



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA**

**PREDICCIÓN DE RESISTENCIA A LA CARGA PUNTUAL Y RQD
MEDIANTE KRIGING ORDINARIO EN LA MINA CERRO COLORADO**

Artículo I. LUIS SALVADOR AEDO SANHUEZA

PROFESOR GUÍA
SERGIO SEPÚLVEDA VALENZUELA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN
SOFÍA REBOLLEDO LEMUS
JULIÁN ORTIZ CABRERA

SANTIAGO – CHILE
2007

**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA**

PREDICCIÓN DE RESISTENCIA A LA CARGA PUNTUAL Y RQD

Artículo II. LUIS SALVADOR AEDO SANHUEZA

SANTIAGO – CHILE
2007

RESUMEN

La resistencia de los materiales en procesos mineros se asocia a menudo al gasto en explosivos, circuitos de chancado y procesos de beneficio de mineral, por esta razón en Cia. Minera Cerro Colorado surgió la necesidad de mejorar la información existente. Así entonces se elaboró un modelo geoestadístico de bloques, que incorpora variables físicas como el índice Is_{50} (carga puntual estandarizada) y RQD (Rock Quality Designation). Dichas variables fueron estimadas a partir de ensayos de testigos de acuerdo a procedimientos establecidos y que son estándar dentro de la industria.

El índice Is_{50} no depende de la geometría del testigo y por lo tanto adquiere el carácter de “promediable”, además de ser una alternativa de más bajo costo que el UCS (Uniaxial Compressive Strength) ampliamente usado para análisis geotécnicos; análogamente el RQD fue medido en testigos de diamantina y usado como una variable susceptible de ser estimada espacialmente.

La técnica de estimación consistió en Kriging ordinario por pasadas usando un software de uso corporativo.

Se elaboraron bases de datos con sus respectivos chequeos y validaciones, una para Carga Puntual y otra para RQD, a partir de ensayos de sondajes diamantinos. Para la Carga Puntual se ensayaron aproximadamente 12.000 metros representando un 50% respecto al largo total de sondajes de diamantina históricos, y para el caso del RQD se ensayaron aproximadamente 21.000 metros representando un 97% respecto al largo total de sondajes de diamantina históricos.

Se realizó un modelo de bloques, el cual toma los atributos del modelo de largo plazo vigente para las variables geológicas ya mencionadas.

A partir de un estudio estadístico EDA (Exploratory Data Análisis), se identificaron distintos dominios, los cuales están relacionados con atributos como alteración, mineralización, litología y tipo de Mineral, además de una variable espacial que condiciona a todas las anteriores. Así se establecieron los controles que relacionan dichas variables geológicas-espaciales con los índices Is_{50} y RQD.

Además de hizo un estudio variográfico para definir las distintas anisotropías y radios de búsqueda para establecer un plan de estimación y definir un método de clasificación (categorización) de los resultados. Finalmente se compararon los resultados con la observación de terreno hecha por geología de producción para validar la estimación realizada, dicha variable por considerarse fundamental en la actual operación fue la UGM (Unidad Geometalúrgica), la cual no sólo incorpora atributos físicos geológicos observados en terreno como alteración, litología, tipo de mineral, sino también geomecánicos asociados principalmente a la resistencia de los materiales que impacta el negocio en cuanto a tronadura y chancado, como también a la hidrometalurgia en cuanto a la percolabilidad de las soluciones afectadas por el exceso de partículas finas generadas en el proceso.

Un modelo de esta naturaleza se construye por primera vez en CMCC, y debiera ser considerado como de “Largo Plazo”, y mejorado con nueva información y/o mediante un programa de reconciliaciones con la producción.

Este modelo de durezas puede ser usado tanto por las distintas áreas dentro de la compañía como Geología para sus modelos de Largo Plazo, Geotecnia en lo que respecta a evaluación de las distintas calidades de rocas, Tronadura para optimizar su labor, Ingeniería de largo y corto plazo en la planificación y desarrollo minero y finalmente Planta para mejorar su proceso en lo que se refiere a chancado de materiales y percolabilidad en las pilas de aglomeración.

ÍNDICE

I. INTRODUCCIÓN	Página
1.1 Introducción al Tema	04
1.1 Objetivos	04
1.3 Metodología	05
1.3 Ubicación y Accesos	06
1.4 Trabajos Geológicos Anteriores	07
II. GEOMORFOLOGÍA	
2.1 Región Septentrional	08
2.1.1 Geomorfología Zonal	09
2.2 Clima e Hidrografía	11
III. MARCO GEOLÓGICO	
3.1 Geología Regional	13
3.2 Geología Distrital	15
3.2.1 Rocas Estratificadas	15
3.2.1.1 Paleozoico	15
3.2.1.2 Mesozoico	15
3.2.1.3 Cenozoico	16
3.2.2 Rocas Intrusivas	18
3.2.3 Rocas Metamórficas	18
3.2.4 Estructuras	19
3.3 Geología del Yacimiento Cerro Colorado	20
3.3.1 Litología	20
3.3.2 Alteración	23
3.3.3 Génesis Alteración Supérgena	25
3.3.4 Mineralización	25
3.3.5 Unidades Geometalúrgicas	29
3.4 Geología Estructural	29
IV. BASE DE DATOS	
4.1 Carga Puntual	31
4.2 RQD	40
4.3 Definición de las Unidades de Estimación	46
V. ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE LOS DATOS DE ESTIMACIÓN	
5.1 Composición	50
5.2 Tratamiento de “Outliers”	50
5.3 Análisis de Contacto	51
5.4 Variogramas	52
5.4.1 Definición de Variograma	52
5.4.2 Interpretación Efecto Pepita	53
5.4.3 Modelo de Variograma	54
5.4.4 Modelos de Correlogramas	55
5.5 Relaciones de Volumen Varianza	56

VI. MODELAMIENTO DE LAS VARIABLES CARGA PUNTUAL Y RQD	
6.1	Modelo de Bloques 57
6.2	El modelo de Kriging Ordinario 58
6.3	Categorización de los Materiales 60
6.4	Resultados de la Estimación 63
VII. COMPARACIÓN Y VALIDACIÓN DE LOS MODELOS DE BLOQUES	
7.1	Validación Estadística del Modelo de Bloques 66
7.2	Análisis de Deriva 67
7.3	Validación con Producción 69
7.3	Validación Gráfica del Modelo de Bloques 72
7.4	Discusión 72
VII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	75
VII. REFERENCIAS	77
ANEXO A: HISTOGRAMAS Y ESTADÍSTICAS BÁSICAS, UGs PROPUESTA	82
ANEXO B: MODELO DE CORRELOGRAMAS POR UG	85
ANEXO C: HISTOGRAMAS Y ESTADÍSTICAS, MODELO DE DUREZAS	93

I INTRODUCCIÓN

1.1 INTRODUCCIÓN AL TEMA

Debido a la necesidad de contar con una estimación de la resistencia de los materiales explotados en CMCC, se consideró crear un modelo de bloques que incluya variables que la resistencia del macizo rocoso para así optimizar varias etapas del proceso, desde la Tronadura, Chancado primario y comportamiento en la Planta de Procesos básicamente a través de los Chancados secundarios y terciarios.

La resistencia de los macizos rocosos es función de la resistencia de la matriz rocosa y de las discontinuidades, siendo ambas extremadamente variables, y de las condiciones geoambientales a las que se encuentra sometido el macizo, como las tensiones naturales y las condiciones hidrogeológicas. La presencia de zonas tectonizadas, alteradas o de diferente composición litológica, implica zonas de debilidad y anisotropía con diferentes comportamientos y características de resistencia. Estas circunstancias determinan una gran complejidad en la evaluación de la resistencia de los macizos rocosos.

Este modelo contiene dos variables aleatorias a ser estimadas, una es la resistencia a la carga puntual (Is_{50}) la cual posteriormente es transformada a un valor UCS (para Cerro Colorado) y tabulada bajo la norma ISRM; La otra variable es el RQD (en porcentaje).

Ambas variables nos dan una idea de la resistencia de la roca en su conjunto pues con el valor de carga puntual podemos establecer una relación con el UCS, y con el RQD se mide indirectamente el grado de fracturamiento del macizo.

Se tiene así un modelo, que puede ser usado tanto por Geología para sus modelos de Largo Plazo, Geotecnia en lo que respecta a evaluación de las distintas calidades de rocas, Tronadura para optimizar su labor, Ingeniería de largo y corto plazo en la planificación y desarrollo minero y finalmente Planta para mejorar su proceso en lo que se refiere a chancado de materiales y su impacto en la hidrometalurgia.

1.2 OBJETIVOS

Los objetivos del presente estudio son:

- Usar las mediciones de carga puntual a través del índice Is_{50} y RQD, a partir de sondajes diamantinos para estimar la resistencia del macizo rocoso.
- Validar el método con datos de producción como el mapeo de los materiales en terreno por geología de producción.
- Entregar un modelo de bloques de dimensiones 20m x 20m x 10m, al área de Ingeniería para ser usado por planificación y tronadura.
- Establecer controles geológicos que determinan la resistencia del macizo rocoso en CMCC para ayudar a la estimación de la misma.
- Con todo lo anterior zonificar el rajo para una mejor planificación para fases futuras de explotación.

1.3 METODOLOGÍA

El trabajo consistió en varias etapas; primero, ensayos de carga puntual y medición de RQD a partir de sondajes diamantinos; cálculo del índice I_s_{50} ; creación de bases de datos con sus respectivos chequeos; análisis estadísticos (EDA) para definir los dominios de estimación; análisis variográficos y estimación mediante kriging ordinario usando software Vulcan, y finalmente la creación de un modelo de bloques con las variables estimadas las que fueron tabuladas mediante sistemas de clasificación estándar y entregadas al área de Ingeniería.

A continuación se presenta un diagrama de flujo con las distintas etapas desarrolladas y las relaciones entre ellas:



1.3 UBICACIÓN Y ACCESO

El yacimiento Cerro Colorado se encuentra emplazado dentro de la precordillera andina, a una cota media de 2540 ms.n.m., cota dada por el Cerro homónimo; a una distancia aproximada de 120 Km. al este de la ciudad de Iquique y 12 Km. al noroeste del poblado de Mamiña, en las coordenadas geográficas 20°02'41"S y 69°15'35"W.

Por la costa se accede desde la carretera panamericana, adentrándose 5 Km. hacia el este a través de la ruta pavimentada A-16, para finalmente ingresar en la misma dirección a la vía R-65, recorriéndola por unos 60 Km.

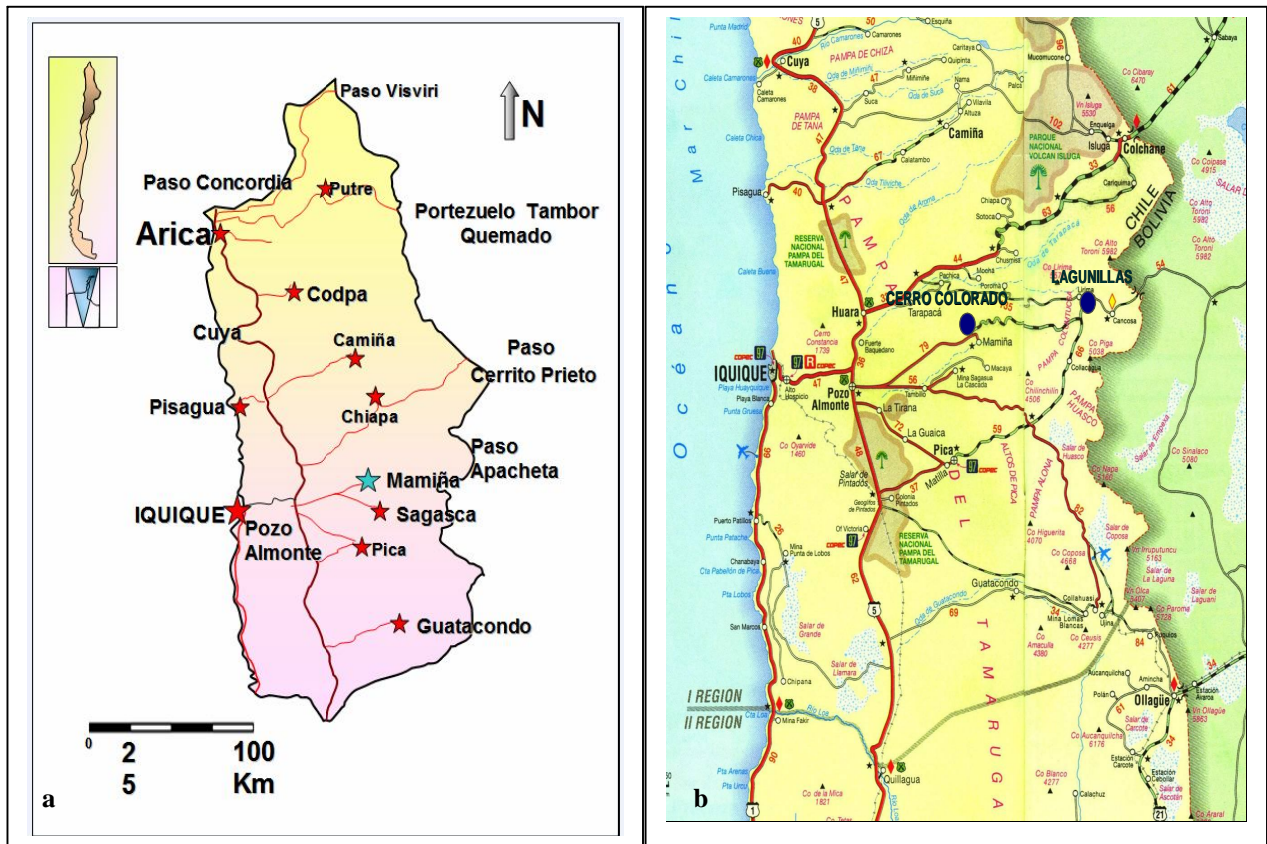


Figura 1.1: a) Mapa de la Primera Región con sus principales rutas de tránsito. b) Mapa mostrando ubicación de Cerro Colorado y sus accesos.

1.4 TRABAJOS GEOLÓGICOS ANTERIORES

- Brügger (1918). Publica un estudio de aguas subterráneas en la región de Pica, al sur de Cerro Colorado, entregando un croquis geológico del área.
- Brügger (1950). Realiza un estudio de la geología de la región de Tarapacá, haciendo mención y descripción y descripción a una cubierta volcanoclástica de edad cenozoica.
- Galli (1956, en Galli, 1968). Describe la aparición de fauna marina, perteneciente al Carbonífero Superior en las cercanías de la Sierra Juan de Morales.
- Galli (1957). Define formalmente las Formaciones geológicas Cerro Empexa y Altos de Pica, en la región de Pica.
- Galli y Dingman (1962, en Acuña, 2005). Dan a conocer los resultados en su investigación sobre los recursos de agua subterráneas en el sector de Pica y sus alrededores.
- Thomas (1967). Confecciona la carta geológica del cuadrángulo Mamiña, siendo el primero en identificar las unidades intrusivas y metamórficas, relacionándolo con el sistema estructural dominante del sector.
- Galli (1968). Prepara la carta geológica del cuadrángulo Juan de Morales, definiendo cuatro nuevas Formaciones, a saber: Quipisca, Juan de Morales, Diablo y Duplijza.
- Bouzari y Clark (2002). Publican una investigación centrada en la evolución y significado metalogénico realizado en Cerro Colorado, haciendo hincapié en los estados de evolución del pórfido, desarrollando un modelo de mineralización, basado en datos de isotopía y geocronología en alunitas del yacimiento. Además hace una correlación temporal con otros pórfidos del Norte de Chile y las fases tectónicas involucradas.
- Acuña (2005). Realizando su memoria de título, hace un análisis geológico y geoestadístico del yacimiento, basado en estudios de sondajes de diamantina, y construye modelos tridimensionales que contribuyen a la estimación de los recursos del pórfido.
- Jerez (2006). En el marco de su memoria de título de Ingeniero Metalúrgico, estudia el comportamiento de distintas mezclas minerales (oxidados y sulfurados de cobre) del yacimiento Cerro Colorado, frente a una lixiviación a escala laboratorio.
- Avendaño (2006). En el marco de su memoria de título de Geólogo, caracteriza la alteración argílica con difracción de rayos x (método de Rietveld).

II GEOMORFOLOGÍA

El yacimiento Cerro Colorado se ubica en la región septentrional de las pampas desérticas y cordilleras prealtiplánicas, que comprenden las regiones de Tarapacá, Antofagasta y Atacama (Börgel, 1982).

2.1 REGIÓN SEPTENTRIONAL

Esta región es una zona morfológica muy variada, que en nuestro país se extiende al norte y este, desde las fronteras de Chile-Perú, Chile-Bolivia y Chile-Argentina, respectivamente; al Oeste por el Océano Pacífico y finalmente al Sur por el río Elqui, comprendiendo un área aproximada de 290.000 km² (figura 2.1).

Dentro de esta unidad se reconocen distintas unidades micro-regionales, que desde mar a cordillera son:

- Farellón Costero (Cliff o Acantilado).
- Planicie Litoral.
- Llanos de sedimentación continental en las desembocaduras al mar de ríos y quebradas.
- Cordilleras de la Costa y depresiones internas.
- Gran Pampa desértica, donde se emplaza el depósito Cerro Colorado. Faja alargada en sentido NS, es una depresión relativa sumergida entre los relieves costeros y la precordillera andina, que debido a su altura y modelado irregular le confieren las características de una meseta basculada. Esta no sólo presenta rasgos cambiantes en el sentido tectónico NS, sino morfológicos externos, motivo por el cual se ha subdividido en pampas, pampa del Tamarugal (ubicado Cerro Colorado), desierto de Atacama, pampa ondulada (austral) y finalmente transicional.

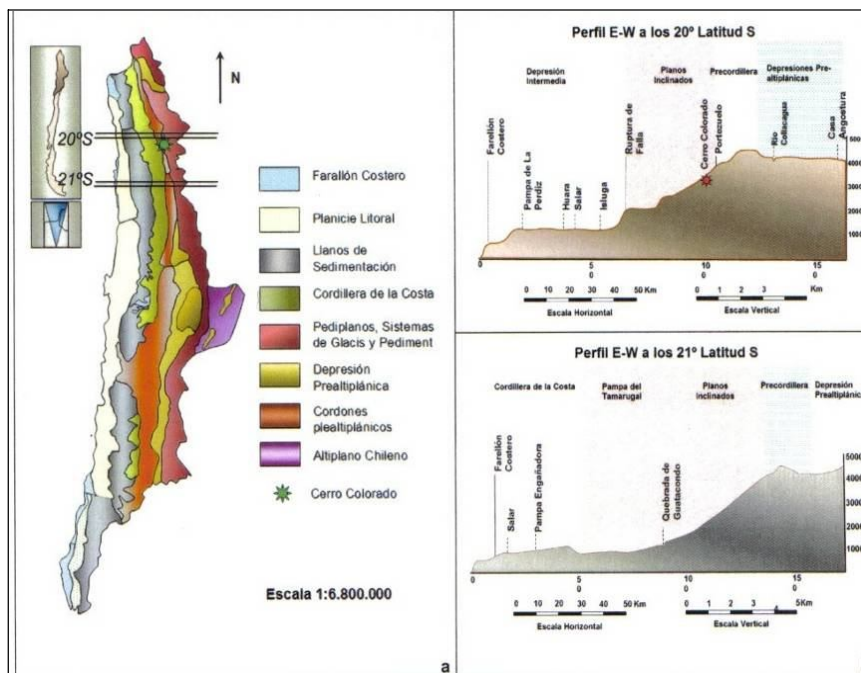


Figura 2.1:

- Mapa geomorfológico Primera agrupación Zonal.
- Perfiles geomorfológicos mostrando las principales unidades fisiográficas. Ambas figuras modificadas por Börgel (1982).
- Precordillera Andina. Macizo de gran unidad estructural con mayor desarrollo en el sector más sur de esta unidad zonal.
- Gran Fosa de los Salares Pre-Altiplánicos.
- Cordillera Prealtiplánica.

- i) Altiplano Chileno. Como se observa en la figura 2.1, las unidades morfológicas no sufren gran variación en el sentido NS (longitudinalidad), excepto por accidentes tectónicos que localmente basculan el relieve. Mayor variación se observa en el sentido EW debido a los cambios altimétricos. Estos cambios se inician en los acantilados costeros, pasando por los planos inclinados hasta el altiplano con cumbres que sobrepasan los 3.000 ms.n.m. tal diferencia altimétrica tiene relación principalmente con dislocaciones productos del tectonismo imperante en la Formación de esos terrenos.

2.1.1 GEOMORFOLOGÍA ZONAL

En la zona en que se ubica el yacimiento Cerro Colorado (figura 2.2), son claramente identificables los pediplanos y sistemas de glacis. Estos rasgos, se extienden en sentido NS, por aproximadamente 990 Km, y se inscriben entre las cotas 1500 a 3000 ms.n.m., siendo interrumpido por un accidente orográfico, la Precordillera de Domeyko. Esta unidad morfológica está limitada por el norte por la Sierra de Guailillas y por el Sur con la Sierra Humito, al Norte de Copiapó, desapareciendo entre los 24° y 26°S (Börgel, 1982).

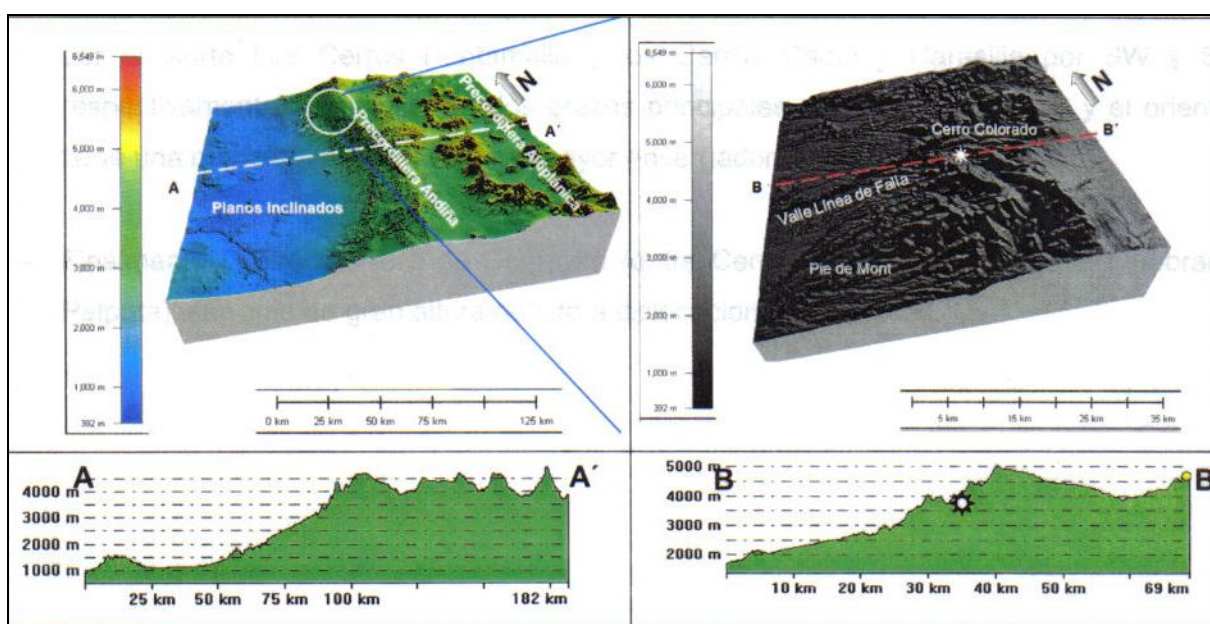


Figura 2.2: Parte superior: Elevación topográfica del área comprendida entre los 20° y 20.5° S (izquierda), y un acercamiento del área de ubicación del yacimiento (derecha). Parte inferior, perfiles de imágenes anteriores, circundante a Cerro Colorado. Avendaño (2006).

Estos planos inclinados según Börgel (1982), pueden ser divididos en función de su altitud, en dos sectores:

- i) Superior (2.500-3.000m). Corresponde a un plano inclinado que descansa sobre el zócalo, por lo tanto es clasificado como glacis rocoso.
- ii) Inferior (1.500-2.500m). Plano inclinado cubierto por arenas de diferente granulometría, que caen hacia las playas de sedimentación ubicadas en las pampas, operando como llano de base, por lo tanto sería un glacis detrítico.

Por otro lado, y más hacia el Este se observa un claro quiebre en el paisaje, dado por el inicio de la Precordillera andina, la que se extiende desde el volcán Tacora por el Norte, hasta el curso superior de la Quebrada Paipote por el Sur, siendo posible distinguir entre tres sectores:

-Precordillera del río Lauca (entre el volcán Tacora y Altos de Pica), que actúa como divisoria de aguas entre el sistema de drenaje oeste (pampas interiores) y un sistema endorreico con niveles de base ubicados en el Altiplano de Bolivia.

-Precordillera del río Loa superior (a ambos lados del curso del río Loa, siendo sus límites por Norte los Cerros Puntamalla y los Cerros Caqui y Carasilla por SW y SE respectivamente). Se divide en dos brazos principales, uno occidental bajo y el oriental alto, tiene una morfología más elevada y mayor envergadura basal.

-Finalmente la Precordillera de Domeyko (entre Cerro Limón verde hasta la quebrada Paipote), serranía de gran altura debido a dislocaciones tectónicas.

El yacimiento Cerro Colorado se encuentra inmerso dentro de las características geomorfológicas típicas de la primera zona morfoestructural y se ubica dentro de las hojas Quipisca y Mamiña (escala 1:50.000 I.G.M), donde destacan los siguientes rasgos morfoestructurales. En el lado oriental, pediplanos con una inclinación SW de aproximadamente 5° y cuya base topográfica se da a los 1.228 ms.n.m, formando parte del borde occidental de la pampa del Tamarugal. Este relieve está marcado por la basculación en el sentido antes mencionado debido al tectonismo Cenozoico imperante, y se encuentra cubierto principalmente por sedimentos semi a no consolidados. Dentro de esta unidad fisiográfica las redes de drenaje se disponen en forma semiparalela con orientación W/SW y localmente divergente debido a la presencia de conos aluviales: Se observan dos sistemas principales. Por el norte los sistemas colectores son las quebradas de Parca y Munujna o Choja, cuyas profundidades bajan hasta 1.500 y 2.000 ms.n.m, enmarcadas dentro de una topografía que se eleva sobre los 1.800 y 2.500 ms.n.m, respectivamente. Ambas quebradas se unen para formar el sistema colector principal, quebrada Quipisca (figura 2.3).

Por el sur, los afluentes principales son quebrada Juan de Morales que se disecta en tres quebradas llamadas Mamiña, Grande e Imagua, y quebrada Tambillo que a su vez se divide en dos ramas, Tambillo y Yabricoia.

Hacia el occidente, se desarrollan morfologías más altas, serranías en dirección NNE/SSW condicionados por su litología (intrusivos graníticos) y ligados a estructuras. Las principales representantes de este tipo de morfología son la Sierra de Tarapacá, Sierra Juan de Morales, la Sierra Cerro Violeta, el cordón Lallinco y el cordón Cunulpa. Sus alturas máximas están dadas por el Cerro Encañada (2.040 ms.n.m.), Cerro Duplijza (2.230 ms.n.m.), Cerro Violeta (2.520 ms.n.m.), Cerro San Félix (4.782 ms.n.m.), y Cerro Peñascos (4.269 ms.n.m.), respectivamente. Cabe destacar que el punto más elevado está formado por el Cerro Yabricoia o Columtucsa, perteneciente al macizo montañoso Cunulpa-Yabricoia, cuya morfología está condicionada esencialmente a factores litológicos (erosión diferencial), aunque también se ven influenciados por modelados y depósitos glaciales, tales como circos y morrenas respectivamente.

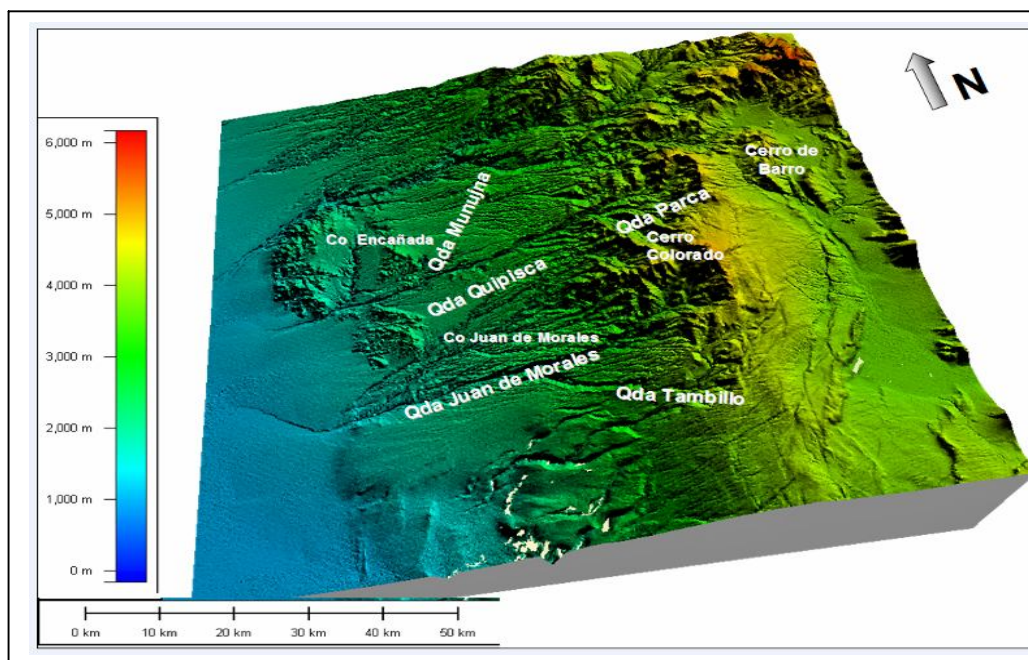


Figura 2.3:
Elevación digital de los rasgos topográficos más relevantes de las cartas topográficas Quipisca y Mamiña

2.3 CLIMA E HIDROGRAFÍA

Según Köppen (1936), los climas pueden ser clasificados según las exigencias climáticas de algunos tipos vegetacionales. El Norte de nuestro país se ve influenciado notablemente por la aridez y la presencia de zonas desérticas, y secas en invierno, debido al nivel de insolación y a la participación del cinturón de anticlinal.

El área de estudio se enmarca dentro de un clima seco marginal de altura, desértico con marcada oscilación térmica entre el día y la noche. La temperatura máxima promedio es de 24.4° C y la mínima de 12.5° C. Las precipitaciones estivales son un poco más frecuentes y la máxima promedio es de 0.9 mm.

El sistema hidrográfico (figura 2.4), como se mencionó en el análisis anterior cuenta con dos sistemas principales. El sistema norte, cuyo colector principal está dado por la quebrada de Quipisca (y sus estribaciones Parca y Munujna), y el sistema sur que lo conforma la quebrada Juan de Morales y sus ramales más orientales (Mamiña y Tambillo).

La disposición general de las redes de drenaje están supeditadas al tipo de litología que subyace (areniscas y gravas). En el lado oeste, se desarrollan redes subparalelas tendientes a una orientación NE/SW que caen hacia el oeste debido a la inclinación topográfica de las formaciones sedimentarias paleógenas (Altos de Pica). En contraposición con el lado este, donde se reconocen algunas redes divergentes debido a la presencia de pequeños conos aluviales en las laderas de las topografías más abruptas; además se identifica la presencia de redes en “peineta” sobre litologías intrusivas.

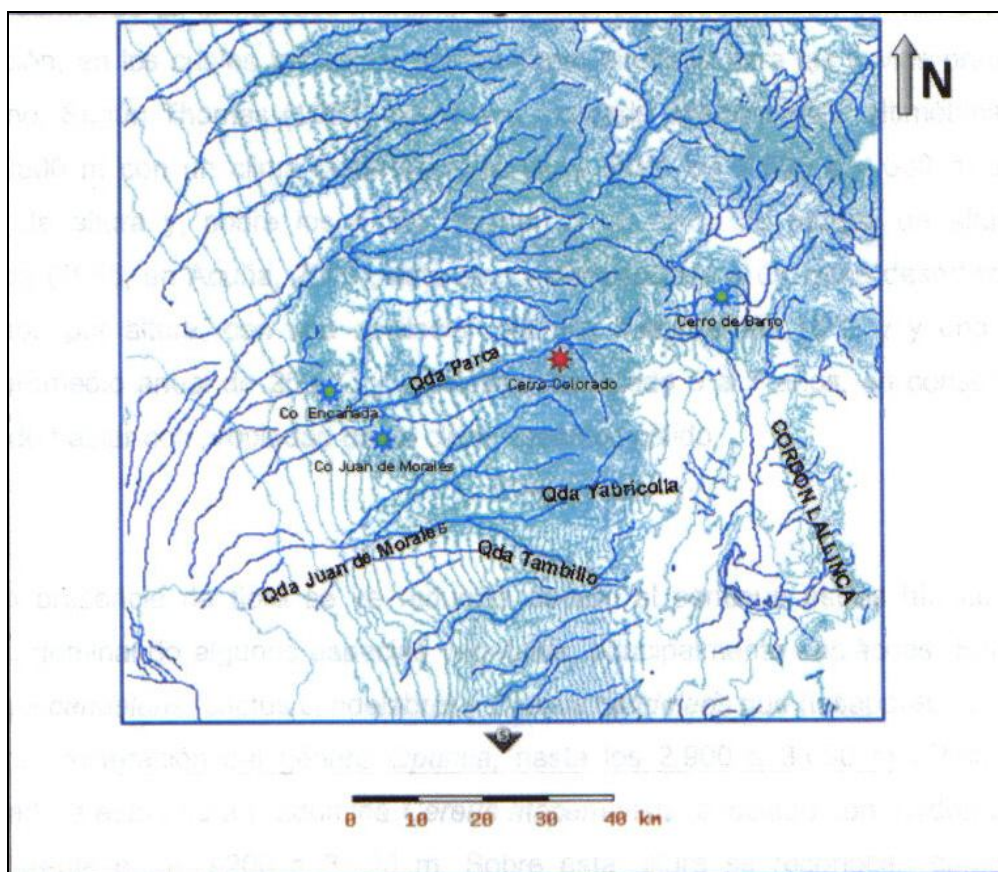


Figura 2.4: Red de drenaje con las principales toponimias.

Los recursos hídricos en el área son muy limitados; sin embargo, evaluando los gastos de las quebradas con los cursos de agua de la parte baja del cuadrángulo Mamiña, Thomas (1967) postula, que de existir acuíferos, deberían estar asociados a la Formación Altos de Pica. La escasez del recurso hídrico en el sector condiciona las operaciones mineras, particularmente en el yacimiento en cuestión, como limitante a algunos de sus procesos de recuperación como en la lixiviación de pilas.

III MARCO GEOLÓGICO

3.1. GEOLOGÍA REGIONAL

Cerro Colorado está ubicado en el flanco oeste de la cordillera de Los Andes, y más específicamente al oeste de la Cordillera Domeyko, la que contiene un cinturón de tendencia norte-sur con depósitos porfídicos de cobre, de edad Eocena a Oligocena (figura 3.2).

Una secuencia de tobas andesíticas cretácicas, lavas, y aglomerados de la Formación Cerro Empexa se distribuyen en los márgenes del área de Cerro Colorado. Múltiples fases de pórfidos tonalíticos, granitos, y cuarzo-monzoníticos fueron emplazadas en las rocas volcánicas durante el Cretácico y Terciario temprano (figura 3.1). La mineralización de cobre está relacionada con intrusivos de micro brecha cuarzo-monzonita y tonalita que cubren la mayor parte de las fases mineras productivas.

Las andesitas e intrusivos están cubiertas por una secuencia localmente gruesa de ignimbritas del Plioceno y gravas de la Formación Altos de Pica las que no tienen ningún interés económico pues no presentan mineralización salvo pequeñas manifestaciones muy locales de minerales exóticos producto de transporte por capilaridad de soluciones a través de estructuras.

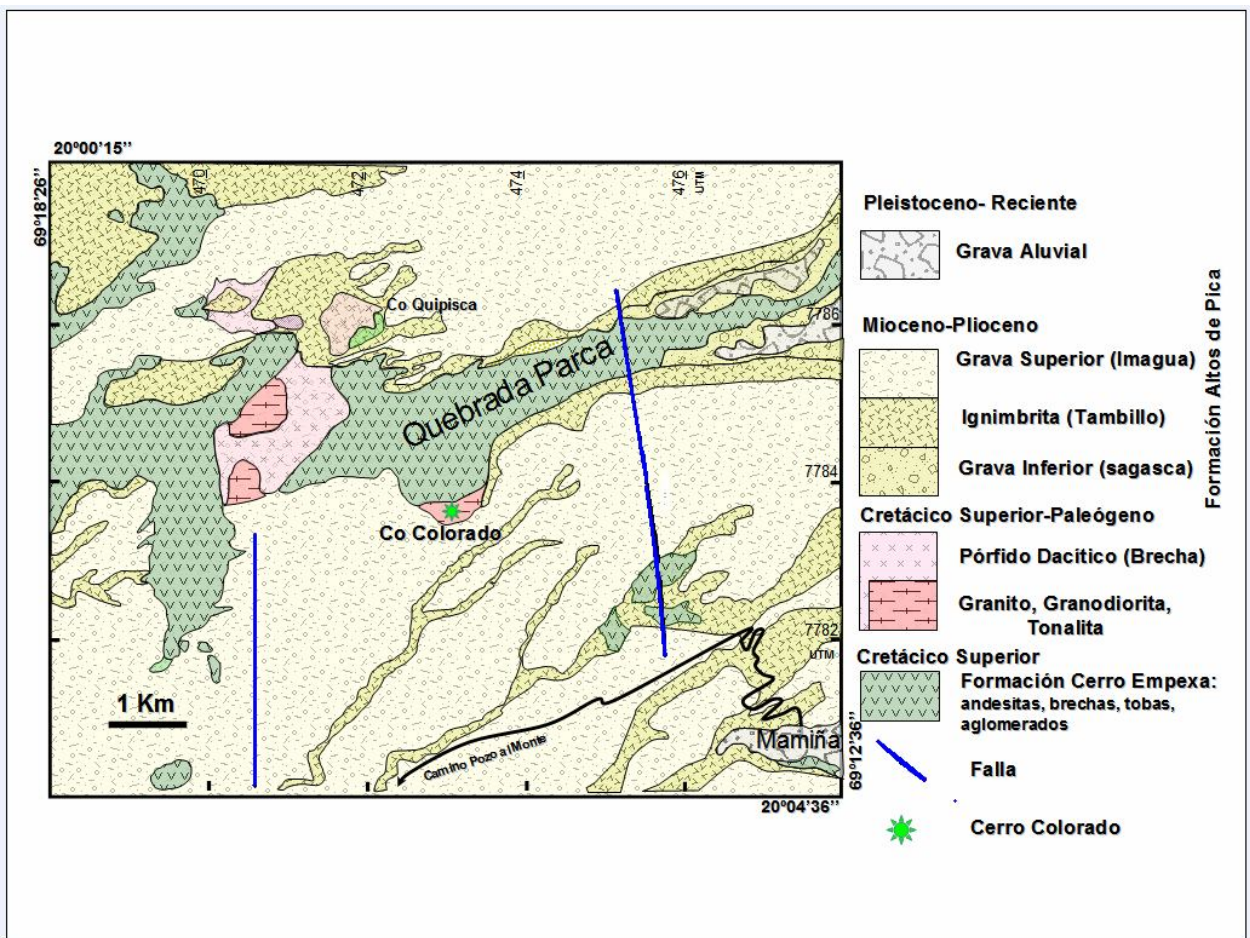


Figura 3.1: Mapa geológico regional simplificado del área de Cerro Colorado, mostrando un fallamiento con rumbo norte-sur rodeando la Sierra Juan de Morales. Un basamento Paleozoico y Mesozoico conformado por rocas volcánicas e intrusivas. Ignimbritas que afloran en los flancos de las quebradas y depósitos de gravas que forman la llamada Pampa del Tamarugal, cubriendo a las secuencias anteriores. (Thomas, 1967; Galli, 1968).

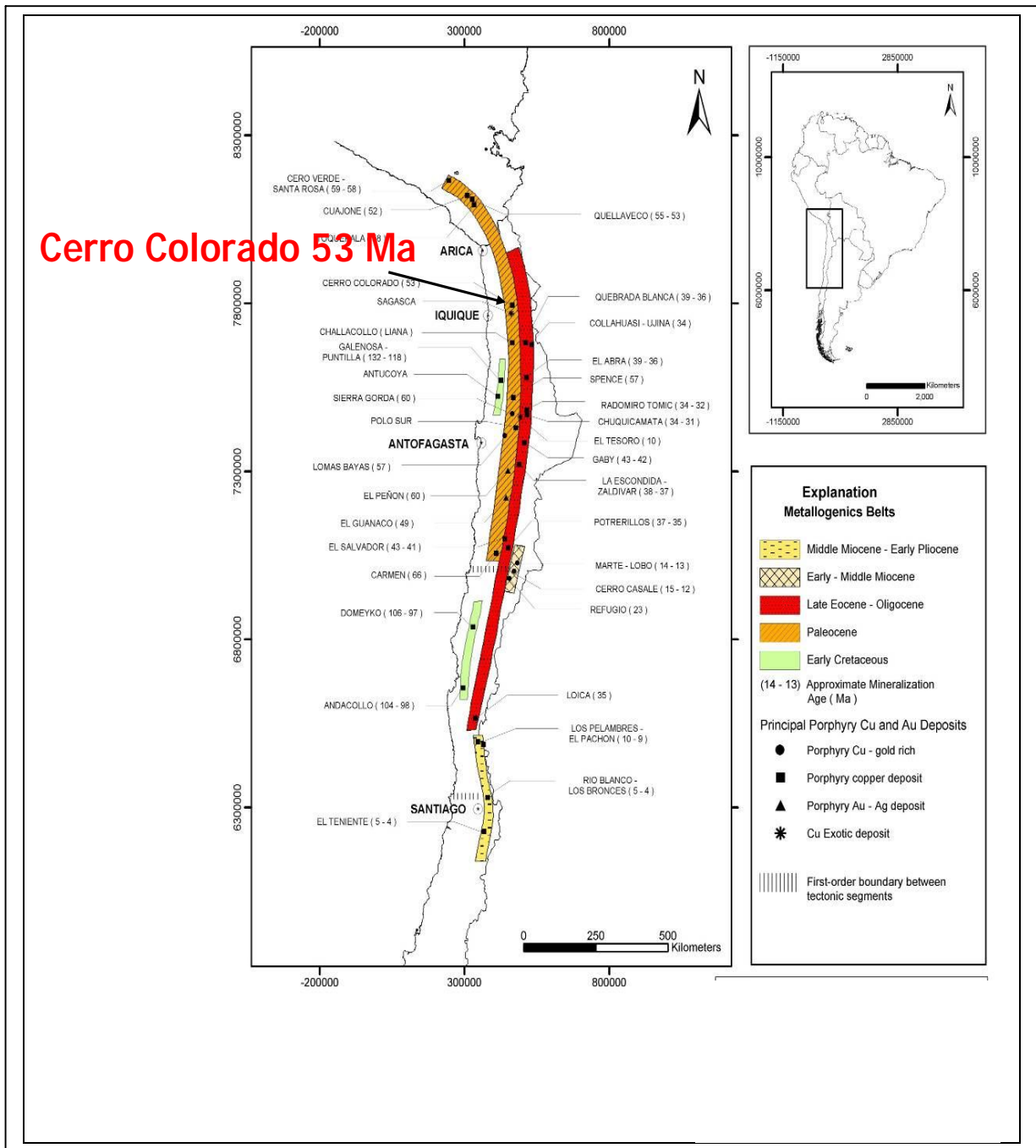


Figura 3.2: Localización de Cerro Colorado y otros depósitos y prospectos cupríferos de edad Cenozoica, en los dos cinturones de pórfidos mayores del norte de Chile y sur del Perú. (Camus, 2001).

3.2. GEOLOGÍA DISTRITAL

3.2.1 ROCAS ESTRATIFICADAS

3.2.1.1 PALEOZOICO

a. Formación Quipisca (Carbonífero Superior)

Inicialmente descrita por Galli (1956, en Galli, 1957), y denominada por este mismo autor en 1968, define como Formación Quipisca a un grupo de rocas piroclásticas (tobas riolíticas y dacitas rojas), que afloran principalmente en quebrada Parca-Quipisca inmediatamente al norte de CMCC. Su base no ha sido determinada, sin embargo sobreyace en discordancia angular (Galli, 1968) y en sectores en contacto por falla (Acuña, 2005), a capas que contienen fósiles del Carbonífero Superior. Su techo en contacto por falla y por discordancia angular, lo conforman las rocas del Carbonífero superior de la Formación Juan de Morales.

De potencia no determinada, arealmente se distribuyen en una franja de 4 Km. desde la quebrada Juan de Morales hacia el norte, con un ancho aproximado que no supera los 800 m.

b. Formación Juan de Morales (Carbonífero Superior)

Descrito e identificado por Galli (1956, en Galli, 1968), es definido en las cercanías del lugar homónimo aproximadamente a 7 Km. al SW de CMCC. Se define como una secuencia sedimentaria de conglomerados y areniscas rojizas, calizas y lutitas grises, con niveles fosilíferos, cuyo espesor mínimo es de 140 m. Se distribuye localmente en una pequeña área de 4.5 Km. de largo y 450 m de ancho en dirección NNW.

Se encuentra relacionada estratigráficamente tanto en discordancia angular como en contacto por falla con la secuencia infrayacente (Formación Quipisca), y en contacto por falla con la sobreyacente (Formación Diablo).

c. Formación Diablo (Permo-Triásico)

Mencionada inicialmente por Galli (1956, en Galli, 1968), y en las cercanías de la quebrada Diablo aproximadamente a 10 Km. al SW de CMCC esta secuencia sedimentaria se encuentra compuesta por conglomerados y areniscas de colores gris rojizo, y lutitas, cuyo espesor no supera los 250 m en su localidad tipo. Sus principales afloramientos en el área, se ubican en las cercanías de la Sierra Juan de Morales y tiene una extensión de 6 Km. de largo por 1 Km. de ancho en dirección NNW.

3.2.1.2 MESOZOICO

a. Formación Duplijza (Caloviana-Oxfordiana)

Definida por Galli (1968), como una secuencia sedimentaria marina compuesta principalmente de calizas y en forma subordinada areniscas calcáreas en tonalidades grises claras, medias y ocre. Su localidad tipo se ubica a 12 Km. al norte del Cerro homónimo y a unos 10 Km. de CMCC, aflorando en una franja elongada de dirección NNW, con una superficie inferior a 1 Km. de ancho y 6 Km. de largo, donde la potencia observada bordea los 90 m. Aunque no se considera el máximo, debido a que se encuentra limitada, en su sección tipo, por fallas tanto en la base como en el techo.

Infrayace en contacto por falla a la Formación Chacarilla, de edad Oxfordiana, y sobreyace en iguales condiciones estratigráficas a la Formación Cerro Empexa de edad Cretácica Superior.

b. Formación Chacarilla (Jurásica Superior-Oxfordiana)

Galli y Dingman (1962, en Acuña, 2005), definen en la quebrada homónima (20 Km al S de CMCC) como Formación Chacarilla a una unidad estratificada compuesta de fangolitas, lutitas y areniscas rojo grisáceas, con algunos conglomerados y lavas traquíticas de colores grises rojizas y verdosas. De espesor indeterminado, su base se desconoce y el techo lo conforma una discordancia angular que lo separa de la Formación Cerro Empexa. En el área de estudio, esta secuencia se encuentra circunscrita a dos pequeños afloramientos ubicados tanto en la quebrada, como en la vertiente sur de la Sierra Juan de Morales, siendo su superficie inferior a 1.5 km².

c. Formación Cerro Empexa (Berrasiano-Santoniano?)

Galli y Dingman (1956, en Galli, 1968), la definen como una secuencia volcánica, volcanoclástica y sedimentaria de origen continental. La unidad volcánica está compuesta principalmente de andesitas, de textura porfídica y masa fundamental hialopilitica y pilotaxítica. También se describen en forma subordinada latita, granófiro, toba andesítica y traquitas (figura 3.3).

Para esta unidad se estimó un espesor mínimo aproximado de 250 m (medido en las cercanías del Cerro Violeta al SW de CMCC, Cuadrángulo Juan de Morales) y sus relaciones estratigráficas en base y techo son de discordancia angular con la Formación Chacarilla (Oxfordiano) y la Formación Altos de Pica respectivamente.

3.2.1.3 CENOZOICO

a. Formación Altos de Pica (Plio-Pleistocena)

Galli (1956, en Galli 1968), la define en las cercanías de la localidad de Altos de Pica, como una secuencia sedimentaria de disposición homoclinal, constituida por tres miembros, a saber: Sagasca (inferior), Tambillo (medio), Imagua (superior) y cuyo espesor estimado es aproximadamente de 450 m. Tanto en las cartas Juan de Morales como Mamiña se encuentra ampliamente distribuido, principalmente en zonas topográficamente deprimidas (figura 3.3). Sobreyace en discordancia angular a la Formación Cerro Empexa; Chacarilla, Duplijza, Diablo y Quipisca; e infrayace a través de un plano de denudación a los sedimentos holocenos (figura 3.3).

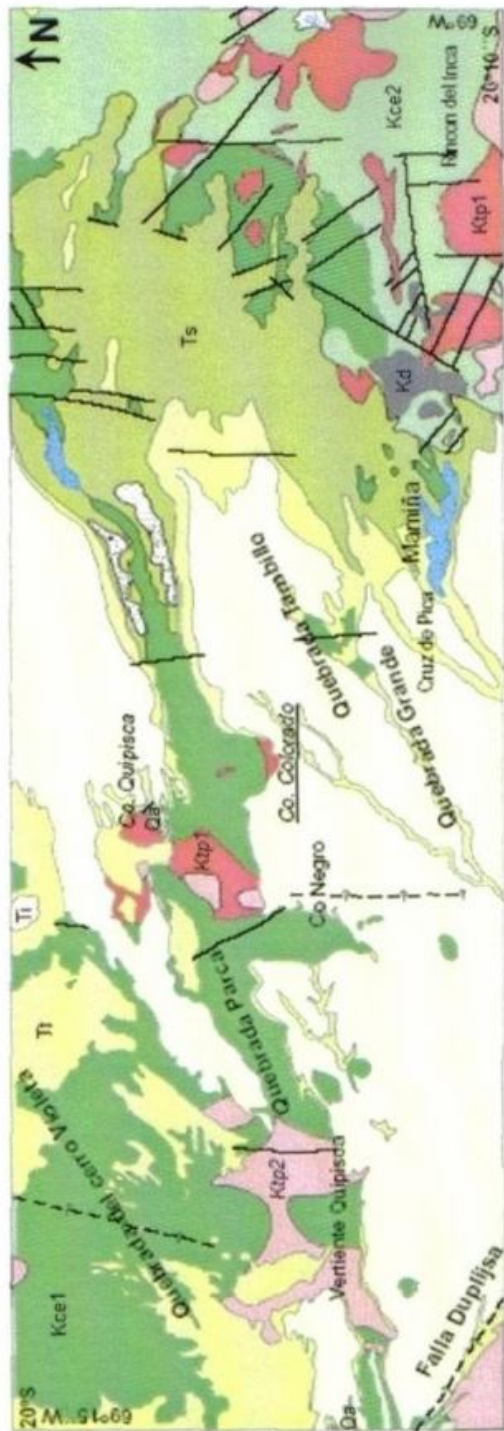
Los miembros inferior y superior, cuyos espesores determinados son 75 m y 300 m respectivamente, están constituidos por conglomerados y areniscas cuyos colores varían en tonos grises rojizos. Por su parte el miembro Tambillo, de 75 m de potencia, se encuentra compuesto por tobas y tobas soldadas, mayoritariamente en tonos gris anaranjados. Su ambiente de depositación se encuentra relacionado a nubes ardientes o flujos de ceniza que fueron depositados en un medio árido (Acuña, 2005). Thomas (1967) hace referencia a que este miembro, es el principal representante de la Formación Altos de Pica en el cuadrángulo Mamiña.

En cuanto a sus relaciones de contacto, sobreyace en discordancia angular a la Formación Cerro Empexa, Chacarilla, Duplijza, Diablo, y Quipisca; e infrayace a través de un plano de denudación a los sedimentos holocenos.

b. Depósitos Holocenos

Constituidos de material aluvial y eólicos procedentes de la erosión del orógeno cordillerano, se distribuye principalmente en el área de Juan de Morales, sobre el fondo de las quebradas y en los sistemas de conos aluviales que drenan hacia el WSW. Se unen para formar un pie de monte en la vertiente occidental de la Sierra Juan de Morales. Los materiales eólicos son arenas que proviene de la pampa del Tamarugal y se disponen en mantos, dunas o, como menciona Galli (1968), barjanas ubicados en los sistemas de drenaje de las quebradas Juan de Morales, Sagasca y Tambillo.

Cuadrángulos Mamiña y Juan de Morales



Leyenda

- Qa Aluvio
 - Discordancia
 - Ti Imagua
 - Tt Tambillo
 - Ts Sagasca
 - Discordancia
 - Kce2 Brechas
 - Kce1 Andesitas
- Fm. Co. Empexa Fm. Altos de Pica

Simbología

- Fallas
- Fallas Inferidas
- Escombros
- Áreas Cultivables
- Brechas



Ktp = Pórfidos
Kd = diorita



Figura 3.3: Mapa geológico de parte del cuadrángulo Mamiña y Juan de Morales. Modificado de Galli (1968) y Thomas (1967).

3.2.2. ROCAS INTRUSIVAS

Unidad de gran distribución que se dispone en dos franjas principales, cuyas orientaciones NS y NNE, están íntimamente ligadas a los sistemas estructurales predominantes del sector. Se encuentran emplazadas en rocas paleozoicas, mesozoicas y en parte cenozoicas del sector (exceptuando la Formación Altos de Pica). Esta unidad, según Thomas (1967), puede ser dividida en dos ciclos intrusivos derivado de fases magmáticas de diferente composición.

El primero emplazado durante el Cretácico superior, involucra a rocas graníticas, granodioríticas, tonalíticas, monzoníticas, cuarzomonzoníticas, monzodioríticas, dioríticas, está relacionado a actividad tectónica de fallas mayores (Bogdanic, 1993 en Acuña, 2005). Este ciclo intrusivo originó grandes masas plutónicas, tales como el macizo Cunulpa-Yabricoya, perteneciente al cuadrángulo Mamiña, o las Sierras Juan de Morales, Tarapacá y el Cerro Violeta, pertenecientes al cuadrángulo Juan de Morales. Estas rocas presentan mayoritariamente colores grises claros, textura granular de grano medio a fino y porfídica (cuerpos hipabisales), que varían de composición entre granito, granodiorita, adamelita, tonalita (Galli, 1957), y dioritas (Acuña, 2005), siendo las de tipo granítico mayoritariamente pródicos tonalíticos (Cerro Duplijza); pórfido feldespático (Cerro Quipisca), pórfido dacítico o traquítico (Cerro Colorado); pórfido cuarífero (Cerro Quipisca y Cerro Colorado).

Dataciones radiométricas de plomo alfa, de una muestra de microadamelita porfídica de la pendiente occidental del cerro Juan de Morales (Ruiz *et al.*, 1960, en Galli, 1968), entrega una edad de 95+/- 10 M.a. Estudios radiométricos posteriores realizados a cuerpos intrusivos del área, indican edades entre 108 a 78 M.a. (Rogers, 1985, en Acuña, 2005). Por lo tanto el rango estratigráfico puede ser aún más acotado para este ciclo intrusivo (Albiano-Campaniano).

El segundo ciclo, de edad Paleógena, se encuentra asociado a estructuras de rumbo NW. Representa a las fases magmáticas residuales (stock) que rodean o cortan a los cuerpos batolíticos principales y tendrían relación con la alteración hidrotermal que dio origen a la mineralización cuprífera. Según Acuña (2005), este ciclo puede ser subdividido en dos estadios, uno Paleoceno-Eoceno de composición muy variada (diorita a granito), y el otro Oligoceno inferior (cuarzo-riolítico).

3.2.3. ROCAS METAMÓRFICAS.

Debido al emplazamiento de las masas plutónicas, se produce en la zona inmediatamente adyacente a ellas, un metamorfismo de contacto. Thomas (1967), reconoce metandesitas en la Sierra Tarapacá y en el “roof pendant” ubicado en las cercanías del cerro Juan de Morales. Hace alusión a la existencia de roca córnea que derivaría de las rocas carbonáticas de la Formación Duplijza.

3.2.4. ESTRUCTURAS

Dos son las discordancias angulares reconocidas entre las tres formaciones volcano-sedimentarias; se disponen entre la Formación jurásica Chacarilla y la Formación cretácica Cerro Empexa; y entre ellas y la Formación cenozoica Altos de Pica (Galli, 1968; Thomas, 1967), la que a su vez se dispone en forma homoclinal sobre ambas secuencias sedimentarias. Thomas (1967), reconoce discordancias intraformacionales locales en las secuencias sedimentarias, asumiendo que se trata de desarmonías entre capas plegadas debido a la diferencia en la competencia de la roca.

La Formación Chacarilla, comparativamente es la que presenta el mayor grado de plegamiento, en dirección NS debido a un esfuerzo en sentido EW, en que los ejes de los sinclinales de cubetas amplias son subhorizontales (anticlinal Quilpare). Los anticlinales son de cresta agudas, simétricos a volcados (Acuña, 2005).

La Formación Cerro Empexa se encuentra suavemente plegada y contiene estructuras con orientación menos definida en miembros superiores, en contraposición a sus miembros inferiores, en las cuales este grado de plegamiento aumenta notablemente. Por lo tanto es posible extrapolar que los eventos tectónicos de mayor relevancia tanto en el modelado como en la disposición de estas secuencias ocurren durante el cretácico.

Por su parte, la Formación Altos de Pica no se encuentra afectada por plegamiento, pero sí por algunos lineamientos.

Galli (1968) y Thomas (1968), hacen referencia a dos sistemas de fallas principales (figura 3.4), uno con sensible orientación NS, que habría controlado sectorialmente el afloramiento de los batolitos ubicados en el sector noroccidental del cuadrángulo Mamiña (Cerro del Barro). El otro de dirección NW, estaría inmerso dentro de un sistema de bloques, entre el cual es identificable la presencia de fallas de gran ángulo como Longacho, Cerro Violeta, Duplijza, Diablo, Juan de Morales e Imagua.

El sistema estructural condiciona en el sector sur y este de las cartas Mamiña y Juan de Morales el grado de plegamiento de las formaciones meso y cenozoicas, volviéndolo más complejo.

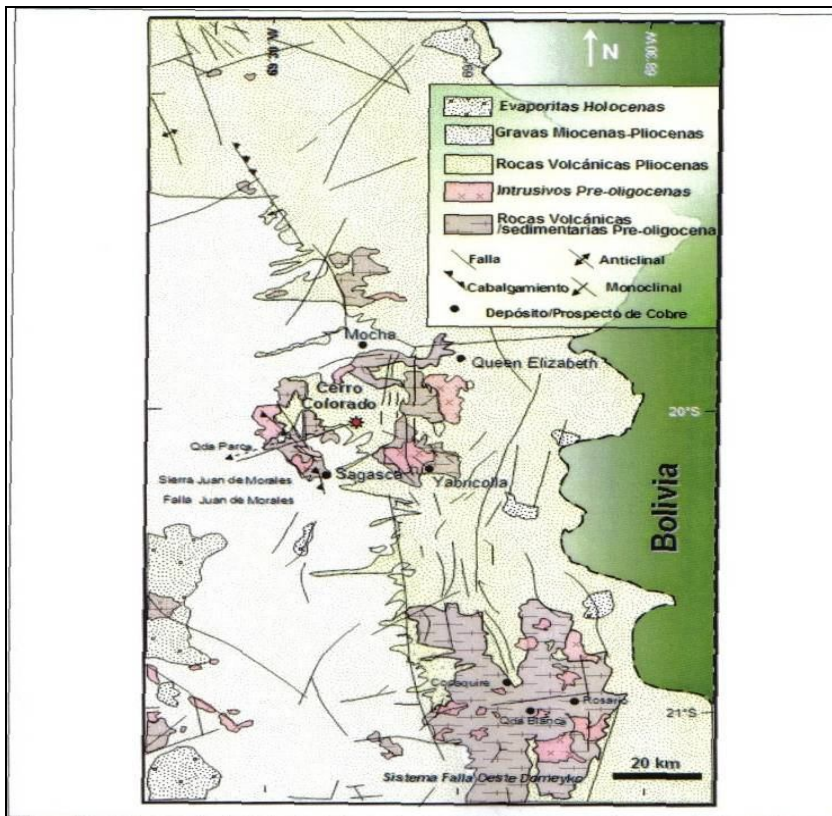


Figura 3.4: Sistema estructural del área comprendida entre los 19° y 21°S. Tomado de Bouzari y Clark (2002).

3.3 GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO CERRO COLORADO

3.3.1 LITOLOGÍA

El sistema de mapeo y logeo actual contempla los códigos litológicos de Gravas (depósitos holocenos), Ignimbritas (miembro Tambillo), Pórfido, Brechas (terciario) y Andesitas (Cerro Empexa).

Todas las rocas intrusivas están representadas como una sola unidad en todas las plantas y secciones. Las siguientes descripciones están tomadas de Cepeda, *et al.*, (1982). La ocurrencia de estas unidades es consistente con la distribución de unidades de pórfido, brechas y andesitas según la definición del mapeo y logeo.

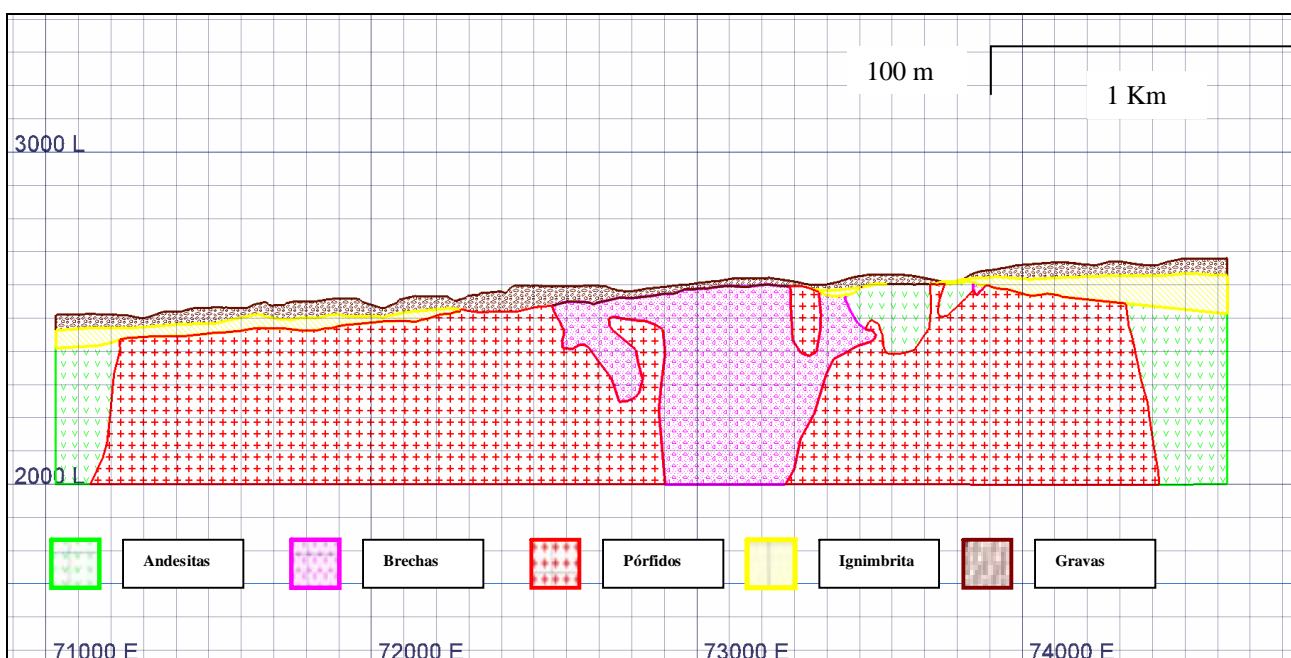


Figura 3.5: Sección en coordenadas locales 83330N, mirando al norte mostrando, las diferentes litologías presentes (pertenecientes a las formaciones y unidades ya descritas) en Yacimiento Cerro Colorado.

a Formación Cerro Empexa

Los depósitos de la Formación Cerro Empexa contemplan tobas de lapilli y líticas, lavas andesíticas porfídicas y gruesas, lavas brechosas y aglomerados. Una sección de las andesitas expuestas en la Quebrada de Parca, al norte del depósito, muestra lavas y aglomerados cerca de la base, por debajo de las tobas de Lapilli. Las rocas volcánicas tienen una inclinación menor hacia el sur. Las tobas de lapilli contienen abundantes fragmentos de vidrio y líticos. Las lavas son porfídicas y contienen de 2 a 30% de feldespatos. Los aglomerados y lavas brechosas contienen fragmentos de andesitas afaníticas a porfídicas en una matriz de ceniza afanítica. Las tobas de Lapilli son más comunes en la parte superior en el sector este del depósito, pero la lixiviación supérgena y alteración arcillosa han destruido mayormente la textura de las rocas del sector.

Dicha secuencia volcánica está levemente plegada a una escala regional (Thomas, 1967; Galli, 1968). El mapeo no publicado hecho por A. Cepeda, G.M. Ditson, y D.G. Mato (1982) delimitó una secuencia dacítica fluidal inferior con rumbo N35°W e inclinación 35°SW, pero la mayor parte de los estratos expuestos a ambos flancos de la Quebrada Parca tienen rumbo N40°W e inclinación 15°SW. Así, en una sección este-oeste en el depósito, la secuencia volcánica debiera tener un manteo aparente promedio de 10°W.

b Formación Altos de Pica y Coluvio

La Formación de Altos de Pica en la zona consiste en sedimentos post-mineral de edad Pliocena e ignimbritas (tobas y cenizas), cubren las andesitas y el pórfido mineralizado. La sección inferior de la Formación Altos de Pica contiene un conglomerado rojo derivado de la erosión de las micro-brechas cuarzo-monzoníticas de Cerro Colorado. La porción superior es una ignimbrita rosada, con un fracturamiento que permite la generación de bloques de gran dimensión (por sobre 1 m³), está cubierta por clastos coluviales y depósitos de conglomerados de edad moderna.

El espesor total de la ignimbrita, el conglomerado, y el coluvio varía desde 30 m en el sector Este, a más de 100 m en el sector Oeste. El espesor promedio de la cubierta post-mineral es cercano a los 60 m. (Figura 3.5).

c Rocas Intrusivas

Una brecha cuarzo-monzonita, una micro-brecha de cuarzo-monzonita, y un pórfido tonalítico forman cuerpos complejos que intruyen a las andesitas (figura 3.5). La forma y extensión de estas unidades cambian según el sector. Sobre una altura de 2.600 m, la brecha cuarzo-monzonita y la micro-brecha se presentan como grandes cuerpos con tendencia este-oeste en el sector oeste, pero con tendencia noreste en el sector este.

Pequeños apófisis (50-100 m de diámetro) de pórfido tonalítico envuelven los márgenes externos de la micro-brecha. Cuerpos brechosos en los sectores este y oeste se unen por debajo de la cota 2.550 m formando un gran cuerpo con elongación noreste, siempre rodeado de apófisis de pórfido tonalítico. El número y extensión de los intrusivos de pórfido tonalítico se incrementa con la profundidad, eventualmente uniéndose por debajo de la cota 2.450 m. para formar un gran stock, rodeado de apófisis de pórfido, entremezclados con cuerpos de micro-brecha cuarzo-monzonítica. La mineralización en el sector Este está centrada en el flanco sur de la micro-brecha cuarzo-monzonítica, donde existen numerosos apófisis de pórfido tonalítico instruyendo a las andesitas. La mineralización en el sector Oeste está centrada en la mitad sur del cuerpo de pórfido tonalítico con tendencia este-oeste, donde masas con abundante brecha cuarzo-monzonítica están presentes.

i) Pórfido Tonalítico

Hay dos tipos de tonalitas presentes según Cepeda, *et al.* (1982). El pórfido cuarzo-tonalita contiene fenocristales de cuarzo grandes (2-3 mm), correspondiente aproximadamente a un 5% de la roca. También existen fenocristales de plagioclasa subhedral, hornblenda, y ocasionalmente de ortoclasa. La biotita está presente en una matriz de cuarzo-plagioclasa. La alteración fílica ha transformado los minerales máficos a sericita y clorita. El pórfido de cuarzo tonalita ha sido identificado en sondajes de diamantina en el sector noroeste del depósito, y en las galerías en el sector centro-este del depósito.

El pórfido tonalítico con feldespato ha sido mapeado en labores subterráneas de exploración y en los sondajes en el centro de la brecha de cuarzo-monzonita que conforma el Cerro Colorado. Este pórfido contiene de 10 al 30% de fenocristales de plagioclasa y ortoclasa de 2 a 5 mm en tamaño, localizados en una masa afanítica. Fenocristales de hornblenda y biotita están presentes ocasionalmente. La biotita y la hornblenda han sido reemplazadas por clorita en la zona de alteración hipógena fílica. La hornblenda ha sido reemplazada por biotita en la zona de alteración hipógena potásica.

La brecha porfídica de tonalita se evidencia en sondajes del extremo sudeste del depósito (Cepeda, *et al.*, 1982). Se puede distinguir de la micro-brecha por su composición tonalítica y fragmentos de brecha de mayor tamaño.

ii) Cuarzo-Monzonita y Micro-brecha Cuarzo-Monzonítica

La micro-brecha cuarzo-monzonítica se deriva de una brechización hidrotermal intensa de un cuerpo original de cuarzo-monzonita. Las dos unidades son casi indistinguibles debido a la gradación desde las áreas no brechizadas a las fuertemente brechizadas. Una fuerte alteración hidrotermal y brechización enmascara los minerales y la textura original de la roca. Una matriz silíceica contiene un mosaico de fenocristales de cuarzo y sericita y arcillas derivadas de los feldespatos. Los ojos de cuarzo son de aproximadamente 2 mm de diámetro y conforman aproximadamente 1 a 2% de la roca. Los minerales máficos son raros. La micro-brecha consiste en fragmentos angulares a sub-redondeados de roca rica en cuarzo, localizada en matrices de cuarzo finamente brechizado, sericita, y arcilla. Los fragmentos de brecha varían de 2 mm a más de 2 cm en dimensión transversal. Localmente se encuentran fragmentos de andesita y pórfido tonalítico.

Algunos “diques de guijarros” (pebble dikes) han sido identificados en la galería de exploración y varios sondajes de diamantina en el sector este del depósito. Los diques contienen fragmentos redondeados de cuarzo-monzonita en una matriz finamente molida que contiene abundantes óxidos de Fe, además de sulfuros. Cepeda, *et al.* (1982) interpretan los diques como emplazamientos tardíos de la brechización hidrotermal de la tonalita y cuarzo-monzonita original.

La presencia de fragmentos de pórfido tonalítico en la micro-brecha cuarzo-monzonítica sugiere que la cuarzo-monzonita fue emplazada después del pórfido tonalítico. Cepeda, *et al.* (1982) creen que la intensa alteración hidrotermal y brechización de la cuarzo-monzonita resultó en la deposición de la mineralización de Cu. La mineralización ocurre principalmente en andesita, pórfido tonalítico, y dentro de pequeños cuerpos de brecha. Los márgenes de los cuerpos brechosos de mayor tamaño pueden estar enriquecidos. Los centros silíceos de las unidades de brecha presentan generalmente mineralización menor.

3.3.2 ALTERACIÓN

Se han identificado cuatro fases de alteración principales, según Cepeda, *et al.* (1982). Zonas de alteración potásica, fílica, y propílica que están asociadas temporalmente con la mineralización de cobre; una silicificación de la micro-brecha cuarzo-monzonítica y de los márgenes de los cuerpos intrusivos. Esta puede haber sido anterior a la mineralización de cobre, y haberse formado después del emplazamiento de los plutones de cuarzo-monzonita, y durante las etapas iniciales de la alteración y brechización hidrotermal. Alternativamente la silicificación puede haber ocurrido durante el colapso final de la celda hidrotermal cuando los fluidos hidrotermales se mezclaron con las aguas de meteorización.

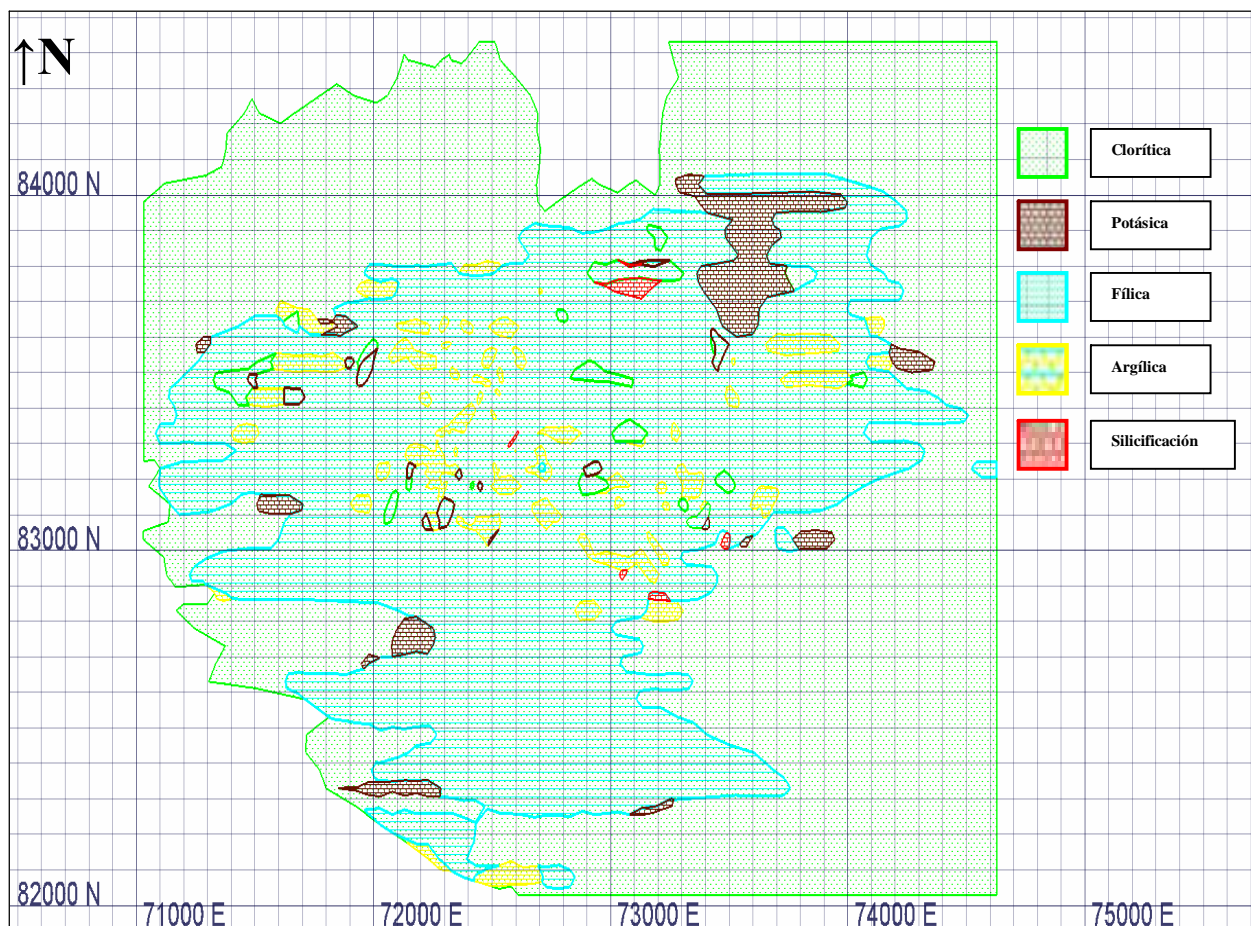


Figura 3.6: Sección horizontal a cota 2400 ms.n.m, mostrando las distintas alteraciones presentes en Yacimiento Cerro Colorado.

a Alteración Clorítica-Fílica/Verde

Se han identificados distintos tipos de alteración clorítica-fílica/verde en secciones delgadas obtenidas de los sondajes. Las fases de esta alteración están sobre-impuestas con alteración de arcillas asociada con la lixiviación supérgena. Se requiere un trabajo mayor en secciones delgadas para poder definir adecuadamente dichas zonas de alteración. Sin embargo de los mapeos de sondajes se observa una clara asociación de clorita conviviendo con alteración cuarzo sericítica en proporciones variables. Cuando se está en presencia de dicha asociación el contenido de cobre disminuye en forma consistente lo que ha llevado a separar esta unidad, además el macizo mejora notablemente desde el punto de vista geomecánico.

b Alteración Potásica

En todo el sector sondeado se encuentran remanentes de la alteración potásica. Los minerales hipógenos potásicos se encuentran generalmente por debajo de la cota 2450 m, donde la lixiviación supérgena es menos evidente. La ortoclasa reemplaza la plagioclasa, y la biotita reemplaza la hornblenda en la alteración cuarzo-monzonita y la tonalita. Biotita fina diseminada reemplaza a la masa máfica en las andesitas. Comparando el Sector Este con el Oeste, la alteración potásica es más evidente en la cuarzo-monzonita, la micro-brecha cuarzo-monzonítica, y el pórfido tonalítico. Esto es posiblemente porque en el sector Este se desarrolló un centro de alteración potásica mayor, o porque la alteración potásica en el Oeste puede estar oscurecida por alteración arcillosa supérgena posterior.

c Alteración Fílica

La andesita, el pórfido de cuarzo-monzonita, la micro-brecha, y la tonalita se han alterado a sericita/moscovita, con cuarzo y pirlita en la zona fílica. La alteración fílica consiste en la sericitización de los feldespatos, el crecimiento de cristales de cuarzo en la masa, y la depositación de abundante pirlita. Los minerales máficos se alteran a clorita. La alteración fílica está presente sobre alteración potásica anterior, y a su vez está sobre-impuesta por la formación de caolinita y alunita durante la lixiviación posterior supérgena. Esta alteración está presente en todos los sectores sondeados, pero principalmente en la parte central del depósito.

d Alteración Propilítica

La alteración propilítica se evidencia en afloramientos en la Quebrada de Parca y en algunos de los sondajes en las márgenes del depósito. Las andesitas son las rocas más comúnmente afectadas, la que se cloritiza fuertemente y contiene epidota diseminada y en vetillas.

e Silicificación

La masa de la micro-brecha cuarzo-monzonítica está, localmente, fuertemente silicificada. También se evidencia la silicificación de la andesita a lo largo de los contactos con el pórfido tonalítico y la alteración cuarzo-monzonita. Las unidades silicificadas pueden estar poco o muy mineralizadas.

f Alteración Argílica Avanzada

La alteración de feldspatos y la masa rocosa a caolinita, alunita, pirofilita, diáspora, y dictita puede ser un evento hipógeno tardío. Se debe entender más la temperatura de Formación de las distintas arcillas antes de poder separar la alteración argílica avanzada hipógena de la supérgena.

3.3.3 GÉNESIS ALTERACIÓN SUPÉRGENA

La alteración supérgena se formó durante la lixiviación de rocas ricas en sulfuros. El ácido generado por la interacción de aguas subterráneas y sulfuros, lixivió el cobre de los sulfuros y los re-depositó como minerales oxidados de cobre sobre el nivel freático, y como sulfuros supérgenos debajo del mismo. Estas soluciones ácidas también convirtieron las plagioclasas, ortoclasas y la sericita en caolinita, alunita, ópalo, pirofilita, y montmorillonita. La roca resultante es relativamente suave, y presenta vetillas con espacios vacíos (“vuggy”) de cuarzo, caolinita, alunita, limonita, y jarosita.

La alteración arcillosa supérgena más intensa debiera ocurrir donde la alteración fílica, rica en pirita, se desarrolló mejor. Esto se confirma por la abundancia de las zonas de alteración arcillosa en el área de mayor espesor al este del depósito.

Los análisis PIMA del espectro mineral en muestras de diamantina y de sondajes de aire reverso demuestran que la siguiente alteración de las fases minerales hipógenos ocurre en la zona supérgena:

- La sericita de la zona de enriquecimiento se altera a illita.
- La illita en la zona de enriquecimiento se altera a caolinita donde existieron las condiciones ácidas más fuertes.
- La illita, caolinita y alunita están presentes en zonas de transición donde la lixiviación no fue completa.
- La caolinita y la alunita están presentes donde existieron condiciones fuertemente ácidas y oxidantes. La caolinita fue probablemente derivada de la alteración arcillosa de los feldspatos.
- La biotita en las zonas potásica hipógenas se altera a clorita.
- La smectita y nontronita se forman a partir de minerales máficos y plagioclasas en andesitas.
- La pirofilita, la diáspora, y la dictita aparecen con la alteración arcillosa avanzada en la zona lixiviada.

3.3.4 MINERALIZACIÓN

La mineralización de cobre ocurre en una serie de capas sub-horizontales de minerales de óxidos y sulfuros supérgenos. La mineralización ocurre principalmente en pórfidos y marginalmente en andesita (roca de caja) con una tendencia este-oeste a noreste, donde las andesitas fueron instruidas por una serie de micro-brechas cuarzo-monzonítica, pórfidos tonalíticos, y pórfidos cuarzo-monzoníticos.

La mineralización de cobre se extiende al menos 2.300 m en la dirección suroeste-noreste, y de 1.000 m a 2.000 m en la dirección norte-sur. Con la excepción de minerales oxidados de cobre expuestos en el costado sur de la Quebrada de Parca, el depósito está cubierto por gravas e ignimbritas, post-mineral de la Formación Altos de Pica.

En su sección en planta más representativa (cota 2400, figura 3.8), vemos una extensión de los cuerpos

mineralizados que abarca un área de 3 Km. en el este-oeste y 2 Km. En la norte-sur.

A diferencia con el modelo geológico de largo plazo anterior (2003), producto de las nuevas campañas de sondajes con fines de evaluar nuevos recursos fuera del actual pit final, se observa una mayor continuidad de los cuerpos de óxidos hacia el sur-oeste.

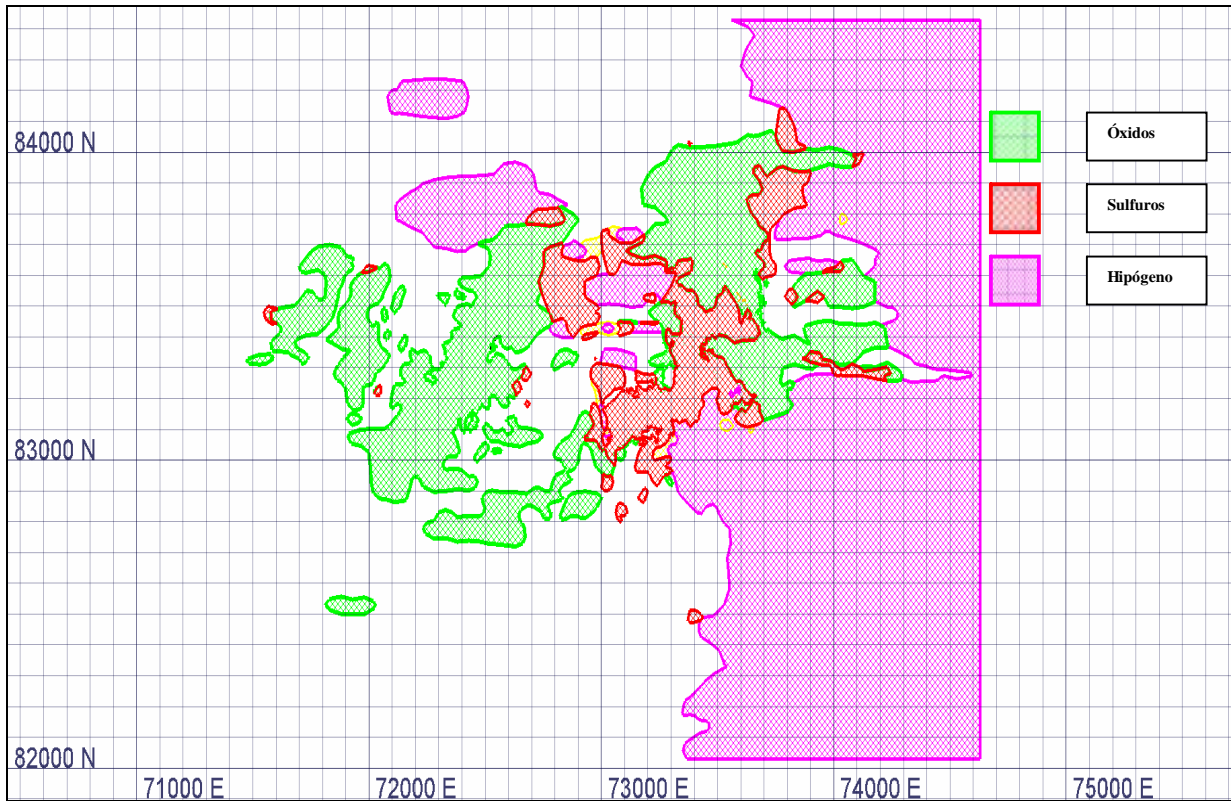


Figura 3.8: Vista en planta nivel 2400, mostrando los distintos tipos de mineralización presentes en Yacimiento Cerro Colorado.

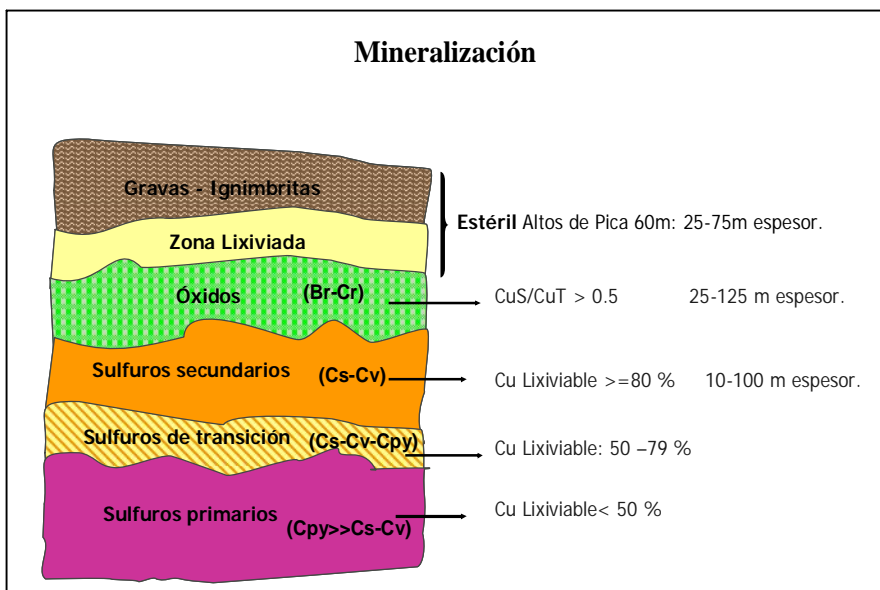


Figura 3.9: Definición de los diferentes tipos de mineralización presentes en Yacimiento Cerro Colorado.

a Mineralización Hipógena

La mineralización hipógena está representada por pirita, acompañada por calcopirita, bornita, y molibdenita. Los sulfuros se depositaron en todas las rocas como disseminados o en vetas y vetillas con cuarzo-feldespato-biotita.

La mineralización hipógena original está preservada por debajo de los sulfuros supérgenos o en vetillas en la zona de transición entre los sulfuros supérgenos y el hipógeno original. La ley de cobre promedio del hipógeno original es aproximadamente de 0.20% CuT a 0.30% CuT. La molibdenita está presente con cuarzo principalmente en vetas y vetillas. La ley promedio de MoS₂ en el sulfuro supérgeno es aproximadamente 0.025%. El molibdeno no es recuperado en la planta de lixiviación y extracción por solvente.

La transición de los sulfuros supérgenos donde predomina la calcosina a la calcopirita y bornita del hipógeno está bien mapeada en aproximadamente el 90% de los sondeos. Existen algunos sondeos de exploración que no llegan a la base de la mineralización supérgena. La zona de transición (la unidad MSH, mezcla de sulfuros supérgenos e hipógenos), se ha definido utilizando mapeo de sondeos y análisis químico secuencial de cobre. En algunos casos, los análisis secuenciales empiezan y terminan en un intervalo demasiado corto para poder definir adecuadamente el espesor de la zona MSH.

b Mineralización Supérgena

La alteración y mineralización supérgena ocurre en 5 zonas distintas, generalmente ubicadas desde arriba hacia abajo como:

- Una zona lixiviada (LIX) en la cual la lixiviación ha extraído toda la mineralización de cobre.
- Mineralización supérgena que consiste exclusivamente de óxidos de cobre.
- Una zona de transición de óxidos mezclada con minerales de sulfuros supérgenos.
- Una zona de minerales de sulfuros de cobre supérgenos, con presencia mayoritaria de calcosina, y covelina en menor grado.
- Una zona de transición de sulfuros de cobre supérgenos y sulfuros de cobre hipógenos.

La mineralización supérgena de óxidos y sulfuros ocurre en capas múltiples, sub-horizontales con algunas zonas mineralizadas sub-verticales, y que se extienden aproximadamente 2.700 m este-oeste y 2.000 m norte-sur. La parte superior de la zona de óxidos más grande está a una cota promedio de 2.500 m, aproximadamente 50 a 200 m por debajo de la superficie. Existen numerosos cuerpos de mineralización de óxidos más pequeños y discontinuos por encima de esta cota. La zona lixiviada por encima de los óxidos tiene entre 25 y 75m de espesor.

c Lixiviado

La zona lixiviada contiene cantidades variables de hematina (hasta un 30%) y menor cantidad de limonita y jarosita. Los óxidos de hierro están presentes como disseminados y relleno de fracturas que representan los sulfuros que estaban presentes originalmente. El pórfido tonalítico, el pórfido cuarzo-monzonítico, y la andesita se alteran a caolinita, smectita, y alunita. La micro-brecha cuarzo-monzonita está normalmente presente como una brecha silíceas con una matriz porosa y lixiviada, con abundantes óxidos de Fe.

d Óxidos Supérgenos

La zona de mineralización de óxidos está definida como un material cuya relación de cobre soluble (CuS) a cobre total (CuT) es mayor o igual a 0.5 (figura 3.9). La crisocola es el mineral dominante pero también se puede encontrar brocantita, libethenita, malaquita, pseudo-malaquita, para-atacamita, cuprita, y tenorita (Cepeda, *et al.*, 1982).

e Mixtos Óxidos-Sulfuros

La mineralización mixta óxido-sulfuro se define como un material cuya relación de CuS a CuT está entre 0.3 y 0.5 (figura 3.9). Los minerales en esta zona son principalmente una combinación de crisocola y calcosina, que pueden estar presentes en vetas y vetillas, o como diseminados en la masa rocosa. Esta unidad tiene poca presencia espacial en el yacimiento, y en el modelo geológico, fue asimilada a la unidad de óxido.

d Sulfuros Supérgenos

El sulfuro supérgeno se define como el material para el cual la razón de cobre secuencial (soluble en ácidos sulfúrico y cianhídrico) a cobre total es igual o mayor a 0.8 (figura 3.9). En estas condiciones, la razón CuS/CuT es menor a 0.3. La calcosina y en mucho menor grado la covelina reemplazan completamente, u ocurren como revestimientos de, la pirita, calcopirita, y bornita hipógenas. Ocasionalmente se puede encontrar calcosina pulvurulenta.

e Transición Sulfuro-Hipógeno

La zona de transición de sulfuro supérgeno a hipógeno se define como el material para el cual la razón de cobre secuencial (soluble en ácidos sulfúrico y cianhídrico) a cobre total está entre 0.5 y 0.8 (figura 3.9). El cobre está presente en calcosina, covelina, calcopirita, y bornita. La calcosina y la covelina se localizan preferentemente en vetas y fracturas, pero también pueden estar como minerales diseminados.



Figura 3.10: Sección en coordenadas locales 83330N mirando al norte, mostrando la mineralización en Yacimiento Cerro Colorado.

3.3.5 UNIDADES GEOMETALÚRGICAS (UGM)

Actualmente en el yacimiento se explotan diversas unidades geológicas agrupadas según mineralización, litología, alteración y características mecánicas, las cuales reciben el nombre de unidades geometalúrgicas (UGM). Estas unidades tienen gran incidencia en el comportamiento de la hidrometalurgia.

Se definen en forma resumida como:

- LIX : Lixiviado o leaching cap, material estéril.
- OXSA : Oxidados de cobre con alteración argílica, alto contenido de arcillas, baja competencia.
- OXSI : Oxidados de cobre con alteración silícea, bajo contenido de arcillas, alta competencia.
- SNSA : Sulfuros secundarios con alteración argílica, alto contenido de arcillas, baja competencia.
- SNSI : Sulfuros secundarios con alteración argílica, bajo contenido de arcillas, alta competencia.
- MSH : Mezcla entre sulfuros secundarios y primarios, bajo contenido de arcillas, alta competencia.
- HYP : Sulfuros primarios o hipógenos, bajo contenido de arcillas, alta competencia. (*)

(*) Las competencias están basadas en las mediciones históricas de carga puntual para las distintas unidades.

3.4 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

No existen estudios estructurales de detalle en Cerro Colorado. La geometría de los cuerpos mineralizados sugiere que estructuras o zonas de estructuras de alto ángulo pueden estar presentes. CMCC debe de manera urgente desarrollar un modelo estructural para lograr un mejor entendimiento de la mineralización y así permitir una mejora adicional en los modelos de recursos.

Cepeda, *et al.*, (1982) identificaron numerosas fallas con tendencia NW (post-mineral) con mapeo de superficie, y en las galerías de exploración. El azimut de estas fallas es generalmente N60W a N70W, y tienen una inclinación de unos 70° al este.

La elongación general en la dirección NE de la mineralización del sector Este sugiere que pueden existir fallas pre-mineral, a lo largo de las cuáles se emplazaron los intrusivos y la mineralización. En el rajo actual se observan numerosas zonas de alto fracturamiento, y también algunas fallas importantes (NW y NE). También existen contactos abruptos entre zonas de lixiviado, óxidos, y sulfuros, lo que sugiere que estructuras pueden haber controlado la formación de estas unidades.

Para la definición de tendencias se ocupó como base de trabajo toda la información estructural existente a la fecha (mapeo clásico de sondajes, técnicas de televisor acústico, mapeo de cara de bancos, interpretación estructural regional y el modelo de las unidades geotécnicas básicas, Diaz *et al.* 2006).

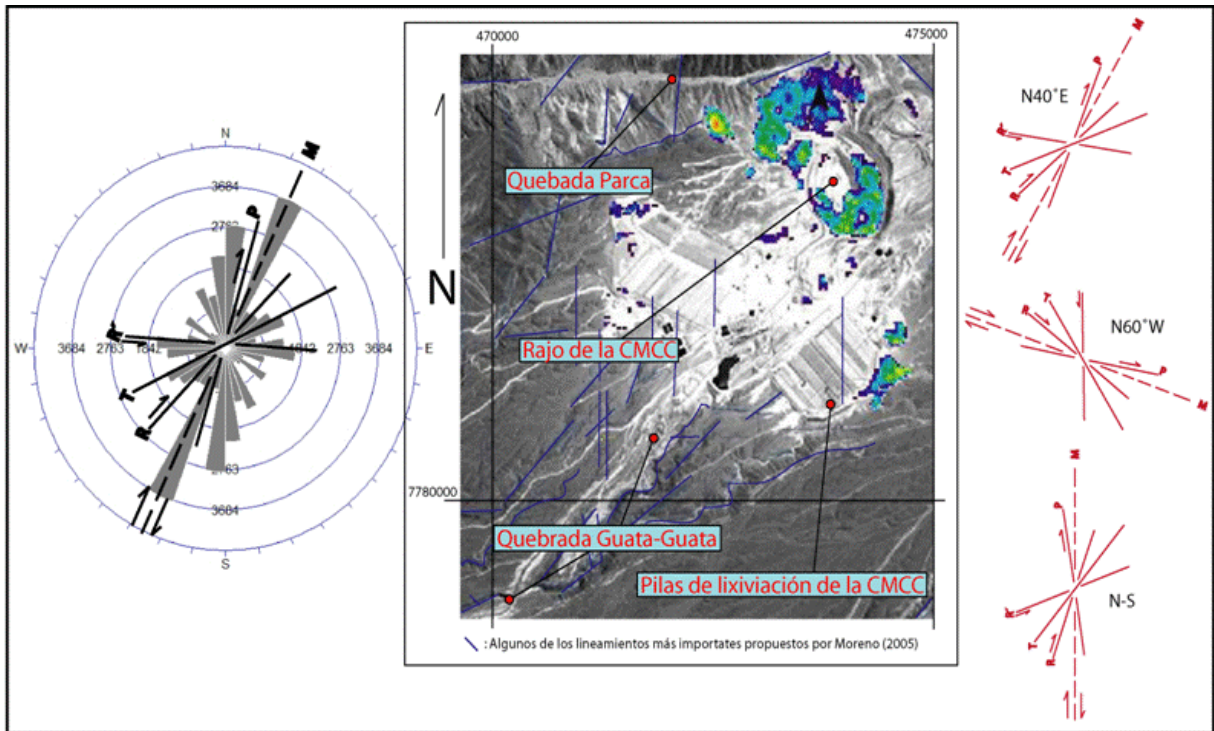


Figura 3.11: Direcciones principales de estructuras presentes en el área del Yacimiento Cerro Colorado (Díaz *et al.*, 2006)

Con el propósito de validar las direcciones estructurales predominantes preparadas para la mina, se procedió a revisar el marco geológico del entorno del yacimiento (Moreno, 2005) y compararlo con la proyección estereográfica de todos los patrones estructurales mapeados en los distintos bancos de CMCC,

El siguiente paso, consistió en conciliar la información de mapeos de superficie, mapeo de sondajes y logeo geofísico de testigos de pozo, de tal manera de revisar el grado de consistencia de la información.

El análisis de estas interpretaciones produjo las siguientes observaciones:

Se puede afirmar que en el área de la mina Cerro Colorado, existen esencialmente tres patrones de lineamientos principales; un patrón más evidente NE (N40°E aprox.), un segundo sistema con tendencia NW (N60°W aprox., localmente E-W), y uno N-S, de menor expresión en cuanto a la extensión de los lineamientos. (Díaz, 2006).

En el pórfido se detectó que de acuerdo al criterio Riedel el plano de cizalle principal a partir de las estructuras secundarias, (figura 3.11), tiene un sistema estructural común N20°E, que estaría asociado a un sistema mayor principal reconocido por Moreno (2005).

En el caso del pórfido se detectó, de acuerdo a información entregada por el mapeo geofísico y de televiewer, la existencia de fallas con tendencia NS, que se asocian a sistemas estructurales subordinados, que a su vez valida los datos levantados desde el Face mapping preparado para la fase 8 y fase 7.

IV BASE DE DATOS

4.1 CARGA PUNTUAL

i) Base de Datos de Sondajes

Se construyó una base de datos de resistencia a la carga puntual, mediante el ensayo de sondajes de Diamantina.

A continuación se describe tanto el concepto como el procedimiento usado en esta sección:

- Para obtener las propiedades mecánicas de las rocas hay que acudir a una muestra de un tamaño suficiente para que incluya a un gran número de partículas constituyentes, pero suficientemente pequeño para excluir las discontinuidades estructurales mayores, de forma que las propiedades de la muestra sean homogéneas.

- La determinación de la dinámica y propiedades geomecánicas de las rocas, sigue un procedimiento preestablecido. Estos procedimientos se inician con la obtención de testigos de rocas obtenidos mediante sondajes de Diamantina, con obtención de testigos de diámetros que oscilan en un variado rango.

- El ensayo de carga puntual consiste en aplicar una carga concentrada sobre una muestra de roca, mediante un par de puntas cónicas, en la dirección de su menor dimensión, hasta producir la ruptura del testigo. (Figuras 4.2 y 4.4)

- El detalle del procedimiento es el siguiente:

1. Revisión de las condiciones del área de trabajo (tener todos los implementos de protección personal).
2. Chequeo del estado de la máquina de Carga Puntual.
3. Contar con Testigos provenientes de sondajes de diamantina.
4. Traslado de cajas de acuerdo a procedimiento hacia el lugar de ensayo.
5. Marcar testigos cada 5 m. (marca provisoria), según el caso;
 - a.- En caso que se puedan tomar los 21 incrementos dentro del tramo de 5 m se ensayará de forma normal.
 - b.- En caso que el tramo de 5 m se encuentre muy molido por fracturas o fallas y no esté la totalidad de los 21 incrementos, se tomarán 5 m adicionales o los que fuesen necesarios para completar los 21 incrementos (10 y 15 m) y colocar la nota respectiva de acuerdo al caso y el estado de la roca por ejemplo, zona de falla, fracturamiento tipo libro, arcilla, etc.
 - c.- En caso que el tramo de 5 m se encuentre muy molido por fracturas o fallas y no esté la totalidad de los 21 incrementos en un largo superior a 15 m en adelante, no se ensayará y en la planilla se colocará la nota respectiva de acuerdo al caso y el estado de la roca por ejemplo zona de falla, fracturamiento intenso, zona de arcillas, etc. (se asignará un valor de 0.1 en la planilla y base datos).
 - d.- En caso que el tramo no exista se asignara un valor de -99 en la planilla y base datos.

6. Las muestras no deben ser mayores de 10 cm de largo, ni menores que 5 cm.
7. Al seleccionar las 21 muestras para ensayar, debe quedar escrito con plumón en la caja de testigo el número de muestra a ensayar (desde 1 hasta 21 muestras).
8. Medir con la herramienta (pie de metro) y anotar los valores de las distintas dimensiones para las muestras a ensayar.(D1 y D2, W 1 y W2, figura 4.1)
9. Ensayar muestra de forma que no “falle” por alguna estructura, se recuerda que la idea es tener un valor de “roca intacta”. (ver criterios de ruptura figura 4.4)
10. Ensayar y anotar 21 muestras de forma de completar una planilla Excel en la cual se calcula el índice I_{s50} .(figura 4.1)
11. Una vez realizado el ensayo, se deben guardar las muestras en su lugar correspondiente. (desde 1 hasta 21 muestras).

ENSAYO DE CARGA PUNTUAL - (Point Load Test)							
<i>Compania Minera Cerro Colorado</i>							
FECHA:			NOMBRE:			PAGINA:	
			REVISO :				
DETALLES DE MUESTRA							
TIPO DE ROCA:							
COMENTARIOS							
Muestra No	Tipo	W1 (mm)	W2 (mm)	D1 (mm)	D2 (mm)	P (lb f)	P (kN)
1						-----	
2						-----	
3						-----	
4						-----	
5						-----	
6						-----	
7						-----	
8						-----	
9						-----	
10						-----	
11						-----	
12						-----	
13						-----	
14						-----	
15						-----	
16						-----	
17						-----	
18						-----	
19						-----	
20						-----	
21						-----	
					VALOR MEDIO I_{s50}		
<i>Tipo de ensayo</i>				<i>Plano de Fracturas</i>			
<i>Testigo</i>							
(R) Radial	(A) Axial	(B) Bloque	(I) Irregular	Paralelo	Perpendicular		

Figura 4.1: Planilla tipo (Excel), para el cálculo del índice I_{s50} para Cerro Colorado.

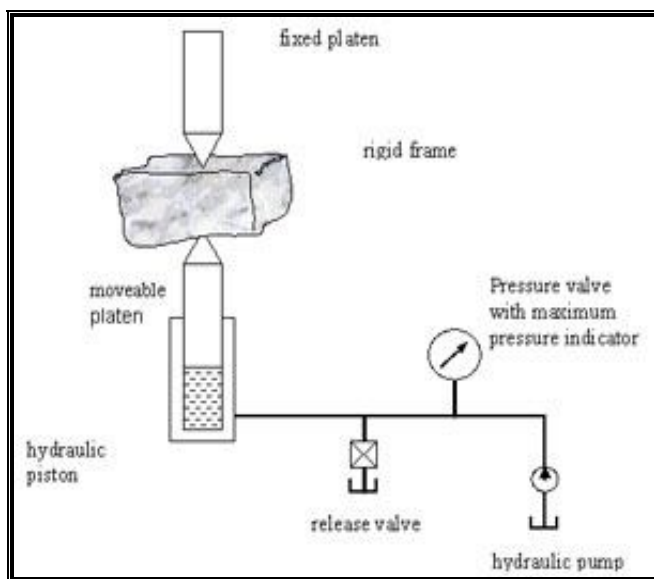


Figura 4.2: Esquema del ensayo de carga puntual. Tomado de E-Rock_Index_Properties (2004)



Figura 4.3: Tipo de equipo usado para ensayo de carga puntual.

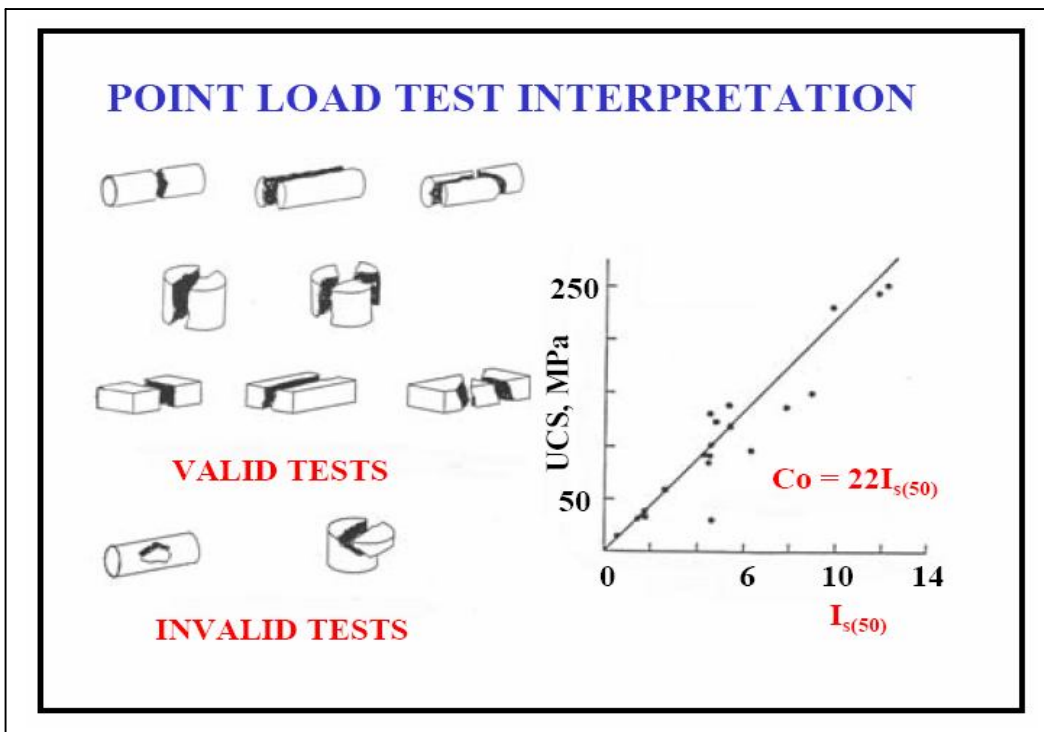


Figura 4.4: Criterios de ruptura para test válidos e inválidos para ensayo de carga puntual, además la relación encontrada por Bieniawski (1975) y Broch y Franklin (1972). Tomado de E-Rock_Index_Properties (2004).

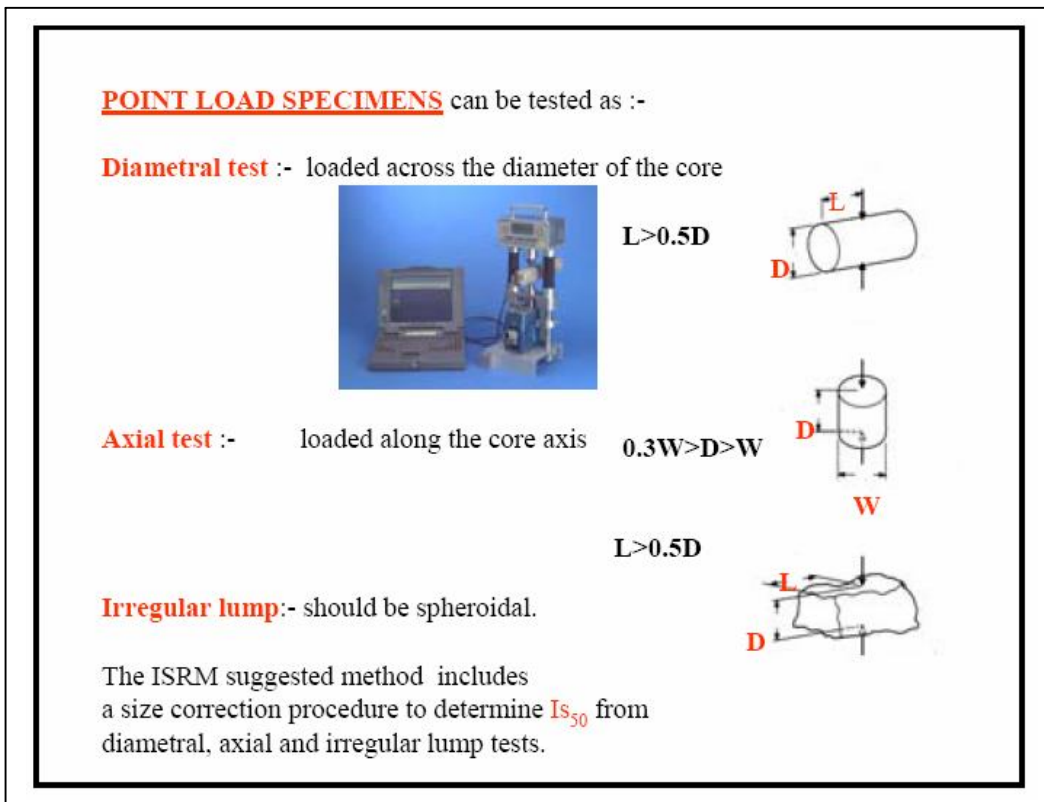


Figura 4.5: Relaciones para las distintas geometrías para especímenes a ser ensayados. Tomado de E-Rock_Index_Properties (2004).

Los valores experimentales obtenidos para el índice de carga puntual, se calculan y se corrigen por el tamaño para obtener el índice estándar $I_s(50)$ mediante la siguiente expresión (Brook, 1985):

$$\text{➤ } I_{s(50)} = FP / (D_e)^2$$

Donde,

$$F = \text{Factor de corrección por tamaño} = (D_e/50)0.45^{0.45}$$

P = Carga aplicada (kN)

$$D_e = (4A/P)^{0.5}$$

A = Área (mm²)

Luego de obtener el valor, se procede a llenar una planilla en la cual tenemos los siguientes campos:

COMPID	MIDX	MIDY	MIDZ	IS_50	LITO	ALT	MIN	UGM
IDENTIFICACIÓN GRUPAL	COORDENADA ESTE	COORDENADA NORTE	COTA O ELEVACIÓN	VALOR ENSAYO	LITOLÓGIA A PARTIR DEL MODELO DE LARGO PLAZO	ALTERACIÓN A PARTIR DEL MODELO DE LARGO PLAZO	MINERALIZACIÓN A PARTIR DEL MODELO DE LARGO PLAZO	UNIDAD GEOMETALÚRGICA A PARTIR DEL MODELO DE LARGO PLAZO

Los códigos para litología, alteración, tipo de mineralización y UGM, definidos para cada campo en el Modelo de Recursos de CMCC 2003 fueron:

LITOLÓGIA		ALTERACIÓN		TIPO DE MINERAL		UGM	
0	GRAVAS	1	FÍLICA	0	LIXIVIADO	0	LIXIVIADO
1	IGNIMBRITAS	2	ARGÍLICA	1	ÓXIDOS	1	OXSI
2	PÓRFIDOS	3	POTÁSICA	2	SULFUROS	2	OXSA
3	BRECHAS	4	CLORÍTICA	3	MIXTO	3	SNSI
4	ANDESITAS	5	SILICIFICACIÓN	4	HIPÓGENO	4	SNSA
5	DIQUES	6	ALUNITA			5	HYP
						6	MSH

Posteriormente se chequeó esta base magnética versus respaldos en papel de los distintos ensayos, en donde se encontraron 3 errores de un total de 3.170, representando un 0.5% del 5% requerido para validar dicha información.

Una vez concluido el chequeo se confeccionó una base usando el software Vulcan, la cual se verifica gráficamente (figura 4.6), además se llenaron de los campos de Litología, Alteración, Tipo de Mineral y Ugm a partir de las triangulaciones (sólidos 3D creados en software Vulcan), respectivas del modelo geológico de Largo Plazo del 2003.

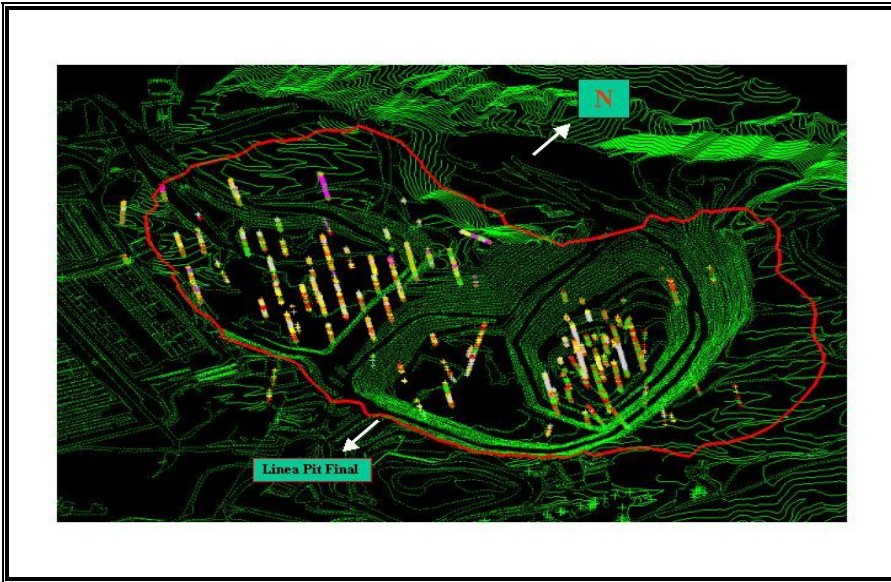


Figura 4.6: Vista en perspectiva de sondajes con muestras de Carga Puntual dentro del Pit actual y final.

ii) Base de Datos de Producción

Se creó una base de datos de producción que corresponde a los valores obtenidos en terreno a partir de las caras libres de los distintos polvorazos, información usada por el área de Tronadura principalmente.

Descripción de la toma de muestras de producción:

De la cara libre de un polvorazo (figura 4.7) determinado, se definen zonas de muestreo (generalmente se definen por tipos de mineral), luego se procede a tomar 21 muestras de tamaño aproximado a un puño, manteniendo en lo posible formas cúbicas.



Figura 4.7: Ejemplo de toma de muestras de carga puntual en terreno.

Una vez tomadas las muestras se toman los datos de la geometría aproximada de cada una de las 21 muestras para luego ensayarlas y obtener datos de carga puntual (figura 4.8), y así llenar la planilla electrónica que entrega finalmente el valor IS_50 ya antes mencionada (figura 4.1).



Figura 4.8: Ensayo carga puntual de muestras de terreno.

La base de datos de producción consta de 490 datos lo cual representa en porcentaje un 15% respecto a la base de sondajes, pero en volumen la diferencia es aún mayor representando un 0.2% de los bloques estimados, estos porcentajes son relevantes a la hora de hacer las validaciones usando la producción. Lo anterior repercute en una pobre representatividad espacial ya que estos datos abarcan unos cuantos bancos de la actual explotación minera.

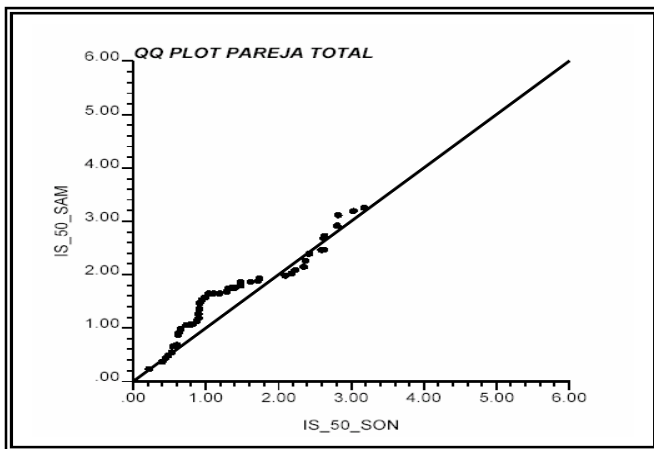


Figura 4.9: QQ Plot Muestras Sondajes v/s Producción. Realizado en software Gslib.

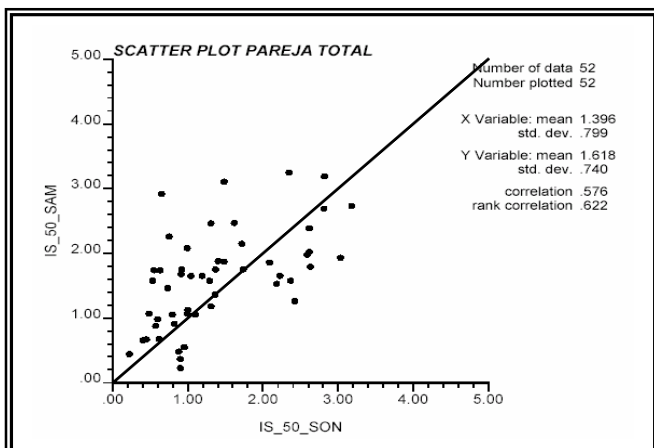


Figura 4.10: Scatter Plot Muestras Sondajes v/s Producción. Realizado en software Gslib.

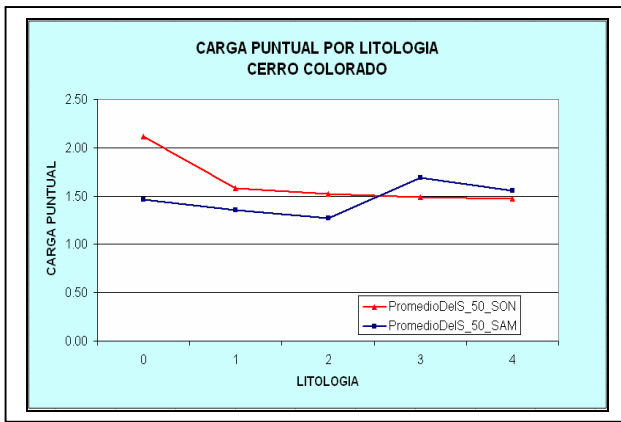


Figura 4.11: Comparación Base de Datos de Sondajes v/s Producción por Litología. Realizado en software Excel

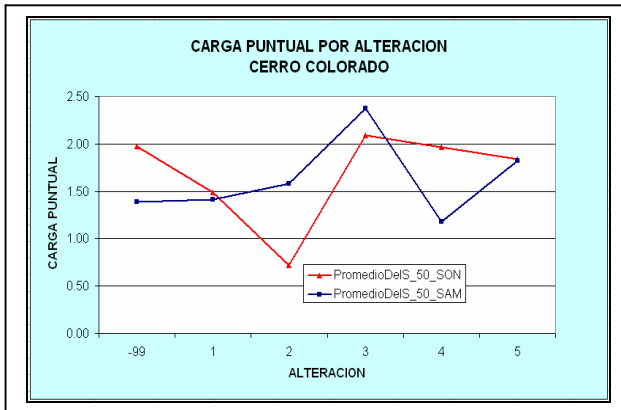


Figura 4.12: Comparación Base de Datos de Sondajes v/s Producción por Alteración. Realizado en software Excel

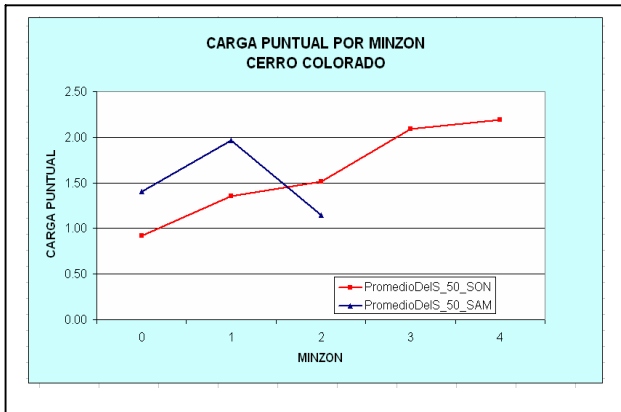


Figura 4.13: Comparación Base de Datos de Sondajes v/s Producción por Tipo de Mineral. Realizado en software Excel.

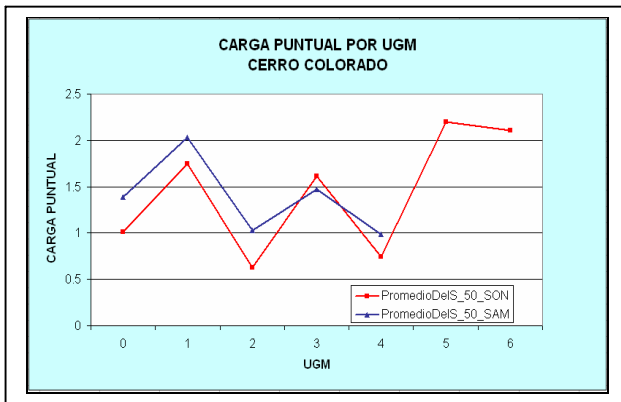


Figura 4.14: Comparación Base de Datos de Sondajes v/s Producción por UGM. Realizado en software Excel.

Las estadísticas básicas nos muestran las siguientes relaciones al hacer las distintas comparaciones (por Litología, Alteración, Tipo de Mineral, Ugm.), (figuras 4.9 a 4.14):

- La correlación es relativamente baja (0.58) al realizar un scatter plot, influido por el bajo n° de pares de muestras.
- En el caso de la litología la curva de los sondajes está por sobre las muestras de producción excepto para las litologías 3 y 4 (brechas y andesitas respectivamente).
- Para la alteración se observa una fuerte discrepancia en la alteración argílica.
- En la mineralización las muestras están por sobre los sondajes excepto para los sulfuros secundarios.
- Al comparar por UGM, las distribuciones son similares pero las muestras están por sobre los sondajes excepto para la unidad 3 (SNSI).

4.2 RQD

i) Base de Datos de Sondajes

Se construyó una base de datos de RQD, mediante el ensayo (mediciones) en sondajes de Diamantina.

A continuación se describe tanto el concepto como el procedimiento usado en este trabajo:

El RQD (Rock Quality Designation, Deere, 1964.) se mide sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm (figuras 4.15 y 4.16), en el intervalo correspondiente, contando únicamente las discontinuidades naturales del testigo, expresado en porcentaje del largo del intervalo. En el caso que exista duda respecto al origen de la discontinuidad (natural o inducida) se debe discernir; un criterio para diferenciar las fracturas naturales de las artificiales o inducidas es que, estas últimas suelen ser más irregulares, limpias (pero no siempre) y generalmente se distinguen los granos minerales individualmente de manera más clara. Además, pueden compararse las características de las fracturas inequívocamente naturales con las conflictivas, observando si conservan una actitud y aspecto similar.

En un caso extremo se puede partir un testigo y comparar. En caso de duda considerarla como natural.

Las medidas se toman con respecto al eje del testigo, la sumatoria de estos trozos se expresarán en porcentaje del intervalo dado:

$$\text{RQD\%} = \frac{\sum \text{Trozos} > 10\text{cm}}{\text{Longitud Tramo}}$$



Figura 4.15:
Testigos usados en
Cerro Colorado.

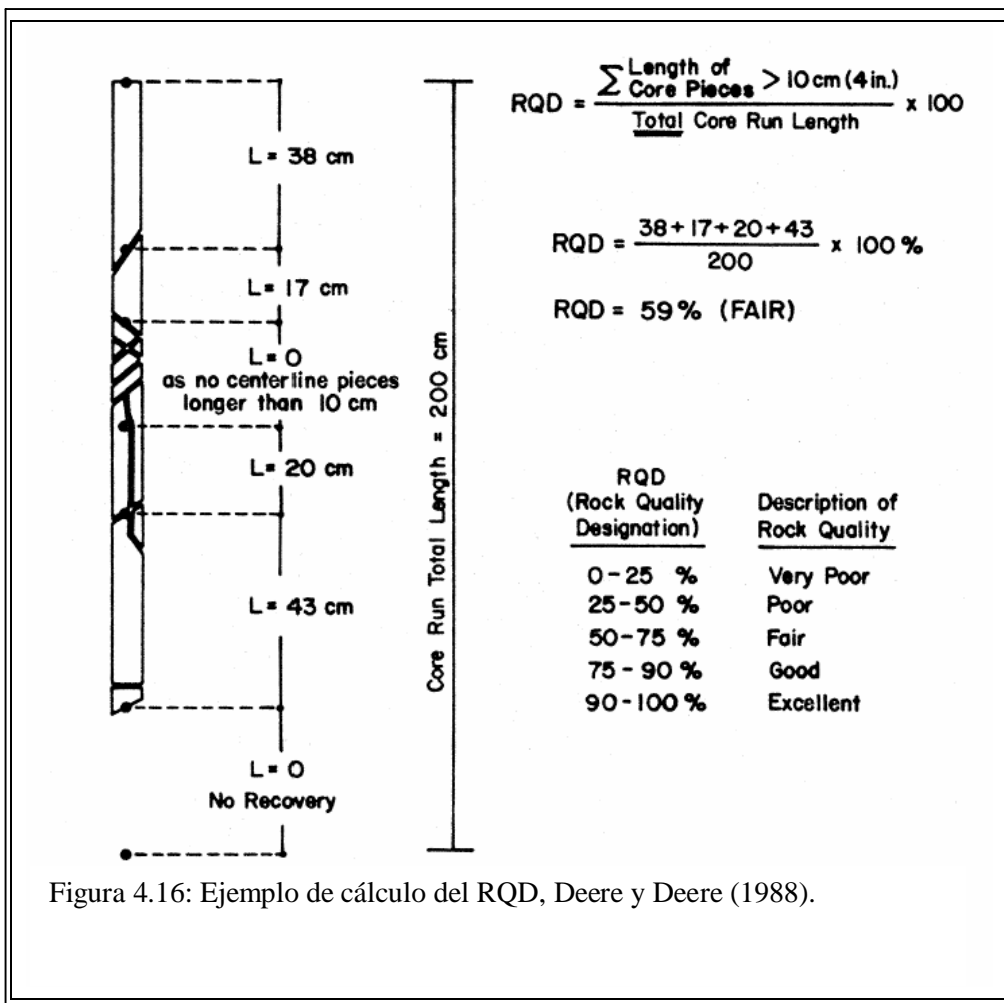


Figura 4.16: Ejemplo de cálculo del RQD, Deere y Deere (1988).

Se creó una base de datos magnética con la siguiente estructura:

COMPID	MIDX	MIDY	MIDZ	RQD	LITO	ALT	MIN	UGM
Identificación grupal	Coordenada Este	Coordenda Norte	Cota o Elevación	Valor Medido	Litología a partir del Modelo de Largo Plazo	Alteración a partir del Modelo de Largo Plazo	Mineralización a partir del Modelo de Largo Plazo	UGM a partir del Modelo de Largo Plazo

Posteriormente se chequeó esta base magnética versus respaldos en papel de los distintos ensayos, en donde se encontró 1 error sobre 6.970 datos lo que representa un 0.07% (cumpliendo con el 5% requerido).

Una vez concluido el chequeo se confeccionó una base en software Vulcan, la cual se verifica gráficamente (figura 4.21), además se hizo un llenado de los campos de Litología, Alteración, Tipo de Mineral y Ugm a partir de las triangulaciones (sólidos 3D creados en Vulcan), respectivas del modelo de Largo Plazo del 2003.

Las estadísticas para el valor de RQD de sondajes se presentan en las figuras 4.17 a 4.20.

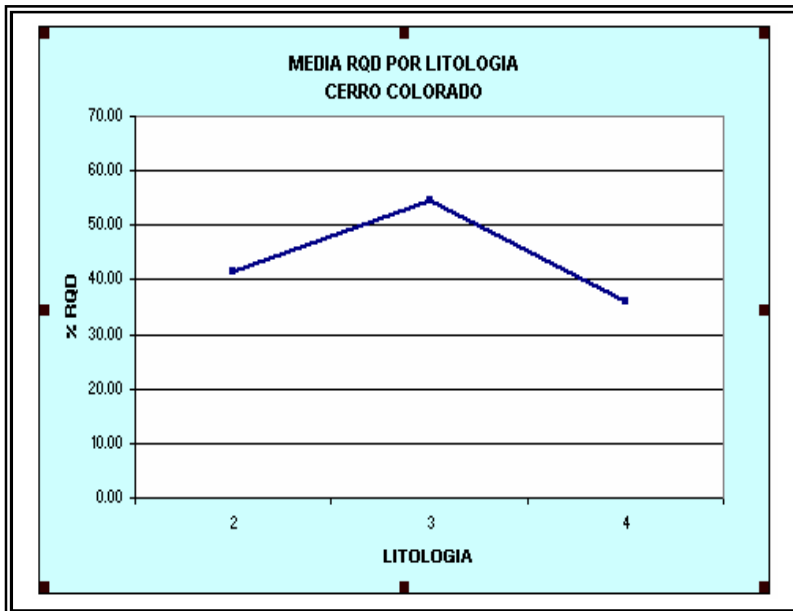


Figura 4.17: Media de RQD por Litología

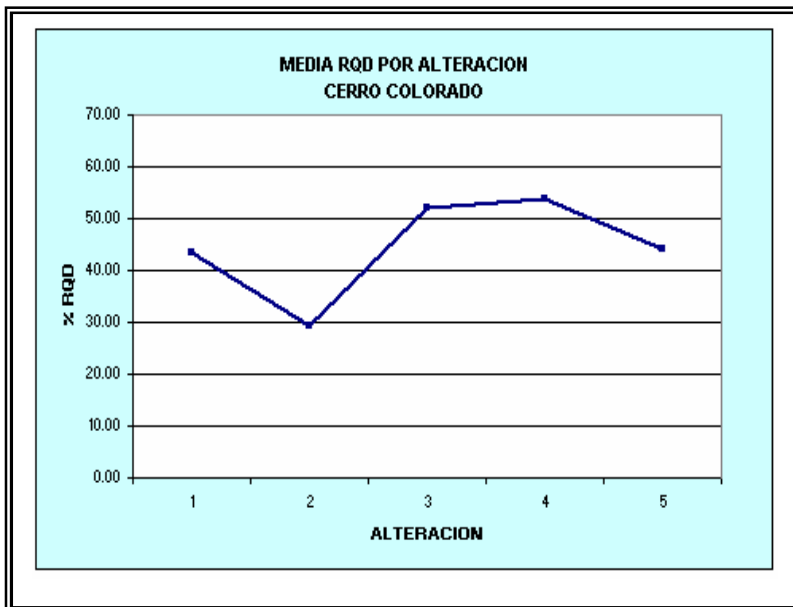


Figura 4.18: Media de RQD por Alteración

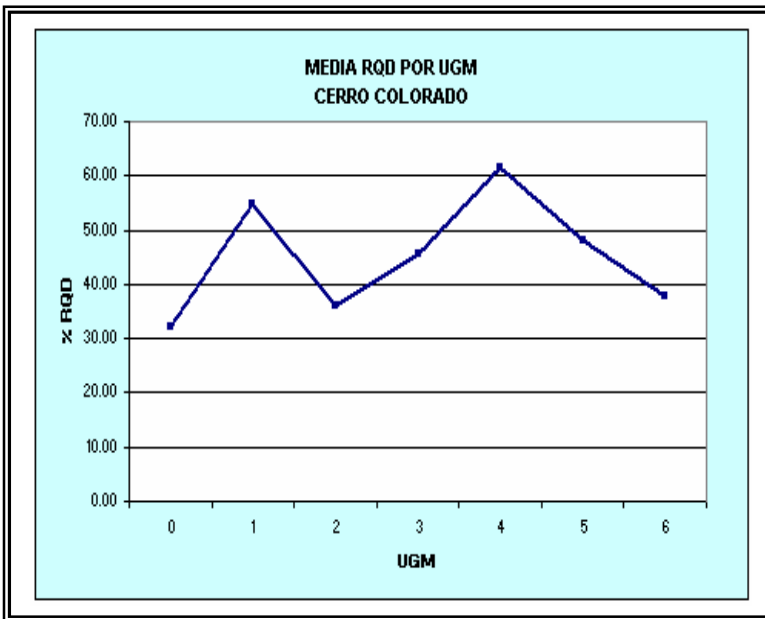


Figura 4.20: Media de RQD por UGM

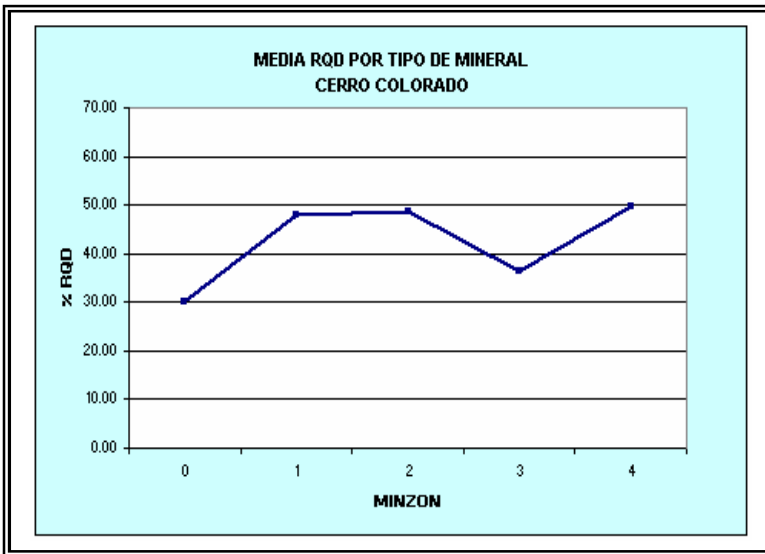


Figura 4.20: Media de RQD por Tipo de Mineral

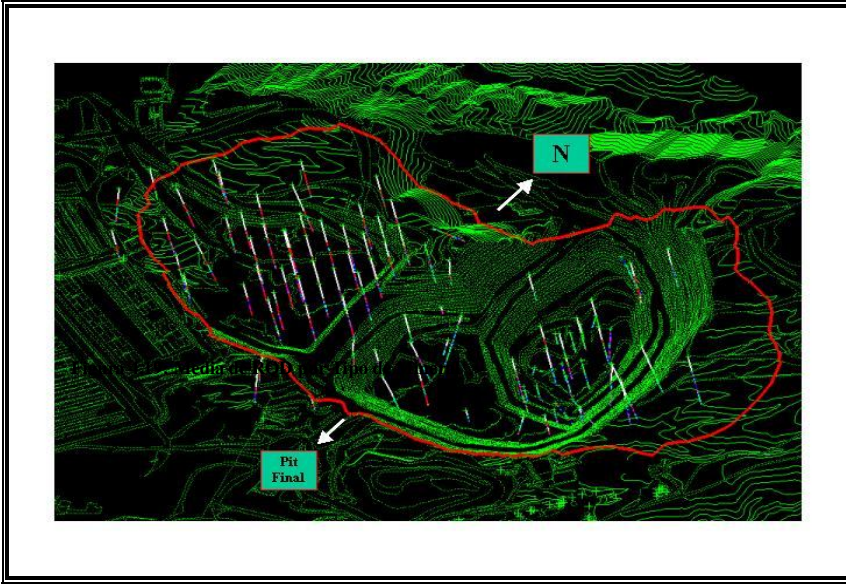


Figura 4.21:
Sondajes con
muestras de RQD
dentro del Pit
actual y final.

ii) Base de Datos de Producción

Se creó una base de datos de producción que corresponde a los valores obtenidos en terreno a partir de los mapeos de bancos realizados con anterioridad, en el cual se asignó un valor basado en la frecuencia de fracturas.

Este valor se obtuvo a través de la relación empírica de Palmstrom, 1975 (en ISRM, 1981):

$$RQD = 115 - 3,3 j_v \quad \text{para } j_v > 4,5$$

$$RQD = 100 \quad \text{para } j_v \leq 4,5$$

j_v = N° total de discontinuidades que interceptan una unidad de volumen (1 m^3)

Dicha base de datos se ingresó a Vulcan y tiene la misma estructura y método de flageo que la base de sondajes.

La base de datos de producción consta de 684 datos lo cual representa en porcentaje un 9.8% respecto a la base de sondajes, pero en volumen la diferencia es aún mayor representando un 0.11% de los bloques estimados, estos porcentajes son relevantes a la hora de hacer las validaciones usando la producción.

La poca representatividad espacial junto con las diferencias observadas al hacer comparaciones por litología, alteración, tipo de mineral y UGM, adicionando el daño causado por tronadura (figura 4.22), contribuyen a la decisión de no usar los datos de producción para estimar la variable en cuestión.

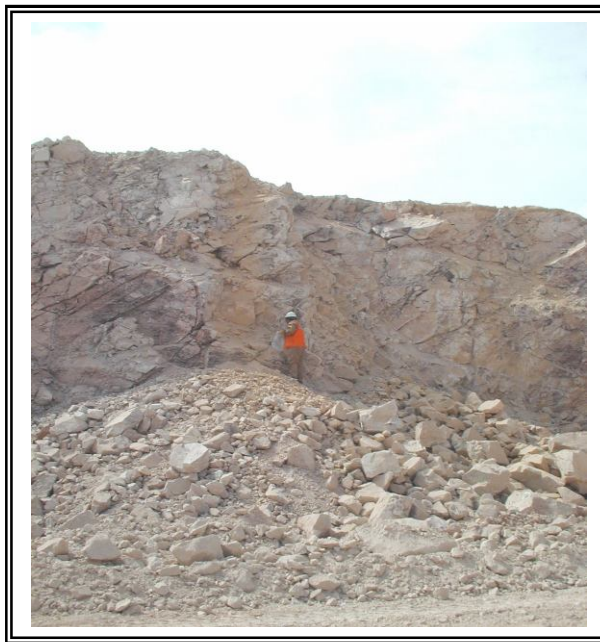


Figura 4.22: Cara Libre de un Polvorazo en donde se aprecia el efecto de las estructuras y por ende en el RQD. Nótese el daño causado al macizo por la tronadura.

Finalmente tenemos la comparación entre los datos usados para construir las bases anteriormente descritas versus los datos históricos, (en la figura 4.23 se resumen los resultados), para la carga puntual se ensayaron aproximadamente 12.000 metros representando un 50% respecto al largo total de sondajes de diamantina, y para el caso del RQD se ensayaron aproximadamente 21.000 metros representando un 97% respecto al largo total de sondajes de diamantina históricos.

Tabla comparativa para Base de Datos Carga Puntual respecto a Datos Históricos				
N° de Sondajes usados	N° de Sondajes Largo Plazo	Largo total Sondajes Diamantina	Largo tramos con ensayo	Porcentaje
109	465	23,505	11,756	50

Tabla comparativa para Base de Datos de RQD respecto a Datos Históricos				
N° de Sondajes usados	N° de Sondajes Largo Plazo	Largo total Sondajes Diamantina	Largo tramos con ensayo	Porcentaje
97	465	22,233	21,613	97.2

Figura 4.23: Comparación bases de datos con respecto a la información histórica.

4.3 DEFINICIÓN DE UNIDADES DE ESTIMACIÓN (UG)

Las unidades de estimación (UG) son dominios en los cuales se comparte una o más características que hace que dicho dominio sea único, estos se logran identificar a partir del desarrollo de un análisis exploratorio de los datos (EDA).

El análisis de datos exploratorio (EDA) emplea una variedad de técnicas (sobre todo gráficas) para:

1. Descubrir la estructura subyacente;
2. Extracción de las variables importantes;
3. Detectar los valores fuera de rango (en inglés “outliers”) y anomalías;
4. Probar presunciones subyacentes;
5. Desarrollar modelos; y
6. Determinar controles

Como resultado tenemos que para la carga puntual se decidió no usar el atributo UGM, por considerar que no tiene influencia sobre sus distribuciones, ya que por definición la UGM tiene intrínsecamente incorporada las variables de litología, alteración y tipo de mineral. Adicionalmente la litología tampoco es control. Sí son controles la Alteración (figura 4.24), el Tipo de Mineral (figura 4.25) y la Zona (figura

4.26), es decir la separación del yacimiento en ESTE y OESTE a partir de la coordenada 73.000E, coordenada que fue elegida básicamente por un criterio empírico más el análisis de deriva ESTE-OESTE. Luego se realiza un matriz con los atributos ya mencionados para definir finalmente las unidades de estimación, que para este caso resultaron en 7 UGs. (Figura 4.29)

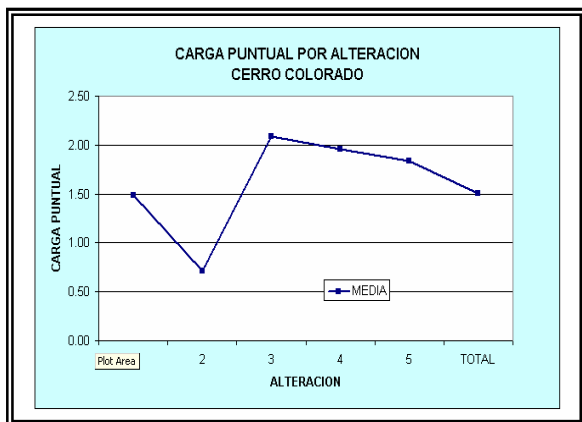


Figura 4.24: Carga Puntual por Alteración

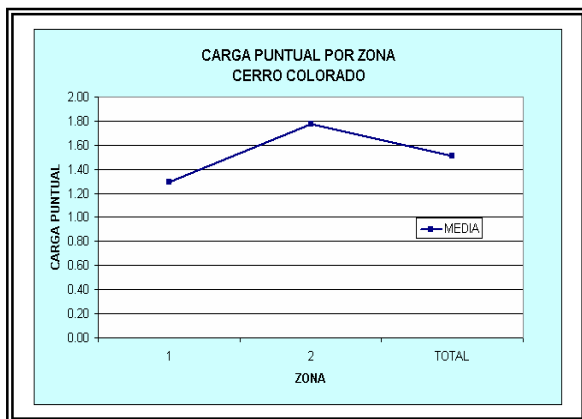


Figura 4.26: Carga Puntual por Zona

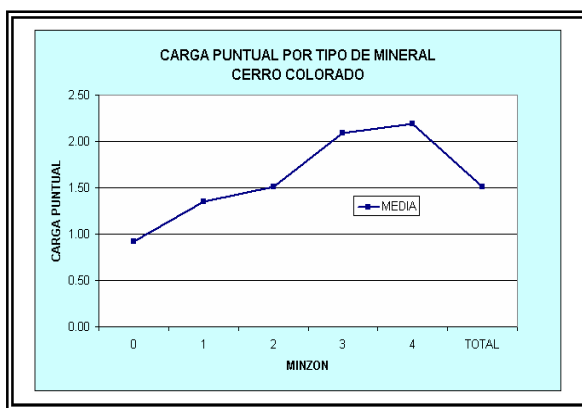


Figura 4.25: Carga Puntual por Tipo de Mineral

MEDIA_CP	ZONA1			ZONA2		
	ALT2	ALT1	ALT345	ALT2	ALT1	ALT345
MIN0	0.52	0.92	1.30	0.83	1.39	1.48
MIN12	0.89	1.24	1.51	1.03	1.57	2.14
MIN34	1.46	2.32	2.43		2.12	2.07

Figura 4.27: Matriz de definición en donde se combinan los atributos de Alteración, Tipo de Mineral y Zona, para la media de las muestras.

NDAT_CP	ZONA1			ZONA2		
	ALT2	ALT1	ALT345	ALT2	ALT1	ALT345
MIN0	157	302	17	2	112	3
MIN12	82	580	48	44	499	132
MIN34	5	208	64		181	237

Figura 4.28: Matriz de definición en donde se combinan los atributos de Alteración, Tipo de Mineral y Zona, para el número de muestras.

UG para Carga Puntual			
UG	Alteración	Mineralización	Zona
1	Argilica	Todas	Oeste
2	Filica	Lixiviado	Oeste
3	Filica, Potásica, Clorítica, Slicificado, Alunita.	Lixiviado, Óxidos y Sulfuros secundarios	Oeste
4	Filica, Potásica, Clorítica, Slicificado, Alunita.	Mixto e Hipógeno	Oeste
5	Argilica	Todas	Este
6	Filica, Potásica, Clorítica, Slicificado, Alunita.	Lixiviado	Este
7	Filica, Potásica, Clorítica, Slicificado, Alunita.	Óxidos, Sulfuros secundarios, Mixto e Hipógeno	Este

Figura 4.29: Matriz de definición de UG en donde se muestran 7 UGs finales.

Para el caso del RQD, análogo a la carga puntual se decidió no usar el atributo UGM, por considerar que no tiene influencia sobre la distribución, ya que por definición la UGM tiene intrínsecamente incorporada las variables de Litología, Alteración y Tipo de Mineral. La Litología (figura 4.30) a diferencia de la Carga Puntual sí fue considerada como control, al igual que la Alteración (figura 4.31), el Tipo de Mineral (figura 4.32) y la Zona (figura 4.33).

Luego se realiza un matriz con los atributos ya mencionados para definir finalmente las unidades de estimación, que para este caso resultaron en 4 UGs. (Figura 4.36)

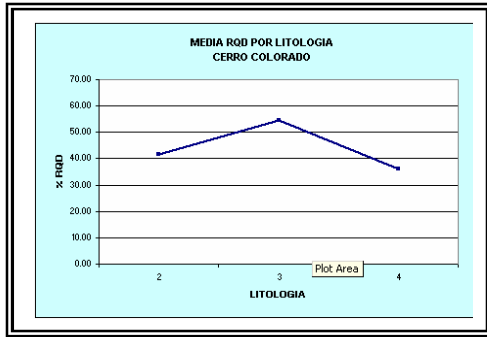


Figura 4.30: Media RQD por Litología

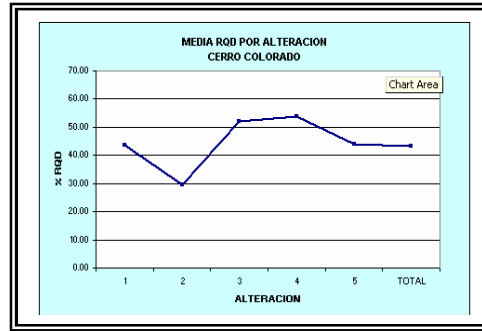


Figura 4.31: Media RQD por Alteración

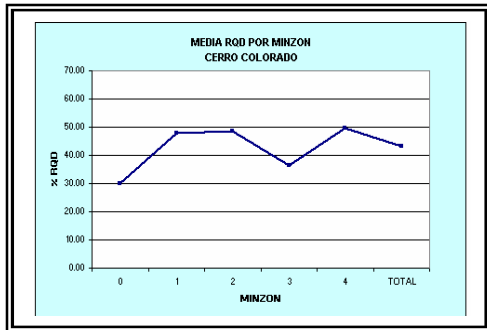


Figura 4.32: Media RQD por Tipo de Mineral

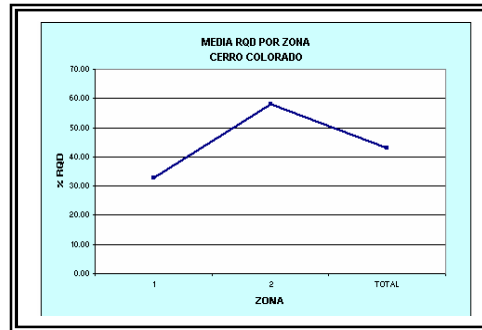


Figura 4.33: Media RQD por Zona

Suma de Promedio %RQD		ZONA/MIN			
ALT	LITO	ZONA1 MIN0	ZONA1 MIN1234	ZONA2 MIN0	ZONA2 MIN1234
ALT1	LITO3	45	45	58	62
ALT1	LITO24	22	37	48	60
ALT2	LITO3	48			46
ALT2	LITO24	19	29	36	83
ALT345	LITO3		58		72
ALT345	LITO24	27	43	32	56

Figura 4.34: Matriz de definición en donde se combinan los atributos de Alteración, Tipo de Mineral, litología y Zona, para la suma promedio de las muestras.

Suma de Cuenta ZONA		ZONA/MIN			
ALT	LITO	ZONA1 MIN0	ZONA1 MIN1234	ZONA2 MIN0	ZONA2 MIN1234
ALT1	LITO3	55	94	74	168
ALT1	LITO24	353	741	73	446
ALT2	LITO3	32			6
ALT2	LITO24	190	118	19	22
ALT345	LITO3		10		8
ALT345	LITO24	23	109	4	348

Figura 4.35: Matriz de definición en donde se combinan los atributos de Alteración, Tipo de Mineral, litología y Zona, para el número de muestras.

UG para RQD				
UG	Alteración	Mineralización	Litología	Zona
1	Filica, Argilica	Óxidos, Sulfuros secundarios, Mixto e Hipógeno	Brecha	Oeste
2	Todas	Todas	Pórfido, andesita	Oeste
36	Argilica, Potásica, Clorítica, Slicificado, Alunita.	Óxidos, Sulfuros secundarios, Mixto e Hipógeno	Pórfido, Andesita	Este
45	Filica, Argilica	Lixiviado	Pórfido, Brecha, Andesita	Este

Figura 4.36: Matriz de definición de UG en donde se muestran 4 UGs finales.

V ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE LOS DATOS DE ESTIMACIÓN

5.1 COMPOSITACIÓN

El proceso de compositación consiste en combinar (generalmente promediando), una serie de tramos de largo determinado en otro de distinto largo. Para el caso de la Carga Puntual las muestras originales de los sondeos no fueron compositadas debido a que su largo por construcción es de 5 metros, la Geología fue asignada a partir de los sólidos 3D realizados para el Modelo Largo Plazo 2003.

Para el RQD el largo original era igual al del largo para envío de análisis de cobre (~2 m) por lo tanto se tuvo que compositar a 5 metros manteniendo el método de flageo para la Geología.

5.2 TRATAMIENTO DE “OUTLIERS”

Para los valores fuera de rango o “outliers”, en el caso de la carga puntual se realizó un análisis para establecer si algún tratamiento especial para los valores altos era necesario. El impacto de estos valores extremos debe ser evaluado, y, si se considera necesario, deben ser truncados o restringidos de alguna manera, para evitar la sobreestimación local. La suposición implícita es que estos valores extremos no tienen continuidad espacial.

Se estudió las estadísticas básicas de las muestras y el análisis demostró (figura 5.1) que no era necesario ningún tratamiento especial para valores altos.

UG CP	NUMERO MUESTRAS		PERCENTIL	CP >= 1% MAS ALTO	
	TOTAL	>= 1% ALTO		CP	PORCENTAJE CONTENIDO
UG1	244	3	99	2.59	6.3
UG2	302	3	99	2.51	2.8
UG3	645	7	99	3.39	3.1
UG4	272	3	99	4.82	2.4
UG5	46	1	98	2.43	5.2
UG6	614	6	99	3.61	2.4
UG7	550	6	99	3.87	2.2
TOTAL	2673				

Figura 5.1: Matriz de comportamiento de Valores “altos” o “outliers” para Carga Puntual.

Similar análisis se realizó para las muestras de RQD. Fueron analizadas para establecer si algún tratamiento especial para los valores altos era necesario. Se estudió las estadísticas básicas de las muestras y el análisis demostró (figura 5.2) que no era necesario ningún tratamiento especial para valores altos.

UG RQD	NUMERO MUESTRAS		PERCENTIL	RQD >= 1% MAS ALTO	
	TOTAL	>= 1% ALTO		RQD	PORCENTAJE CONTENIDO
UG1	1041	10	99	95.17	2.4
UG2	684	7	99	97.56	4.5
UG36	1066	11	99	98.85	1.7
UG45	102	1	99	100	2.2
TOTAL	2893				

Figura 5.2: Matriz de comportamiento de Valores “altos” o “outliers” para Carga Puntual.

5.3 ANÁLISIS DE CONTACTO

El análisis de contacto es un análisis estadístico que describe el perfil de la variable a estimar para sondajes cercanos a, y que cruzan zonas de contacto entre las distintas UGs definidas. El propósito de este análisis es definir para cuáles contactos el valor de la variable a estimar cambia bruscamente al pasar de una UG a otra. (Contactos “duros”)

Las Figuras 5.3 a 5.10 muestran el perfil de Carga Puntual de contacto en las cercanías del contacto entre las UGs, para los contactos entre UG1 v/s UG2, UG2 v/s UG3 se observa una leve variación en la media a medida que nos alejamos del contacto, en los otros la variación de la media es más fuerte con la distancia.

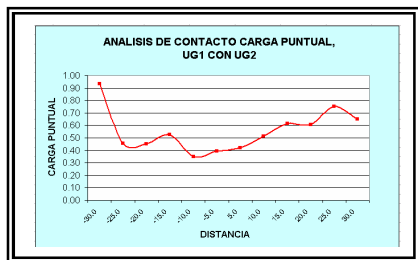


Figura 5.3

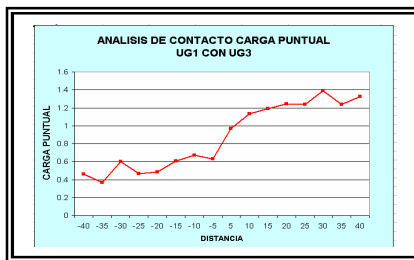


Figura 5.4

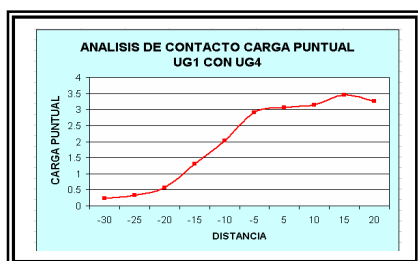


Figura 5.5

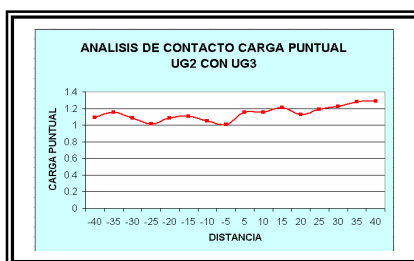


Figura 5.6

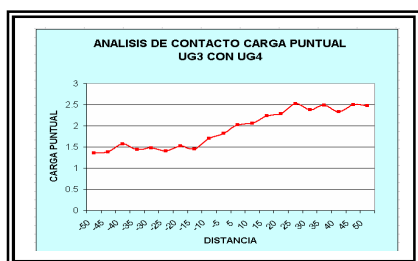


Figura 5.7

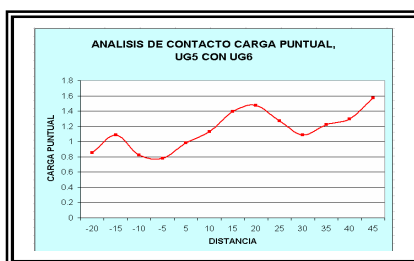


Figura 5.8

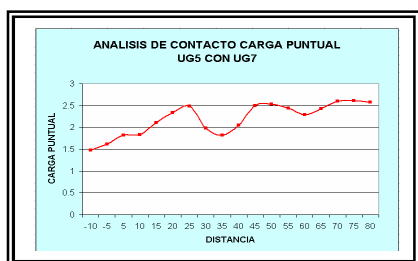


Figura 5.9

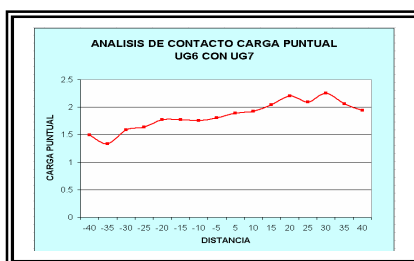


Figura 5.10

Las figuras 5.11 y 5.12 muestran el perfil de RQD de contacto en las cercanías del contacto entre las UGs, para los contactos entre UG1 v/s UG2, se observa una variación más fuerte a medida que nos alejamos del contacto mientras que para UG36 v/s UG45 esta diferencia es más gradual.

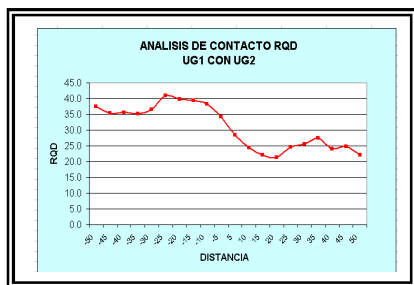


Figura 5.11

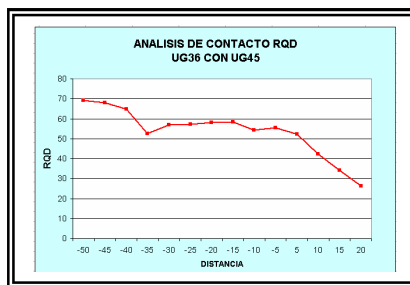


Figura 5.12

5.4 VARIOGRAMAS

5.4.1 DEFINICIÓN DE VARIOGRAMA

La función

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

Donde E es la esperanza matemática

Z es una función aleatoria

x es una posición en el espacio

h incremento

Se define como semi-variograma. Sin embargo, debido a que frecuentemente los términos semi-variograma y variograma se confunden, se hace necesario muchas veces precisar el valor de $\gamma(h)$.

Se define a una función aleatoria como estacionaria dentro del dominio A si su función de densidad acumulada (cdf) es invariante a cualquiera translación de coordenada S (Deutsch y Journel (1998)).

Para una función aleatoria estacionaria:

$$\gamma(x) = K(0) - K(x) \text{ donde } K = \text{Covarianza}$$

$$\gamma(x) \leq K(0), \text{ y naturalmente}$$

$$\gamma(0) = 0$$

Como consecuencia de las relaciones expuestas, el semivariograma de una función aleatoria está necesariamente acotado (por ejemplo, alcanza una meseta o sill, figura 5.13). Sin embargo existen variogramas que no exhiben una meseta. Ellos no proporcionan el valor $K(0)$ y de este modo ellos no responden a la hipótesis estacionaria.

En términos prácticos, en el campo geológico-minero, el variograma constituye una función de una característica geológica (o cualquier otra variable regionalizada) en el espacio. El representa el grado de continuidad de la variable bajo estudio.

En otras palabras, el semivariograma es un valor esperado, un promedio de los cuadrados de las discrepancias entre parejas o pares de valores separados por una distancia h , esto es, los valores $Z(x)$ e $Z(x+h)$.

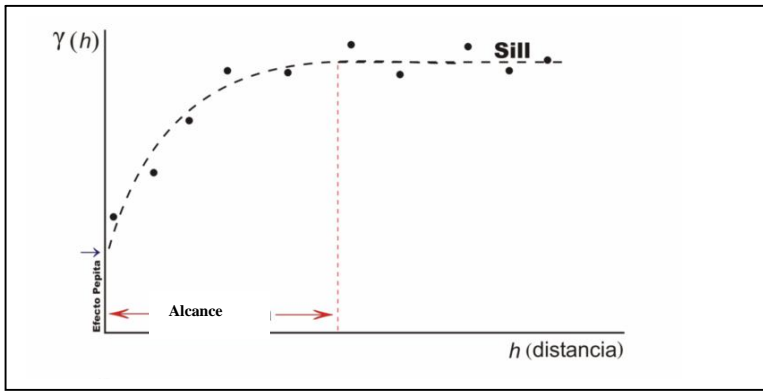


Figura 5.13: Forma típica de un variograma con sus rasgos característicos, Alcance, efecto pepita y Sill.

El Alcance se define como la distancia a la cual el variograma se estabiliza.

El Sill o Meseta se define como el valor constante que toma el variograma en distancias mayores que el Alcance.

Cuando una discontinuidad se presenta en las vecindades del origen, reflejando con esto un traspaso de un valor a otro a una muy pequeña distancia se está en presencia del llamado efecto pepita (figura 5.13).

5.4.2 Interpretación del efecto pepita o *nugget effect*

1) Variable muy irregular a distancias cortas

$$h \approx 0$$

$Z(x)$ y $Z(x+h)$ difieren mucho

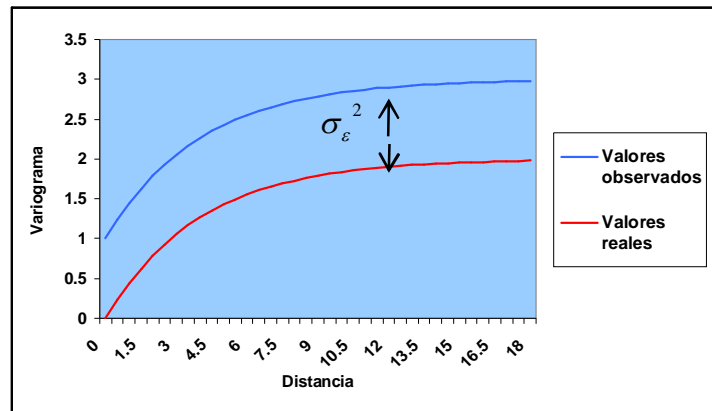
$$\gamma(h) = \frac{1}{2} E [Z(x) - Z(x+h)]^2 \quad \text{no se aproxima a cero}$$

2) Errores de medición en las variables

$$Z_{obs}(x) = Z(x) + \varepsilon(x)$$

$$\gamma_{Z_{obs}}(h) = \gamma_Z(h) + \sigma_\varepsilon^2$$

Figura 5.14: Variograma mostrando las diferencias de varianzas entre curvas con valores



En donde se asume la independencia entre los errores y sin correlación con la variable Z

3) Presencia de estructuras o ausencia de valores en distancias inferiores a las que se tomaron las muestras.

5.4.3 MODELO DE VARIOGRAMA

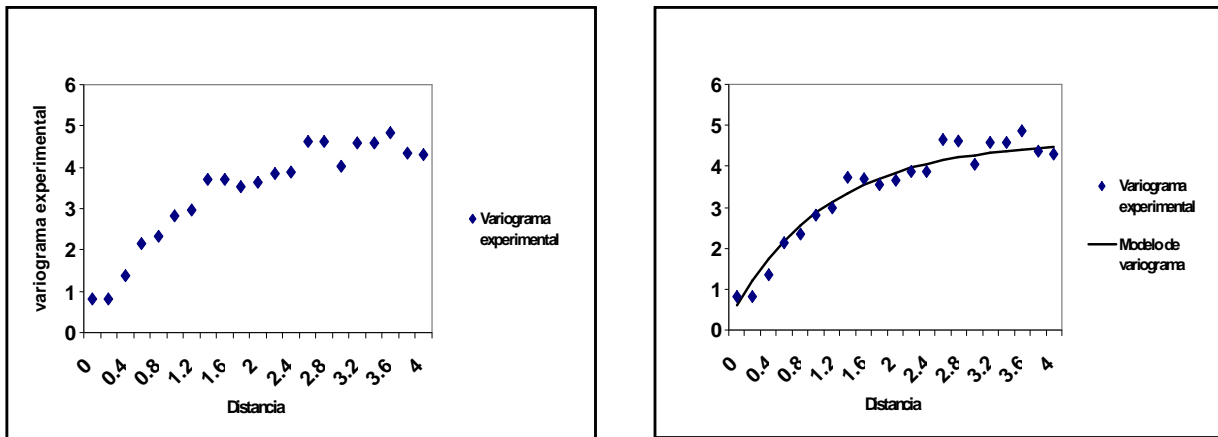


Figura 5.15: Variogramas mostrando el experimental junto con el modelo.

Se construye un modelo de variograma debido a que:

- El variograma experimental no se puede evaluar en distancias o direcciones intermedias.
- Una interpolación entre los puntos del variograma experimental no garantiza la existencia y unicidad de la solución del sistema de Kriging.
- La interpolación no satisface las condiciones que todo variograma debe satisfacer.
- El variograma experimental no satisface las condiciones que todo variograma debe satisfacer.

Los modelos isótropos más comunes son:

Modelo Efecto Pepita Puro

Modelo Esférico

Modelo Exponencial

Modelo Gaussiano

Modelo Cúbico

Modelo Seno Cardinal

Modelo Potencia

5.4.4 MODELOS DE CORRELOGRAMAS

Se eligió el correlograma para obtener modelos de continuidad espacial para Cerro Colorado, debido a que se ha demostrado en trabajos previos ser más robusto con respecto a derivas y falta de estacionaridad que el variograma tradicional.

Los correlogramas se obtuvieron para ambas variables (Carga Puntual y RQD usando software SAGE) y para cada UG utilizando los compósitos de 5 metros. En algunos casos, correlogramas a lo largo de los sondajes también fueron obtenidos para verificar la definición del efecto pepita (ordenada al origen) y las estructuras de corto alcance.

Se utilizaron modelos esféricos con ángulos de rotación 0 para las UG 1&5 y UG 2.

Para efectos de modelamiento de Carga Puntual se agruparon las UGs 1&5, 3&6, 4&7, en la figura 5.16 se muestra un resumen con los distintos parámetros usados. (En general nótese lo bajo del efecto pepa)

PARÁMETROS DE VARIOGRAFÍA CARGA PUNTUAL									
UG	COMP. SONDAJE	MODELO	Co	C1	R1	ANG1	C2	R2	ANG2
UG 1 & 5	5 M	EFEC. PEPA	0.050	0.302	20	0	0.648	160	0
		ESFERICO			20	0		160	0
		ESFERICO			20	0		160	0
UG 2	5 M	EFEC. PEPA	0.135	0.438	80	0	0.427	160	0
		ESFERICO			80	0		160	0
		ESFERICO			80	0		160	0
UG 3 & 6	5 M	EFEC. PEPA	0.100	0.456	49	26	0.444	1870	48
		ESFERICO			291	14		755	6
		ESFERICO			90	38		106	20
UG 4 & 7	5 M	EFEC. PEPA	0.350	0.041	100	46	0.609	79	77
		ESFERICO			100	-18		28	68
		ESFERICO			100	56		506	-22

Figura 5.16:
Parámetros usados
para la variografía de
la Carga Puntual

Para el caso del RQD tenemos que se agruparon las UGs 3&6 y UGs 4&5, usando modelos esféricos excepto para la agrupación UG 36, análogo al caso anterior se observan valores para el efecto pepa relativamente bajos. (Figura 5.17)

PARÁMETROS DE VARIOGRAFÍA RQD									
UG	COMP. SONDAJE	MODELO	Co	C1	R1	ANG1	C2	R2	ANG2
UG 1	5 M	EFEC. PEPA	0.150	0.370	56	-20	0.480	144	-9
		ESFERICO			59	15		640	-5
		ESFERICO			49	8		70	3
UG 2	5 M	EFEC. PEPA	0.100	0.012	142	-64	0.888	543	-39
		ESFERICO			41	35		279	-7
		ESFERICO			67	-1		66	15
UG 36	5 M	EFEC. PEPA	0.150	0.513	8	-47	0.337	1203	16
		EXPONENCIAL			50	1		92	-49
		EXPONENCIAL			158	-6		2761	-76
UG 45	5 M	EFEC. PEPA	0.150	0.700	60	14	0.150	150	14
		ESFERICO			60	-2		150	-2
		ESFERICO			60	8		150	8

Figura 5.17:
Parámetros usados
para la variografía de
RQD

5.5 RELACIONES DE VOLUMEN-VARIANZA (DILUCIÓN INTERNA)

Las relaciones de Volumen-Varianza o cambio de soporte son necesarias, porque el mineral será extraído en volúmenes diferentes al volumen de los compósitos usados para estimar las variables ya descritas, y en general también será diferente que el volumen de cada bloque del modelo. El tamaño del bloque que representa el volumen mínimo que puede ser minado es llamado la Unidad de Selección Minera (SMU, por su sigla en inglés). La diferencia en varianza es, en la práctica, una medida de la cantidad de dilución interna que el modelo de bloques debe incorporar para representar adecuadamente los valores a estimar que van a ser recuperadas por la mina. Esta dilución es función de la selectividad: mientras más pequeño sea el equipamiento minero, menor será la SMU, y menor dilución se incorpora al modelo de bloques.

Basándose en los estudios anteriores se definió la misma SMU que el Largo Plazo, es decir 20x20x10.

El grado de corrección de la distribución se caracteriza con el Factor de Corrección de la Varianza (VCF; por su sigla en inglés), el cual se expresa como la razón entre la varianza de la distribución de bloques de tamaño SMU a la varianza de la distribución de los compósitos utilizados para estimar. Es importante notar que el VCF será menor para modelos de correlograma con alto efecto pepa, o sea, la cantidad de dilución interna que se incorpora es mucho mayor. Para Cerro Colorado, aunque los efectos pepa para las variables de Carga Puntual y RQD no son altos los modelos de correlogramas alcanzan varianzas relativas moderadas a poca distancia.

Esto implica que el efecto de cambio de soporte es relevante y es la razón del porqué está presentada a pesar de que no es usada (figuras 5.18 y 5.19).

UG	CAMBIO DE SOPORTE CARGA PUNTUAL		
	(C _w) ^{1/2}	DES.EST	CV
UGCP1	0.82	0.51	0.78
UGCP2	0.85	0.49	0.53
UGCP3	0.88	0.63	0.50
UGCP4	0.57	0.43	0.18
UGCP5	0.82	0.42	0.41
UGCP6	0.88	0.67	0.43
UGCP7	0.57	0.33	0.16
TOTAL			

Figura 5.18: Cambio de soporte para Carga Puntual.

UG	CAMBIO DE SOPORTE RQD		
	(C _w) ^{1/2}	DES.EST	CV
UGRQD1	0.83	21.18	0.53
UGRQD2	0.94	24.25	1.07
UGRQD36	0.63	15.88	0.27
UGRQD45	0.80	21.78	0.49
TOTAL			

Figura 5.19: Cambio de soporte para RQD.

VI MODELAMIENTO DE LAS VARIABLES, CARGA PUNTUAL Y RQD

6.1 MODELO DE BLOQUES

La geometría del modelo de bloques fue definida concordante con el Largo Plazo vigente con los siguientes parámetros:

- Coordenada Este mínima: **71.500**
- Coordenada Este máxima: **74.500**
- Coordenada Norte mínima: **82.600**
- Coordenada Norte máxima: **84.300**
- Cota Piso Banco mínima: **2.000 m**
- Cota Piso Banco máxima: **2.710 m**
- Tamaño de Bloques: **20x20x10**
- N° de Bloques por dirección: **150x85x71**
- Variables dentro del Modelo de Bloques:

NOMBRE VARIABLE	VALOR DEFECTO	TIPO VARIABLE	DESCRIPCION VARIABLE
lito	-99	short	litología
alt	-99	short	alteración
minz	-99	short	minzon
ugm	-99	short	unidad geometalurgica
ugcp	0	byte	ug para carga puntual
ugrqd	0	short	ug para rqd
cp_ok	-99	float	estimación carga puntual
cp_pas	0	byte	pasadas estimación carga puntual
cp_dis	0	float	distancia muestras al bloque
cp_nsam	0	short	número de muestras
rqd_ok	-99	float	estimación rqd
rqd_pas	0	byte	pasadas estimación rqd
rqd_dis	0	float	distancias muestras al bloque
rqd_nsam	0	short	número de muestras
cp_tro	-99	short	carga puntual producción
rqd_tro	-99	short	%rqd de producción
cp_tro_nsam	0	short	número de muestras de producción
rqd_tro_nsam	0	short	número de muestras de producción
cp_nn	-99	float	vecino cercano sondajes
rqd_nn	-99	float	vecino cercano sondajes
isrm	-99	short	dureza según isrm
ucs	-99	float	uniaxial simple
topo	0	byte	0=aire 1=roca

Figura 5.20: Tabla mostrando las distintas variables dentro del modelo de bloques

6.2 EL MODELO DE KRIGING ORDINARIO

En términos mineros (Tulcanaza 1999), el Kriging consiste en encontrar el mejor estimador lineal de una variable en una región del espacio considerando la información disponible, es decir el valor de muestras ubicadas al interior o al exterior de la región que se desea estimar. El kriging consiste en efectuar una ponderación, es decir, atribuir un peso al valor asociado a cada muestra. Estos pesos serán calculados de manera de hacer mínima la varianza de estimación considerando las características geométricas de los elementos involucrados (forma y dimensiones del bloque e implantación relativa de las muestras con respecto al bloque) y la continuidad espacial de la variable bajo estudio e insesgando el estimador.

Ejemplo:

Sea el bloque P. Se conocen 6 datos Z_1, \dots, Z_6 Figura 5.21.

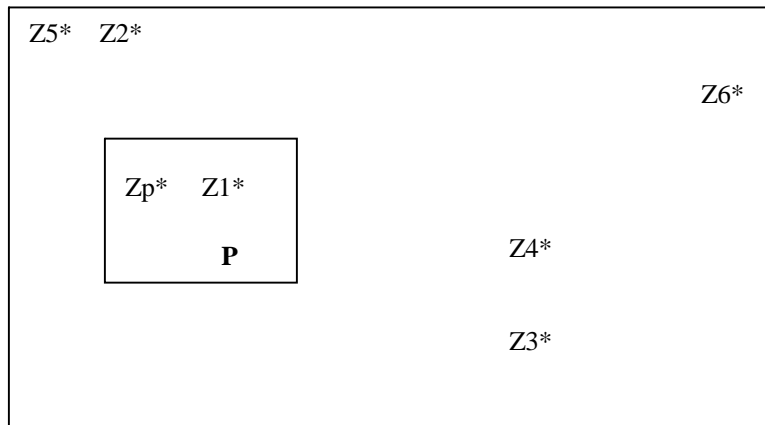


Figura 5.21

Se usará un estimador para el bloque P de la forma Z_p^* :

$$Z_p^* = \lambda_1 \times Z_1 + \lambda_2 \times Z_2 + \lambda_3 \times Z_3 + \lambda_4 \times Z_4 + \lambda_5 \times Z_5 + \lambda_6 \times Z_6$$

Y los pesos $\lambda_1, \dots, \lambda_6$, serán calculados de modo de hacer mínima la varianza de estimación además de proporcionar un estimador insesgado.

En general, como es natural, el Kriging atribuirá pesos débiles a las muestras alejadas y pesos fuertes a las muestras más cercanas.

El método de estimación utilizado para ambas variables y todas las UG fue el Kriging ordinario (Journel y Huijbregts, 1978), sin cambios con respecto a la práctica de estimación actual de CMCC. La estimación se hizo para cada Dominio de Estimación por separado, utilizando los modelos de correlogramas descritos en la sección 5.4.4 y en el Anexo D.

Se realizaron tres pasadas, para las que las condiciones de estimación variaron de más restringidas a menos restringidas. Para el caso más restringido (Pasada 1), se utilizaron radios de búsqueda cortos, y se usó un número máximo relativamente bajo. La segunda pasada relaja un tanto esas condiciones, y para la tercera pasada se utilizan radios de búsqueda mucho mayores, y menores restricciones en la selección de compósitos.

En algunos casos como muestran las siguientes figuras se usaron muestras de unidades distintas como por ejemplo la UG2 de carga puntual, esto basado en las relaciones determinadas por análisis de contacto, que define si un contacto es “blando” o “duro” desde el punto de vista estadístico.

Los detalles de los planes de Kriging utilizados se presentan en las Figura 5.21 y 5.22.

PLAN DE ESTIMACION DE CARGA PUNTUAL																				
BEF	ID	BASE DE DATOS	GRUPO	YAR. BD	YAR. MOD. BLK.	ÁNGULOS DE BÚSQUEDA			RADIOS DE BÚSQUEDA				BUSQUEDA RESTRINGIDA				UG	MUEST.		MAX MUEST z SON
						Bea.	Plg.	Dip.	Ppal.	Med.	Men.	TIPO	Ppal.	Med.	Men.	VALOR		MIN	MAX	
CP	UG1P1	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	1	2	8	---
CP	UG1P2	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	1	2	8	3
CP	UG1P3	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	1	2	8	3
CP	UG2P1	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	1,2,3	2	8	---
CP	UG2P2	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	2	2	8	3
CP	UG2P3	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	2	2	8	3
CP	UG3P1	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	1,2,3,4	2	8	---
CP	UG3P2	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	3	2	8	3
CP	UG3P3	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	3	2	8	3
CP	UG4P1	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	3,4	2	8	---
CP	UG4P2	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	4	2	12	3
CP	UG4P3	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	4	2	12	3
CP	UG5P1	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	5	2	8	---
CP	UG5P2	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	5	2	8	3
CP	UG5P3	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	5	2	8	3
CP	UG6P1	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	6	2	8	---
CP	UG6P2	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	6	2	8	3
CP	UG6P3	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	6	2	8	3
CP	UG7P1	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	7	2	8	---
CP	UG7P2	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	7	2	8	3
CP	UG7P3	geolfeb04.e_p.isis	SON	IS_50	CP_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	7	2	8	3

Figura 5.21: Plan de Estimación para Carga Puntual.

PLAN DE ESTIMACION DE RQD																				
BEF	ID	BASE DE DATOS	GRUPO	YAR. BD	YAR. MOD. BLK.	ÁNGULOS DE BÚSQUEDA			RADIOS DE BÚSQUEDA				BUSQUEDA RESTRINGIDA				UG	MUEST.		MAX MUEST z SON
						Bea.	Plg.	Dip.	Ppal.	Med.	Men.	TIPO	Ppal.	Med.	Men.	VALOR		MIN	MAX	
RQD	UG1P1	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	1,2	2	8	---
RQD	UG1P2	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	40	40	30	90.0	1	2	6	3
RQD	UG1P3	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	40	40	30	80.0	1	2	6	3
RQD	UG2P1	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	2,1	2	8	---
RQD	UG2P2	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	2	2	8	3
RQD	UG2P3	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	2	2	8	3
RQD	UG36P1	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	36,45	2	8	---
RQD	UG36P2	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	36	2	8	3
RQD	UG36P3	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	---	---	---	---	36	2	8	3
RQD	UG45P1	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	30	30	30	Elip	---	---	---	---	45,36	2	8	---
RQD	UG45P2	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	150	150	50	Elip	---	---	---	---	45	2	8	3
RQD	UG45P3	geolfeb04.rqd.isis	SON	%RQD	RQD_OK	0	0	0	400	400	100	Elip	50	50	30	85.0	45	2	6	3

Figura 5.22: Plan de Estimación para RQD.

6.3 CATEGORIZACIÓN DE LOS MATERIALES

Se utilizó la misma metodología para la categorización del modelo de bloques que para el modelo Largo Plazo 2003, es decir la “confiabilidad” está dada por el volumen determinado por cada una de las pasadas. En las figuras siguientes se observa los porcentajes para las pasadas dentro y fuera del Pit en la estimación de Carga Puntual y RQD. (Figuras 5.23 a 5.29)

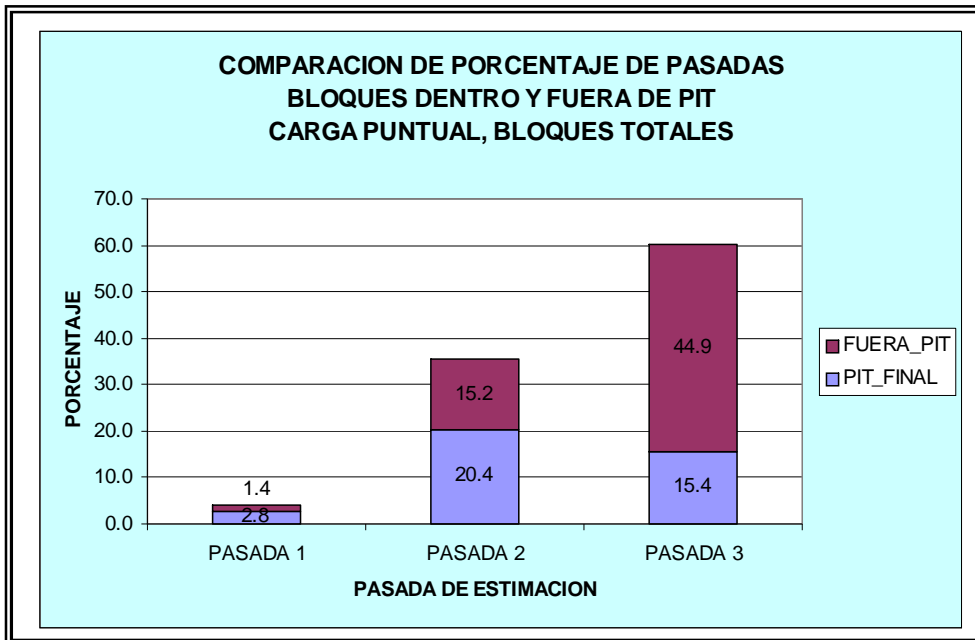


Figura 5.23: Comparación dentro y fuera del Pit para Carga Puntual

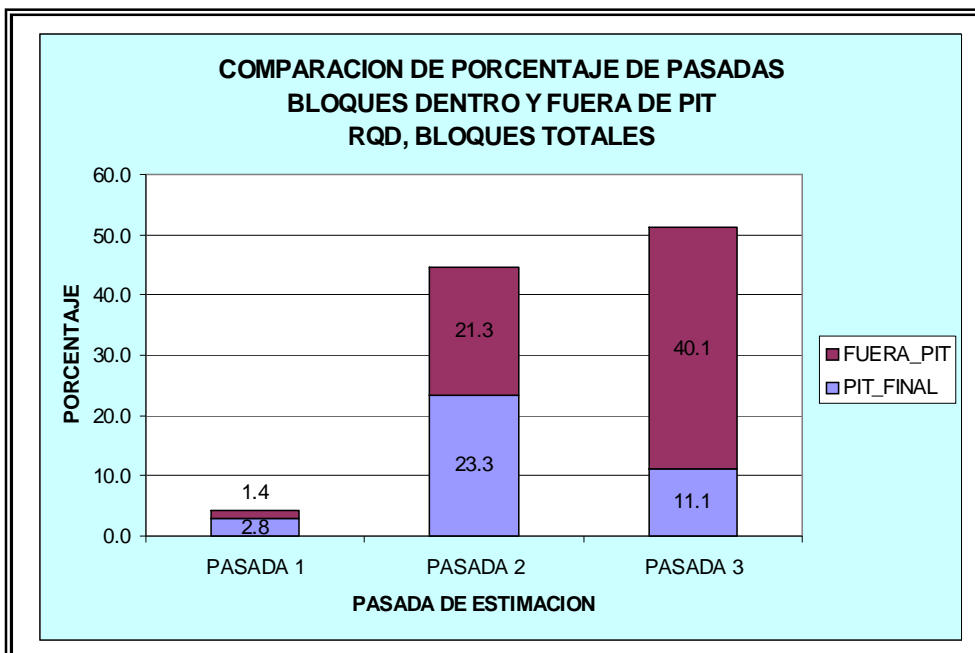


Figura 5.24: Comparación dentro y fuera del Pit para RQD

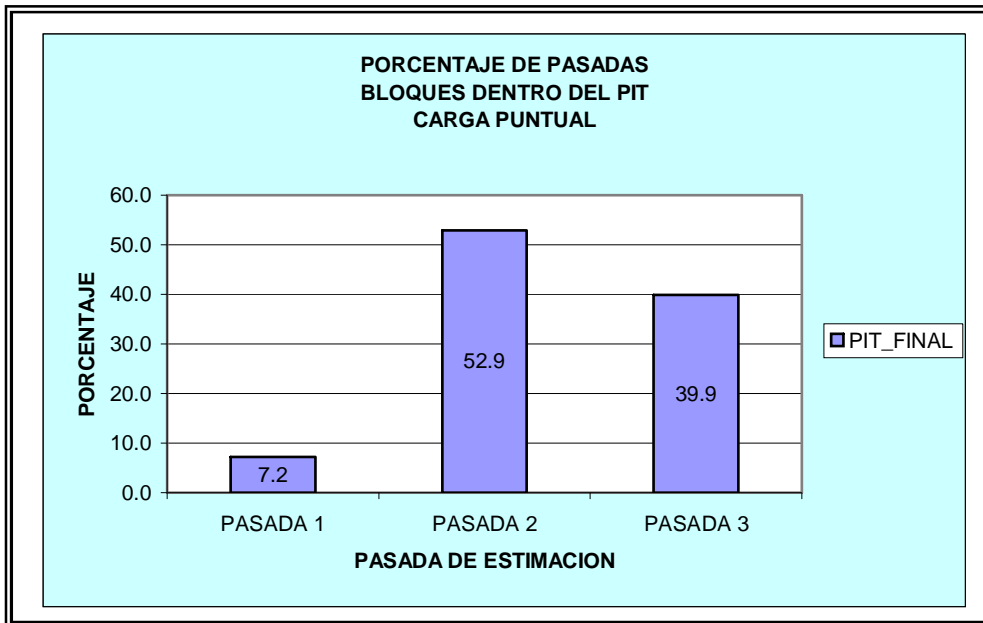


Figura 5.25:
Comparación
dentro del Pit para
Carga Puntual

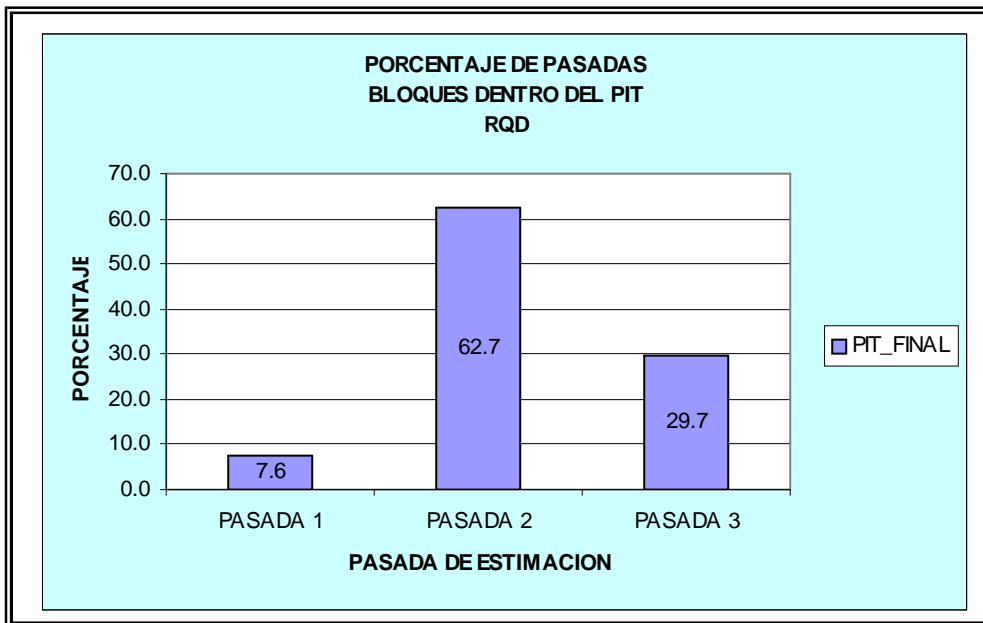


Figura 5.26:
Comparación
dentro del Pit para
RQD

La suma de las pasadas 1 y 2 en ambos casos es superior a la pasada 3 dentro del pit final, lo que implica si hacemos una analogía con el sistema de clasificación de las leyes de cobre, que el grado de confiabilidad dentro del pit es lógicamente mayor que fuera de éste (suma de pasadas 1 y 2 es ~60% en caso de carga puntual y ~70% en RQD).

El porcentaje de pasadas 3 fuera del pit aumenta notablemente debido a que las distancias de búsqueda aumentan, ya que hay una menor densidad de datos en dichos sectores.

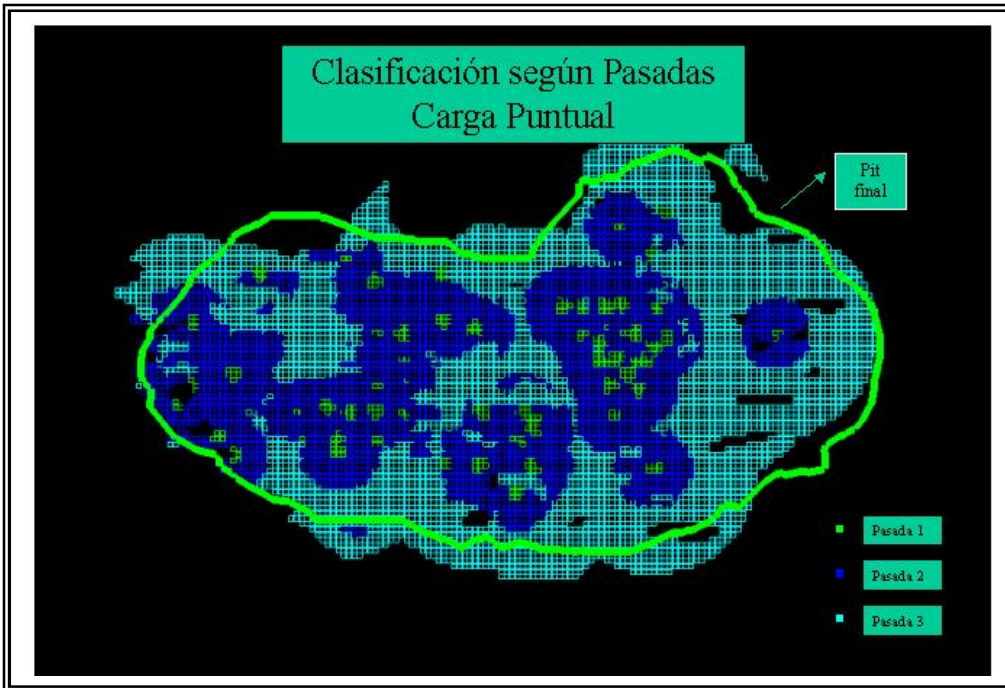


Figura 5.27:
Clasificación según
pasadas para
Carga Puntual.

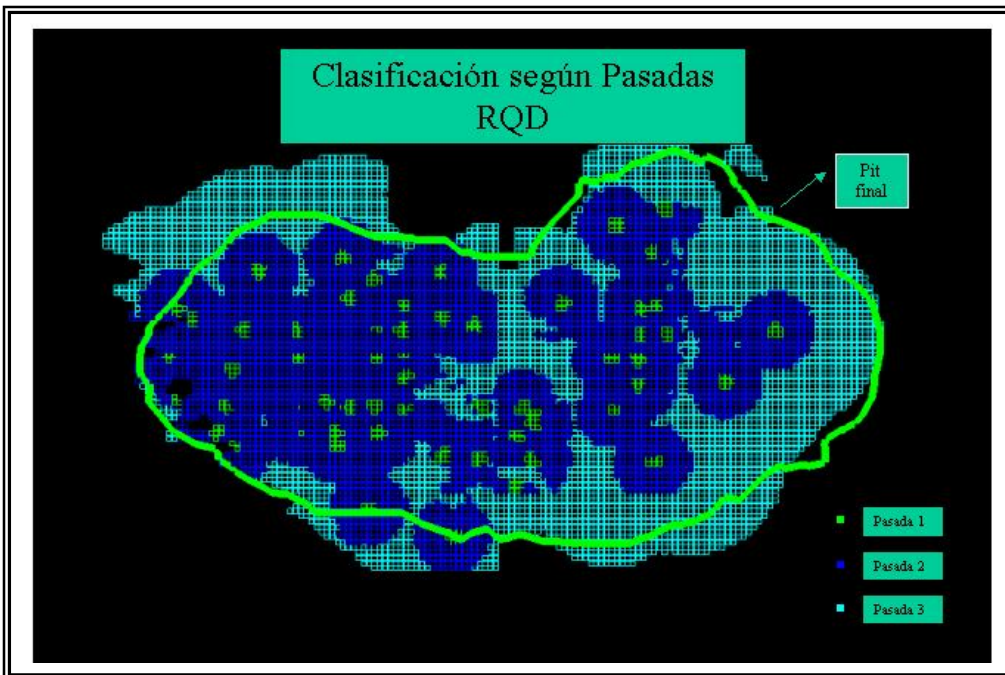


Figura 5.28:
Clasificación según
pasadas para
RQD.

6.4 RESULTADOS DE LA ESTIMACIÓN

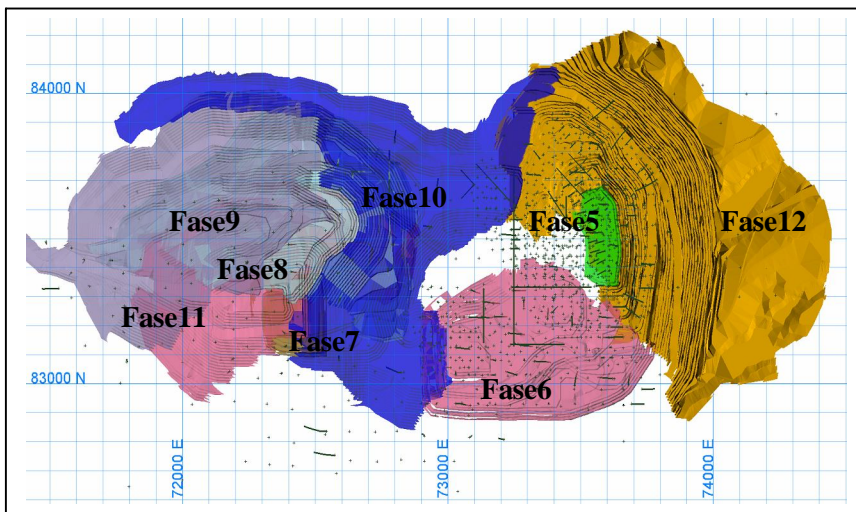


Figura 6.1: Plano pit final con las fases mineras de explotación

Los resultados de este trabajo muestran (figuras 6.3 a 6.4), que para las fases actualmente en explotación (fases 6 y 7, figura 6.1), los valores tanto para la Carga Puntual como para el RQD son relativamente altos, mientras que para las futuras Fases tenemos valores más bajos. De la gráfica también se desprende que las Fases con una baja resistencia y con alto grado de fracturamiento debieran ser las Fases 7 y 10 (figuras 5.31 y 5.32), lo que implica tomar las precauciones del caso sobretodo debido a la proximidad en el tiempo para llegar a dichos sectores.

Para tabular los resultados se usa el sistema de clasificación propuesto por ISRM (Internacional Society for Rocks Mechanics, figura 6.2)

a

Sistemas de clasificación usados para clasificar los resultados obtenidos de la estimación:

Dureza ISRM (International Society For Rock Mechanics)

Dureza	Descripción Calidad de Roca	UCS(Mpa)
R0	Extremadamente Bajo	0.25-1
R1	Muy débil	1-5
R2	Débil	5-25
R3	Moderadamente Resistente	25-50
R4	Resistente	50-100
R5	Muy Resistente	100-250
R6	Extremadamente Resistente	>250

R.Q.D (%)	Calidad de la roca
0 - 25	Roca muy mala
25 - 50	Roca mala
50 - 75	Roca regular
75 - 90	Roca buena
90 - 100	Roca excelente

Tabla con la clasificación para durezas %RQD.

Tabla con la clasificación ISRM para durezas.

Figura 6.2.a: Sistemas de clasificación usados para los resultados obtenidos

b

LITOLOGÍA		ALTERACIÓN		TIPO DE MINERAL		UGM	
0	GRAVAS	1	FÍLICA	0	LIXIVIADO	0	LIXIVIADO
1	IGNIMBRITAS	2	ARGÍLICA	1	ÓXIDOS	1	OXSI
2	PÓRFIDOS	3	POTÁSICA	2	SULFUROS	2	OXSA
3	BRECHAS	4	CLORÍTICA	3	MIXTO	3	SNSI
4	ANDESITAS	5	SILICIFICACIÓN	4	HIPÓGENO	4	SNSA
5	DIQUES	6	ALUNITA			5	HYP
						6	MSH

Figura 6.2.b: Sistemas de nomenclatura usados para los resultados obtenidos

En los resultados de la estimación con respecto al material enviado a Chancado (Figuras 6.5 y 6.6), aquí el escenario es más favorable a pesar de que las distribuciones son muy similares, esto implica que gran parte de materiales lastre son de una competencia muy baja.

Estadística por Fases				
Fase	UGM	%(Proporción en la Fase)	RQD Promedio	Carga Puntual Promedio
5	2	1.53	50.61	2.01
	3	24.24		
	4	73.57		
	5	0.67		
	0	0.01		
6	2	30.80	54.60	1.14
	3	54.30		
	4	14.88		
	1	0.13		
7	2	49.57	23.60	0.84
	3	48.41		
	4	1.90		
	1	0.43		
8	2	47.56	36.60	0.96
	3	42.31		
	4	9.68		
	5	0.02		
	0	2.32		
9	1	1.81	33.50	0.87
	2	60.98		
	3	21.11		
	4	13.64		
	5	0.14		
10	0	1.50	20.80	1.16
	1	0.74		
	2	27.37		
	3	51.64		
	4	18.75		
11	2	1.99	50.70	1.82
	3	39.54		
	4	58.25		
	5	0.22		
	0	0.01		

Figura 6.3: Tabla resumen con los resultados de la estimación por Fase y Dureza para todo tipo de materiales.

Estadística por Fases				
Fase	UGM	%(Proporción en la Fase)	RQD Promedio	Carga Puntual Promedio
5	1	76.45	51.08	2.03
	2	0.25		
	3	20.84		
	4	2.46		
6	1	20.77	58.23	1.09
	2	1.67		
	3	57.44		
	4	20.12		
7	1	69.73	36.00	1.06
	2	24.75		
	3	5.52		
	4			
8	1	47.77	39.55	1.16
	2	27.27		
	3	24.78		
	4	0.17		
9	1	36.48	46.50	1.09
	2	34.91		
	3	26.54		
	4	2.07		
10	1	47.31	31.77	1.36
	2	14.21		
	3	37.09		
	4	1.39		
11	1	81.48	55.21	1.99
	2	0.72		
	3	16.69		
	4	1.11		

Figura 6.4: Tabla resumen con los resultados de la estimación por Fase y UGM sólo para mineral a Chancado.

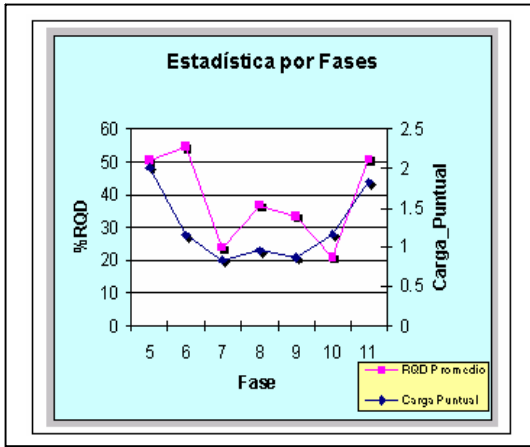


Figura 6.5: Gráfico mostrando la tendencia por Fases para carga puntual y RQD, todo tipo de materiales.

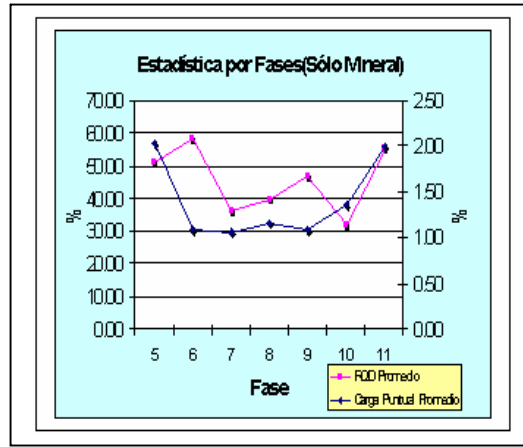


Figura 6.6: Gráfico mostrando la tendencia por Fases para carga puntual y RQD, sólo mineral.

En las figuras 6.7 y 6.8 vemos para un mismo nivel (cota 2460), la distribución de Carga Puntual y RQD, mostrando las diferencias entre el sector ESTE y OESTE del yacimiento:

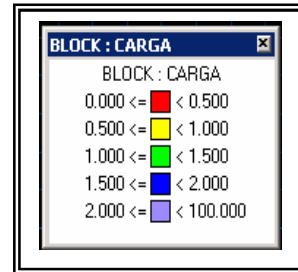
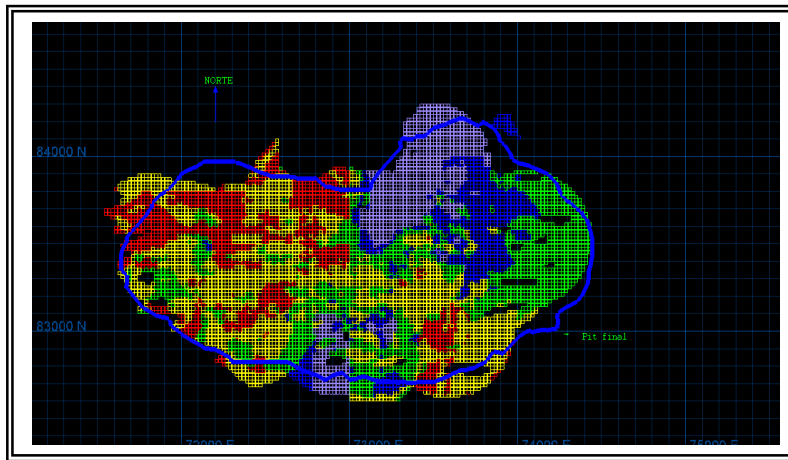


Figura 6.7: Bloques para Carga Puntual (Is_50), con Pit final como referencia a nivel 2460.

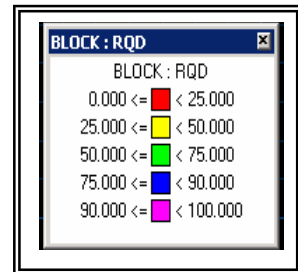
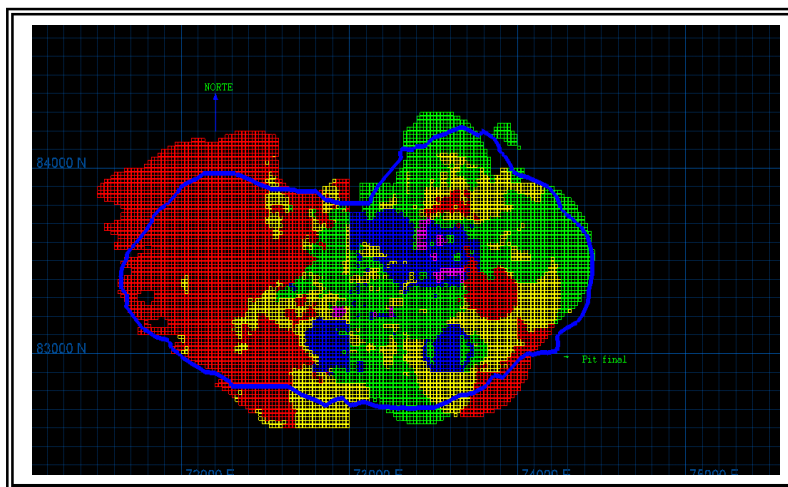


Figura 6.8: Bloques para RQD (en unidades de porcentaje), con Pit final como referencia a nivel 2460.

Claramente las diferencias entre estos sectores es notable, siendo mucho más competente (en términos de Is_50), el sector Este (tomando como referencia la coordenada 73.000) que el Oeste. Análogamente el sector Oeste presenta un porcentaje de RQD mucho más bajo que el Este lo que indica que el macizo está mucho más fracturado (figuras 6.7 y 6.8).

VII COMPARACIÓN Y VALIDACIÓN DE LOS MODELOS DE BLOQUES

7.1 VALIDACIÓN ESTADÍSTICA DE LOS MODELOS DE BLOQUES

En presencia de datos de producción, la validación estadística del modelo de bloques pretende asegurar que a) el modelo obtenido es consistente con las suposiciones y parámetros aplicados, y b) que el modelo predice razonablemente la producción.

Para el caso de la Carga puntual tenemos que al comparar los bloques estimados con Kriging ordinario con muestras de sondajes, versus muestras de producción, las distribuciones para las distintas UGs son similares pero con un sesgo hacia las muestras de producción; Esto se explica por la naturaleza del muestreo de terreno ya que los sectores en los cuales no es posible obtener muestras (tamaño adecuado para el ensayo), no son representados con valores, al contrario de lo que ocurre para los sondajes en que toda la columna se encuentra con datos, pues se usó un valor que representa en límite de detección del equipo (en este caso 0,01).

Por lo tanto existe una tendencia natural a “subestimar” el valor de Carga Puntual (figura 7.1).

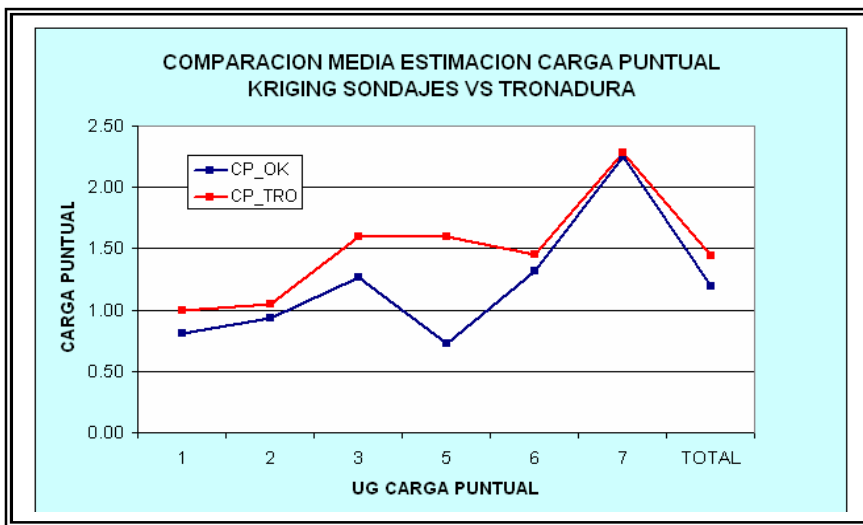


Figura 7.1:
Comparación Bloques
estimados versus
Bloques Producción
para Carga Puntual.

Para el RQD al realizar una comparación similar (estimación con sondajes versus muestras de terreno), se observa un sesgo considerable a favor de las muestras de producción (figura 7.2), esto puede deberse a que la información disponible de mapeos de frentes es muy exigua y muy zonificada, además que los métodos de cálculo difieren en su naturaleza, una medición directa en sondajes versus una estimación a través de una relación empírica de Palmstrom (explicada en la sección 4.2.ii)

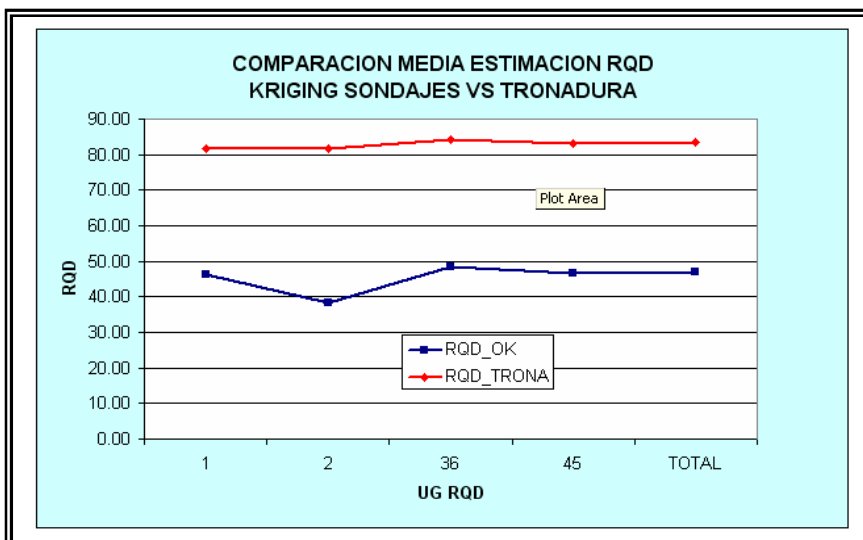


Figura 7.2:
Comparación Bloques
estimados versus
Bloques de Producción
para RQD.

7.2 ANÁLISIS DE DERIVA

Otro chequeo estadístico que frecuentemente se realiza es el llamado análisis de la deriva. Para el modelo de Carga Puntual se observa que al comparar los valores de bloques estimados versus las muestras tenemos que en la vertical este efecto es notorio (figura 7.3), y de mayor magnitud que en la ESTE y NORTE, esto se explica principalmente por la influencia del tipo de alteración, que va gradando desde la superficie hacia cotas más bajas en intensidad y extensión.

Ahora bien por definición el Kriging es un estimador que “suaviza” la distribución, por lo tanto al comparar ambas curvas, la de las muestras (compósitos usados en la estimación) presenta una mayor dispersión.

Para el RQD el efecto es similar con una mayor magnitud de la deriva ESTE, esto podría significar un mayor control estructural en el sector Oeste del yacimiento. (Figura 7.4)

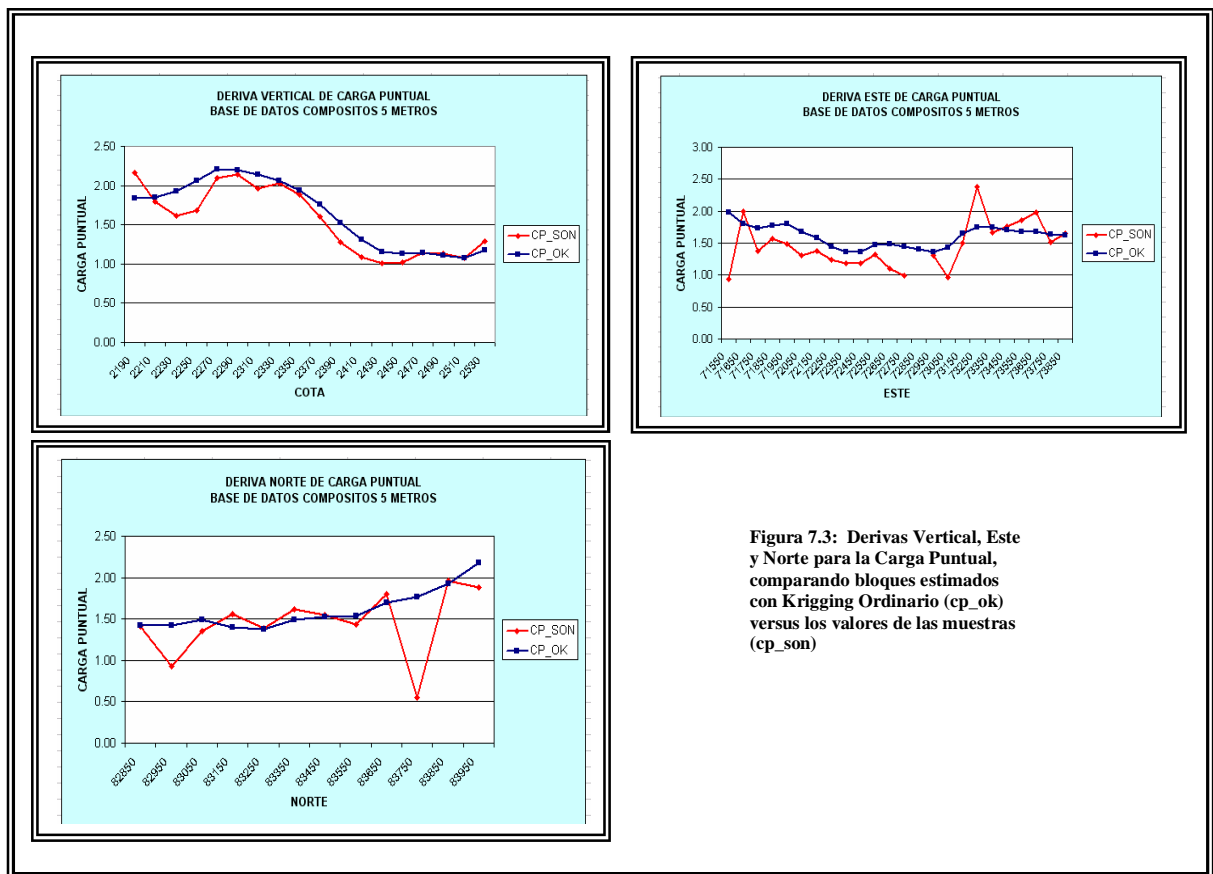


Figura 7.3: Derivas Vertical, Este y Norte para la Carga Puntual, comparando bloques estimados con Kriging Ordinario (cp_ok) versus los valores de las muestras (cp_son)

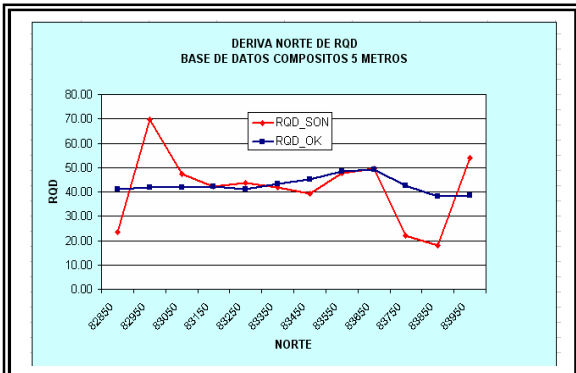
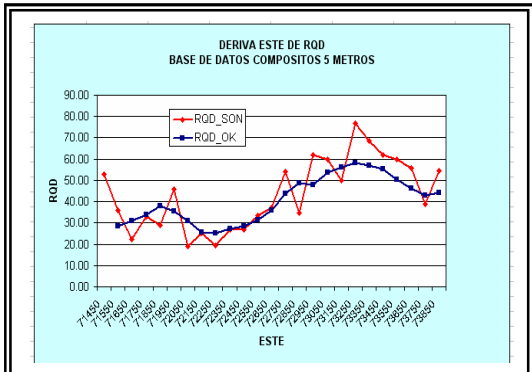
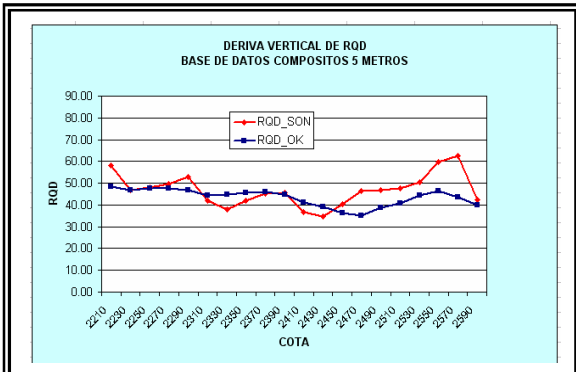


Figura 7.4: Derivas Vertical, Este y Norte para RQD, comparando bloques estimados con Krigging Ordinario cp_ok) versus los valores de las muestras(cp_son)

7.3 VALIDACIÓN CON PRODUCCIÓN

Se realizó una comparación entre los mapeos de UGM en terreno por los geólogos de producción versus el modelo predictivo de Is₅₀ (figuras 7.5 a 7.10):

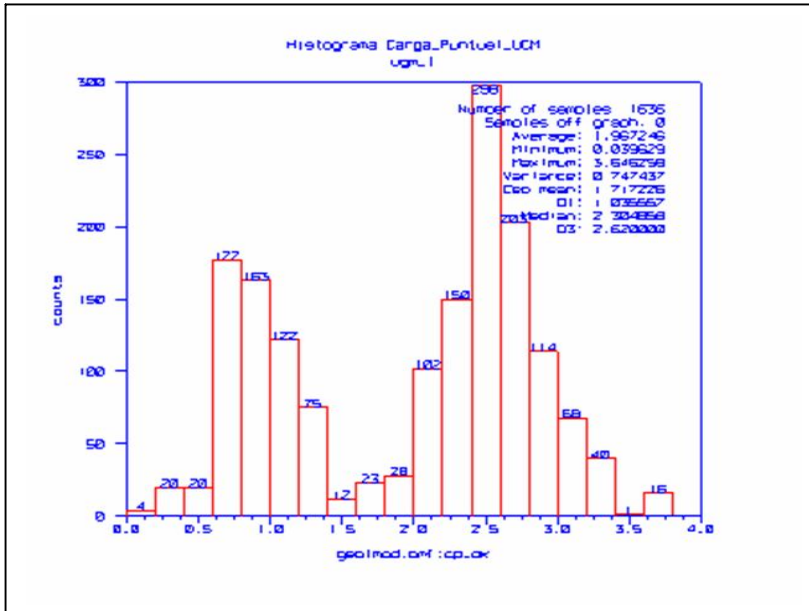


Figura 7.5: Histograma de valores de Is₅₀ del modelo para UGM OXSI, mapeada en terreno por geología de producción, valor promedio = 1.96

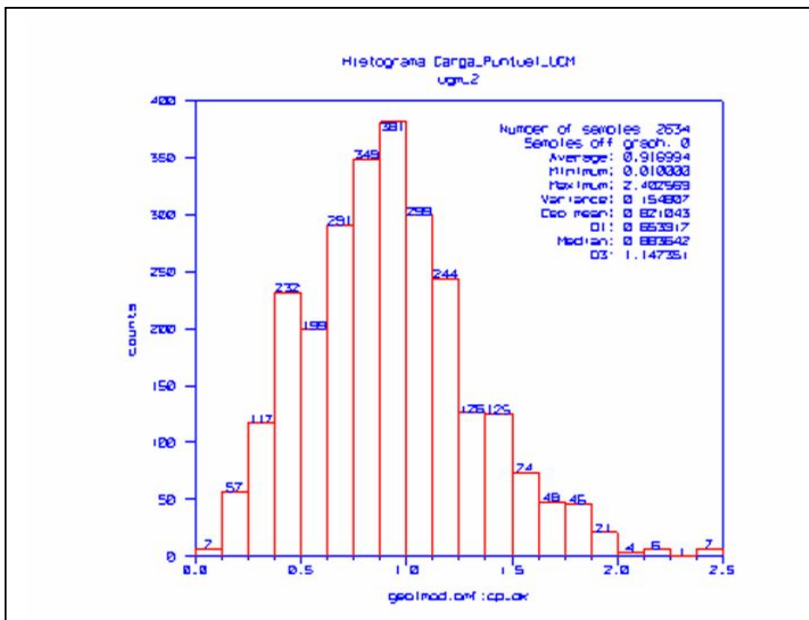


Figura 7.5: Histograma de valores de Is₅₀ del modelo para UGM OXSA, mapeada en terreno por geología de producción, valor promedio = 0.91

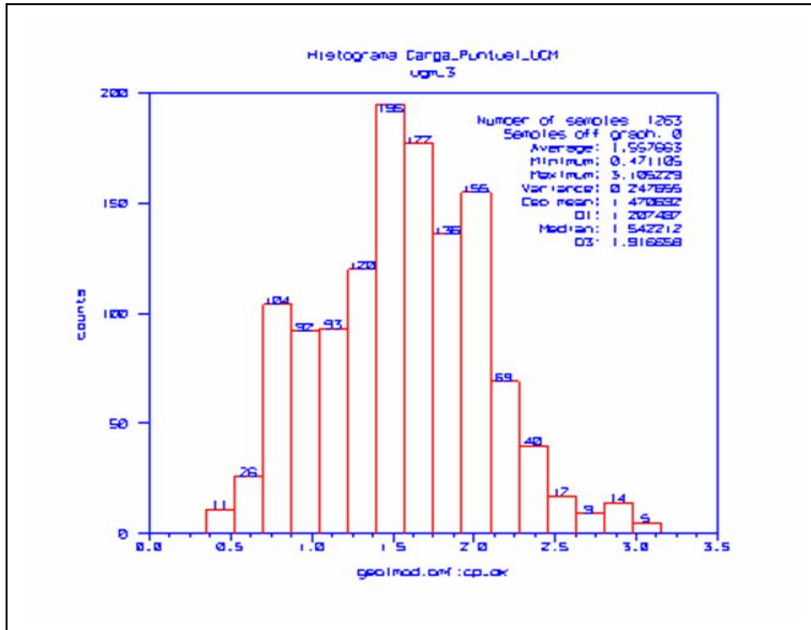


Figura 7.5: Histograma de valores de Is_50 del modelo para UGM SNSI, mapeada en terreno por geología de producción, valor promedio = 1.55

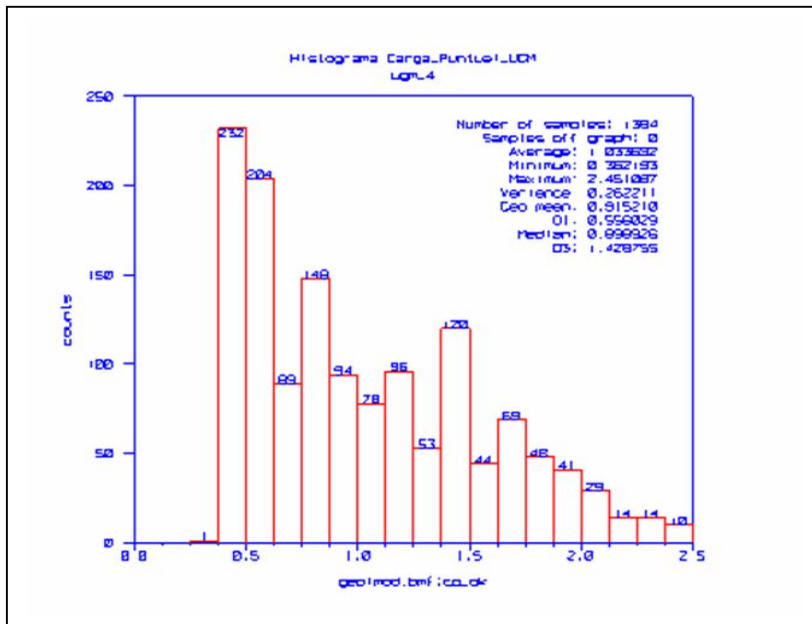


Figura 7.5: Histograma de valores de Is_50 del modelo para UGM SNSA, mapeada en terreno por geología de producción, valor promedio = 1.03

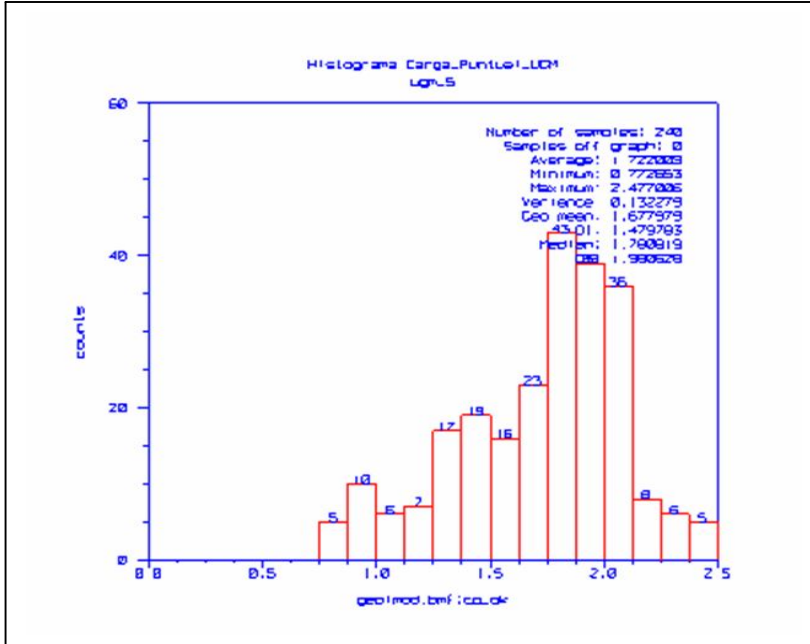


Figura 7.5: Histograma de valores de Is_50 del modelo para UGM SNSA, mapeada en terreno por geología de producción, valor promedio = 1.72

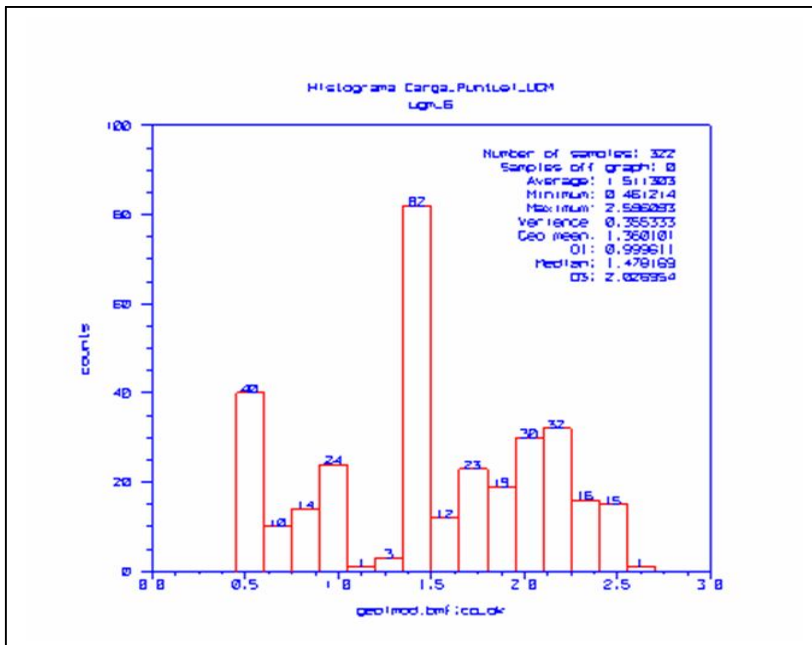


Figura 7.5: Histograma de valores de Is_50 del modelo para UGM HYP, mapeada en terreno por geología de producción, valor promedio = 1.51

Se observa una muy buena correlación en todos los casos, es decir cuando la unidad de mala calidad geotécnica como las UGM OXSA y SNSA es reconocida, los valores predichos por el modelo de IS_50 son bajos, por otro lado cuando las unidades son OXSI, SNSI, MSH e HYP los valores del modelo son altos tal como ocurre en la realidad.

7.4 VALIDACIÓN GRÁFICA DEL MODELO DE BLOQUES

El modelo de bloque fue chequeado en pantalla usando secciones y plantas, asegurando la inexistencia de inconsistencias en la estimación u otros errores o problemas evidentes. Al completar el proceso de chequeo, cada valor en el bloque debe ser explicado por los datos utilizados para estimarlo, los modelos de correlogramas utilizados, y el plan de Kriging aplicado. Además de chequear los valores estimados para cada variable, también se debe verificar las asignaciones de los dominios de estimación a los bloques, y la categorización de los mismos.

La validación gráfica tiene varios propósitos:

- Chequea que los valores estimados son razonables, basado en el plan de Kriging y los compósitos utilizados en la estimación.
- Chequea que los bloques estimados incorporen el modelo Geológico tal como fue interpretado.
- Chequea que la deriva general y las tendencias locales de los valores estimados sean razonables, comparadas con las tendencias de valores y deriva de los compósitos utilizados en la estimación.
- Chequea que la topografía haya sido correctamente incorporada al modelo de bloques.

En todos los casos los valores estimados para las variables tanto de Carga Puntual como RQD, se comportan de manera razonable, considerando los compósitos en los alrededores de cada bloque, y los planes de Kriging implementados.

7.5 DISCUSIÓN

El hecho de que la distribución de las medias por UG sea distinta para la estimación comparada con muestras de producción, no invalida el trabajo realizado ya que el sesgo observado es constante y explicado por la tendencia a recoger en terreno muestras susceptibles de ser ensayadas.

Para el RQD existe una gran diferencia explicada por el método de cálculo basado en una relación empírica que no parece funcionar en CMCC, sin embargo esto no invalida la estimación ya que la cantidad de información de sondajes supera largamente a la de bancos de producción.

Los ángulos obtenidos en las variografías concuerdan en gran parte con direcciones geológicas presentes en CMCC, por ejemplo la dirección NS y los sistemas N30° al Este y al Oeste son muy marcados, un sistema menor se da en la dirección E-W que no se evidencia muy bien en las variografías.

Los valores históricos muestran que para CMCC las resistencias en general son bajas comparadas con otros yacimientos (figura 7.6).

Existe una buena correlación (94%) entre las variables I_s_{50} y UCS al usar la relación $UCS = 22 \times I_s_{50}$, lo que favorece el uso del ensayo de carga puntual debido a que se pueden tomar muchos datos a un costo relativamente bajo comparado con el UCS (figura 7.7).

Sección	Sector	Litología	UCS [Mpa]	
			Promedio	Rango
Norte	1	Grava	-	-
	2	Ignimbrita	30	-
	3	Pórfido 1	3	-
	4	Pórfido 2	1	-
	5	Pórfido 3	3	-
	6	Pórfido 4	1	-
Norte-este	1	Grava	-	-
	2	Pórfido 1	40	-
	3	Pórfido 2	3	3-10
	4	Pórfido 3	25	-
	5	Pórfido 4	30	25-40
Este	1	Brecha	30	25-40
	2	Pórfido 1	35	25-50
	3	Pórfido 2	4	1-10
	4	Pórfido 3	30	25-50
Sur-este	1	Grava	-	-
	2	Ignimbrita	30	-
	3	Pórfido 1	3	-
	4	Pórfido 2	4	-
	5	Pórfido 3	25	25-35
Sur	1	Grava	-	-
	2	Ignimbrita	30	-
	3	Pórfido 1	3	-
	4	Pórfido 2	4	-
	5	Pórfido 3 / B	25	25-30
Sur-oeste	1	Grava	-	-
	2	Ignimbrita	30	-
	3	Pórfido 1	35	-
	4	Pórfido 2	4	-
	5	Pórfido 3	35	-
	6	Pórfido 4	25	-
Oeste	1	Grava	-	-
	2	Ignimbrita	30	-
	3	Pórfido 1	1	-
	4	Pórfido 2	25	25-40
	5	Pórfido 3	5	5-20
Nor-oeste	1	Grava	-	-
	2	Ignimbrita	30	-
	3	Pórfido 1	4	-
	4	Pórfido 2	1	-
	5	Pórfido 3	3	-
	6	Pórfido 4	1	-

Is_50	UCS [Mpa]
0.1	2
0.2	5
0.3	14
0.4	9.2
0.5	16
0.6	13.5
0.7	17
0.8	23
0.9	18
1	32
1.1	27
1.2	27
1.3	30
1.4	35
1.5	33
1.6	35.2
1.7	38
1.8	40.1
1.9	42.4
2	50

Figura 7.6: Valores históricos en CMCC para las distintas unidades de Is_50 y la relación entre Is_50 versus UCS al poderar el valor de Is_50 por 22.

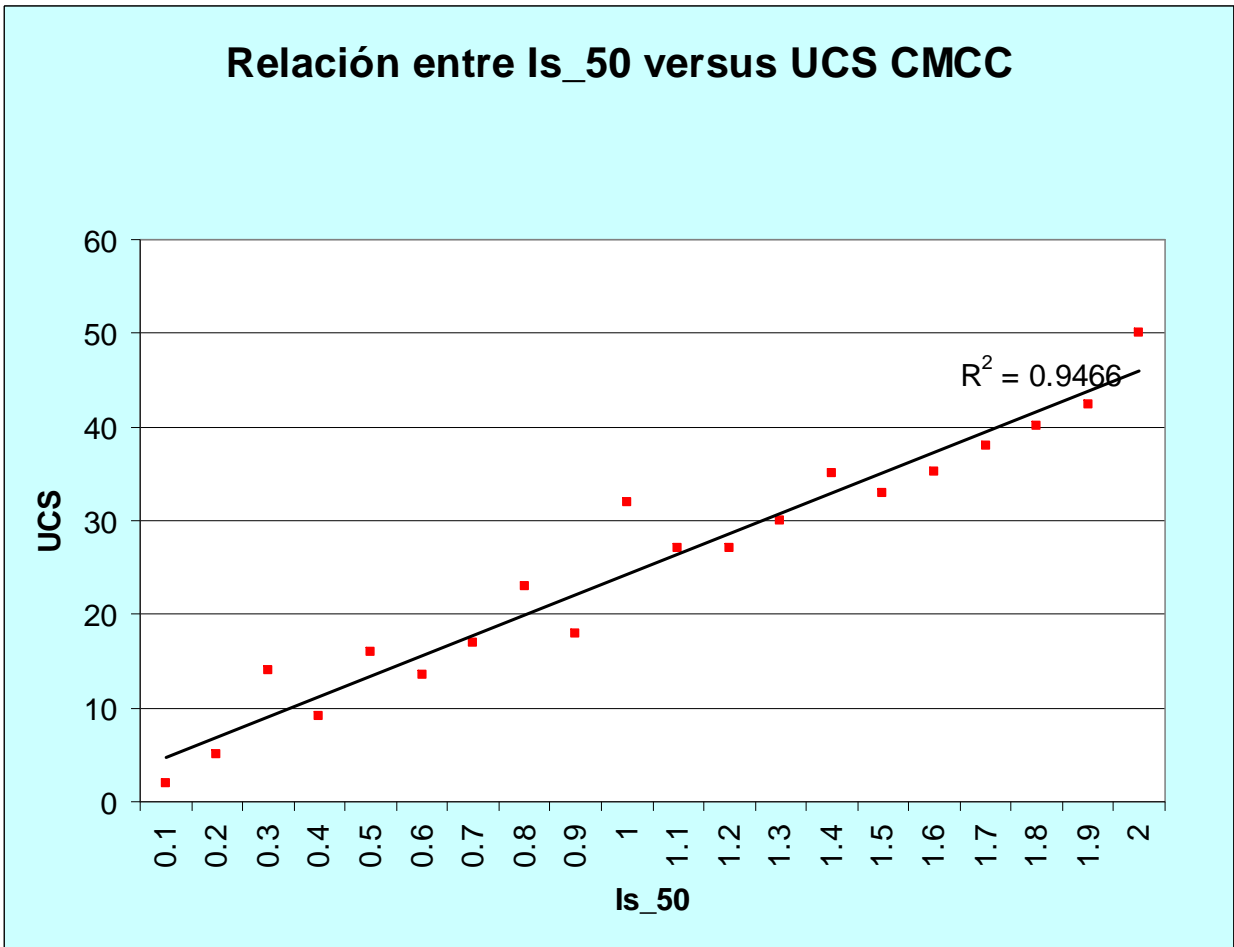


Figura 7.7: Gráfico mostrando la relación Is_50 versus UCS para CMCC.

VIII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El modelo predictivo de las variables Is₅₀ y RQD, es un avance para la operación ya que puede ser usado para los siguientes fines:

- Planificación de tronaduras, tomar las distintas áreas a tronar dentro los planes semanales y mensuales y diseñar las mallas de perforación para las distintas unidades UGM.
- Planificación de corto plazo y metalurgia, en donde se da una idea de la calidad de los materiales disponibles para las mezclas de minerales enviadas a proceso, ya que hay una alta correlación entre unidades de mala calidad metalúrgica con valores bajos de Is₅₀ y RQD. (grado de fracturamiento, alteración intensa y contenidos altos de arcillas que inciden en la percolación de los fluidos en las pilas de lixiviación).
- Para el área de geotecnia sirve para tener una noción de la resistencia de los materiales para así seleccionar dominios y envíos de muestras para ensayos más acabados.

La correlación entre unidades geometalúrgicas de mala calidad reconocidas en terreno por geología de producción y los valores bajos de Is₅₀ y RQD (%) es alta, lo que valida el método usado.

Existe una clara diferencia de durezas y grado de fracturamiento en el yacimiento si lo dividimos en sectores Este y Oeste si tomamos como referencia la coordenada 73.000E, hacia el Oeste claramente los valores son muy bajos al contrario de lo que ocurre en el Este.

Este hecho se debe claramente a que existe una fuerte alteración (principalmente argílica y fílica con Sericita > Sílice), en el sector Oeste del yacimiento. Adicionalmente se observa un fuerte fracturamiento en esta área lo que favorece a la baja competencia del macizo. Así entonces tenemos que la resistencia del macizo rocoso en CMCC es en general baja comparada (según ISRM si tomamos los valores tabulados se obtiene un rango entre R2 y R3 en promedio) con otros yacimientos, debido en gran parte al grado de alteración presente.

Esto último da una señal de alerta para el futuro, ya que las fases de explotación como la 7, 8 y 9 muestran los valores más bajos para Is₅₀ y RQD, pensando en que las UGM de dichos sectores puedan causar problemas en la planta de beneficios.

Hay una mayor necesidad en el futuro para las fases 7, 8 y 9 de controlar los taludes con el fin de mantener su estabilidad mientras la operación lo requiera.

Se observa una clara tendencia en la vertical a mejorar en cuanto a valores de Is₅₀ a medida que se baja en cota, esto se explica pues el grado de alteración de las rocas de niveles inferiores es más bajo (generalmente en los bordes del sistema, así por ejemplo vemos que la alteración argílica tiene muy bajos valores de Is₅₀), así la competencia del macizo aumenta. Para el caso del RQD no se observa una deriva clara en la vertical.

Al comparar las muestras de producción versus la estimación a partir de sondajes se observa un sesgo a favor de las primeras, debido a que el muestreo en terreno se realiza sobre unidades discretas y no en forma continua como sucede con los sondajes de diamantina.

La categorización usando una metodología análoga a la de leyes de cobre (pasadas de Kriging), nos da que alrededor de un 60% de los bloques dentro del pit final quedan estimados con las pasadas 1 y 2 para el Is₅₀, mientras que para el RQD este porcentaje sube a alrededor de un 70%. Fuera del pit los bloques estimados en la tercera pasada aumentan en porcentaje ya que la búsqueda se hace menos restrictiva debido a la escasez de muestras.

Se observa una buena correlación entre el I_s_{50} y el UCS lo que permite seguir con el test de carga puntual a futuro por ser una alternativa de bajo costo y versátil (gran número de muestras).

Se recomienda en el futuro en lo posible ante la eventualidad de realizar sondajes de diamantina, realizar los ensayos ya descritos para poder alimentar al modelo y robustecerlo en representatividad espacial.

Realizar un programa de reconciliaciones, en donde se comparen datos obtenidos en terreno versus el modelo para así corregir posibles desviaciones.

Confeccionar un modelo estructural para definir en mejor forma las zonas con fracturamientos característicos.

Los usuarios principales de este Modelo debieran ser Planta e Ingeniería-Operaciones mina a través de Tronadura y Planificación de largo y corto plazo, así también Geología y Geotecnia, por lo tanto, el provecho que se puede obtener es muy alto y va depender de las distintas áreas involucradas el tener una adecuada retroalimentación con el fin de optimizar el modelo a medida que la explotación avance.

IX REFERENCIAS

- Acuña, E. (2005). Geoestadística aplicada al yacimiento Cerro Colorado, Provincia de Iquique. Región de Tarapacá. Chile. Memoria de Título Geólogo (inédito). Universidad de Concepción, 143p.
- Avendaño, J. (2006). Difracción de rayos-X cuantitativa (método de Rietveld) en la caracterización de alteración argílica en el yacimiento de Cu Cerro Colorado I Región, Chile.
- Börgel, R. (1982). Geomorfología. In Geografía de Chile. Tomo II. Instituto Geográfico Militar: 182p. Santiago.
- Brook, (1985). International journal of rock mechanics and mining sciences, vol. 22, n°2, 61-70.p
- Bouzari, F.; Clark, A. (2002). Anatomy, evolution, and metallogenic significance of the supergene orebody of the Cerro Colorado porphyry copper deposit. I region, northern Chile. Economic Geology. 97(8):1701-1740.
- Brügger, J (1918). Informe sobre el agua subterránea de la Región de Pica. Boletín de la Sociedad Nacional de Minería. 3. 70 p. Santiago.
- Brügger, J (1950). Fundamentos de la Geología de Chile. Instituto Geográfico Militar. 370p.
- Cepeda, A. *et al.* (1982). Geological Assessment of the Cerro Colorado, Chile.
- Camus, F. (2001). A Special Issue Devoted to Porphyry Copper Deposits of Northern Chile. Economic Geology; v. 96; no. 2; p. 233-237.
- Díaz *et al* (2006). Modelo Geotécnico de Mina Cerro Colorado, Informe inédito.
- Deutsch, C and Journel, A. (1998). Gslib: Geostatistical Software Library and User's Guide.
- Deutsch, C. Correcting for negative weights in ordinary Kriging. Computer & Geosciences, 22(7): 765-773, 1995.
- Deere, D. U. 1964. "Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes," Rocks Mechanics and Engineering Geology, Vol 1. N°. 1, pp. 17-22.

- E-rock index properties. (2004). International Journal of Rocks Mechanics and Mining Sciences.

- Galli, C. (1957). Las Formaciones geológicas en el borde occidental de la Puna de Atacama, sector de Pica, Tarapacá. Revista Minerale. 12(56): 14-26. Santiago.

- Galli, C. (1968). Carta Geológica de Chile 18: Cuadrángulo Juan de Morales. Provincia de Tarapacá. Escala 1:50.000. Instituto de investigaciones Geológicas de Chile. 53 p. Santiago.

- Galli y Dingman, R. (1962). Cuadrángulos Pica, ALCA, Matilla, y Chacarilla, con un estudio sobre recursos de agua subterránea, Provincia de Tarapacá. Instituto de Investigaciones Geológicas, Carta Geológica de Chile, N°7-10, 125 p.

- González de Vallejo, Ferrer, Ortuño y Oteo. (2002). Ingeniería Geológica, Pearson Educación, Madrid, 744p.

- ISRM (1981), suggested methods In - Rock characterization testing and monitoring, Oxford: Pergamon Press.

- Jerez, O. (2006). Efecto de la ganga reactiva en la lixiviación de mezclas de minerales sulfurados y oxidados de cobre. Compañía Minera Cerro Colorado. Memoria de título Ingeniero Metalúrgico (Inédito). Departamento de Ingeniería Civil Metalúrgica, Universidad de Concepción. 133p.

- Journel, A. & Huijbregts, Ch. (1978) Mining Geostatistic, Academic Press.

- Moreno (2005). Modelo Estructural Mina Cerro Colorado, Informe inédito.

- Köppen, W. (1936). Das gepographische System der Klimate In Handbuch der Klimatologie. Band I, Teil C; Berlín, Alemania. 44p.

- Thomas, A. (1967). Carta Geológica de Chile 17: Cuadrángulo Mamiña. Provincia de Tarapacá: Escala 1:50.000 Instituto de Investigaciones Geológicas de Chile. 49p. Santiago.

- Tulcanaza E. (1999). Evaluación de Recursos y Negocios Mineros. 350p.

ANEXOS

Sistemas de clasificación usados para clasificar los resultados obtenidos de la estimación:

Dureza ISRM (International Society for Rock Mechanics)

Dureza	Descripción Calidad de Roca	UCS(Mpa)
R0	Extremadamente Bajo	0.25-1
R1	Muy débil	1-5
R2	Débil	5-25
R3	Moderadamente Resistente	25-50
R4	Resistente	50-100
R5	Muy Resistente	100-250
R6	Extremadamente Resistente	>250

R.Q.D (%)	Calidad de la roca
0 - 25	Roca muy mala
25 - 50	Roca mala
50 - 75	Roca regular
75 - 90	Roca buena
90 - 100	Roca excelente

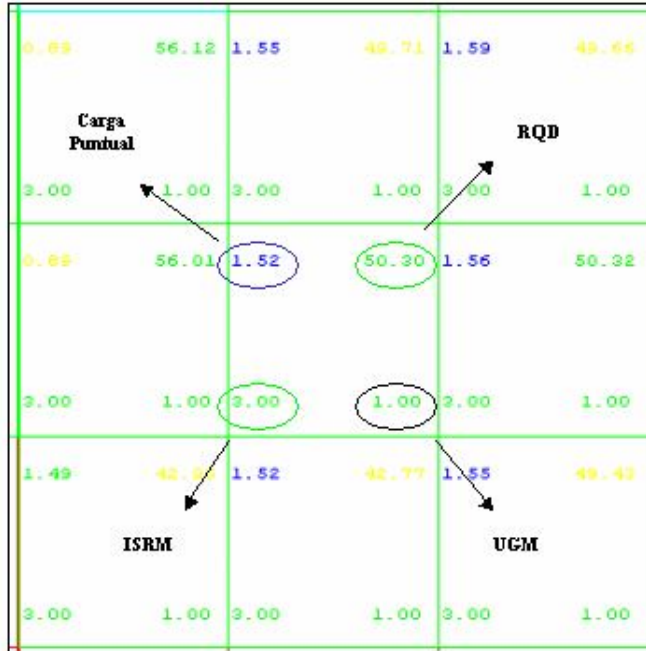
Tabla con la clasificación para durezas %RQD.

Tabla con la clasificación ISRM para durezas.

LITOLOGÍA		ALTERACIÓN		TIPO DE MINERAL		UGM	
0	GRAVAS	1	FÍLICA	0	LIXIVIADO	0	LIXIVIADO
1	IGNIMBRITAS	2	ARGÍLICA	1	ÓXIDOS	1	OXSI
2	PÓRFIDOS	3	POTÁSICA	2	SULFUROS	2	OXSA
3	BRECHAS	4	CLORÍTICA	3	MIXTO	3	SNSI
4	ANDESITAS	5	SILICIFICACIÓN	4	HIPÓGENO	4	SNSA
5	DIQUES	6	ALUNITA			5	HYP
						6	MSH

Tabla con los códigos usados para los distintos atributos tales como Litología, Alteración Tipo de Mineral y UGM.

Ejemplo de Visualización de Variables en Modelo de Dureza



Visualización Modelo de Bloques.

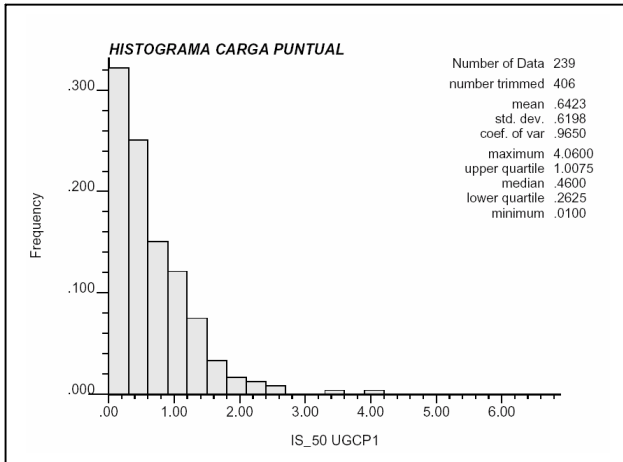
ABREVIATURAS

Is_50	: Índice que estandariza el valor de resistencia a la carga puntual, a una probeta de 50 mm de diámetro.
RQD	: Cuociente que relaciona la suma de las longitudes de los trozos de testigos mayores a 10cm versus el total del tramo en cuestión.
CMCC	: Cia. Minera Cerro Colorado
GSLIB	: Geostatistical Software Library
EDA	: Exploratory Data Analysis
CuT	: Análisis de cobre total
CuS	: Análisis de cobre soluble
UGM	: Unidad Geometalúrgica
UG	: Unidades Geológicas de estimación
OXSI	: Oxidados de cobre con alteración silícea
OXSA	: Oxidados de cobre con alteración argílica
SNSI	: Sulfuros secundarios con alteración silícea
SNSA	: Sulfuros secundarios con alteración argílica
HYP	: Sulfuros hipógenos
MSH	: Mezcla entre sulfuros secundarios e hipógenos
LIXI	: Material lixiviado
LAST	: Material destinado a botadero (lastre)
SMU	: Selection Mining Unit
VCF	: Variance Correction Factor
PIMA	: Portable Infrared Mineral Analyzer
UCS	: Uniaxial Compressive Strength
ISRM	: International Society for Rocks Mechanics

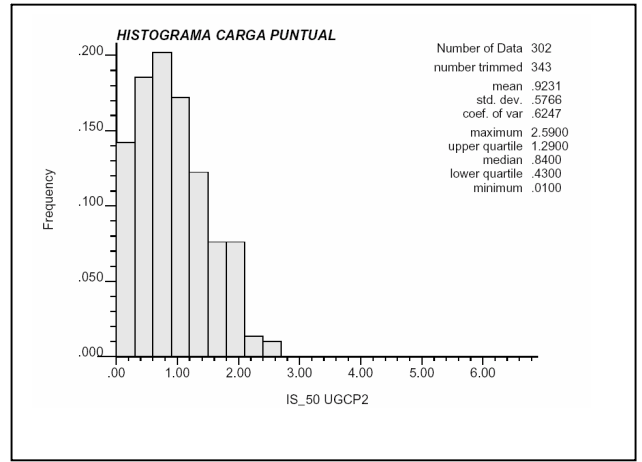
ANEXO A

HISTOGRAMAS Y ESTADÍSTICAS BÁSICAS

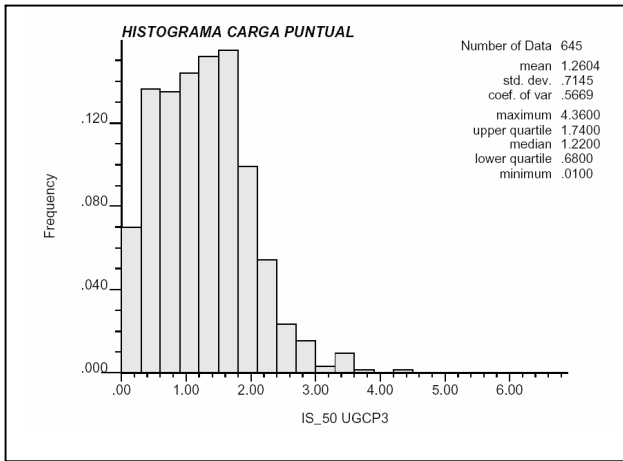
UGs (DOMINIOS DE ESTIMACIÓN) PROPUESTOS



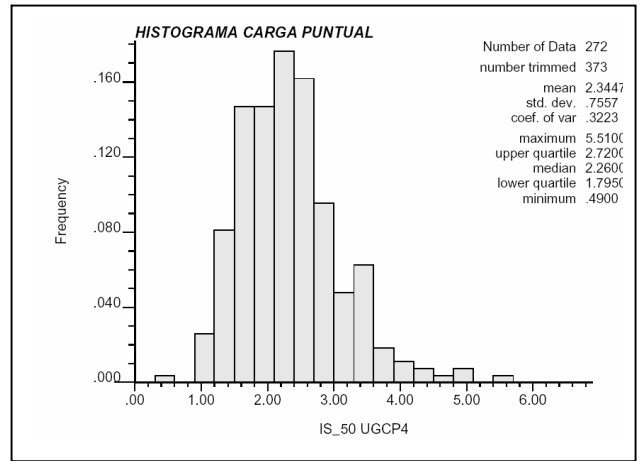
Histogramas y Estadísticas de UG1, Carga Puntual



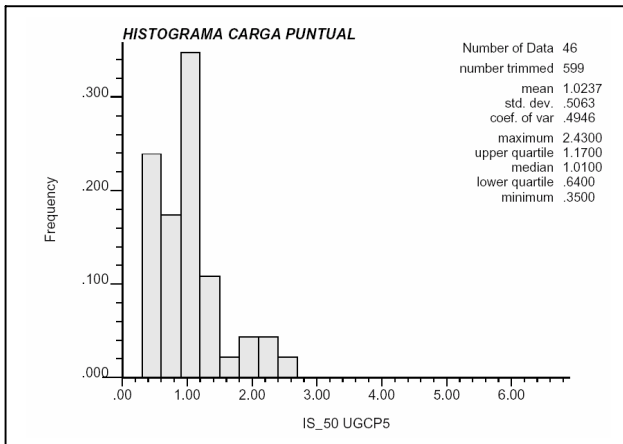
Histogramas y Estadísticas de UG2, Carga Puntual



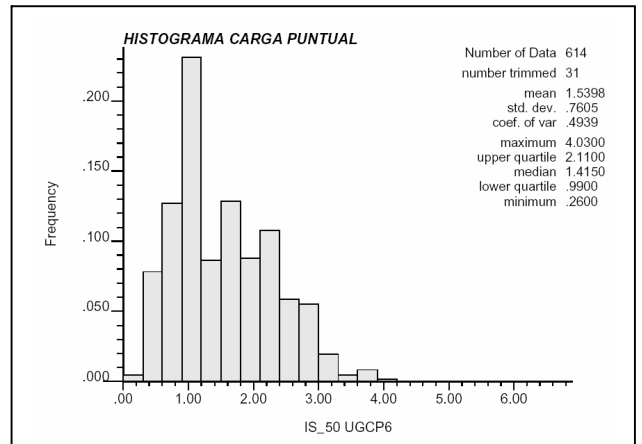
Histogramas y Estadísticas de UG3, Carga Puntual



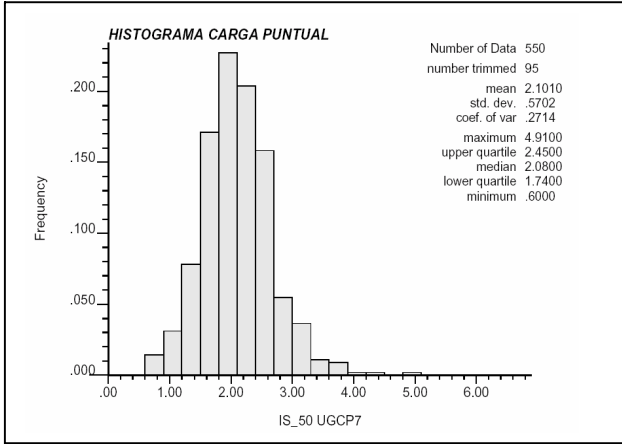
Histogramas y Estadísticas de UG4, Carga Puntual



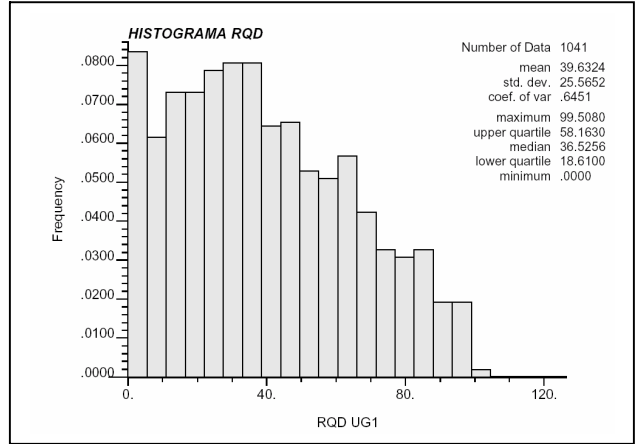
Histogramas y Estadísticas de UG5, Carga Puntual



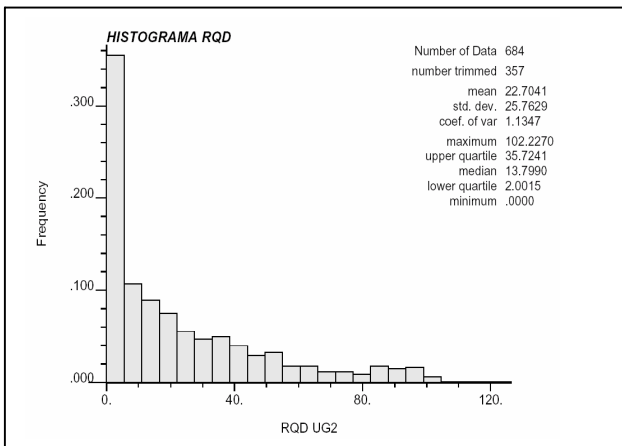
Histogramas y Estadísticas de UG6, Carga Puntual



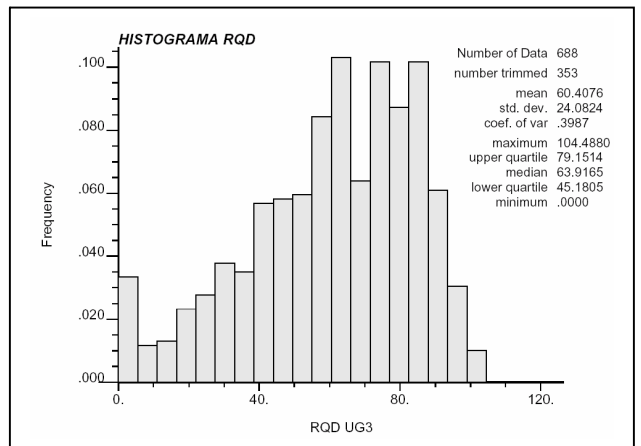
Histogramas y Estadísticas de UG7, Carga Puntual



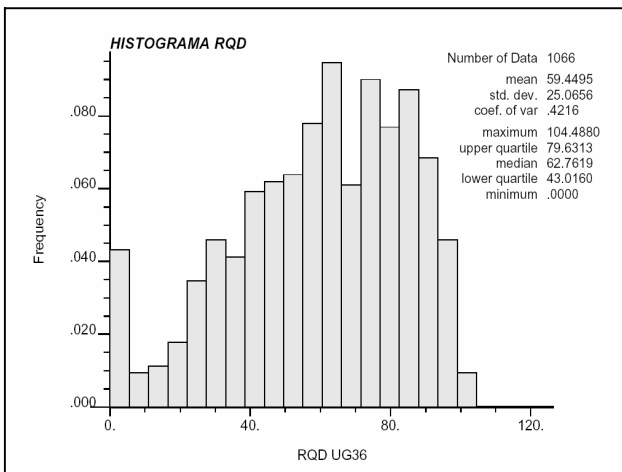
Histogramas y Estadísticas de UG1, RQD



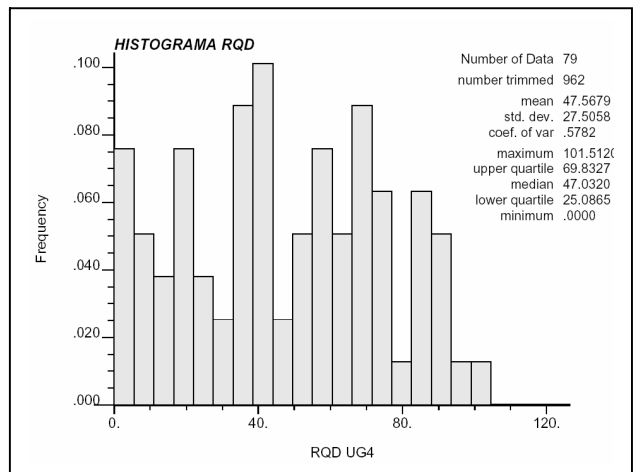
Histogramas y Estadísticas de UG2, RQD



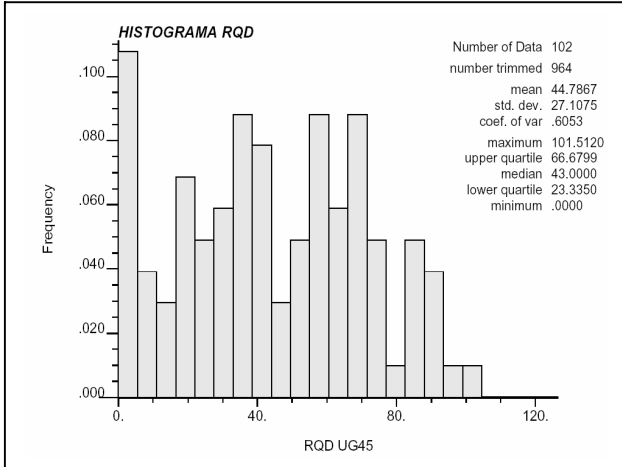
Histogramas y Estadísticas de UG3, RQD



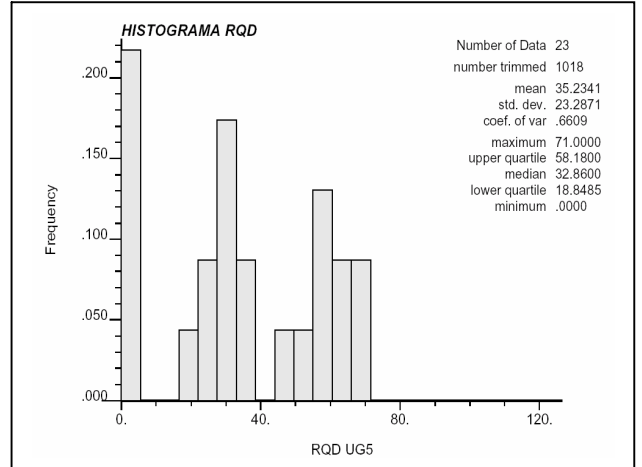
Histogramas y Estadísticas de UG36, RQD



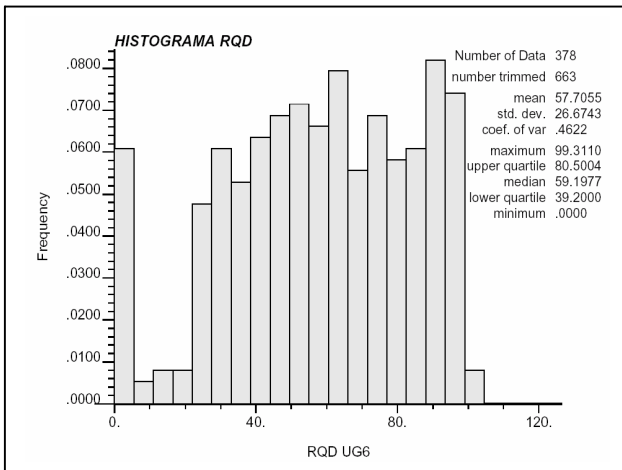
Histogramas y Estadísticas de UG4, RQD



Histogramas y Estadísticas de UG45, RQD



Histogramas y Estadísticas de UG5, RQD



Histogramas y Estadísticas de UG6, RQD

ANEXO B

MODELOS DE CORRELOGRAMAS POR UG

MODELO DE DUREZAS

CORRELOGRAMA 3D UGCP 1 & 5

Medsystem and Vulcan Rotation Conventions

Nugget ==> 0.050

C1 ==> 0.302

C2 ==> 0.648

First Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 0

RH Rotation about the X' axis ==> 0

LH Rotation about the Y' axis ==> 0

Range along the Z' axis ==> 20

Azimuth ==> 90 Dip ==> 90

Range along the Y' axis ==> 20

Azimuth ==> 360 Dip ==> 0

Range along the X' axis ==> 20

Azimuth ==> 90 Dip ==> 0

Second Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 0

RH Rotation about the X' axis ==> 0

LH Rotation about the Y' axis ==> 0

Range along the Z axis ==> 160

Azimuth ==> 90 Dip ==> 90

Range along the X' axis ==> 160

Azimuth ==> 90 Dip ==> 0

Range along the Y' axis ==> 160

Azimuth ==> 360 Dip ==> 0

Modeling Criteria

Minimum number pairs req'd ==> 350

Sample variogram points weighted by # pairs

CORRELOGRAMA 3D UGCP 2

Medssystem and Vulcan Rotation Conventions

Nugget ==> 0.135

C1 ==> 0.438

C2 ==> 0.427

First Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 0

RH Rotation about the X' axis ==> 0

LH Rotation about the Y' axis ==> 0

Range along the Z' axis ==> 80

Azimuth ==> 90 Dip ==> 90

Range along the Y' axis ==> 80

Azimuth ==> 360 Dip ==> 0

Range along the X' axis ==> 80

Azimuth ==> 90 Dip ==> 0

Second Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 0

RH Rotation about the X' axis ==> 0

LH Rotation about the Y' axis ==> 0

Range along the Z axis ==> 160

Azimuth ==> 90 Dip ==> 90

Range along the X' axis ==> 160

Azimuth ==> 90 Dip ==> 0

Range along the Y' axis ==> 160

Azimuth ==> 360 Dip ==> 0

Modeling Criteria

Minimum number pairs req'd ==> 350

Sample variogram points weighted by # pairs

CORRELOGRAMA 3D UGCP 3 & 6

Medsystem and Vulcan Rotation Conventions

Nugget ==> 0.100

C1 ==> 0.456

C2 ==> 0.444

First Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 26

RH Rotation about the X' axis ==> 14

LH Rotation about the Y' axis ==> 38

Range along the Z' axis ==> 90

Azimuth ==> 279 Dip ==> 50

Range along the Y' axis ==> 49

Azimuth ==> 26 Dip ==> 14

Range along the X' axis ==> 291

Azimuth ==> 127 Dip ==> 37

Second Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 48

RH Rotation about the X' axis ==> 6

LH Rotation about the Y' axis ==> 20

Range along the Z axis ==> 106

Azimuth ==> 302 Dip ==> 70

Range along the X' axis ==> 755

Azimuth ==> 140 Dip ==> 19

Range along the Y' axis ==> 1870

Azimuth ==> 48 Dip ==> 6

Modeling Criteria

Minimum number pairs req'd ==> 100

Sample variogram points weighted by # pairs

CORRELOGRAMA 3D UGCP 4 & 7

Medsystem and Vulcan Rotation Conventions

Nugget ==> 0.350

C1 ==> 0.041

C2 ==> 0.609

First Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 46

RH Rotation about the X' axis ==> -18

LH Rotation about the Y' axis ==> 56

Range along the Z' axis ==> 100 Azimuth ==> 327 Dip ==> 32

Range along the Y' axis ==> 100 Azimuth ==> 46 Dip ==> -18

Range along the X' axis ==> 100 Azimuth ==> 111 Dip ==> 52

Second Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 77

RH Rotation about the X' axis ==> 68

LH Rotation about the Y' axis ==> -22

Range along the Z axis ==> 506 Azimuth ==> 234 Dip ==> 20

Range along the X' axis ==> 28 Azimuth ==> 147 Dip ==> -8

Range along the Y' axis ==> 79 Azimuth ==> 77 Dip ==> 68

Modeling Criteria

Minimum number pairs req'd ==> 35

Sample variogram points weighted by inverse lag distance

CORRELOGRAMA 3D UG RQD 1

Medsystem and Vulcan Rotation Conventions

Nugget ==> 0.150

C1 ==> 0.370

C2 ==> 0.480

First Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> -20

RH Rotation about the X' axis ==> 15

LH Rotation about the Y' axis ==> 8

Range along the Z' axis ==> 49

Azimuth ==> 190 Dip ==> 73

Range along the Y' axis ==> 56

Azimuth ==> 340 Dip ==> 15

Range along the X' axis ==> 59

Azimuth ==> 72 Dip ==> 8

Second Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> -9

RH Rotation about the X' axis ==> -5

LH Rotation about the Y' axis ==> 3

Range along the Z axis ==> 70

Azimuth ==> 319 Dip ==> 84

Range along the X' axis ==> 640

Azimuth ==> 81 Dip ==> 3

Range along the Y' axis ==> 144

Azimuth ==> 351 Dip ==> -5

Modeling Criteria

Minimum number pairs req'd ==> 350

Sample variogram points weighted by # pairs

CORRELOGRAMA 3D UG RQD 2

Medssystem and Vulcan Rotation Conventions

Nugget ==> 0.100

C1 ==> 0.012

C2 ==> 0.888

First Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> -64

RH Rotation about the X' axis ==> 35

LH Rotation about the Y' axis ==> -1

Range along the Z' axis ==> 67

Azimuth ==> 114 Dip ==> 55

Range along the Y' axis ==> 142

Azimuth ==> 296 Dip ==> 35

Range along the X' axis ==> 41

Azimuth ==> 25 Dip ==> -1

Second Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> -39

RH Rotation about the X' axis ==> -7

LH Rotation about the Y' axis ==> 15

Range along the Z axis ==> 66

Azimuth ==> 256 Dip ==> 74

Range along the X' axis ==> 279

Azimuth ==> 49 Dip ==> 15

Range along the Y' axis ==> 543

Azimuth ==> 321 Dip ==> -7

Modeling Criteria

Minimum number pairs req'd ==> 100

Sample variogram points weighted by # pairs

CORRELOGRAMA 3D UG RQD 3

Medssystem and Vulcan Rotation Conventions

Nugget ==> 0.150

C1 ==> 0.513

C2 ==> 0.337

First Structure -- Exponential with Practical Range

LH Rotation about the Z axis ==> -47

RH Rotation about the X' axis ==> 1

LH Rotation about the Y' axis ==> -6

Range along the Z' axis ==> 158 Azimuth ==> 56 Dip ==> 84

Range along the Y' axis ==> 8 Azimuth ==> 313 Dip ==> 1

Range along the X' axis ==> 50 Azimuth ==> 43 Dip ==> -6

Second Structure -- Exponential with Practical Range

LH Rotation about the Z axis ==> 16

RH Rotation about the X' axis ==> -49

LH Rotation about the Y' axis ==> -76

Range along the Z axis ==> 2761 Azimuth ==> 95 Dip ==> 9

Range along the X' axis ==> 92 Azimuth ==> 177 Dip ==> -40

Range along the Y' axis ==> 1203 Azimuth ==> 16 Dip ==> -49

Modeling Criteria

Minimum number pairs req'd ==> 100

Sample variogram points weighted by # pairs

CORRELOGRAMA 3D UG RQD 4

Medsystem and Vulcan Rotation Conventions

Nugget ==> 0.150

C1 ==> 0.700

C2 ==> 0.150

First Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 14

RH Rotation about the X' axis ==> -2

LH Rotation about the Y' axis ==> 8

Range along the Z' axis ==> 60

Azimuth ==> 298 Dip ==> 82

Range along the Y' axis ==> 60

Azimuth ==> 14 Dip ==> -2

Range along the X' axis ==> 60

Azimuth ==> 104 Dip ==> 8

Second Structure -- Spherical

LH Rotation about the Z axis ==> 14

RH Rotation about the X' axis ==> -2

LH Rotation about the Y' axis ==> 8

Range along the Z axis ==> 150

Azimuth ==> 298 Dip ==> 82

Range along the X' axis ==> 150

Azimuth ==> 104 Dip ==> 8

Range along the Y' axis ==> 150

Azimuth ==> 14 Dip ==> -2

Modeling Criteria

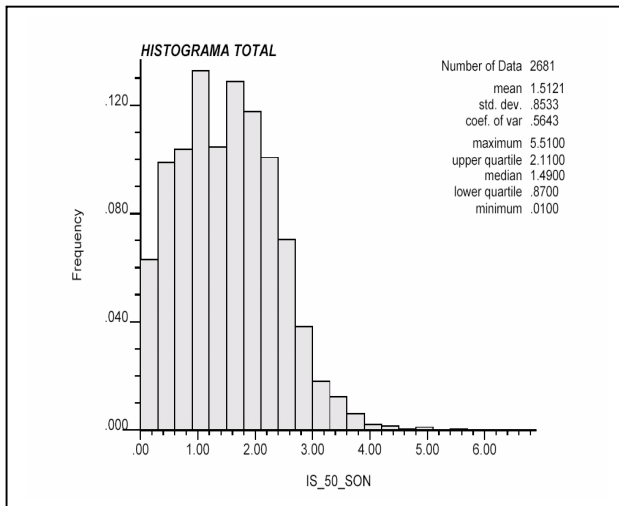
Minimum number pairs req'd ==> 30

Sample variogram points weighted by # pairs

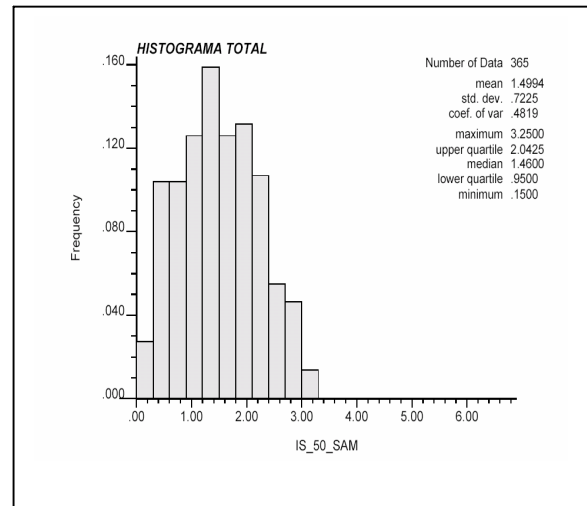
ANEXO C

HISTOGRAMAS Y ESTADÍSTICAS BÁSICAS

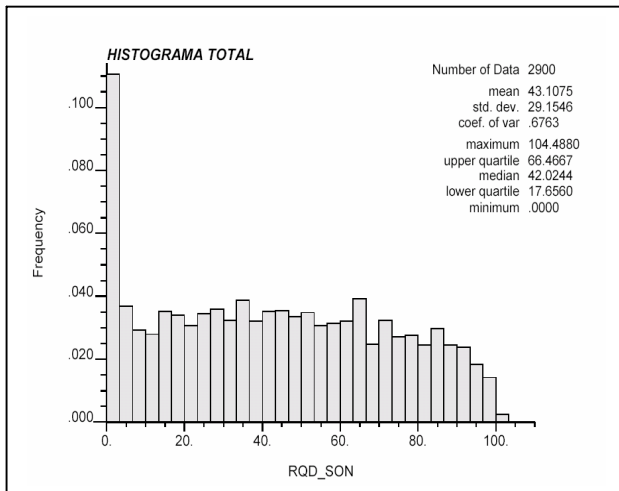
MODELO DE DUREZAS (BASE DE DATOS)



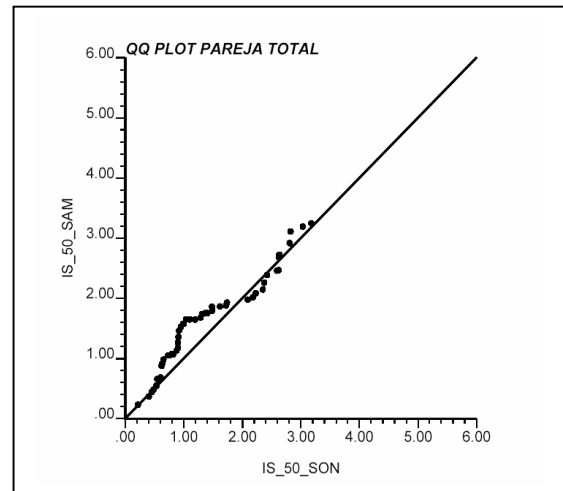
Histograma muestras sondajes Carga Puntual



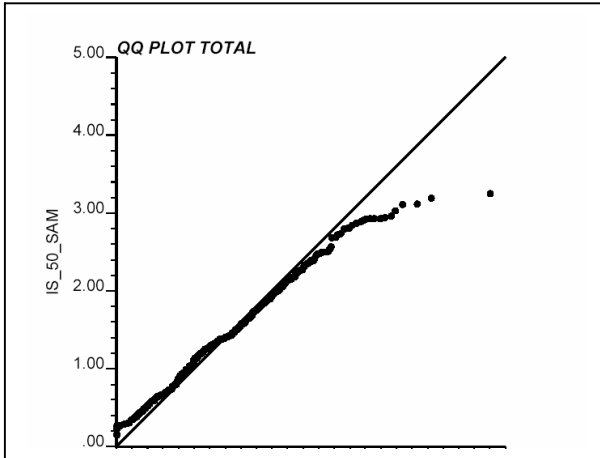
Histograma muestras de Producción Carga Puntual



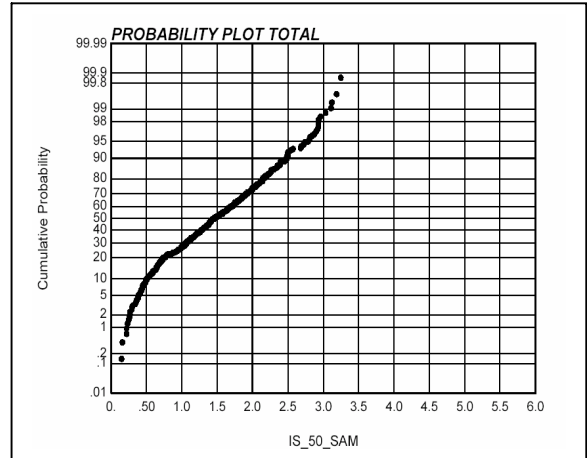
Histograma muestras de Sondajes RQD



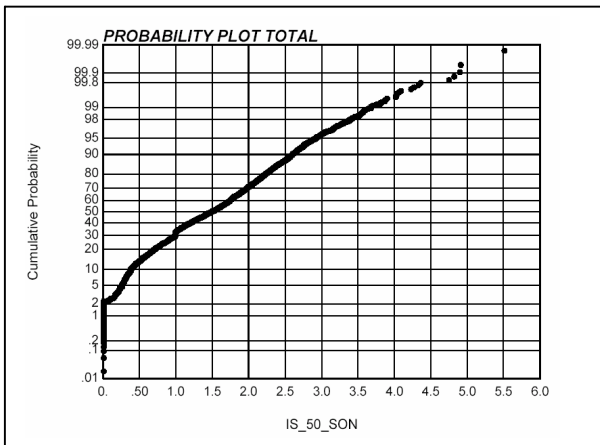
QQ-Plot Pareja Total muestras de Sondajes v/s Producción Carga Puntual



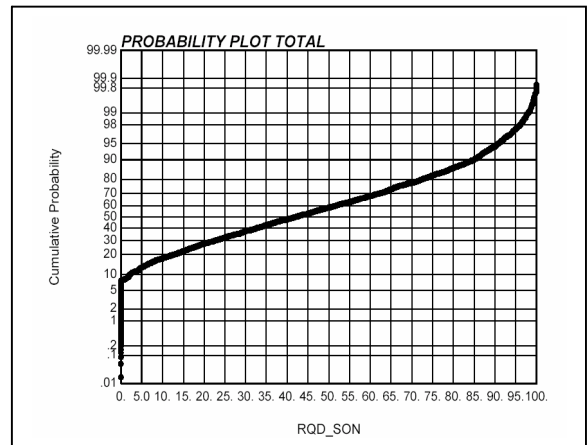
QQ-Plot muestras de Sondajes v/s Producción Carga Puntual



Probabilístico muestras de Producción Carga Puntual



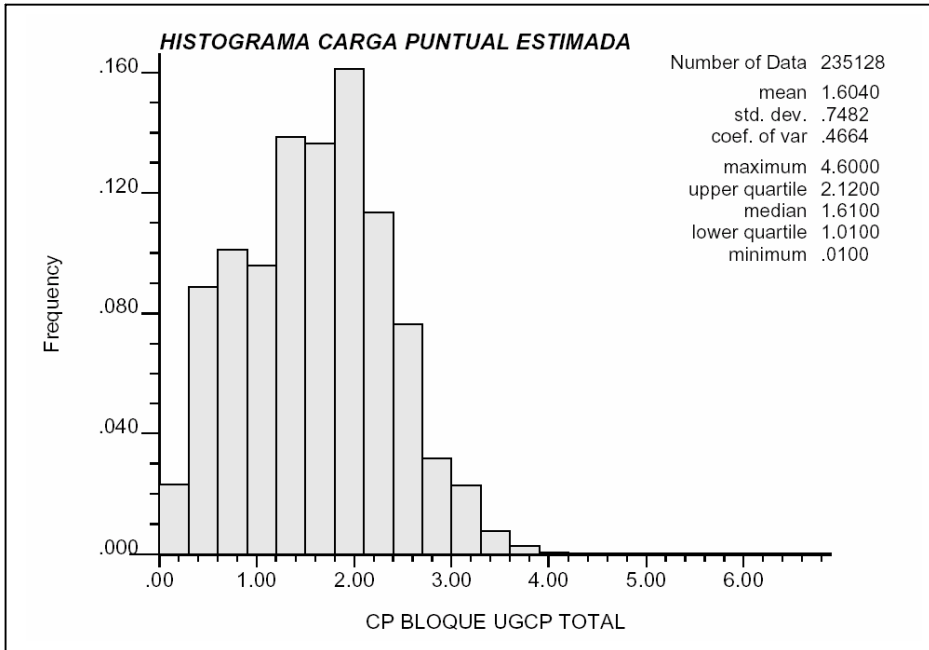
Probabilístico muestras de Sondajes Carga Puntual



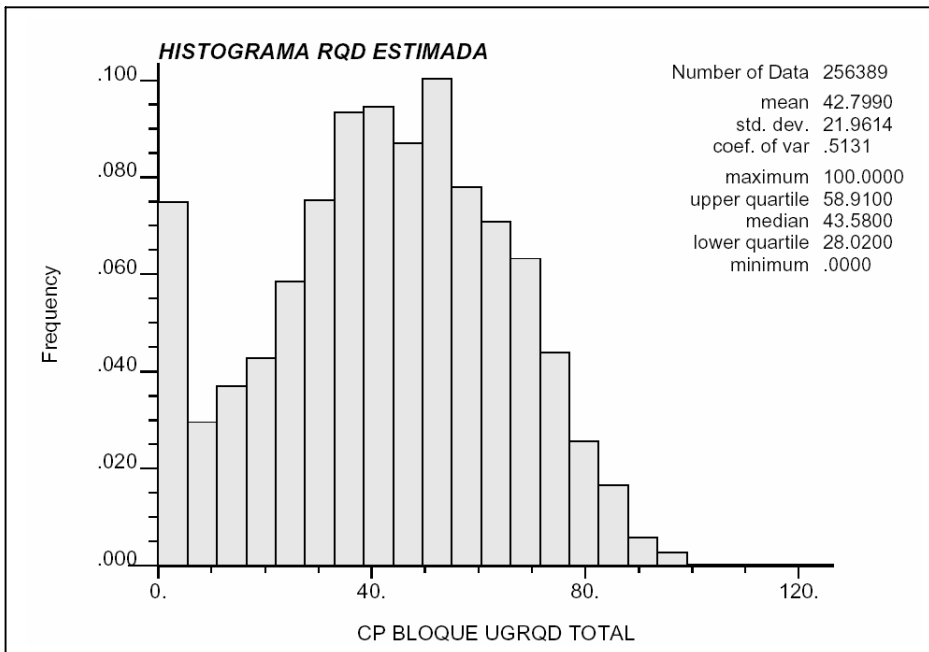
Probabilístico muestras de Sondajes RQD

HISTOGRAMAS Y ESTADÍSTICAS BÁSICAS

MODELO DE DUREZAS (MODELO DE BLOQUES)



Distribución Bloques estimados para el Incluyendo todas las Ug para la Carga Puntual



Distribución Bloques estimados para el Incluyendo todas las Ug para la RQD