



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

GEOESTADÍSTICA APLICADA A PARÁMETROS GEOTÉCNICOS

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

MATÍAS JOSÉ EGAÑA ERAZO

**PROFESOR GUÍA:
JULIÁN ORTIZ**

**MIEMBROS DE LA COMISION:
MARIO SOLARI
FRANCISCO WALTHER**

**SANTIAGO DE CHILE
MARZO 2008**

RESUMEN

Un buen conocimiento de las propiedades del macizo rocoso es fundamental para el desarrollo de cualquier proyecto minero. En este contexto, la metodología que se use para modelar variables geotécnicas como UCS, RMR, RQD, y otras, tendrá un impacto importante en la estimación de factores tan importantes como la fragmentación y hundimiento, y el diseño de infraestructura.

Sin embargo, las técnicas utilizadas para modelar variables geotécnicas, no han evolucionado como se esperaría, pues la gran mayoría de los proyectos mineros utiliza la técnica de Zonificación y Promedios, que consiste en promediar los datos de una variable dada, dentro de un dominio geotécnico. Esta técnica, arrastra múltiples imprecisiones, pues no toma en cuenta la naturaleza de algunas variables, como son la no aditividad y la direccionalidad. Además, no entrega una medida de la incertidumbre de la estimación, y no hace uso de la estructura espacial de la variable, lo que se traduce en un desaprovechamiento de información.

En este estudio se analiza la naturaleza de las variables geotécnicas y las restricciones prácticas a que conllevan, para luego proponer métodos afines a tales restricciones. Mediante simulación condicional se generan modelos espaciales de algunas de las principales variables geotécnicas, tales modelos se comparan con los obtenidos utilizando la técnica del promedio. Esta comparación se realiza mediante herramientas cuantitativas, de modo de obtener conclusiones y recomendaciones robustas en cuanto a la modelación de las variables en cuestión. Además, mediante la simulación se realizan análisis de escenarios y cálculos de incertidumbre de la estimación.

Se utilizó el proyecto Chuquicamata Subterráneo, de Codelco Chile, como caso de estudio. Las variables modeladas son Rock Quality Designation (RQD), Uniaxial Compressive Strength (UCS), Frecuence Fracture (FF), Joint Condition (JC) y Rock Mass Rating (RMR), para cada una de las unidades geotécnicas. En el caso del RMR, debido a que es una variable no aditiva, el modelo fue generado a partir de los modelos de RQD, JC, FF y UCS, y no aplicando directamente técnicas de simulación.

Los resultados, para todas las variables en cuestión, muestran mejoras con el uso de simulación. Además, se concluyó que mientras más dispersos son los datos, el promedio es un peor estimador, y por lo tanto más recomendable es el uso de técnicas alternativas como las que aquí se utilizan. Finalmente, se comprobó la necesidad de trabajar la frecuencia de fractura como una variable direccional, lo que implica modelar esta variable considerando la dirección de los sondajes. Así, el uso de simulación para modelar variables geotécnicas es absolutamente recomendable. Además de una mejor estimación, la simulación permite cuantificar la incertidumbre de la estimación y realizar análisis de escenarios. En este contexto, el próximo desafío es convertir esta información en una variable de decisión en la minería. Esto permitirá aprovechar al máximo las ventajas de la simulación y obtener mejores resultados en la innumerable cantidad de aspectos en los que la geotecnia está involucrada.

Finalmente, corresponde destacar que la etapa de transferencia tecnológica para hacer de esta metodología una técnica común es muy menor, pues la gran mayoría de las empresas mineras cuentan con softwares geoestadísticos. Solo es necesario considerar la naturaleza de estas variables y sus consecuencias.

ABSTRACT

A good knowledge of the rock mass properties is fundamental for the development of a mining project. In this context, the methodology used to model geotechnical variables such as UCS, RMR, RQD, and others, could significantly improve the quality of the estimation of factors as important as the fragmentation and subsidence, and the design of infrastructure.

However, current techniques for estimating these factors have not evolved and most of the geomechanics studies done today consider averages over zones deemed homogeneous. All the data associated to a given variable are averaged within each of these geotechnical domains. This practice may lead to imprecision, since the nature of some of these variables is not taken into account. In particular, some variables are non additive and their behavior is related to a particular direction. The practice of averaging the values over a geotechnical domain lacks local precision, does not use the spatial continuity of the variable to provide better local estimates and is not linked to any measure of uncertainty, which is fundamental in order to assess the risk related to a geotechnical design.

This study analyzes the nature of the geotechnical variables and its implications. Then, we propose consistent methods to estimate and simulate these variables in space, based on geostatistical techniques. Conditional simulation is used to construct models for relevant geotechnical parameters. These results are quantitatively compared with the models obtained using the averaging technique. Recommendations about the convenience of the proposed methodologies are provided.

The study uses data from the project *Chuquicamata Subterráneo*, from Codelco Chile. The variables modeled were RQD, UCS, FF, JC and RMR for each one of the domains. In the case of RMR, due to is a non additive variable, the model was generated using the models of RQD, JC, FF and UCS, and not applying directly the simulation. The results show clearly the improvements caused by using geostatistical techniques to construct the models, for all the variables studied. Also, shown the influence of the dispersion of the data in the errors involved, while more dispersion, more unprecise is the technique of the average, so more necessary is the use of an alternative method like the used in this study. Also was checked the necessity of treat the frecence fracture like a directional variable, wich means consider the direction of cores drillings. Thus, the use of simulation to get models of geotechnical variables is absolutely recomendable. Besides a better estimation, the simulation allow the quantification of uncertainty in the estimation and provide the basis for risk analysis. In this context, the next step is to convert this information in a variable of decision in geotechnical projects, this will allow take the maximun advantage of the simulation and get better results in the unnumerables aspects where the geomechanics is involved.

Finally, is important to highlight that the technological transference necessary to make of the methodology presented here, a common practice is very little, due to the most of the minings companies have geostatistical softwares and people whit the knoedgement for use it, just is necessary review some special caracteristics of the geotechnical variables and it consequences that are studied in this document.

AGRADECIMIENTOS

Esta memoria está dedicada principalmente a mi familia: a Gonzalo mi padre y Ani mi madre, por todo el amor, cariño y apoyo. A mis hermanos Gonzalo y José Tomás por ser un muy buen ejemplo a seguir y a mi abuela Aileen por incentivar me siempre a aprender más.

A mis amigos y amigas no, porque se los agradeceré en su momento con algún brebaje en mano.

Quisiera agradecer también a todos los profesores y funcionarios de la U por la buena onda, en particular a Juanita y al profesor Julián Ortiz por tener siempre una muy buena disposición para ayudarme. Además, agradezco a Codelco por apoyar la memoria y facilitar los datos, en particular a Ernesto Arancibia.

Finalmente, no podría dejar de mencionar a todas aquellas personas que no he mencionado. Y cuando digo “todas”, evidentemente no me refiero a “todas”, si no que solo a aquellos que han sido parte importante de mi formación, como mis abuelos, tíos, etc.

INDICE DE CONTENIDOS

INDICE DE CONTENIDOS	5
1.- INTRODUCCIÓN	8
2.- OBJETIVOS Y ALCANCES	9
2.1 Objetivos generales.....	9
2.2 Objetivos específicos	9
2.3 Alcances.....	9
3.- ANTECEDENTES	10
3.1 Variables geotécnicas de interés	12
3.1.1 Frecuencia de fractura (FF).....	13
3.1.2 Rock quality designation (RQD)	13
3.1.3 Uniaxial compressive strength (UCS).....	14
3.1.4 Rock mass rating (RMR)	15
3.1.5 Mining rock mass rating (MRMR).....	16
3.1.6 Geological strength index (GSI) ^[8]	17
3.1.5 Tunneling quality index (Q)	20
3.2 Naturaleza de las variables de interés	24
3.2.1 Variables no aditiva	24
3.2.2 Variables direccionales	28
3.2.3 Variables multipoblacionales.....	31
3.2.4 Subjetividad y error asociado a la medición de variables geotécnicas.....	32
3.3 Conceptos de geoestadística	33
3.3.1 Variograma.....	33
3.3.2 Kriging	34
3.3.3 Geoestadística no lineal	35
3.3.3.1 Simulación.....	36
3.3.3.2 Anamorfosis gaussiana e hipótesis multigaussiana	37
3.3.2 Validación de los resultados.....	38
3.4 Técnicas de caracterización utilizadas en la actualidad	40
3.4.1 Definición de Unidades Geotécnicas.....	40
3.4.2 Técnicas Actuales de Interpolación.....	42

4.- METODOLOGIA PROPUESTA.....	45
4.1 Metodología Propuesta	45
5.- CASO DE ESTUDIO	47
5.1 Proyecto “Chuquicamata Subterráneo”	47
5.2 Aspectos Geotécnicos del Proyecto.....	48
5.2.1 Unidades Geotécnicas	48
5.2.2 Modelo de Variación Espacial	50
6.- RESULTADOS	51
6.1 Rock Quality Designation (RQD).....	51
Despliegue en planta de los datos	51
Histogramas	52
Análisis Variográfico.....	52
Modelos Obtenidos	54
Validación y comparación de resultados	55
6.2 Intact Rock Strength (IRS)	56
Despliegue en planta de los datos	56
Histogramas	56
Análisis Variográfico.....	57
Modelos Obtenidos	58
Validación y comparación de resultados	60
6.3 Joint Condition (JC).....	61
Despliegue en planta de los datos	61
Histogramas	61
Análisis Variográfico.....	62
Modelos Obtenidos	63
Validación y comparación de resultados	65
6.4 Frecuencia de Fractura	66
6.4.1 Frecuencia de Fractura omnidireccional	66
Despliegue en planta de los datos	66
Histogramas	66
Análisis Variográfico.....	67
Modelos Obtenidos	68

Validación y comparación de resultados	70
6.4.2 Frecuencia de Fractura Subhorizontal	71
Despliegue de los datos	71
Histogramas	71
Variogramas	71
Modelos Obtenidos	73
6.4.3 Frecuencia de Fractura Subvertical.....	75
Despliegue de los datos	75
Histogramas	75
Variograma.....	76
Modelos.....	77
6.4.4 Rock Mass Rating	79
Histogramas	79
Modelos Obtenidos	79
Validación y comparación de resultados	81
8.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	82
9.- BIBLIOGRAFIA Y REFERENCIAS	85
ANEXOS	87
A.1 Base de datos del proyecto Chuquicamata Subterráneo.....	87

1.- INTRODUCCIÓN

Un buen conocimiento de las propiedades del macizo rocoso resulta fundamental en las etapas de desarrollo de un proyecto minero. En este contexto, el método que se utilice para modelar variables geotécnicas como el UCS, RMR, RQD, Frecuencia de Fractura, entre otras, marcará una diferencia notable en la calidad de la estimación de factores tan importantes como la fragmentación y hundibilidad del macizo, y los diseños de la infraestructura.

Sin embargo, las técnicas utilizadas para modelar variables geotécnicas no han evolucionado como se esperaría, pues la gran mayoría de los proyectos mineros utiliza la técnica de *Zonificación y Promedios*, que consiste en promediar los datos de una variable dada, dentro de un dominio geotécnico. Esta técnica arrastra múltiples imprecisiones, pues no toma en cuenta la naturaleza de algunas variables, como son la *no aditividad* y la *direccionalidad*. Además, no entrega una medida de la incertidumbre de la estimación, y no hace uso de la estructura espacial de la variable, lo que se traduce en un desaprovechamiento de información.

En este estudio se analiza la naturaleza de las variables geotécnicas y las restricciones prácticas a que conllevan, para luego proponer métodos que eviten tales restricciones. El principal enfoque a utilizar se basa en la geoestadística. Mediante *simulación condicional* se generan modelos espaciales de algunas de las principales variables geotécnicas, tales modelos se comparan con los obtenidos utilizando la técnica del promedio. Esta comparación se realiza mediante herramientas *cuantitativas*, de modo de obtener conclusiones y recomendaciones robustas en cuanto a la modelación de las variables en cuestión. Además, mediante la simulación se realizan análisis de escenarios y cálculos de incertidumbre de la estimación.

Si bien la geoestadística se ha utilizado antes para propósitos similares, no es posible encontrar trabajos donde se muestren los resultados de técnicas de validación, como por ejemplo, Jack Knife. Por lo mismo, tampoco hay comparaciones cuantitativas con el método del promedio, lo que genera discusión y desconfianza en su uso.

2.- OBJETIVOS Y ALCANCES

Los principales objetivos del proyecto se enuncian a continuación.

2.1 Objetivos generales

- Realizar una interpretación geoestadística de algunos parámetros geotécnicos de interés para el proyecto *Chuquicamata Subterráneo*, de modo de generar un modelo geotécnico confiable de la zona de estudio. Las técnicas que se utilizarán debieran entregar buenas medidas de la incertidumbre asociada a la estimación.
- Comparar los resultados, con los que se obtendrían mediante Zonificación y Promedio y así concluir cuantitativamente sobre la utilidad del uso de geoestadística en geotecnia.

2.2 Objetivos específicos

- Discutir la naturaleza de las variables geotécnicas y las limitaciones a que conllevan en cuanto a su estimación.
- Proponer metodologías para tratar las particularidades de la naturaleza de las variables geotécnicas.
- Proponer técnicas geoestadísticas para aplicar a la geotecnia.
- Desarrollar un caso de estudio:
 - Estudio de la base de datos disponible
 - Aplicación de geoestadística
 - Validación del modelo
 - Comparación de resultados con la práctica convencional

2.3 Alcances

- El modelo se generará a partir de la base de datos geotécnicos obtenida hasta Enero del 2007, del proyecto *Chuquicamata Subterráneo* y utilizando las Unidades Geotécnicas definidas en trabajos anteriores
- No es parte del estudio cuestionar la calidad de la base de datos, ni la pertinencia de las unidades geotécnicas.

3.- ANTECEDENTES

Previo a la definición de las variables de interés, corresponde repasar los conceptos de roca intacta, discontinuidad y macizo rocoso.

En geotecnia, las rocas deben ser descritas considerando las propiedades del material que las forma, tales como su comportamiento reológico, su densidad, su porosidad, etc. Pero también se debe considerar el efecto de las discontinuidades que estén presentes, puesto que éstas evidentemente afectan su comportamiento. Dado esto, se distingue entre **roca intacta**, que corresponde exclusivamente al material ubicado entre discontinuidades, y **macizo rocoso**, que incluye las discontinuidades. Así, para realizar una descripción de una zona, se hace necesario utilizar indicadores que den cuenta tanto de las propiedades de la roca intacta como del macizo rocoso.

La Tabla 3.1 resume los tipos de discontinuidades:

Discontinuidades	Sistemáticas	Singulares
Planares	Planos de estratificación	Fallas
	Planos de laminación	Diques
	Diaclasas (juntas)	Discordancias
	Planos de esquistosidad	
Lineales	Intersección de discontinuidades planares	Ejes de pliegues
	Lineaciones	

Tabla 3.1: Tipos de discontinuidades

Algunas características de las discontinuidades son las siguientes (ver figura 3.1):

- **Orientación:** La orientación espacial de una discontinuidad quedará bien descrita si se conoce el *Dip* (inclinación), y el *Dip Direction*. El primero corresponde al ángulo formado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente. Mientras que el *Dip Direction*, es el ángulo entre la dirección norte y la proyección horizontal de la línea de máxima pendiente.
- **Espaciamiento:** Corresponde a la distancia entre las discontinuidades, medida perpendicularmente al plano estructural. En general, será posible definir un rango de valores para este factor y se suele utilizar el valor promedio como el representativo de la zona de estudio. Además, este parámetro define el tamaño de bloques de matriz rocosa que forman los distintos sets. Si los espaciamientos son pequeños, la resistencia del macizo rocoso disminuye.
- **Persistencia:** Da cuenta del tamaño de la discontinuidad, del área que ocupa dentro de un plano.
- **Rugosidad:** Es una medida de la aspereza de la discontinuidad, y da cuenta de la ondulación (gran escala) y de la rugosidad (pequeña escala). Está relacionada directamente con la resistencia al cizalle (corte) de la discontinuidad. La rugosidad aumenta la resistencia al cizalle de una discontinuidad.

- Relleno: Describe las características del material presente en los planos de discontinuidad, que separa la roca. Es fundamental para comprender la cohesión del macizo rocoso y la resistencia al cizalle. Las propiedades más importantes del relleno son su mineralización, espesor o anchura, resistencia al corte y permeabilidad.
- Abertura: Corresponde a la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno.

Estas propiedades, junto con algunas otras, se pueden apreciar en la Figura 3.1:

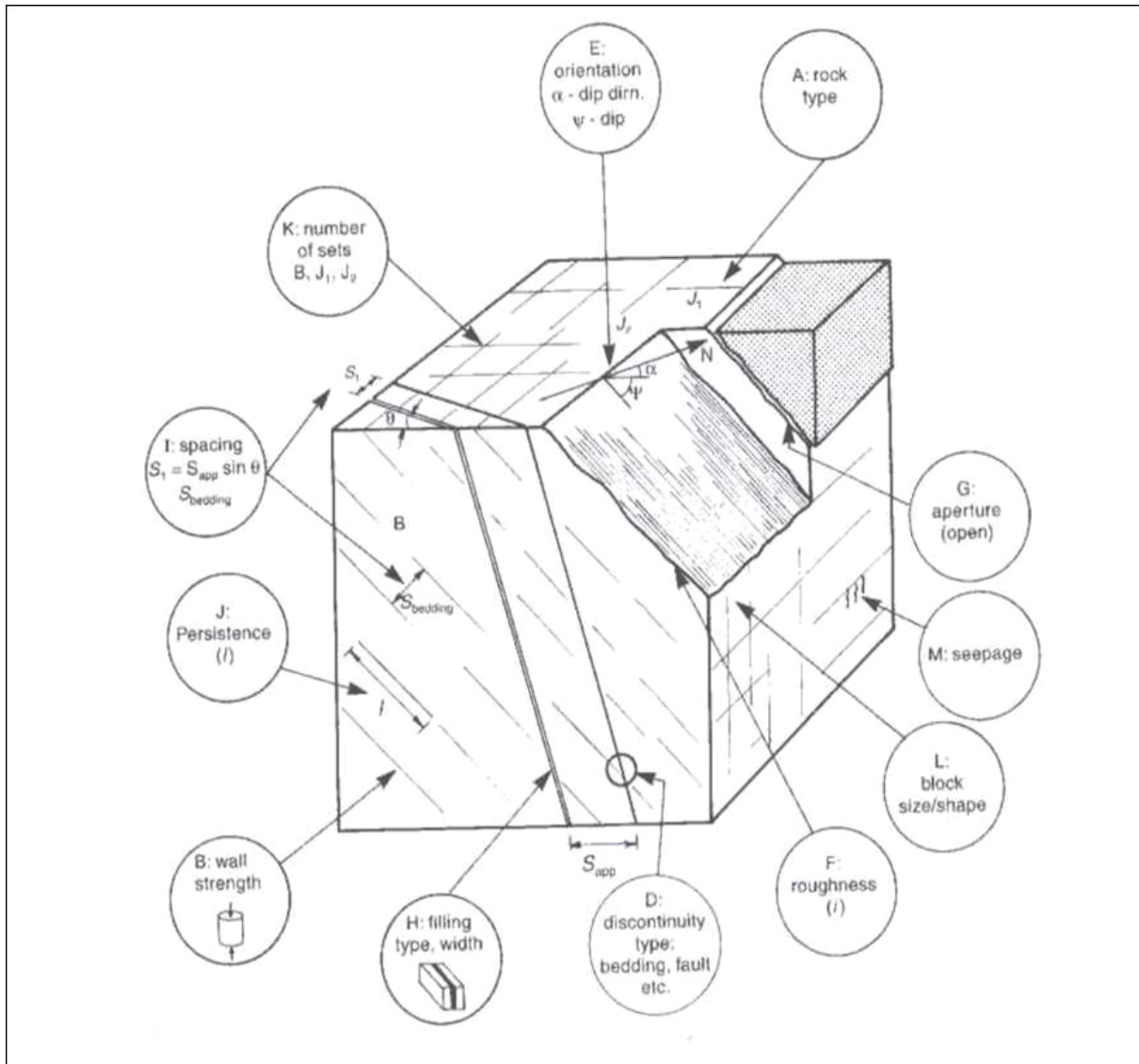


Figura 3.1: Características de las discontinuidades

Además de las propiedades anteriores, las estructuras se pueden clasificar en función de su escala espacial según; estructuras principales, mayores, intermedias y menores.

3.1 Variables geotécnicas de interés

Las variables geotécnicas de principal interés en un proyecto minero son:

- FF (Frecuencia de fractura)
- RQD (Rock Quality Designation)
- UCS (Uniaxial Compressive Strength)
- RMR (Rock Mass Rating)
- MRMR (Mining Rock Mass Rating)
- Q (Rock Tunneling Quality Index)
- GSI (Geological Strength Index)

El significado de estas variables se explicará más adelante.

Uno de los factores que ayudarán a definir las variables a las que se aplicará geoestadística es el resultado de un estudio de benchmarking realizado para el proyecto “Chuquicamata Subterráneo”^[1], en el que se identifican las variables geotécnicas más utilizadas para el diseño de minería a rajo abierto y subterránea (ver figura 3.2).

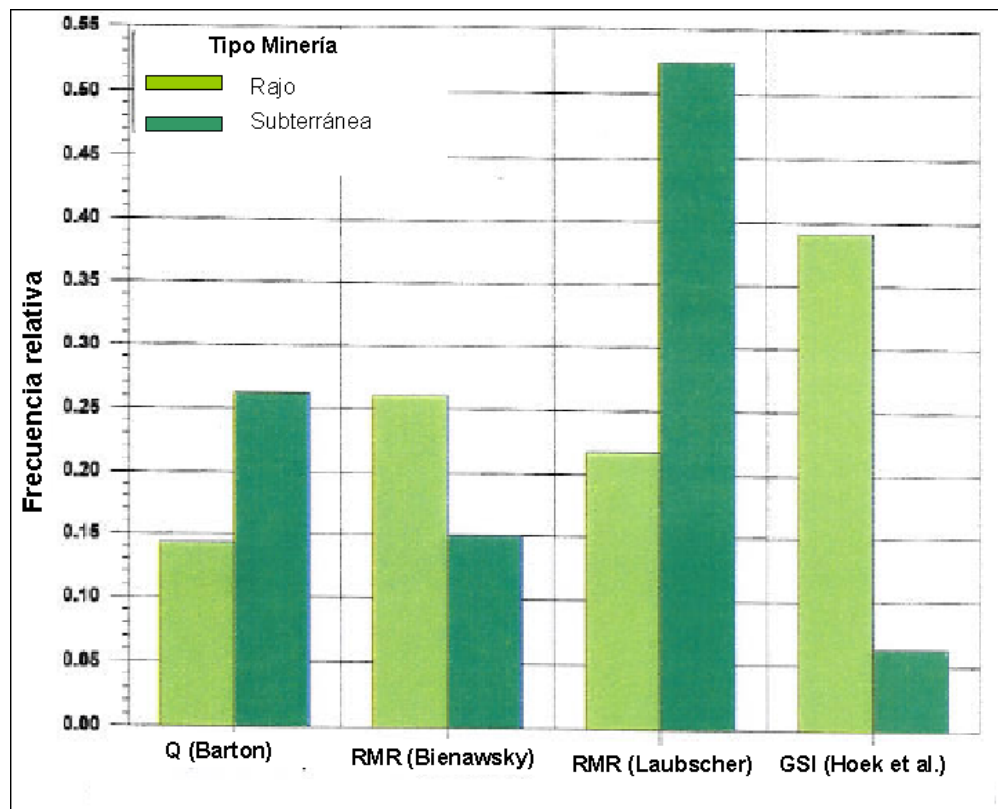


Figura 3.2: Frecuencia de uso de cada método de caracterización de macizo rocoso en minería subterránea y a rajo abierto

Previo a proponer cualquier tipo de metodología para estimar variables geotécnicas, es fundamental hacer una revisión teórica de estas variables de interés, la metodología de cálculo de ellas y lo que representan. El objetivo de esto, es simplemente refrescar conceptos que serán

utilizados en el estudio, y no pretende ser una revisión exhaustiva de ellos.

3.1.1 Frecuencia de fractura (FF)

La frecuencia de fractura (FF) corresponde a la cantidad de fracturas por unidad de largo que se miden en un testigo. Lo más común es representarla por metro. En realidad, a pesar de su nombre, no solo toma en cuenta fracturas, sino que cualquier discontinuidad (Ver tabla 3.1).

El testigo contiene discontinuidades correspondientes a diversos sets estructurales, cada uno de los cuales tiene una geometría, rumbo y manteo diferente, por lo que evidentemente FF dependerá de la dirección que tenga el sondaje. La FF en una zona y dirección dada, será la suma de las FF asociadas a cada set estructural. Esto, aunque en muchos trabajos geotécnicos no es tomado en cuenta, es de suma importancia, y se abordará con mayor detalle en la sección 3.2.

3.1.2 Rock quality designation (RQD)

Fue desarrollado por Deere^[2] como una herramienta para estimar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso a partir de testigos de sondaje, y se define como el porcentaje de trozos intactos mayores a 10 cm en el largo total del sondaje. La figura 3.3, muestra un ejemplo de cálculo para un sondaje de 200 cms.

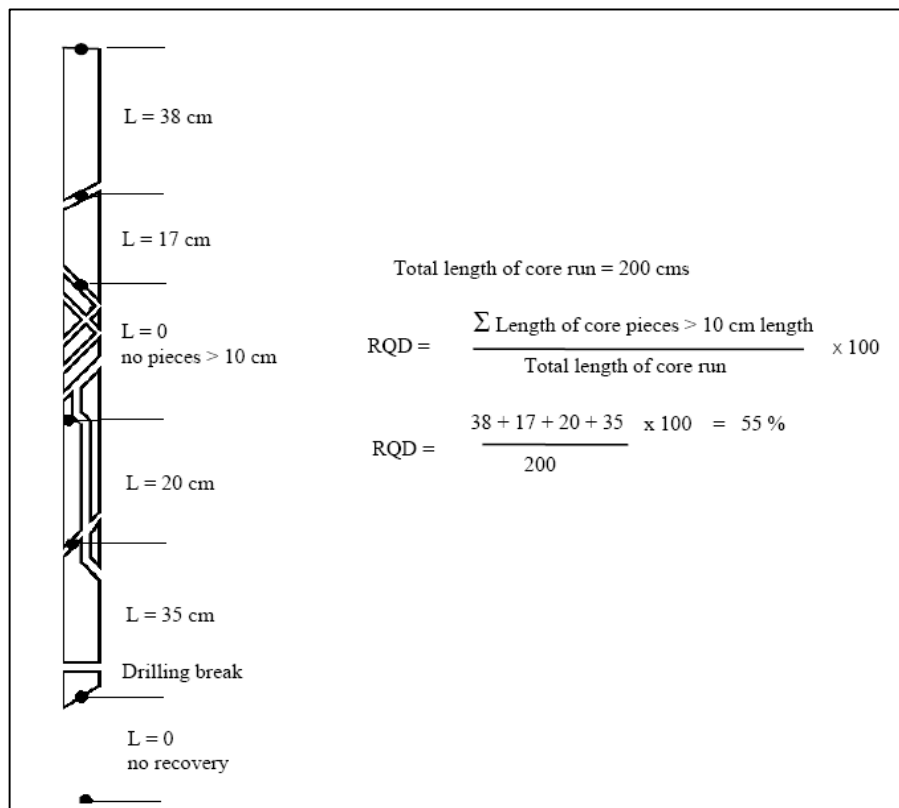


Figura 3.3: Ejemplo de cálculo del RQD.

Deere propone además la siguiente relación entre el valor de RQD y la calidad de la roca para ingeniería:

RQD	Calidad de la roca
< 25 %	Muy mala
25 – 50 %	Mala
50 – 75 %	Regular
75 – 90 %	Buena
90 – 100 %	Muy buena

Tabla 3.2: RQD y calidad de la roca.

Es posible también estimar el RQD a partir de la FF utilizando la siguiente relación^[3]:

$$RQD=100e^{-0.1FF} (0.1FF+1),$$

Para valores de FF en el rango 6-16, se puede utilizar la siguiente relación:

$$RQD= -3.68 FF + 110.4$$

Cuando no hay testigos disponibles, el RQD puede ser aproximado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

Donde J_v = número total de discontinuidades por m^3 .

3.1.3 Uniaxial compressive strength (UCS)

Corresponde a la resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta^[4]. Es particularmente útil en métodos de clasificación de macizo rocoso. El UCS debiera disminuir al aumentar la porosidad, la meteorización, la presencia de microfisuras, y eventualmente el contenido de agua. Además, evidentemente el UCS estará fuertemente relacionado con la naturaleza y composición de la roca. Es una propiedad de la roca intacta y se incluye en la mayoría de los métodos de clasificación de macizo rocoso.

Cuando se mide este parámetro, se asume homogeneidad de la roca, por lo que no es un parámetro direccional. Este supuesto no es del todo correcto, pues la muestra nunca será plenamente homogénea.

3.1.4 Rock mass rating (RMR)

Este índice, diseñado por Bienawski^[5], combina 5 factores, a cada uno de los cuales se le asigna un puntaje o rating. El RMR corresponde a la suma de los respectivos ratings. Hay variadas versiones de este parámetro, aquí se presenta la correspondiente a 1989, ya que es la que Codelco utiliza para la clasificación. Los factores son los siguientes:

- Resistencia a la compresión uniaxial (UCS¹) (0-15 puntos)
- RQD (3-20 puntos)
- Espaciamiento de discontinuidades (5-20 puntos)
- Condición de discontinuidades (0-30 puntos)
 - Persistencia (0-6 puntos)
 - Abertura (0-6 puntos)
 - Rugosidad de la superficie (0-6 puntos)
 - Relleno de discontinuidades (0-6 puntos)
 - Alteración de las paredes (0-6 puntos)
- Condición de Aguas Subterráneas (0-15 puntos)

Una tabla resumen de los puntajes es la 3.3. Para mayores detalles de los puntajes usados por Codelco, ver Anexo 10.1. RMR es la suma de los ratings asociados a cada uno de los factores anteriores.

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS								
Parameter		Range of values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred	
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core Quality RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%	
	Rating		20	17	13	8	3	
3	Spacing of discontinuities		> 2 m	0.6 - 2 . m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm	
	Rating		20	15	10	8	5	
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous	
	Rating		30	25	20	10	0	
5	Ground water	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125	
		(Joint water press)/ (Major principal σ)	0	< 0.1	0.1, - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5	
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing	
	Rating		15	10	7	4	0	

Tabla 3.3: Clasificación de parámetros del RMR y sus respectivos ratings

¹ Equivalente al Intact Rock Strength (IRS)

Además, Bienawski propone una metodología de corrección al puntaje anterior, que busca tomar en cuenta la influencia de la orientación de las discontinuidades a la hora de realizar una excavación. De esta forma, el puntaje obtenido es clasificado según lo siguiente:

Ratings	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Número de Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Very Good Rock	Good Rock	Fair Rock	Poor Rock	Very Poor Rock

Tabla 3.4: Clasificación de macizo según RMR

Es muy común también, utilizar la siguiente relación logarítmica entre el RMR y el Q de Barton, parámetro que se detalla más adelante:

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

3.1.5 Mining rock mass rating (MRMR)

Este método, diseñado por Laubscher^[6], es una variante del método de Bienawski, y apunta a considerar factores de utilidad para aplicaciones mineras. Con el fin de definir la calidad geotécnica del macizo rocoso in situ, Laubscher introdujo el índice IRMR (o RMR de Laubscher). El MRMR corresponde al IRMR ajustado.

IRMR depende de tres factores y es la suma de los ratings asociados a cada uno de estos. Tales factores son:

- BS, corresponde a la resistencia a la compresión uniaxial de los bloques que componen el macizo rocoso. Que dependerá de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta IRS (o UCS), y de la presencia de vetillas^[7].
- Js, corresponde al espaciamiento de las estructuras abiertas. El cálculo incluye una corrección que busca considerar la presencia de uno o más sets de estructuras selladas con rellenos de menor resistencia que la roca caja.
- Jc, da cuenta de la condición de las discontinuidades, tomando en cuenta: rugosidad a escalas menor e intermedia, alteración de la roca de caja, la potencia y la competencia del material de relleno cuando exista.

La corrección del IRMR para obtener el MRMR puede considerar uno o varios de los siguientes factores:

- Potencial de meteorización del macizo rocoso (factor de corrección entre 0.3 y 1)
- Efecto de la orientación de las estructuras (factor de corrección entre 0.6 y 1)
- Efecto de los esfuerzos inducidos por la minería (factor de corrección entre 0.6 y 1.2)
- Daños producidos por efecto de las tronaduras (factor de corrección entre 0.8 y 1)
- Efecto de la presencia de aguas subterráneas (factor de corrección entre 0.7 y 1.1)

Una vez obtenido el MRMR, es posible calificar el macizo rocoso según la siguiente tabla:

Calidad del macizo	Clase	MRMR
Muy Mala	5	<20
Mala	4	<40
Regular	3	<60
Buena	2	<80
Muy Buena	1	<100

Tabla 3.5: Clasificación de macizo según MRMR

En el anexo es posible encontrar la metodología de cálculo utilizada por Codelco.

3.1.6 Geological strength index (GSI) ^[8]

La resistencia de un macizo rocoso fracturado dependerá de las propiedades de la roca intacta, y de la capacidad de deslizar y rotar de los diferentes trozos de roca intacta dentro del macizo. Esto es controlado por la forma de los trozos y la condición de las superficies de las discontinuidades, entre otros factores. GSI es un sistema que permite estimar la reducción de la resistencia del macizo bajo distintas condiciones geológicas. Para determinar el GSI es necesario realizar observaciones de campo que permiten describir las condiciones in situ con ayuda de la figura 3.4. Los resultados así obtenidos se utilizan luego en la figura 3.5 para encontrar el valor del GSI.

En la práctica, es usual definir el GSI en rangos de ± 15 puntos. La clasificación se hace según el siguiente criterio:

Calidad del macizo	Clase	Intervalo GSI
Muy Mala	V	0-20
Mala	IV	20-40
Regular	III	40-60
Buena	II	60-80
Muy Buena	I	80-100

Tabla 3.6: Clasificación de macizo según GSI

Para $GSI > 25$, y RMR de Bienawsky calculado según la metodología de 1976, es posible establecer la relación:

$$GSI = RMR_{76}$$

fijando para el RMR, un rating de 10 para la condición de aguas (seco), y de 0 para el ajuste por orientación de las discontinuidades (orientación muy favorable).

Para el caso del RMR de 1989, si el rating de la condición de aguas es de 15 y el de la orientación de discontinuidades es de 0, la relación es:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$


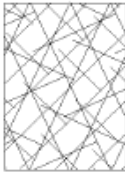


ROCK MASS CHARACTERISTICS FOR STRENGTH ESTIMATES		SURFACE CONDITIONS							
<p>Based upon the appearance of the rock, choose the category that you think gives the best description of the 'average' undisturbed in situ conditions. Note that exposed rock faces that have been created by blasting may give a misleading impression of the quality of the underlying rock. Some adjustment for blast damage may be necessary and examination of diamond drill core or of faces created by pre-split or smooth blasting may be helpful in making these adjustments. It is also important to recognize that the Hoek-Brown criterion should only be applied to rock masses where the size of individual blocks is small compared with the size of the excavation under consideration.</p>		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered or altered surfaces	POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings of angular fragments	VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings			
		STRUCTURE					DECREASING SURFACE QUALITY ▼		
STRUCTURE		DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ▼							
	BLOCKY - very well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three orthogonal discontinuity sets	B/VG	B/G	B/F	B/P	B/VP			
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed rock mass with multifaceted angular blocks formed by four or more discontinuity sets	VB/VG	VB/G	VB/F	VB/P	VB/VP			
	BLOCKY/DISTURBED- folded and/or faulted with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets	BD/VG	BD/G	BD/F	BD/P	BD/VP			
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with a mixture of angular and rounded rock pieces	D/VG	D/G	D/F	D/P	D/VP			

Figura 3.4: Caracterización del macizo rocoso a partir de la presencia de las discontinuidades y de su grado de alteración

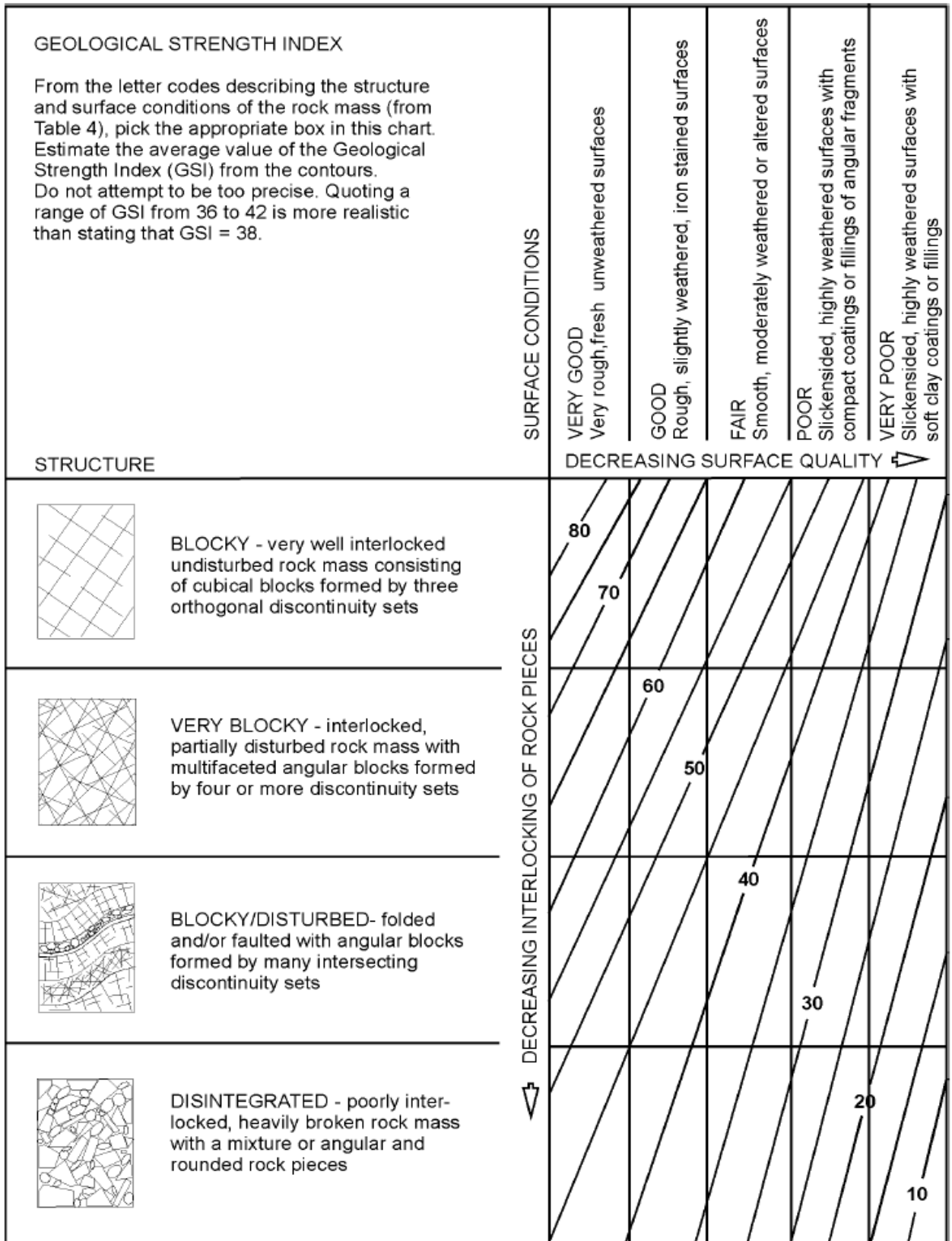


Figura 3.5: Cálculo del GSI basado en descripciones geológicas

3.1.5 Tunneling quality index (Q)

Este parámetro fue desarrollado por Barton et al. (1974) para estimar los soportes necesarios en túneles construidos en roca dura y está definido como:

$$Q = (RQD / J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$$

Donde:

- RQD → Rock Quality Designation
- J_n → Se calcula en función del número de sets de estructuras presentes en el macizo rocoso (ver tabla 3.7)
- J_r → Se calcula en función de la rugosidad de las estructuras más débiles (ver tabla 3.8)
- J_w → Se calcula en función de la condición de aguas en las estructuras del macizo rocoso (ver tabla 3.9)
- J_a → Se calcula en función de la alteración de las estructuras (ver tabla 3.10)
- SRF → Stress Reduction Factor, se asocia a los efectos de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso (tabla 3.11)

Además, cada cociente entre paréntesis de la fórmula del Q, tiene el siguiente significado:

- (RQD / J_n) → mide tamaño de bloques
- J_r / J_a → rugosidad y fricción de discontinuidades (resistencia al cizalle entre bloques)
- (J_w / SRF) → parámetros de esfuerzos

Caso	Condición	J_n	
- AUMENTA LA BILOCOSIDAD DEL MACIZO →	A	Macizos rocosos masivos, sin o con muy pocas estructuras.	0.5 a 1
	B	Macizos rocosos con un único set de estructuras.	2
	C	Macizos rocosos con un set de estructuras <u>más</u> estructuras aleatorias.	3
	D	Macizos rocosos con dos sets de estructuras.	4
	E	Macizos rocosos con dos sets de estructuras <u>más</u> estructuras aleatorias.	6
	F	Macizos rocosos con tres sets de estructuras.	9
	G	Macizos rocosos con tres sets de estructuras <u>más</u> estructuras aleatorias.	12
	H	Macizos rocosos con cuatro o más sets de estructuras, con muchas estructuras aleatorias, con bloques cúbicos, etc.	15
	I	Macizo rocoso totalmente desintegrado, similar a un suelo granular.	20

Tabla 3.7: Rating asignado para J_n en el indicador Q

Caso	Condición	J_r
--- DISMINUYE LA RUGOSIDAD DE LA ESTRUCTURA --- ↓	(a) Hay contacto entre las cajas de la estructura. (b) Desplazamientos de corte menores que 10 cm producen contacto entre las cajas de la estructura.	
	A Estructuras discontinuas o que presentan puentes de roca.	4
	B Estructuras ondulosas y rugosas (o irregulares).	3
	C Estructuras ondulosas y lisas.	2
	D Estructuras ondulosas y pulidas	1.5
	E Estructuras planas y rugosas.	1.5
	F Estructuras planas y lisas.	1.0
	G Estructuras planas y pulidas	0.5
	(c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las cajas de la estructura.	
	H Estructura con rellenos arcillosos de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas de la estructura.	1.0
I Estructura con rellenos de roca molida y/o materiales granulares de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas de la estructura.	1.0	

Tabla 3.8: Rating asignado para J_r en el indicador Q

Caso	Condición	p_w (MPa)	J_w
--- AUMENTAN LAS INFILTRACIONES --- ↓	A Túneles secos o con infiltraciones menores (e.g. 5 l/min localmente o solo en algunos sectores)	< 0.1	1
	B Infiltraciones y presiones moderadas, que ocasionalmente causan el lavado del relleno de las estructuras.	0.1 a 0.25	0.66
	C Infiltraciones y presiones importantes en roca competente con estructuras sin relleno.	0.25 a 1.0	0.50
	D Infiltraciones y presiones importantes que causan lavado de los rellenos de las estructuras.		0.33
	E Infiltraciones muy importantes y a presión gavilladas por las tronaduras, pero decaen con el tiempo.	> 1.0	0.1 a 0.2
	F Infiltraciones excepcionalmente altas con presiones que continúan sin decaer con el tiempo.		0.05 a 0.1

Tabla 3.9: Rating asignado para J_w en el indicador Q

Caso	Condición	ϕ_{jres}	J_{α}	
AUMENTA LA ALTERACIÓN DE LA ESTRUCTURA →	(a) Hay contacto entre las cajas de la estructura.			
	A	Estructuras bien trabadas y selladas con rellenos duros, impermeables, y que no se ablandan (e.g. cuarzo, epidota, etc.).		0.75
	B	Estructuras con cajas no alteradas, que solo presentan pátinas locales.	25° a 35°	1
	C	Estructuras con cajas ligeramente alteradas. Pátinas de materiales que no se ablandan y libres de finos: arenas, roca molida, etc.	25° a 30°	2
	D	Estructuras con pátinas limo arenosas, con poco contenido de arcillas, que no se ablandan.	20° a 25°	3
	E	Estructuras con pátinas de minerales arcillosos de baja fricción y que se ablandan (e.g. caolinita, micas, etc.). Estructuras con pátinas de clorita, talco, yeso, grafito, etc. Estructuras con pequeñas cantidades de arcillas expansivas (pátinas discontinuas, de 1 a 2 mm de potencia).	8° a 16°	4
	(b) Desplazamientos de corte menores que 10 cm producen contacto entre las cajas de la estructura.			
	F	Estructuras con rellenos de arenas y/o roca molida, libres de arcilla.	25° a 30°	4
	G	Estructuras con rellenos de arcillas muy preconsolidadas, que no se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm).	16° a 24°	6
	H	Estructuras con rellenos de arcillas algo a poco preconsolidadas, que se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm).	12° a 16°	8
	J	Estructuras con rellenos de arcillas expansivas (e.g. montmorillonita, rellenos continuos, con espesores < 5 mm). El valor de J_{α} depende del contenido de arcilla, de la exposición al agua, etc.	6° a 12°	8 a 12
	(c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las cajas de la estructura.			
	K	Estructuras con rellenos potentes de roca brechizada y salbanda arcillosa (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso).	6° a 24°	8 a 12
	L	Estructuras con rellenos potentes de arenas limosas o limo-arcillosas, con poco contenido de arcillas (que no se ablandan).		5
	M	Estructuras con rellenos potentes de salbanda arcillosa (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso).	6° a 24°	13 a 20

Tabla 3.10: Rating asignado para J_{α} en el indicador Q

Caso	Condición	SRF		
(a) Zonas débiles intersectan la posición que tendrá la excavación subterránea, lo que puede causar aflojamiento (loosening) del terreno cuando se desarrolle la excavación subterránea.				
A	Aparecen múltiples zonas débiles que contienen salbanda arcillosa o roca químicamente desintegrada, con roca suelta en su periferia (a cualquier z).	10.0		
B	Aparece una zona débil que contiene salbanda arcillosa o roca químicamente desintegrada, con roca suelta en su periferia ($z \leq 50$ m).	5.0		
C	Aparece una zona débil que contiene salbanda arcillosa o roca químicamente desintegrada, con roca suelta en su periferia ($z > 50$ m).	2.5		
D	Aparecen múltiples zonas débiles, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcilla (a cualquier z).	7.5		
E	Aparece una zona débil, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcilla ($z \leq 50$ m).	5.0		
F	Aparece una zona débil, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcilla ($z > 50$ m).	2.5		
G	Macizo rocoso muy fracturado, con estructuras abiertas que definen bloques en forma de cubos (a cualquier z).	5.0		
(b) Macizos rocosos competentes, problemas de concentración de esfuerzos.		<i>UCS/S_t</i>	<i>TS/S_t</i>	<i>SRF</i>
H	Estado tensional de magnitud baja, estructuras superficiales abiertas.	> 200	< 0.01	2.5
J	Estado tensional de magnitud moderada, condición de esfuerzos es favorable.	10 a 200	0.01 a 0.3	1.0
K	Estado tensional de magnitud alta, estructuras bien trabadas (usualmente favorable para la estabilidad, aunque puede presentar problemas en las cajas).	5 a 10	0.3 a 0.4	0.5 a 2.0
L	Macizo rocoso masivo que presenta lajamientos moderados 1 hora después del desarrollo de la excavación subterránea.	3 a 5	0.5 a 0.65	5 a 50
M	Macizo rocoso masivo que presenta lajamientos e incluso estallidos de roca poco después del desarrollo de la excavación subterránea.	2 a 3	0.65 a 1.0	50 a 200
N	Macizos rocosos que sufren notorios estallidos de roca y deformaciones inmediatas después del desarrollo de la excavación subterránea.	< 2	> 1	200 a 400
(c) Macizos rocosos que fluyen plásticamente (squeezing rock).				
O	El flujo plástico genera presiones moderadas.	5 a 10		
P	El flujo plástico genera presiones importantes.	10 a 20		
(d) Macizos rocosos expansivos (swelling rock), expansión o hinchamiento debido a reacciones químicas causadas por las aguas.				
Q	El hinchamiento genera presiones moderadas.	5 a 10		
R	El hinchamiento genera presiones importantes.	10 a 15		

Tabla 3.11: Rating asignado para SRF en el indicador Q

Q varía en escala logarítmica de 0.001 a 1000. Donde $Q < 0.01$ corresponde a un macizo rocoso geotécnicamente muy pobre, y $Q > 400$ a uno muy bueno, habiendo en total 9 clases.

3.2 Naturaleza de las variables de interés

A diferencia de muchas otras variables, tales como la ley de un mineral, varios de los parámetros geotécnicos tienen algunas características que los hacen particularmente complejos a la hora de trabajar con ellos, como son la no aditividad, direccionalidad y multipoblacionalidad entre otras. A continuación discutiremos en detalle estas características y sus consecuencias al momento de realizar estimaciones.

3.2.1 Variables no aditiva

Se considera que una variable es aditiva si “su valor en la unión de varios dominios es igual a la suma o la media sobre cada uno de ellos”. Un ejemplo bastante común e ilustrativo de una variable no aditiva, aunque no sea una relativa a la geotécnica, es el pH. Este es una medida logarítmica de la concentración de hidrógeno. Al ser una escala logarítmica, el promedio lineal de distintos valores de pH no tiene sentido físico. Notemos que el promedio de los distintos valores de Log ($[H^+]$) es distinto a Log (Promedio $[H^+]$), como se demuestra en el siguiente ejemplo.

$[H^+]$	pH
10^{-13}	13
10^{-7}	7
10^{-4}	4
10^{-2}	2
$\langle \text{pH} \rangle$	6.5
$\langle [H^+] \rangle$	$10^{-2.59}$

Tabla 3.12: Ejemplo del pH como variable no aditiva

Donde $\langle X \rangle$ representa el valor promedio de la variable X. Se puede ver la gran diferencia entre ambos resultados, en un caso se tiene $\text{pH}=6.5$ y en otro 2.59, lo que da cuenta de la importancia del error cometido si obviáramos la no aditividad de la variable en estudio. Esto significa que para variables no aditivas, donde la escala de la variable es no lineal (logarítmica en el caso del pH), la media aritmética no tiene sentido físico, y por tanto no debe usarse.

Lo mismo que acabamos de ver para el pH, ocurre en variables geotécnicas como el RMR, MRMR, GSI y el Q. Veamos, por ejemplo, el caso del RMR. Como ya se ha dicho, el RMR se determina mediante la asignación de puntajes a varios factores:

- Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)
- Rock Quality Designation (RQD)
- Espaciamiento de discontinuidades (E)
- Condición de las discontinuidades (J_c)
- Condición de aguas subterráneas

La no aditividad del RMR nace principalmente del hecho de que los ratings asignados a las tres primeras componentes no son lineales con el valor que tal variable tome. Para el caso de la condición de las discontinuidades y de la condición de aguas subterráneas, por ser factores más cualitativos que cuantitativos, no es posible definir si son aditivos o no.

A modo de ejemplo, supongamos que para UCS, RQD y E, se tienen los valores de la tabla 3.13, con sus respectivos puntajes, asignados según la metodología de cálculo del RMR. Además, por simplificar, asumamos que el rating de la condición de discontinuidades (JC) más la condición de aguas (WC) suman un valor constante e igual a 25.

UCS	Rating UCS	RQD (%)	Rating RQD	E	Rating E	JC + WC
30	4	20	3	50 [mm]	5	25
40	4	30	8	200 [mm]	8	25
130	12	65	13	500 [m]	10	25
260	15	95	20	2000 [m]	20	25

Tabla 3.13: Ejemplo del RMR como variable no aditiva

Se observa claramente que el sistema de puntuación no es lineal. Luego, de similar forma que en el caso del pH, el resultado del promedio de los ratings (que correspondería a promediar el RMR), será notablemente diferente al resultado de promediar los valores que toma la variable, y luego asignarle un rating a ese valor promedio. Esto se plasma en los siguientes resultados, basados en los valores de la tabla anterior:

<Rating UCS>	Rating <UCS>	<Rating RQD>	Rating <RQD>	<Rating E>	Rating <E>	Rating Discont. Y Agua
8,75	12	11	13	10,75	15	25

Tabla 3.14: No aditividad del RMR

Luego, como el RMR corresponde a la suma de los ratings, entonces:

- Si calculamos el RMR como la suma del promedio de los ratings de cada variable (que equivale a promediar el RMR) $\rightarrow RMR=8.75+11+10.75+20=55.5$
- Si calculamos el RMR como la suma de los ratings del promedio de cada variable $\rightarrow RMR=12+13+15+20=65$

La diferencia entre ambos cálculos es de prácticamente 10 puntos. En el primer caso, el macizo sería clasificado como de regular calidad, siendo que en realidad es de buena calidad.

Veamos ahora, el caso del Q. como se vio anteriormente, el Q depende de 5 factores. La pregunta entonces es la siguiente: Dada una base de datos medidos ¿es el promedio de los Q, igual al Q del promedio de los 5 factores?, además de esto, ¿tiene sentido promediar las variables involucradas? Estudiemos cada factor:

- En el caso del RQD, es un porcentaje. Por lo tanto, al igual que la ley de algún mineral, es aditivo y promediable.
- Para el caso del Jn (número de sets estructurales), corresponde hacer dos observaciones. Primero, de la tabla 3.15, se ve claramente que Jn no es lineal con respecto al número de sets estructurales presentes.
-

Numero de set	Jn
0	0,5
1	2
2	4
3	9

Tabla 3.15: No linealidad de Jn en el índice Q

Segundo, si por ejemplo, en distintas zonas de una área de estudio se identifican 2, 0, 1, y 4 sets. Entonces, ¿tendrá sentido decir que el número de sets del área de estudio es el promedio, o sea 1.75 (aproximado a 2)? ¿O quizás es más sensato, por seguridad, tomar el peor caso, 4?

- Para el caso de Jr, Ja, Jw, y SRF, los valores están asociados a una descripción geológica relativamente subjetiva y netamente cualitativa, por lo que tratarlas como variables aditivas es definitivamente un supuesto. Por ejemplo, en el caso del Jr, se tiene:

Condición	Jr
Estructuras Ondulosas y Rugosas	3
Estructuras Ondulosas y Lisas	2
Estructuras Ondulosas y Pulidas	1,5
Estructuras Planas y Rugosas	1,5

Tabla 3.16: No linealidad de Jr en el índice Q

La columna izquierda es cualitativa, por lo tanto no tiene sentido asumir que se relacionan de forma lineal con Jr, es simplemente una asignación, no una relación matemática.

Además, al igual que en el caso del Jn, para estas variables el promedio puede no ser una buena opción desde el punto de vista práctico. Ejemplifiquemos esto con la alteración de las estructuras, Ja. Supongamos, se identifican dentro de una misma unidad geotécnica, valores para Ja de 1, 3, y 15. Entonces, según la tabla 3.9, estos valores representan áreas de “estructuras con cajas no alteradas que solo presentan pátinas locales”, “estructuras con pátinas limo arenosas, con poco contenido de arcillas, que no se ablandan”, y “estructuras con rellenos potentes de salbanda arcillosa”. El promedio de los valores es 6.3 que se puede aproximar a 6. Luego, si decimos que la alteración de la unidad en estudio queda representada por el promedio de las rugosidades, estamos diciendo que la rugosidad de la zona está dada por “estructuras con rellenos de arcillas muy preconsolidadas, que no se ablandan”. Esta metodología de caracterización, evidentemente debe llevar a un error bastante grosero. Nuevamente, una forma más sensata podría ser quedarse con el peor caso.

Finalmente, dejando de lado los últimos párrafos, es decir, suponiendo que promediar tiene sentido geotécnico, veamos si el promedio de los Q, es igual al Q del promedio de los factores involucrados, o sea, si es aditivo. Ejemplificando con valores, se tiene lo siguiente:

RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q
25	0,5	4	0,75	1	5	53,33
40	4	2	5	0,66	7,5	0,35
60	12	1,5	13	0,33	7	0,03
30	20	0,5	20	0,1	5	0,001

Tabla 3.17: Ejemplo de no aditividad del índice Q

Luego, el resultado de promediar Q (Columna de la derecha) es, $Q=13.43$. Por otra parte, los valores promedios de cada factor son los siguientes:

<RQD>	<Jn>	<Jr>	<Ja>	<Jw>	<SRF>
38,75	9,13	2,00	9,69	0,52	6,13

Tabla 3.18: Ejemplo de no aditividad del índice Q

Si calculamos Q, a partir del promedio de los valores de cada factor, se obtiene $Q=0.07$. La diferencia, nos lleva a considerar el macizo rocoso como un macizo de buena calidad en el primer caso, o uno de calidad extremadamente mala en el segundo.

En definitiva el Q se considera una variable no aditiva, al igual que el RMR.

Lamentablemente, muchas veces la base de datos con que se cuenta para realizar un estudio geotécnico, no incluye todos los datos de levantamiento geológico-geotécnico de terreno, es decir, cada uno de los factores relacionados a la variable de interés, puesto que la variable ha sido estimada mediante otro método, como por ejemplo, la relación logarítmica entre el Q y el RMR. En estos casos no es posible calcular los ratings de los promedios de cada variable (pues la información disponible no lo permite), y se debe optar entre la estimación puntual, es decir no promediar, o simplemente promediar, sin considerar la no aditividad, con el error que ello conlleva.

Una vez comprendido el concepto de aditividad, resulta pertinente estudiar las limitaciones prácticas a que este concepto nos lleva, en particular a la hora de aplicar técnicas geoestadísticas.

Dado que en las variables no aditivas, no es conveniente calcular medias aritméticas, entonces tampoco lo será realizar cambios de soporte a las muestras medidas, pues tal cambio hace uso del promedio lineal. Esto se traduce en la imposibilidad de someter a la variable original al proceso de regularización, lo que es siempre recomendable a menos que la toma de muestras sea a soporte constante. De este modo, las diferentes muestras no tendrán igual soporte, y por lo tanto tampoco tendrán igual peso estadístico.

Del párrafo anterior, se desprende que no es posible realizar Kriging de bloques en variables no aditivas, pues esto es un cambio de soporte. Por lo tanto, solo el Kriging puntual es factible. Con Kriging puntual lo que se estima es, en realidad, una grilla de puntos.

3.2.2 Variables direccionales

Cuando hablamos de variables direccionales, debemos entender que la orientación espacial en que se mide la variable, condicionará el valor de la muestra, es decir, depende de la dirección en que ésta sea medida. El ejemplo más ilustrativo de este tipo de variables, es la frecuencia de fractura (FF). Veamos esto gráficamente. Supongamos que se tienen dos sets estructurales, con direcciones como las que se ilustran en la figura 3.6:

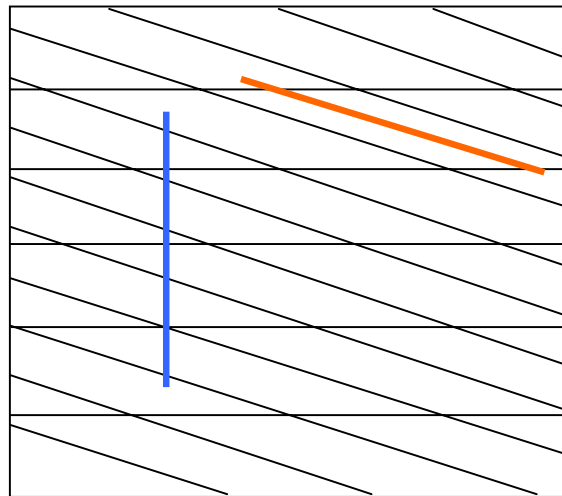


Figura 3.6: Ejemplo de FF como variable direccional

Si las líneas roja y azul representan soportes de un metro de largo, es fácil verificar que en la dirección vertical (de color azul), $FF = 9 F/[m]$, mientras que para el soporte inclinado (en rojo), $FF = 2 F/[m]$. Este simple ejemplo, muestra la enorme dependencia con la dirección que puede tener la variable. Lo mismo ocurre con otras variables geotécnicas como son el RQD y el Rock Tunneling Quality Index (Q). En el caso del RMR, depende entre otras cosas, del espaciamiento entre discontinuidades y del RQD, ambas variables direccionales, por lo que se tendería a pensar que el RMR también lo es. Sin embargo cabe resaltar que la metodología de cálculo del RMR utiliza el peor caso, es decir, la dirección con menores RQD y E. Por lo tanto, calcular un RMR direccional no es coherente con la metodología del RMR.

Una vez comprendido el concepto de variable direccional, resulta natural pensar que el trabajo estadístico que se haga con las muestras de estas variables debiese tomar en cuenta la dirección en que éstas fueron tomadas. Sin embargo, en la gran mayoría de los estudios geotécnicos, al igual que la propiedad de no aditividad, no es así. Lo que usualmente se hace es promediar todas las muestras que se tienen dentro de una unidad geotécnica, sin discriminar en términos direccionales. Esto, en términos estadísticos, corresponde a mezclar indiscriminadamente poblaciones distintas.

Para poder tomar en cuenta la direccionalidad, es necesario contar con una base de datos que lo permita, es decir, tener un set de datos suficientemente representativo de cada una de las

direcciones que se quieren estudiar. Suponiendo que se cuenta con esta base de datos, con una buena cantidad de muestras en variadas direcciones, entonces lo que se recomienda es trabajar los datos asociados a cada dirección de manera independiente. De este modo, se podría obtener por ejemplo, una FF vertical y una FF horizontal. Esta diferenciación podría ser enormemente útil a la hora de diseñar un pique de traspaso sub-vertical o un nivel de transporte horizontal, afectando entre otras cosas, la factibilidad de construcción de infraestructura, y los posibles soportes que sea necesario utilizar. También sería útil para estimaciones de fracturamiento y hundibilidad del macizo rocoso en proyectos de tipo caving.

Resulta interesante discutir la posibilidad de generar un modelo de FF continuo, para todo ángulo. Es decir, a partir de un set limitado de muestras, determinar una función $FF(\alpha, \beta_s)$, esta función continua sería de enorme utilidad y permitiría mejorar notablemente la comprensión del problema.

Para lo anterior consideremos la siguiente metodología^[9]. A partir de un sondaje que forma un ángulo α con la dirección normal a las discontinuidades, se encontrará un espaciamiento aparente entre discontinuidades X_i (ver figura 3.7), de modo que:

$$X_{io} = X_i * \text{Cos}(\alpha) .$$

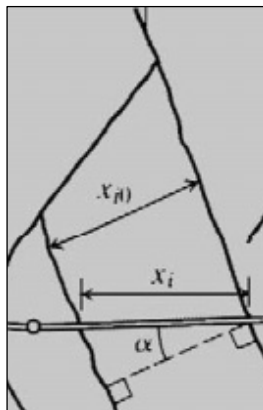


Figura 3.7: Efecto de la dirección del sondaje con respecto a la orientación de las discontinuidades

Donde X_{io} es el espaciamiento perpendicular a las estructuras del set i .

Si el sondaje atraviesa N sets de discontinuidades, se tendrá que la FF medida está dada por:

$$FF = \sum_i FF_{io} * \text{Cos}(\alpha_i)$$

Donde FF_{io} es la frecuencia del set i medida en la dirección normal a las discontinuidades.

Si α_i , β_i son el rumbo y el manto de la dirección normal al sistema de discontinuidades i , y α_s , β_s las del sondaje, entonces^[10]:

$$FF(\alpha_s, \beta_s) = A * \sin(\alpha_s) * \cos(\beta_s) + B * \cos(\alpha_s) * \cos(\beta_s) + C * \sin(\beta_s)$$

Donde:

- $A = \sum_i FF_{io} * \sin(\alpha_i) * \cos(\beta_i)$
- $B = \sum_i FF_{io} * \cos(\alpha_i) * \cos(\beta_i)$
- $C = \sum_i FF_{io} * \sin(\beta_i)$

Para obtener los valores de X_i , notemos que si tenemos N sets y mediciones en N direcciones, entonces tenemos un sistema de N ecuaciones y N incógnitas, precisamente los X_i . Es evidente que la precisión del método dependerá de la buena caracterización de la zona en estudio, en cuanto a conocer bien los sets que están presentes (α_i , β_i), lo cual es complejo en zonas de poca homogeneidad. Para esto, primero deben definirse claramente los principales sets estructurales, ya sea mediante el uso de proyecciones estereográficas, rosetas, o algún otro método. Mejor aún sería contar con los X_{io} de cada set.

$FF(\alpha_s, \beta_s)$ nos permite también calcular $RQD(\alpha_s, \beta_s)$, utilizando las fórmulas que relacionan FF con RQD , mostradas en la sección 3.1.2.

3.2.3 Variables multipoblacionales

Desde el punto de vista de la geoestadística, una población es un conjunto de datos que tienen alguna característica cuantificable en común, que los liga bajo un ordenamiento espacial. En este sentido, resulta fundamental separar las distintas poblaciones antes de trabajarlas con herramientas geoestadísticas. En el caso de variables geotécnicas esto puede ser muy complejo.

Para ejemplificar revisemos la FF. Esta toma en cuenta todo tipo de discontinuidades, ya sean fallas, diaclasas, diques u otras. El punto es que cada tipo de discontinuidad podría ser una población diferente, pues en realidad la geología que gobierna la presencia de fallas en una determinada zona, no tiene porqué estar ligada necesariamente con la geología que gobierna la formación de diques, y por lo tanto podrían no tener una correlación espacial. Además, por ejemplo bajo iguales condiciones tectónicas, zonas de distinta alteración responderán de manera diferente, por lo que la presencia de fallas y diaclasas, formarán poblaciones distintas dependiendo de la alteración de la zona en que se encuentran. Así, es posible considerar una serie de factores más que van agregando complejidad al problema. Esto hace que la FF sea por naturaleza una función de varias poblaciones. Por lo tanto, lo teóricamente correcto, sería estimar cada población por separado (por ejemplo, diaclasas y diques de cada zona de alteración), para luego integrarlas y estimar la FF. Evidentemente esto no es factible, pues requeriría una cantidad de información y tiempo difícilmente disponible. En el caso de variables como el RMR, la situación es aún más compleja, pues no solo considera todos los tipos de discontinuidades, además considera la condición de aguas, la condición de estructuras, etc.

Si bien la definición de unidades geotécnicas debiera ayudar a disminuir los efectos de lo anterior, pues su objetivo es determinar volúmenes con propiedades geotécnicas similares, donde se supone que esta similitud se asocia a una génesis de la variable relativamente común, es claro que en este tipo de variables son tantos los factores y poblaciones involucradas que al trabajarlas geoestadísticamente hay un error difícilmente mitigable.

Por lo anterior, se podría creer que la geoestadística no es una herramienta útil para estimar variables geotécnicas. Sin embargo, resulta pertinente agregar que las metodologías que actualmente se utilizan para modelar, tampoco plantean soluciones para estos errores. Por lo tanto, la posibilidad de que los modelos geoestadísticos sean la mejor opción se mantiene intacta.

3.2.4 Subjetividad y error asociado a la medición de variables geotécnicas

Como ya se ha mencionado, la gran mayoría de las variables geotécnicas contienen un alto grado de subjetividad. Esto conlleva a un error difícil de controlar, proveniente de los diferentes criterios que puede haber a la hora de medir cuantitativamente factores de naturaleza cualitativa, como son, entre otros:

- Rugosidad, relleno y alteración de las discontinuidades
- Condición de aguas subterráneas

Este error puede llevar a cuestionarse la idea de aplicar mucha rigurosidad y sofisticación a la hora de interpolar los datos, utilizando técnicas como las geoestadísticas para obtener valores en los sitios no muestreados, debido a que el error que contienen tales datos puede opacar cualquier esfuerzo de este tipo.

Si bien en el presente estudio no se considera este problema, es decir, no es el objetivo discutir la calidad de las muestras, la cuantificación del error de medición podría ser útil si se comparara con los beneficios que la geoestadística aporta. De esta manera se podrían indicar qué factores se debiesen mejorar para obtener descripciones geomecánicas más prolijas.

3.3 Conceptos de geoestadística^[11]

En términos generales, la geoestadística apunta al estudio y estimación de variables regionalizadas, las que se extienden a lo largo de un espacio físico. Estas variables se caracterizan por que sus valores en el espacio no son aleatorios, es decir, tienen una organización o estructura espacial, producto de que provienen de algún proceso físico común, o fenómeno regionalizado. De esta forma, el valor de la variable en un punto está, de alguna manera, relacionado con el valor que toma en otro punto.

Dada esta definición, resulta natural pensar en las variables geotécnicas como variables regionalizadas, y por ende, estudiarlas y estimarlas con métodos geoestadísticos, de manera similar a la ley de un mineral, a la concentración de contaminantes, pH, etc. Eso sí, debe considerarse la naturaleza de las variables geotécnicas en el estudio, sus particularidades y restricciones discutidas en la sección 3.2.

Si bien en general es de suma importancia validar los modelos generados, en este estudio en particular, resulta aun más importante, pues la aplicación de geoestadística a parámetros geotécnicos es una práctica poco habitual, donde no se sabe a priori que tan bien se puede adaptar el método a estas variables. Además, como lo que aquí se busca es comparar los resultados obtenidos, con los que se obtienen mediante la metodología de *zonificación y promedios*, los métodos de validación se presentan como una medida cuantitativa de comparación.

Una de las tantas ventajas que ofrece la geoestadística frente a otros métodos de modelación, es que entrega una medida de la incertidumbre de la estimación. Para profundizar en este tema, debemos hacer la diferencia entre geoestadística lineal y no lineal. La primera, permite estimar el valor de la variable a partir de una combinación lineal de las muestras. El kriging simple (KS) y el kriging ordinario (KO) corresponden a técnicas lineales, y presentan algunas limitaciones que revisaremos más adelante. Como veremos, para superar tales limitaciones es necesario trazar la simplicidad de la geoestadística lineal y recurrir a técnicas más sofisticadas, como las que ofrece la geoestadística no lineal.

A continuación se presentan algunos conceptos básicos de geoestadística que es necesario conocer para comprender mejor el presente estudio.

3.3.1 Variograma

Como ya se ha dicho, la principal virtud de la geoestadística es que considera el hecho de que los valores que toma la variable en estudio no son independientes, el valor en un sitio contiene información sobre los valores en los sitios vecinos. Esto, se traduce en una estructura espacial. La pregunta es como describirla matemáticamente.

El variograma experimental es una función de la distancia y de la dirección, y para una distancia h y una dirección dadas, mide la similitud entre los datos que se encuentran a distancia h en esa dirección, que equivale a describir cuantificar la continuidad espacial de la variable. Es esperable que el variograma aumente con h , puesto que los pares de datos más cercanos entre sí debieran ser más similares. La meseta corresponde al valor donde el variograma se estabiliza, mientras que

el alcance es la distancia h a la que tal meseta se alcanza. Muchas veces la continuidad de la variable cambia según la dirección en que se mida, así es posible definir direcciones preferenciales y será necesario trabajar con los variogramas en cada una de estas direcciones. Si por el contrario, la continuidad de la variable es igual en todas las direcciones, bastará con calcular un variograma omnidireccional.

Si calculamos el variograma para una distancia muy cercana a cero, entonces podemos determinar el denominado *efecto pepita*, que mide cuan parecido es el valor de la variable en sitios muy cercanos. A priori, se debe esperar que si la variable muestra alta continuidad entonces el efecto pepita sea bajo. Estos y otros parámetros permiten modelar el variograma experimental, así se logra un variograma mas completo ya que el variograma experimental se calculó de manera discreta a lo largo de algunas direcciones del espacio, y perfeccionado puesto que los puntos obtenidos están sujetos a imprecisión.

3.3.2 Kriging

Sea cual sea el estimador que se utilice, lo que se busca es predecir el valor de la variable regionalizada en un punto dado, a partir de los datos que se tienen. En cuanto a la relación entre los datos y el valor estimado en un punto dado, el kriging se caracteriza por considerar los siguientes aspectos:

- Mientras más lejana esté la posición del dato del sitio a estimar, menos influyente es, menos “peso” tiene en el valor estimado.
- Agrupamientos de los datos. A veces los datos no son adquiridos a partir de mallas regulares, por lo que algunas zonas están sobremuestreadas, no considerar esto produciría un sesgo en la estimación, ya que tales zonas pesarían más.
- La estructura espacial de la variable. Si la variable se considera espacialmente continua entonces el kriging privilegia los datos cercanos al sitio a estimar. Por el contrario, si la variable es poco continua y presenta un efecto pepita considerable, los datos tienden a pesar lo mismo, independiente de su posición. Finalmente, en caso de que existan direcciones preferenciales, se privilegia a los datos ubicados a lo largo de las direcciones de mayor alcance.

Lo anterior hace al kriging un estimador particularmente preciso. Además de esto, el kriging tiene la ventaja de cuantificar la incertidumbre de la estimación.

El kriging, asociado a la sigla BLUE, best linear unbiased estimator, se construye precisamente bajo estas restricciones:

- Mejor, u óptimo. Esto se logra al minimizar la varianza del error de estimación.
- Lineal. El valor estimado es una combinación lineal ponderada de los datos.
- Insesgado. La esperanza del error de estimación debe ser cero, de modo que la estimación no sobreestime ni subestime el valor real de la variable.

Es posible distinguir entre dos tipos de kriging, el simple y el ordinario. En el primero, se asume conocido el valor promedio de la variable y permite compensar la falta de información cuando los datos son escasos o están muy alejados del sitio a estimar, el problema es que la media puede no

ser representativa de todo el espacio, ya que puede que distintas zonas tengan medias locales muy diferentes. Por el contrario, en el kriging ordinario la media es desconocida, de modo que el método se adapta mejor en situaciones donde la media no es constante en el espacio.

A pesar de las ventajas mencionadas, el kriging tiene algunas limitaciones:

- Por construcción entrega una estimación óptima entre los estimadores lineales, lo que es particularmente deficiente cuando la distribución de los datos es muy asimétrica. Y como veremos más adelante, las variables geotécnicas suelen presentar este tipo de distribuciones.
- El mapa de valores estimados es más regular que el mapa de valores reales. Es decir el kriging suaviza, no permitiendo dar cuenta de la variabilidad real de la variable.
- La varianza de estimación en un sitio no depende de los valores de los datos, si no que sólo de su configuración geométrica y de su correlación espacial.

3.3.3 Geoestadística no lineal

La geoestadística no lineal busca describir los valores en sitios desconocidos mediante una distribución de probabilidad. Esto no solo permite estimar el valor en el sitio, sino que también permite calcular la incertidumbre asociada a la estimación sin las falencias en que lo hace el kriging, además es posible extraer más información, como asociar intervalos de confianza a la estimación y calcular la probabilidad un escenario dado, como que el valor de la variable en un sitio sobrepase un valor umbral (ver figura 3.8).

En geoestadística no lineal la variable en estudio $z(x)$ se interpreta como una realización de una función aleatoria $Z(x)$. Por función aleatoria se entiende al conjunto de variables aleatorias asociadas a cada punto del espacio, es decir en cada posición el valor esta dado por una variable aleatoria, y la función es el conjunto de tales variables. Por otro lado, una realización corresponde a un escenario posible, dada la función aleatoria, o en otras palabras, dada una función aleatoria es posible generar escenarios, o realizaciones. Las principales dificultades asociadas a los métodos no lineales son que es necesario asumir que la variable es estacionaria y además se requiere mayor información que en el caso del kriging. La hipótesis de estacionaridad consiste en asumir que los valores que se encuentran en diferentes regiones del campo, presentan las mismas estadísticas y pueden considerarse como distintas realizaciones de la misma función aleatoria. La estacionaridad es clave para hacer inferencia estadística, pues permite reemplazar distintas realizaciones de una función aleatoria (que no se tienen), por una serie de muestras en el espacio.

Resulta pertinente distinguir entre función de distribución a priori y a posteriori. La primera, que equivale al histograma acumulado de los datos, describe la distribución global de los valores, sin diferenciar entre las diferentes zonas del área de estudio. La segunda en cambio, llamada también distribución condicional a los datos, calcula la incertidumbre tomando en cuenta los valores medidos en los sitios muestreados.

De lo anterior, se desprende que si se trabaja con la distribución a priori, entonces la probabilidad de que la variable supere un valor umbral es uniforme en todo el campo (porque no toma en cuenta la ubicación de los datos), lo que atenta contra el sentido común de pensar que en zonas donde las muestras presentan valores más elevados, esa probabilidad debiera ser mayor. Además,

tampoco reflejará el hecho de que la incertidumbre asociada a un valor desconocido disminuye al tener mediciones en la vecindad del sitio considerado. Por estas razones, en éste estudio se apunta a describir la distribución a posteriori, o condicionada a los datos. Para ello se utilizará la simulación condicional.

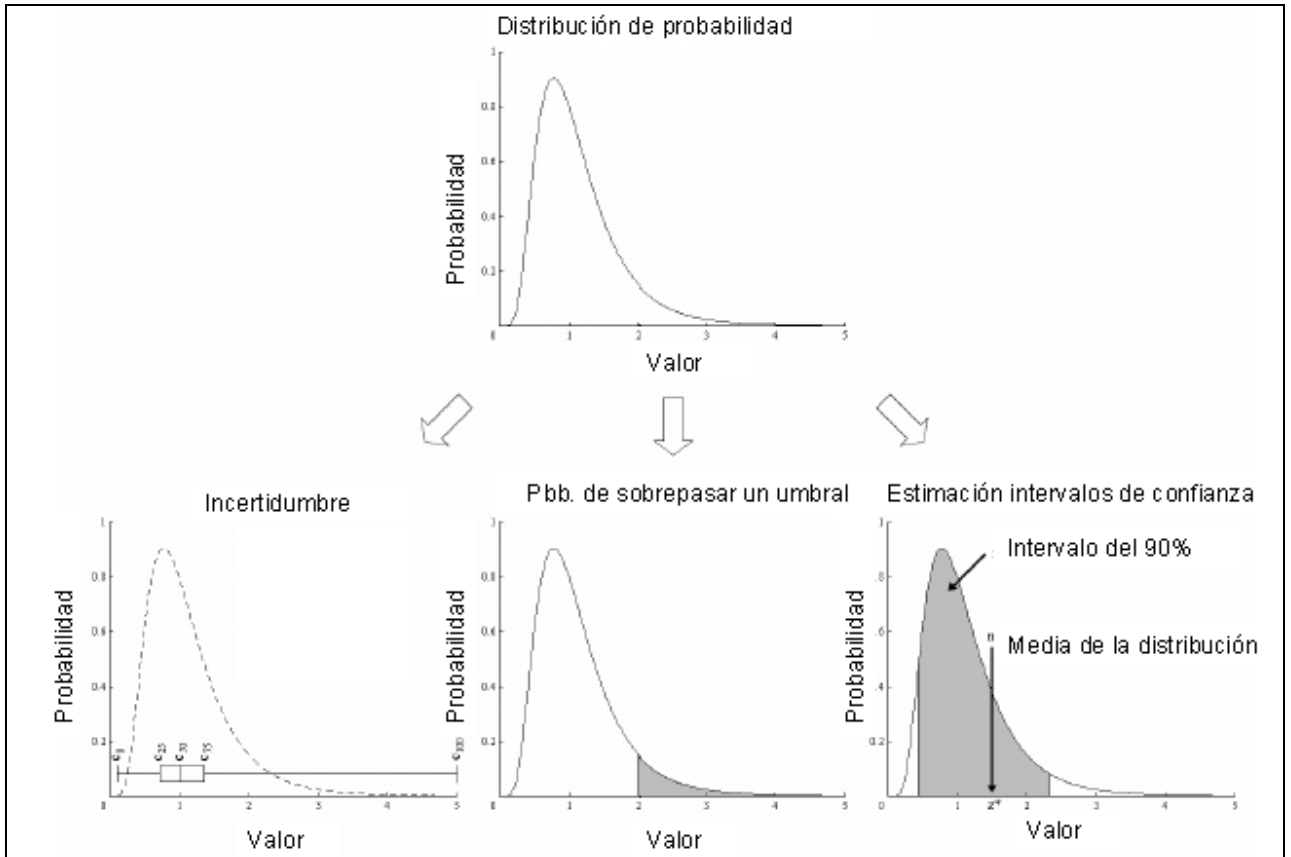


Figura 3.8: Posibilidades de la geoestadística no lineal

3.3.3.1 Simulación

Dada una función aleatoria, la simulación no condicional busca generar realizaciones que reproduzcan la estructura espacial de tal función. Si además en tales realizaciones el valor en los sitios donde hay dato es igual al valor del dato, entonces se habla de simulación condicional, donde se reproduce la función de distribución a posteriori.

Debido a la inmensa complejidad de reproducir la distribución espacial, es necesario adaptar el caso de estudio a un caso ideal, o más simple. La función aleatoria multigaussiana es tal que toda combinación lineal de valores de la función sigue una distribución gaussiana, y se considera como un caso ideal ya que es posible describirla conociendo tan solo la esperanza y la función de covarianza, con lo cual queda totalmente determinada la estructura espacial. Para hacer uso de esta idealización, es necesario transformar la variable original a una con distribución multigaussiana, esto se hace mediante la función anamorfosis, que se verá más adelante. Una vez transformada es posible realizar simulación condicional mediante técnicas como las *bandas*

rotantes o el método secuencial gaussiano.

El método secuencial gaussiano se caracteriza porque al simular el valor en un sitio, agrega ese valor simulado al conjunto de datos condicionantes para simular los sitios siguientes. De esta forma el método realiza directamente simulaciones condicionales a los datos, y luego los sitios simulados tienen tanta importancia como los mismos datos en los condicionamientos siguientes. En términos prácticos el principal problema de este método es que es muy lento, pues requiere de un gran esfuerzo de cálculo.

En el método de las bandas rotantes se generan rectas orientadas en diferentes direcciones, luego se simula el valor de la proyección sobre tales rectas, de los sitios donde se quiere estimar. Finalmente la simulación en un sitio x será proporcional a la suma de las simulaciones de las proyecciones en cada una de las rectas. Esto simplifica el problema ya que finalmente se están realizando simulaciones unidimensionales. Otra importante diferencia con el método secuencial, es que en las bandas rotantes no se realiza directamente una simulación condicional, sino que se hace en dos pasos, primero se simula y luego se condiciona.

3.3.3.2 Anamorfosis gaussiana e hipótesis multigaussiana

La idea de este proceso es transformar los datos, para que tengan (una vez transformados) una distribución gaussiana estándar (media 0, varianza 1). Esto permitirá aplicar a los datos transformados (gaussianos), las técnicas multigaussianas.

Si $Z(x)$ corresponde a los valores originales, e $Y(x)$ a los datos transformados. Entonces la anamorfosis, gráficamente, consiste en deformar el histograma de los valores brutos ($Z(x)$), y convertirlo en uno de forma gaussiana (ver figura 3.9).

La función anamorfosis asocia a cada valor bruto el valor gaussiano con la misma frecuencia acumulada. Luego, conocer $F(z)$ (histograma acumulado de los valores brutos), permite conocer la anamorfosis y construir la variable transformada.

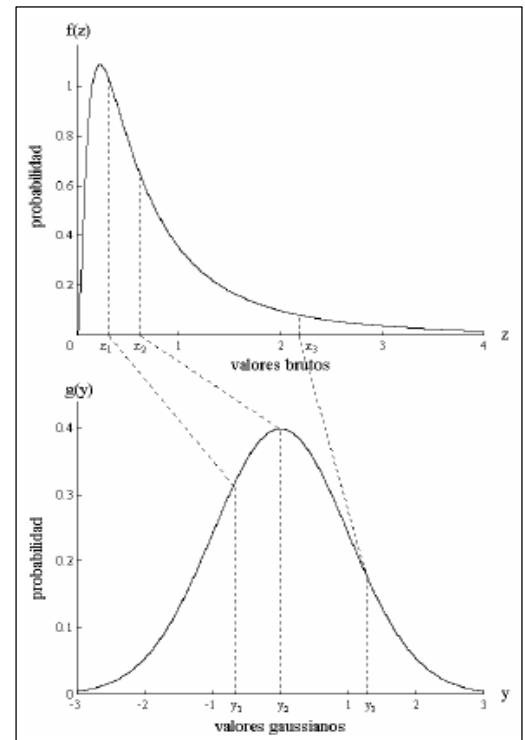


Figura 3.9: Efecto gráfico de la anamorfosis gaussiana.

Como ya se dijo, la hipótesis multigaussiana consiste en suponer que la función aleatoria asociada a la variable transformada $Y(x)$, tiene una distribución multigaussiana. Esto quiere decir que toda combinación lineal de valores de $Y(x)$ debe seguir una distribución gaussiana. Previo a aplicar algún método multigaussiano es necesario comprobar esta hipótesis. En la práctica sin embargo, solo se comprueba que las distribuciones bivariantes empíricas sean compatibles con una distribución bigaussiana. Para comprobar esto, en este estudio se utilizarán 2 metodologías.

➤ **Comparación del variograma con el madograma**

Se define el madograma, o variograma de orden 1, como:

$$\gamma_n(\mathbf{h}) = \frac{1}{2} E\{|Y(\mathbf{x} + \mathbf{h}) - Y(\mathbf{x})|^n\}$$

Es posible demostrar que si $\{Y(\mathbf{x} + \mathbf{h}), Y(\mathbf{x})\}$ tienen una distribución bigaussiana, entonces debe satisfacerse la relación:

$$\frac{\sqrt{\gamma(\mathbf{h})}}{\gamma_1(\mathbf{h})} = \sqrt{\pi} \text{ , para todo } \mathbf{h}.$$

Estos dos tests permitirán comprobar si nuestras variables satisfacen el carácter multigaussiano.

➤ **Nubes de Correlación Diferida**

Si la hipótesis fuera correcta, entonces en términos prácticos al calcular la nube de correlación diferida se debiera observar que cuando $|\mathbf{h}|$ tiende a infinito, la nube de correlación diferida debiera volverse circular. Y cuando $|\mathbf{h}|$ tiende a 0, la nube se restringe en torno a la primera bisectriz (ver figura 3.10).

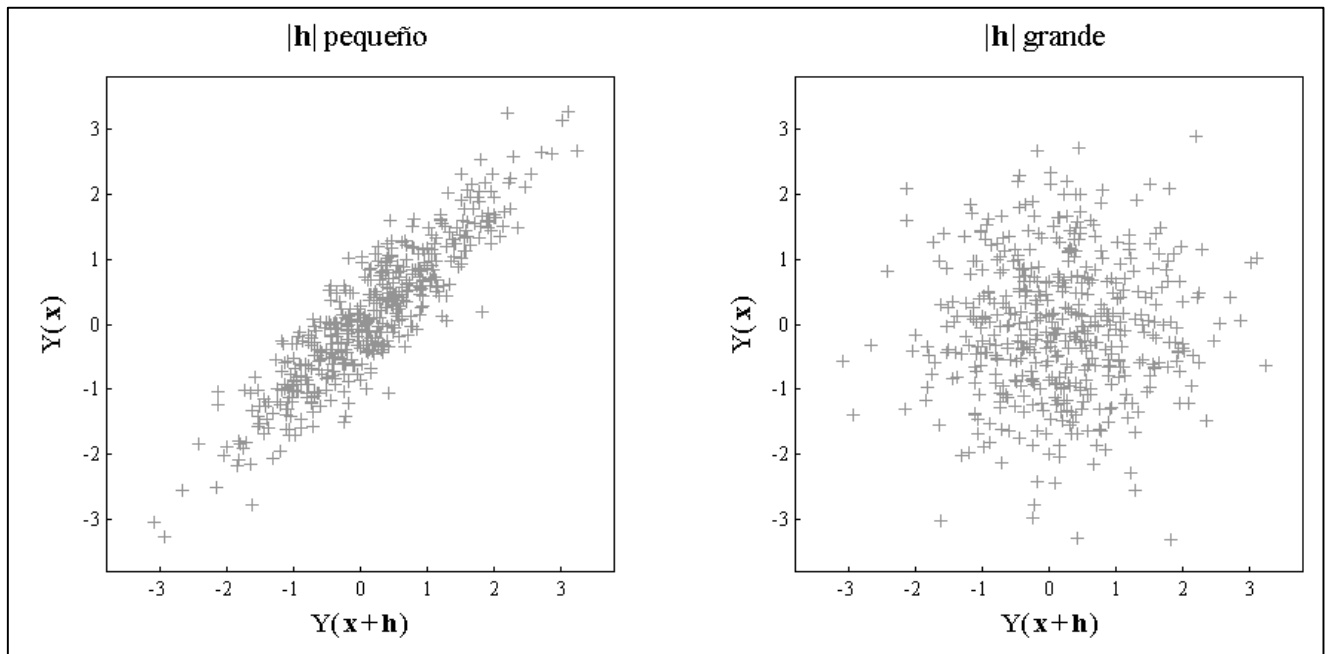


Figura 3.10: Test de nube de correlación diferida

3.3.2 Validación de los resultados

Con el fin de cuantificar la calidad de los resultados obtenidos es necesario aplicar técnicas

que midan el error de las estimaciones que se están realizando.

En este estudio se utilizará una técnica conocida como *Jack Knife*, que consiste en disponer de dos fuentes de información, o dos bases de datos, luego, con una de ellas se genera el modelo de estimación, y con éste modelo se estima en cada uno de los sitios donde hay datos pertenecientes a la otra base de datos. De ésta forma se tendrán estimaciones en sitios donde hay datos reales, con lo que fácilmente se puede medir el error de la estimación.

3.4 Técnicas de caracterización utilizadas en la actualidad

En esta sección se busca hacer una revisión general de los métodos más utilizados en la actualidad para la realización de modelos geotécnicos. Esto permitirá identificar las ventajas y desventajas de cada uno, con el fin de proponer más adelante una metodología acorde con las problemáticas planteadas en la sección 3.2 “Naturaleza de las variables Geotécnicas”: no aditividad, direccionalidad y multipoblacionalidad.

Antes de entrar a las técnicas de interpolación, es apropiado revisar en términos generales, las metodologías que debiesen usarse para definir las unidades geotécnicas básicas dentro de las que se realizará la interpolación.

3.4.1 Definición de Unidades Geotécnicas^[12]

Una unidad geotécnica corresponde a un volumen de macizo rocoso con propiedades geotécnicas similares.

Desde el punto de vista de la geoestadística o de los métodos de interpolación en general, la idea de dividir el macizo rocoso en unidades geotécnicas es usar las muestras dentro de una unidad para estimar valores en otras regiones dentro de la misma unidad, de lo contrario sería equivalente a mezclar poblaciones diferentes para la estimación. La definición de unidades geotécnicas debe considerar, entre otras cosas:

- Características geotécnicas de las discontinuidades
- Grado y tipo de alteración
- UCS
- Campo de esfuerzos (pre-minería e inducidos)
- Permeabilidad del macizo rocoso

Es importante notar que las propiedades del macizo rocoso no se pueden medir directamente, deben estimarse considerando tanto las propiedades de la roca intacta, como las características de bloques que componen el macizo.

Se puede definir las *unidades geotécnicas básicas* en función de los tipos de roca intacta presentes en el área^[13]. Para esto, se deben considerar resultados de la caracterización geológica y superponer la litología, la mineralización y la alteración.

En cuanto a la caracterización geológica, en los depósitos de tipo pórfido cuprífero, es posible encontrar una alteración y mineralización típica (zonas potásicas, cuarzo-sericítica, argílica, propilitica), de donde se desprende una zonificación relativamente estándar (ver figura 3.11):

- Materiales de superficie
- Zona Lixiviada (óxidos)
- Zona de enriquecimiento secundario (mineralización supérgena)
- Zona de enriquecimiento primario (mineralización hipógena)

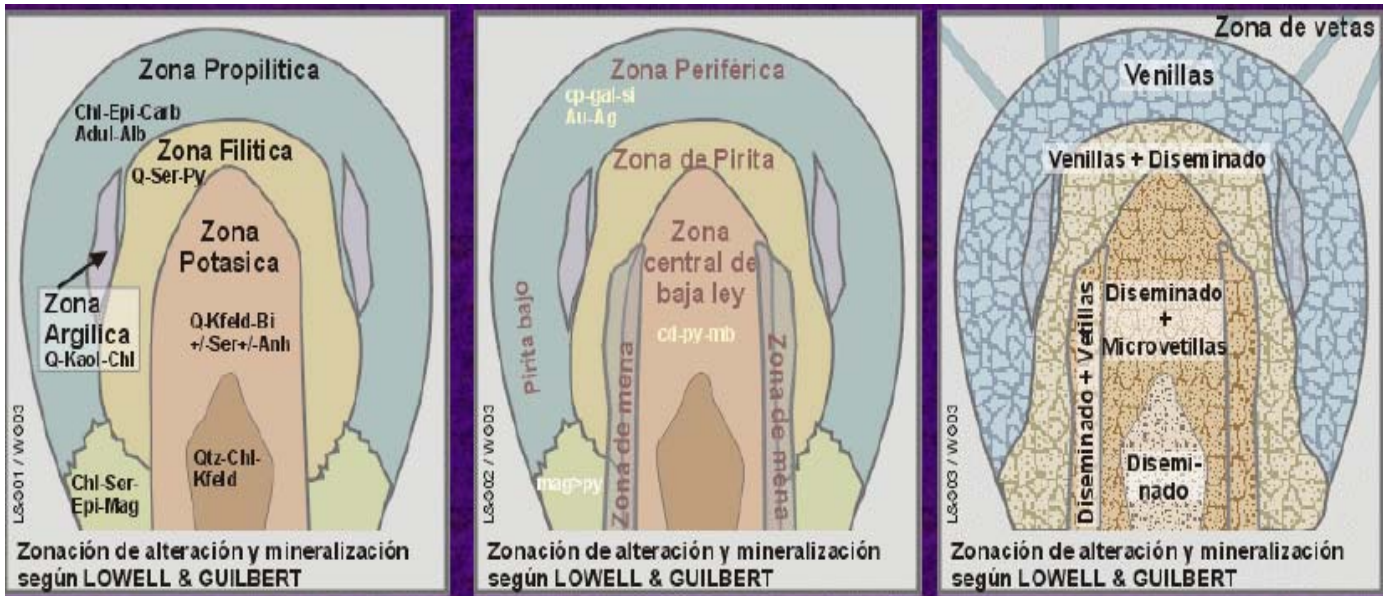


Figura 3.11: Zonificación típica de pórfidos cupríferos

Flores (2003) identifica algunas relaciones entre la zonificación geológica y las características geotécnicas:

- La roca de la zona de mineralización secundaria, comúnmente denominada "roca secundaria", presenta discontinuidades abiertas y ha sido afectada por el flujo de aguas.
- La roca de la zona de mineralización primaria, comúnmente denominada "roca primaria", no presenta discontinuidades abiertas (éstas están selladas con distintos tipos de relleno) y no ha sido afectada por el flujo de aguas.
- La roca primaria es mucho menos permeable que la roca secundaria, por lo que frecuentemente el contacto primario-secundario define un límite impermeable.
- La frontera entre las zonas propilitica y cuarzo-sericítica típicamente presenta un mayor grado de fracturamiento, especialmente si aparece una zona argillica.
- Diferentes tipos de mineralización y alteración afectan de distinta forma las propiedades geomecánicas de un mismo tipo litológico.
- Para una misma litología, mineralización y alteración, las propiedades geomecánicas suelen depender del grado de alteración. La figura 3.12 muestra este hecho para el caso de alteración cuarzo sericítica, y su relación con el UCS para el pórfido Este de la mina de Chuquicamata.

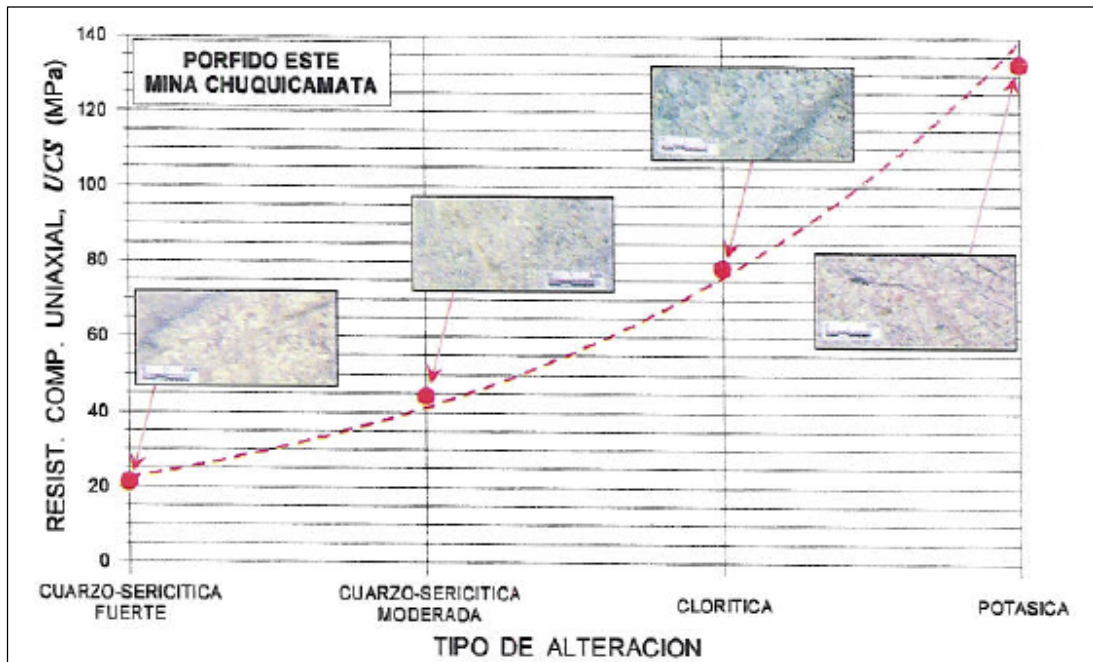


Figura 3.12: Influencia del grado de alteración en el UCS

De esta forma, el modelo geológico debe ser concordante con el modelo de unidades geotécnicas básicas.

Luego, a las unidades geotécnicas básicas anteriores, es necesario agregar las propiedades del macizo rocoso. Pues las distintas unidades geotécnicas deben tomar en cuenta, no solo las propiedades de la roca intacta, sino que también otros factores como las estructuras, presencia de agua, etc. Para esto, se utilizan índices de calidad geotécnica asociados a algún sistema de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos, tales como el Q, RMR, MRMR, y GSI.

En definitiva, deberán considerarse factores de alteración, mineralógicos, litológicos, y estructurales.

3.4.2 Técnicas Actuales de Interpolación

Promedios

La técnica más utilizada en la actualidad es la de interpolar el valor de la variable haciendo un promedio lineal del valor de las muestras. Luego, a la zona muestreada se le asigna el valor promedio de la variable. Se obtienen mejores resultados si se consideran los dominios geotécnicos, y el promedio se realiza dentro de cada dominio, con las muestras ahí adquiridas. De esta forma se obtiene un valor constante dentro de cada unidad. Resulta pertinente aclarar que esta división en dominios geotécnicos mejorará los resultados de cualquier método de interpolación.

Veamos como maneja este método las complicaciones producto de la naturaleza de las variables geotécnicas. De las características vistas en la sección 3.2 *Naturaleza de las Variables Geotécnicas*, la única que está directamente relacionada con el método de

interpolación utilizado, es la no aditividad. En el caso de este método, como ya se ha dicho, consiste en un promedio lineal de la variable en estudio. De esto se desprende que este método tendrá asociado el error de omitir la no aditividad de las variables. Para ver las consecuencias prácticas de esto, volvamos al ejemplo del RMR de la sección 3.2.1. Ahí, el promediar directamente sobre la variable llevaba a un error de 10 puntos, esto puede significar por ejemplo que una galería esté siendo fortificada con malla, cuando debiera fortificarse con shotcrete, con todos los riesgos que eso implica.

Para el resto de las propiedades: direccionalidad, multipoblacionalidad, y error en la medición de las variables subjetivas, éstas no dependen del método de interpolación utilizado. Sin embargo, en la mayoría de los estudios no se consideran, y sería interesante, tanto en este como en el resto de los métodos, hacerlo.

Este método es por cierto, el más simple en el que se pueda pensar, y no considera una serie de factores asociados a la variable. Esta es la principal motivación de este estudio. Esta simplicidad, tiene, entre otras, las siguientes consecuencias:

- No considera la continuidad espacial de la variable, ni regularidad, ni anisotropía
- No entrega una medición de la incertidumbre de la estimación. Es fundamental en toda estimación, cuantificar la incertidumbre asociada a tal estimación, y si es posible, asociarle intervalos de confianza. Estos últimos, corresponden a un rango de valores en el cual el verdadero valor del parámetro estimado se encuentra con una probabilidad dada.
- No considera la distancia de las muestras al punto a estimar. Es intuitivo pensar que mientras más cercano sea el dato del sitio a estimar, mayor debiera ser la ponderación asociada a ese dato. En el método en cuestión, todos los datos llevan igual ponderación.
- No considera posibles agrupamientos de los datos. Muchas veces las muestras no son tomadas mediante una malla regular a lo largo del yacimiento, esto se traduce en que hay zonas sobremuestreadas. Por ejemplo en el caso de leyes, es usual que zonas de alta ley tengan mayor número de muestras que zonas de baja ley. Por lo tanto, si el promedio es el estimador, la ley promedio será mayor a la ley real, pues hay más datos de las zonas de alta ley.

Kriging Ordinario

Este método, con respecto al anterior, presenta todas las ventajas comentadas en la sección 3.3.2. Estas ventajas debieran representar una considerable mejoría en la estimación e interpolación si se compara con el método de los promedios. Así, es posible encontrar estudios donde se ha aplicado KO de bloques a la dureza de la roca^[14], o aplicación directa de KO al RQD para luego definir dominios de meteorización a partir del modelo generado^[15].

Sin embargo, en comparación con los métodos de simulación que se utilizarán en este estudio, el KO tiene las desventajas comentadas en la misma sección 3.3.2, asociadas principalmente a la deficiencia en la medición de la incertidumbre de estimación, lo cual se mejora si se prefieren las técnicas no lineales.

Kriging de Indicadores Múltiples (MIK)

En éste método, la distribución de la variable en estudio es estimada a partir de una serie de

indicadores. Donde cada indicador corresponde a la proporción de cada bloque que está sobre un valor umbral de la variable. Por ejemplo, para valores de RMR de 40, 50 y 60, los indicadores asociados para un posible modelo de bloque podrían ser 0.8, 0.6 y 0.3, lo que significa que el 80% de los bloques está sobre 40, el 50% sobre 50 y el 40% sobre 60. Para este caso, la principal virtud de esta metodología es que los indicadores se trabajan como variables aditivas, siendo que el RMR no lo es. Esto permitirá describir la distribución de la variable en cada bloque, determinar medias, cuantiles, incertidumbre y otra información^[16].

El principal problema de este método es que las funciones de distribución son estimadas de manera incompleta, ya que se trabaja una cantidad discreta de indicadores, luego es necesario realizar interpolación y extrapolaciones que permitan obtener una función continua. Además, la utilización de esta técnica es menos conocida y más compleja que el uso de la simulación.

4.- METODOLOGIA PROPUESTA

4.1 Metodología Propuesta

En función de todos los aspectos discutidos hasta ahora, se ha generado una propuesta metodológica de trabajo.

La metodología general es la siguiente:

- Estudio de la base de datos disponible para cada variable: Cantidad y distribución espacial de datos. Se debe revisar la posibilidad de considerar la direccionalidad, y estudiar cual es el soporte de las muestras, pues recordemos que en variables no aditivas no es posible realizar cambios de soporte.
- Definición de las variables a estudiar: RQD, UCS, Condición de discontinuidades, RMR y FF subvertical, subhorizontal y omnidireccional. Se entenderá por subvertical todo dato proveniente de sondajes con $\text{dip } 90 \pm 30^\circ$, y subhorizontal a los provenientes de sondajes con $\text{dip } 0 \pm 30^\circ$.
- Para cada variable y para cada UG se utilizará el 80% de los datos, separados aleatoriamente, para generar el modelo de estimación mediante técnicas geoestadísticas. Mientras que el 20% restante se usará para validar los resultados. Esta separación de la base de datos no se realizará para la FF subvertical ni subhorizontal, dado que son muy pocos los datos, por lo tanto los resultados no serán validados.
- Aplicación de Simulación Condicional al 80% de los datos de cada variable dentro de cada UG. Con esto se calculará la estimación de la variable, su incertidumbre y se realizará un análisis de escenario correspondiente a la probabilidad de que la variable supere un valor umbral.
- Cuantificación de la calidad de los resultados de la simulación. Con el modelo de estimación generado, se estimará el 20% restante de los datos, esto permitirá tener el valor real (dato) y el valor estimado por la simulación, con lo que se podrá calcular el error de estimación de este método. De igual manera, se estimarán esos mismos datos con el método del promedio, para medir el error de estimación de esta técnica.
- Comparación de los resultados de la simulación y el promedio. Los indicadores a comparar son el Error Absoluto Medio (MAE) y Error Cuadrático Medio (MSE), obtenidos mediante la cuantificación de los resultados explicada en el punto anterior.
- En el caso del RMR, éste no se modelará mediante geoestadística, sino que se hará a partir de las simulaciones de cada uno de sus componentes. Es decir, en un bloque

donde se tengan estimados el JC, RQD, UCS y el espaciamiento ($E=1/FF$), se le asignarán puntajes a tales estimaciones y luego se sumarán, tal como lo indica la metodología de cálculo del RMR. Así, a partir de las 100 realizaciones generadas para las variables RQD, IRS, FFO y JC, se podrán obtener 100 realizaciones del RMR, lo que permite trabajar los resultados en términos estadísticos, de modo de obtener una estimación del RMR, la incertidumbre asociada a la estimación y la probabilidad de que la variable esté por sobre un valor umbral.

En cuanto a la geoestadística propiamente tal, la metodología es la siguiente:

- Estudio exploratorio. Aquí se calculan los histogramas, se realiza el despliegue de los datos, y se estudia la hipótesis de estacionaridad mediante nubes direccionales. Además se realiza el desagrupamiento de los datos mediante el método de las celdas.
- Anamorfosis. Los datos originales son transformados a datos de distribución gaussiana estándar. Luego, es necesario estudiar la pertinencia de la hipótesis multigaussiana.
- Simulación condicional. Se generan 100 realizaciones de bloques de $25 \times 25 \times 25$ [m], con discretización de $2 \times 2 \times 2$ nodos.
- Proceso post-simulación. Aquí, se calcula:
 - La estimación, que corresponde al promedio de las 100 realizaciones en cada bloque.
 - Incertidumbre de la estimación. Da cuenta de la variabilidad de las 100 realizaciones en cada bloque.
 - Análisis de escenarios. Dadas las 100 realizaciones y un valor umbral, se calcula la probabilidad de que la variable supere ese valor para cada bloque.

5.- CASO DE ESTUDIO

5.1 Proyecto “Chuquicamata Subterráneo”

El estudio se realiza con datos del proyecto *Chuquicamata Subterráneo* de Codelco. Por lo que resulta pertinente revisar las generalidades del proyecto y algunos aspectos geotécnicos que serán utilizados en el estudio.

Desde 1915 hasta la actualidad, se han extraído más de 2530 millones de toneladas de mineral con ley media de 1.53% de Cu del rajo de Chuquicamata, y actualmente se extrae a una tasa de 182000 TPD. Se espera que la vida del rajo se extienda hasta aproximadamente el 2018, momento en que su profundidad excederá los 1000 [m]. Los estudios muestran que bajo el pit final hay aproximadamente 2600 millones de toneladas de reservas con ley media de 0.83% de Cu. La siguiente figura muestra la geometría del rajo y de la zona explotable bajo éste.

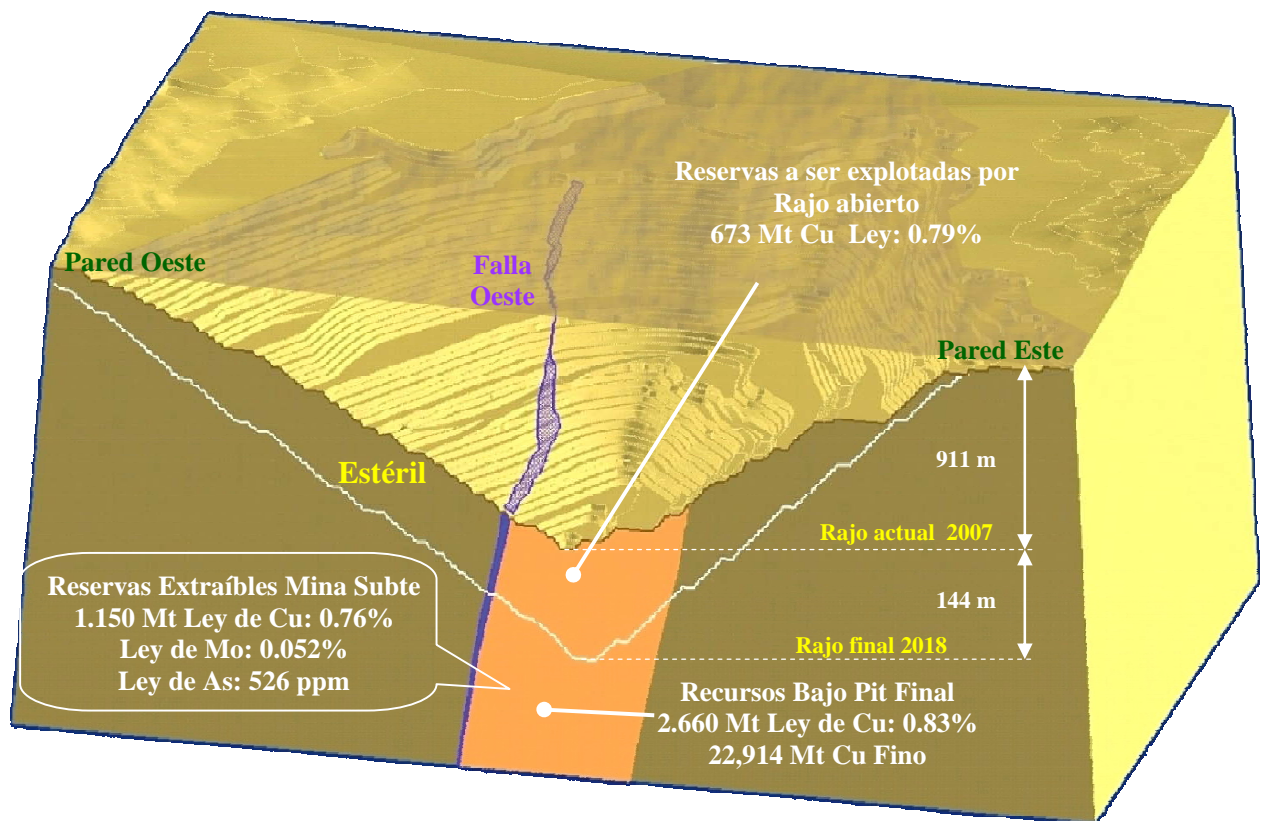


Figura 5.1: Geometría y reservas de Chuquicamata.

Los estudios correspondientes a la ingeniería de perfil del proyecto, finalizados el 2004, concluyeron la factibilidad de realizar minería subterránea bajo el pit final, mediante métodos de hundimiento. La explotación comenzaría el 2018, y la producción se incrementaría hasta alcanzar

finalmente el 2021, las 125000 TPD a partir de cuatro frentes de hundimiento.

Actualmente, el proyecto se encuentra en su etapa de ingeniería conceptual y el presente estudio se enmarca dentro del área geotécnica de ésta.

5.2 Aspectos Geotécnicos del Proyecto

Actualmente la información geotécnica del proyecto proviene fundamentalmente de dos estudios:

- *Geotechnical Assessment of Caving at the Chuquicamata Mine*. Realizado por las consultoras SRK e Itasca S.A., y finalizado en febrero del 2006.
- *Complementary Geotechnical Studies for Conceptual Design of an Underground Mine at Chuquicamata* realizado por las consultoras SRK e Itasca S.A., finalizado en diciembre del 2006.

A continuación se comentan las principales conclusiones, relativas a la descripción geotécnica del macizo rocoso involucrado en el proyecto, y que podrían ser útiles para este estudio geoestadístico.

El número total de sondajes geotécnicos (aproximadamente 120 incluidos en el estudio en discusión) proporciona una cobertura areal y en profundidad del cuerpo mineralizado que se estima suficiente para una base de los estudios de diseño conceptual. Sin embargo, varias secciones del cuerpo mineralizado, principalmente el sector norte y por debajo de la elevación 1600 [m], tenían una pobre cobertura de sondajes y fue necesario extrapolar datos a grandes distancias. Con respecto a esto, cabe comentar que tener una base de datos suficiente para un estudio conceptual no implica que esto sea suficiente para un estudio geoestadístico, esto se verá más adelante.

5.2.1 Unidades Geotécnicas

Las unidades geotécnicas definidas en un principio para el proyecto, consistían en:

- Subdivisión de Sur a Norte: 1B-2B-3B-4B
- Subdivisión Oeste a Este: RQS (Roca Cuarzo Sericitica)-PES (Pérfido Este Sericitica)-PEK (Pérfido Este Potásico)

Además el volumen RQS, se subdividió en tres zonas en función de la razón Cuarzo (Q)/Sericita (S), que equivale al grado de alteración de la roca. Estas zonas son $Q>S$, $Q<S$, $Q=S$.

Sin embargo, en el último estudio realizado, se concluyó en base a la tabla 5.1, lo siguiente:

- Si bien la variabilidad en los parámetros geotécnicos en la dirección Norte-Sur es apreciable, esta diferencia es notablemente menor que la presente en la dirección Oeste-Este. Por esto, se recomienda redefinir los dominios geotécnicos como grandes dominios que varían solo de Oeste-Este.
- La recomendación es combinar $Q=S$, $Q>S$ y PES en un solo dominio geotécnico y definir

Q<S y PEK como otros dos dominios independientes, como se muestra en la siguiente figura.

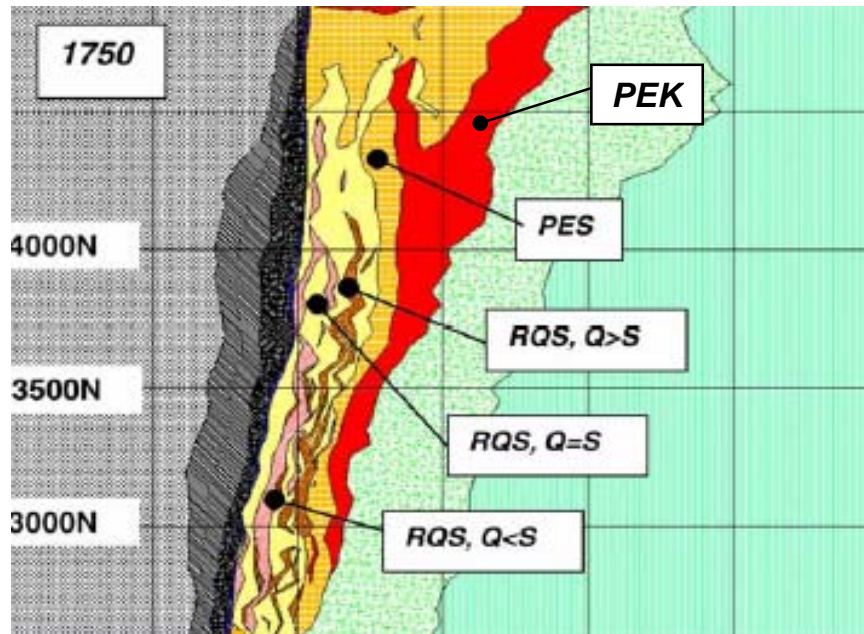


Figura 5.2: Unidades geotécnicas consideradas actualmente

Domain	Unit	% in DH	FF/m (<!=20)	Shear (%)	IRS Avg	RMR Avg	GSI	n (values)
1B	RQS (all)	43	2.6	4.6	70	45	50	3499
	PEK	18	1.5		122	54	61	1499
	PES	15	2.5		87	47	53	1189
	Q>S	36	2.3		83	48	51	1415
	Q=S	31	2		72	48	53	1189
	Q<S	30	3.1		50	40	45	1087
2B	RQS (all)	49	2.7	1.7	90	48	54	11073
	PEK	27	2.1		141	54	59	6860
	PES	10	2.1		110	51	56	2347
	Q>S	39	3.3		117	49	54	4133
	Q=S	41	1.9		76	49	56	4510
	Q<S	17	3.8		67	41	47	1892
3B	RQS (all)	49	2.8	0.6	97	48	55	4151
	PEK	24	1.8		117	54	59	1361
	PES	19	2.6		90	48	53	1268
	Q>S	33	4.3		142	49	54	939
	Q=S	60	2		75	49	56	2077
	Q<S	3	1.7		81	47	57	51
4B	RQS (all)	38	2.2	0.1	74	50	55	1459
	PEK	35	2.4		96	48	56	1200
	PES	25	2.4		90	47	56	852
	Q>S	21	2.4		89	48	53	478
	Q=S	72	2		70	48	53	1165
	Q<S	3	3		76	41	53	99

RQS (all) encompasses the Q-S series.

DH = percent of alteration unit mapped in drill cores

Shear % = percent of shear zones in drill cores (defined by FF/m >20)

n = number of sample points (runs)

Tabla 5.1: Matriz de parámetros geotécnicos para cada unidad geotécnica

5.2.2 Modelo de Variación Espacial

Actualmente, el proyecto Chuquicamata Subterráneo cuenta con modelos geoestadísticos de algunas de las variables geotécnicas de interés. Sin embargo, estos no se utilizan por algunos problemas en su construcción. A continuación se describen tales modelos.

Se realizó un modelo de bloques de $20 \times 20 \times 20 \text{ m}^3$, con todos los datos existentes sin considerar las diferentes unidades geotécnicas. Esto, en principio no es recomendable, porque cada UG tiene diferentes valores promedios de sus variables y distinta estructura espacial. A pesar de esto, el modelo correlacionó visualmente bien con las principales tendencias observadas.

El principal problema del modelo presentado, además de la discusión de no restringirse según los dominios geotécnicos, es que no se presenta validación alguna, y no se entrega ninguna medida de la incertidumbre de la estimación, ni siquiera la varianza de kriging, la herramienta más básica para medir la incertidumbre. Debido a esto, resulta un modelo poco confiable para ser utilizado, y no es posible compararlo cuantitativamente con otras opciones. Finalmente, este modelo presenta el error asociado a realizar un Kriging de Bloques a variables no aditivas (RMR, MRMR, y GSI).

Como ya se ha dicho antes, en el presente estudio se pretende superar estos problemas tomando en cuenta esos dos aspectos entre otros y poniendo énfasis en obtener una validación de los resultados.

6.- RESULTADOS

A continuación se muestran, para cada variable, los resultados obtenidos mediante la metodología de simulación descrita. Resulta pertinente agregar que con los modelos generados mediante simulación condicional es posible obtener más información de la que aquí se muestra. Por ejemplo se puede calcular la probabilidad de que la variable esté bajo un valor umbral, o asociar intervalos de confianza a la estimación, calcular el valor medio de la variable sobre o bajo un valor umbral, etc.

6.1 Rock Quality Designation (RQD)

Despliegue en planta de los datos

Las siguientes figuras corresponden a vistas en planta de los datos de RQD para cada UG.

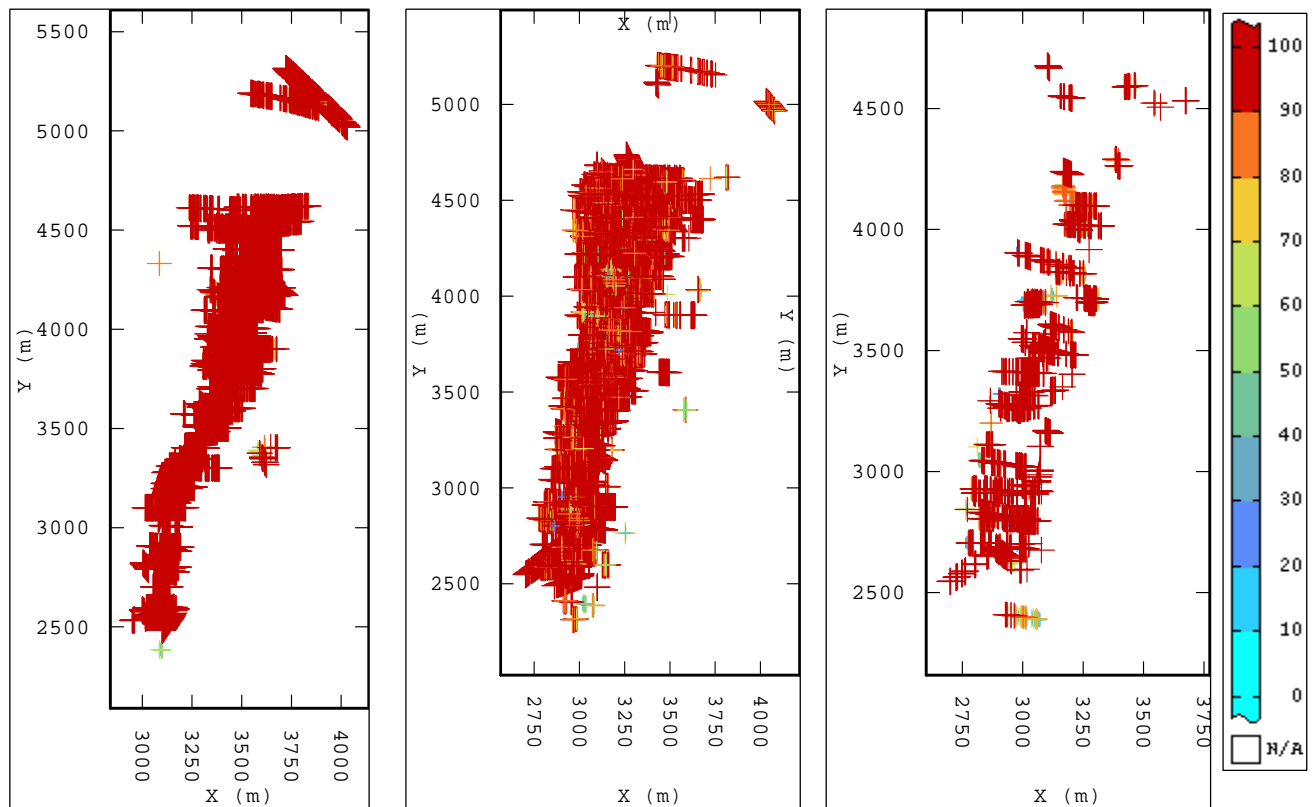


Figura 6.1: Vista en planta de los datos del RQD para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.).

Histogramas

A continuación, se muestra la distribución estadística de la variable dentro de cada UG, además es posible apreciar las estadísticas básicas asociadas a tales distribuciones.

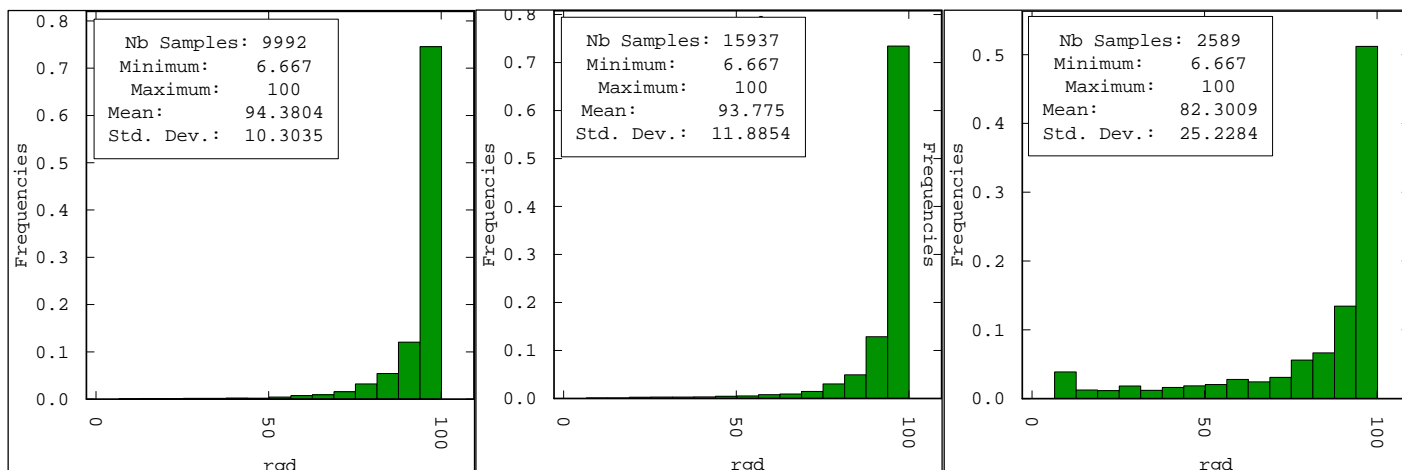


Figura 6.2: Histogramas de los datos del RQD para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.).

Análisis Variográfico

Los variogramas experimentales fueron calculados en 5 direcciones, con el fin de identificar direcciones preferenciales. En las siguientes figuras se muestran los variogramas experimentales en la dirección norte-sur, este-oeste y vertical de la variable gaussiana. Además se muestra el variograma omnidireccional experimental y modelado que es el que finalmente se utilizó en la simulación.

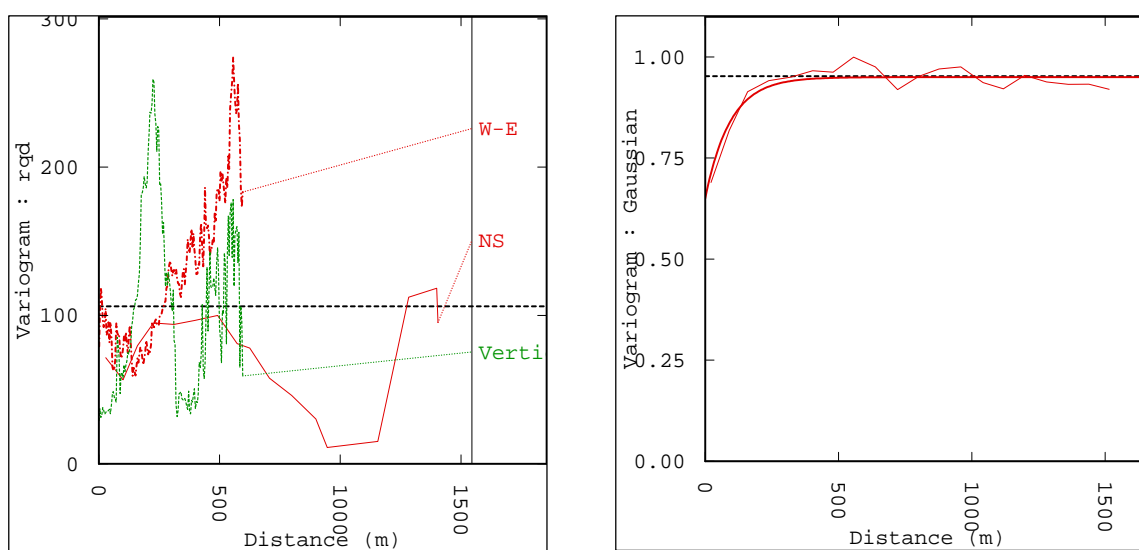


Figura 6.3: Variogramas de la transformada gaussiana del RQD en la UG PEK.

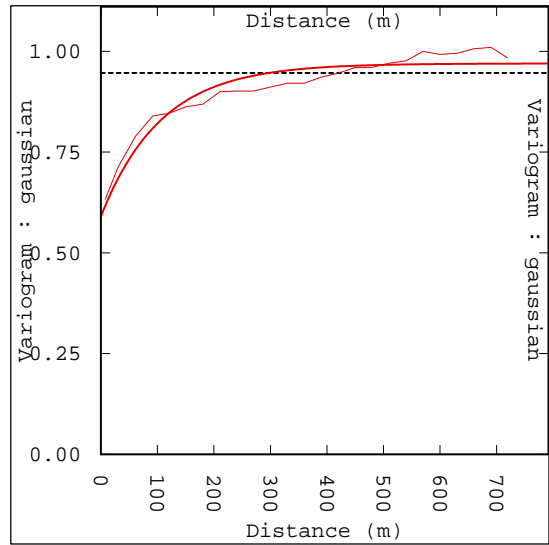
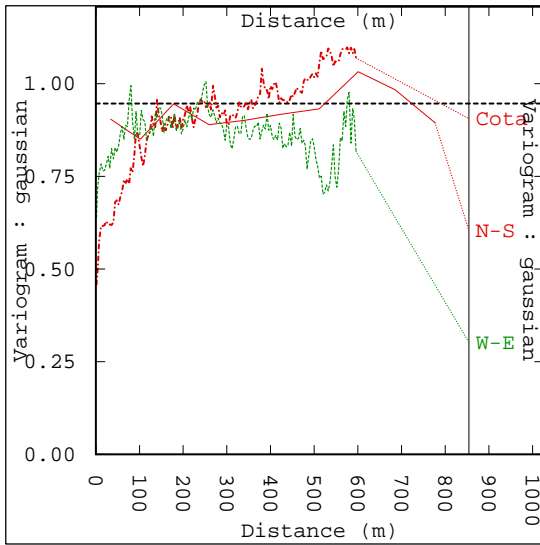


Figura 6.4: Variogramas de la transformada gaussiana del RQD en la UG $Q>S+PES$.

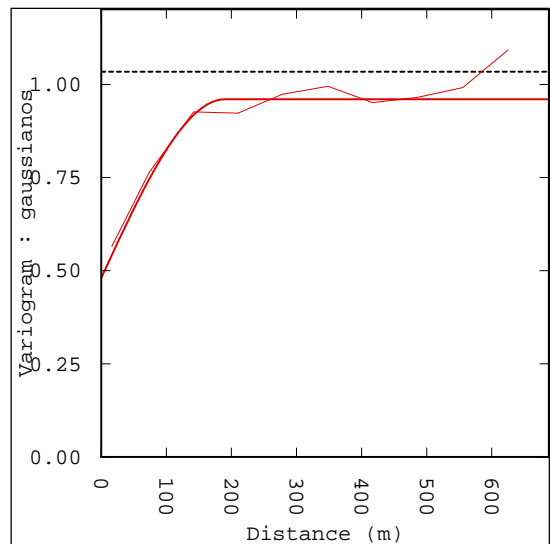
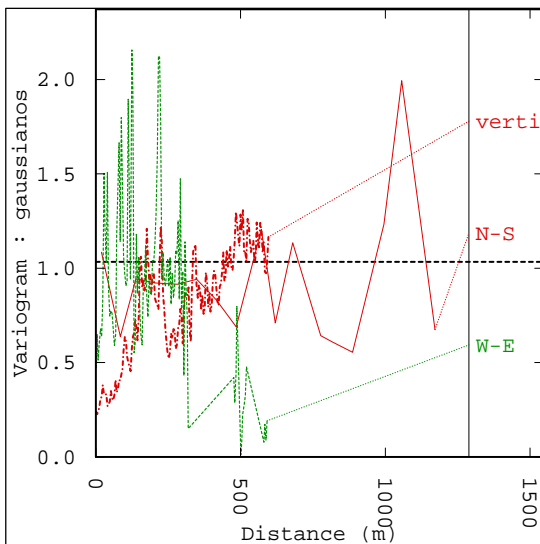


Figura 6.5: Variogramas de la transformada gaussiana del RQD en la UG $Q<S$.

Modelos Obtenidos

A continuación se muestran mapas de estimación, de incertidumbre y de probabilidad que el RQD supere el valor de 80, para todos los casos se muestra una vista en planta de la cota 1940.

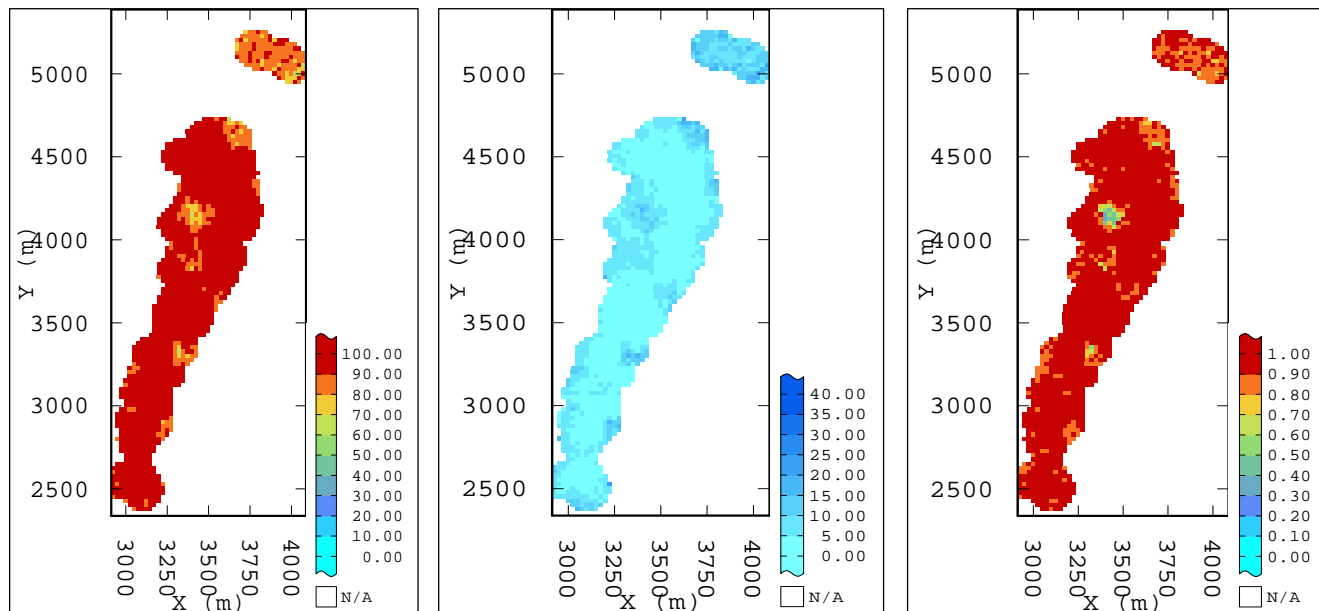


Figura 6. 6: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para RQD en la UG PEK. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de RQD>80 (der.).

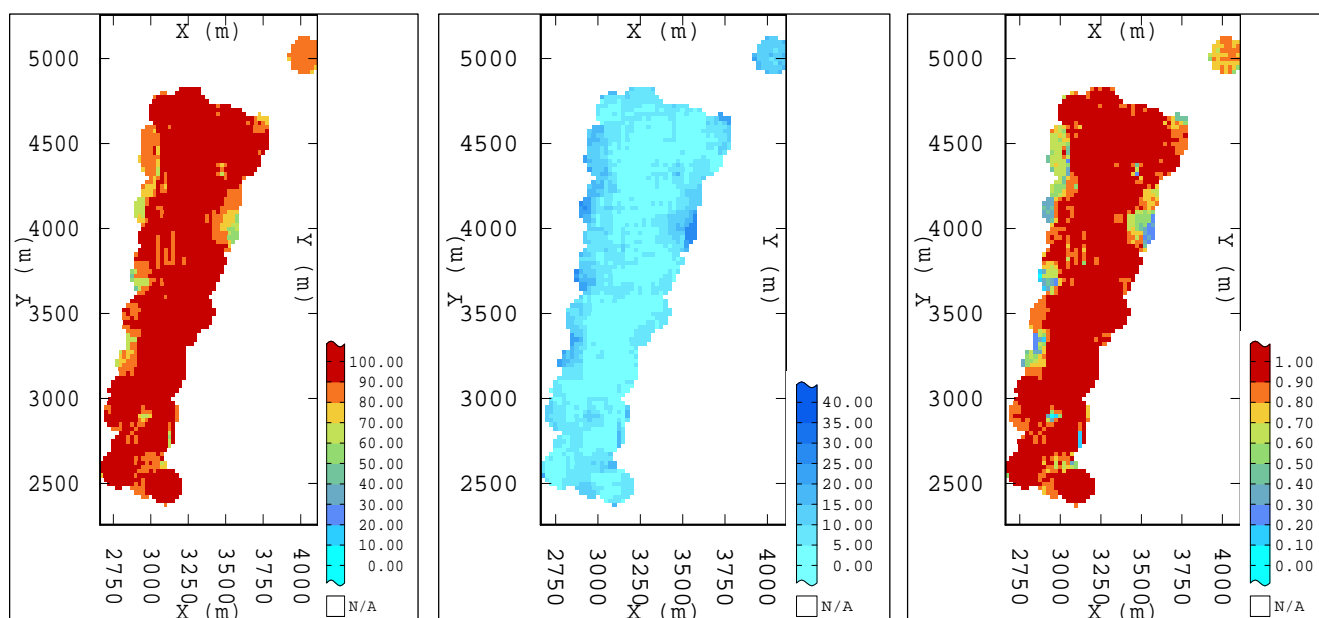


Figura 6. 7: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para RQD en la UG Q>S+PES. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de RQD>80 (der.).

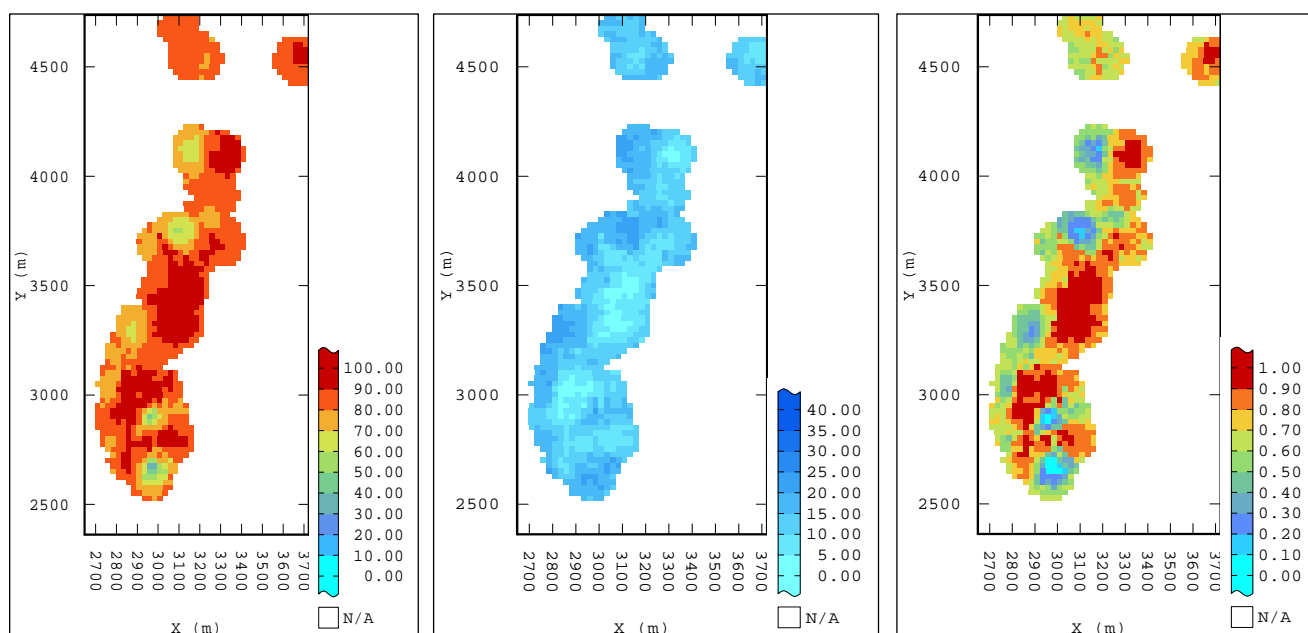


Figura 6.8: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para RQD en la UG Q<S. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de RQD>80 (der.).

Validación y comparación de resultados

Tras realizar la validación de los resultados obtenidos utilizando simulación y luego promedio, mediante Jack Knife, se obtuvieron los resultados de las tablas 6.1, 6.2 y 6.3.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	4,92	63,56	5,2%
Promedio	6,32	98,13	6,7%

Tabla 6.1: Errores de estimación del RQD en la UG PEK mediante los métodos de simulación y promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	5,52	93,18	5,9%
Promedio	7,23	156,36	7,7%

Tabla 6.2: Errores de estimación del RQD en la UG Q>S+PES mediante los métodos de simulación y promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	15,38	1125,5	19,22%
Promedio	23,15	1542,8	28,13%

Tabla 6.3: Errores de estimación del RQD en la UG Q<S mediante los métodos de simulación y promedio.

6.2 Intact Rock Strength (IRS)

Despliegue en planta de los datos

Las siguientes figuras corresponden a vistas en planta de los datos de IRS para cada UG.

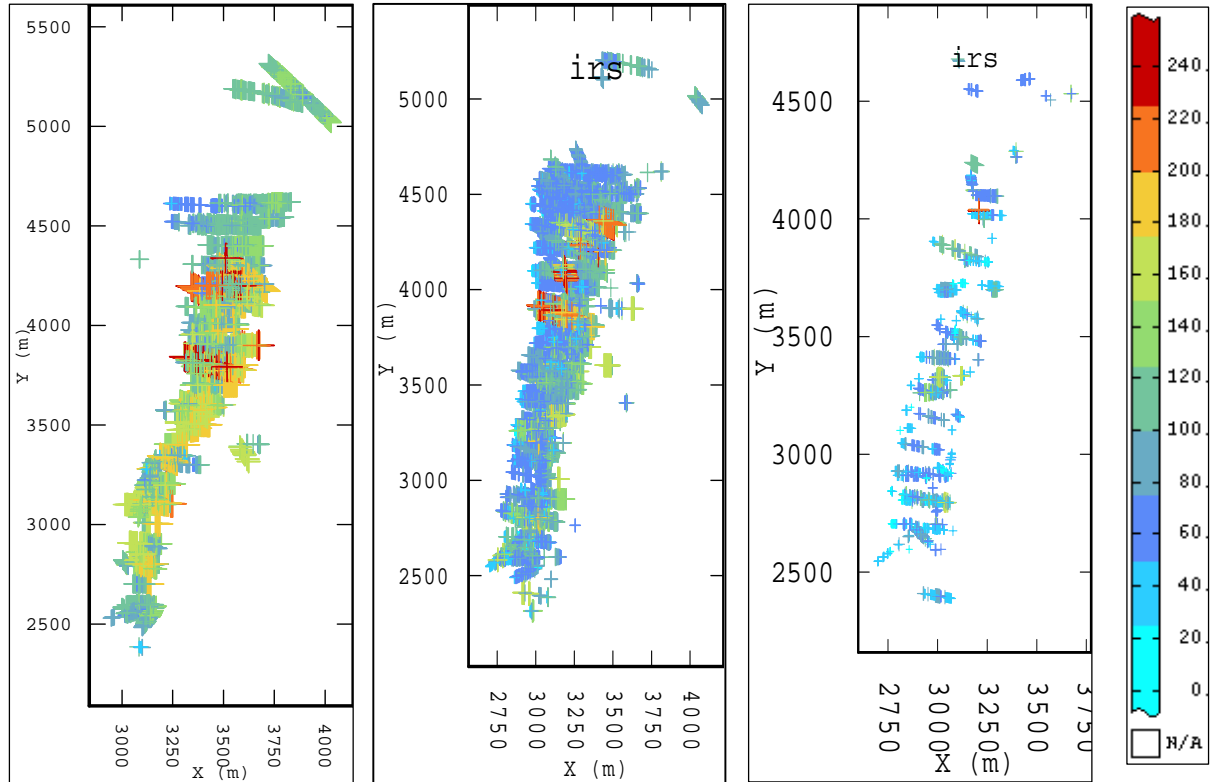


Figura 6.9: Vista en planta de los datos del IRS para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.).

Histogramas

A continuación, se muestra la distribución estadística de la variable dentro de cada UG, además es posible apreciar las estadísticas básicas asociadas a tales distribuciones.

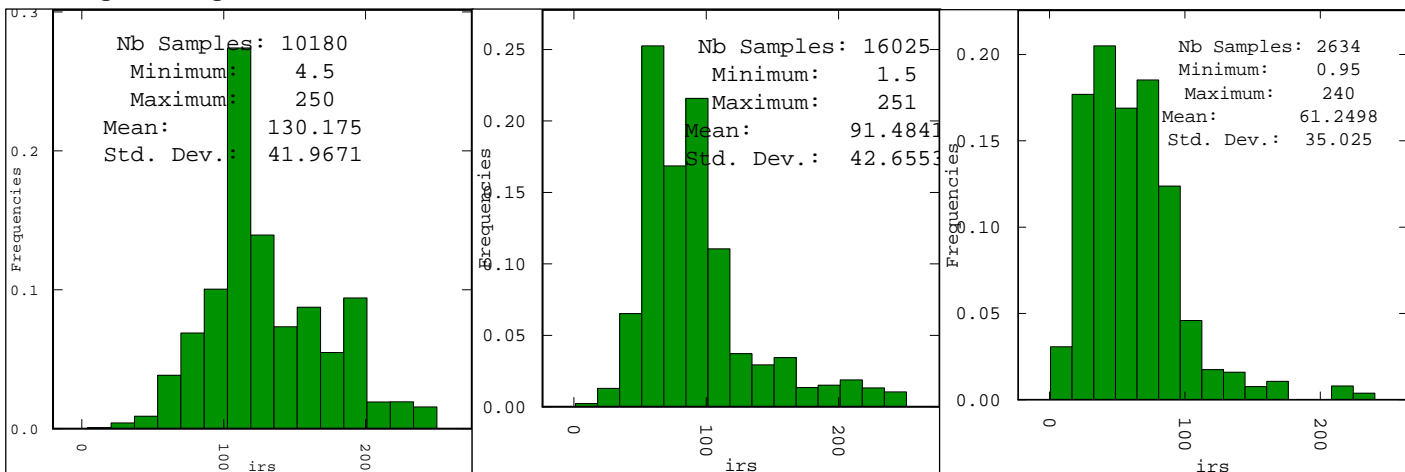


Figura 6.10: Histogramas de los datos del IRS para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.).

Análisis Variográfico

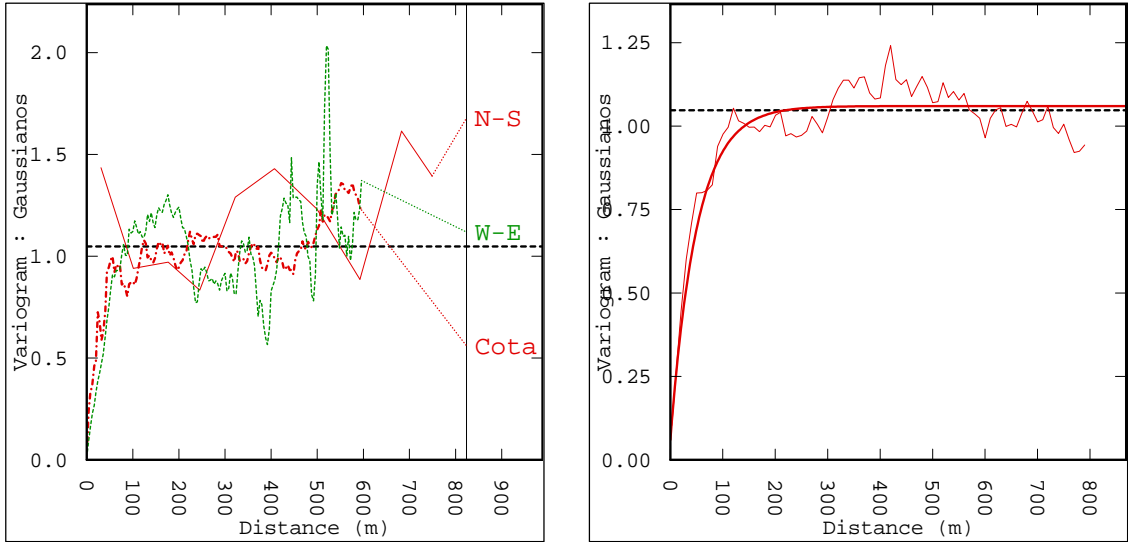


Figura 6.11: Variogramas de la transformada gaussiana del IRS en la UG PEK.

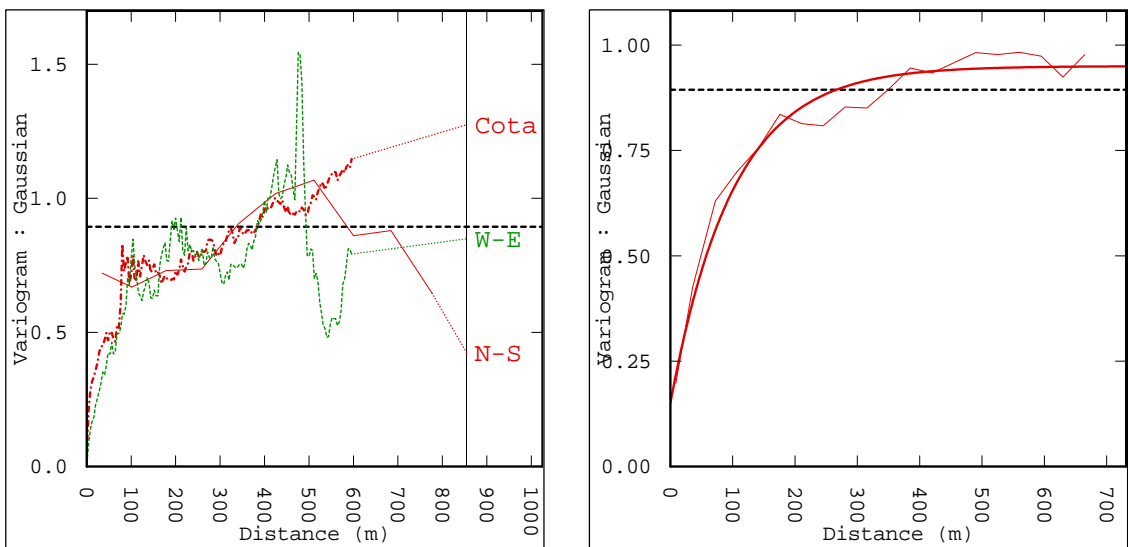


Figura 6.12: Variogramas de la transformada gaussiana del IRS en la UG Q>S+PES.

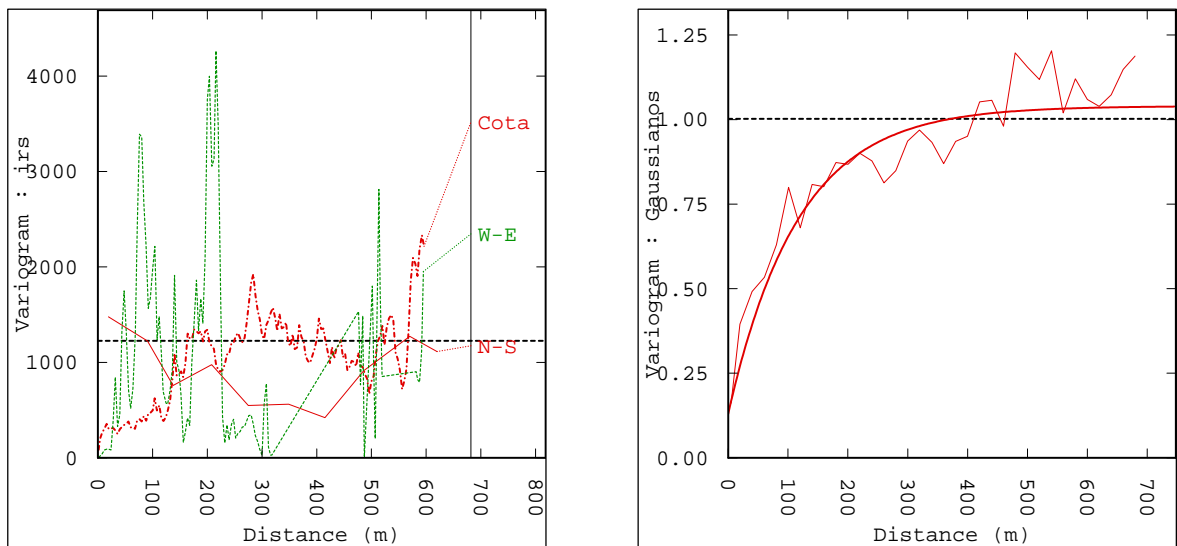


Figura 6.13: Variogramas de la transformada gaussiana del IRS en la UG Q<S.

Modelos Obtenidos

A continuación se muestran mapas de estimación, de incertidumbre y de probabilidad que el IRS supere el valor de 100, para todos los casos se muestra una vista en planta de la cota 1940.

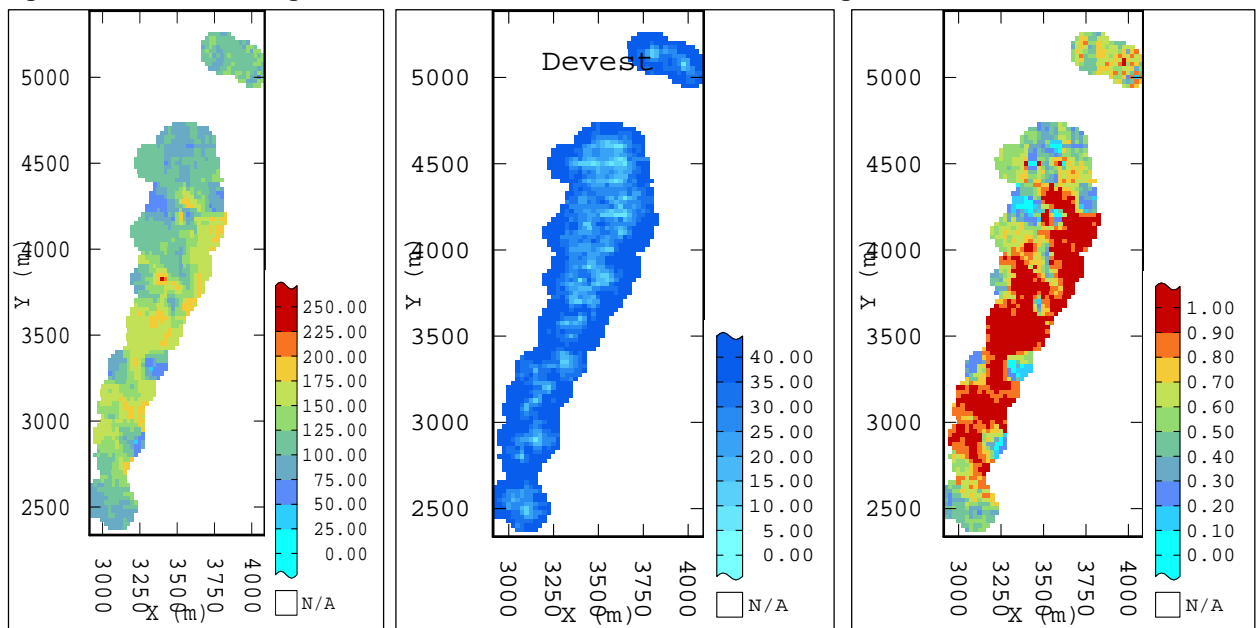


Figura 6. 14: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para IRS en la UG PEK. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de IRS>100 (der.).

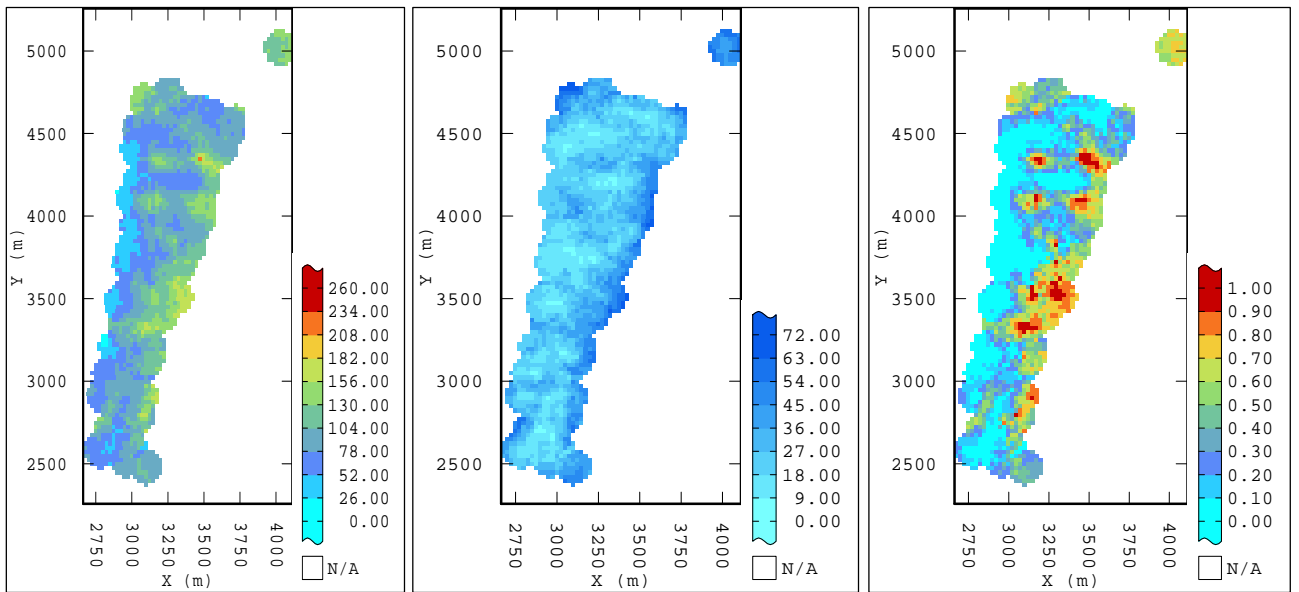


Figura 6.15: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para IRS en la UG Q>S+PES. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de IRS>100 (der.).

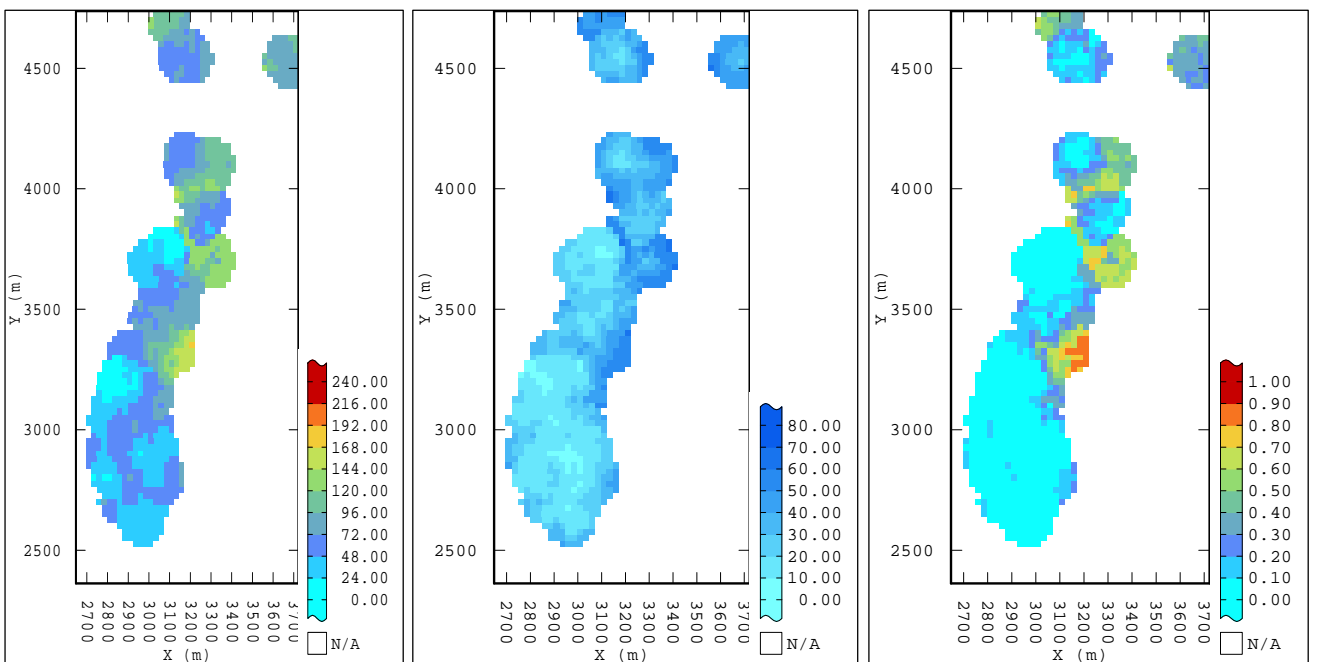


Figura 6.16: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para IRS en la UG Q<S. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de IRS>100 (der.).

Validación y comparación de resultados

Tras realizar la validación de los resultados obtenidos utilizando simulación y luego promedio, mediante Jack Knife, se obtuvieron los resultados de la tabla 6.4, 6.5 y 6.6.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	5,76	98,02	4,4%
Promedio	34,71	1825,84	2,7%

Tabla 6.4: Errores de estimación del IRS en la UG PEK mediante los métodos de simulación y promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	7,96	166,86	8,7%
Promedio	31,09	1820,65	34,1%

Tabla 6.5: Errores de estimación del IRS en la UG Q>S+PES mediante los métodos de simulación y promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	7,01	167,49	11,5%
Promedio	26,44	1255,4	43,3%

Tabla 6.6: Errores de estimación del IRS en la UG Q<S mediante los métodos de simulación y promedio.

6.3 Joint Condition (JC)

Despliegue en planta de los datos

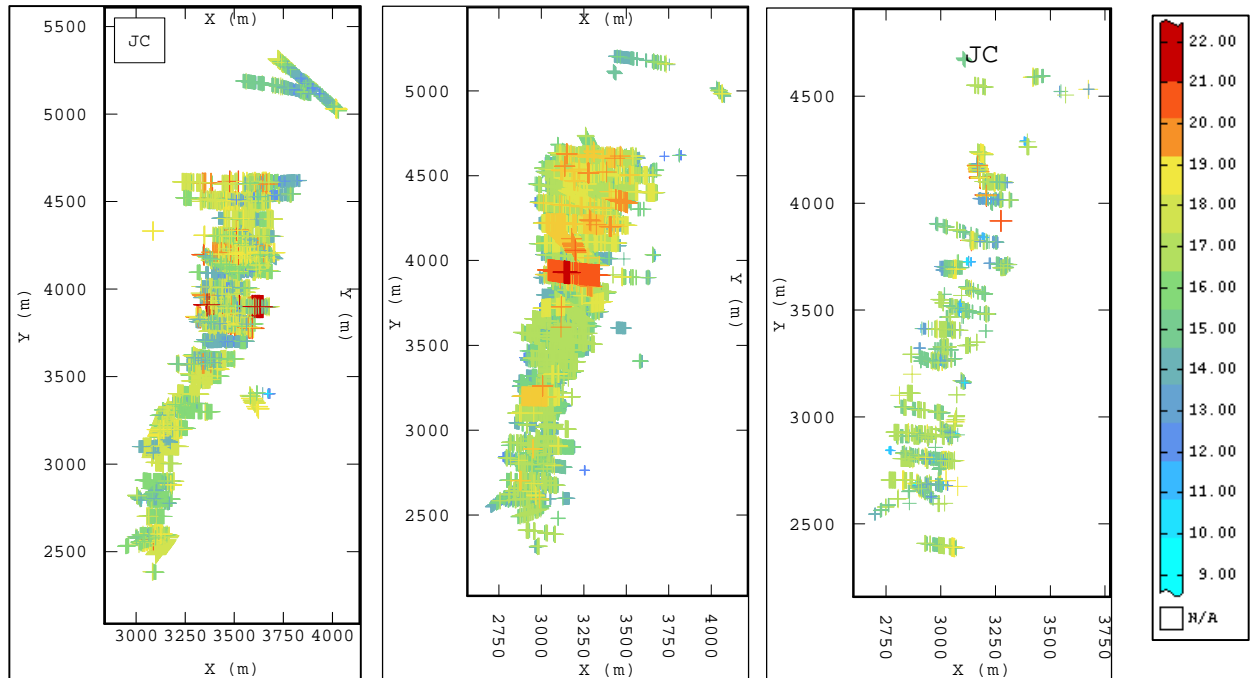


Figura 6.17: Despliegue en planta de los datos de JC para cada UG. PEK (izq.), Q>S+PES (centro) y Q<S (der.).

Histogramas

A continuación, se muestra la distribución estadística de la variable dentro de cada UG, además es posible apreciar las estadísticas básicas asociadas a tales distribuciones.

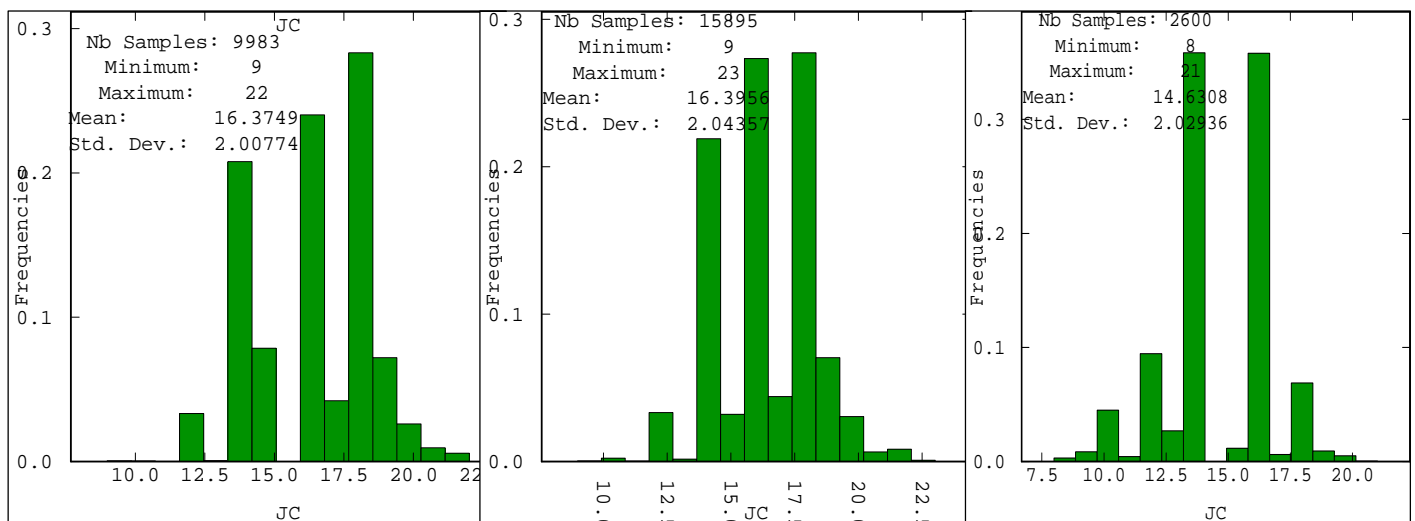


Figura 6.18: Histogramas de los datos del JC para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro)

y $Q < S$ (der.).

Análisis Variográfico

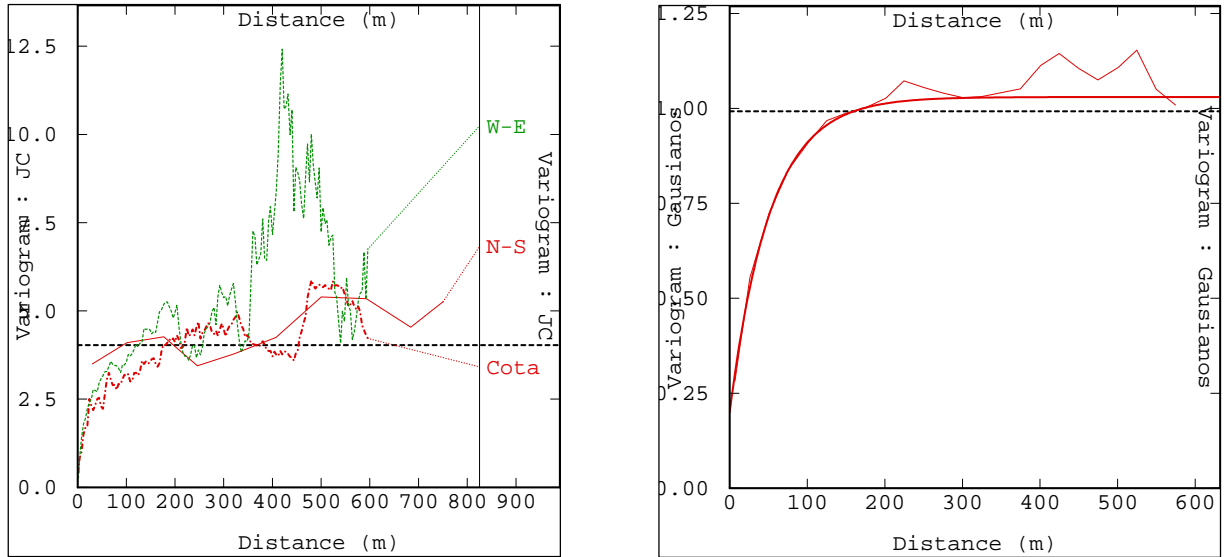


Figura 6.19: Variogramas de la transformada gaussiana del JC en la UG PEK.

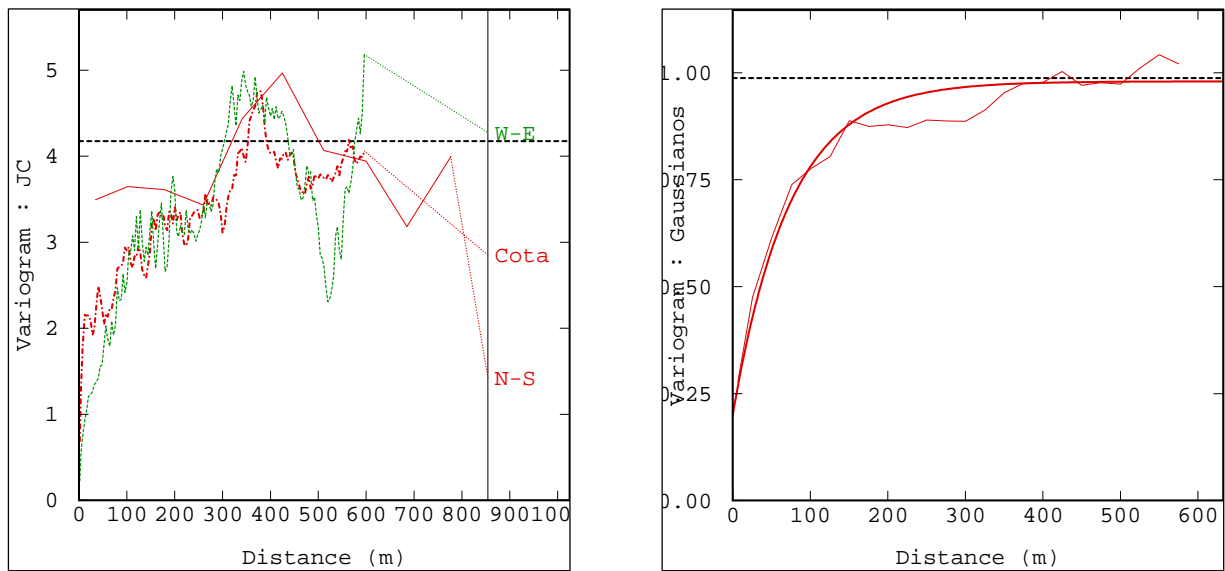


Figura 6.20: Variogramas de la transformada gaussiana del JC en la UG $Q > S + PES$.

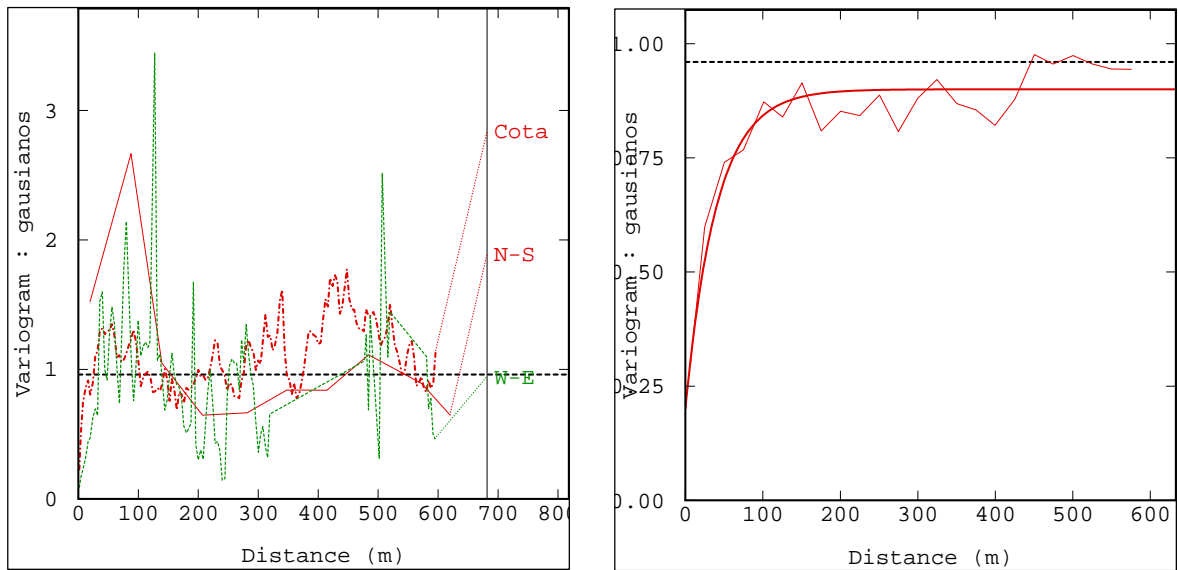


Figura 6.21: Variogramas de la transformada gaussiana del JC en la UG Q<S.

Modelos Obtenidos

A continuación se muestran mapas de estimación, de incertidumbre y de probabilidad que el RQD supere el valor de 15, para todos los casos se muestra una vista en planta de la cota 1940.

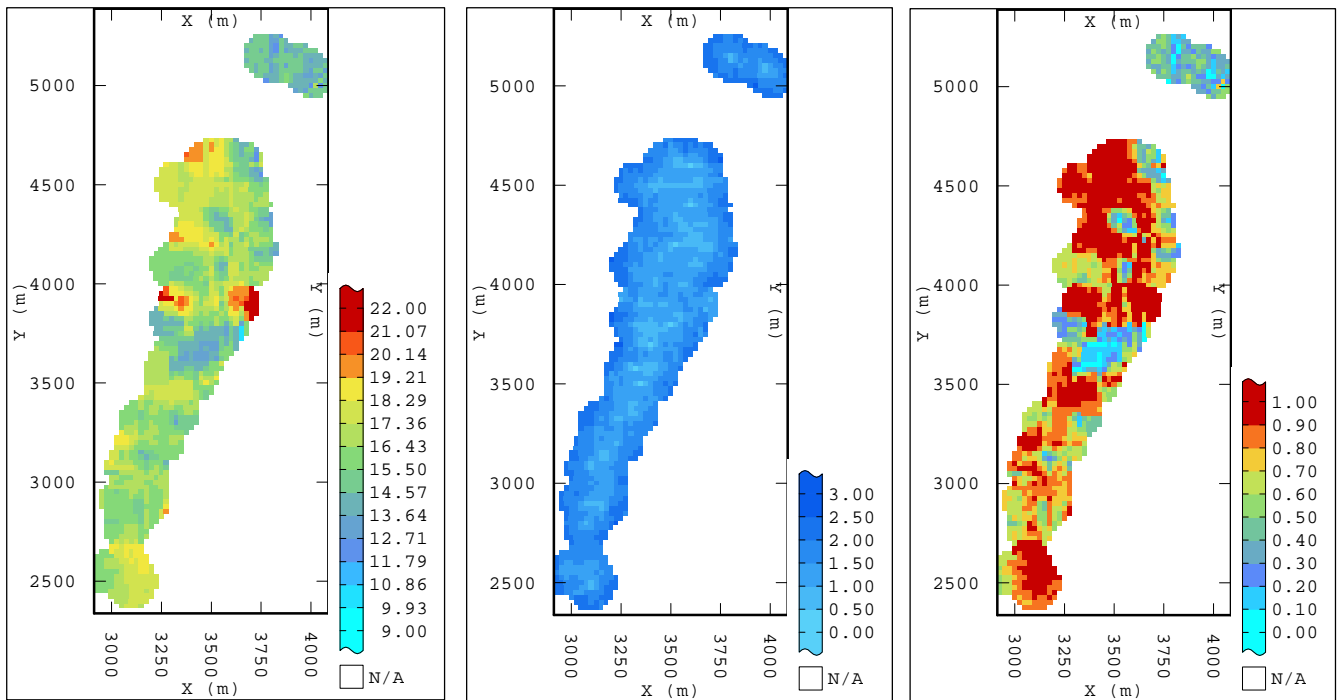


Figura 6. 22: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para JC en la UG PEK. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de JC>15 (der.).

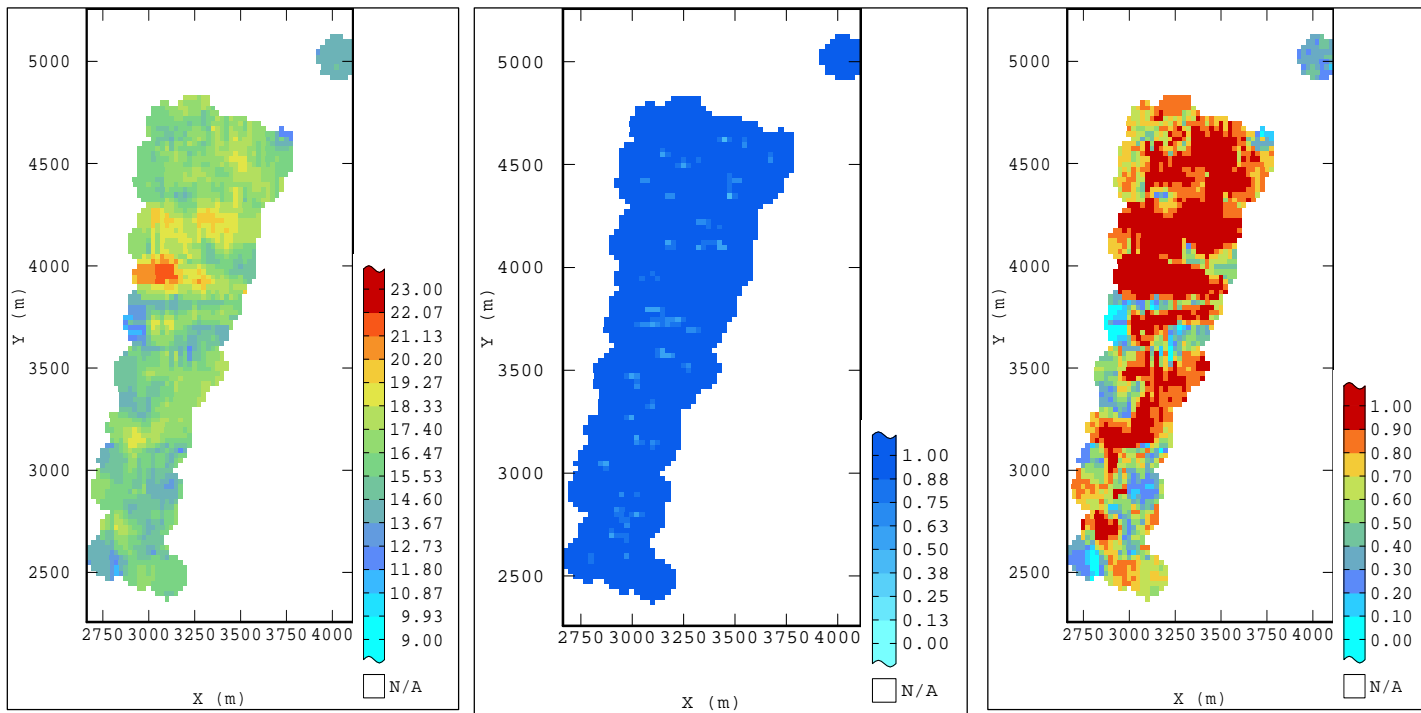


Figura 6. 23: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para JC en la UG Q>S+PES. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de JC>15 (der.).

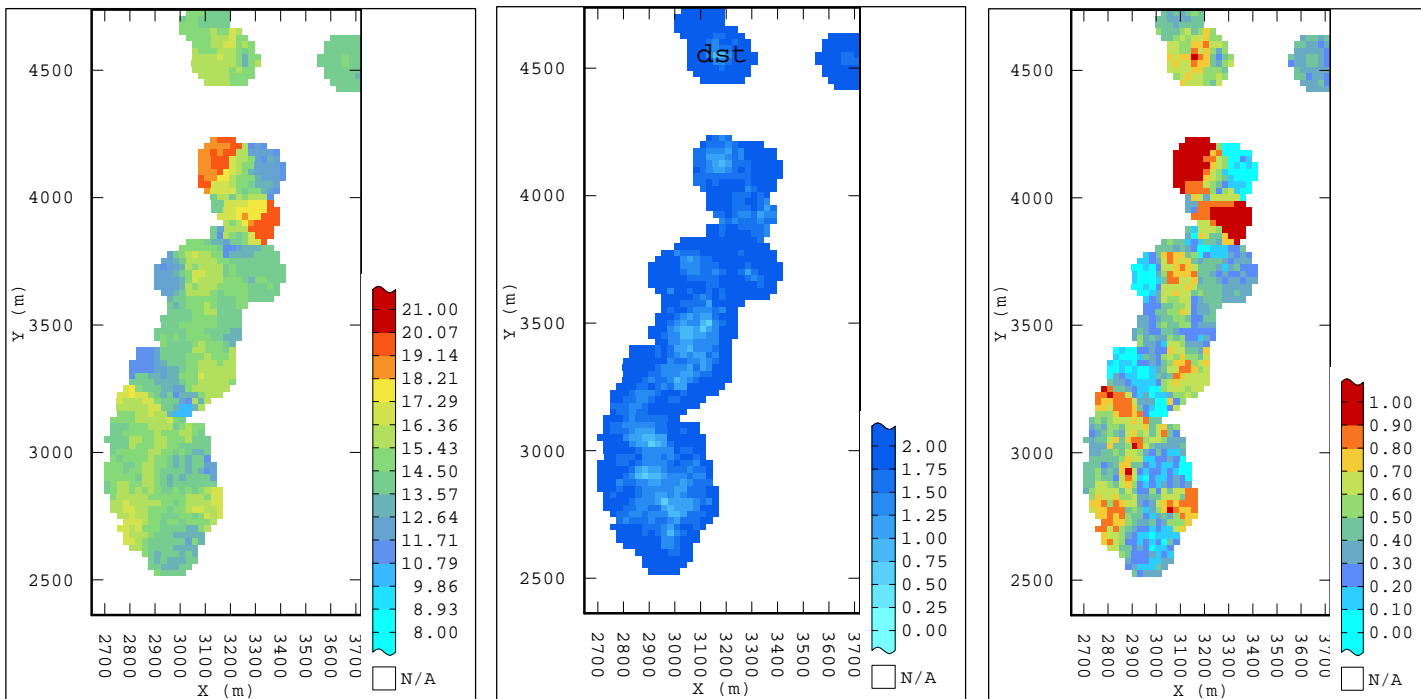


Figura 6.24: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para JC en la UG Q<S. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de JC>15 (der.).

Validación y comparación de resultados

Tras realizar la validación de los resultados obtenidos utilizando simulación y luego promedio, mediante Jack Knife, se obtuvieron los resultados de la tabla 6.7, 6.8 y 6.9.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	0,57	0,77	3,4%
Promedio	1,72	4,23	10,5%

Tabla 6.7: Errores de estimación del JC en la UG PEK mediante los métodos de simulación y promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	0,59	0,75	3,6%
Promedio	1,68	4,13	10,3%

Tabla 6.8: Errores de estimación del JC en la UG $Q>S+PES$ mediante los métodos de simulación y promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	0,6	0,75	4,1%
Promedio	1,73	4,13	11,8%

Tabla 6.9: Errores de estimación del JC la UG $Q<S$ mediante los métodos de simulación y promedio.

6.4 Frecuencia de Fractura

6.4.1 Frecuencia de Fractura omnidireccional

Despliegue en planta de los datos

Las siguientes figuras corresponden a vistas en planta de los datos de frecuencia de fractura omnidireccional (FFO) para cada UG.

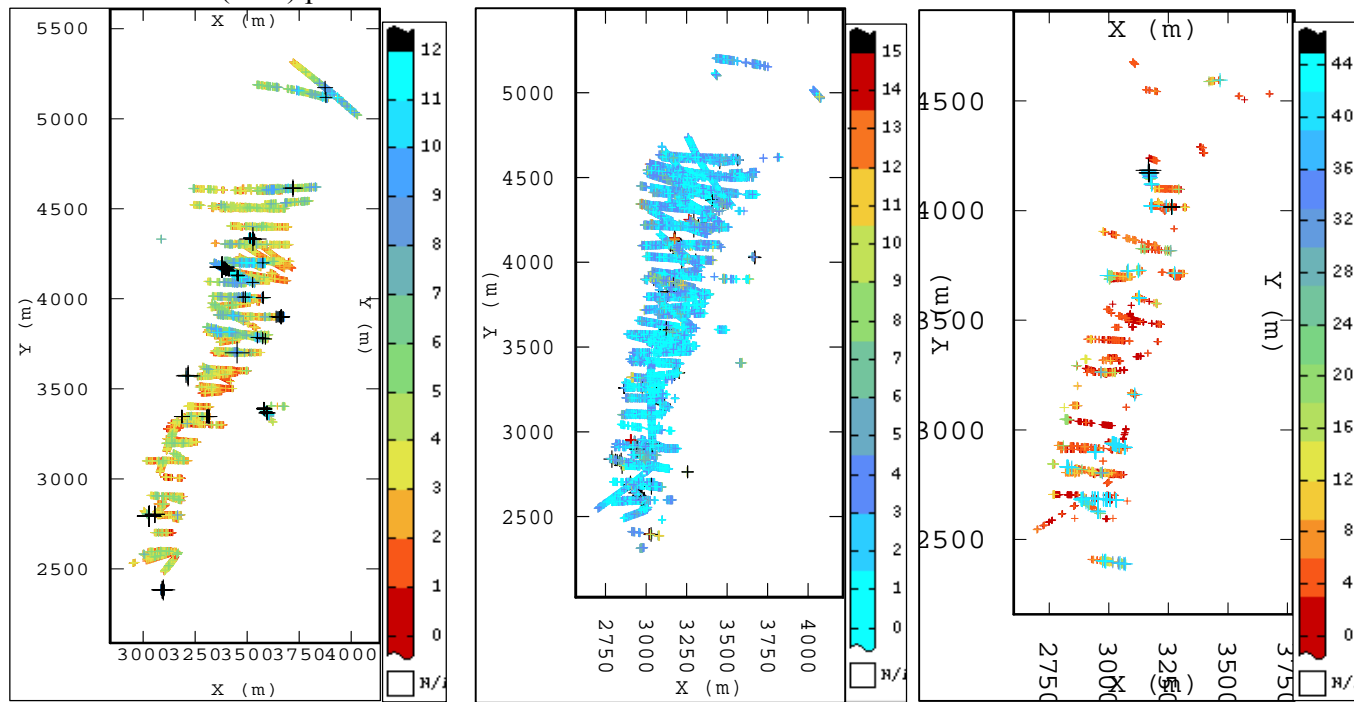


Figura 6.25: Vista en planta de los datos de la FFO para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.).

Histogramas

A continuación, se muestra la distribución estadística de la variable dentro de cada UG, además es posible apreciar las estadísticas básicas asociadas a tales distribuciones.

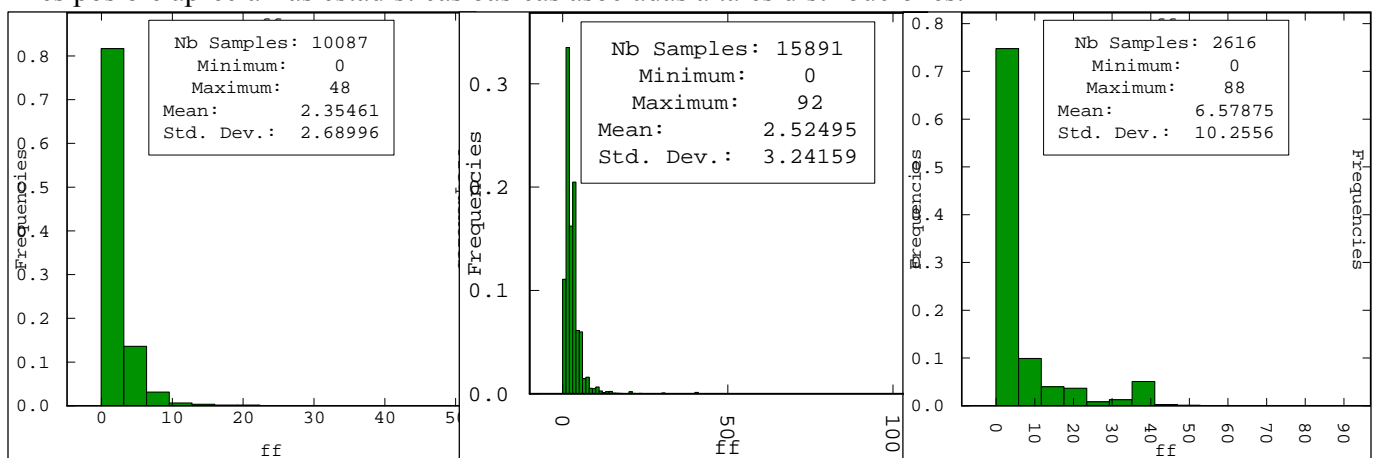


Figura 6.26: Histogramas de los datos de la FFO para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der)

Análisis Variográfico

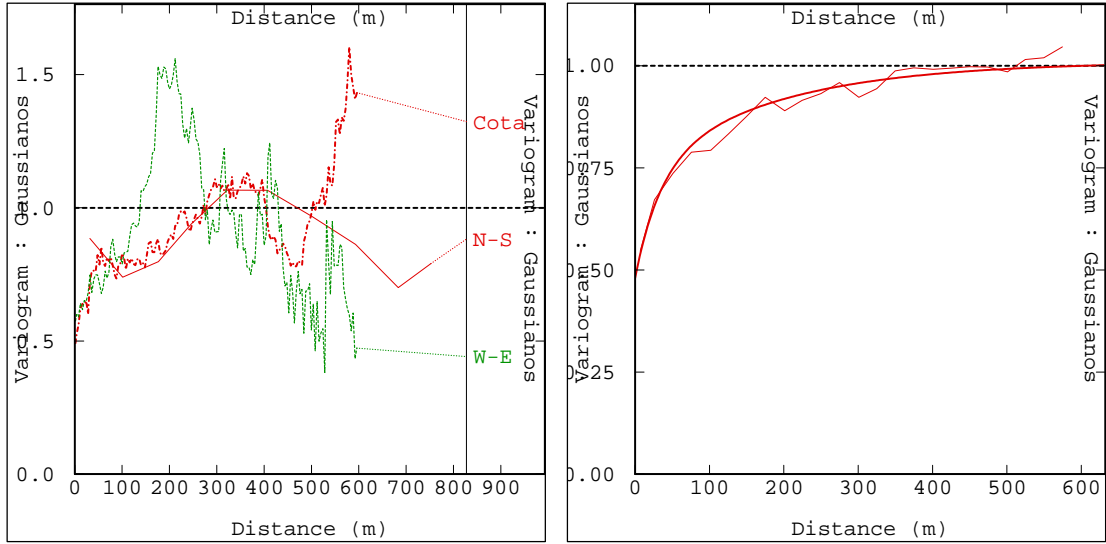


Figura 6.27: Variogramas de la transformada gaussiana de la FFO en la UG PEK.

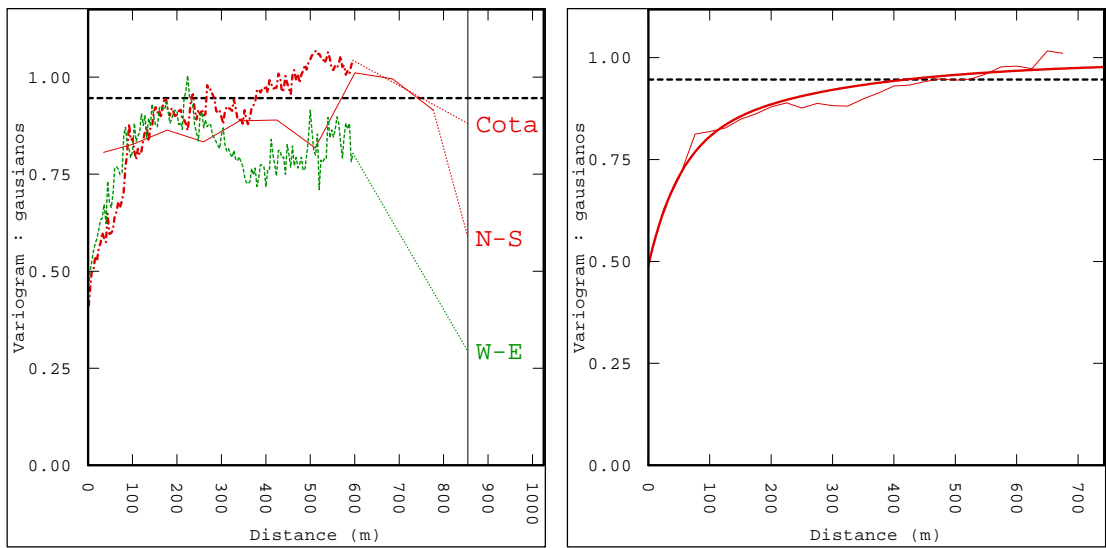


Figura 6.28: Variogramas de la transformada gaussiana de la FFO en la UG Q>S+PES.

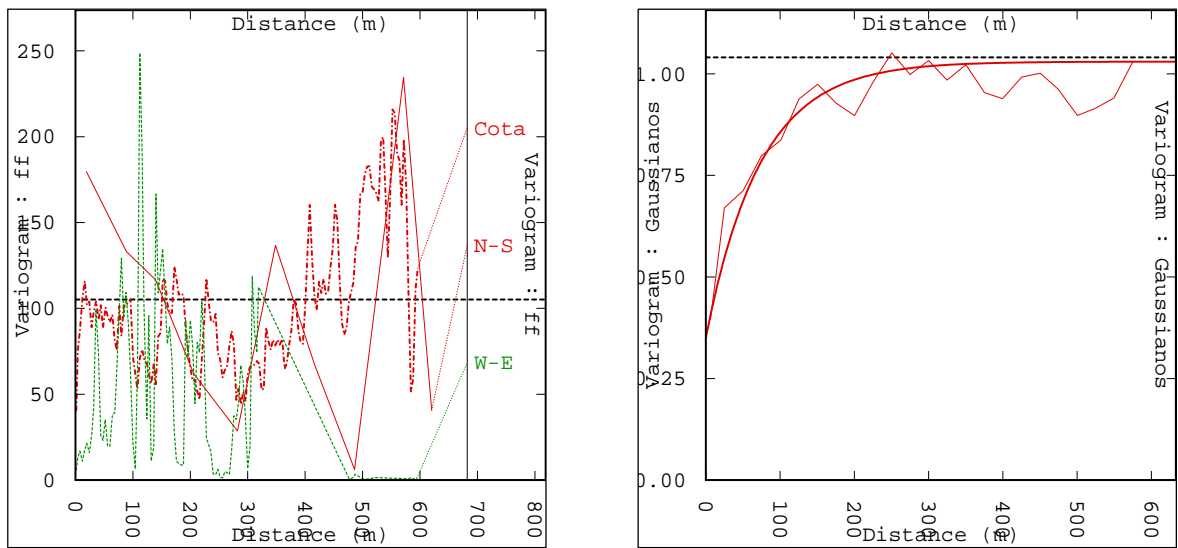


Figura 6.29: Variogramas de la transformada gaussiana de la FFO en la UG Q<S.

Modelos Obtenidos

A continuación se muestran mapas de estimación, de incertidumbre y de probabilidad que la FFO supere el valor de 3, para todos los casos se muestra una vista en planta de la cota 1940.

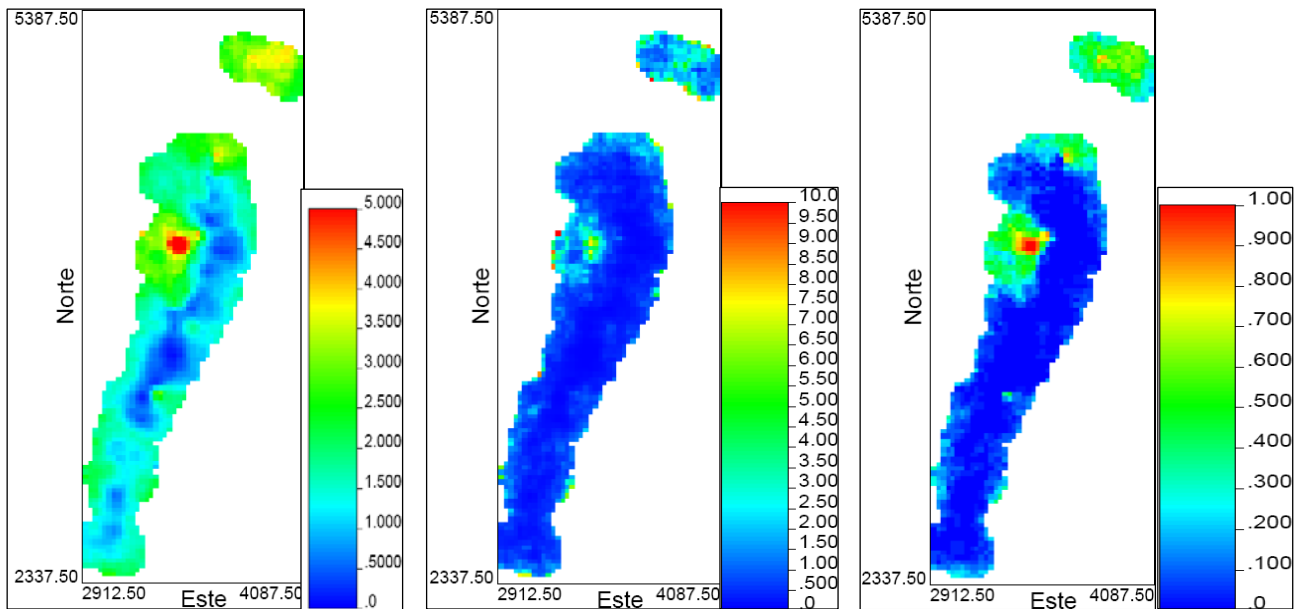


Figura 6. 30: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para la FFO en la UG PEK. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFO>3 (der.).

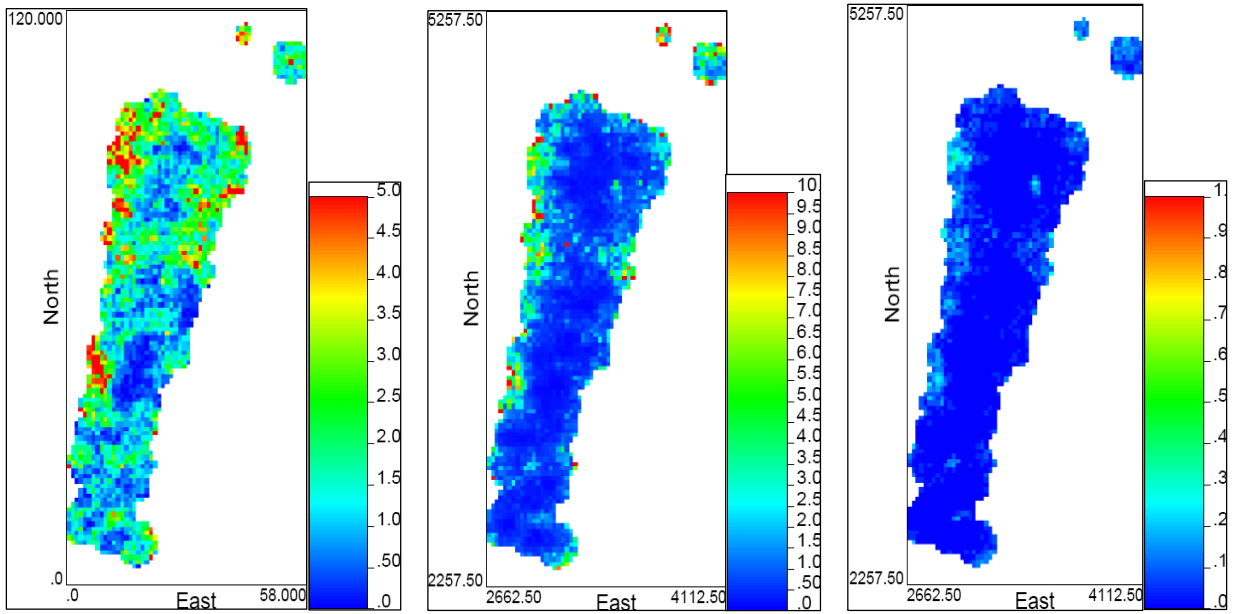


Figura 6.31: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para la FFO en la UG Q>S+PES. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFO>3 (der.).

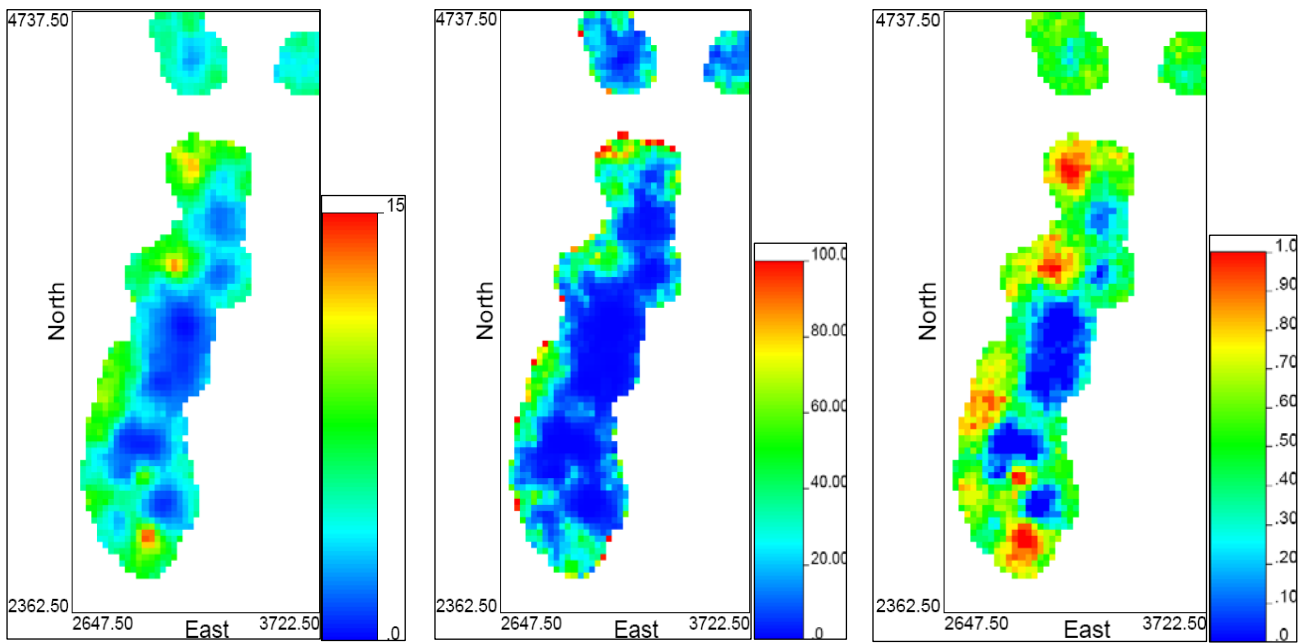


Figura 6.32: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para la FFO en la UG Q<S. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFO>3 (der.).

Validación y comparación de resultados

Tras realizar la validación de los resultados obtenidos utilizando simulación y luego promedio, mediante Jack Knife, se obtuvieron los resultados de la tabla 6.10, 6.11 y 6.12.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	1,09	3,78	47,5%
Promedio	1,64	7,35	71,1%

Tabla 6.10: Errores de estimación del FFO en la UG PEK mediante los métodos de simulación y promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	1,17	5,22	47,4%
Promedio	1,67	8,79	68%

Tabla 6.11: Errores de estimación del FFO en la UG Q>S+PES mediante los métodos de simulación y promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
Simulación	3,11	30,4	58,4%
Promedio	5,18	68,6	97,1%

Tabla 6.12: Errores de estimación del FFO en la UG Q<S mediante los métodos de simulación y promedio.

6.4.2 Frecuencia de Fractura Su horizontal

Despliegue de los datos

Las siguientes figuras corresponden a perfiles Este-Oeste de los datos de frecuencia de fractura subhorizontal (FFSH) para cada UG. Se puede apreciar claramente la subverticalidad de los sondeos, lo que indica que la selección se realizó correctamente.

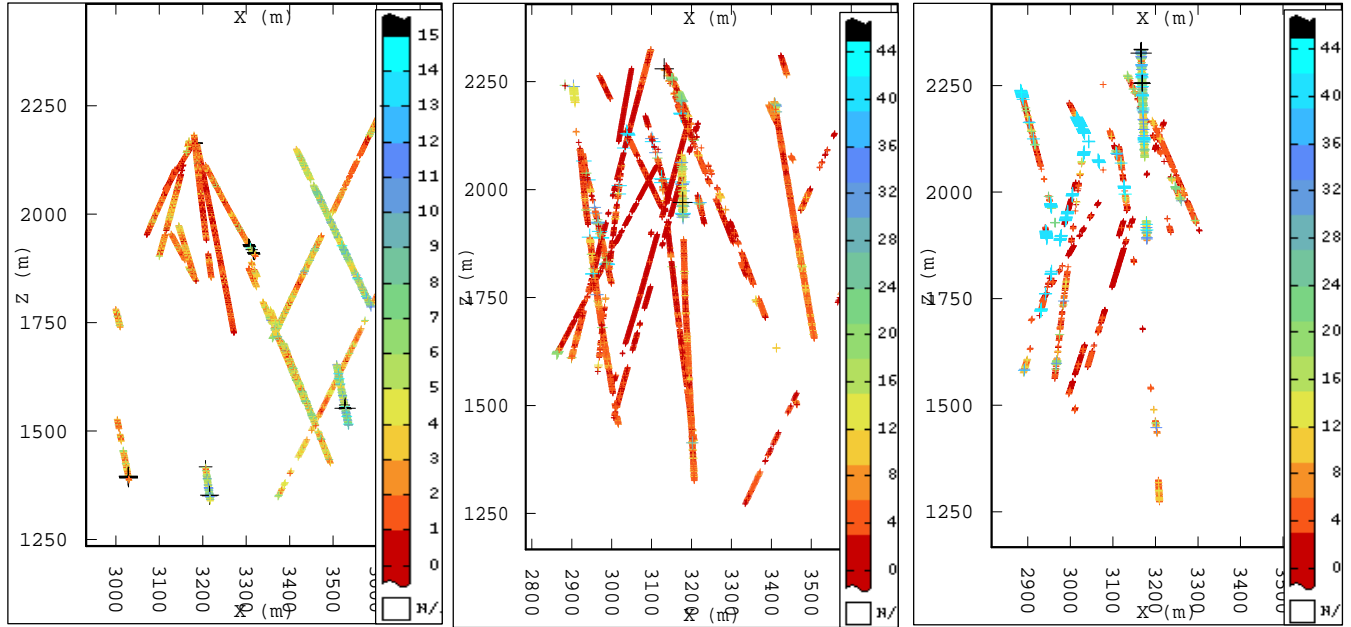


Figura 6.33: Vista en planta de los datos de la FFSH para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.).

Histogramas

A continuación, se muestra la distribución estadística de la variable dentro de cada UG, además es posible apreciar las estadísticas básicas asociadas a tales distribuciones.

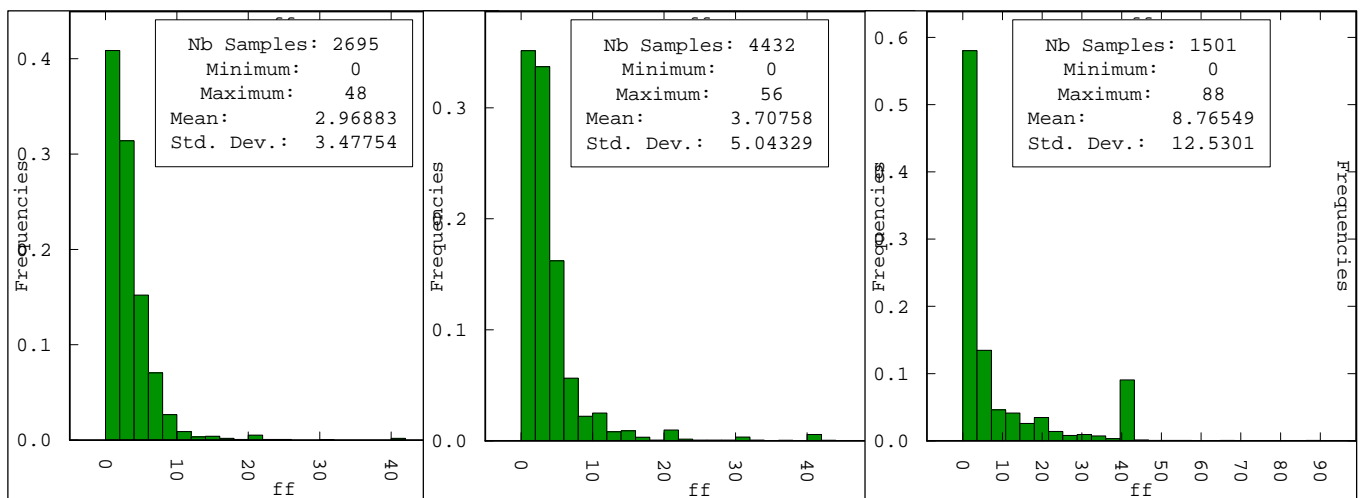


Figura 6.34: Histogramas de los datos de la FFSH para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.).

Variogramas

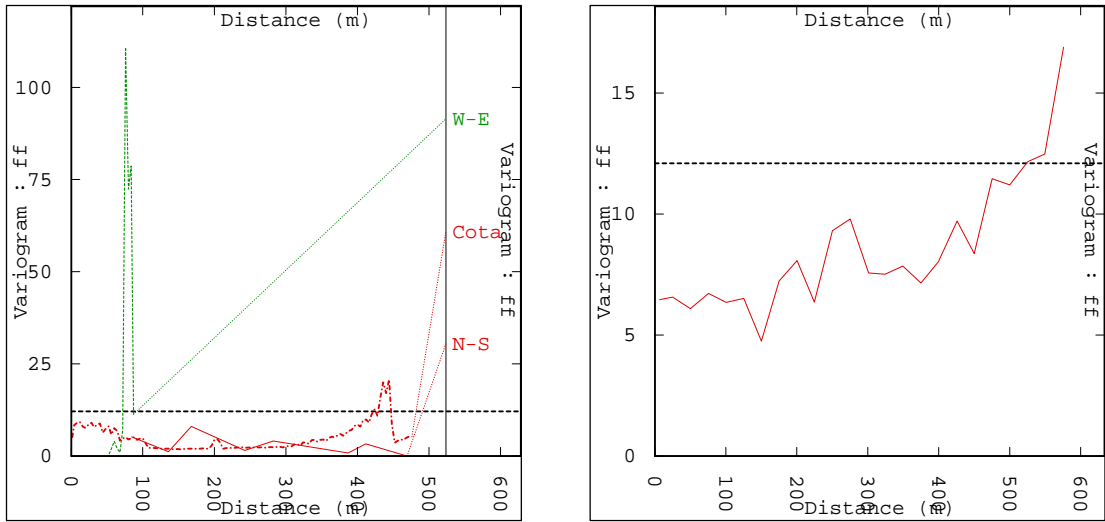


Figura 6.35: Variogramas de la transformada gaussiana de la FFSH en la UG PEK.

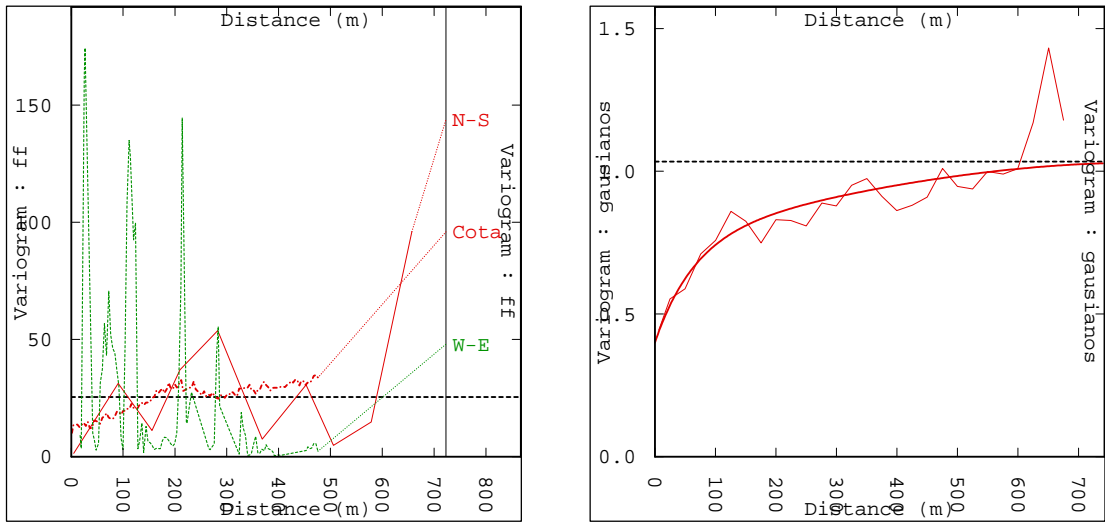


Figura 6.36: Variogramas de la transformada gaussiana de la FFSH en la UG Q>S+PES.

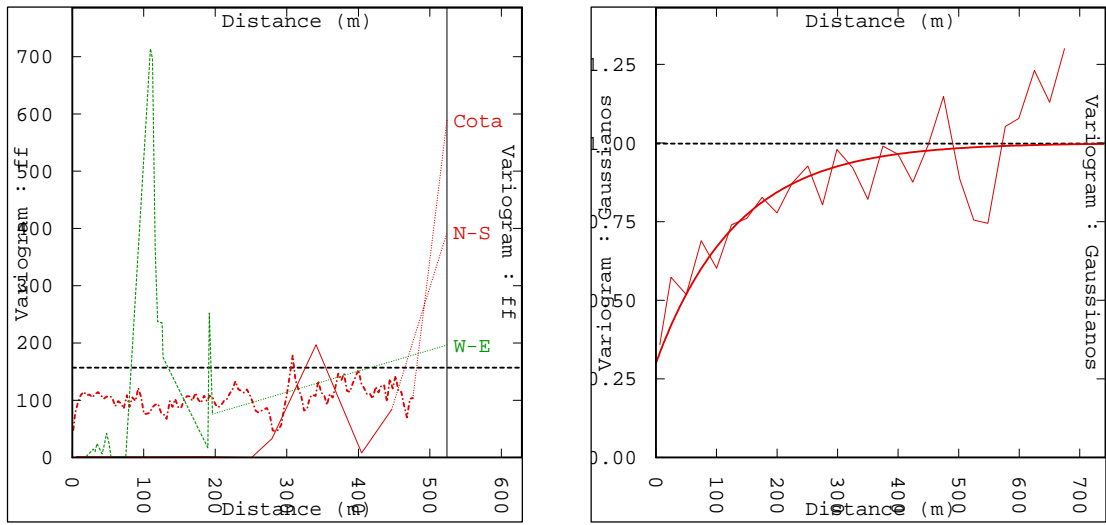


Figura 6.37: Variogramas de la transformada gaussiana del FFSH en la UG Q<S.

Modelos Obtenidos

A continuación se muestran mapas de estimación, de incertidumbre y de probabilidad que la FFSH supere el valor de 3, para todos los casos se muestra una vista en planta de la cota 1940.

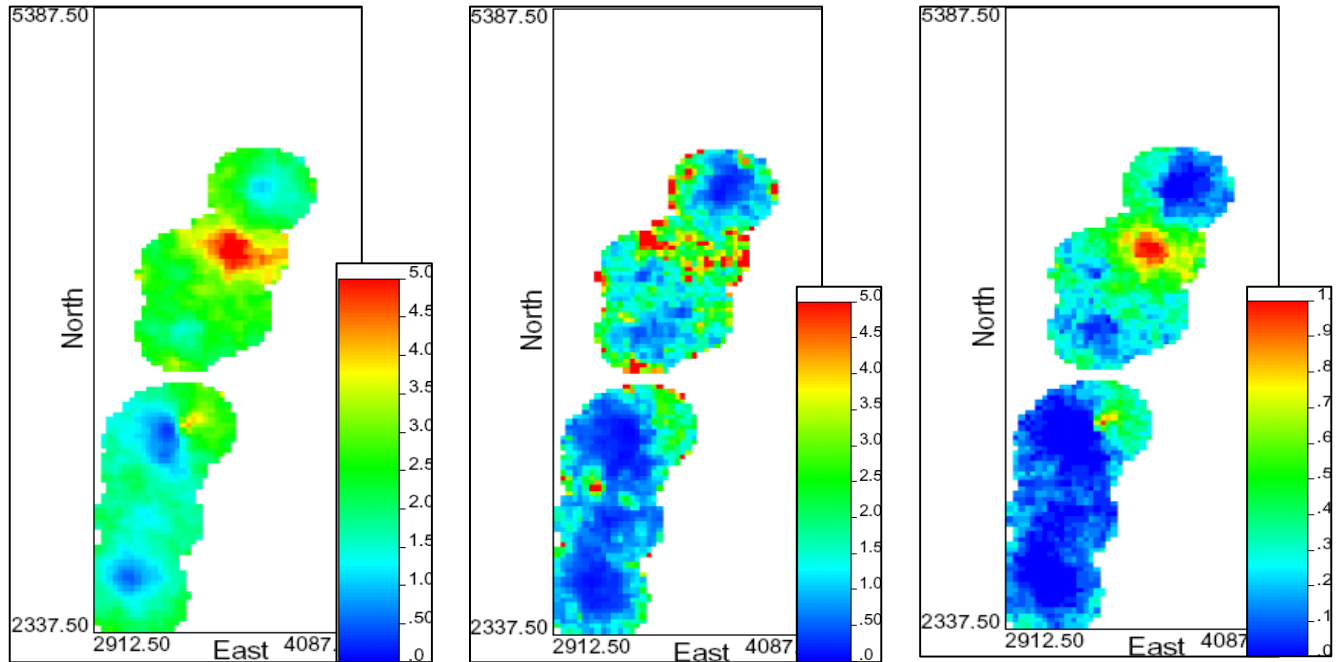


Figura 6.38: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para FFSH en la UG PEK. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFSH>3 (der.).

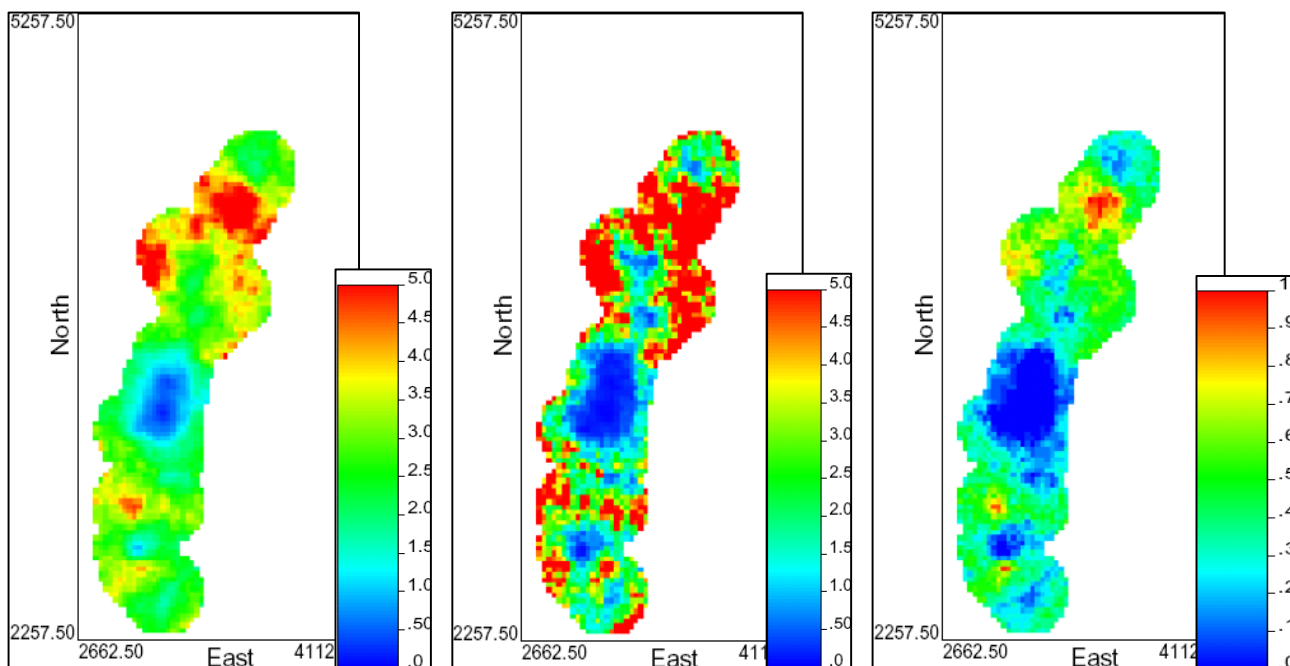


Figura 6.39: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para FFSH en la UG Q>S+PES. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFSH>3 (der.).

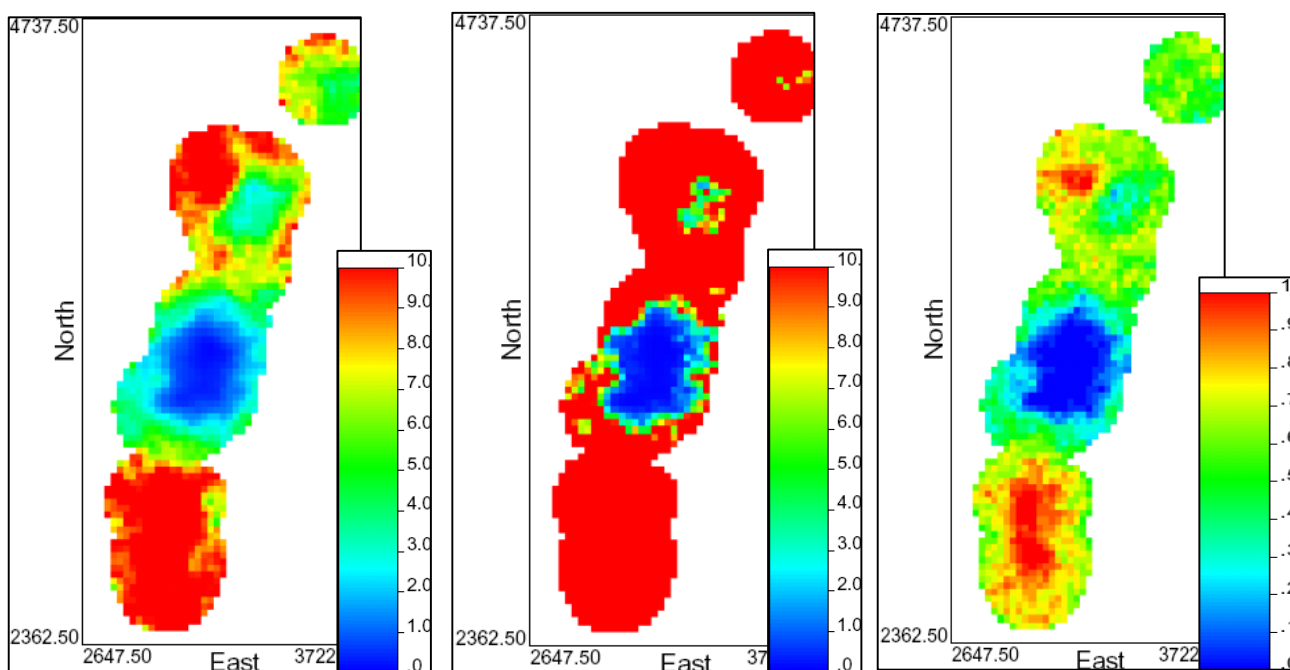


Figura 6.40: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para FFSH en la UG Q<S. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFSH>3 (der.).

6.4.3 Frecuencia de Fractura Subvertical

Despliegue de los datos

Las siguientes figuras corresponden a perfiles Este-Oeste de los datos de FFSH para cada UG.

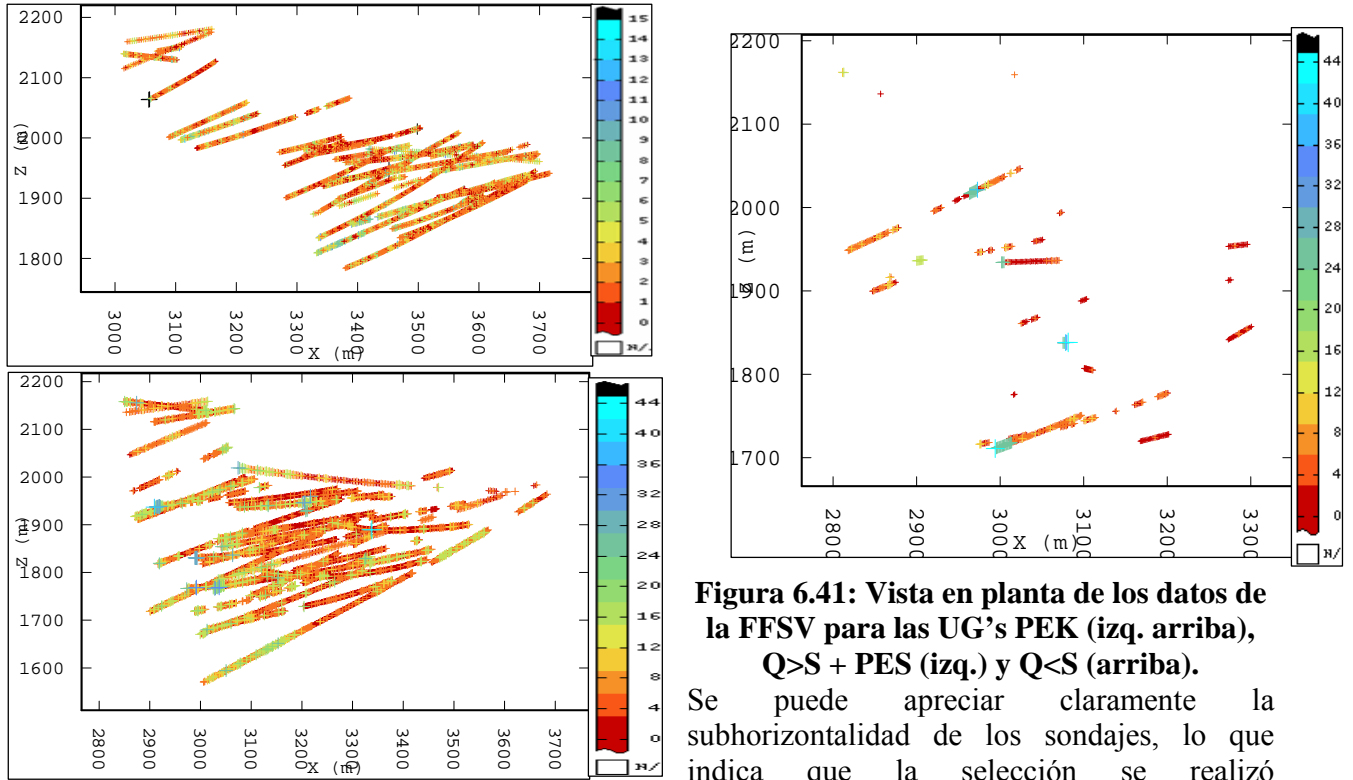


Figura 6.41: Vista en planta de los datos de la FFSV para las UG's PEK (izq. arriba), Q>S + PES (izq.) y Q<S (arriba).

Se puede apreciar claramente la subhorizontalidad de los sondajes, lo que indica que la selección se realizó correctamente.

Histogramas

A continuación, se muestra la distribución estadística de la variable dentro de cada UG, además es posible apreciar las estadísticas básicas asociadas a tales distribuciones

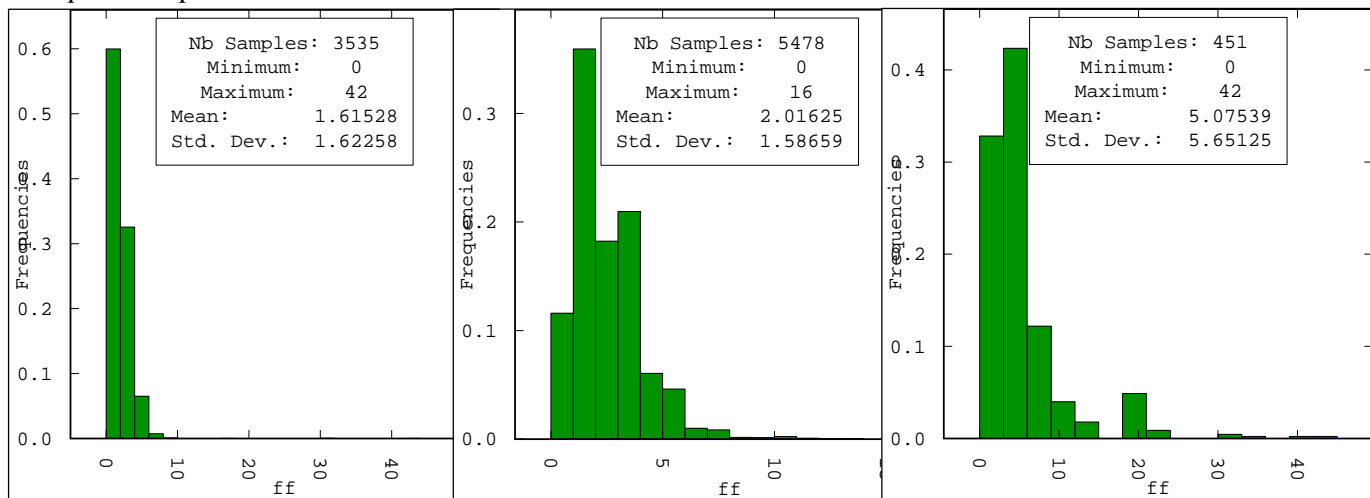


Figura 6.42: Histogramas de los datos del FFSV para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.).

Variograma

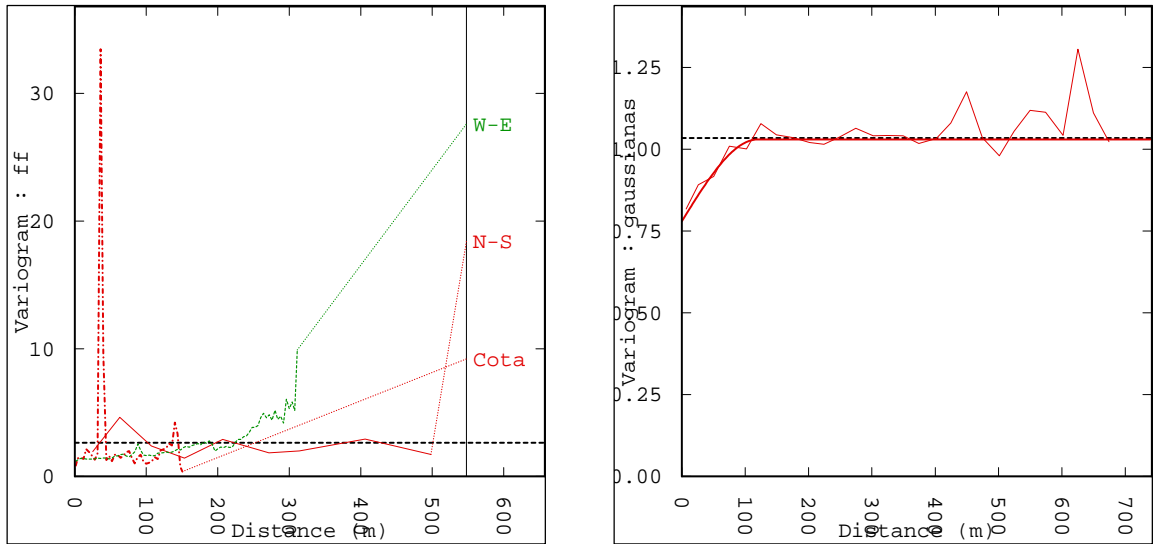


Figura 6.43: Variogramas de la transformada gaussiana del FFSV en la UG PEK.

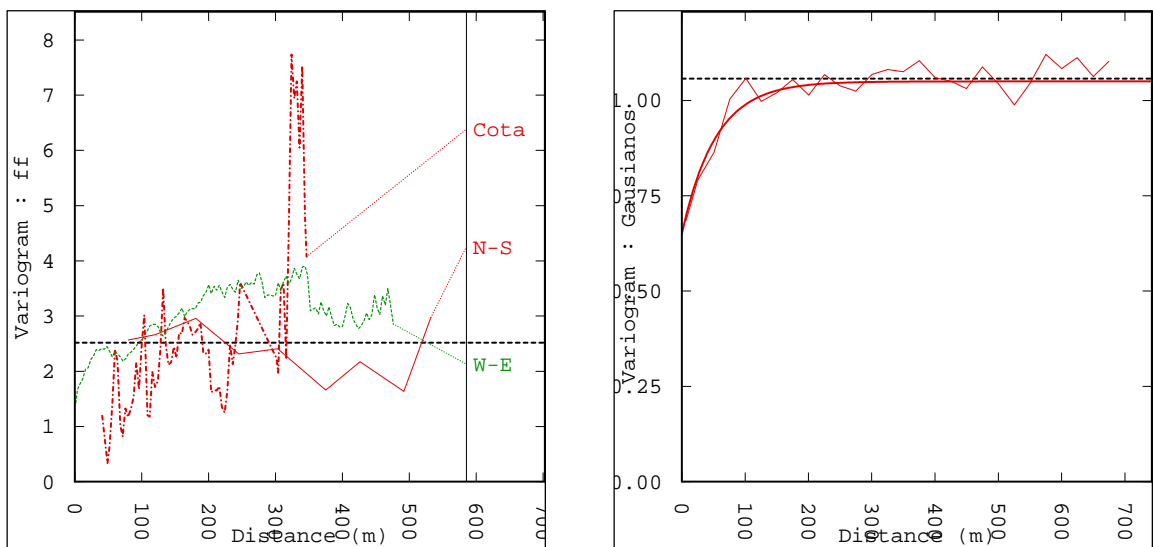


Figura 6.44: Variogramas de la transformada gaussiana del FFSV en la UG Q>S+PES.

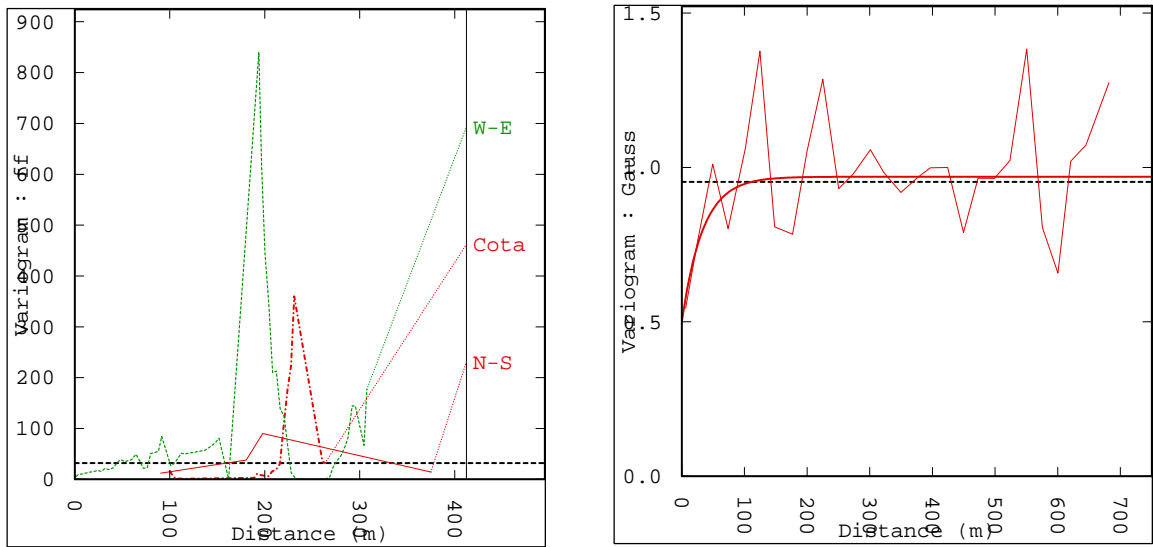


Figura 6.45: Variogramas de la transformada gaussiana del FFSV en la UG Q<S.

Modelos

A continuación se muestran mapas de estimación, de incertidumbre y de probabilidad que la FFSV supere el valor de 3, para todos los casos se muestra una vista en planta de la cota 1940.

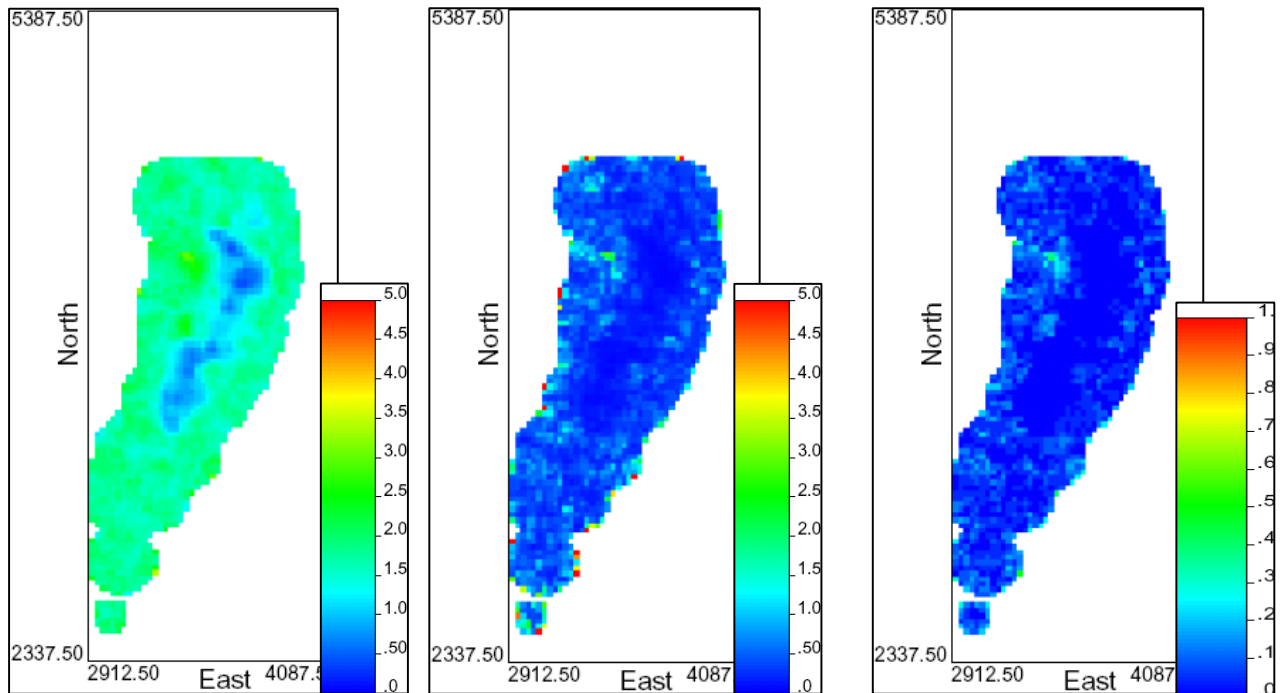


Figura 6. 45: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para FFSV en la UG PEK. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFSV>3 (der.).

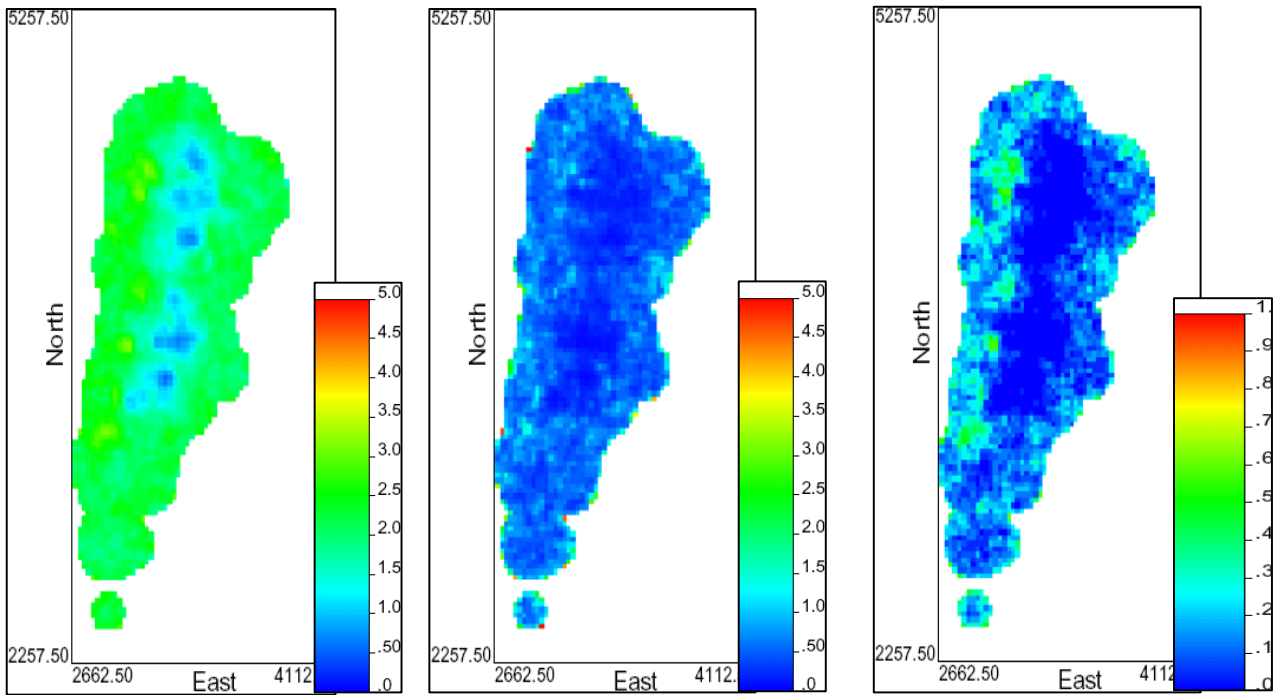


Figura 6. 46: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para FFSV en la UG Q>S+PES. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFSV>3 (der.).

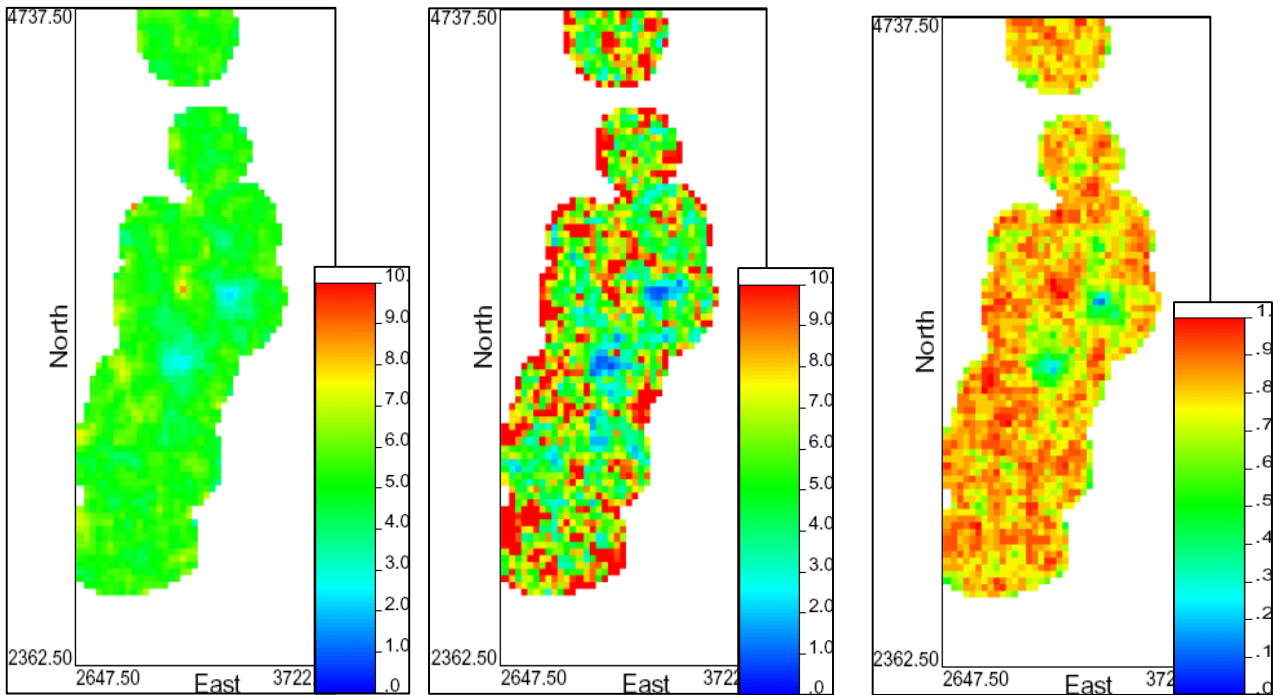


Figura 6.47: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para FFSV en la UG Q<S. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de FFSV>3 (der.).

6.4.4 Rock Mass Rating

Histogramas

A continuación, se muestra la distribución estadística de la variable dentro de cada UG, además es posible apreciar las estadísticas básicas asociadas a tales distribuciones.

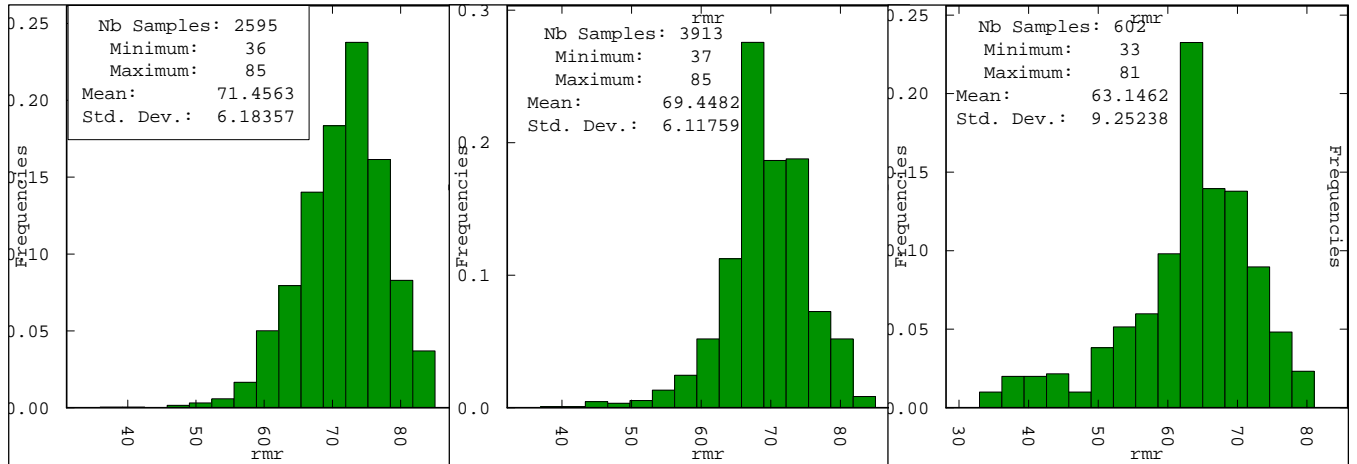


Figura 6.48: Histogramas de los datos del RMR para las UG's PEK (izq.), Q>S + PES (centro) y Q<S (der.)

Modelos Obtenidos

Los modelos de RMR se obtuvieron a partir de los modelos de RQD, IRS, UCS y FF, utilizando la metodología descrita en la sección 4.

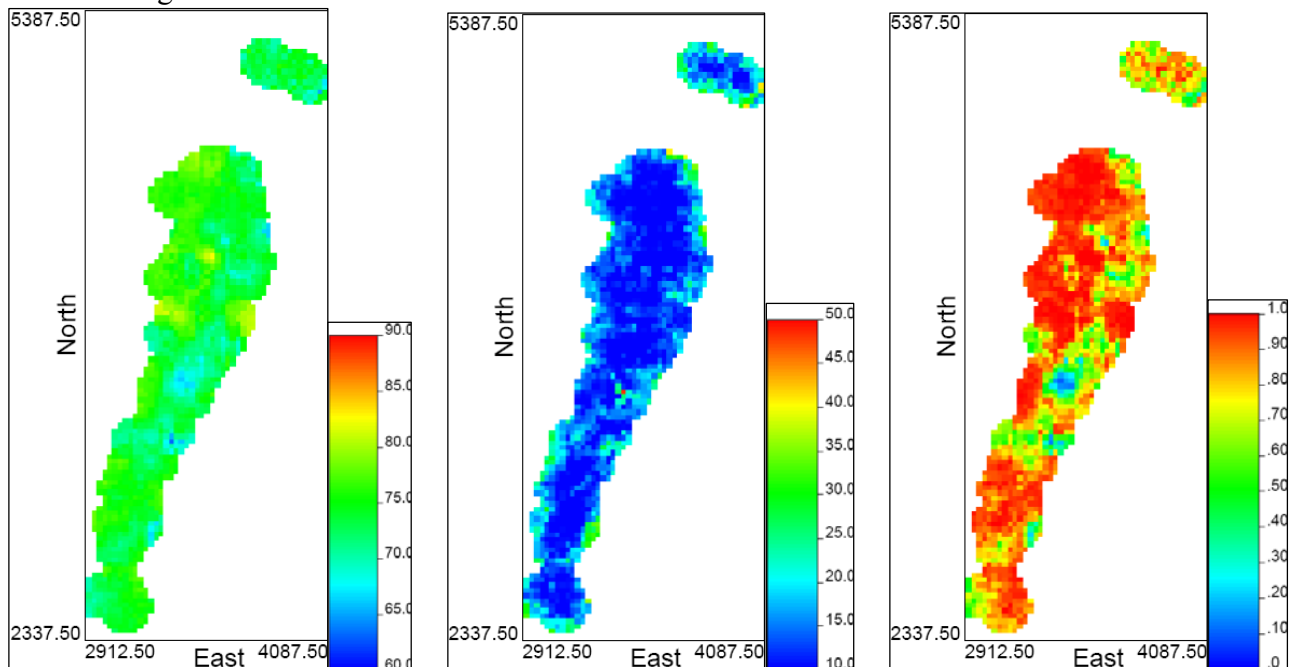


Figura 6. 49: Vista en planta de los modelos obtenidos para el RMR en la UG PEK. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de RMR>70 (der.).

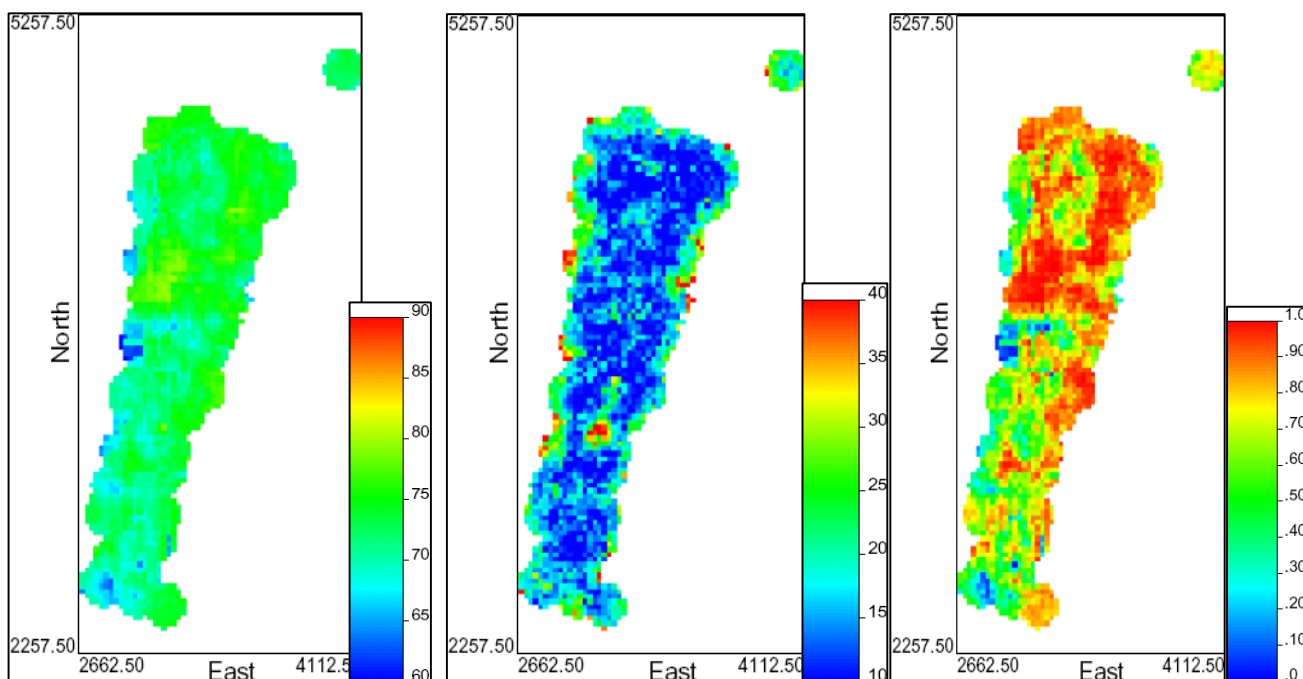


Figura 6. 50: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para el RMR en la UG Q>S+PES. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de RMR>70 (der.).

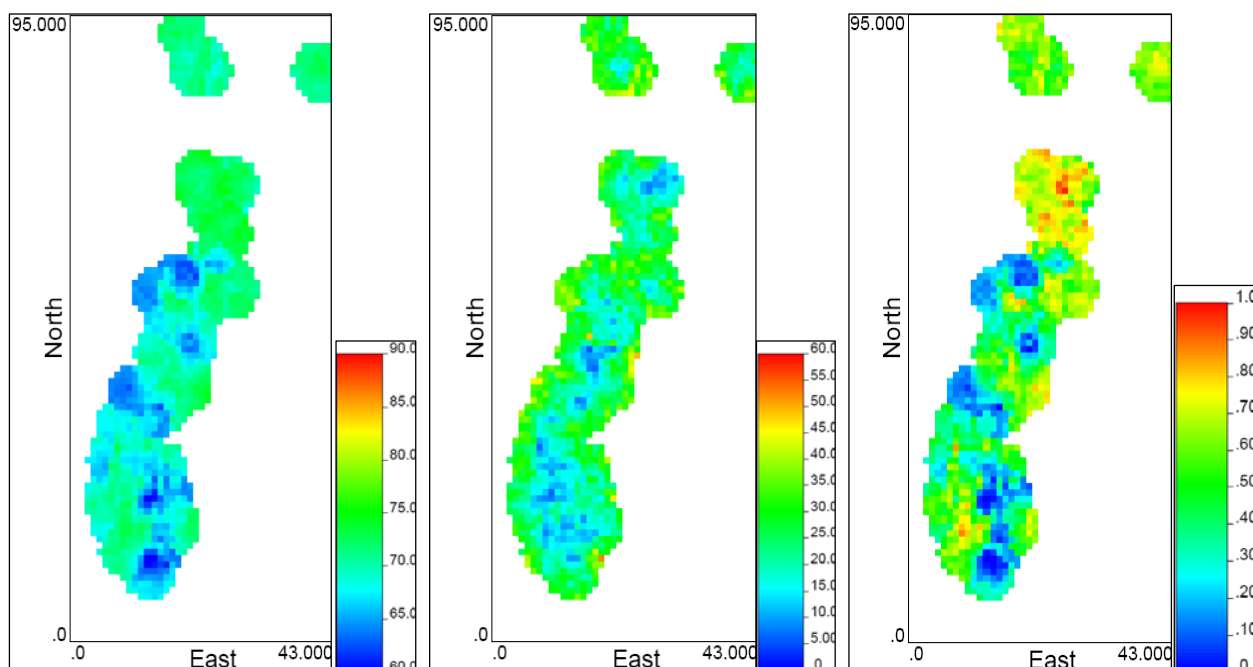


Figura 6. 51: Vista en planta de los modelos obtenidos mediante simulación para el RMR en la UG Q<S. Estimación (izq), varianza (centro) y probabilidad de RMR> 70 (der.).

Validación y comparación de resultados

A continuación se muestran los resultados del Jack Knife para la metodología de cálculo propuesta en este trabajo (ver sección 5) y para la simulación.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
M. propuesto	0,44	1,11	0,61%
Promedio	4,93	38,24	6,9%

Tabla 6.13: Errores de estimación del RMR en la UG PEK mediante la metodología propuesta y el promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
M .propuesto	0,46	1,62	0,67%
Promedio	4,68	37,42	6,74%

Tabla 6.14: Errores de estimación del RMR en la UG $Q > S + PES$ mediante la metodología propuesta y el promedio.

Estimador	MAE	MSE	E relativo
M. propuesto	0,8	3	1,2%
Promedio	7	85,61	11%

Tabla 6.15: Errores de estimación del RMR en la UG $Q < S$ mediante la metodología propuesta y el promedio.

8.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

Las principales conclusiones de este trabajo son:

- En todos los casos la simulación permite obtener un mejor modelo estimado que el promedio. Esto quedó claramente demostrado con los resultados del Jack Knife, que nos permitieron cuantificar el error asociado a la estimación.
- Cuando disminuye la dispersión de los datos, aumenta la calidad del promedio como estimador. Esto queda más claro si tomamos el ejemplo extremo de una base de datos con varianza cero, es decir todos los valores iguales, claramente en este caso el promedio es un estimador perfecto. Así, al disminuir la dispersión, disminuye la diferencia entre los errores de los métodos en cuestión, esto explica el hecho de que las más grandes mejorías se hayan logrado para la UG $Q < S$, pues es la que presenta mayor variabilidad. En definitiva, el uso de la simulación es más recomendable cuanto más variabilidad hay. Es importante tomar esto en cuenta, pues la diferencia del costo de tiempo entre ambos métodos no es despreciable.
- En general, los variogramas muestran muy poca continuidad, lo que posiblemente se asocie a la multipoblacionalidad de las variables. Además, en ningún caso se encontraron direcciones preferenciales, pues los variogramas experimentales calculados en la N-S, W-E y en la vertical se entrecruzaban constantemente, por lo que se trabajó siempre con variogramas omnidireccionales.
- Quedó claramente demostrada la diferencia entre la FFSV y FFSH (ver histogramas correspondientes, figuras 6.34 y 6.42), lo cual demuestra la necesidad de trabajar la direccionalidad de la FF. Esto traerá beneficios en temas tan importantes como el diseño de infraestructura minera y predicción de fragmentación y hundibilidad del macizo.
- Es probable que cualquier estimador local entregue mejores resultados que el promedio. En este sentido, es importante destacar las ventajas de la simulación condicional sobre otros métodos de estimación local como el inverso de la distancia o el más cercano vecino, principalmente el análisis de escenarios y la cuantificación de incertidumbre de la estimación.
- El estudio permitió hacer una revisión teórica de cómo enfrentar el modelamiento de parámetros geotécnicos. Tal revisión, que consiste básicamente en el estudio de la naturaleza de las variables geotécnicas, permitió generar una metodología de modelamiento que tome en cuenta factores que en general no son considerados.
- Para variables no aditivas y que dependen de varios factores, como el RMR, Q de Barton, GSI, etc., se recomienda que se modelen a partir de los modelos de cada uno de los factores, tal como se hizo en este trabajo con el RMR, y no aplicando geoestadística directamente a la variable. Esto permite evitar el error asociado a involucrar el promedio de variables no aditivas en la estimación.
- Si se decide utilizar el método de los promedios, se debe destacar el hecho de que el valor medio obtenido para una variable probablemente no cambie mucho si se calcula con una cierta cantidad

de muestras, o sólo un porcentaje de ellas. En este caso puntual, se obtuvieron exactamente las mismas medias utilizando el 80% de los datos y luego utilizando el 20% de los datos.

•Por las razones anteriores se recomienda incorporar el uso de la geoestadística, en particular la simulación, como herramienta de modelamiento en futuros proyectos geotécnicos. Es importante destacar que en éste caso la etapa de “transferencia tecnológica” es de bajo costo, pues todas las mineras cuentan con softwares que tienen herramientas geoestadísticas y debieran contar con alguien que supiera utilizarlas para el modelamiento de leyes, luego el modelamiento de variables geotécnicas no debiera requerir mayores conocimientos extras, solo estudiar la naturaleza de estas variables y como tomarlas en cuenta.

RECOMENDACIONES

Lo siguiente son recomendaciones para el uso de este trabajo y para posibles futuros estudios que se realicen:

•Sería interesante estudiar con más detalle la relación entre la dispersión de los datos y los errores cometidos con los modelos en cuestión, de modo de conocer de antemano las mejoras que es posible obtener con la metodología aquí propuesta.

•Se recomienda chequear los modelos obtenidos con los modelos geológicos con que cuenta el proyecto. También sería interesante poder validar con sondajes geotécnicos que se hagan en el futuro y/o mediante técnicas geofísicas.

•Quedó demostrada la importancia de la direccionalidad de la FF, sin embargo, en este trabajo solo se consideraron dos direcciones. En la sección 3.2.2 (variables direccionales) se discutió una metodología que apunta a generar un modelo de frecuencia de fractura continuo para todo ángulo, es decir, a partir de las muestras, encontrar una función $FF(\alpha, \beta)$. Sería interesante aplicar tal metodología en trabajos futuros y evaluar la calidad del modelo encontrado, en caso de que el modelo sea afín a la realidad, se estaría ganando enormemente en cuanto a cantidad de información.

•Como vimos, la simulación no sólo mejora la estimación de las variables geotécnicas, también permite analizar distintos escenarios y cuantificar la incertidumbre de la estimación. En este contexto, es claro que el paso siguiente es estudiar las posibles utilidades prácticas en geotecnia de esta información que se genera con la simulación. Es decir, como transformar los modelos de incertidumbre y los análisis de escenarios en factores de decisión en el diseño minero. A medida que estos conceptos se desarrollen, es probable que el uso de la simulación se convierta con el tiempo en una herramienta indispensable, tal como ha ocurrido en el caso de las leyes. A continuación algunos ejemplos de esto.

- Si se utiliza el RMR para diseño de fortificación de infraestructura, entonces tener el modelo de probabilidad de que el RMR esté bajo un valor umbral, podría permitir asociar la probabilidad de derrumbe para una fortificación dada y los costos asociados a ello, con los costos de tener una fortificación más segura.
- El contar con modelos de incertidumbre de la estimación puede permitir evaluar la necesidad de obtener más sondajes de exploración geotécnica, ya sea de

algunas áreas del yacimiento en particular, o simplemente densificar la grilla de exploración hasta contar con una incertidumbre satisfactoria. Recordemos que una vez iniciados los trabajos mineros, si el comportamiento del macizo es muy distinto a lo esperado, los costos asociados a esto pueden ser muy altos.

- Para zonas de modelos de variables geotécnicas equivalentes, la incertidumbre y los modelos de probabilidad pueden ayudar a decidir la ubicación de la infraestructura minera, pues se elegirán las zonas con menor incertidumbre y donde las probabilidades indiquen una menor factibilidad de escenarios pesimistas.

•Tal como se comentó, el uso de la metodología propuesta no requiere una transferencia tecnológica costosa. Esto implica que la técnica se podría empezar a utilizar en un muy breve plazo, para que esto sea posible se recomienda difundir algunos resultados de este estudio en las áreas en que corresponda. De no ser así, probablemente se siga utilizando la técnica del promedio con las deficiencias que ello conlleva.

9.- BIBLIOGRAFIA

Bibliografía.

- Rock Mechanics for Underground Mining, Third Edition, B.H.G. Brady and E.T. Brown.
- Guías Geotécnicas para una transición desde rajo abierto a Minería subterránea, Germán Flores, 2003.
- Apuntes de las siguientes Cátedras de la carrera de Ingeniería Civil de Minas de la Universidad de Chile:
 - Geotecnia Minera
 - Evaluación de Yacimientos
 - Geoestadística
- Geoestadística Lineal, Xavier Emery, 2000.
- Geoestadística no Lineal, Xavier Emery.
- Geología y Recursos Minerales para la Ingeniería conceptual del proyecto Chuquicamata Subterráneo, Codelco, Dirección de Geología y Desarrollo.
- *Geotechnical Assessment of Caving at the Chuquicamata Mine*. Realizado por las consultoras SRK e Itasca S.A., y finalizado en febrero del 2006.
- *Complementary Geotechnical Studies for Conceptual Design of an Underground Mine at Chuquicamata* realizado por las consultoras SRK e Itasca S.A., finalizado en diciembre del 2006.
- ^[1] Figura extraída de “Geotechnical guidelines for a Transition from Open Pit to Underground Mining”.
- ^[2] Deere et. al., 1967.
- ^[3] Priest and Hudson , 1976.
- ^[4] Más detalle puede ser encontrado en la publicación “Practical estimates of rock mass strength”, Hoek y Brown 1997.
- ^[5] Bienawsky, 1973.
- ^[6] Laubscher, 1975.

- ^[7] Laubscher & Jakubek, 2001.
- ^[8] “Practical estimates of rock mass strength”, Hoek y Brown, 1997.
- ^[9] “Rock Mechanics for Underground Mining”, B.H.G Brady y E.T. Brown.
- ^[10] Hudson y Priest, 1983.
- ^[11] Figuras extraídas de los apuntes de *Geoestadística no lineal* de Xavier Emery
- ^[12] “Guías Geotécnicas para una transición desde rajo abierto a Minería subterránea”, Flores 2003.
- ^[13] “Guías Geotécnicas para una transición desde rajo abierto a Minería subterránea”, Flores 2003.
- ^[14] “Characterization of the geotechnical properties of rock material for construction purposes”, Ir. A.R.G. van de Wall et al.
- ^[15] “Characterizing weathered rock masses - a geostatistical approach”, L. Ayalew.
- ^[16] “Estimation of geotechnical variables for mass mining”, Mark Howson.

10.- ANEXOS

A.1 Base de datos del proyecto Chuquicamata Subterráneo

A cada una de las muestras de sondajes geotécnicos se le asocian los campos de la siguiente tabla:

CAMPO	DESCRIPCIÓN	ORIGEN
CSONDAJE	Nombre del sondaje	Dato duro
QDESDE	Metraje inicial del tramo (a un soporte de 1.5 m.)	Dato duro
QHASTA	Metraje final del tramo (a un soporte de 1.5 m.)	Dato duro
QRECUPERADO	Total recuperado en este trozo del mapeo	Dato duro
QSUMATROZOS	Suma de los trozos mayores o iguales a 10 cm	Calculado
QANG30G	Cantidad de fracturas abiertas de ángulos de 30 grados	Dato duro
QANG60G	Cantidad de fracturas abiertas de ángulos de 60 grados	Dato duro
QANG90G	Cantidad de fracturas abiertas de ángulos de 90 grados	Dato duro
QFRACER	Total de fracturas cerradas	Calculado
QJRC	Rugosidad de Laubsher	Dato duro
QESPESOR	Espesor de todo el relleno expresado en cm	Dato duro
CTIPORELLENO	Código del tipo de relleno principal	Dato duro
TTIPOABREV	Abreviaturas de todos los rellenos presentes en el tramo	Dato duro
CTAMRELLENO	Código del tamaño del relleno principal	Dato duro
CALTPAREDES	Código de alteración de las paredes	Dato duro
TDANOESTRUC	Daño estructural, puede ser alto, medio, bajo o nulo	Dato duro
QRSI_R1	Inicio del rango de IRS	Dato duro
QRSI_R2	Fin del rango de IRS	Dato duro
PLT	Point Load Test	Dato duro
CGSI	Código del GSI Alfabético	Dato duro
TGSI_R1	Inicio del rango de GSI	Dato duro
TGSI_R2	Fin del rango de GSI	Dato duro
TOBSERV	Observación general del tramo mapeado	Dato duro
QRMR	Cálculo de RMR para este tramo	Calculado
QMRMR1	Cálculo de MRMR en su primera modalidad del tramo	Calculado
QMRMR2	Cálculo de MRMR en su segunda modalidad del tramo	Calculado
QFCA30G	Cantidad de fracturas cerradas de ángulos de 30 grados	Dato duro
QFCA60G	Cantidad de fracturas cerradas de ángulos de 60 grados	Dato duro
QFCA90G	Cantidad de fracturas cerradas de ángulos de 90 grados	Dato duro
QJCONDITION	Joint Condition	Calculado
TTROZOS	Trozos mayores o iguales a 5 cm. (separados por “;”)	Dato duro
CLITOLOGIA	Código de Litología de este tramo	Dato duro
CALTERACION	Código de Alteración de este tramo	Dato duro
CUGEOL	Código de Unidad Geológica de este tramo	Dato duro
CUGEOT	Código de Unidad Geotécnica de este tramo	Dato duro
QESPACIAMIENTO	Espaciamiento	Calculado
QFF	Frecuencia de Fractura	Calculado
QRQD	RQD	Calculado

Donde los campos calculados se determinan de la siguiente forma:

1. Suma de Trozos
 $qsumatrozos = \text{Sumatoria de los trozos } \geq 10 \text{ cms.}$
2. Suma de Fracturas Abiertas (No es campo de tabla, pero se usa más adelante)
 $sum_frabi = \text{Sumatoria de las fracturas abiertas}$
3. Suma de Fracturas Cerradas
 $qfracer = \text{Sumatoria de las fracturas cerradas}$
4. Espaciamento
 $\text{Espacia} = \text{round}(\text{Recuperado}, 3) / \text{round}(\text{Suma de Fracturas Abiertas}, 3)$
 $qespaciamento = \text{round}(\text{Espacia}, 3)$
5. Frecuencia de Fracturas
 $ff = \text{Round}(1 / \text{Espacia})$
6. RQD
 $qrqd = \text{round}((qsumatrozos / 100) / 1.5) * 100, 3)$
7. Joint Condition (Es la suma de varios puntajes)
 $qjcondition = \text{PuntPersistencia} + \text{PuntAbertura} + \text{PuntRelleno} + \text{PuntAlteracion} + \text{PuntJRC}$
 donde:
 $\text{PuntPersistencia} = 3$ (es constante)
 $\text{PuntAbertura} = 3$ (es constante)
 $\text{PuntRelleno} = 6$, si el espesor o la calidad del relleno no están definidos (nulos), sino
 $\text{PuntRelleno} = f(\text{espesor}, \text{calidad})$, una función en base al espesor y calidad del relleno

CALIDAD	ESPESOR	f
D	< 5	4
D	≥ 5	2
B	< 5	2
B	≥ 5	0

$\text{PuntAlteracion} = f(\text{caltparedes})$, una función en base a la alteración de las paredes. Esta función se evalúa sólo si el argumento no es nulo, de lo contrario tampoco se evaluará Joint Condition y finalmente quedará en nulo.

CALTPAREDES	f
Sin	6
Escasamente	5
Moderadamente	3
Altamente	1
Completamente	0

$\text{PuntJRC} = f(qjrc)$, función en base a la rugosidad de Laubsher. Esta función se evalúa sólo si el argumento no es nulo, de lo contrario tampoco se evaluará Joint Condition y finalmente quedará en nulo.

RANGO JRC	f
-----------	---

>= 0	<= 2	0
> 2	<= 6	1
> 6	<= 10	3
> 10	<= 16	5
> 16	<= 20	6

8. RMR (Es la suma de varios puntajes)

$$q_{rmr} = \text{PuntIRS} + \text{PuntRQD} + \text{PuntEsp} + \text{PuntAgua} + \text{PuntPersistencia} + \text{PuntAbertura} + \text{PuntJRC} + \text{PuntRelleno} + \text{PuntAlteracion}$$

donde: PuntPersistencia, PuntAbertura, PuntJRC, PuntRelleno y PuntAlteracion se obtienen de acuerdo a las definiciones anteriores.

PuntIRS = f(Promedio IRS), una función en base al promedio de los valores del rango de IRS. Esta función se evalúa sólo si ambos límites del rango no son nulos. Si sólo el límite inferior no es nulo entonces se considera como Promedio IRS, al valor del límite inferior, de lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará RMR y finalmente quedará en nulo.

PROMEDIO IRS		f
<= 4		0
> 4	<= 11	1
> 11	<= 18	2
> 18	<= 25	3
> 25	<= 43	4
> 43	<= 62	5
> 62	<= 81	6
> 81	<= 100	7
> 100	<= 130	8
> 130	<= 160	9
> 160	<= 190	10
> 190	<= 220	11
> 220	<= 250	12
> 250		15

PuntRQD = f(RQD), una función en base al valor del RQD. Esta función se evalúa sólo si el valor del RQD no es nulo, de lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará RMR y finalmente quedará en nulo.

RANGO DE RQD		f
<= 25		3
> 25	<= 30	4
> 30	<= 35	5
> 35	<= 40	6
> 40	<= 45	7
> 45	<= 50	8
> 50	<= 55	9
> 55	<= 60	10
> 60	<= 65	11
> 65	<= 70	12
> 70	<= 75	13
> 75	<= 78	14
> 78	<= 82	15
> 82	<= 86	16
> 86	<= 90	17
> 90	<= 93	18
> 93	<= 96	19
> 96	<= 100	20

PuntEsp = f(ESPACIAMIENTO), una función en base al valor del Espaciamiento. Esta función se evalúa sólo si el valor del Espaciamiento no es nulo, de lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará RMR y finalmente quedará en nulo.

RANGO DE ESPACIAMIENTO		f
> 2		20
> 0.6	<= 2	15
> 0.2	<= 0.6	10
> 0.06	<= 0.2	8
<= 0.06		5

PuntAgua = 15 (es constante)

9. MRMR1 (Es la suma de varios puntajes)
 $qmr1 = \text{PuntIRSLaub} + \text{PuntFFLaub} + \text{RatingCond}$

donde:

PuntIRSLaub = f(Promedio IRS), una función en base al promedio de los valores del rango de IRS. Esta función se evalúa sólo si ambos límites del rango no son nulos. Si sólo el límite inferior no es nulo entonces se considera como Promedio IRS, al valor del límite inferior, de lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará MRMR1 y finalmente quedará en nulo.

PROMEDIO IRS		F
> 0	<= 3	0
> 3	<= 14	1
> 14	<= 24	2
> 24	<= 34	3
> 34	<= 44	4
> 44	<= 54	5
> 54	<= 64	6
> 64	<= 74	7
> 74	<= 84	8
> 84	<= 94	9
> 94	<= 104	10
> 104	<= 114	11
> 114	<= 124	12
> 124	<= 134	13
> 134	<= 144	14
> 144	<= 154	15
> 154	<= 164	16
> 164	<= 174	17
> 174	<= 184	18
> 184		20

PuntFFLaub = $f(\text{joint}, \text{ff})$, una función en base al número (por tipo) y frecuencia de fracturas y será evaluada sólo si el número de fracturas (joint) no es nulo. De lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará MRMR1 y finalmente quedará en nulo.

Joint	Rango FF		f
1	< 0.1		40
1	>= 0.1	<= 0.25	40
1	> 0.25	<= 0.30	38
1	> 0.30	<= 0.50	36
1	> 0.50	<= 0.80	34
1	> 0.80	<= 1.00	31
1	> 1.00	<= 1.50	29
1	> 1.50	<= 2.00	26
1	> 2.00	<= 3.00	24
1	> 3.00	<= 5.00	21
1	> 5.00	<= 7.00	18
1	> 7.00	<= 10.00	15
1	> 10.00	<= 15.00	12
1	> 15.00	<= 20.00	10
1	> 20.00	<= 30.00	7
1	> 30.00	<= 40.00	5

Joint	Rango FF		f
2	< 0.1		40
2	>= 0.10	<= 0.20	40
2	>= 0.20	<= 0.25	38
2	> 0.25	<= 0.30	36
2	> 0.30	<= 0.50	34
2	> 0.50	<= 0.80	31
2	> 0.80	<= 1.00	28
2	> 1.00	<= 1.50	26
2	> 1.50	<= 2.00	24
2	> 2.00	<= 3.00	21
2	> 3.00	<= 5.00	18
2	> 5.00	<= 7.00	15
2	> 7.00	<= 10.00	12
2	> 10.00	<= 15.00	10
2	> 15.00	<= 20.00	7
2	> 20.00	<= 30.00	5
2	> 30.00	<= 40.00	2

Joint	Rango FF		f
3	< 0.1		40
3	>= 0.10	<= 0.15	40
3	>= 0.15	<= 0.20	38
3	>= 0.20	<= 0.25	36
3	> 0.25	<= 0.30	34
3	> 0.30	<= 0.50	31
3	> 0.50	<= 0.80	28
3	> 0.80	<= 1.00	26
3	> 1.00	<= 1.50	24
3	> 1.50	<= 2.00	21
3	> 2.00	<= 3.00	18
3	> 3.00	<= 5.00	15
3	> 5.00	<= 7.00	12
3	> 7.00	<= 10.00	10
3	> 10.00	<= 15.00	7
3	> 15.00	<= 20.00	5
3	> 20.00	<= 30.00	2
3	> 30.00	<= 40.00	0

$$\text{RatingCond} = ((\text{PuntParamA} / 100) * (\text{PuntParamB} / 100) * (\text{PuntParamD} / 100) * (\text{PuntParamC} / 100)) * 40$$

PuntParamA = f(JRC), una función en base al rugosidad de Laubsher, la cual, es evaluada sólo si JRC no es nulo. De lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará MRMR1 y finalmente quedará en nulo.

PROMEDIO JRC	f
--------------	---

>= 0	< 1	70.0
>= 1	< 2	71.5
>= 2	< 3	73.0
>= 3	< 4	74.5
>= 4	< 5	76.0
>= 5	< 6	77.5
>= 6	< 7	79.0
>= 7	< 8	80.0
>= 8	< 9	83.0
>= 9	< 10	86.0
>= 10	< 11	89.0
>= 11	< 12	90.0
>= 12	< 13	91.0
>= 13	< 14	92.0
>= 14	< 15	93.0
>= 15	< 16	94.0
>= 16	< 17	95.0
>= 17	< 18	96.0
>= 18	< 19	97.0
>= 19	< 20	98.0
>= 20		100.0

PuntParamB = f(JRC), una función en base al rugosidad de Laubsher, la cual, es evaluada sólo si JRC no es nulo. De lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará MRMR1 y finalmente quedará en nulo.

JRC	f
0	50
1	54
2	58
3	60
4	64
5	68
6	72
7	74
8	76
9	78
10	80
11	82
12	84
13	86
14	88
15	90
16	92
17	94
18	96
19	98
20	100

PuntParamC = f(caltparedes), una función en base a la alteración de las paredes. Esta función se evalúa sólo si el argumento no es nulo, de lo contrario tampoco se evaluará RatingCond y finalmente quedará en nulo.

CALTPAREDES	f
Sin	97.50
Escasamente	91.50
Moderadamente	84.50
Altamente	78.00
Completamente	75.00

PuntParamD = f(calidad, tamaño), una función en base a la calidad y tamaño del relleno principal. Esta función se evalúa sólo si el tamaño no es nulo, de lo contrario tampoco se evaluará RatingCond y finalmente quedará en nulo.

Calidad	Tamaño	f
Nulo	Cualquiera	100
D	Grueso	90
D	Medio	85
D	Fino	80
B	Grueso	70
B	Medio	60
B	Fino	50

10. MRMR2 (Es la suma de varios puntajes)

$qmrmr2 = \text{PuntIRSLaub} + \text{PuntRQDLaub} + \text{PuntEspaciamiento} + \text{RatingCond}$

donde: PuntIRSLaub y RatingCond se obtienen de acuerdo a las definiciones anteriores.

PuntRQDLaub = f(RQD), una función en base al valor del RQD. Esta función se evalúa sólo si el valor del RQD no es nulo, de lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará MRMR2 y finalmente quedará en nulo.

RANGO DE RQD		f
≥ 0	≤ 3	0
> 3	≤ 10	1
> 10	≤ 16	2
> 16	≤ 23	3
> 23	≤ 30	4
> 30	≤ 37	5
> 37	≤ 43	6
> 43	≤ 49	7
> 49	≤ 55	8
> 55	≤ 63	9
> 63	≤ 70	10
> 70	≤ 76	11
> 76	≤ 83	12
> 83	≤ 89	13
> 89	≤ 96	14
> 96	≤ 100	15

PuntEspaciamiento = f(joint, qrecuperado, qang30g, qang60g, qang90g), una función en base al número (por tipo) y cantidad de fracturas abiertas y al recuperado en el metro y medio del sondaje. Esta función será evaluada sólo si los argumentos no son nulo. De lo contrario no se evalúa, ni tampoco se evaluará MRMR2 y finalmente quedará en nulo.

Caso 1: Si joint = 1, entonces

$\text{Esp} = (\text{qrecuperado} / \text{qang30g}) * 100$
$f = (25 * (26.4 * \text{Log}(10, \text{Esp}) + 45)) / 100$

Caso 2: Si joint = 2, entonces

$\text{Esp1} = (\text{qrecuperado} / \text{qang30g}) * 100$
$\text{Esp2} = (\text{qrecuperado} / \text{qang60g}) * 100$
$\text{Esp_Menor} = \text{El Menor entre Esp1 y Esp2}$
$\text{Esp_Mayor} = \text{El Mayor entre Esp1 y Esp2}$
$f = 25 * (((25.9 * \text{Log}(10, \text{Esp_Menor}) + 38) / 100) * ((30.0 * \text{Log}(10, \text{Esp_Mayor}) + 28) / 100))$

Caso 3: Si joint = 3, entonces

$\text{Esp1} = (\text{qrecuperado} / \text{qang30g}) * 100$
$\text{Esp2} = (\text{qrecuperado} / \text{qang60g}) * 100$
$\text{Esp3} = (\text{qrecuperado} / \text{qang90g}) * 100$
$\text{Esp_Menor} = \text{El Menor entre Esp1, Esp2 y Esp3}$
$\text{Esp_Medio} = \text{El Medio entre Esp1, Esp2 y Esp3}$
$\text{Esp_Mayor} = \text{El Mayor entre Esp1, Esp2 y Esp3}$
$f = 25 * (((25.9 * \text{Log}(10, \text{Esp_Menor}) + 30) / 100) * ((29.6 * \text{Log}(10, \text{Esp_Medio}) + 20) / 100) * ((33.3 * \text{Log}(10, \text{Esp_Mayor}) + 10) / 100))$

Para todos los casos anteriores, en el cálculo del logaritmo, se utiliza el logaritmo en base 10.

[1] Figura extraída de “Geotechnical guidelines for a Transition from Open Pit to Underground Mining”.

[2] Deere et. al., 1967.

[3] Priest and Hudson , 1976.

[4] Más detalle puede ser encontrado en la publicación “Practical estimates of rock mass strength”, Hoek y Brown 1997.

[5] Bienawsky, 1973.

[6] Laubscher, 1975.

[7] Laubscher & Jakubek, 2001.

[9] “Rock Mechanics for Underground Mining”, B.H.G Brady y E.T. Brown.

[10] Hudson y Priest, 1983.

[11] Figuras extraídas de los apuntes de *Geostatística no lineal* de Xavier Emery

[12] averiguar!!!!!!!!!!!!!!!

[13] “Guías Geotécnicas para una transición desde rajo abierto a Minería subterránea”, Flores 2003.

[14] “Characterization of the geotechnical properties of rock material for construction purposes”, Ir. A.R.G. van de Wall et al.

[15] “Characterizing weathered rock masses - a geostatistical a

[16] “Estimation of geotechnical variables for mass mining”