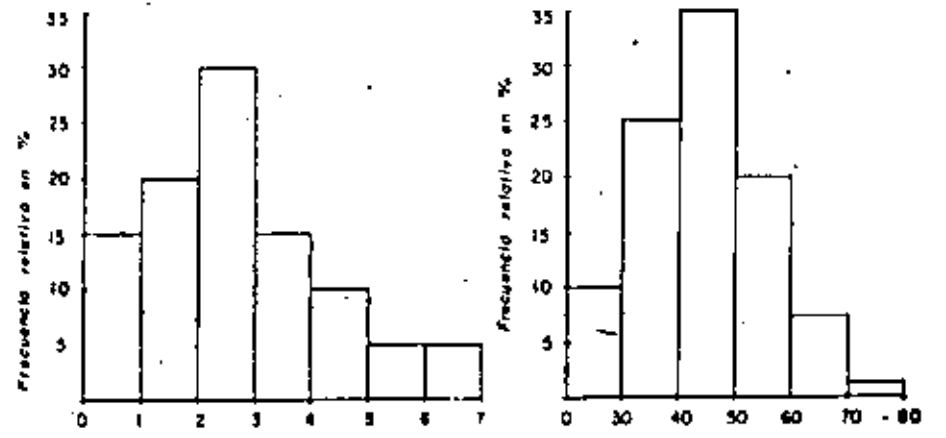


FIGURA - 14 Diagrama de flujo para cálculo del modelo tridimensional de bloques.



(a) Ley de Ag gr/m.

(b) Ley de Pb %



(c) Ley de Zn %

(d) Ley de Barita %

FIGURA - 15 Histogramas de frecuencia relativa para los diferentes elementos constitutivos del cuerpo.

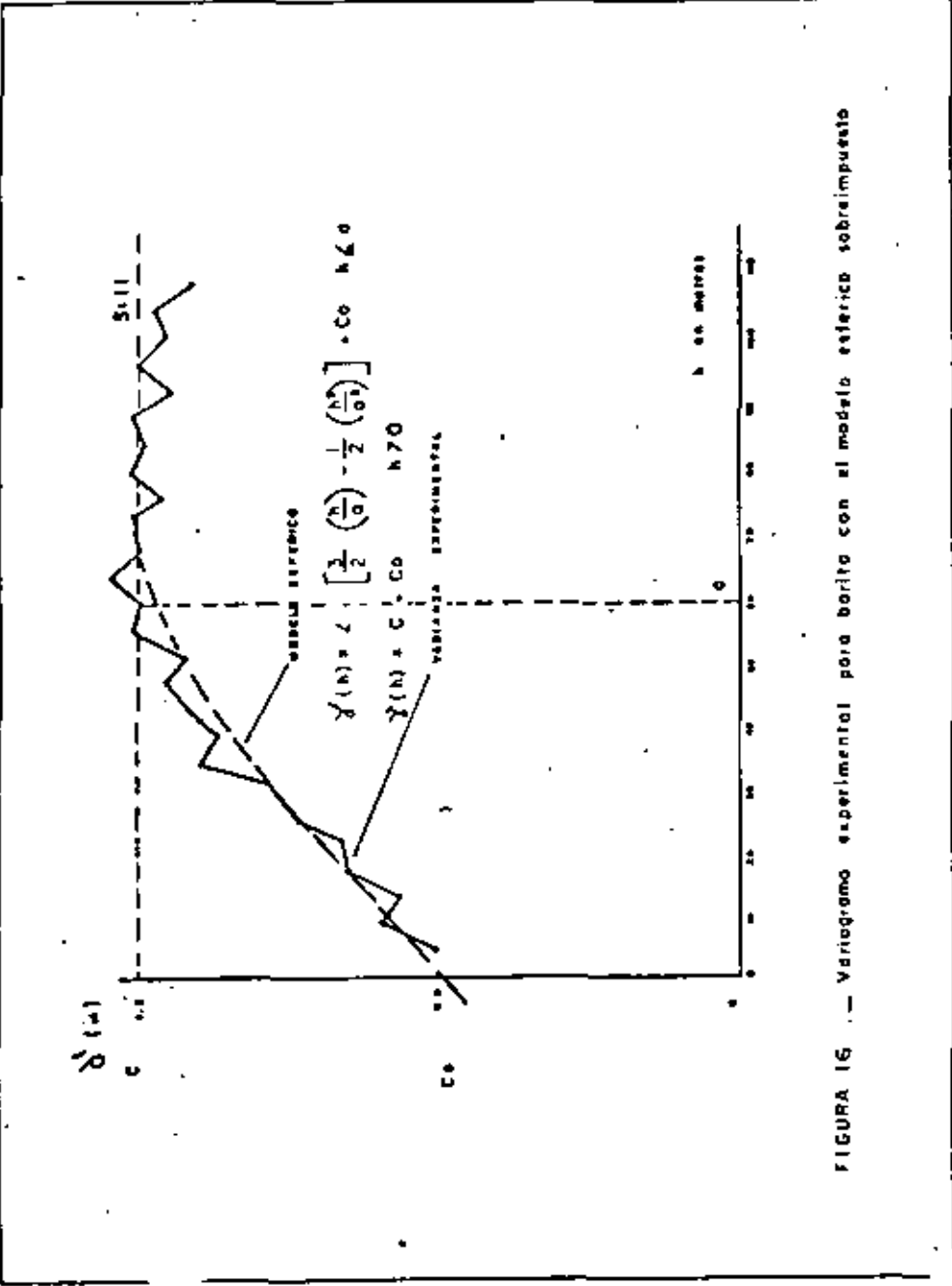


FIGURA 16 — Variograma experimental para boro con el modelo esférico sobrepuesto

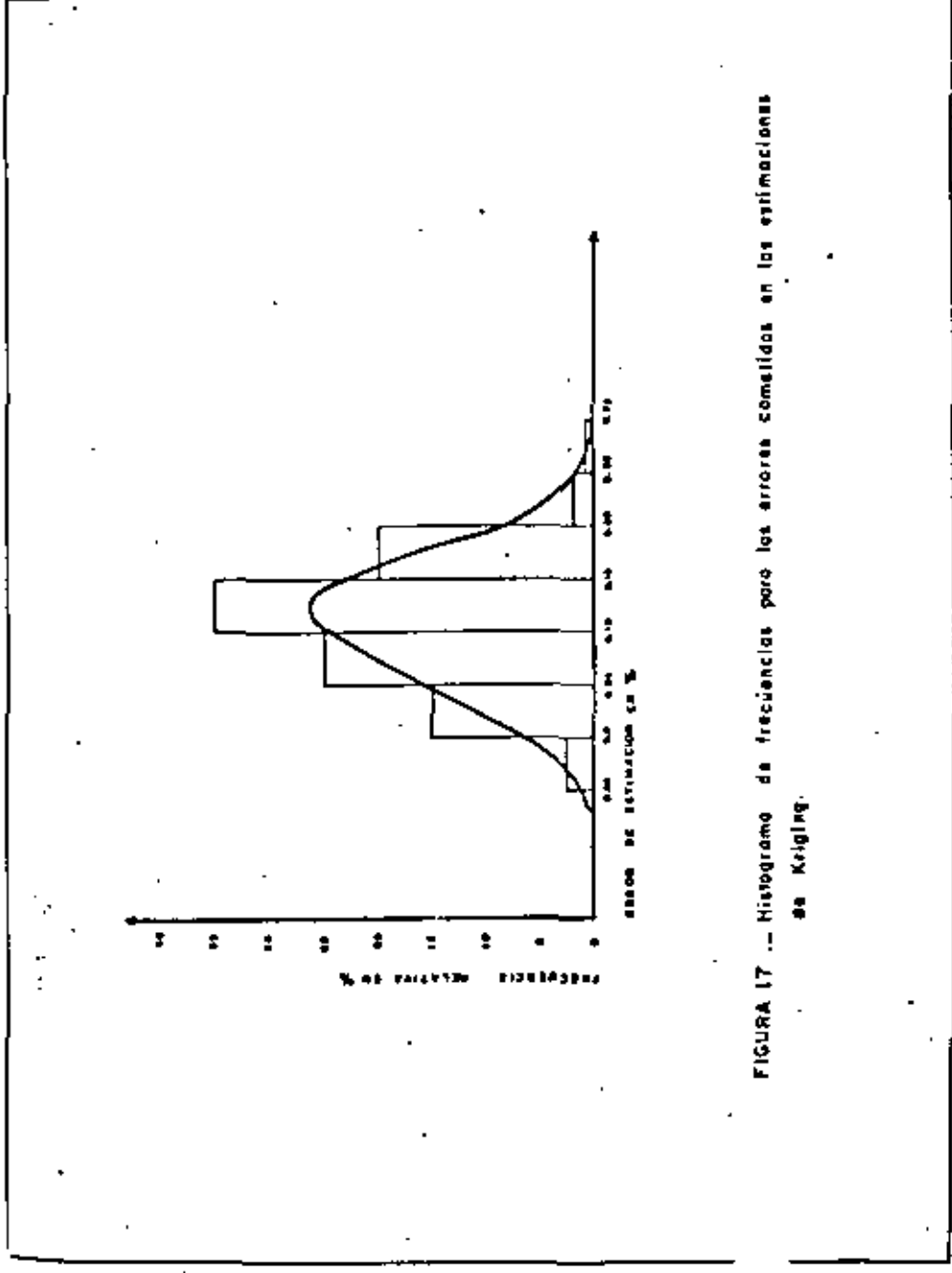


FIGURA 17 — Histograma de frecuencias para los errores consolidados en las estimaciones de Kriging.

FIGURA - 18 Modelo tridimensional de bloques del yacimiento La Minilla.

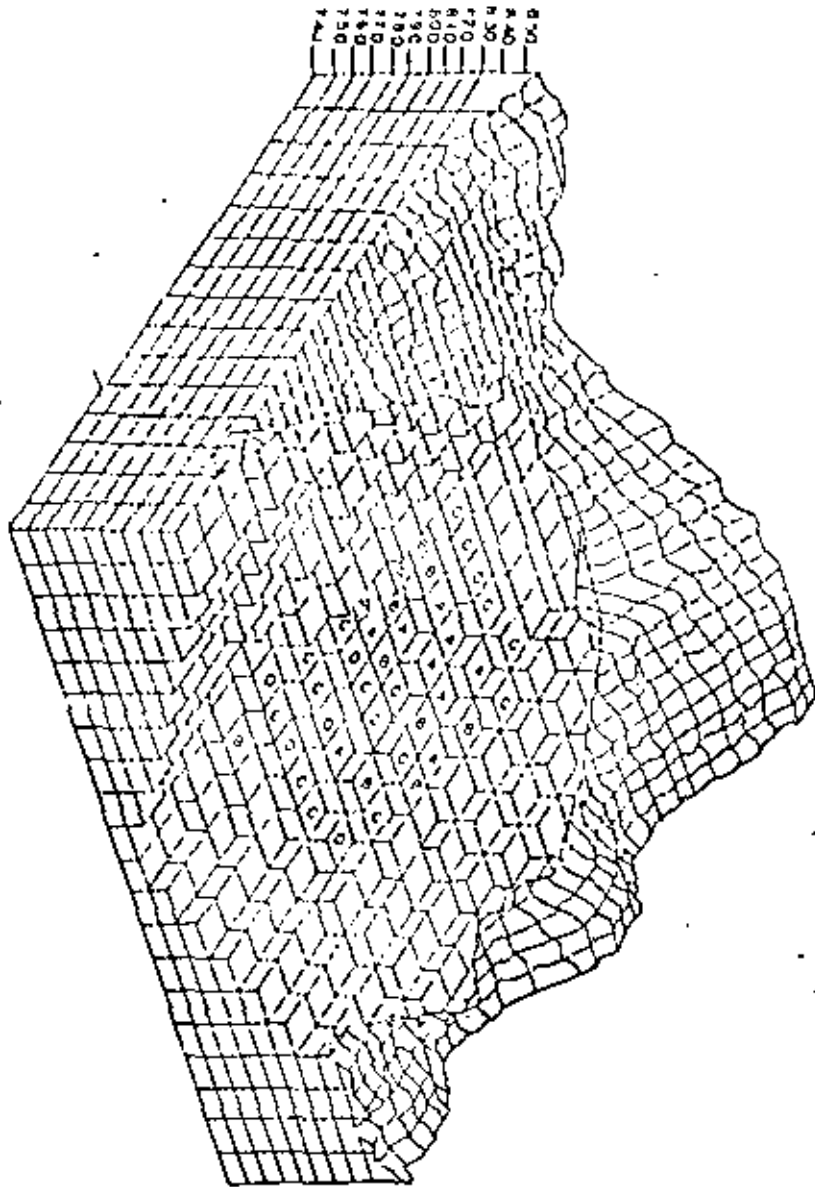


FIGURA.-19 Diagrama de flujo para calculo de inventario de reservas economicas.

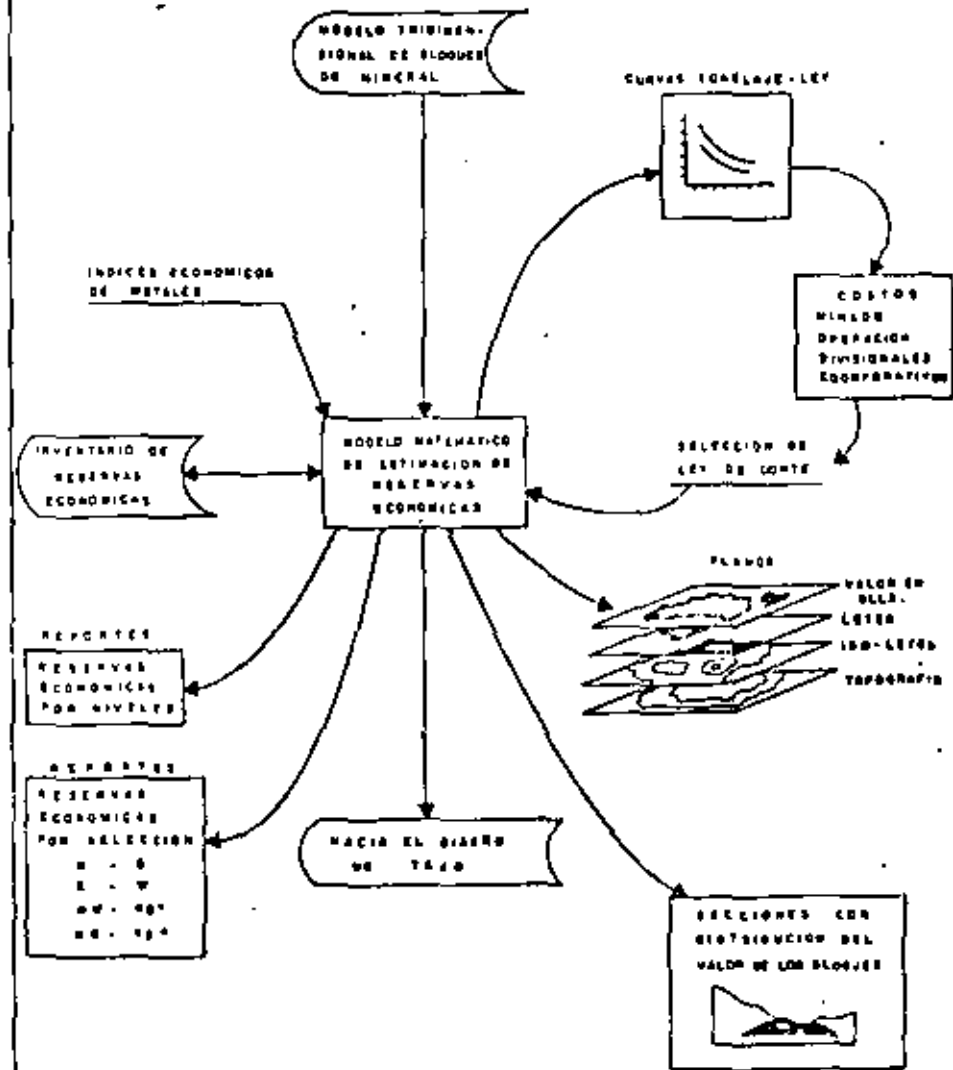


FIGURA - 20 VALORES ECONOMICOS EN LA SECCION 23 N

	950
	940
	930
	920
	910
	900
	890
1	880
2	870
3	860
4	850
5	840
6	830
7	820
8	810
9	800
10	790
11	780
12	770
13	760
14	750
15	740
16	730
17	720
18	710
19	700
20	690
21	680
22	670
23	660
24	650
25	640
26	630
27	620
28	610
29	600
30	590
31	580
32	570
33	560
34	550
35	540
36	530
37	520
38	510
39	500
40	490
41	480
42	470
43	460
44	450
45	440
46	430
47	420
48	410
49	400
50	390
51	380
52	370
53	360
54	350
55	340
56	330
57	320
58	310
59	300
60	290
61	280
62	270
63	260
64	250
65	240
66	230
67	220
68	210
69	200
70	190
71	180
72	170
73	160
74	150
75	140
76	130
77	120
78	110
79	100
80	90
81	80
82	70
83	60
84	50
85	40
86	30
87	20
88	10
89	0
90	0

1252

150.000>130.5 130.500>120.0 120.000>100.5 100.500> 90.0 90.000 80.5 7-REPETATE
 80.500 70.0 70.000 60.5 60.500 50.0 50.000 40.5 40.500 30.0 30.000 20.5 20.500 10.0 10.000

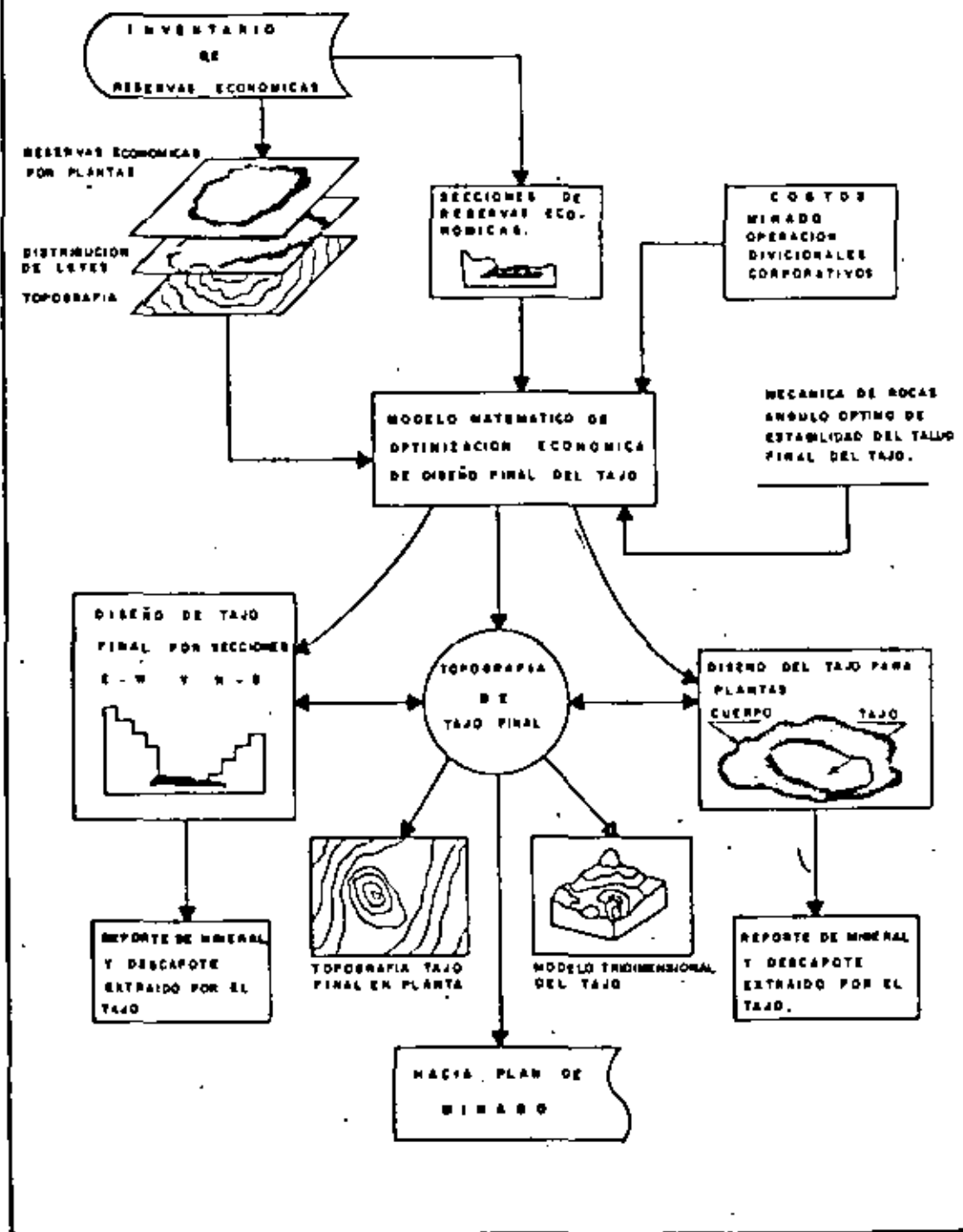
FIGURA - 21 VALORES ECONOMICOS EN LA SECCION 23 N

	950
	940
	930
	920
	910
	900
	890
	880
	870
	860
	850
	840
	830
	820
	810
	800
	790
	780
	770
	760
	750
	740
	730
	720
	710
	700
	690
	680
	670
	660
	650
	640
	630
	620
	610
	600
	590
	580
	570
	560
	550
	540
	530
	520
	510
	500
	490
	480
	470
	460
	450
	440
	430
	420
	410
	400
	390
	380
	370
	360
	350
	340
	330
	320
	310
	300
	290
	280
	270
	260
	250
	240
	230
	220
	210
	200
	190
	180
	170
	160
	150
	140
	130
	120
	110
	100
	90
	80
	70
	60
	50
	40
	30
	20
	10
	0
	0

150.000>130.5 130.500>120.0 120.000>100.5 100.500> 90.0 90.000 80.5 7-REPETATE
 80.500 70.0 70.000 60.5 60.500 50.0 50.000 40.5 40.500 30.0 30.000 20.5 20.500 10.0 10.000

1253

FIGURA. — 22 Diagrama de flujo para calculo de tajo.





BLOQUE ANALIZADO

25. a Secuencia de selección del mayor valor positivo, este análisis se realiza sobre la figura 24 y los resultados se muestran en la figura 25. b

ELEVACION
"S. N. M."

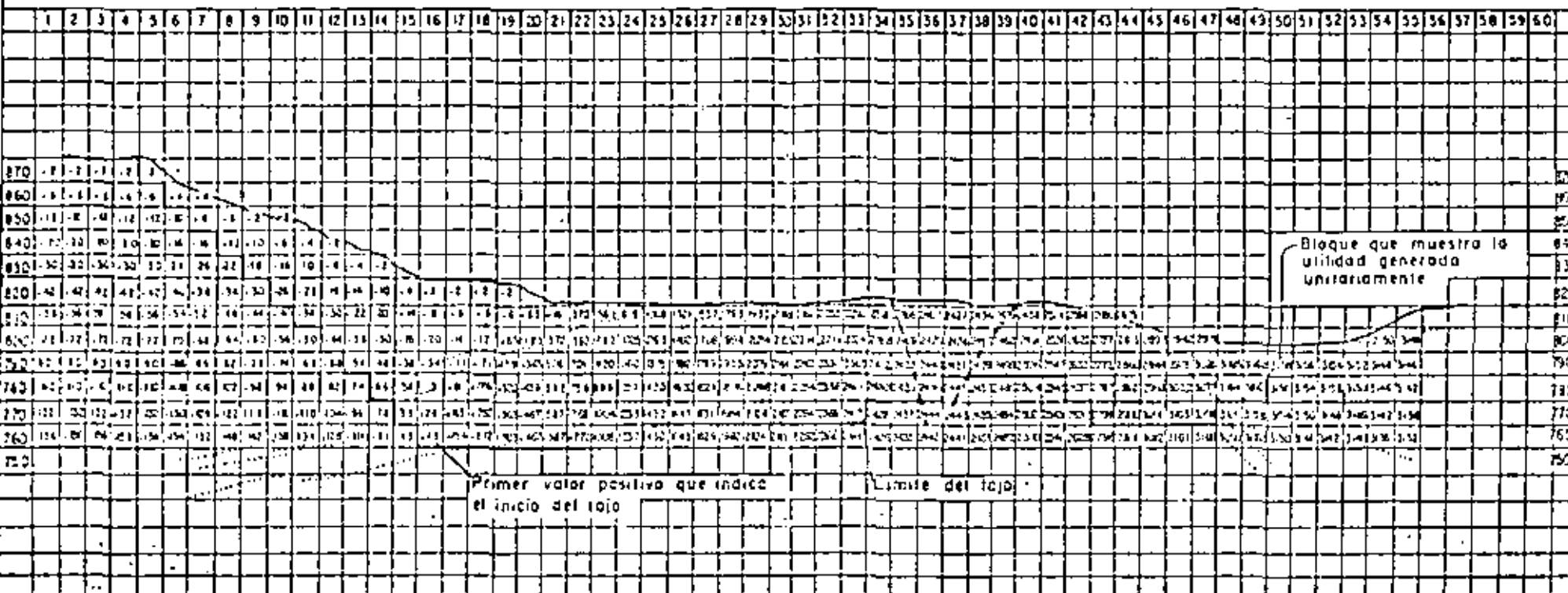


Figura 25. b.- Diseño final del tajo para la sección. Se ilustra el punto de inicio de diseño de tajo el punto final donde el bloque muestra la utilidad generada en forma unitaria y la división bajo el bloque de mayor valor para cualquier dirección o limite de tajo final.

DE ACUERDO AL ANGULO DE INCLINACION SELECCIONADO DE 45. GRADOS
LOS BLOQUES DEL YACIMIENTO TIENEN LAS DIMENSIONES SIGUIENTES

SECCION IGUAL A 19.75 UNIDADES POR LADO
ALGUNA IGUAL A 19.30 UNIDADES
NUMERO DE COLUMNAS 47
NUMERO DE NIVELES 23

LA UTILIDAD NETA TOTAL DE LA CONFIGURACION MINABLE ES 2370.46 DOLLS.

COMPOSICION DE METALES :
PLATA = 115.33 DOLLS/TON
PLATA = 127.38 DOLLS/TON
ZINC = 127.38 DOLLS/TON
BARITA = 1103.2 DOLLS/TON

433
440
447
453
459
466
472
478
484
490
496
502
508
514
520
526
532
538
544
550
556
562
568
574
580
586
592
598
604
610
616
622
628
634
640
646
652
658
664
670
676
682
688
694
700
706
712
718
724
730
736
742
748
754
760
766
772
778
784
790
796
802
808
814
820
826
832
838
844
850
856
862
868
874
880
886
892
898
904
910
916
922
928
934
940
946
952
958
964
970
976
982
988
994
1000

* C O S T O S *

UNIDADES
COSTES DE MINADO = 1.147 DOLLS/TON.
COSTES DE OPERACION EXCLUIDO MINADO = 115.23 DOLLS/TON.
COSTES DE INVERSIONES = 8.2.46 DOLLS/TON.
COSTES COMPLEMENTARIOS = 1.2.43 DOLLS/TON.

* M A T E R I A L E S E S P E C I A L E S *

- TONELAJE O BLOQUE DE MINERAL SIN MARGEN DE UTILIDAD
MINERAL ECONOMICO CON MARGEN DE UTILIDAD
TONELAJE DE TONELAJE OPTIMO MINADO = 237046. TONELAJES
TONELAJE DE MINERAL OPTIMO MINADO = 327346. TONELAJES
RELACION DE TONELAJE/MINERAL ECONOMICO = 0.7211

FIGURA 27 *C I T I N O H F T A J O F I N A L E N L A S E L E C C I O N 23 **

DE ACUERDO AL ANGULO DE INCLINACION SELECCIONADO DE 40. GRADOS
LOS BLOQUES DEL YACIMIENTO TIENEN LAS DIMENSIONES SIGUIENTES

SECCION IGUAL A 19.30 UNIDADES POR LADO
ALGUNA IGUAL A 18.30 UNIDADES
NUMERO DE COLUMNAS 62
NUMERO DE NIVELES 23

LA UTILIDAD NETA TOTAL DE LA CONFIGURACION MINABLE ES 2077.96 DOLLS.

COMPOSICION DE METALES :
PLATA = 115.33 DOLLS/TON
PLATA = 127.38 DOLLS/TON
ZINC = 127.38 DOLLS/TON
BARITA = 1103.2 DOLLS/TON

440
447
453
459
466
472
478
484
490
496
502
508
514
520
526
532
538
544
550
556
562
568
574
580
586
592
598
604
610
616
622
628
634
640
646
652
658
664
670
676
682
688
694
700
706
712
718
724
730
736
742
748
754
760
766
772
778
784
790
796
802
808
814
820
826
832
838
844
850
856
862
868
874
880
886
892
898
904
910
916
922
928
934
940
946
952
958
964
970
976
982
988
994
1000

* C O S T O S *

UNIDADES
COSTES DE MINADO = 1.1.97 DOLLS/TON.
COSTES DE OPERACION EXCLUIDO MINADO = 115.23 DOLLS/TON.
COSTES DE INVERSIONES = 8.2.46 DOLLS/TON.
COSTES COMPLEMENTARIOS = 1.2.43 DOLLS/TON.

* M A T E R I A L E S E S P E C I A L E S *

- TONELAJE O BLOQUE DE MINERAL SIN MARGEN DE UTILIDAD
MINERAL ECONOMICO CON MARGEN DE UTILIDAD
TONELAJE DE TONELAJE OPTIMO MINADO = 237046. TONELAJES
TONELAJE DE MINERAL OPTIMO MINADO = 180046. TONELAJES
RELACION DE TONELAJE/MINERAL ECONOMICO = 1.3211

1272

1273

DE ACUERDO AL ANCHO DE INCLINACION DEL SECCIONADO DE 52 GRADOS
 LOS BLOQUES DEL TRATAMIENTO TENDRAN LAS DIMENSIONES SIGUIENTES

SECCION IGUAL A 1.00 UNIDADES POR LADO
 ALTURA TOTAL A 10.70 UNIDADES
 NUMERO DE BLOQUES 21
 NUMERO DE NIVELIS 22

LA UTILIDAD NETA TOTAL DE LA COMISIÓN MINABLE ES 920.90 DOLL.

ESTIMACION DE META ES 1
 PLATA = 610.70 DOLL/TON
 PLUMB = 100.36 DOLL/TON
 ZINC = 400.41 DOLL/TON
 ORO = 4.61013 DOLL/TON

990	
985	
980	
975	
970	
965	
960	
955	
950	
945	
940	
935	
930	
925	
920	
915	
910	
905	
900	
895	
890	
885	
880	
875	
870	
865	
860	
855	
850	
845	
840	
835	
830	
825	
820	
815	
810	
805	
800	
795	
790	
785	
780	
775	
770	
765	
760	
755	
750	
745	
740	
735	
730	
725	
720	
715	
710	
705	
700	
695	
690	
685	
680	
675	
670	
665	
660	
655	
650	
645	
640	
635	
630	
625	
620	
615	
610	
605	
600	
595	
590	
585	
580	
575	
570	
565	
560	
555	
550	
545	
540	
535	
530	
525	
520	
515	
510	
505	
500	
495	
490	
485	
480	
475	
470	
465	
460	
455	
450	
445	
440	
435	
430	
425	
420	
415	
410	
405	
400	
395	
390	
385	
380	
375	
370	
365	
360	
355	
350	
345	
340	
335	
330	
325	
320	
315	
310	
305	
300	
295	
290	
285	
280	
275	
270	
265	
260	
255	
250	
245	
240	
235	
230	
225	
220	
215	
210	
205	
200	
195	
190	
185	
180	
175	
170	
165	
160	
155	
150	
145	
140	
135	
130	
125	
120	
115	
110	
105	
100	
95	
90	
85	
80	
75	
70	
65	
60	
55	
50	
45	
40	
35	
30	
25	
20	
15	
10	
5	
0	

274

== C O S T O S ==

UNIDAD
 COSTOS DE MINADO = 1 3.34 DOLL/TON.
 COSTOS DE OPERACION EXCLUYENDO MINADO = 110.47 DOLL/TON.
 COSTOS DIVISIONALES = 1 4.55 DOLL/TON.
 COSTOS COMPARATIVOS = 1 3.34 DOLL/TON.

== M A T E R I A L E S I N T R A I N O S ==

TEMPERATURA DE BLOQUE DE MINERAL SIN HACER DE UTILIDAD
 MINERAL ECONOMICO CON MARGEN DE UTILIDAD
 TONELAJE DE TEMPERATURA OPTIMO MINADO = 147115. TONELAJES
 TONELAJE DE MINERAL OPTIMO MINADO = 104155. TONELAJES
 RELACION DE TEMPERATURA/MINERAL ECONOMICO = 1.4013

FIGURA - 29 DISEÑO DEL TABLA FINAL EN EL NIVEL 290

990	
985	
980	
975	
970	
965	
960	
955	
950	
945	
940	
935	
930	
925	
920	
915	
910	
905	
900	
895	
890	
885	
880	
875	
870	
865	
860	
855	
850	
845	
840	
835	
830	
825	
820	
815	
810	
805	
800	
795	
790	
785	
780	
775	
770	
765	
760	
755	
750	
745	
740	
735	
730	
725	
720	
715	
710	
705	
700	
695	
690	
685	
680	
675	
670	
665	
660	
655	
650	
645	
640	
635	
630	
625	
620	
615	
610	
605	
600	
595	
590	
585	
580	
575	
570	
565	
560	
555	
550	
545	
540	
535	
530	
525	
520	
515	
510	
505	
500	
495	
490	
485	
480	
475	
470	
465	
460	
455	
450	
445	
440	
435	
430	
425	
420	
415	
410	
405	
400	
395	
390	
385	
380	
375	
370	
365	
360	
355	
350	
345	
340	
335	
330	
325	
320	
315	
310	
305	
300	
295	
290	
285	
280	
275	
270	
265	
260	
255	
250	
245	
240	
235	
230	
225	
220	
215	
210	
205	
200	
195	
190	
185	
180	
175	
170	
165	
160	
155	
150	
145	
140	
135	
130	
125	
120	
115	
110	
105	
100	
95	
90	
85	
80	
75	
70	
65	
60	
55	
50	
45	
40	
35	
30	
25	
20	
15	
10	
5	
0	

175

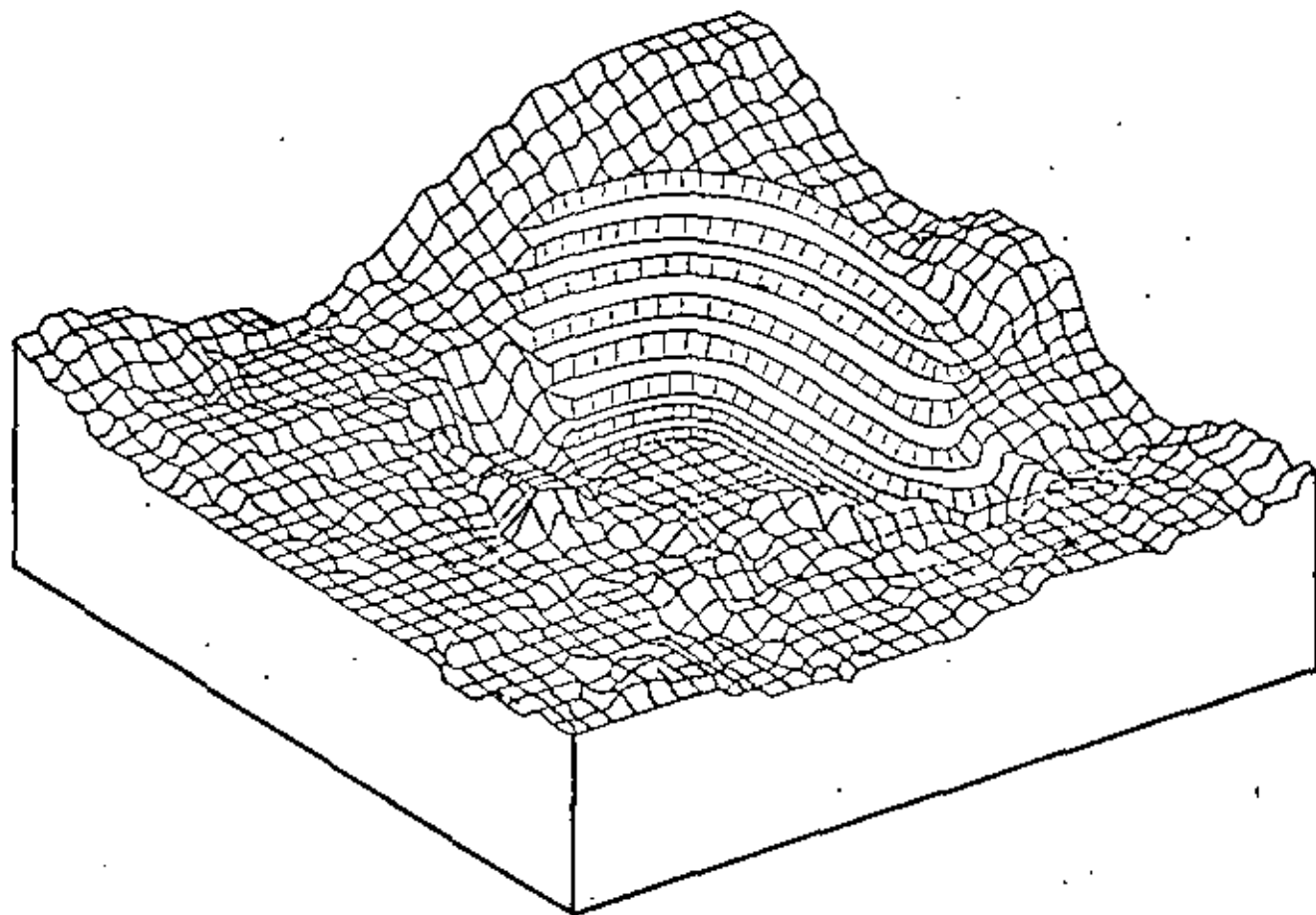


Figura 30 Modelo tridimensional del diseño de Tajo final de el yacimiento La Minita Mich.

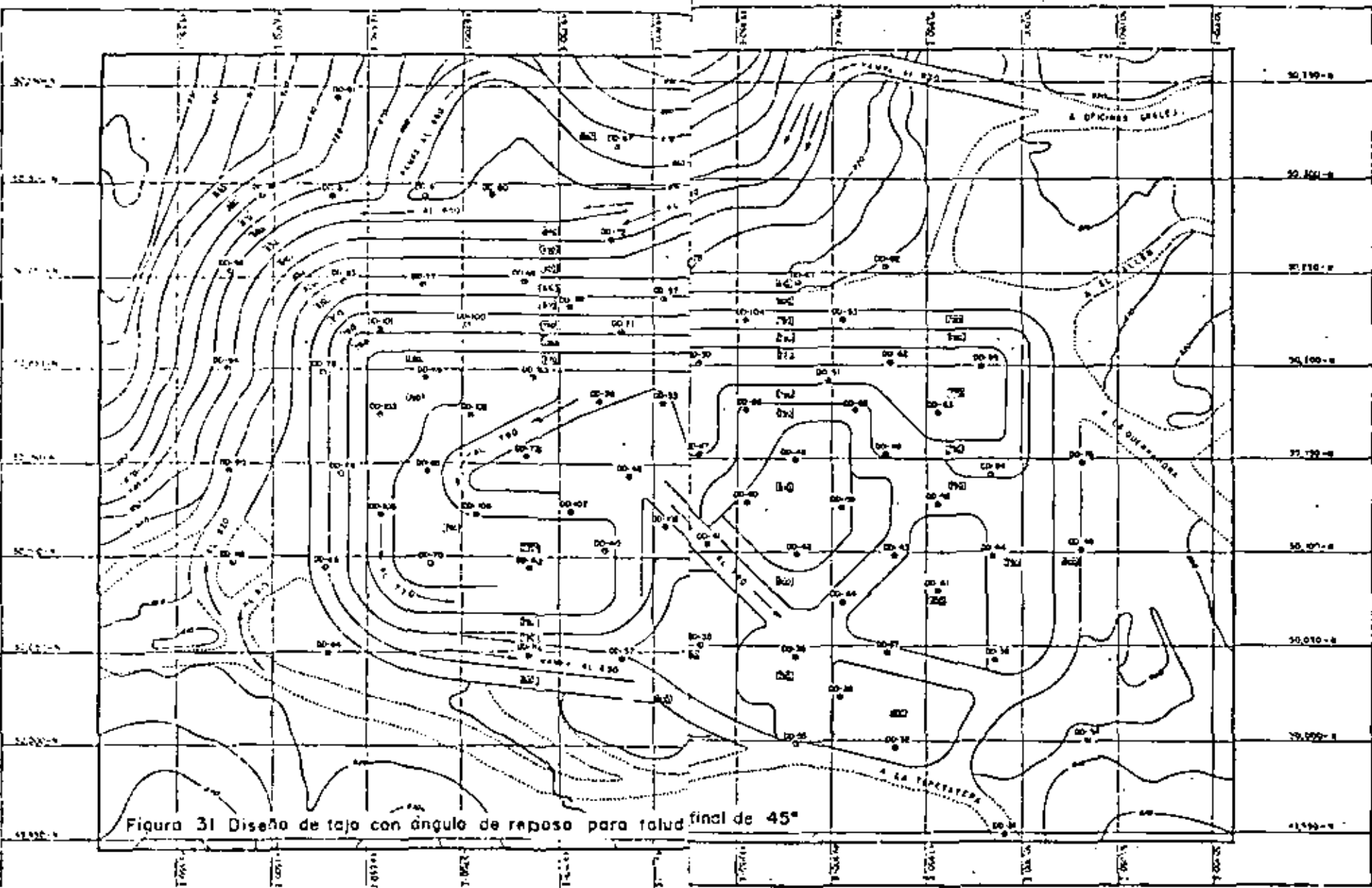


Figura 31 Diseño de tajo con ángulo de reposo para tajado final de 45°

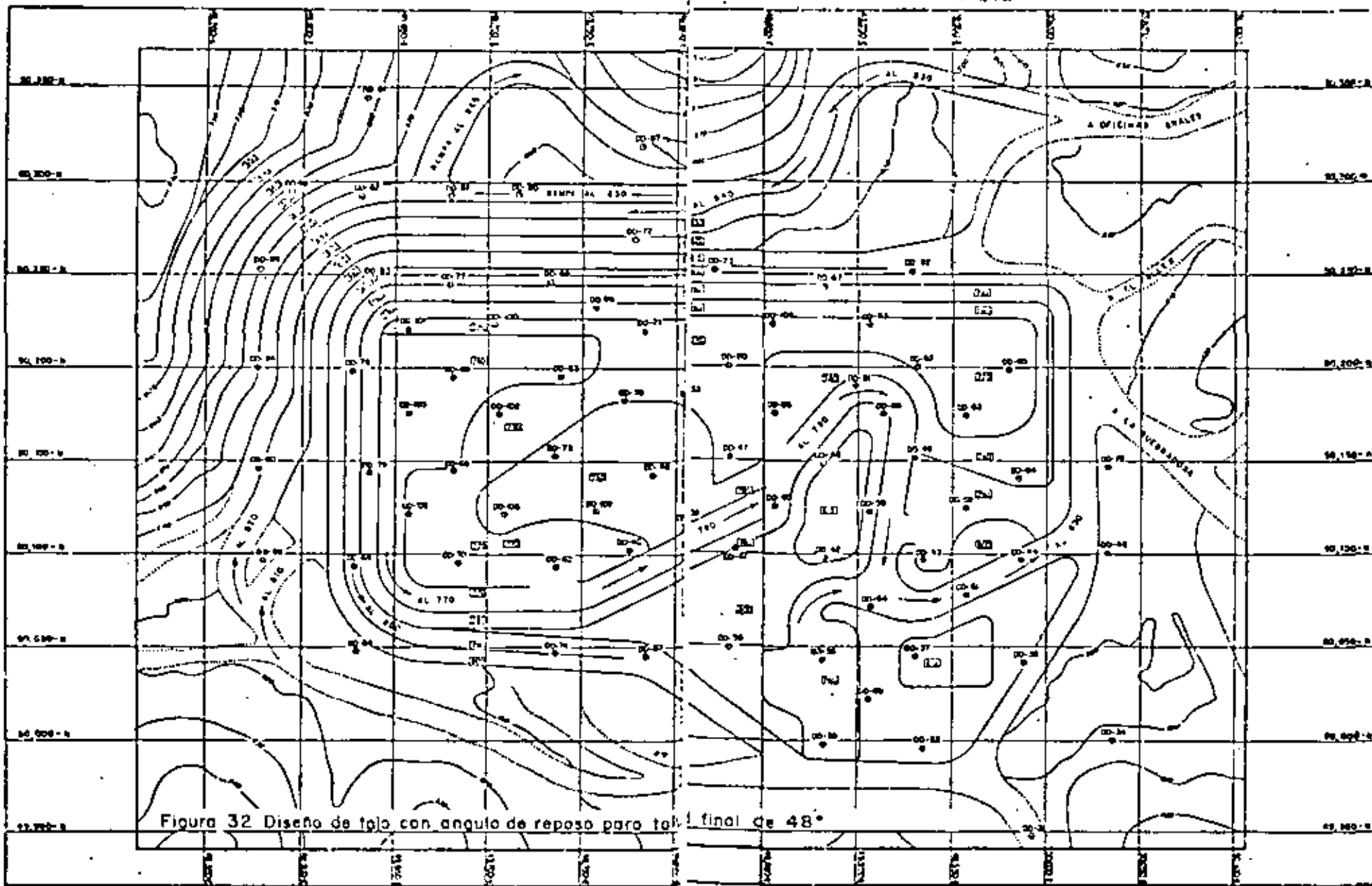


Figura 32 Diseño de tpo con angulo de reposo para tpo final de 48°

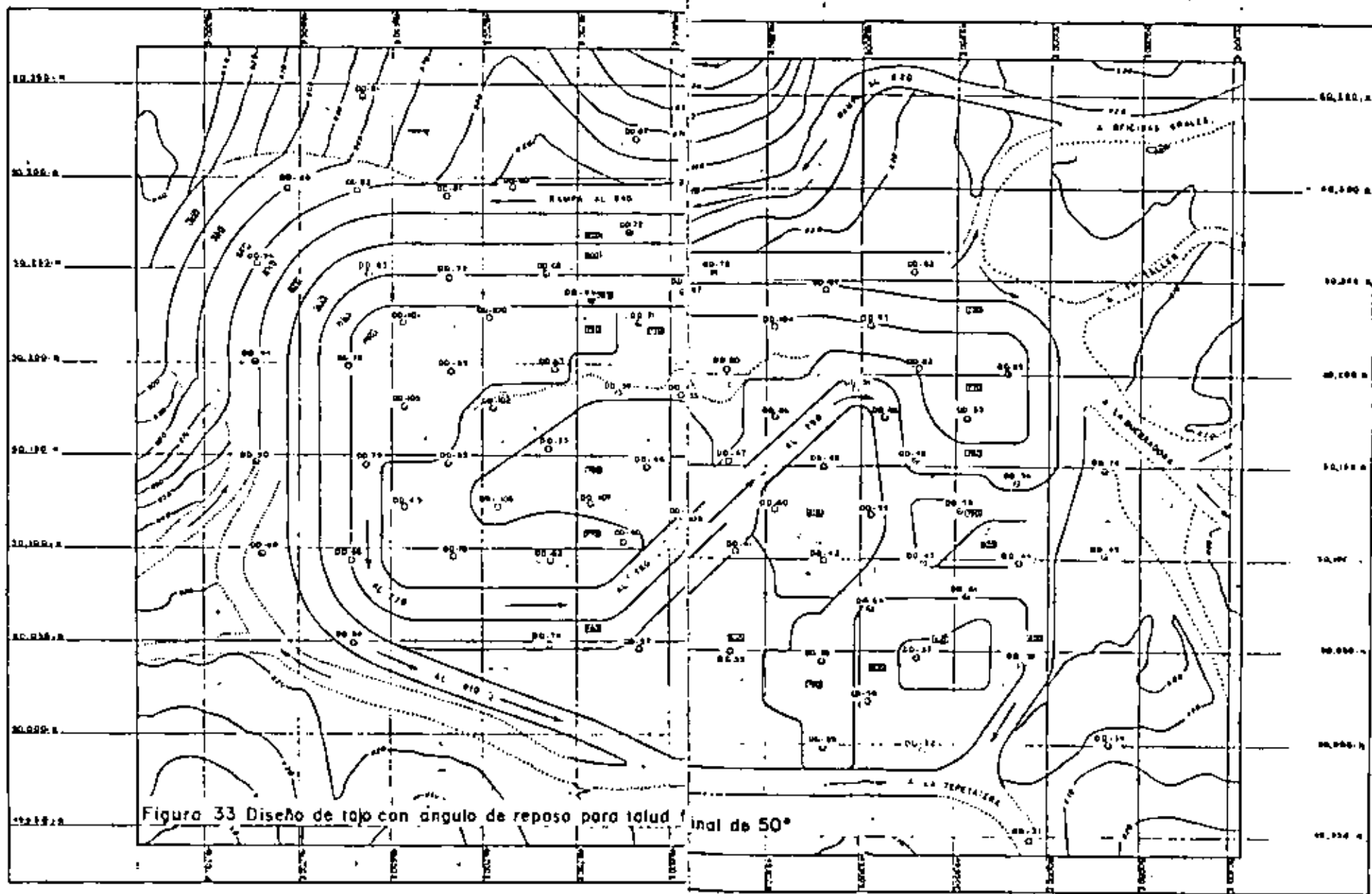


Figura 33 Diseño de talud con ángulo de reposo para talud final de 50°

1282

1283

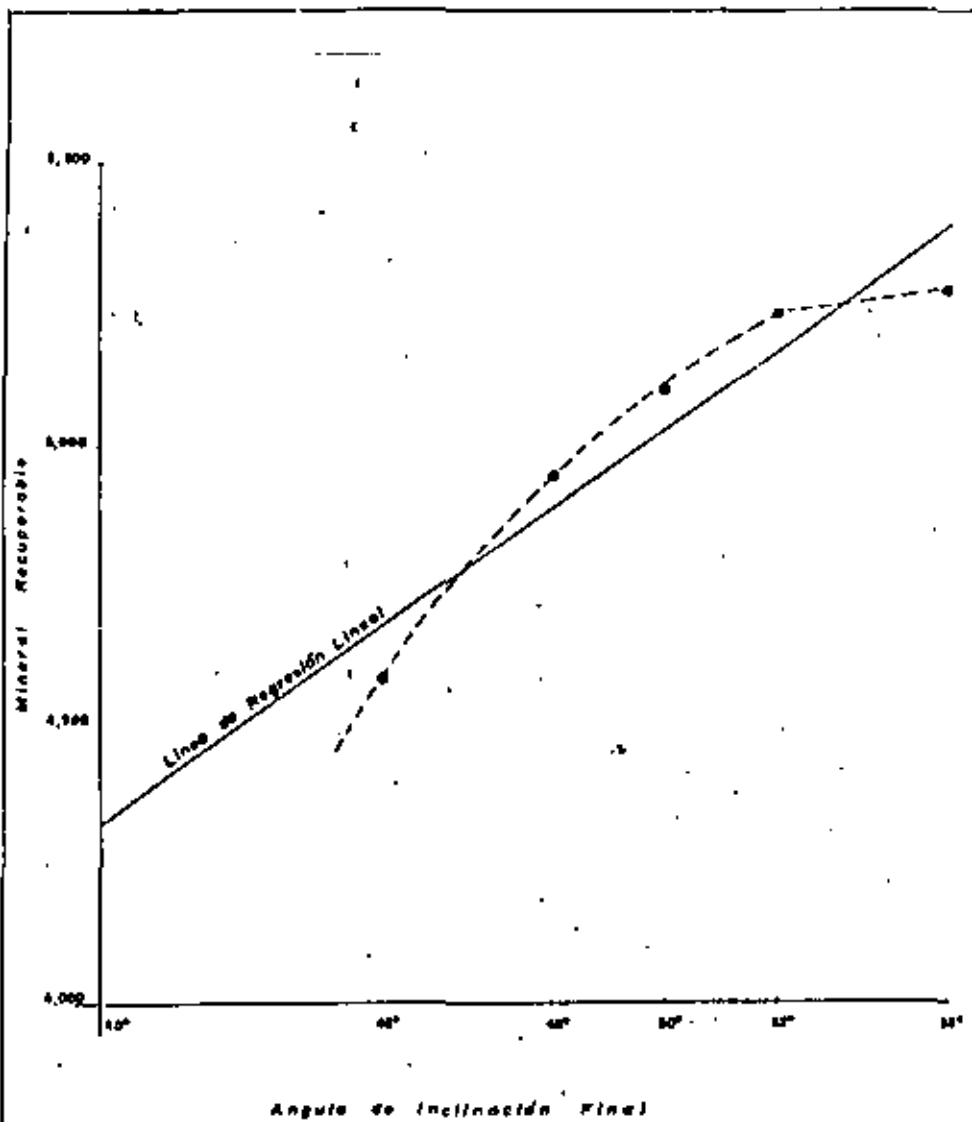


FIGURA.-34 Analisis de regresión Lineal, angulo de inclinación Vs. Mineral recuperado .

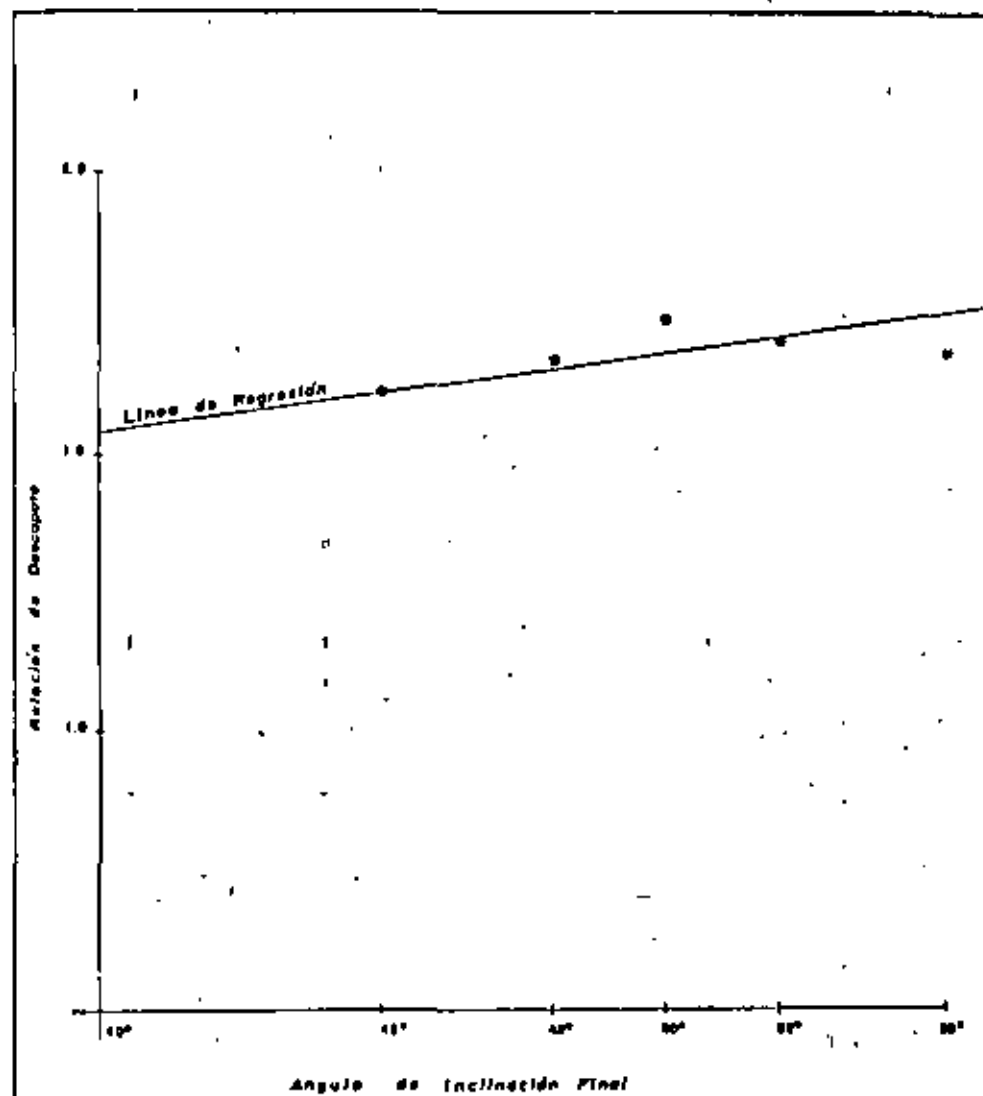


FIGURA.- 35 Analisis de regresión Lineal, angulo de Tajo Vs. Relación de recuperación Mineral .

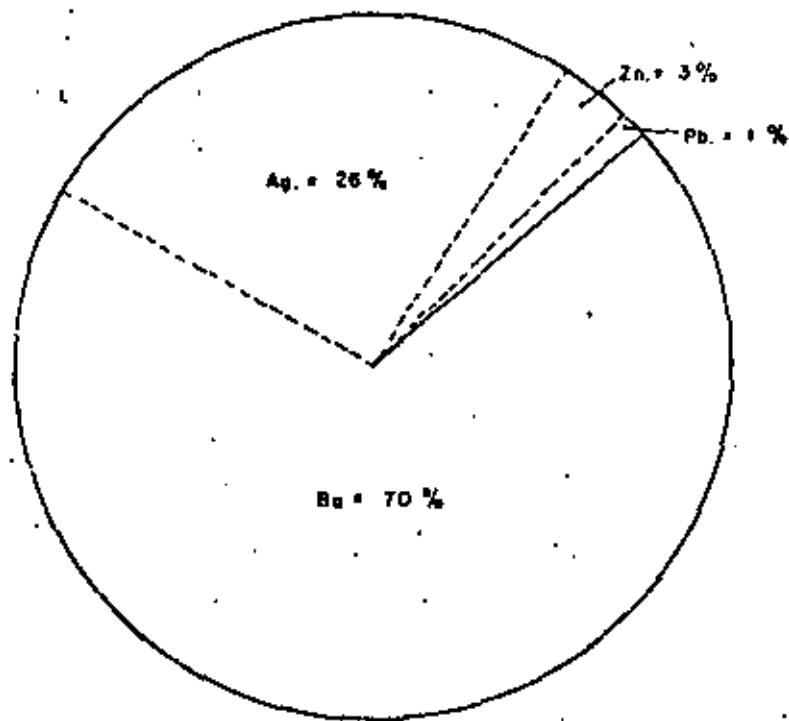
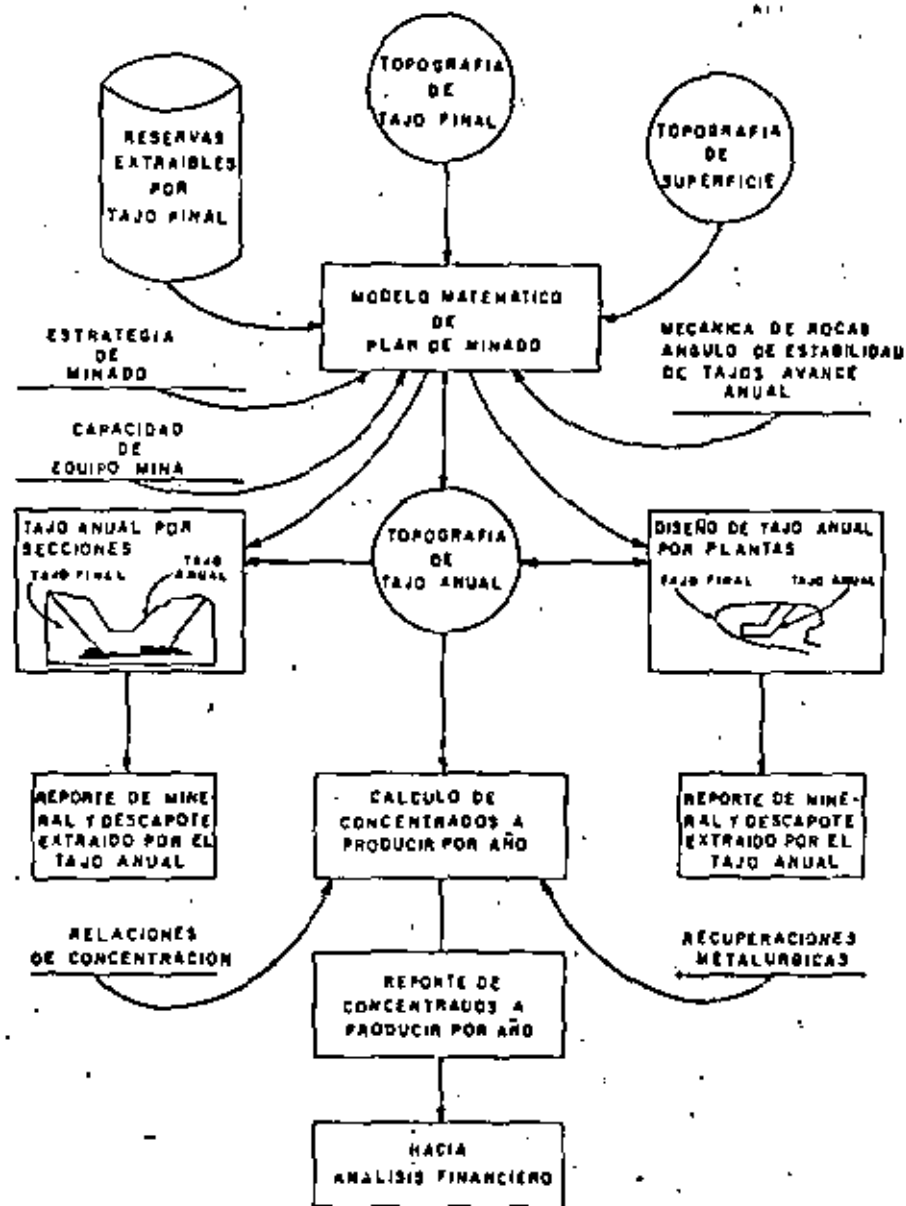


FIGURA - 36 Porcentaje aportado en dolares por cada elemento al valor total de una tonelada de mineral.

FIGURA.-37 DIAGRAMA DE FLUJO PARA PLAN DE MINADO .



1290

1291

1292

1293

1294

1295

1296

1297

1298

1299

1300

1301

1302

1303

1304

1305

1306

1307

1308

1309

1310

1311

1312

1313

1314

1315

1316

1317

1318

1319

1320

1321

1322

1323

1324

1325

1326

1327

1328

1329

1330

1331

1332

1333

1334

1335

1336

1337

1338

1339

1340

1341

1342

1343

1344

1345

1346

1347

1348

1349

1350

1351

1352

1353

1354

1355

1356

1357

1358

1359

1360

1361

1362

1363

1364

1365

1366

1367

1368

1369

1370

1371

1372

1373

1374

1375

1376

1377

1378

1379

1380

1381

1382

1383

1384

1385

1386

1387

1388

1389

1390

1391

1392

1393

1394

1395

1396

1397

1398

1399

1400

1401

1402

1403

1404

1405

1406

1407

1408

1409

1410

1411

1412

1413

1414

1415

1416

1417

1418

1419

1420

1421

1422

1423

1424

1425

1426

1427

1428

1429

1430

1431

1432

1433

1434

1435

1436

1437

1438

1439

1440

1441

1442

1443

1444

1445

1446

1447

1448

1449

1450

1451

1452

1453

1454

1455

1456

1457

1458

1459

1460

1461

1462

1463

1464

1465

1466

1467

1468

1469

1470

1471

1472

1473

1474

1475

1476

1477

1478

1479

1480

1481

1482

1483

1484

1485

1486

1487

1488

1489

1490

1491

1492

1493

1494

1495

1496

1497

1498

1499

1500

1501

1502

1503

1504

1505

1506

1507

1508

1509

1510

1511

1512

1513

1514

1515

1516

1517

1518

1519

1520

1521

1522

1523

1524

1525

1526

1527

1528

1529

1530

1531

1532

1533

1534

1535

1536

1537

1538

1539

1540

1541

1542

1543

1544

1545

1546

1547

1548

1549

1550

1551

1552

1553

1554

1555

1556

1557

1558

1559

1560

1561

1562

1563

1564

1565

1566

1567

1568

1569

1570

1571

1572

1573

1574

1575

1576

1577

1578

1579

1580

1581

1582

1583

1584

1585

1586

1587

1588

1589

1590

1591

1592

1593

1594

1595

1596

1597

1598

1599

1600

1601

1602

1603

1604

1605

1606

1607

1608

1609

1610

1611

1612

1613

1614

1615

1616

1617

1618

1619

1620

1621

1622

1623

1624

1625

1626

1627

1628

1629

1630

1631

1632

1633

1634

1635

1636

1637

1638

1639

1640

1641

1642

1643

1644

1645

1646

1647

1648

1649

1650

1651

1652

1653

1654

1655

1656

1657

1658

1659

1660

1661

1662

1663

1664

1665

1666

1667

1668

1669

1670

1671

1672

1673

1674

1675

1676

1677

1678

1679

1680

1681

1682

1683

1684

1685

1686

1687

1688

1689

1690

1691

1692

1693

1694

1695

1696

1697

1698

1699

1700

1701

1702

1703

1704

1705

1706

1707

1708

1709

1710

1711

1712

1713

1714

1715

1716

1717

1718

1719

1720

1721

1722

1723

1724

1725

1726

1727

1728

1729

1730

1731

1732

1733

1734

1735

1736

1737

1738

1739

1740

1741

1742

1743

1744

1745

1746

1747

1748

1749

1750

1751

1752

1753

1754

1755

1756

1757

1758

1759

1760

1761

1762

1763

1764

1765

1766

1767

1768

1769

1770

1771

1772

1773

1774

1775

1776

1777

1778

1779

1780

1781

1782

1783

1784

1785

1786

1787

1788

1789

1790

1791

1792

1793

1794

1795

1796

1797

1798

1799

1800

1801

1802

1803

1804

1805

1806

1807

1808

1809

1810

1811

1812

1813

1814

1815

1816

1817

1818

1819

1820

1821

1822

1823

1824

1825

1826

1827

1828

1829

1830

1831

1832

1833

1834

1835

1836

1837

1838

1839

1840

1841

1842

1843

1844

1845

1846

1847

1848

1849

1850

1851

1852

1853

1854

1855

1856

1857

1858

1859

1860

1861

1862

1863

1864

1865

1866

1867

1868

1869

1870

1871

1872

1873

1874

1875

1876

1877

1878

1879

1880

1881

1882

1883

1884

1885

1886

1887

1888

1889

1890

1891

1892

1893

1894

1895

1896

1897

1898

1899

1900

1901

1902

1903

1904

1905

1906

1907

1908

1909

1910

1911

1912

1913

1914

1915

1916

1917

1918

1919

1920

1921

1922

1923

1924

1925

1926

1927

1928

1929

1930

1931

1932

1933

1934

1935

1936

1937

1938

1939

1940

1941

1942

1943

1944

1945

1946

1947

1948

1949

1950

1951

1952

1953

1954

1955

1956

1957

1958

1959

1960

1961

1962

1963

1964

1965

1966

1967

1968

1969

1970

1971

1972

1973

1974

1975

1976

1977

1978

1979

1980

1981

1982

1983

1984

1985

1986

1987

1988

1989

1990

1991

1992

1993

1994

1995

1996

1997

1998

1999

2000

BARRENO-V-69 COORDENADA NORTE=50195.25 COORDENADA ESTE=49680.79 ELEVACION=833.67

PROFUNDIDAD TOTAL=73.40 FECHA DE TERMINACION=760729

NUMERO DE MUESTRAS CONSIDERADAS=21

ALTURA DE BANCO=10 mts.

NO. BANCO	DENSIDAD	ENS. Ag.	ENS. PbO	ENS. PbS	ENS. Pb	ENS. ZnO	ENS. ZnS	ENS. ZnF	Base
830	0.00	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	00.00
820	0.00	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	00.00
810	0.00	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	00.00
800	0.00	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	00.00
790	3.50	4.50	0.0	4.72	4.72	0.0	0.23	0.23	24.18
780	4.03	257.	0.0	0.82	0.82	0.0	3.47	3.47	176.37
770	4.02	9.	0.0	0.04	0.04	0.0	2.72	2.72	175.12
760	3.68	8.	0.0	0.15	0.15	0.0	3.02	3.02	156.30
750	4.02	9.	0.0	0.04	0.04	0.0	2.72	2.72	73.13
740	0.00	0.	0.0	0.00	0.0	0.0	0.00	0.00	00.00
730	0.00	0.	0.0	0.00	0.0	0.0	0.00	0.00	00.00

BLOQUE A CALCULAR	BARRENOS PONDERADORES -								VALOR DE PONDERADORES				ERROR DE ESTIMACION	
	1		2		3		4		1	2	3	4		
	X	Y	X	Y	X	Y	X	Y						
14	15	13	15	15	17	17	15	17	10	0.667	0.186	0.151	-0.004	0.001
14	15	13	15	15	17	17	15	17	10	0.667	0.186	0.151	-0.004	0.001
15	15	17	15	13	15	15	17	20	17	0.401	0.387	0.270	-0.058	0.025
15	15	17	15	13	15	15	17	20	17	0.401	0.387	0.270	-0.058	0.025
16	15	17	15	15	17	13	15	20	17	0.689	0.153	0.162	-0.043	0.021
16	15	17	15	15	17	13	15	20	17	0.689	0.153	0.162	-0.043	0.021
18	15	17	15	20	17	15	17	23	15	0.756	0.226	-0.019	0.037	0.053
18	15	17	15	20	17	15	17	23	15	0.756	0.226	-0.019	0.037	0.053
19	15	17	15	20	17	23	15	15	17	0.513	0.399	0.129	-0.041	0.076
19	15	17	15	20	17	23	15	15	17	0.513	0.399	0.129	-0.041	0.076
20	15	20	17	23	15	17	15	25	16	0.465	0.312	-0.284	-0.061	0.081
20	15	20	17	23	15	17	15	25	16	0.465	0.312	-0.284	-0.061	0.081
21	15	23	15	26	17	25	16	17	15	0.532	0.398	-0.063	0.133	0.080
21	15	23	15	26	17	25	16	17	15	0.532	0.398	-0.063	0.133	0.080
22	15	23	15	20	17	25	16	27	12	0.770	0.239	-0.035	0.026	0.062
22	15	23	15	20	17	25	16	27	12	0.770	0.239	-0.035	0.026	0.062
24	15	23	15	25	16	27	12	26	17	0.571	0.393	0.064	-0.028	0.005
24	15	23	15	25	16	27	12	26	17	0.571	0.393	0.064	-0.028	0.005
25	15	25	16	23	15	28	17	27	12	0.631	0.214	0.017	0.138	-0.005
25	15	25	16	23	15	28	17	27	12	0.631	0.214	0.017	0.138	-0.005
26	15	25	16	28	17	27	12	22	15	0.565	0.176	0.223	0.035	-0.002
26	15	25	16	28	17	27	12	22	15	0.565	0.176	0.223	0.035	-0.002
27	15	25	16	28	17	30	16	27	12	0.341	0.299	0.106	0.254	0.017
27	15	25	16	28	17	30	16	27	12	0.341	0.299	0.106	0.254	0.017
28	15	30	16	28	17	27	12	25	16	0.291	0.323	0.238	0.149	0.012
28	15	30	16	28	17	27	12	25	16	0.291	0.323	0.238	0.149	0.012
29	15	30	16	28	17	32	14	27	12	0.511	0.218	0.094	0.177	0.001
29	15	30	16	28	17	32	14	27	12	0.511	0.218	0.094	0.177	0.001
30	15	30	16	32	14	28	17	27	12	0.653	0.237	0.026	0.084	0.003
30	15	30	16	32	14	28	17	27	12</					

TABLA.-9 VALORES ECONÓMICOS EN LA SECCION 23 N

EFFECTUADO CON LOS PARÁMETROS EN SUSI 1 GR AG EN OXIDOS=0.2113 1 GR DE AG EN SULFATOS=0.1260 1 GR DE V2 EN BARRITA=0.1444
 12 PB EN JALISCO=2.9396 12 PB EN SULFATOS=1.9107 12 PB EN BARRITA=2.0043
 12 ZN EN GRADOS=0.8331 12 ZN EN SULFATOS=0.7407
 12 BA EN OXIDOS=0.7800 12 BA EN SULFATOS=0.7417 12 BA EN BARRITA=0.9800 SUS CRISTALITES M.C. 4.

COORDENADAS N	J TELAJE	DENS	PLATA	ENSAYES						BARRITA	VALOR MEXICANO
				OX PB	SUL PB	PB TOTAL	OX ZN	SUL ZN	ZN TOTAL		
30	822	2.185	83.	0.02	0.33	0.05	0.01	0.80	0.61	69.74	76.70
31	820	3.131	55.	0.02	0.03	0.13	0.21	0.52	0.53	62.93	75.43
40	820	3.500	27.	0.03	0.01	0.36	0.71	0.27	0.30	60.30	66.27
41	820	3.600	24.	0.03	0.01	0.74	0.11	0.20	0.24	54.31	58.24
42	820	3.010	16.	0.04	0.0	0.34	0.21	0.21	0.20	46.73	47.75
43	821	2.730	13.	0.03	0.0	0.35	0.01	0.23	0.24	35.73	36.62
44	811	3.000	75.	0.04	0.18	0.22	0.17	1.04	2.01	60.11	64.41
75	815	3.330	75.	0.04	0.23	0.27	0.12	1.42	1.60	54.13	60.14
84	810	2.700	64.	0.02	0.15	0.15	0.33	0.70	0.73	30.61	36.44
83	813	3.400	17.	0.02	0.14	0.01	0.01	0.15	0.16	25.44	27.33
84	810	3.100	26.	0.13	0.04	0.17	0.02	1.20	1.20	40.41	51.11
39	810	2.810	21.	0.08	0.01	0.17	0.32	0.61	0.63	42.00	44.81
40	810	3.110	29.	0.04	0.01	0.27	0.32	0.41	0.43	44.87	48.92
41	810	3.400	35.	0.04	0.03	0.07	0.32	0.45	0.47	30.04	33.01
42	810	3.130	42.	0.02	0.03	0.33	0.42	0.35	0.37	64.53	68.45
43	810	2.700	37.	0.02	0.02	0.34	0.01	0.27	0.28	32.26	38.00
21	803	2.650	137.	0.10	0.12	0.22	0.32	1.30	1.42	55.52	67.49
22	802	3.440	131.	0.09	0.10	0.19	0.45	1.41	2.34	64.78	84.38
23	803	3.870	141.	0.07	0.19	0.16	0.53	2.15	2.78	76.24	91.22
24	802	3.550	134.	0.04	0.09	0.15	0.47	2.02	2.49	77.92	91.91
25	800	3.660	112.	0.04	0.12	0.14	0.34	1.44	1.80	72.07	82.64
26	803	3.770	91.	0.03	0.13	0.14	0.22	0.50	1.12	66.50	72.32
27	803	3.620	65.	0.02	0.14	0.18	0.33	0.33	0.34	59.86	67.97
28	803	3.570	64.	0.01	0.14	0.17	0.02	0.11	0.73	37.54	69.74
29	803	3.580	65.	0.01	0.18	0.19	0.01	1.00	1.09	32.00	62.12
30	803	3.570	81.	0.02	0.21	0.23	0.0	1.34	1.34	45.70	60.43
31	803	3.070	136.	0.02	0.20	0.34	0.0	1.22	1.22	47.10	61.93
32	800	4.040	127.	0.03	0.31	0.34	0.0	0.94	0.94	42.14	61.50
33	800	4.000	135.	0.03	0.32	0.33	0.3	0.62	0.62	30.92	50.24
34	803	3.99	114.	0.03	0.25	0.24	0.0	0.52	0.52	34.00	50.70
35	803	3.730	65.	0.02	0.14	0.18	0.2	0.63	0.63	27.44	39.44
42	800	2.700	42.	0.02	0.15	0.17	0.01	0.75	0.75	31.02	36.44
43	803	3.070	71.	0.03	0.20	0.23	0.62	0.75	0.72	43.59	53.75
44	802	3.270	40.	0.04	0.20	0.24	0.02	0.35	0.37	40.76	60.97
45	800	3.570	44.	0.04	0.14	0.23	0.03	0.36	0.39	49.17	60.86
46	803	3.700	61.	0.03	0.13	0.16	0.02	0.64	0.64	43.62	45.43
47	790	3.100	87.	0.01	0.47	0.46	0.0	1.34	1.34	20.27	41.54
48	790	3.770	62.	0.0	0.76	0.76	0.0	1.90	1.90	41.22	53.53
21	791	4.100	88.	0.02	0.47	0.49	0.3	1.50	1.50	64.57	65.46
22	792	4.180	82.	0.03	0.41	0.44	0.3	4.41	4.41	74.62	75.76
23	790	4.100	74.	0.04	0.21	0.25	0.01	4.83	4.84	77.47	74.50
24	790	4.010	79.	0.03	0.15	0.20	0.02	4.67	4.69	75.57	73.04
25	790	3.840	83.	0.05	0.19	0.24	0.03	3.66	4.02	66.62	68.03
26	790	3.440	34.	0.03	0.23	0.28	0.03	3.24	3.29	58.57	43.31
27	790	3.450	63.	0.04	0.25	0.31	0.04	2.10	2.20	44.30	56.91
28	790	3.410	64.	0.04	0.24	0.28	0.06	1.89	1.91	39.83	50.17
29	790	3.430	67.	0.03	0.23	0.23	0.35	1.74	1.83	36.48	44.64
30	790	3.440	67.	0.01	0.30	0.39	0.03	1.87	1.90	32.84	45.05
31	790	3.550	85.	0.01	0.18	0.19	0.02	2.78	2.80	34.60	39.60
32	790	3.710	100.	0.0	0.21	0.21	0.01	2.73	2.73	31.23	41.26
33	790	3.740	110.	0.0	0.23	0.23	0.01	2.72	2.72	25.14	41.86

1292

12 TABLA.— 10 VALORES ECONÓMICOS EN EL NIVEL 780

EJECUTADO CON LOS PARÁMETROS EN SUSI 1 GR DE EN OXIDOS=0.2130 1 GR DE AG EN SULFUROS=1.1200 1 GR DE AG EN BARITA=0.1000
 10 PB EN OXIDOS=2.3396 10 PB EN SULFUROS=4.9167 10 PB EN BARITA=2.0000
 10 ZN EN OXIDOS=0.4390 10 ZN EN SULFUROS=0.7407
 10 BA EN OXIDOS=3.7800 10 BA EN SULFUROS=3.7903 10 BA EN BARITA=0.4000
 DOS CONSTANTES EN EL

COORDENADAS		TEJILAJE	DENSE	PLATA	OX PB	SUL PB	ENSAYES			BARITA	VALOR ASOCIADO	
X	Y						PB TOTAL	OX EN SUL	EN TOTAL			
29	19	3155.	3.55	24.	0.0	0.17	0.12	0.3	4.72	4.72	49.64	49.62
30	19	3155.	3.13	15.	0.0	0.12	0.12	0.3	3.23	3.23	43.71	43.71
31	19	3155.	3.75	8.	0.0	0.13	0.13	0.0	3.12	3.12	42.78	42.78
32	19	3170.	3.53	2.	0.0	0.14	0.14	0.3	3.59	3.55	48.83	48.79
43	19	3187.	3.14	7.	0.0	0.66	0.56	0.0	6.48	6.48	42.49	42.49
44	19	3187.	2.77	8.	0.0	0.03	0.55	0.0	1.28	1.29	34.59	34.71
16	24	3170.	3.77	25.6	3.0	0.43	0.52	0.3	2.30	2.70	50.28	49.81
17	24	3187.	3.83	21.9	0.0	0.23	0.23	0.0	3.46	3.46	46.18	47.76
18	24	4157.	4.13	24.7	0.0	0.92	0.92	0.3	3.43	3.47	36.37	35.91
19	24	3443.	3.94	19.2	0.03	0.73	0.76	0.31	3.84	3.85	47.34	47.04
20	24	3425.	3.92	24.7	0.05	0.58	0.61	0.31	4.21	4.22	42.17	42.29
21	24	3470.	3.97	11.2	0.05	0.45	0.50	0.31	10.34	10.35	41.46	41.18
22	24	4170.	4.12	136.	0.04	0.38	0.42	0.71	12.59	12.59	45.77	46.09
23	24	4260.	4.26	134.	0.0	0.34	0.36	0.3	13.73	13.70	31.69	31.96
24	24	4310.	4.33	79.	0.0	0.24	0.29	0.0	11.10	11.10	60.70	61.71
25	24	3435.	3.83	53.	0.0	0.21	0.21	0.0	4.33	4.33	52.14	51.72
26	24	3710.	3.76	41.	0.0	0.15	0.15	0.0	3.55	3.55	52.23	52.43
27	24	3140.	3.69	21.	0.0	0.08	0.08	0.3	3.77	3.77	46.79	43.91
28	24	3300.	3.83	20.	0.0	0.09	0.09	0.3	4.12	4.02	41.92	41.52
29	24	3450.	3.85	17.	0.0	0.10	0.13	0.3	3.62	3.62	40.89	39.63
30	24	3400.	3.81	16.	0.0	0.12	0.12	0.3	3.58	3.58	39.43	39.52
31	24	3250.	3.80	13.	0.0	0.13	0.13	0.0	2.83	2.82	46.33	45.46
32	24	3250.	2.89	13.	0.0	0.05	0.05	0.3	1.93	1.93	46.34	41.71
33	24	4070.	2.96	13.	0.0	0.05	0.05	0.3	3.98	3.98	42.88	42.76
34	24	3210.	3.24	10.	0.0	0.03	0.03	0.3	4.67	4.60	33.60	33.79
35	24	3100.	3.54	15.2	0.0	0.48	0.48	0.3	3.70	1.70	37.23	37.34
36	24	3220.	3.73	17.7	0.0	0.37	0.37	0.3	3.30	3.30	50.43	48.92
37	24	3170.	3.67	17.9	0.0	0.41	0.41	0.3	4.88	4.88	45.87	46.33
38	24	4110.	4.11	14.5	0.0	0.33	0.53	0.3	0.55	0.75	12.77	12.93
39	24	4060.	4.26	14.3	0.0	0.34	0.36	0.3	10.71	10.26	49.31	49.32
40	24	3810.	3.33	60.	0.0	0.33	0.25	0.3	11.17	11.17	44.28	47.46
41	24	3100.	3.59	44.	0.3	0.24	0.24	0.0	11.24	11.24	54.62	63.98
42	24	3430.	3.43	17.5	0.3	0.26	0.26	0.3	16.73	10.73	36.79	42.31
43	24	3140.	3.29	44.	0.0	0.23	0.23	0.0	9.22	9.32	50.43	48.54
44	24	3200.	3.13	47.	0.0	0.17	0.17	0.3	3.56	3.90	43.76	41.97
45	24	3570.	3.17	30.	0.0	0.11	0.11	0.0	4.97	4.72	42.29	42.34
46	24	3210.	3.23	130.	0.0	0.16	0.26	0.0	3.62	3.62	38.37	38.24
47	24	3270.	3.23	14.	0.0	0.04	0.04	0.3	3.20	3.29	47.33	45.46
48	24	3240.	3.24	24.	0.0	0.04	0.14	0.3	4.40	4.40	51.21	47.06
49	24	3240.	3.23	14.	0.0	0.03	0.03	0.0	1.70	3.70	41.44	38.76
50	24	3210.	3.31	11.9	0.0	0.46	0.46	0.3	1.24	1.34	27.54	47.37
51	24	3130.	3.37	146.	0.0	0.13	0.13	0.3	3.14	3.14	41.40	43.42
52	24	3210.	3.71	137.	0.0	0.32	0.32	0.3	3.41	3.41	53.17	49.64
53	24	3130.	3.54	133.	0.0	0.41	0.41	0.0	6.72	4.72	66.43	71.52
54	24	3100.	3.83	24.	0.0	0.13	0.13	0.3	11.41	11.41	62.73	60.92
55	24	3110.	3.21	24.	0.0	0.09	0.09	0.0	10.16	10.16	32.74	31.24
56	24	3240.	3.39	27.	0.0	0.10	0.13	0.3	8.91	8.41	42.91	44.72
57	24	3110.	3.11	46.	0.0	0.14	0.14	0.0	7.32	7.32	39.14	42.27
58	24	2710.	2.70	43.	0.0	0.19	0.19	0.3	1.36	4.36	35.60	33.18
59	24	3300.	2.70	11.	0.0	0.12	0.12	0.0	3.91	3.91	35.68	34.91
60	24	3240.	3.04	24.	0.0	0.10	0.13	0.0	3.41	3.41	34.17	35.81

TABLA-15 RESERVAS MINABLES POR TAJO ABIERTO DEL PROYECTO

EFFECTUADO CON LOS PARAMETROS EN MUSI 1 GR AG EN CHICOS=0.3703 1 GR DE AG EN SULFURCS=0.1953 1 GR DE AG EN BARITA=0.2109
 1% PO EN CHICOS=2.6100 1% PB EN SULFURCS=1.9733 1% PN EN BARITA=2.7400
 1% ZN EN CHICOS=0.6233 1% ZA EN SULFURCS=0.9530
 1% PA EN CHICOS=0.7707 1% BA EN SULFURCS=0.7830 1% BA EN BARITA=0.9600 MUS CONSTANTES EN #

NIVEL T95

TIPO DE MINERAL	TONELAJE	PLATA	GR PB	SUL PO	PB TOTAL	GR ZN	SUL ZN	ZN TOTAL	BARITA
MINABLE									
ECONOMICO									
CHICOS-SULFURCS	20791.3	10%	0.09	0.36	0.34	0.12	2.11	2.23	47.46
SULFURCS	74208.7	7%	0.02	0.70	0.73	0.02	2.42	2.84	47.88
BARITA	2238.0	7%	0.02	0.24	0.27	0.02	0.42	0.49	22.42
TOTAL	97398.0	6%	0.03	0.30	0.31	0.04	2.95	2.96	49.22
MARGINAL									
CHICOS-SULFURCS	0.	0.	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
SULFURCS	1627.0	1%	0.02	0.07	0.04	0.01	1.92	1.94	22.43
BARITA	510.7	6%	0.02	0.32	0.33	0.00	0.39	0.39	9.41
TOTAL	2137.7	3%	0.02	0.23	0.23	0.01	1.33	1.33	17.79
SUBMARGINAL									
CHICOS-SULFURCS	0.	0.	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
SULFURCS	0.	0.	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
BARITA	3432.	4%	0.03	0.43	0.44	0.04	3.38	3.34	9.87
TOTAL	3432.0	4%	0.03	0.43	0.44	0.04	0.30	0.34	6.87
NO MINABLE									
ECONOMICO									
CHICOS-SULFURCS	154.7	1%	0.02	0.24	0.23	0.14	3.42	3.54	40.13
SULFURCS	6224.0	8%	0.02	0.15	0.17	0.06	1.41	1.67	24.97
BARITA	17301.9	1%	0.01	0.04	0.07	0.01	2.04	0.39	17.01
TOTAL	18080.6	4%	0.01	0.19	0.11	0.03	0.63	0.64	36.37
MARGINAL									
CHICOS-SULFURCS	1350.3	4%	0.07	0.04	0.19	0.00	3.90	0.80	11.02
SULFURCS	2779.7	4%	0.01	0.20	0.21	0.02	1.69	1.70	16.32
BARITA	2176.2	1%	0.01	0.03	0.03	0.03	0.40	0.41	23.99
TOTAL	6306.2	3%	0.02	0.11	0.14	0.03	0.99	1.90	26.86
SUBMARGINAL									
CHICOS-SULFURCS	1130.3	3%	0.09	0.07	0.17	0.04	3.44	0.83	11.01
SULFURCS	441.0	3%	0.01	0.14	0.13	0.01	1.39	1.40	12.91
BARITA	8200.0	0.	0.02	3.09	0.07	0.02	2.44	0.44	18.98
TOTAL	10381.3	1%	0.02	0.07	0.09	0.07	0.52	0.55	17.44
TERRESTRE	281100.								

1294

RELACION DE TERRESTRE/MINERAL ECONOMICO = 0.2913 RELACION DE MINERAL ECONOMICO RECUPERABLE/MINERAL ECONOMICO TOTAL = 94.17 %
 RELACION DE TERRESTRE/MINERAL ECONOMICO MARG = 0.2941 RELACION DE MINERAL MARGINAL RECUPERABLE/MINERAL MARGINAL TOTAL = 22.33 %
 RELACION DE TERRESTRE/MINERAL ECONOMICO MARG + SUBMARG = 0.2941 RELACION DE MINERAL SUBMARG RECUPERABLE/MINERAL SUBMARG TOTAL = 5.16 %



DIVISION DE EDUCACION CONTINUA
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.

INTRODUCCION A LA GEOESTADISTICA

A N E X O Ho 2

MAYO, 1983

INTRODUCCION A LA GEOESTADISTICA

Del 1^o al 5 de Marzo, 1982

- 1.- METODOS DE CALCULO DE RESERVAS [6 hrs ; J J Obregón A]
Introducción; Sistemas de Cálculo de Reservas; Principios de Interpretación; Pesos de Influencia; Métodos Geométricos ; método de bloque minables; método de secciones transversales; método triangular; método poligonal; Ejercicios .
- 2.- ESTADISTICA [4 hrs ; J M Bezañaga G]
Variable Aleatoria; Función de Distribución Acumulativa; Función de Densidad; Media y Varianza de Variables Aleatorias; Distribución Normal; Distribución Lognormal; Covarianza; Correlación; Ejercicios .
- 3.- GEOESTADISTICA [2.5 hrs ; J J Obregón A]
Geostatística, su Filosofía y Objetivos Fundamentales; Diferencias Básicas entre la Estadística y la Geostatística; La Teoría de las Variables Aleatorias Regionalizadas; Hipótesis de la Geostatística .
- 4.- ANALISIS ESTRUCTURAL [6 hrs ; J J Obregón y J M Bezañaga]
El Análisis Estructural y su Práctica; El Semivariograma Experimental; Anatomía del Semivariograma; Comportamiento del Semivariograma al Origen; Orígenes de Variabilidad; Modelos de Semivariogramas; Fenómenos Anisotrópicos; Ejercicios .
- 5.- VARIANZA DE ESTIMACION [6 hrs ; J J Obregón y J M Bezañaga]
Introducción; El Concepto de Errores de Estimación; Varianza de Estimación y Varianza de Extensión; Las Funciones Auxiliares; Uso de Mogramas; Ejercicios .

- 6.- EL KRIDGAGE [6 hrs ; J J Obregón y J M Bezañaga]
El Problema General y su Solución; Formulación matemática ; Propiedades y Aplicaciones Prácticas; Ejercicios .
- 7.- ESTIMACION DE RESERVAS [2.5 hrs ; J M Bezañaga]
El Krigage Universal; Estimación de Reservas In-Situ; Estimación de Reservas Recuperables .
- 8.- SIMULACION [2 hrs ; J M Bezañaga]
Simulación Numérica de Yacimientos Mineros; Teoría de la Simulación Condicional; Aplicaciones .

* * * * *

NOTAS _ Es indispensable que cada participante traiga una calculadora .
Es deseable que el participante tenga los conocimientos básicos de Probabilidad y Estadística .

A.I.M.M.G.M.
Memoria Técnica - XIV Convención

LA OPTIMIZACION ECONOMICA
DE LA EXPLOTACION DEL YACIMIENTO
LA MINITA

Por:

- * Ing. Victor M. de la Garza N.
- ** Ing. José E. Gaytán R.
- ** Ing. Fernando Grajales M.
- * Ing. José Olmos M.

- * MINERA CAPELA, S.A. DE C.V.
- ** SERVICIOS INDUSTRIALES PESOLES, S.A.
 - * Superintendente de Exploración
- ** Director del Grupo Minas-Exploraciones
- ** Gerente de Placación de Nuevos Proyectos
 - * Superintendente de Mina

México, D.F.
Octubre de 1964

INDICE

INDICE DE FIGURAS Y TABLAS
RECONOCIMIENTOS
RESUMEN

- I. INTRODUCCION
- II. GENERALIDADES
- III. GEOLOGIA REGIONAL
- IV. EXPLORACION
- V. GEOLOGIA DEL YACIMIENTO
 - 1.- Introducción
 - 2.- Relaciones estructurales y estratigráficas
 - 3.- Aspectos de mecánica de rocas
- VI. EVALUACION DE RESERVAS
 - 1.- Introducción
 - 2.- Concepto del modelo de bloques y sus restricciones
 - 3.- Modelo de bloques
 - 4.- Funciones de extensión
 - 4.a.- El método de los polígonos
 - 4.b.- El método del cuadrado inverso de las distancias
 - 4.c.- El método geostatístico (Kriging)
 - 4.c.1.- Estadística
 - 4.c.2.- Construcción e interpretación de semivariogramas
 - 4.c.3.- Cálculo del inventario de mineral
 - 5.- Ley de corte
 - 6.- Indices económicos de metales
 - 7.- Clasificación de reservas
 - VII. OPTIMIZACION ECONOMICA DEL DISEÑO DE TAJO
 - 1.- Introducción
 - 2.- Optimización económica del diseño del tajo
 - VIII. ESTRATEGIA DE MINADO
 - 1.- Introducción
 - 2.- Plan de minado
 - 3.- Equipo de mina
 - IX. CONCLUSIONES
 - X. BIBLIOGRAFIA

INDICE DE FIGURAS Y TABLAS

Figura No.	Título
1.-	Plano de localización del Distrito La Minita
2.-	Plano fotogeológico del Distrito La Minita
3.-	Plano geológico simplificado del proyecto La Minita
4.-	Variación vertical de las asociaciones mineralógicas de la zona D.
5.-	Sección estructural compuesta
6.-	Diagrama de volcadura de masa rocosa
6.a.-	Modelo para análisis de equilibrio
7.-	Diagrama de deslizamiento y volcadura de masa rocosa
8.-	Diagrama para compresión y tensocompresión, serie "A"
9.-	Diagrama para compresión y tensocompresión, serie "B"
10.-	Relaciones de ángulo de talud contra altura de tajo
11.-	Relación entre ángulo de talud y factor de seguridad
12.-	Plano de distribución de polígonos
13.-	Valores económicos en el nivel 800 (método I.S.D.)
14.-	Diagrama de flujo para cálculo del modelo tridimensional de bloques
15.-	Histogramas de frecuencia relativa
16.-	Variograma experimental para barita
17.-	Histograma de frecuencia para la distribución de los errores de Kriging
18.-	Modelo tridimensional de bloques del yacimiento La Minita
19.-	Diagrama de flujo para cálculo del inventario de reservas económicas
20.-	Distribución de valores económicos en la sección 23-N
21.-	Distribución de valores económicos en el nivel 1780
22.-	Diagrama de flujo para cálculo de tajo
23, 24, 25.a y 25.b.-	Desarrollo algebraico del algoritmo para diseño de tajo
26, 27 y 28.-	Diseños de tajo final en las secciones 21, 25 y 26 a ángulos de 45°, 48° y 52°
29.-	Diseño de tajo final en el nivel 790
30.-	Diseño tridimensional del tajo

31, 32 y 33.-	Diseños terminados de tajo a ángulos de 45°, 48° y 50°
34.-	Análisis de regresión lineal, ángulo de inclinación vs. mineral recuperado
35.-	Análisis de regresión lineal, ángulo de tajo vs. relación de topotato/mineral
36.-	Porcentaje aportado por elemento al valor de una tonelada de mineral
37.-	Diagrama de flujo para plan de minado

TABLAS

Tabla No.	Título
1.-	Resumen de resultados de laboratorio para análisis de mecánica de rocas
2.-	Variables involucradas en el yacimiento
3.-	Relación de bloques comprendidos en el banco S10, caso de los polígonos
4.-	Datos de barrenación de la Unidad La Minita
5.-	Cálculo de compósitos sobre barrenos
6.-	Ejemplo de cálculo de ponderadores
7.-	Costos y leyes de corte
8.-	Indices económicos de metales
9.-	Distribución de leyes sobre sección 23-N
10.-	Distribución de leyes sobre Nivel 780
11.-	Relación de ángulo final contra dimensiones de la berna
12.-	Resultados obtenidos por los anteproyectos de diseño de tajo final
13.-	Ángulo final contra relación de descapote
14.-	Ángulo final contra mineral recuperable
15.-	Reservas minables extraídas por tajo abierto para el Nivel 790.

La presente publicación es el resultado del esfuerzo, dedicación y trabajo de un grupo de ingenieros más que de una sola persona y la optimización de la explotación de este yacimiento es el producto de todos los factores positivos que intervinieron durante el desarrollo de los sistemas de computadora por un equipo bien integrado.

La motivación de la alta Dirección de Peñoles, ha sido un factor muy importante en el resultado obtenido, así como el apoyo y la supervisión de la Dirección del grupo Minas-Exploraciones y con la ayuda invaluable de el personal de Sistemas y Procedimientos. En el desarrollo de los programas de computadora, además de los autores de esta publicación, colaboraron activamente, con gran entusiasmo y dedicación el Ing. Jorge Ferretiz M., Dr. Juan M. Borlanga y Juan J. Obregón A..

Las ilustraciones y planos de este trabajo fueron realizados por los señores Guillermo González y Miguel García. La mecanografía de el trabajo fue realizada por las señoritas Virginia Escamilla e Hilda.

Los autores desean expresar su agradecimiento a todas aquellas personas que directa o indirectamente hicieron posible la realización de este trabajo.

RESUMEN

La Unidad La Milta se encuentra localizada en la porción Sur de Michoacán, cerca de los límites con Jalisco y Colima. El yacimiento está asociado a paquetes de rocas volcánico-sedimentarias e íntimamente a vulcanismo félsico submarino de edad Cretácico Temprano. La estructura en la que se localiza el yacimiento es un domo regional doblemente buzante cuya orientación es NW - 60°. Esta se encuentra afectada por un sistema de fracturas con rumbo NE - 25° y echados promedio de 68° - 72° hacia el SW, el cual se continúa, tanto en las calizas arrecifales, como en la zona mineralizada. El análisis de mecánica de rocas permitió obtener un ángulo entre 52° - 55° para el talud final del tajo, con un factor de seguridad de 1.5 a 2.0. El inventario de mineral fue calculado utilizando los métodos de los polígonos, el cuadrado inverso de la distancia y los métodos geoestadísticos (kriging). El método geoestadístico proporcionó los valores más reales para los bloques de mineral, minimizando los errores de estimación. Se realizaron cinco anteproyectos de diseño de tajo para ángulos variables, concluyendo que tanto desde el punto de vista financiero como desde el punto de vista de mecánica de rocas, el diseño con ángulo de reposo para el talud final de 52° resulta óptimo proporcionándole 1.1 años más de vida a la unidad sobre el diseño de 45°. La estrategia de minado a seguir tiene como objetivo producir un volumen determinado de concentrados de zinc, barita y plomo-plata, obteniendo así el flujo de efectivo necesario para recuperar la inversión y generar utilidades.

LA OPTIMIZACION ECONOMICA
DE LA EXPLOTACION DEL YACIMIENTO
LA MINITA

Por:

Ing. Víctor M. De la Garza
Ing. José E. Caytán
Ing. Fernando Grajalas
Ing. José Olmos

I INTRODUCCION

Considerando la época económica actual de continuas fluctuaciones de las cotizaciones de metales y altos índices inflacionarios fue necesario crear sistemas optimizados para evaluar el inventario de reservas, calcular el diseño óptimo de tajo final desde el punto de vista económico y de mecánica de rocas, así como planear la explotación de las reservas extraíbles por este método.

La precisión requerida para la determinación de los parámetros de cantidad, valor y localización es dependiente de cual sea el objetivo para el cual el inventario de mineral sea realizado. El objetivo puede ser diferente para la etapa de exploración que para la etapa de explotación, con la creciente necesidad de incrementar la precisión con cada nueva inversión requerida. Durante las etapas de desarrollo e inicio de producción, predicciones más precisas de la distribución de valores han sido particularmente importantes y en los años futuros de la vida de la mina, estas estimaciones cobrarán mayor importancia.

La ley de corte es uno de los parámetros que más críticamente afec-

tan el flujo de efectivo del proyecto. Su sensibilidad se debe al gran número de otras variables que están correlacionadas con cualquier cambio en su valor. El volumen de reservas minables del yacimiento depende directamente de la ley de corte. La alteración de ésta tiene un efecto inmediato en los resultados. Cambios en la ley de corte, ley media y tonelaje de mineral afectan al capital, recuperación de la inversión, vida del proyecto y costos de operación.

Los factores que controlan y determinan la selección del método de minado entre una operación a tajo abierto y los métodos subterráneos son: los costos de minado, la recuperación de mineral y la dilución. En la operación a tajo abierto los costos de minado incluyen el costo de remover el tepetate que se encuentra cubriendo el mineral económico. La relación de tepetate/mineral es por esta razón el factor que controla esta decisión. Uno de los factores más importantes que deberá ser analizado antes de realizar el plan de minado, es el revisar exhaustivamente que leyes de mineral se pueden producir en mina, así como determinar en que forma la producción de estas afectará el flujo de efectivo generado por la Unidad y que beneficios aportará al Grupo Peñoles. Debido a la situación económica actual, Peñoles decidió desarrollar el SISTEMA VULCANO para operar en la computadora IBM-370 con que se cuenta. Este sistema nos permite analizar en cualquier momento variaciones que pudieran afectar la ley de corte trayendo como consecuencia un incremento o disminución de reservas lo cual impactaría la planeación de la explotación del yacimiento, lo que a su vez repercutiría en el flujo de efectivo a generar.

II GENERALIDADES

1.- Localización

La Unidad La Minita no encuentra localizada en la porción Sureste del estado de Michoacán, muy cerca de los límites con los estados de Jalisco y Colima. De la ciudad de Colima la distancia es de aproximadamente 60 kms., en línea recta, al sureste. Geográficamente se localiza en la intersección del paralelo $18^{\circ}56'06''$ de latitud norte y del meridiano $103^{\circ}17'06''$ de longitud Oeste de Greenwich. Políticamente, corresponde al municipio de Coalcomán de Matamoros. Las vías de comunicación a la mina son buenas, haciéndola fácilmente accesible. (Figura 1).

III GEOLOGIA REGIONAL

Dentro del distrito están presentes rocas volcánico-sedimentarias e igneas que varían en edad desde el Cretácico Temprano hasta el Reciente.

Tres unidades litoestratigráficas han podido ser identificadas en el área. De la más antigua a la más reciente se tiene: una unidad predominantemente volcánica asociada íntimamente al proceso metalogénico que dió origen a los depósitos de La Minita, El Tabaquito y La Cuchilla, otra volcánico-sedimentaria y una tercera sedimentaria. La edad propuesta para estas unidades es Cretácico Temprano (Albiano Superior - Cenozoico Inferior). Esta secuencia es producto del desarrollo del arco insular que dió origen al volcanismo y sistema de calderas submarinas localizadas a lo largo de las costas de Jalisco, Michoacán, Guerrero y Oaxaca. Este arco insular es correlacionable con el arco insular Alisitos que se su-

continúa en Baja California. La figura 2 ilustra la distribución de las diferentes unidades litoestratigráficas y la posición que los depósitos guardan con respecto a estas.

IV EXPLORACION

1.- Objetivos y Programa de Exploración

El objetivo con el cual se programó la primera etapa de exploración fue el de tratar de ubicar un yacimiento mineral del orden de 4 millones de toneladas con leyes aproximadas de Ag-80 gr/t. Zn - 5.0 % explotables por un método barato como lo es el de tajo abierto. Aunque la Barita siempre se consideró como un mineral importante en la economía del proyecto, el objetivo principal estuvo enfocado a los minerales metálicos mencionados.

Desde el inicio de los trabajos se vieron las posibilidades de que estuviésemos ante un yacimiento volcanogénico, lo cual se reforzó con los datos que se obtuvieron a medida que avanzó la investigación. Enfocados a este objetivo se realizaron estudios geológicos de detalle y regional, fotogeológicos, relaciones estratigráfico-estructurales, petrológicos, etc. Una vez determinada la estrategia a seguir, se diseñó un programa de barrenación sistemática la cual en su primera etapa fue en una cuadrícula de 50 x 50 metros con barrenos poco profundos desde 15 hasta 80 metros, profundizando eventualmente algunos de éstos.

La finalidad de esta barrenación fue el obtener la siguiente información:

- Determinar la geometría de la mineralización.
- Determinar leyes y tonelajes así como las diferentes caracte-

terísticas litológicas.

- Obtención de muestras para pruebas metalúrgicas.
- Obtención de datos geofísicos y comportamientos geoquímicos de las rocas.
- Obtención de datos geotécnicos para el diseño de la mina.

El arreglo sistemático fue preferido para la obtención de muestras representativas con una buena distribución de área. La ventaja más importante del arreglo sistemático fue que la construcción de secciones geológicas pudo hacerse con un mínimo de proyección de los barrenos. La desventaja más importante sería que una variación regularmente espaciada del yacimiento pudiera coincidir con el espaciamiento de los barrenos; esto se traduciría en un sesgo en la estimación de las leyes. Esto ocurriría, si los barrenos coinciden con la mineralización de alto grado, implicando una sobrestimación de las leyes del yacimiento o viceversa. Por esta razón, la segunda etapa de barrenación fue con el objetivo de rellenar la cuadrícula inicial, rompiendo el sistema para tener una mejor certeza de las leyes, tonelajes y comportamiento del yacimiento. Esta barrenación se dio en los centros de los cuadrados formados con los barrenos de la primera etapa. (Figura 3).

El espaciamiento óptimo entre barrenos dependerá del grado de certeza que se pretenda obtener en la estimación de leyes y tonelajes y los costos de perforación. Conforme el patrón de barrenación se cierra, los costos se incrementan geométricamente.

El gran total perforado en las dos etapas es de 5,960 metros distribuidos en 78 barrenos, con los cuales se logró ubicar un yacimiento de Cu, Ag y Zn del orden de 6 millones de toneladas.

V GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

1.- Introducción

El yacimiento La Minita es un depósito estratiforme polimetálico de sulfuros, sulfatos, carbonatos y óxidos, relacionados genéticamente a volcanismo submarino intermedio y félsico de edad Cretácico Temprano.

Está compuesto por dos tipos de mineralización: menas masivas de barita con sulfuros y menas de vetillas con sulfuros; la primera constituye el cuerpo económico, mientras que la última cortada por escasos barrenos de diamante representa un potencial a explorar en el futuro.

El cuerpo económico consiste esencialmente de Barita con minerales de Ag, Pb y Zn, el cual se ha clasificado dentro del zonaamiento general como la zona B. En forma particular esta zona presenta diferencias en cuanto a la concentración de los minerales de tipo económico por lo cual se ha dividido en tres subzonas distribuidas verticalmente. (Figura 4).

En términos generales, estas subzonas son: una inferior de barita con sulfuros (Zn-Pb-Cu) y sulfosales (Ag); una intermedia de barita con sulfosales (Ag) y sulfuros (Zn-Pb) y la superior de barita y jaspe con sulfuros diseminado (Zn-Pb).

Parte de las subzonas intermedia y superior han sido afectadas por procesos de oxidación, los cuales han dado origen a un sombrero de hierro con valores erráticos de Zinc y Plomo y a una porción del cuerpo que ha sido enriquecida con valores de plata. (Figura 5).

2.- Relaciones Estructurales y Estratigráficas

La estructura en la que se localiza el yacimiento es un domo regional doblamente buzante cuya orientación es NW - 60°. Este pliegue se encuentra abierto en rocas del Cretácico Temprano. El cuerpo La Minita se localiza en la matriz Sur-Oriental de la estructura coincidiendo con el plano axial y adoptando una forma dómica. El flanco Suroccidental del pliegue se inclina suavemente con echados que varían entre 20° y 40°; de igual forma el cuerpo mineralizado adopta la misma posición; el flanco nororiental del pliegue presenta una inclinación bastante fuerte, variando sus echados entre 50° y 80°. El cuerpo mineralizado se encuentra fuertemente inclinado en esta dirección, lo cual puede ser efecto del plegamiento, o bien una posible falla. En dirección noroeste, paralelamente al plano axial del pliegue, el cuerpo se inclina siguiendo el contacto de la caliza arrecifal con la unidad de tobas félsicas volcanosedimentarias que le infrayacen (Figuras 2, 3 y 5). En general el cuerpo presenta una forma dómica alargada en sentido paralelo al eje de la estructura regional.

3.- Aspectos de Mecánica de Rocas

La porción suroriental del plegamiento regional, específicamente la zona donde se localiza el yacimiento se encuentra afectado por un sistema de fracturas (diáclasis) con rumbo NE - 25° y echados promedio de 68° - 78° hacia el NW afectando tanto a las calizas arrecifales como la propia zona mineralizada. El fallamiento regional está caracterizado por fallas de tipo normal, las que originaron los sistemas de bloques ("horst" y "graben") presentes en el área de la mina y zonas aledañas (Figura 2).

Las calizas arrecifales que cubren el yacimiento son masivas; esto es, no contienen planos de estratificación; sin embargo, las fracturas son bastante intensas sobre las mismas (Figura 3).

Con objeto de reducir a un mínimo el volumen de descapote, el cual tendrá que ser removido para recuperar el mayor volumen posible de reservas, el ángulo de reposo de los límites finales de tajo se ha planeado lo más inclinado posible; para esto, se consideraron cuidadosamente las combinaciones de las estructuras geológicas (fallas, fracturas, etc.), geometría de diseños y niveles freáticos, los cuales podrían originar taludes en los que el riesgo de fallamiento fuera grande.

Para poder definir el ángulo de reposo final del tajo, se realizó un estudio de mecánica de rocas, el cual fue planificado en dos etapas. La primera etapa consistió en la recavación de toda la información pertinente para análisis de estabilidad. Esta información consistió de:

- Plano topográfico-geológico-estructural de la superficie de la mina. Esc. 1:500.
- Plano fotogeológico estructural regional, con atención principal a fallas mayores proyectadas a la zona de la mina. Esc. 1:5,000.
- Medición y cálculo de la calidad de la roca (RQD) sobre barrenos de diamante y en superficie para caliza y cuerpo mineralizado.
- Cálculo económico y diseño de 5 anteproyectos de tajo con talud final de reposo de 45°, 48°, 50°, 52° y 55°. En estos se muestran los cortes de diseño contra el sistema de fracturamiento.

- Secciones sistemáticas radiales a cada uno de los anteproyectos de tajo.
- Determinación de niveles freáticos en caliza y zona mineralizada.
- Recolección de muestras de barrenos de diamante, así como - nueva barrenación en zonas específicas consideradas como - críticas, para determinar en laboratorio el ángulo de fricción y cohesión de los diferentes tipos de rocas.

segunda etapa consistió en el análisis de toda la información. El objetivo fue el determinar las zonas críticas que pudieran presentar deslizamientos mayores así como analizar aquéllos en los cuales pudiera ocurrir volcadura provocada por las cargas constantes sobre las masas rocosas fracturadas, o bien una combinación de ambas. La Figura 8 muestra en forma idealizada el fenómeno de volcadura, mientras que la Figura 7 muestra el fenómeno combinado de deslizamiento provocado por el efecto de volcadura en la base del tajo.

En las muestras colectadas se realizaron pruebas de compresión uniaxial y tenso-compresión utilizando probetas cilíndricas con relación del diámetro-altura de 2:1 y sometidas previamente a una saturación en agua con aplicación de vacío de 48 horas. Los resultados se muestran en la Tabla 1 y en las Figuras 8 y 9, los cuales obtuvieron con el criterio de falla de Coulomb-Navier. En nuestro caso debido a que la roca sobre la cual armarán las paredes del tajo final aún no se encuentra expuesta, nos hemos visto obligados a realizar todo el estudio en muestras de laboratorio; sin embargo, en caso de ser necesario posteriormente se harán pruebas

de corte "in situ".

Los parámetros de diseño obtenidos de este estudio son:

- Altura total de tajo	170 mts.
- Ángulo de reposo del talud final	52° - 55°
- Factor de seguridad	1.5 - 2.0
- RQD en barrenos de diamante	85 - 90 %

Las Figuras 10 y 11 muestran la relación existente entre estos parámetros.

VI EVALUACION DE RESERVAS

1.- Introducción

Durante la etapa de exploración los inventarios de mineral del depósito fueron evaluados manualmente, utilizando diferentes técnicas geométricas de interpolación; entre estas, se utilizó en primer lugar el método de las secciones transversales y posteriormente el método de los prismas triangulares.

La precisión requerida para la determinación de los parámetros de cantidad, valor y localización es dependiente de cual sea el objetivo para el cual el inventario de mineral es realizado. El objetivo puede ser diferente para la etapa de exploración que para la etapa de explotación, con la creciente necesidad de incrementar la precisión con cada nueva inversión requerida. Durante las etapas de desarrollo e inicio de producción, predicciones más precisas de la distribución de valores han sido particularmente importantes y en los años futuros de la vida de la mina estas estimaciones cobrarán mayor importancia.

Debido a estas necesidades, se desarrollaron sistemas computariza-

dos para la construcción de un modelo tridimensional de bloques. El concepto básico fue dividir el yacimiento completo en pequeños bloques, los cuales contienen información pertinente para los diversos usos del modelo. Entre otros, cada bloque contiene información tal como:

- Mineralógica
- Geológica
- Estadística
- De producción
- Metalúrgica
- Financiera.

Un inventario de esta naturaleza no cambia con el tiempo, con las condiciones económicas o con la nueva tecnología minera, sino que sólo cambia cuando se enriquece con nuevas y mejores datos obtenidos durante la explotación de la mina.

2.- El Concepto del Modelo de Bloques y sus Restricciones

Desde el punto de vista geológico expresado en el capítulo anterior, el yacimiento posee un zonamiento vertical bien definido. El elemento no metálico, así como los elementos metálicos que constituyen las variables se encuentran concentrados en mayor o menor proporción en las diferentes zonas del cuerpo (Gaytan et al, 1979). De aquí resulta obvio que cualquier técnica adecuada para asignar leyes estimadas a los bloques individuales de mineral que constituyen el modelo, deberá tomar en consideración las diferentes poblaciones mineralógicas que forman el depósito. Los problemas fueron aún más difíciles en las zonas de poblaciones mixtas, como es el caso de la interfase entre el cuerpo oxidado y el cuer-

po de sulfuros irregularmente distribuida en la parte superior del yacimiento.

En el uso de las funciones de extensión a través de las cuales los valores de las muestras de barrenación fueron usadas para la estimación de las leyes de los bloques circundantes, fue muy importante que las correspondientes a la zona de oxidación no se extendieran para calcular las leyes de los bloques de la zona de sulfuros y viceversa. Para poder llevar a cabo la evaluación del inventario de mineral adecuadamente a partir de las muestras de barrenos de diamante, fue necesario el mantener la integridad de estas diferentes poblaciones. Estas restricciones constituyeron lo que fue denominado el problema de definición de límites, lo cual al aplicar las técnicas de computadora resultó estar bastante lejos de ser un problema trivial. Por estas razones, el depósito total quedó dividido en tres cuerpos diferentes, los que a su vez involucraron las variables que se indican en la Tabla 2.

Tabla 2

Variables involucradas en el yacimiento

Cuerpos	Variables involucradas										
Oxidos-sulfuros	Dens	Ag	*PbO	*PbS	Pb	*ZnO	*ZnS	Zn	Cu	BaSO ₄	\$
Sulfuros	Dens	Ag			Pb			Zn	Cu	BaSO ₄	
Barita	Dens	Ag			Pb			Zn	Cu	BaSO ₄	\$

* PbO - plomo en óxidos; PbS - plomo en sulfuros; Pb - plomo total.
 ZnO - zinc en óxidos; ZnS - zinc en sulfuros; Zn - zinc total.
 \$ Valor total en dólares; Dens. - Densidad.

3.- Modelo de Bloques

La idea central de modelar el yacimiento fue el dividirlo en pe-

Estas unidades que fueran representativas de la realidad. De un
foras, un bloque se definió como el volumen básico de material
cual es práctico asignarle ley, tonelaje, etc., los parámetros
leados para definir el tamaño de bloques fueron:

- Variabilidad de las leyes
- Continuidad geológica
- Espaciamiento de barrenos
- Dimensiones del yacimiento
- Volumen de producción por día
- Altura de bancos
- Dimensiones del tajo
- Capacidad de computadora
- Límites de recursos para almacenamiento de datos.

Considerando que se tiene planeada una producción de 2,000 tpd y
biéndose definido la altura óptima de los bancos a 10 metros, se
seleccionó como unidad base el bloque de 10 x 10 x 10 mts., el
al presenta mayores ventajas sobre los bloques de otras dimen-
ones para la construcción del modelo; sin embargo, para el dise-
del tajo final, las dimensiones del bloque base fueron más pe-
sas, como se indica en el capítulo respectivo.

De acuerdo al tamaño del bloque y considerando, las dimensiones de
el cuerpo y del posible tajo abierto, se decidió seleccionar un
de 530 x 600 metros sobre la cual se construiría el modelo;
más, con la altura seleccionada para los bancos se obtuvieron
en total, de los cuales 11 contienen mineral y el resto tepe-
te.

Una vez definidos estos parámetros se concluyó que el modelo de-

bería manejar la siguiente información:

- Dimensiones de matrices - 55 x 60
- Número de bloques por banco - 3,300
- Número de bancos - 21
- Número de variables - 10

El análisis de estos parámetros fue la base para evaluación del
área de memoria, volúmenes de archivos en disco y en general de
todos los recursos necesarios para desarrollar los sistemas en el
equipo de computadora IBM-370 de la empresa.

4.- Funciones de Extensión

Sabemos que un modelo que considera las leyes de los bloques debe
consistir por lo menos de dos diferentes estimaciones. Por una pa-
te es necesario que contenga la mejor estimación de las leyes del
bloque, ya que ésta será la base sobre la cual se realizará la pl-
neación. Por otra parte, como ya sabemos, toda estimación tendrá
errores o desviaciones de la realidad en una cierta magnitud; por
esta razón el procedimiento de evaluación deberá contener la esti-
mación de las varianzas; además, si la estimación de las varianzas
de los bloques elementales es pequeña comparada con el espaciame-
to de los barrenos, entonces nuestro modelo de trabajo es bueno;
de no ser así el modelo no es correcto y deberá realizarse una ma-
yor investigación.

Debido a lo anterior, fue necesario el seleccionar una función de
extensión o técnica de estimación que cumpliera con el objetivo
del modelo. Para poder demostrar cual de las técnicas podría ser
mejor en la evaluación del yacimiento se realizó un estudio compa-
rativo tomando como base los siguientes métodos: a) El método de
los polígonos; b) El cuadrado inverso de la distancia y c) El mé-

todo geoestadístico (Kriging).

4.a.- El método de los Polígonos

Este método fue realizado en forma manual utilizando polígonos y bancos con altura de 10 metros, la periferia de la mineralización fue ajustada por medio de configuraciones estructurales de la cima y base del cuerpo. Los prismas definidos por cada polígono tienen información directa en su parte central dada por un barrenamiento de diamante. En planta, el área de influencia sobre la cual la ley del barrenamiento ha sido extendida está limitada por el perímetro del polígono para los bloques y por el perímetro formado por la intersección del polígono con las configuraciones estructurales para los bloques periféricos. La figura 12 muestra un ejemplo de uno de los bancos, y la tabla 3 muestra los resultados obtenidos para dicho ejemplo.

4.b.- El método del cuadrado inverso de la distancia

La técnica de interpolación del inverso de la distancia utiliza matemáticas sencillas para pesar la influencia de las muestras sobre aquella que está siendo evaluada. La ecuación (1) presenta la función lineal de peso utilizada para calcular un bloque a partir de las muestras que lo rodean:

$$B = \frac{(v_1/d_1) + (v_2/d_2) + \dots + (v_n/d_n)}{1/d_1 + 1/d_2 + \dots + 1/d_n} \quad (1)$$

donde "B" es el valor estimado del bloque, "v" es el valor de la muestra y "d" es la distancia de la muestra al centro del bloque evaluado.

Debido al gran volumen de ecuaciones involucradas para efectuar este cálculo, se diseñó un sistema de computadora el cual realiza el análisis en escasos 20 minutos. Este sistema cuenta con los si

TABLA 3.

RELACION DE BLOQUES COMPRENDIDOS EN EL BANCO 810 CASO DE LOS POLÍGONOS.

Nº de Bloque	Toneladas Métricas	Densidad	Ag gr/Tn.	% Pb	% Zn	% BaCo ₃ + % BaSo ₄
33 -810	26,281	3.14	52	0.05	1.45	50.44
33*-810	9,648	3.92	40	0.10	2.31	81.98
36*-810	2,355	3.11	157	0.43	1.07	40.01
37 -810	12,304	3.25	33	0.05	0.85	56.03
38*-810	2,222	3.13	17	0.16	1.37	34.90
39 -810	42,637	3.71	129	0.61	1.02	67.04
41 -810	30,262	3.92	40	0.10	2.31	81.98
42 -810	21,450	3.11	157	0.43	1.07	40.01
43 -810	19,213	3.30	110	0.12	4.06	32.99
44 -810	7,497	2.88	98	0.53	0.69	47.71
46*-810	4,260	3.60	98	0.38	1.20	60.26
47 -810	19,887	3.62	69	0.83	0.45	30.00
48 -810	27,566	3.58	42	0.09	1.51	83.02
49 -810	25,756	3.37	68	0.05	0.43	44.38
50 -810	14,647	3.44	23	0.24	0.21	47.07
51*-810	621	3.29	13	0.06	0.31	51.63
52 -810	7,345	3.88	90	0.20	0.65	34.16
53*-810	3,832	3.52	74	0.09	0.52	58.85
56 -810	4,695	3.20	92	0.90	0.94	28.62
58 -810	16,916	3.61	160	0.26	0.41	65.30
59 -810	14,138	3.45	144	0.45	0.58	38.14
60 -810	37,561	3.62	19	0.90	0.33	83.61
61 -810	16,865	3.21	56	0.44	4.00	20.99
63 -810	10,317	3.02	47	0.20	0.83	53.18
71 -810	30,529	3.56	88	0.15	1.01	61.01
73 -810	14,472	4.35	72	0.12	2.75	65.55
85 -810	24,580	3.28	13	0.06	0.31	51.73
86*-810	8,047	3.52	33	0.37	0.26	43.31
97*-810	431	3.50	56	0.19	0.92	54.15
99*-810	1,085	3.40	76	0.16	1.38	58.72
108*-810	2,783	3.92	40	0.10	2.31	81.98
TOTAL:	460,222	3.52	73	0.25	1.27	58.79

güentes programas.

En primer lugar se diseñó un programa para alinear toda la información obtenida durante la etapa de exploración, la tabla 4 ilustra estos datos. Una vez que toda la información estuvo digitada y corregida se procedió al cálculo de los promedios pesados o compósitos para cada banco considerando dilución total a 10 mts. para lo cual se construyó un segundo programa el que además de realizar el cálculo de los compósitos crea el archivo de 55 x 50 bloques de 10 x 10 x 10 en área de disco y describe así mismo el valor calculado para cada barrenos en el lugar correspondiente de acuerdo a sus coordenadas XYZ, todo esto para 11 niveles (bancos) con información de leyes de mineral. La tabla 5 muestra un ejemplo del cálculo de los compósitos realizado sobre uno de los barrenos.

Definido el archivo de esta forma se procedió a la elaboración de un tercer programa para realizar el cálculo. Este está diseñado de tal forma que el radio de búsqueda es variable; presentando además, la alternativa de variar la función de pesado en la dirección de la anisotropía del depósito. Para esto se utilizaron funciones del tipo de la ecuación (2).

$$B = \frac{(V_1/2d_1) + (V_2/d_2) + (V_3/X_3 + 2Y_3)}{1/2d_1 + 1/d_2 + 1/(X_3 + 2Y_3)} \dots (2)$$

donde: B = bloque evaluado; V = valor de la muestra; d_1 = distancia de la muestra al centro del bloque evaluado; X = eje mayor; Y = eje menor; X = Zy = factor de anisotropía.

Con las ecuaciones (1) y (2) se experimentó, observándose que mientras mayor era el exponente más peso se le daba a la muestra más cercana y que cuando el exponente se aproximó a 5 prácticamente

te se estaba en el caso de los polígonos.

De esta experimentación se encontró que el inverso de la distancia elevado al cuadrado producía mejores resultados. Sin embargo, éstos no fueron del todo satisfactorios ya que en realidad esta es una técnica geométrica y las distancias entre muestras no son funciones de la estructura mineralógica que se intenta simular con ellas. La Figura 13 muestra un ejemplo de los resultados obtenidos para un nivel con este método.

4.c.- El método Geostatístico (Kriging)

Finalmente se utilizó la teoría de las variables regionalizadas (Geostatística) para la estimación de las leyes de los bloques de mineral "in situ". Por medio de este método se pudieron cuantificar los conceptos de:

- Área de influencia en las muestras
- Continuidad de la mineralización dentro del yacimiento
- Los cambios laterales y verticales de la mineralización producidos por el zontamiento propio del cuerpo, es decir se cuantificó su anisotropía.

Este método nos permitió estimar el valor más probable de los bloques de mineral y de todo el depósito, así como calcular el error de estimación de dichos valores. Este último punto es muy importante porque además de chequear un optimismo no deseado, nos indicó las zonas que requerían de mayor evaluación. La Figura 14 muestra el flujo de trabajo realizado para obtener el modelo de bloques tridimensional del depósito.

4.c.1.- Estadística

Para la realización del presente estudio se consideraron 1677 muestras de mineral con espesores promedio de dos metros obtenidas con

barrenación de diamante. Cada una de estas muestras contiene información para: densidad, Ag, Pb óxidos, Pb sulfuros, Zn óxidos, Zn sulfuros, cobre y barita.

Una vez que la información estuvo procesada y organizada en cintas magnéticas se obtuvieron listados para cada barreno, tal y como se ilustra en la tabla 4 y posteriormente se obtuvieron análisis estadísticos de cada una de las variables mencionadas para conocer sus distribuciones de frecuencia relativa y frecuencia acumulada. Las figuras 15a, 15b, 15c y 15d, ilustran los histogramas de frecuencia relativa obtenidos para Ag, Pb, Zn y Barita.

4.c.2. Construcción e Interpretación de Semivariogramas

Antes de realizar el cálculo de los semivariogramas experimentales, se uniformizó la información. En sentido vertical se recalcularon todas las muestras a intervalos de 2 metros y posteriormente se calcularon los variogramas verticales sobre cada uno de los barrenos. Para el cálculo de los variogramas horizontales en lugar de calcular (h) como una variable de "ley" se calculó una nueva variable de ley x altura de banco obteniendo así compósitos o promedios pesados lo que a su vez proporcionó una medida más uniforme. Esta cantidad se denominó compósito y fue analizada geoestadísticamente, representando la zona mineralizada como un plano y las muestras como puntos sobre el mismo. Los variogramas fueron calculados utilizando la variable compósito, ya que tanto el espesor como la ley son variables regionalizadas lo que implica que la variable compósito también lo es. Los compósitos utilizados para el cálculo se ilustran en la tabla 5.

Una vez obtenido el cálculo total de los compósitos por nivel se creó un archivo en disco, el cual contiene 11 niveles de mineral.

Sobre cada uno de estos niveles se corrieron variogramas horizontales en los sentidos N-S, E-W, NW 45° - NE 45°, así como variogramas para el depósito total. La figura 16 muestra el variograma obtenido para el yacimiento total. El comportamiento de los variogramas de Ag, Pb, Zn y Barita fue en términos generales bastante similar; sin embargo, el variograma de barita fue el que presentó el mayor rango de correlación.

El modelo matemático que mejor se ajusta al variograma experimental de barita es el modelo esférico, o modelo de Matheron. Los parámetros geoestadísticos obtenidos para este modelo son:

C_0 = 0.60	efecto nugget o de pepita
C = 1.20	sill o meseta total
a = 60	rango de correlación o alcance.

Siendo la ecuación general del modelo la siguiente:

$$\begin{aligned} (h) &= 0.6 + 1.20 \cdot 3/2 (h/a) - 1/2 (h^3/a^3) \text{ para } h \leq a \\ \text{o } (h) &= 0.6 + 1.20 \text{ para } h > a \end{aligned}$$

4.c.3.- Cálculo del inventario de mineral (Kriging)

Estando definidos los parámetros geoestadísticos a partir del variograma, se procedió al cálculo de los ponderadores o factores de pesado de las muestras, para lo cual se resolvieron 3,300 matrices, obteniendo así los factores de pesado para el cálculo de cada bloque y además el error de estimación cometido en el cálculo.

La tabla 6 ilustra un ejemplo de estos cálculos y la figura 17 muestra la distribución de los errores.

Una vez definidos los ponderadores se procedió a crear un archivo en disco en el cual estarían posicionados estos ponderadores y a partir de aquí poder realizar el cálculo del inventario de mineral.

ral (Kriging).

El cálculo del inventario se realizó para cada elemento, y para cada nivel, construyendo así el modelo tridimensional del yacimiento tal y como se muestra en la figura 18. El diagrama original generado con la computadora ha sido modificado para ilustrar la posición de los bloques.

Habiendo definido el inventario de mineral en la forma prescrita, éste está listo para su uso activo en el cálculo y la clasificación de las reservas económicas, diseño de la mina y plan de minado, ya que cualquier información de una parte o del archivo completo puede ser accedida con un sistema de coordenadas XYZ, las cuales especifican la posición de cualquier bloque en particular.

5.- Ley de Corte

La ley de corte es uno de los parámetros que más críticamente afectan el flujo de efectivo del proyecto. Su sensibilidad se debe al gran número de otras variables que están correlacionadas con cualquier cambio en su valor. Cambios en la ley de corte, ley media y tonelaje de mineral afectan el capital; recuperación de la inversión, vida del proyecto y costos de operación.

De acuerdo a las políticas de nuestra empresa, la ley de corte se definió como aquella que maximise la tasa interna de recuperación del proyecto (DCFRR). Para establecer la ley de corte óptima fue necesario el realizar una serie de estudios de factibilidad económica por medio de los cuales se evaluó el valor máximo de la tasa interna de recuperación (DCFRR) así como del valor presente neto (VPN), variando los parámetros dependientes y permitiendo así cambios en la estructura del proyecto. (Estudio de factibilidad de La Minita, 1980).

Finalmente, se concluyó de estos estudios que la explotación óptima de los recursos del proyecto deberá hacerse para una operación de 600,000 toneladas por año, lo cual de acuerdo al anteproyecto de tajo proporciona una vida al proyecto de 9 años. En esta forma se seleccionó una planta para procesar 2,000 toneladas de mineral por día.

Debido a que el yacimiento es polimetálico constituido por tres diferentes cuerpos, cada uno de los cuales presenta mineralogía y características metalúrgicas propias y además debido a que el valor total del mineral está fundamentado en la contribución económica de cada uno de los elementos constitutivos del cuerpo (i.e. valor de Pb + valor de Zn + valor de barita = valor total del mineral), la ley de corte se expresa aquí por conveniencia en dólares. La tabla 7 indica los costos obtenidos del estudio de factibilidad, así como las leyes de corte expresadas en dólares.

Tabla 7 Costos y Valor de Leyes de Corte

Costos de minado	\$1.97 Dlls/Tn. material
Costos de operación excluyendo minado.	\$15.25 Dlls/Tn. mineral
Costos divisionales	\$7.41 Dlls/Ton. mineral
Costos corporativos	\$2.63 Dlls/Tn. mineral
Valor de ley de corte económica	\$27.80 Dlls/Tn. mineral
Valor de ley de corte marginal	\$21.19 X 27.80 mineral.
Valor de ley de corte submarginal . . .	\$18.00 X 21.19 mineral.
Tepetate	-\$18.00

Para el cálculo del valor de las leyes de corte fue necesario de-

terminar índices económicos para cada elemento.

6.- Índices económicos de metales

Definiciones:

Índice económico - es el valor neto de un metal expresado en dólares por gramo, o porcentaje contenido "in situ". Para la plata los índices económicos se expresaron en dólares por gramo y en porcentaje para el Pb, Zn y Barita, de metal contenido.

Valor neto de un metal- Es la diferencia resultante entre el pago de la fundición y las deducciones por concepto de maquinarias, castigos e impuestos netos.

Los índices económicos de metales permiten conocer el valor de una tonelada de mineral "in situ" conociendo las leyes de los minerales contenidos en ésta. Esto facilita la asignación de valores unitarios a los diferentes bloques contenidos en el inventario de mineral, lo que a su vez permite la clasificación de reservas en económicas, marginales y submarginales cuando se comparan con el valor de la ley mínima de corte.

Para la determinación de los índices económicos fue necesario conocer:

- Cotización de metales
- Balances metalúrgicos y relaciones de concentración
- Concentrados producidos y sus leyes, y
- Proformas de liquidación de concentrados.

Los índices económicos calculados para el cuerpo se muestran en la tabla 8.

Tabla 8 - Índices Económicos de Metales por Cada Cuerpo

<u>Plata</u>	<u>Dls/gramo</u>
Cuerpo de sulfuros	0.18
Cuerpo oxidado	0.32
Cuerpo de barita	0.22
<u>Plomo</u>	<u>Lbs/ %</u>
Cuerpo de sulfuros	1.97
Cuerpo oxidado	2.61
Cuerpo de barita	2.08
<u>Zinc</u>	
Cuerpo de sulfuros	0.55
Cuerpo oxidado	0.62
<u>Barita</u>	
Cuerpo de sulfuros	0.78
Cuerpo oxidado	0.77
Cuerpo de barita	0.96

7.- Clasificación de Reservas

El volumen de reservas minerales minables del yacimiento La Minita es un factor dinámico que depende directamente del valor de la ley de corte. La alteración de la ley de corte tiene un efecto inmediato en los resultados. El disminuir el valor de la ley de corte representa el obtener un mayor volumen de reservas de leyes más bajas y viceversa.

Una vez definidos los parámetros de valor de la ley óptima de corte e índices económicos de los elementos, se procedió a la elabo-

ración de un sistema de computadora para la realización del cálculo de inventario de reservas económicas. La figura 19 ilustra el flujo utilizado para el proceso de evaluación. En las Figuras 20 y 21 y en las tablas 9 y 10, se proporcionan los resultados obtenidos para secciones y plantas. La sección que se muestra corresponde al sistema Norte-Sur, pero en igual forma el sistema genera el cálculo en las direcciones Este-Oeste, NW-45° y NE-45° a intervalos de 10 metros con lo cual se obtiene un conocimiento total del yacimiento en todas direcciones y además se proporciona la base para el cálculo del diseño final del tajo.

Deberá recordarse que las simulaciones continuarán durante la vida de la mina y que cada nueva corrida se hará con los datos más actualizados. Las leyes originalmente estimadas serán reemplazadas por los nuevos datos obtenidos de la barrenación realizada durante la explotación. Además se utilizarán nuevas recuperaciones del molino, así como nuevas cotizaciones de metales y costos en general.

Es muy claro que la densidad mayor del muestreo, así como los datos adicionales cambiarán en cierta forma las características del modelo, pero deberá recordarse que lo que se intenta obtener es la mejor representación de la realidad.

VII OPTIMIZACIÓN ECONOMICA DEL DISEÑO DE TAJO

1.- Introducción

Los factores que controlan y determinan la selección del método de minado entre una operación a tajo abierto y los métodos subterráneos son: Los costos de minado, la recuperación de mineral y la dilución.

En la operación a tajo abierto los costos de minado incluyen el costo de remover el topetate que no encuentra cubriendo el mineral económico. La relación de topetate/mineral es por esta razón, el factor que controla la decisión de seleccionar el método adecuado, la relación máxima permisible en la Minita es la siguiente:

Valor recuperable por Ton. de mineral -		
Costo de producción por Ton. de mineral -		
Costo de descapote por Ton. de topetate.		
	50.10	- 27.26 - 11.59
		1.97

El análisis de estos factores permitió tomar la decisión de realizar la explotación por el método de tajo abierto ya que el yacimiento presenta las siguientes características:

- Forma del cuerpo
- Cercanía a la superficie
- Posición prácticamente horizontal
- Relación de topetate a mineral baja.

2.- Optimización económica del diseño del tajo final

Una vez que se tomó la decisión, los parámetros que se consideró conveniente analizar fueron: leyes de mineral, geología del cuerpo, tonelaje, distribución de reservas, topografía, equipo de minado, factores económicos de costos de operación, gastos de capital, utilidades, límites de tajo, ley de corte, relación de descapote, capacidad de producción, ángulo de tajo final, altura de bancos, pendientes de caminos, características metalúrgicas y condiciones hidrológicas.

Definidas cada una de las variables que afectan el diseño del ta-

jo final, se procedió a la optimización del mismo. Para esto, se construyó un sistema de computadora, el cual tiene como base un algoritmo matemático para la optimización de límites finales de tajo (Leach-Grossman, 1965). La Figura 22 muestra el flujo de trabajo para la obtención de dicho diseño.

Debido a que la optimización del diseño del tajo no solamente depende de los aspectos mecánicos que lo limitan, sino que además depende de la recuperación de mineral y de la relación de tepetate/mineral que se extraerá con dicho diseño, nos vimos precisados a calcular varios anteproyectos de tajo a diferentes ángulos.

Para lograr realizar el cálculo del tajo a ángulos variables, diseñamos dentro del sistema de computadora diversas subrutinas las cuales manejan artificios matemáticos para recalcular las dimensiones de los bloques, las leyes y el valor unitario de cada bloque, conservando la altura de los bancos. La tabla 11 muestra las variaciones necesarias al modelo para el cálculo de los diferentes tajos.

Tabla 11

Relación de ángulo final vs dimensiones de la bermas de bancos individuales

Ángulo de inclinación	Altura de banco Mts.	Berma Mts.	No. de secciones Norte	Oriente
45°	10	10.00	55	60
48°	10	9.00	61	67
50°	10	8.40	65	71
52°	10	7.81	70	77
55°	10	7.00	79	86

Es importante mencionar que las dimensiones del modelo original (550 x 600 mts.) no se incrementan, deberá notarse en la tabla 11

que a medida que el ángulo del talud se incrementa, las dimensiones de la bermas se reducen y en consecuencia el número de secciones a analizar se incrementa. Esto trae como consecuencia un mayor trabajo de computadora, pero el costo del tiempo máquina que se consume (4 hrs.) puede considerarse despreciable si se compara con el tiempo que consumiría el realizarlo en forma manual.

Para ilustrar este punto, a continuación se describe a manera de ejemplo la forma en que se realiza el cálculo óptimo de los límites económicos del tajo para una sola sección y para un ángulo de 45° para el talud del tajo final.

En primer lugar se deberá construir un juego de secciones geológicas sistemáticas a intervalos de 10 metros. Sobre estas secciones se deberá construir una cuadrícula sistemática la cual contiene todos y cada uno de los bloques posicionados de acuerdo a un sistema de coordenadas XYZ en la forma que se ilustra en la Figura 23.

El siguiente paso consiste en asignarle el valor económico unitario (por tonelada) que le corresponde a cada bloque de mineral dependiendo de las leyes de Ag, Pb, Zn y Barita que éste contenga, para lo cual deberá realizarse el producto de el índice económico por la ley que le corresponde al mismo elemento. A los bloques de tepetate se le asignan valores negativos; esto es, se le asigna el valor equivalente al costo involucrado en la remoción de cada tonelada de este material, como se ilustra en la figura 23.

A continuación se procede a calcular la acumulación de los valores en cada uno de los bloques de una manera algebraica, ver la Figura 24. El valor indicado en cada uno de los bloques es la suma algebraica de los bloques colocados directamente encima del

bloque que se está analizando. Además, a los valores positivos se le descuentan los costos de operación, divisionales y corporativos, por lo que cada bloque tendrá su utilidad sin considerar el descapote.

El próximo paso, como lo indica la figura 25 es determinar la utilidad neta o pérdida generada. La forma de calcular los valores de cada bloque es la siguiente: Se inicia por el extremo superior izquierdo que es el primer bloque agregándole al valor del mismo el valor de utilidad de la columna anterior; pero, deberá elegirse de las tres posiciones que se indican el mayor valor positivo, ya sea en la diagonal superior izquierda, diagonal inferior izquierda o en la lateral izquierda. En cualquiera de las condiciones siempre se elige el mayor valor positivo. (Figura 25.a)

Se continúa el proceso iterativo hasta que exista el primer cambio (de negativo a positivo) del valor acumulado, ver Figura 25.b una vez localizado, es aquí donde se inicia el límite final del tajo con respecto a la inclinación deseada.

Para encontrar los límites finales del tajo en la sección total, se continúa la evaluación lateralmente y hacia abajo, colocando la división entre el bloque de mayor valor para cualquier dirección, como se ilustra en la Figura 25.b.

Una vez que se termina de evaluar cada una de las secciones N-S, se procede de la misma forma a la evaluación de las secciones E-W. Concluida la evaluación de las diferentes secciones en los dos sentidos se procede a vaciar los resultados en planta para hacer la suavización de los límites finales del tajo.

En cada sección se evalúa el tonelaje del mineral recuperable, así como el tonelaje de tepatate a remover. Al acumular todas las

secciones se obtiene el total de mineral recuperable, así como la relación de tepatate/mineral. Esta relación se verá incrementada al realizar la suavización de los límites del tajo y al diseñar los caminos y rampas de acceso.

Como puede observarse en este ejemplo, el volumen de trabajo involucrado en el análisis de tajo para este yacimiento, en el que se cuenta con 60 secciones N-S y 55 E-W (caso de 45°) es grande y si se pretende realizar para diversos ángulos es mucho mayor. La oportunidad de construir un sistema de computadora para la optimización del diseño de tajo nos permitió analizar diferentes ángulos de inclinación. Las figuras 26, 27 y 28 ilustran el diseño de tajo sobre secciones; la Figura 29 muestra el diseño sobre un nivel y la Figura 30 muestra el diseño tridimensional del tajo tal y como se obtiene de la computadora. En las Figuras 31, 32 y 33 se proporcionan los diseños terminados de tajo para ángulos de reposo de talud final de 45°, 48° y 50°, los diseños de 52° y 55° no se presentan por ser similares al de 50°.

Una vez calculados los diseños de anteproyecto de tajo final para los ángulos mencionados, se realizó un análisis de regresión lineal para considerar cada uno de los ángulos intermedios, calculando así el volumen de mineral recuperado y su relación de tepatate/mineral, las Figuras 34 y 35 ilustran este análisis y la tabla 12 proporciona los datos empleados en el cálculo y los cálculos se dan en las tablas 13 y 14.

Del análisis de mecánica de rocas y de la optimización económica del diseño del tajo se llegó a la conclusión de que éste deberá regirse por los siguientes parámetros.

TABLA 14

ANGULO FINAL VS. MINERAL RECUPERABLE.

X	Y	X + Y	X . Y	X ²	Y ²	(X+Y) ²
45	4626	4626	206,145	2025	20'985,561	21'399,876
48	4949	4997	327,552	2304	24'492,601	24'970,039
50	5106	5156	255,300	2500	26'071,236	26'584,336
52	5240	5292	272,400	2704	27'457,600	28'005,264
55	5275	5330	290,125	3025	27'825,625	28'408,900
250	2551	25401	1'261,602	12558		

x = 50 y = 5030

$$b = \frac{\sum(X.Y) - n(X.Y)}{\sum(X^2) - n(X)^2} = \frac{1261602 - 5(50 \times 5030)}{12558 - 5(50)^2} = \frac{4052}{58} = 69.86$$

$$a = y - bx = 5030 - 69.86(50) = 1537$$

Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (45)	= 4 680.70
Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (48)	= 4 890.30
Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (50)	= 5 030.00
Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (51)	= 5 099.90
Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (52)	= 5 169.70
Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (53)	= 5 239.40
Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (54)	= 5 309.40
Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (55)	= 5 379.3
Yc = 1537 + bx	= 1537 + 69.86 (56)	= 5 449.2

$$Sx.y = \frac{\sum(y-y_c)^2}{n} = \frac{35998}{5}$$

$$Sx.y = 7199.60 = 84.85$$

las fluctuaciones en la cotización de metales, recuperaciones metalúrgicas y costos en general, por lo que no considera indispensable obtener evaluaciones una o dos veces por año, conforme los parámetros económicos lo requieran.

Analizando los datos de la tabla 12 se concluye que un mayor ángulo de inclinación para el talud final del tajo recupera un mayor volumen de reservas con un determinado incremento en el tonelaje de tepetate a remover. Comparando el diseño de 45° contra el diseño de 52° vemos que es posible recuperar 860,503 toneladas más de mineral lo que le proporciona 1.1 años más de vida a la Unidad. Además, al llevar estos datos a estados de resultados y comparar el flujo de efectivo generado por cada uno de estos anteproyectos de tajo, concluimos que tanto desde el punto de vista financiero como de mecánica de rocas el diseño de tajo con ángulo de reposo de 52° para el talud final resulta óptimo.

VIII ESTRATEGIA DE MINADO

1.- Introducción

Uno de los factores más importantes que deberá ser analizado antes de realizar el plan de minado, es el revisar exhaustivamente que leyes de mineral se pueden producir en mina, así como determinar en que forma la producción de éstas afectará el flujo de efectivo generado por la Unidad y que beneficios aportará a la Empresa vista como Grupo. Los siguientes factores influyen sobre el plan de minado:

- Zonamiento del cuerpo
- Accesibilidad de mineral
- Producción anual

- Relación de tepotato/mineral
- Capacidad de equipo en mina
- Políticas del grupo

2.- Plan de Minado

El yacimiento La Minita tiene un zomeamiento bien definido (Gaytan op. cit.): En la parte superior (cuerpo óxidos-sulfuros) los valores de plata y barita son mayores, mientras que en la parte media-inferior los valores de barita y zinc predominan (ver figura 5). Del análisis de la distribución de leyes de mineral se obtuvieron las siguientes alternativas para el plan de minado:

- a).- Producción de mineral de la parte superior del cuerpo.
- b).- Producción de mineral de la parte inferior del cuerpo.
- c).- Producción de mineral de la parte media y superior del cuerpo.

Analizando la alternativa a) nos encontramos con las siguientes ventajas: menor volumen de tepotato a reaver durante los dos primeros años; las nuevas inversiones en equipo se realizarían cuando se incrementara la relación de tepotato/mineral y además se tendría una utilización inmediata de los inventarios de mineral removidos durante la etapa preoperativa. Esto aceleraría la recuperación de la inversión al generarse un mayor flujo de efectivo, debido a la producción de leyes más altas de barita y plata (Figura 36). La desventaja mayor y única de esta alternativa es que no se generaría el volumen de concentrado de zinc requerido por el Grupo.

La alternativa b) tiene las siguientes desventajas: incremento en la relación tepotato/mineral en los tres primeros años para lograr

la preparación de la zona media-inferior del cuerpo; incremento en la inversión en equipo en los primeros años y utilización racionalizada de los inventarios de mineral que actualmente se tiene. El flujo de efectivo se vería impactado al disminuir las leyes de barita y plata.

La ventaja de esta alternativa es que generaría el volumen de concentrado de zinc requerido por el Grupo.

De las alternativas anteriores se obtuvo la tercera c) la cual es una combinación de ambas. Los objetivos logrados con esta alternativa son: producir durante los dos primeros años menores volúmenes de concentrado de zinc por medio de la explotación de los bancos medios-superiores del cuerpo; utilizar el equipo con que actualmente se cuenta y no realizar nuevas inversiones; la relación de tepotato/mineral es una media de las alternativas a y b. Con la realización de esta alternativa el flujo de efectivo generado sería similar a la opción a con lo cual la inversión se recupera casi al mismo tiempo.

Una vez tomada la decisión de realizar la opción c) y habiendo definido los límites finales del tajo, se procedió a elaborar un sistema de computadora por medio del cual se calcula la secuencia de minado. Este sistema considera todos los parámetros de cálculo de reservas económicas y del diseño de tajo. Para evaluar los tajos de avance anual selecciona y calcula las leyes medias, así como las líneas de explotación mensual respetando las dimensiones de áreas de trabajo y proporcionando un máximo de dos frentes de ataque para producción en cada banco. Estando calculadas las leyes a producir considera los parámetros de recuperación metalúrgicas y relaciones de concentración y calcula las leyes y volúmenes de

concentrados a producir por año. La figura 27 ilustra el flujo de trabajo de esta mina.

3.- Equipo de Mina

Para la realización de la etapa preparativa se contó con el siguiente equipo, el cual además se utilizará en la operación normal de la producción.

- Perforación - Se cuenta con dos equipos hidráulicos de perforación TAKROCK, modelo DHA, con perforadora HL-438L; este equipo tiene una capacidad máxima de barrenación hasta 3 1/2 pulgadas de diámetro. La plantilla de barrenación para tumba de mineral y descapote es de 2.5 x 3.0 metros, el consumo actual de explosivos es de 0.600 kg/m³. Además, para la etapa de explotación que se inicia este año se contará con una perforadora rotaria con una capacidad de fuerza de empuje de 45,000 libras, con diámetro de barrenación de 7 7/8 pulgadas.

- Acarreo - Tanto para el de preoperación como para la próxima operación de la mina se ha contado con cinco camiones CATERPILLAR modelo 769-C con capacidad de 30 toneladas. La distancia de acarreo para el mineral es de 400 metros, mientras que la del descapote es de 1,200 metros; sin embargo, se cuenta con una topotatera auxiliar para tirar descapote a una distancia de 350 metros.

Los caminos de acarreo tanto para mineral como para topetate tienen 13 metros de ancho y las pendientes máximas son de $\pm 8\%$. Para el mantenimiento de caminos se cuenta con equipo de riego, así

como una motocoformadora CATERPILLAR modelo 120-B. Se utilizarán dos tractores CATERPILLAR modelo D9H para abrir accesos de camino así como para limpieza de Topotatera y para movimiento de terreno de mineral y bordo de Presa de Jales.

- Cargado - Se cuenta con 2 cargadores frontales CATERPILLAR modelo 988-B, con capacidad de 4.5 m³ que se utilizan uno en producción de mineral y otro en descapote. Las densidades promedio de mineral y topetate son 3.6 y 2.7 respectivamente.

IX CONCLUSIONES

El presente trabajo es el resultado de una estrategia bien llevada para optimizar la explotación de los recursos minerales presentes en el yacimiento La Minita.

Es importante mencionar que el éxito logrado al descubrir una nueva mina proporciona muchas satisfacciones; sin embargo, esto no lo es todo, ya que en épocas actuales de grandes fluctuaciones en la cotización de metales, costos de operación y beneficio nos conducen a utilizar nuevas técnicas que nos permitan optimizar tanto la evaluación de las reservas como los métodos de minado y las estrategias financieras a seguir.

Del análisis de los resultados presentados en la tabla 12 se concluye que un mayor ángulo de inclinación para el talud final del tajo recupera un mayor volumen de reservas con un determinado incremento en el tonelaje de topetate a remover. Comparando el diseño de 45° contra el diseño de 52° vemos que este último recupera 660,503 toneladas más de mineral lo que le proporciona 1.1 años más de vida a la Unidad. Además, al llevar estos datos a estados de resultados y comparar el flujo de efectivo generado por cada uno de los anteproyectos de tajo concluimos que tanto desde el punto de vista financiero como de mecánica de rocas, el diseño de tajo con ángulo de reposo de 52° para el talud final del tajo resulta óptimo.

La estrategia de minado a seguir consistirá en explotar la porción media-superior del cuerpo producido en los primeros años menores volúmenes de concentrado de zinc, los que irán incrementándose año con año conforme la preparación de la mina lo permita, así como producir suficientes concentrados de barita y plomo-plata que permitan generar el flujo de efectivo necesario para recuperar la inversión y obtener utilidades.

Deberá recordarse que las simulaciones continuarán durante la vida de la mina y que cada nueva corrida se hará con los datos más actualizados. Las leyes originalmente estimadas serán reemplazadas por los nuevos datos obtenidos de la barrenación realizada durante la explotación. Además, se utilizarán nuevas recuperaciones de la planta, así como nuevas cotizaciones de metales y costos en general.

Es muy claro que la densidad mayor del muestreo, así como los datos adicionales cambiarán en cierta forma las características del modelo, pero deberá recordarse que lo que se intenta obtener es la mejor representación de la realidad.

BIBLIOGRAFIA

- Bennett, D.J., et al, 1970 Financial evaluation of Mineral Deposits using sensitivity and probabilistic analysis methods, U.S. - Dept. of the Interior Bureau of Mines Information Circular - 8495.
- Bureau of Mines, 1977, Capital and operating cost estimation system handbook: Washington, D.C., Department of the interior, 299 p.
- Carnahan, B., Luther, H.A., and Wilkes, J.D., 1969, Applied numerical methods, John Wiley and Sons.
- Crawford, III, J.T. and Hestruclid, W.A., 1979, open pit Mine Planning and design, Society of Mining Engineers, 387p.
- David, M., 1977, Geostatistical ore reserve estimation, Elsevier, Amsterdam.
- Deuness, B.A. 1972, Revised method of counting stereograms using variable curvilinear cells, Geol. Mag. Vol. 109, No. 2, pp. 157-163.
- Elbrond, J., and Dowd, P., 1975 the sequence of decisions for cut off grades and rates of production, paper presented at the thirteenth international Symposium on the application of computer methods in the Mineral Industries, causthal, West Germany.
- Forsythe, G.E., Malcom, M.A. and Holer, C.B., 1977. Computer Methods for mathematical computations. Prentice - Hall.
- Francois - Hongaroon, D., and Marchal A., 1977 A New method for open pit design: Parametrization of the final pit contour, Proceedings, 14 th APCOM Symposium AIME, New York.

Gaytan, R.J., De la Garza N. V., Arávalo M.E., y Rosas R.A., 1979
 Descubrimiento geología y génesis del yacimiento volcánico, La
 Minica, Mich., AIMMGM, pp. 59-116

Goodman, R.E., 1976, Methods of geological engineering in
 discontinuous rocks, Nat publishing Co., St. Paul, Minnesota,
 p. 472.

Grant, E.L., Iresun, W.A. and Leavenworth R.S., 1976, principles
 of Engineering Economics, 6 th ed. : New York, Ronald Press,
 624 pp.

Hall, J.L. Bellus, H.S., and Lewis, C.K., 1969, Determinations of
 optimum ore reserves and plant size by incremental financial
 analysis, transactions of the institution of mining and metal-
 lurgy, vol, 78, pp. A 20 - A 30.

Heat, K.C.G., Kalcov, G.D., and Ions, G.S., 1974, treatment of in-
 flation in mine evaluation: transactions of the institute of
 mining and metallurgy, section A., pp. A 20 - A 33.

Miller, S.F., Gerald J.L., 1974, Operations research, Holden Day,
 Inc., San Francisco, Ca.

Hook, E., and Bray J., 1977, Rock slope engineering, the Institu-
 tion of Mining and Metallurgy, London.

Hook, E., 1970, the influence of structure upon the stability of
 Rock slopes, proc. 1st Symposium on stability in open pit -
 mining, Vancouver, AIME, New York, 1971, p. 49-63.

Journal, A.G., and Huijbregts, Ch. J., 1978, Mining Geostatistics,
 Academic press, London, 600 p.

Johnson, T.B., 1973, A comparative study of methods for determi-
 ning ultimate open pit mining limits, proceedings 11 th -

APCOM Symposium, Tucson, Az.

Johnson, D.T., and William R.S., 1971, A three dimensional dynamic
 programming method for optimal ultimate open pit design: re-
 port of investigation 7553, U.S. Bureau of Mines,

Kim, Y.C., 1975, Course Notes M.E. 220, college of Mines, University
 of Arizona.

Knudsen, H.P., and Kim, Y.C., 1967, A comparative study by geosta-
 tistical ore reserve estimation methods over conventional meth-
 ods AIME, New York.

Learch, H., and Grossman, I.F., 1965, Optimum design of open pit -
 mines, transactions, C.I.M., volume LXVIII p. 174.

Lemieux, M., 1977, A different method of modeling a mineral deposit
 for a three-dimensional open pit computer design application,
 proceedings, 14 th APCOM. Symposium, AIME, New York.

Matheron, G., 1970, Random functions and their applications in geo-
 logy, Geostatistics a colloquium, ed. Merriam, D.F., Plenum -
 press, New York.

Mc Craken, D.D., 1972, A Guide to fortran IV programming. Second -
 edition. John Wiley and Sons.

Morrison, W.E., 1976, Projecting and forecasting methods, in
 economics of the mineral industries, 3rd. ed., vogaly, W.A.,
 ed., New York, AIME, pp. 336-344.

O'neil, T.J., 1979, 16th application of computers and operations
 research in the Mineral industry, society of Mining Engineers,
 651 p.

Petersen, U., and Maxwell, R.S., 1979, Historical Mineral produc-
 tion and price Trends; Mining Engineering, V.31, N.1, pp.
 25-34.

- Phillips, F.C. 1971, the use of stereographic projections in structural geology. Edward Arnold, London. 3rd ed. p. 90.
- Popoff, C.C., 1966, Computing reserves of mineral deposits: Principles and conventional methods, Information circular 8283, US., Bureau of Mines.
- Regan, D.M. 1973, Structural geology an introduction to geometrical techniques. John Wiley and sons, New York, 2nd. ed. p. 220.
- Soderberg, A., and Rausch, D., 1968, pit planning and layout. - Surface mining ed E.P. Pfeleider, AIME, New York. Chapter IV.
- Stewart, R.M., and Kennedy, B.A., 1970, The role of slope stability in the economics, design and operation of open pit mines. Proc. 1st symposium, on stability in open pit mining, Vancouver. AIME. New York 1971 P. 5-21
- Stewart, G.W., 1973. Introduction to matrix computations. Academic press. New York.
- Stewart, R.M., and Seegmiller, B.L., 1972, Requirements for stability in open pit mining. Proc. 2nd Symposium on Stability in open pit mining, Vancouver 1971. AIME., New York.
- Wearly, W.L., 1976 Implications of escalating capital and development costs: Mining congress Journal, V. 62, n. 8, pp. 33 - 40.
- Weiss, A., 1979, Computer Methods for the 80's, Society of Mining engineers 975p.

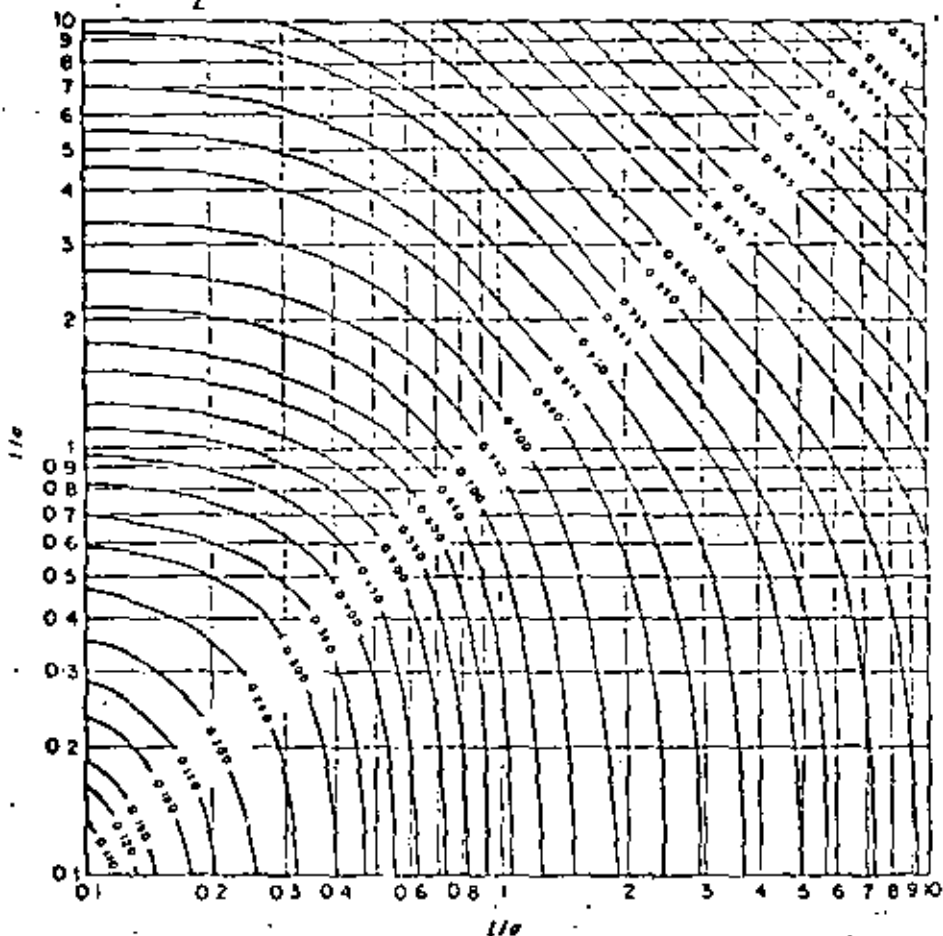
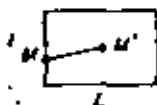


CHART NO. 2. Spherical model Function $\chi(L; l)$.

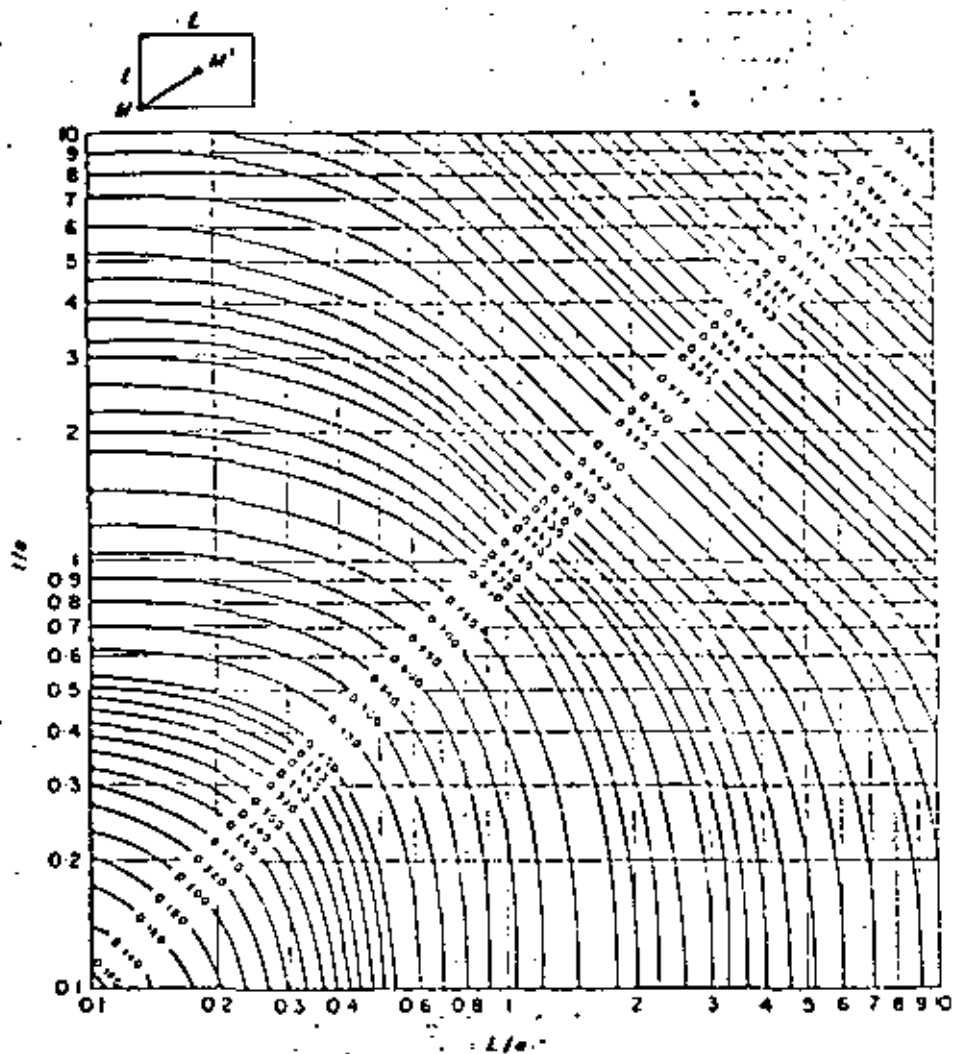
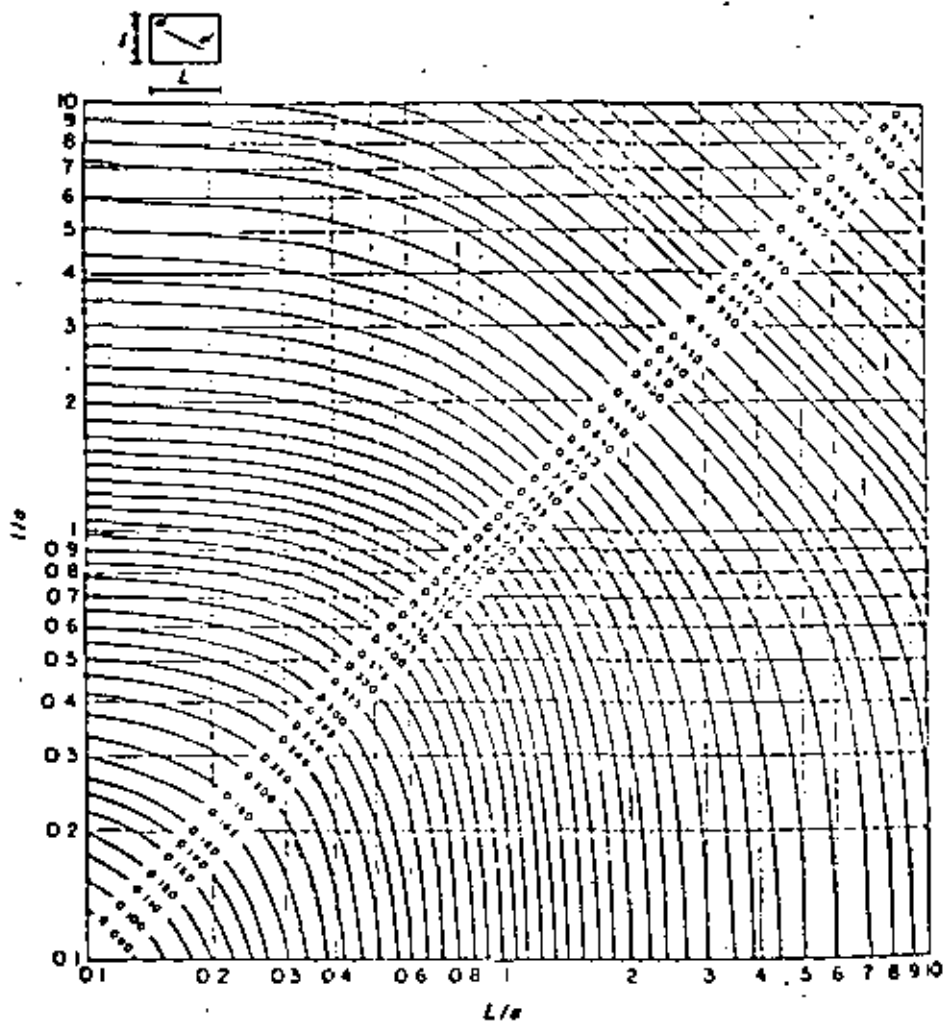


CHART NO. 3. Spherical model. Function $H(L; t)$.

CHART NO. 4. Spherical model. Function $F(L; l)$.

INTRODUCCION A LA GEOESTADISTICA

SOL O AGUILA

DR. EDUARDO MURILLO OLAYO

Sol o aguila

Un fenómeno $Z(x)$ definido sobre una recta arido mes-
treado a malla regular. Se dispone de 11 medidas,

x	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$Z(x)$	0	0	0	2	4	6	6	8	10	10	12

Se considera este fenómeno como una realización de una
función aleatoria, de la cual se propone realizar una in-
ferencia estadística. Evidentemente se trata de un
ejemplo de escuela, ya que en la práctica es difícil de
efectuar una inferencia con pocas medidas. Aquí los datos
han sido elegidos de tal manera que los cálculos numéricos
sean sencillos.

- 1) Calcular el variograma bruto $2\gamma_0^*(h)$. Observar que este
traduce la presencia de una deriva (que es aparente sobre
los mismos datos).
- 2) Evaluar la deriva, haciendo la hipótesis que esta es lineal.
Para ello, se puede tomar el estimador de mínimos
cuadrados. De esta estimación $m^*(x)$ deducir los
residuos $R(x) = Z(x) - m^*(x)$. Calcular el variograma
de residuos $2\gamma_R^*(h)$, e: interpretarlo
- 3) De hecho los datos anteriores, resultan de lanzar una
moneda y tomar sol o águila. Cada vez que uno
lanza la moneda x se incrementa de 1 y Z de
0 o 2 según si uno obtiene sol o águila. Así
se tiene que:

$$Z(n) = \sum_{i=1}^n X_i$$

donde X_i son las variables aleatorias independientes y de
misma ley, tales que $P\{X_i=0\} = P\{X_i=2\} = \frac{1}{2}$

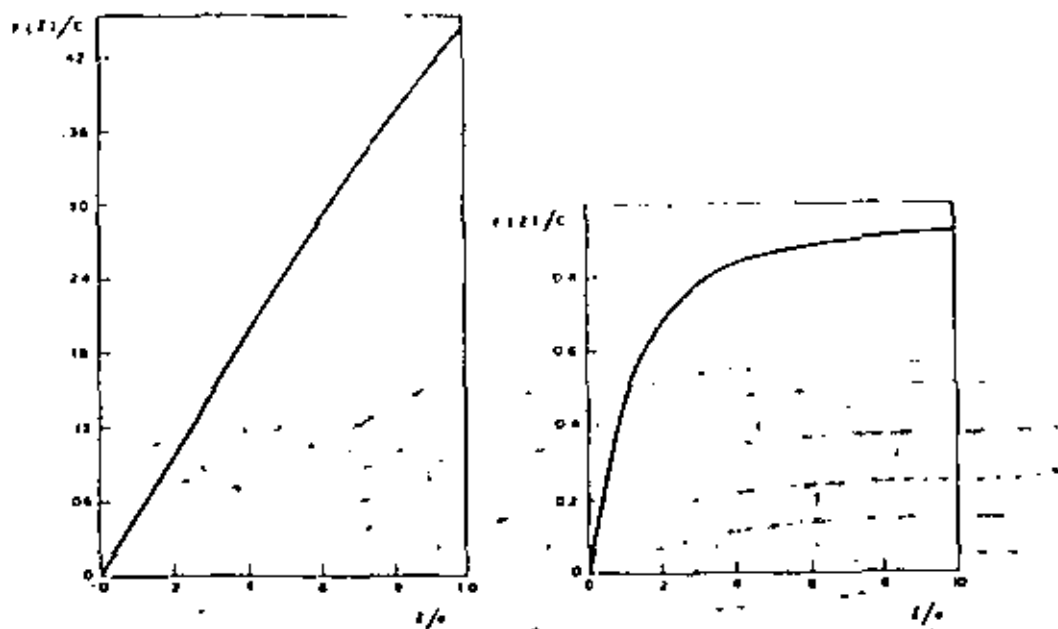
$$\mathbb{E}[x_i] = \text{Var}[X_i] = 1$$

Deducir entonces:

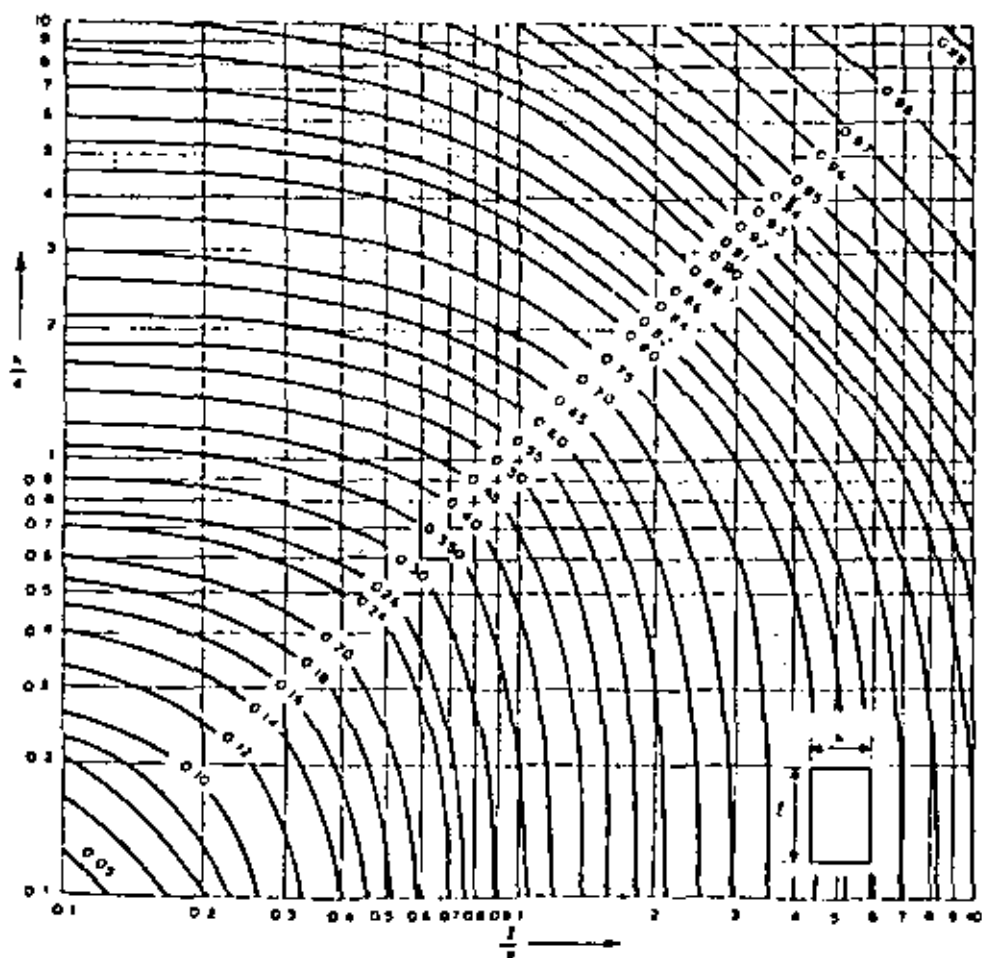
- la deriva "verdadera" $m(x)$
- el variograma experimental $2\gamma^*(h)$ de los residuos "verdaderos" $\gamma(x) = z(x) - m(x)$
- el variograma teórico de los residuos verdaderos $2\gamma(h) = \mathbb{E}[2\gamma^*(h)]$
- el variograma bruto teórico $2\gamma_B(h) = \mathbb{E}[2\gamma_B^*(h)]$

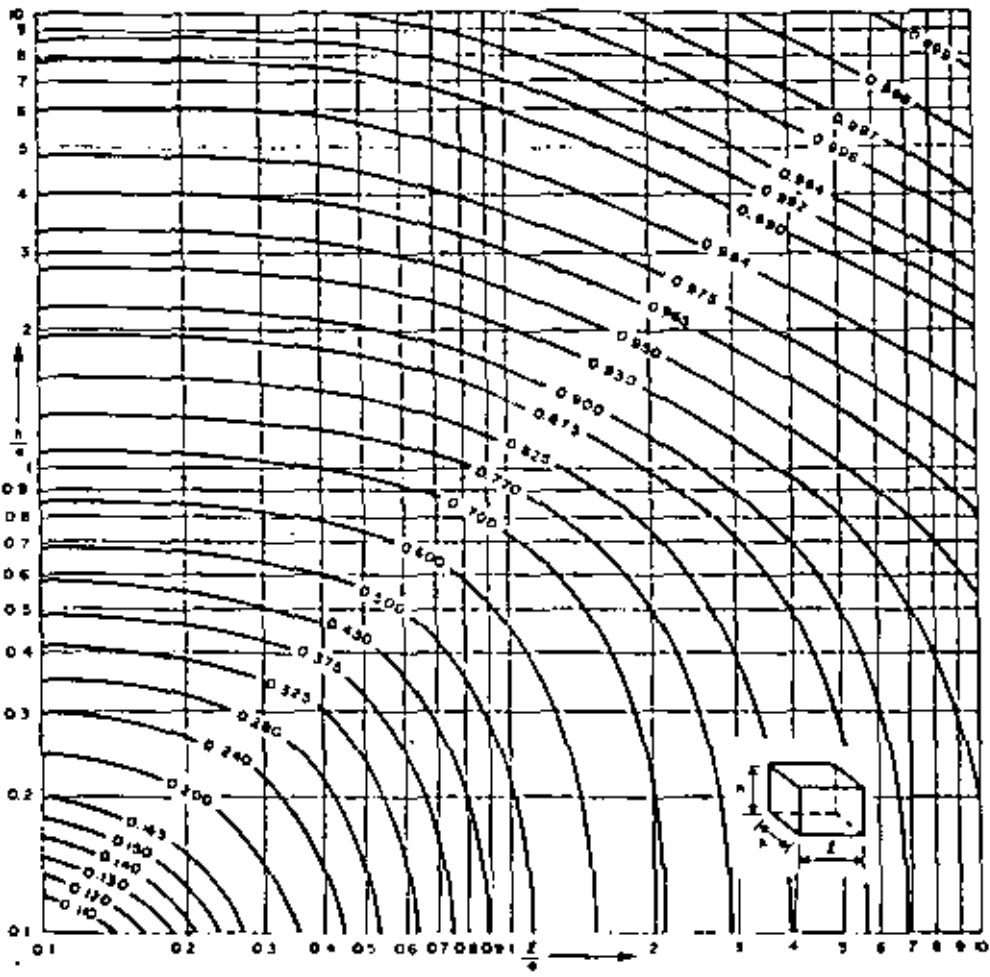
Comparar con los resultados anteriores.

ABAQUES POUR LE SCHEMA SPHERIQUE

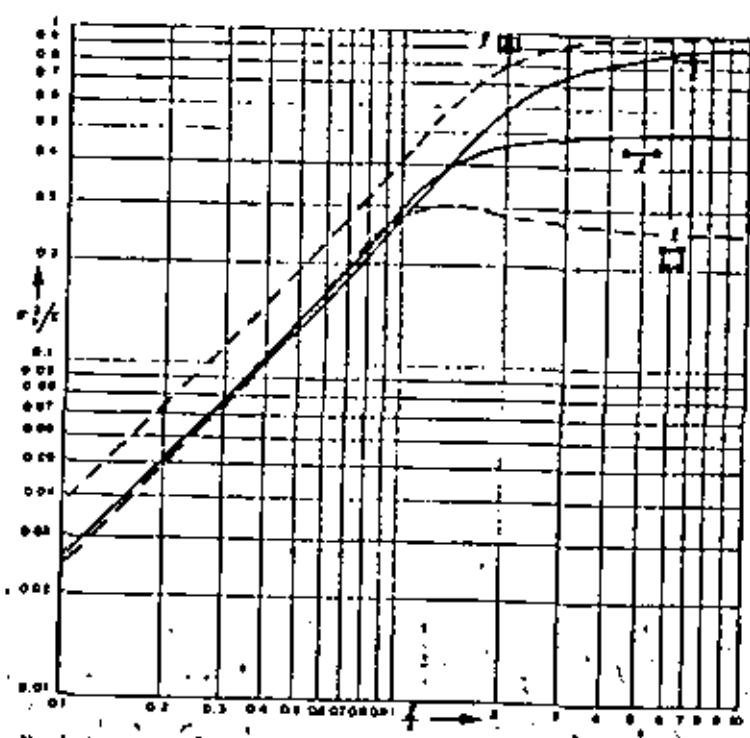


1. $\bar{\gamma}(l, l)$: l est le segment de la longueur l

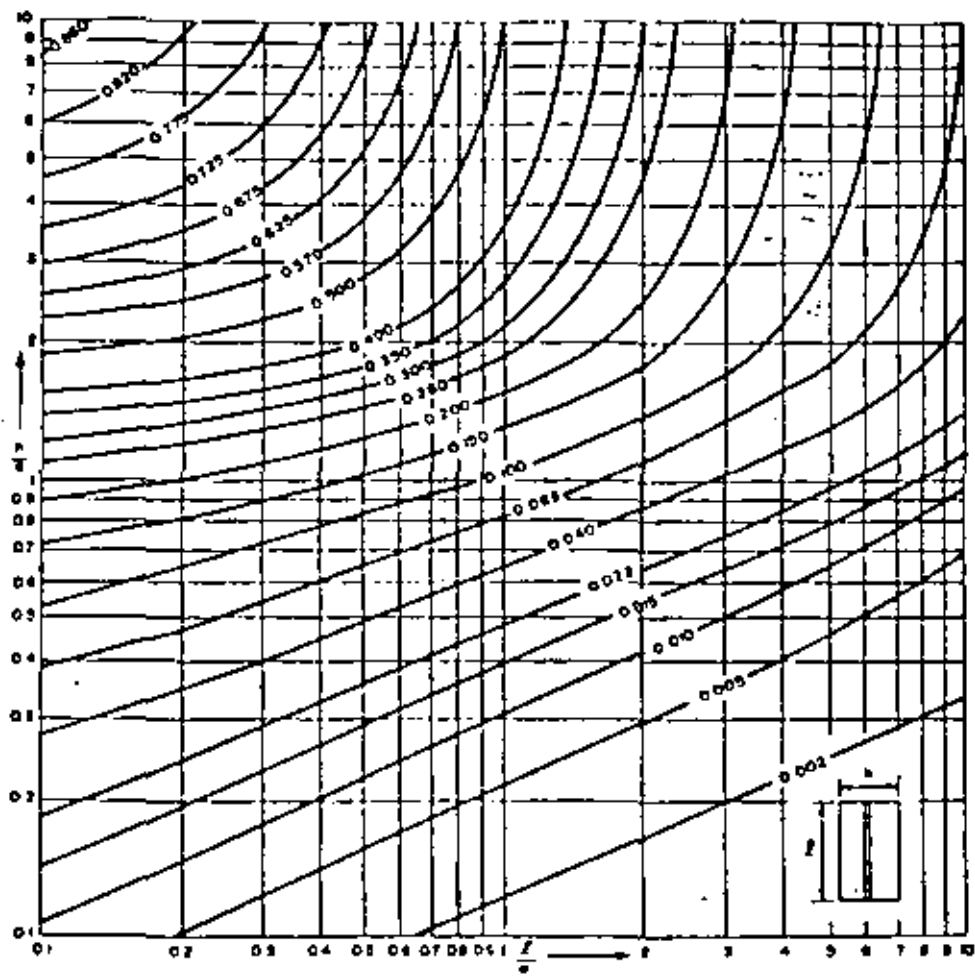




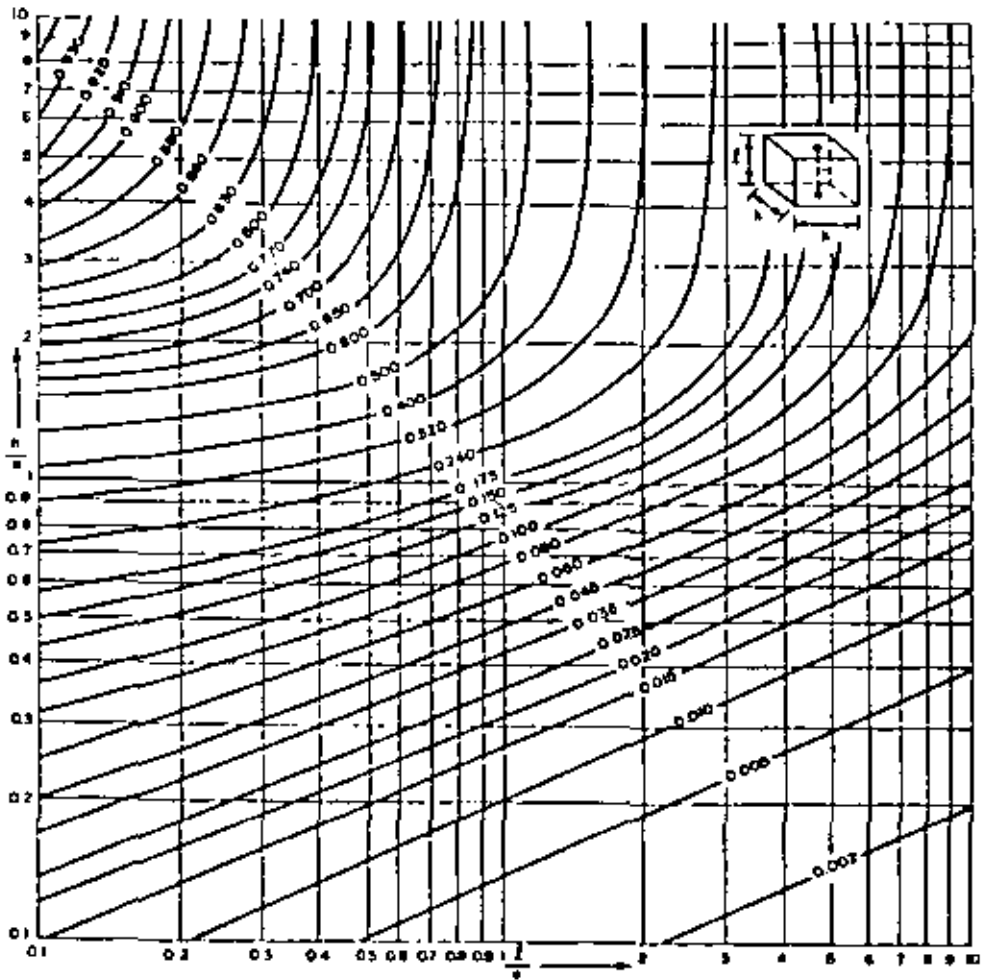
3. $\bar{\gamma}(v,v)$: v est le parallélépipède $l \times h \times h$



4. Variances d'extension diverses



5. Variance d'extension de traçage médian au rectangle $l \times h$



6. Variance d'extension du sondage médian au bloc $l \times h \times h$

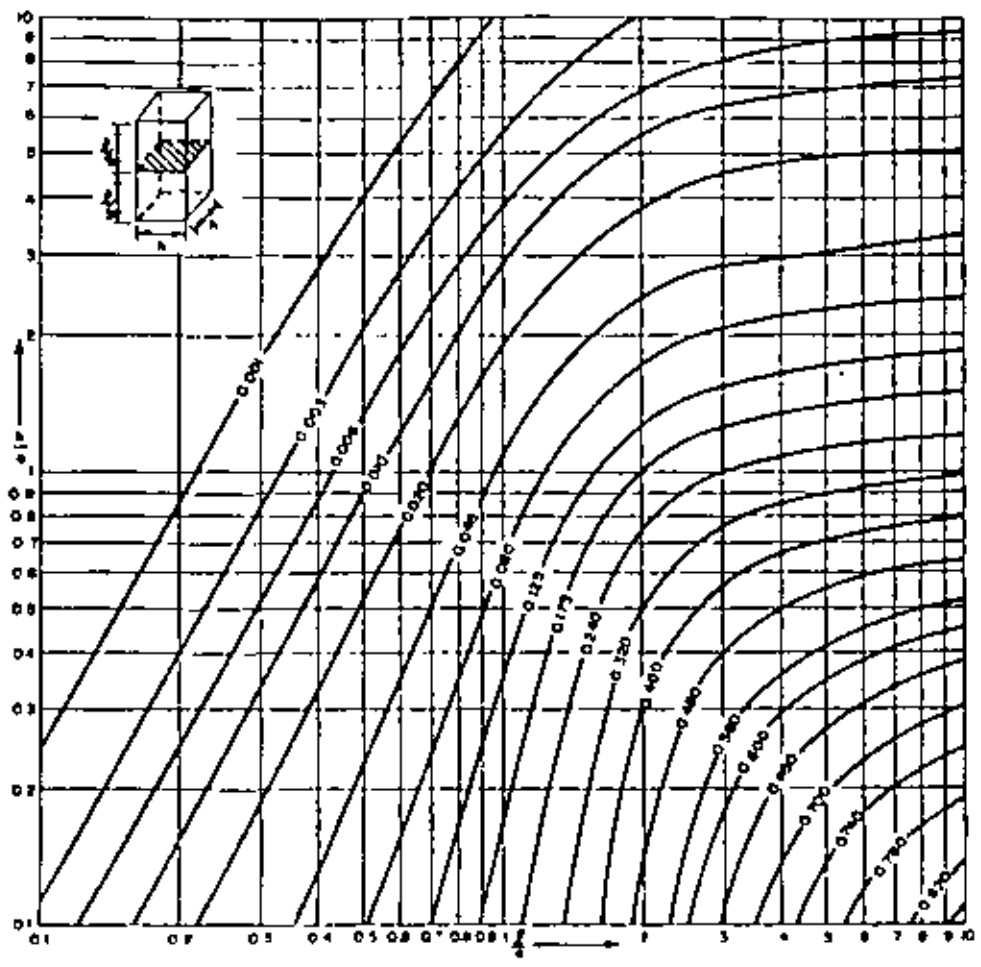


Fig. 160. Spherical model. Estimation variance of the grade of a square based block estimated from the grade of a section in the middle.

7. Variance d'extension du plan médian $h \times h$ au parallélépipède $h \times h \times l$

ESTIMACION GLOBAL DEL YACIMIENTO DE ITY-MONT-FLOTUO

Presentación del problema

El yacimiento de ITY está constituido por una corteza aurífera de laterita y arcilla con una potencia que varía entre 3 y 5 m. El reconocimiento se realizó por medio de una red de barrenos, rectangular, con separaciones de 20 x 30 m. cada barreno fue muestreado a lo largo de la potencia mineralizada.

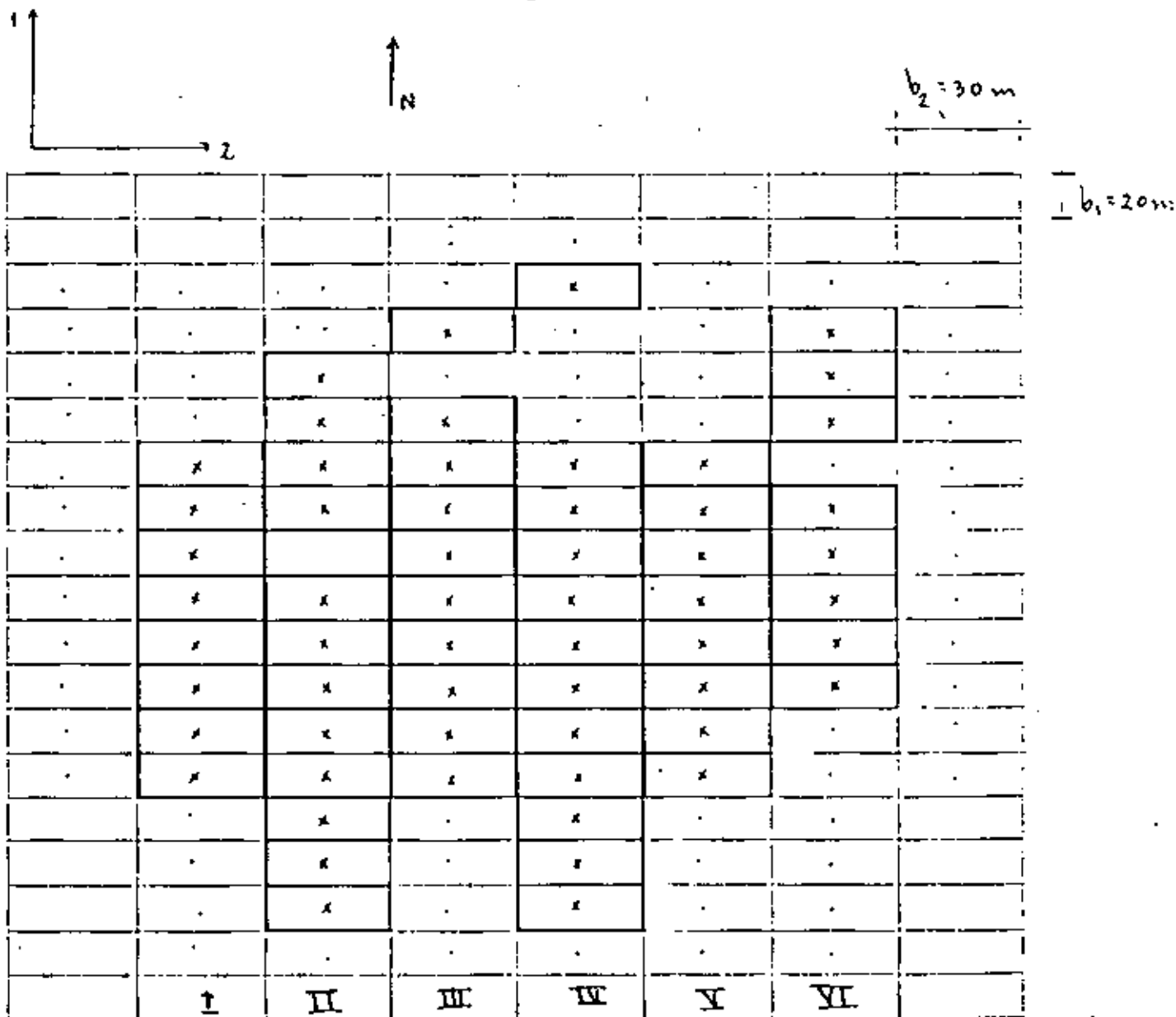


figura 1

La localización de los barrenos positivos (es decir en los que se obtuvo mine-

realización) se indican en la figura 1. La superficie que se considera mineralizada es delimitada por el contorno poligonal obtenido por la reunión de los rectángulos de 20 x 30 m. positivos. Al NW se nota una laguna de mineralización. Hacia el Norte, la mineralización es bastante irregular y las zonas de influencia pueden ser objeto de discusión.

En el caso de este pequeño yacimiento, la geología no puede definir los límites de la mineralización. En lo que se refiere a la estimación de la superficie mineralizada, el problema es de calcular la variancia de estimación a partir de una red regular; estamos pues dentro del dominio de la aplicación de la teoría transitiva.

La variable regionalizada que se estudia es la acumulación $a(x)$ medida en los puntos x 's de coordenadas (x_1, x_2) .

Se tiene $a(x) = p(x) t(x)$

donde $p(x)$ representa a la potencia mineralizada

$t(x)$ la ley de la muestra

\bar{a} es la acumulación media obtenida con los $n=58$ barrenos positivos.

\hat{a} es un estimador de la acumulación media real A desconocida, dentro del contorno S^* (estimado). Entonces S será el contorno real.

Nosotros estaremos interesados en calcular las variancias de estimación, es decir;

$$D\left[\frac{\hat{a}(x)}{\bar{a}}\right] = \frac{\sigma_a^2}{\bar{a}^2}$$

Con los 58 barrenos positivos, se obtuvo el semivariograma N-S de la variable acumulación;

$$\hat{\gamma}^*(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_i [a(x_i+h) - a(x_i)]^2$$

Los valores obtenidos fueron:

h	$\hat{\gamma}(h)$
20 m	0.64
40 m	0.98
60 m	1.00
80 m	1.10
100 m	1.15
120 m	1.05
140 m	1.02

La variancia experimental de la variable regionalizada dentro del campo mineralizado (S^2) se estimó a través de los barrenos y su valor es $\hat{\sigma}^2 = 1.0$.
Se verificó la isotropía en el variograma experimental $\hat{\gamma}(h)$.

En este problema trabajaremos a dos dimensiones y se buscará;

- 1 - La estimación de la superficie mineralizada con la ayuda del contorno poligonal.
- 2 - La variancia relativa de estimación de esta superficie, sea $\frac{\hat{\sigma}_s^2}{S^2}$.
- 3 - El ajuste del variograma a un modelo. Se precisarán los parámetros característicos (efecto de pepita, meseta, alcance).
- 4 - La variancia relativa de estimación de la acumulación media, en el caso de que el campo mineralizado sea delimitado efectivamente por el contorno poligonal. Este cálculo se hará de dos formas diferentes:
 - A) utilizando el principio de composición de los terminos de línea y de banda.
 - B) utilizando el principio de composición de las variancias de extensión elementales.
- 5 - La variancia relativa de estimación de la acumulación media, tomando en cuenta el efecto de borde, debido al error que se comete en la estimación del campo efectivamente mineralizado.
- 6 - La variancia relativa de la estimación global de la cantidad de metal.

1 - Estimación de la superficie mineralizada con la ayuda del contorno poligonal

$$S'' = n \cdot b_1 \cdot b_2 = 58 \times 20 \times 30 \text{ m}^2 = 34\,800 \text{ m}^2$$

2 - Variación relativa de la estimación de esta superficie.

Se admite que las direcciones principales de anisotropía son las direcciones de la red, es decir N-S y E-O. En este caso se pueden aplicar la fórmula

$$\frac{\sigma_s^2}{S^2} = \frac{1}{n^2} \left[0.167 N_2 + 0.061 \frac{N_1^2}{N_2} \right] \quad (N_2 \leq N_1)$$

donde n indica el número de barrenos positivos

$2N_1$ y $2N_2$ indican los números de los elementos paralelos a cada uno de los ejes, que forman el contorno poligonal, sin olvidar los de la laguna.

N_2 es el más pequeño de los dos.

Aquí tenemos;

en la dirección N-S $2N = 42 + 2 = 44$

E-W $2N = 18 + 2 = 20$

por lo tanto $N_1 = 22$ y $N_2 = 10$

Así la variación será:

$$\frac{\sigma_s^2}{S^2} = \frac{1}{58^2} \times 0.167 \times 10 + 0.061 \times \frac{22^2}{10} = 0.00137$$

Podremos aún calcular la desviación estándar;

$$\frac{\sigma_s}{S} = 0.037$$

utilizando la superficie estimada S'' , calcularemos σ_s como;

$$\sigma_s = 0.037 \times 34\,800 \text{ m}^2 = 1\,300 \text{ m}^2$$

En la hipótesis de una distribución normal se tendría un riesgo de 15 %

$$(P \{ S < S^{**} - \sigma_S \}), \text{ así}$$

$$S > S^{**} - \sigma_S = 33500 \text{ m}^2$$

Nota relativa a la red de barrenos -

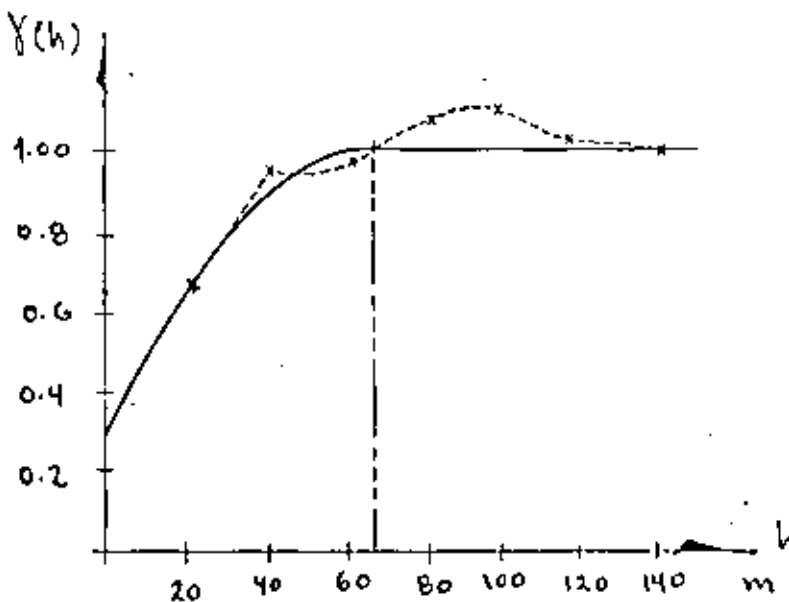
La semi-variaciones diametrales son :

- en la dirección N-S $D_1 = N_1 b_1 = 22 \times 20 = 440 \text{ m}$

- en la dirección E-W $D_2 = N_2 b_2 = 10 \times 30 = 300 \text{ m}$

Al lado más largo de la red le corresponde la variación diametral más pequeña ($2D_2$). Por lo tanto se ve que esta red rectangular no fué la adecuada y que hubiera sido mejor una red cuadriculada.

3 - Ajuste de $\gamma^*(h)$ a un modelo.



Se procede a ajustarlo manualmente. El crecimiento rápido del variograma nos conduce a un modelo esférico con efecto de pepita.

$$\gamma(h) = c_0 + \begin{cases} c \left(\frac{3h}{2a} - \frac{1}{2} \frac{h^3}{a^3} \right) & h < a \\ c & h \geq a \end{cases}$$

Parámetros del modelo

- efecto de pepita C_0 : se estima la tangente al origen del esquema por los 2 primeros puntos experimentales (los mejores conocidos)

$$p = \frac{0.98 - 0.64}{20} = 0.017$$

Extrapolando al eje de las coordenadas se obtiene $C_0 = 0.30$

- meseta: se estima la meseta como el valor constante del variograma

$$C_0 + C = 1.05 \text{ sea } C = 0.75$$

Sabiendo que la tangente al origen del esquema esférico, nos puede definir el alcance, ya que existe la relación entre esta tangente y la tangente definida por el origen y el punto donde el variograma empieza a ser constante, podremos calcular el alcance como;

$$\frac{2}{3} a = 44 \text{ m}$$

$$a = 66 \text{ m}$$

4 - Variación de la estimación de la acumulación media

Se supone que la superficie mineralizada es conocida. También se conoce el estimador \underline{a} de la acumulación media A real, desconocida. Por ejemplo, a es la media experimental de los 58 valores conocidos.

A) Principio de composición de términos de línea y de banda

Se calculará la variación de estimación de A por \underline{a} utilizando el principio de composición:

- de un término de línea (correspondiente a las líneas de mayor densidad dirección N-S) midiendo la extensión de los barrenos centrales a sus segmentos de influencia ($b_1 = 20$ m).
- de un término de banda midiendo la extensión de las líneas l_i supuestas conocidas a sus bandas de influencia (rectángulo $b_1 \times b_2$).

Término de línea

Variación de extensión de un barreno central a un segmento $b_1 = 20$ m

$$c_0 + c \sigma_1^2 (b_1)$$

a partir del ábaco: $\frac{b_1}{a} = \frac{20}{66} = 0.30$ $\sigma_1^2 (b_1) = 0.08$

de donde $c_0 + c \sigma_1^2 (b_1) = 0.3 + 0.75 \times 0.08 = 0.36$

Vemos que el efecto de pepita tiene una gran importancia.

Suponiendo la independencia de las extensiones de cada pozo a su segmento b_1 de influencia, la variación de estimación de la totalidad de las líneas o término de línea es:

$$T_1 = \frac{0.36}{n} = \frac{0.36}{58} = 0.0062$$

Término de banda.

La variancia de extensión de una línea l_i a su banda de influencia es :

$$c \sigma_b^2(b_2, l_i)$$



- el término $\sigma_b^2(b_2, l_i)$ se obtiene del ábaco para cada l_i
- el efecto de pepita no interviene ya que desaparece por la subida bajo la potencia constante l_i .
- las longitudes l_i , siendo diferentes se calcularán una por una y después se ponderarán por l_i^2 .

Así todas las líneas tendrán estos mismos parámetros

$$\frac{b_2}{a} = \frac{30}{66} = 0.45 \quad \text{y} \quad c = 0.75$$

Línea i	l_i	l_i/a	$\sigma_b^2(b_2, l_i)$	$c \sigma_b^2(b_2, l_i)$	$l_i^2 c \sigma_b^2(b_2, l_i)$
I	160 m	2.4	0.010	0.0075	192
II	240 m	3.6	0.008	0.0060	345
III	200 m	3.0	0.009	0.0067	268
IV	240 m	3.6	0.008	0.0060	345
V	160 m	2.4	0.010	0.0075	192
VI	160 m	2.4	0.010	0.0075	192

$$\Sigma = 1160 \text{ m}$$

$$\Sigma = 1534$$

Término de banda

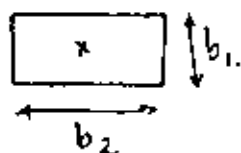
$$T_b = \frac{c \sum_i^2 \sigma_b^2 (b_2, l_i)}{\sum_i^2} = \frac{1.534}{(1.160)^2} = 0.0011$$

De donde la variancia de estimación de la acumulación dentro de S''

$$\frac{D^2(a-A)}{a^2} = T_1 + T_b = 0.0062 + 0.0011 = 0.0073$$

B) Principio de composición de las variancias de extensión elementales.

Extensión de un barreno central a su rectángulo de influencia:



$$c_0 + c \sigma_e^2(b_1, b_2)$$

$$\frac{b_1}{a} = 0.30 \quad \frac{b_2}{a} = 0.45$$

Luego a partir del ábaco $\sigma_e^2 = 0.15$

De donde $c_0 + c \sigma_e^2 (b_1, b_2) = 0.30 + 0.75 \times 0.15 = 0.40$

Se observa que el efecto de pepita tiene la mayor importancia.

Suponiendo la independencia de las extensiones de cada barreno a su rectángulo de influencia, la variancia de estimación de la ley relativa es:

$$\frac{D^2(a-A)}{a^2} = \frac{0.40}{58} = 0.0068$$

Observamos que los dos principios dan casi el mismo resultado

5 - Efecto de borde.

La variancia de estimación de la acumulación se estimó a partir de los términos de línea y de banda, suponiendo conocida la superficie mineralizada. Sin embargo ya calculamos la variancia relativa de la estimación de la superficie. Entonces deberemos agregar un término que represente esta variancia sobre la estimación de la acumulación.

Este término se calcula como:

$$T_0 = \frac{\sigma^2(O/S^*)}{a^2} - \frac{\sigma^2}{s^2} = 1.0 \times 0.00137 = 0.0014$$

Y finalmente la variancia de estimación de la acumulación será

$$\frac{D^2(a-A)}{a^2} = T_1 + T_b + T_0 = 0.0087$$

6 - Variancia de estimación de la cantidad de metal Q.

$$Q = a S$$

La hipótesis de independencia interna entre la variable regionalizada y su campo nos permite escribir que:

$$\begin{aligned} \frac{D^2(Q)}{Q^2} &= \frac{D^2(a)}{a^2} + \frac{D^2(S)}{S^2} \\ &= 0.0087 + 0.0014 = 0.01 \end{aligned}$$

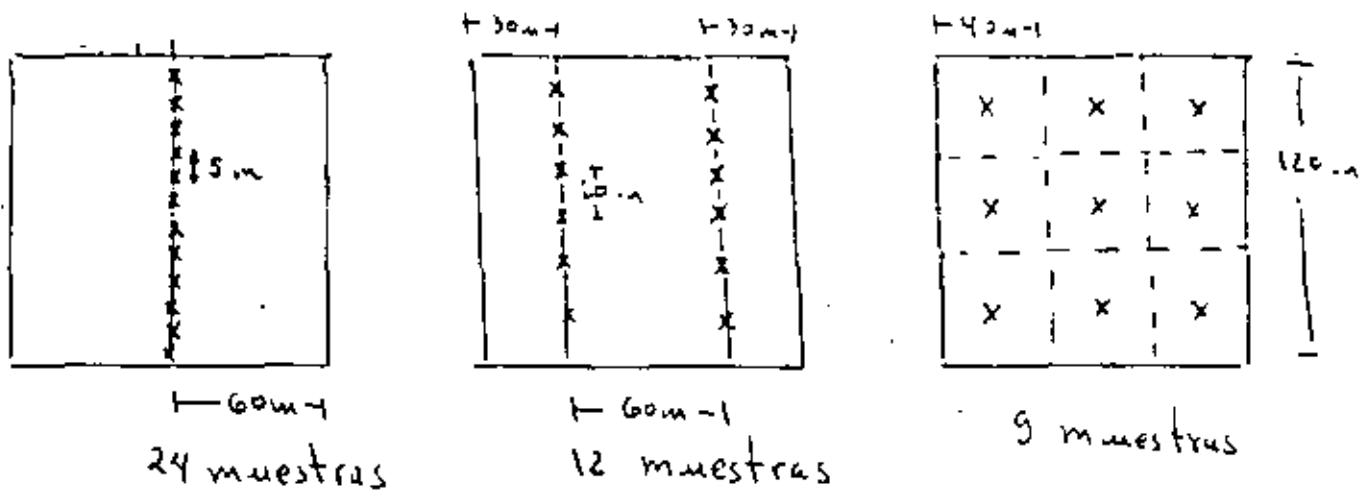
El error sobre la acumulación es mucho más grande que el error sobre la superficie.

$\frac{D(Q)}{Q} = 0.1$ Para una ley normal y con un intervalo de confianza de 15% tendremos:

$$Q \quad Q^* - (Q) = 0.9 Q^*$$

Ejercicio

Se tiene un bloque cuadrado de $120\text{ m} \times 120\text{ m}$ y se estima de diferentes formas:



El problema es de calcular σ_E^2 ?

Se tiene un variograma esférico con los parámetros

$$C = 10\%^2 \quad \text{y} \quad a = 25\text{ m}.$$

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO DE INTRODUCCION A LA GEOESTADISTICA
(DEL 23 AL 27 DE MAYO DE 1983)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
1. ALEJANDRO DANIEL ALVAREZ ARELLANO Trompillo No. 23 Col. 20 de Noviembre C.P. 15300 México, D. F. 5 29 59 19	UNIDAD ACADEMICA DE LOS CICLOS POSGRADO C.C.H. UNAM Ciudad Universitaria México, D. F. 5 50 52 15 Ext. 4871
2. LUIS FELIPE BAZUA RUEDA 2a. Cda. de las Aguilas No. 453-C Las Aguilas Deleg. Alvaro Obregón México, D. F. 5 93 11 07	URANIO MEXICANO Insurgentes Sur No. 1079 Col. Nochebuena México, D. F. 5 63 78 25
3. EVERARDO BECERRA BERNAL Rio Sucmate No. 515 Lazaro Cárdenas	UNIVERSIDAD AUTONOMA DE NAYARIT Escuela Superior de Agricultura Carretera Tepic-Pto. Vallarta Km. 11
4. MARIO ANTONIO COLUNGA Calle Cook No. 78 Euzkadi Azcapotzalco 5 56 04 28	URAMEX Bravo No. 110 Col. Bellavista Reynosa, Tamps. 2 43 87
5. SERGIO CONSTANTINO PEREZ Calle 5 No. 33-203 San Pedro de los Pinos Deleg. Benito Juárez México, D. F. 5 63 78 38	URANIO MEXICANO Insurgentes Sur 1079 Col. Nochebuena Deleg. Benito Juárez México, D. F. 5 63 78 38
6. MIGUEL ISLAS MONTAÑO Magnolia No. 201-B Pachuca, Hidalgo 2 51 63	COMPANIA REAL DEL MONTO Y PACHUCA Domicilio Conocido " Las Cajas" Pachuca, Hgo. 2 17 17
7. JORGE NIETO OBREGON Dinteles No. 30 Jardines del Sur Deleg. Xochimilco C.P. 16050 México, D. F. 6 76 99 00	FACULTAD DE INGENIERIA, UNAM División de Ciencias de la Tierra Deleg. Coyoacán México, D. F. 5 50 00 40

DIRECTORIO DE ASISTENTES AL CURSO DE INTRODUCCION A LA GEOESTADISTICA
(DEL 23 AL 27 DE MAYO DE 1983)

<u>NOMBRE Y DIRECCION</u>	<u>EMPRESA Y DIRECCION</u>
8. JOSE MANUEL ROJAS RUIZ Arquimedes 69-403 Col. Polanco Deleg. M. Hidalgo C.P. 11566 México, D. F. 2 50 87 60	LABORATORIOS NACIONALES DE FOMENTO INDUSTRIAL Ave. Industria Militar No. 261 Lomas de Sotelo Deleg. Edo. de México Tecamachalco México, D. F. 5 89 01 99
9. JESUS ROSALES GOMEZ Callejón 6 No. 703 Apdo. Postal 1964 Cd. Reynosa, Tamps. 2 43 87	URANIO MEXICANO
10. VINICIO SURO PEREZ Villa García No. 228 Villa de Anáhuac Nuevo León 51 20 20	HYLSA Av. Guerrero y Munich. San Nicolás de los Garza Nuevo León 51 70 20
11. GUILLERMO TURNER SAAD Frambuesa 225 Col. Nva. Sta. María Deleg. Azcapotzalco C.P. 02800 México, D. F. 5 56 10 69	GEOMATEMATICAS, S. C. Manzanillo 100-1103 Col. Roma Deleg. Cuauhtémoc C.P. 06760 México, D. F. 5 39 31 76
12. LUIS IGNACIO URBINA GALAN Calle Tres No. 55-7 Col. San Pedro de los Pinos C.P. 5800 México, D. F. 2 71 57 36	URANIO MEXICANO Insurgentes Sur 1079 Col. Nochebuena México, D. F. 5 63 78 25