

FACULTAD DE CIENCIAS
UNIVERSIDAD DE LA REPÚBLICA
LICENCIATURA EN GEOLOGÍA

***“Rasgos y principios geológicos del yacimiento
“Arenal Deeps” como base para un modelo de
estimación de recursos y reservas a mediano
plazo”***

TRABAJO FINAL DE LA LICENCIATURA EN GEOLOGÍA, PLAN 1997



IGNACIO FIGUEROA CAGNONE

Tutor: Pedro Oyhançabal

Facultad de Ciencias de la Republica

Co-Tutor: Ernesto Slavutsky

AÑO 2014

"No matter what prediction technique we apply to a variable, we are unlikely to achieve an acceptable result unless we take geological effects into account."

Houlding, S. (1994) "3D Geoscience Modeling: Computer Techniques for Geological Characterization". Springer

Resumen

La mina aurífera Arenal Deeps se localiza al sur del pueblo Minas de Corrales, en el departamento de Rivera, Uruguay. Este depósito es un yacimiento hidrotermal dentro de una zona de cizalla de tipo frágil-dúctil y es explotado mediante laboreos subterráneos desde el año 2010, luego de culminar la explotación a cielo abierto.

Este trabajo propone la generación de un modelo de estimación de recursos y reservas, que estuviera sustentado en una buena interpretación geológica del depósito y no únicamente en cálculos geoestadísticos basados en los valores de Au proporcionados por las muestras de sondajes diamantinos.

Para la obtención de la información geológica necesaria para llevar a cabo esto, se planteó una metodología de trabajo que incluyó: *i)* el mapeo del interior de la mina para los siete niveles más profundos de ésta, *ii)* la generación de un muestreo de calidad y de fácil implementación que consistió en tomar muestras de canaleta de los hastiales de todos los desarrollos que se disponían en forma transversal a la dirección del cuerpo mineralizado, *iii)* el replanteo de la estrategia de las perforaciones diamantinas en dos proyectos distintos (perforaciones *infill* destinadas a corroborar la información preexistente y las interpretaciones geológicas generadas en este trabajo, y perforaciones *brownfield* destinadas a generar información en zonas donde se carecía de ésta).

Concluida la obtención de nueva información geológica se generó un sólido en 3D del cuerpo mineralizado – denominado UG – que se encuentra circunscrito a la zona hidrotermalizada y engloba todas las rocas con una concentración de Au mayor a 0.1 ppm. Este cuerpo fue subdividido en cuatro dominios geológico-geoestadísticos debido a que el mapeo detallado permitió identificar tres fallas principales recortando la zona hidrotermalizada que funcionan como límites duros entre las rocas adyacentes. El estudio geoestadístico independiente de estos dominios evitó que las muestras ubicadas fuera del cuerpo mineral participaran en la estimación de los valores de la UG. La gran cantidad de nuevas muestras incluidas en la base de datos, producto de los muestreos de canaletas y de nuevos sondajes realizados, junto a la mejor comprensión geológica global del depósito permitió generar un nuevo modelo de estimación. La comparación de las reservas estimadas por este modelo con las leyes reportadas por planta luego de la extracción validó el modelo, dado que las diferencias siempre se mantuvieron dentro de un margen de error menor a $\pm 10\%$. Esto confirmó además el rol fundamental que, en la estimación de reservas, juega el conocimiento detallado de la naturaleza geológica de un depósito.

Abstract

*The Arenal Deep*s goldfield is located on the south of Minas de Corrales, a small village located in the department of Rivera, Uruguay. This deposit is a hydrothermal field within a brittle- ductile zone and it has been exploited by underground workings since 2010, after the end of the opencast exploitation.

The aim of this research was to generate a model for estimating resources and reserves, which was supported by a good geological deposit's interpretation and not only by geostatistical calculations based on the values of Au samples provided by several diamond drill cores.

In order to obtain the necessary geological information to accomplish this, a methodology was proposed which included: i) mapping the seven lowest levels of the mine, ii) quality sampling with easy implementation taking channel samples in the side walls of all the developments that were transversely oriented to the direction of the mineralized body, iii) the reformulated strategy of diamond drilling in two different projects (infill drilling intended to corroborate the geological information preexisting together with the interpretations generated in this research, and brownfield drilling in order to produce information in areas where it was absent).

After getting new geological information, a mineralized 3D solid body - called UG – was generated, this is limited to the hydrothermalized area and encompasses all the rocks with a concentration greater than 0.1 ppm Au. This body was divided into four geological-geostatistical domains as the detailed mapping identified three major faults cutting the hydrothermalized area that act as hard boundaries between the adjacent rocks. The independent geostatistical study of these domains prevented the mineral samples located outside the body to be involved in estimating values of the UG. The large number of samples included in the new database, is a result of channel samples and new drill holes and a better overall geological understanding of the deposit. All these allowed generating a new estimation model. The comparison of the estimated reserves of this model with the average grades reported after extraction did validate the model. In fact, the differences always remained within a margin of error smaller than $\pm 10\%$. This confirmed the fundamental role played by the detailed knowledge of the geological nature of a deposit when estimating reserves.

Índice

1.	Introducción	1
2.	Objetivos.....	3
2.1	Objetivo general	3
2.2	Objetivos específicos.....	3
3.	Ubicación y vías de acceso	4
4.	Antecedentes.....	5
4.1	Marco geológico regional.....	5
4.1.1	Terreno Nico Pérez.....	7
4.1.2	Complejo Granulítico Valentines-Rivera	7
4.1.3	Isla Cristalina De Rivera (ICR).....	7
4.1.4	Sucesión supracortical Neoproterozoica.....	8
4.1.5	Zona de Cizalla Rivera	8
4.1.6	Granitos Neoproterozoicos	9
4.2	Marco geológico local, mina Arenal Deeps	10
4.2.1	Litología.....	12
4.2.2	Alteración	16
5.	Marco teórico.....	17
5.1	Depósitos de oro en rocas metamórficas antiguas.....	17
5.2	Elementos componentes de la mina subterránea	20
5.2.1	Descripción de los métodos de explotación	22
5.3	Estadística, geoestadística y métodos geoestadísticos de estimación.....	25
5.3.1	Estadística descriptiva	25
5.3.2	Geoestadística.....	28
6.	Metodología de trabajo	35
6.1	Redefinición de litologías	35
6.1.1	Unidades litológicas.....	35
6.2	Recolección de información.....	40
6.2.1	Muestreo continuo en desarrollos subterráneos transversales	40
6.2.2	Mapeo geológico	43
6.2.3	Sondajes diamantinos.	48
7.	Aseguramiento de la Calidad y Control de Calidad (AC/CC).....	51
7.1	Conceptos	52
7.1.1	Aseguramiento de la calidad.....	52
7.1.2	Control de Calidad	53

7.2	Control de Calidad muestreo de hastiales	55
7.2.1	Análisis CA/CC hastiales	55
7.2.2	Conclusiones para el control de calidad.....	61
8.	Base de datos.....	62
9.	Plantas y secciones	63
9.1	Generación de planos base para la interpretación	63
9.1.1	Secciones horizontales; “plantas”	63
9.1.2	Definición de estructuras	64
9.1.3	Dominios geológicos.....	65
9.2	Secciones horizontales	70
9.3	Secciones verticales	71
10.	Definición del cuerpo mineralizado UG (sólido 3D)	72
10.1	Digitalización de secciones.....	72
10.2	Creación del sólido geológico preliminar.....	73
10.3	Creación de la UG final.....	75
11.	Análisis estadístico y geoestadístico de los datos:.....	77
11.1	Estudio exploratorio de datos (EDA)	77
11.2	Análisis de la distribución de la longitud de muestras.	80
11.3	Dominios Geológico-geoestadísticos.	81
11.4	Desagrupamiento	83
11.5	Definición de <i>topcut</i>	86
11.1	Estudios Variográficos.	92
11.1.1	Efecto pepita.....	92
11.1.2	Variogramas direccionales experimentales.....	93
11.1.3	Validación cruzada	95
12.	Generación del modelo de reservas y recurso:.....	97
12.1	Modelo de bloques	97
12.2	Interpolación	98
12.3	Validación del modelo de bloques	100
13.	Discusión final de algunos aspectos particularmente relevantes.....	104
13.1	Metodología de trabajo.	104
13.2	Modelo de estimación.....	107
14.	Conclusiones	111
15.	Agradecimientos.....	114
16.	Bibliografía.....	115
17.	Anexos	118

1. Introducción

El objeto de estudio del presente trabajo es la estimación de las reservas y recursos en la mina Arenal Deeps, primera mina subterránea mecanizada del Uruguay. La explotación de este depósito mineral comenzó en el año 2004, como una cantera a cielo abierto, desarrollándose hasta el año 2009. La continuidad del proyecto se vio interrumpida al haber alcanzado el último banco planificado. Si bien se tenía conocimiento que la mineralización continuaba en profundidad, no se consideró económicamente viable realizar una ampliación. En el año 2010 se comenzaron los trabajos de desarrollo para evaluar la factibilidad de una explotación mediante laboreos subterráneos.

Finalizada la explotación a cielo abierto se realizó una campaña de perforación exploratoria para definir mejor la mineralización en profundidad. La estimación de recursos para la viabilidad del proyecto subterráneo fue realizada por una consultora internacional.

En los dos primeros años de desarrollo de la mina subterránea, se utilizó el modelo realizado por la consultora para el diseño de los laboreos y la planificación de las futuras cámaras de producción. Debido a que el estudio se fundó casi exclusivamente en los tenores de los núcleos de perforación, al irse realizando la mina y generándose nueva información, se observó que el modelo presentaba determinadas falencias respecto a la ley así como en la determinación de las zonas mineralizadas. Esto generó la necesidad de realizar un nuevo modelo que se ajustara mejor a la realidad del depósito.

En consecuencia de ello se tomó como paradigma la necesidad de una mejor interpretación geológica previo a la realización del modelo de bloques (Modelo de ley y tonelaje).

La creación de un modelo geológico es la parte principal en la estimación de los recursos de un depósito, es decir, la cantidad de mineral/metal existente y su localización.

La experiencia a escala global ha demostrado que la dificultad en la estimación de recursos y reservas no está relacionada en sí con el método que se proponga utilizar, sino con la correcta interpretación de los rasgos y principios geológicos del área a estimar. Según Arseneau et al. (1997) un muestreo representativo, análisis validados y una buena interpretación geológica son la base principal para la estimación, la cual permite establecer la continuidad de la mineralización y la ley dentro del yacimiento.

Durante la interpretación, con el conocimiento que se tiene sobre las génesis de la mineralización, su continuidad, las estructuras que la controlan y sus límites, se definieron distintas unidades geológicas (zonas geológicas y estadísticamente homogéneas). Al ir definiendo los dominios de estas unidades, se van generando sólidos tridimensionales de los mismos, que representan su morfología y posición en el espacio.

Los límites o contornos para estas unidades se pueden clasificar en gradacionales o físicos. Para los yacimientos que presentan límites físicos “duros” es más fácil realizar el trazado de los contornos, ya que estos responderán a discontinuidades producto de estructuras, planos o contactos geológicos. En cambio para los contactos difusos se debe realizar el trazado de los contornos tomando en cuenta el factor económico, determinando un *cutoff*, valor para el cual la concentración del mineral de interés deja de ser económicamente rentable para su extracción.

Debido a lo antes expuesto, la inferencia del geólogo y su conocimiento del yacimiento es primordial para una buena estimación. No es de extrañar que los mismos datos analizados e interpretados por otro profesional que no tenga cabal comprensión del área arrojen resultados diferentes en el cálculo de recursos.

Si bien en la actualidad el desarrollo de *softwares* mineros, ha facilitado en gran medida la realización de estos modelos, se sigue partiendo de la interpretación de los datos recolectados y basándose en tres enfoques principales (Estevez, 2008)

- Interpretación basada en perfiles y secciones
- Interpretación basada en planos de isolíneas
- Principio de analogía o inferencia geológica

Viendo la necesidad de actualizar el modelo geológico, se implementaron nuevas metodologías de trabajo, las cuales consistieron en:

- Una nueva definición de las unidades litológicas dentro de la zona afectada por alteración hidrotermal.
- Mapeos de galerías a escala 1/250 relevando litología, alteración, estructuras, mineralización y venilleo.
- Reinterpretación de las estructuras que controlan la zona mineral tanto en los límites de techo y muro como así también dentro de la zona mineral.
- Muestreo de hastiales con el objetivo de determinar la continuidad horizontal de los cuerpos mineralizados.

- Modificación en la planificación de los pozos *infill* tanto para determinar nuevos blancos exploratorios como para tener una mayor predictibilidad en la asignación de leyes.

En base a toda esta nueva información recolectada y realizando una reinterpretación de los datos antiguos se pudo confeccionar el modelo geológico (BM_UG_v2.1) actualmente utilizado por el departamento de geología de Arenal Deeps.

No fue un trabajo sencillo ya que al ser la primera mina subterránea mecanizada del Uruguay no se contaba con la experiencia suficiente ni la formación académica específica en el tema. La generación de una metodología de trabajo que fuera productiva para la realización de este proyecto se efectuó en base a ensayo y error. Por lo tanto este trabajo final de tesis no solo quiere cumplir con los objetivos “teóricos” planteados, sino que pretende contribuir como material de aporte generado en esta experiencia, para quien lo quiera utilizar en cualquier otro proyecto subterráneo futuro.

2. Objetivos

2.1 Objetivo general

Se plantea como objetivo definir los rasgos geológicos del yacimiento Arenal Deeps que sirvan como base principal para la generación de un modelo de estimación de recursos y reservas con el fin de establecer la continuidad de la mineralización y la ley dentro del yacimiento.

2.2 Objetivos específicos

- Establecer una metodología de trabajo para la recolección de información geológica en minas subterráneas de depósitos precámbricos de tipo *Orogenic Gold*.
- Elaborar una sistemática de muestreo geoquímico y validar su representatividad.
- Elaborar un modelo geológico para el depósito.
- Crear un modelo de bloques para estimación de reservas, partiendo de un análisis geológico detallado.

3. Ubicación y vías de acceso

El yacimiento denominado Arenal Deeps se localiza en el departamento de Rivera, Uruguay. Está ubicado aproximadamente 100 kilómetros al sur de la capital departamental y a 3,5 kilómetros al sur de la localidad de Minas de Corrales. Se encuentra en la porción este de la carta topográfica H11, Minas de Corrales, 1:50.000 (1985) del Servicio Cartográfico Militar.

A la zona de estudio se accede desde el kilómetro 427 de la ruta Nacional N° 5 – paraje “Paso Manuel Díaz”– donde se toma la ruta Nacional N° 29 hasta la localidad de Minas de Corrales. A continuación se toma el empalme con la ruta N° 28 hasta el kilómetro 31.500 donde nace el camino vecinal de paso a través del padrón N° 6870. Recorriendo este camino por aproximadamente 3 kilómetros se ingresa a la zona de la mina.

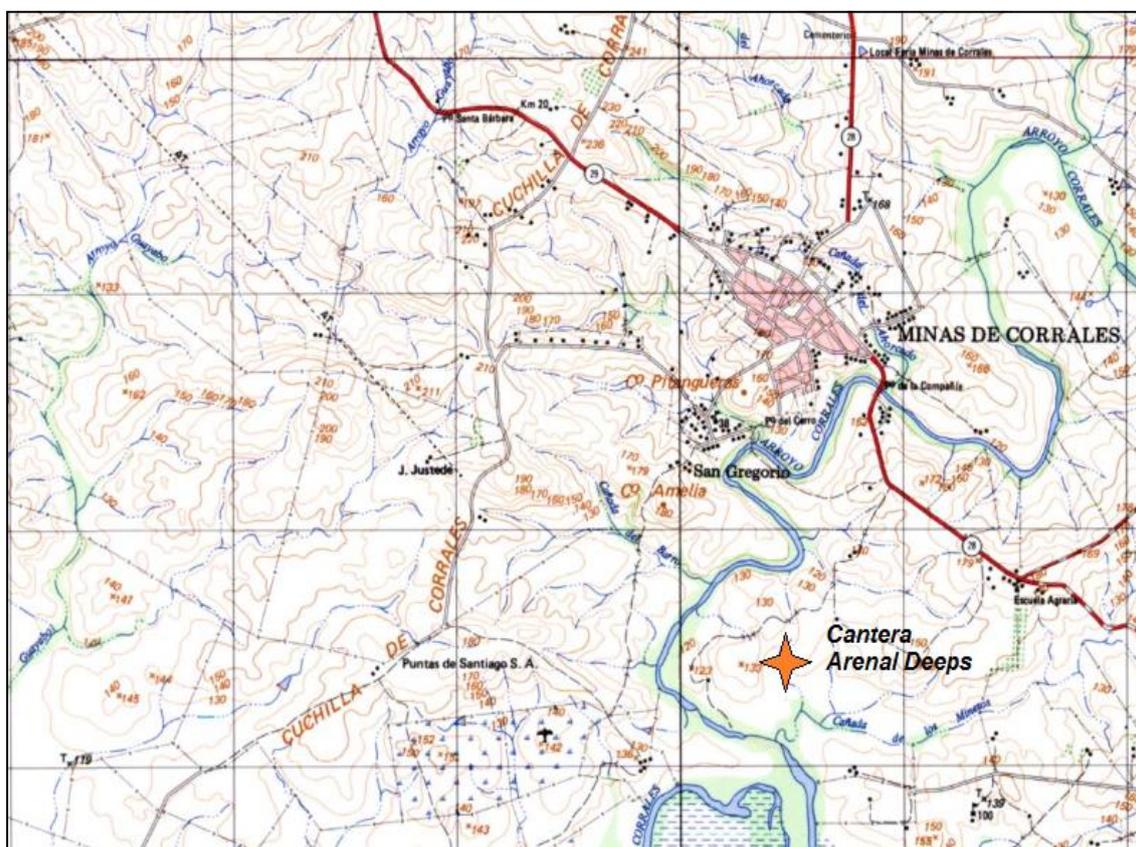


Figura 3-1 Porción noreste de la carta topográfica H-11, Mina de Corrales, servicio Geográfico Militar donde se señala la ubicación de la mina subterránea

El área para la cual se ha solicitado permiso de explotación, tiene una extensión de 229 hectáreas, pero el área de intervención o directamente afectada por la actividad de extracción y obras accesorias se restringe a una extensión de aproximadamente 100 hectáreas (Loryser S.A., 2010)

La propuesta de Bossi et al. (1998), sugiere que el territorio uruguayo puede ser dividido en tres terrenos precámbricos o unidades tectono-estratigráficas mayores: Terreno Piedra Alta (TPA), Terreno Nico Pérez (TNP) y Terreno Cuchilla de Dionisio (TCD). Estos se presentan separados por discontinuidades tectónicas de primer orden, las cuales son la Zona de Cizalla Sarandí del Yí (ZCSY) y la Zona de Cizalla Sierra Ballena (ZCSB). La ZCSY separa al TPA del TNP, mientras que la ZCSB separa el TNP del TCD.

Según Sánchez Bettucci et al. (2010a y 2010b) y Oyhantçabal et al. (2009), el basamento precámbrico uruguayo puede dividirse en dos unidades tectónicas mayores, que son los terrenos tectono-estratigráficos Piedra Alta (TTPA) y Nico Pérez (TTNP), los cuales conforman parte del Cratón Río de la Plata definido por Almeida et al. (1973). Estos, se encuentran separados por la falla de primera orden, definida como Zona de Cizalla Sarandí del Yí (ZCSY). Estos autores, localizan al TNP entre las zonas de cizalla de Sarandí del Yí y Fraile Muerto-María Albina siguiendo la propuesta de Preciozzi et al. (1979), definido como bloque Valentines y bloque Pavas (figura 4-2).

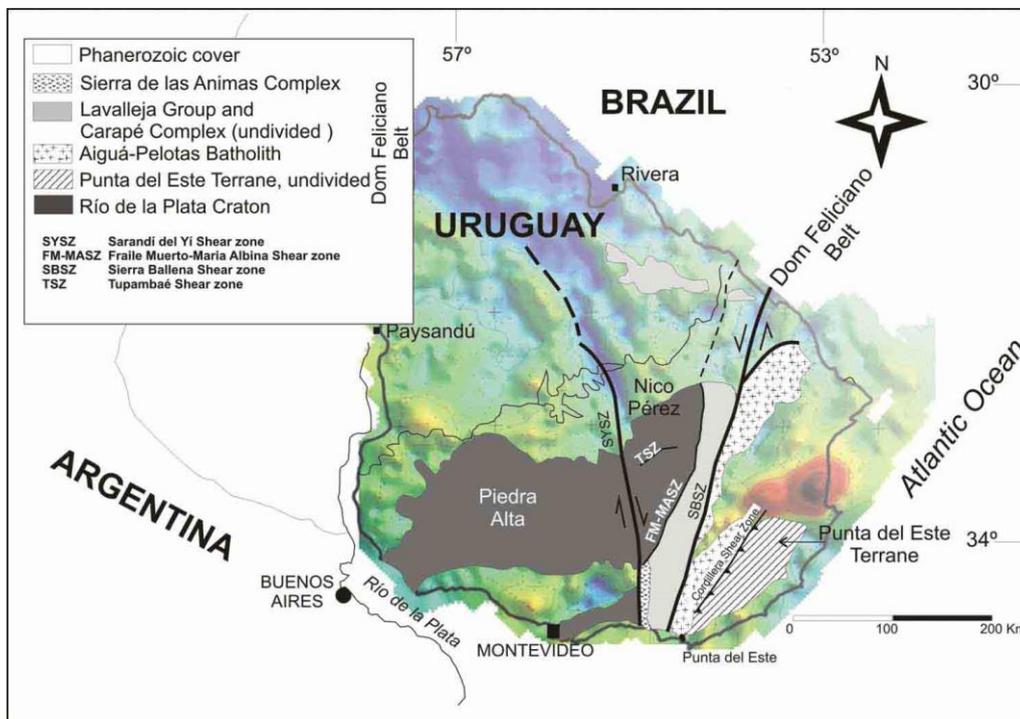


Figura 4-2 Principales unidades tectónicas del Uruguay – Terrenos Tectono-estratigráficos Piedra Alta y Nico Pérez, Cinturón Dom Feliciano (tomado de Sánchez Bettucci et al, 2010b)

4.1.1 Terreno Nico Pérez

Este terreno fue separado por Bossi y Campal (1992) del Zócalo de la Cuenca del Río de la Plata, originalmente definido por Ferrando y Fernández (1971), sobre la base de sus sensibles diferencias geológicas con el terreno Piedra Alta y la existencia de un límite de primer orden entre ellos; la megatranscurrencia Sarandí del Yi, que constituye su límite occidental. También definen su límite oriental determinado por la zona de cizalla de Sierra Ballena (Bossi et al, 2001)

4.1.2 Complejo Granulítico Valentines-Rivera

Este complejo está expuesto en la parte norte del Terreno Nico Pérez. Está representado por rocas granulíticas félsicas y máficas, ortogneisses y relictos de una secuencia supracortical plataformal (Fm. Vichadero) incluyendo Bif's, fels piroxeníticos, esquistos micáceos y excepcionalmente mármoles forsteríticos.

Se pueden observar minerales relacionados con el retrometamorfismo sufrido por esta unidad, blastos prismáticos de hornblenda marrón reemplazando piroxenos, clinopiroxenos fuertemente uralitizados, Los ortogneises granulíticos félsicos presentan composiciones calcoalcalinas de alto-K, que son compatibles con un magmatismo de arco.

La paragénesis observada sugiere un pico metamórfico a presiones en el entorno de los 6 a 9 Kbar y temperaturas del rango de los 800 C° (Oyhantçabal et al., 2010).

4.1.3 Isla Cristalina De Rivera (ICR)

Se define como un *Horst* estructural generando una “ventana” de rocas precámbricas en el noreste del país, que se extiende a lo largo de 110 Km por unos 30 Km de ancho en su mayor expresión. Presenta una dirección preferencial E-O a NW-SE y se encuentra rodeada por sedimentos de edades paleo y mesozoicas pertenecientes a la cuenca Norte.

La primera datación de esta unidad, fue realizada por Soliani (1986, *apud.* Bossi et al. 2001), quien presentó edades de 2272 ± 33 Ma en isócronas Rb/Sr (RT), sobre muestras tomadas en litologías gnéissico-graníticas al S y SE de Minas de Corrales.

Santos et al. (2003) determinaron una edad U-Pb (SHRIMP) de cristalización de 2140 ± 6 Ma y una edad metamórfica de 2077 ± 6 Ma en una meta-trondhjemitita de Rivera.

Edades U-Pb (SHRIMP) similares fueron obtenidas por Oyhançabal et al. (2012) en gnéisses granulíticos del basamento de la ICR, mostrando edades de cristalización magmática de 2172 ± 84 ; 2147 ± 8.7 y 2113 ± 3.1 . A diferencia de Santos et al. (2003), Oyhançabal et al. (2012) proponen múltiples eventos magmáticos con edades entre 2.2 y 2.1 Ga y un evento metamórfico pervasivo de alto grado (facies granulita) hace unos ~1980 Ma, además de un retrometamorfismo a los ~1940 Ma observado en isócronas Th-U-Pb EMP en monacita.

4.1.4 Sucesión supracortical Neoproterozoica (Fm. Mina de Corrales; Preciozzi et al., 1985)

Fue definida como una sucesión metasedimentaria de bajo grado metamórfico alcanzando facies esquistos verdes. Incluye a areniscas finas a medias, siltitos laminados con intercalaciones de pelitas y areniscas muy finas, calizas, rocas volcánicas ácidas y conglomerados (Cazaux, 2009)

Gaucher (2000) definen a esta secuencia silicilástica como pertenecientes a la formación Yermal y por su contenido fosilífero la ubican estratigráficamente en el Vendiano-Cámbrico.

4.1.5 Zona de Cizalla Rivera

La zona de cizalla Rivera atraviesa toda la Isla Cristalina con una dirección principal casi E-O de componente sinistral. Es observable a lo largo de alrededor de 100 Km y posee un ancho aparente de 1 a 2 Km.

A lo largo de este sistema de cizallamiento el basamento exhibe deformación tanto frágil como dúctil, siendo esta última predominante, presentando texturas lineadas, foliadas y protomiloníticas.

La foliación producto de la milonitización presenta una dirección principal NO-O a ESE subvertical y el *plunge* de la lineación muestra una orientación ESE. Esto sugiere que ésta cizalla es producto de deformación transpresiva (Oyhançabal et al., 2012)

La edad propuesta por Oyhançabal et al. (2012) obtenida por los métodos K-Ar en muscovita y U-Th-Pb en Monacita es 606 ± 10 Ma confirmando una edad Neoproterozoica.

4.1.6 Granitos Neoproterozoicos

El granito Las Flores es un plutón sub-circular emplazado en los gnéises-granulíticos de la Isla Cristalina. Preciozzi et al. (1985) en la memoria de la Carta Geológica del Uruguay lo describen como un macizo homogéneo constituido por un granito biotítico, isoxenomorfo de color rosado.

El granito Sobresaliente texturalmente es de grano grueso equigranular, con fenocristales de feldespato potásico, clorita intersticial producto de alteración y magnetita primaria (3 a 5%). Su coloración varía del rosado pálido al verde oscuro con moteados rosados. Localmente este granito puede desarrollar una facies de grano más fino y más leucócrata, el cual representaría un evento tardío dentro de la misma intrusión brasiliana.

Las edades publicadas por Oyhantçabal et al. (2012) para estos granitos, mediante análisis isotópicos (U-Pb SHRIMP en zircón) son de 586.1 ± 2.7 Ma para el Granito Las Flores y 585 ± 2.5 Ma para el Granito Sobresaliente.

4.2 Marco geológico local, mina Arenal Deeps

El yacimiento Arenal se desarrolla a lo largo de una zona de cizalla de comportamiento frágil/ dúctil con dirección preferencial ONO-ESE y buzamiento variable entre 45 ° y 70° hacia el sur.

Esta zona de cizallamiento, denominada Falla San Gregorio se extiende por al menos 10 km con aproximadamente 100 metros de ancho. Generalmente está bien delimitada por estructuras de respaldo alto y muro hundido.

A lo largo de este sistema se encuentran un conjunto de minas auríferas las cuales de oeste a este son: Santa Teresa, Ombú, San Gregorio, Extensión Este y la más oriental, Arenal.

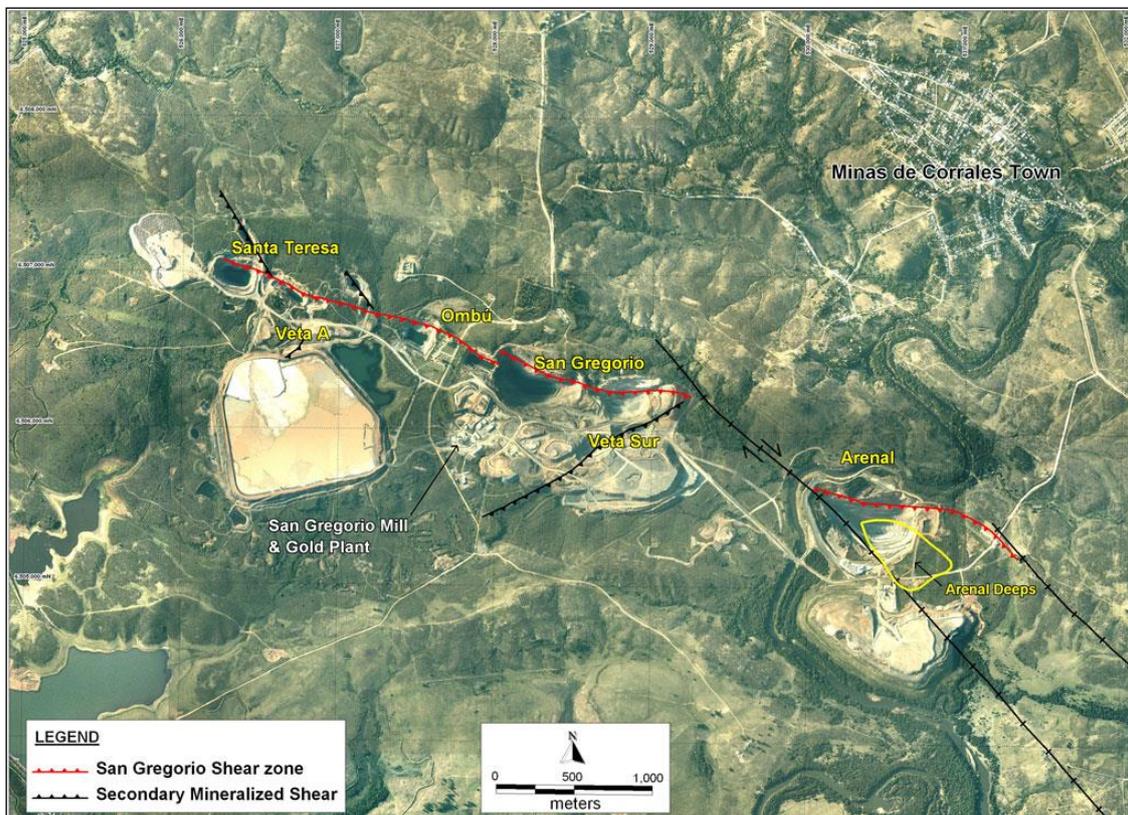


Figura 4-3 Ubicación de yacimientos, área de San Gregorio (Orosur Mining Inc. 2010)

La mineralización aurífera de Arenal es catalogada como un depósito de oro orogénico antiguo. Ocurre en venillas de cuarzo con pirita, *stockworks* de cuarzo jaspeado (cuarzo de color gris, producto del contenido de pirita muy fina) y también asociado a pirita diseminada en las rocas huésped. La pirita es el sulfuro dominante, sin

embargo también se ha observado galena y calcopirita en menores cantidades, así como también bornita y covellina.

La relación de oro a plata varía típicamente en el rango de 1:3 a 1:4 con valores puntuales que pueden alcanzar los 1:5.

A grandes rasgos el cuerpo mineralizado se encuentra claramente controlado por la zona de falla San Gregorio y esta está delimitado por contactos de falla superior e inferior, denominada F1 la falla de muro hundido (*foot wall*) y H1 la falla de respaldo alto (*hanging wall*). La F1 presenta un rumbo preferencial en superficie EO, con un buzamiento hacia el sur de 45°; y la H1 en superficie posee un rumbo en el entorno N60° a N75° y buzamiento de 40° hacia el sur. En profundidad el rumbo es rotado hacia una dirección general N110°. El ángulo de buzamiento de la F1 permanece constante mientras que la H1 varía desde los 30° hasta los 70° de inclinación hacia el sur.

El depósito, además de estar controlado por estas dos estructuras, también se ve recortado y limitado hacia el oeste por una tercera zona de cizalla dextral prominentemente subvertical de rumbo NO-SE. Posiblemente esta estructura pudo funcionar como trampa para que precipiten los fluidos hidrotermales generadores de la mineralización, así como también se observa la probable existencia de una reactivación posterior que produjo una concentración y enriquecimiento del depósito generando cuerpos de alta ley, con dirección predominante NO-SE buzando 70° hacia el Sur y con un *plunge* de 30° hacia el sureste.



Figura 4-4 Vista desde el suroeste de la mina arenal donde se observan las fallas H1 y F1 |. 11
(Modificada de Ristorcelli et al., 2010)

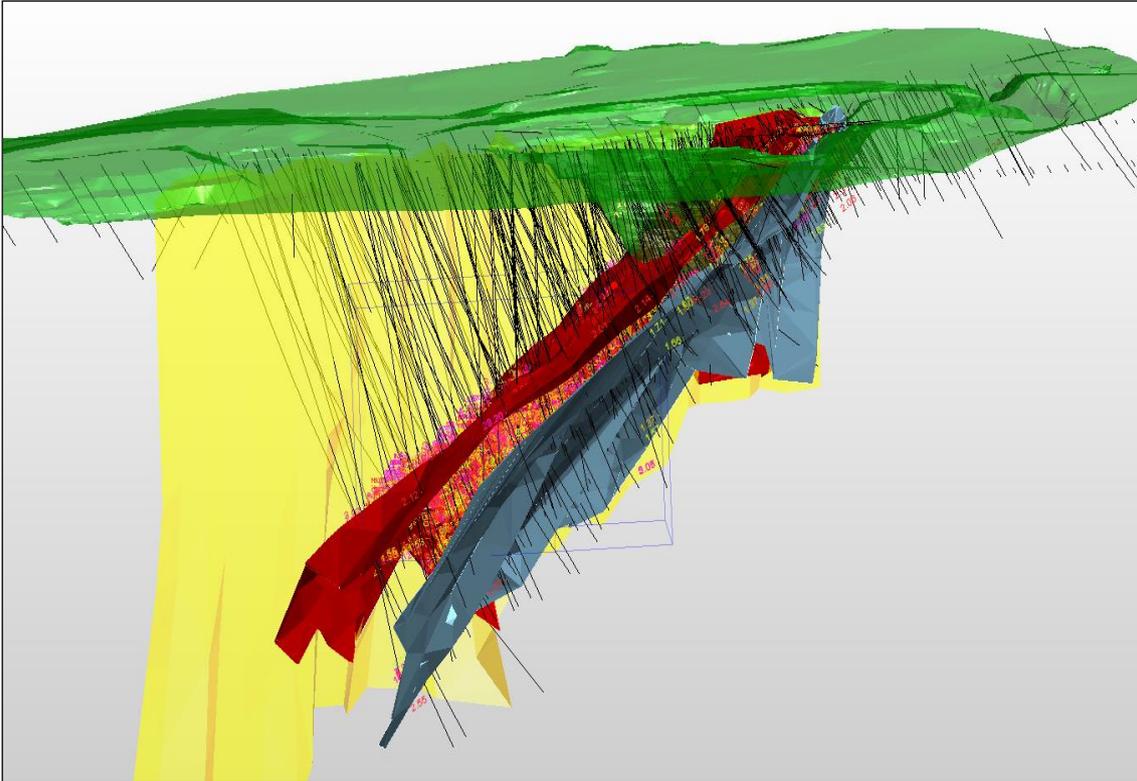


Figura 4-5. Modelo de la mineralización de la Mina Arenal, visto desde el este, donde se observan las fallas modeladas (F1 azul, H1 roja, NO amarilla) se destaca como la mineralización está delimitada por estos contactos.

4.2.1 Litología

El sistema de fallas F1- H1 pone en contacto estructuralmente discordante, litologías máficas hacia el sur (de composición monzonítica y diorítica) mientras que hacia el norte se presentan rocas félsicas, principalmente granitoides-gneises.

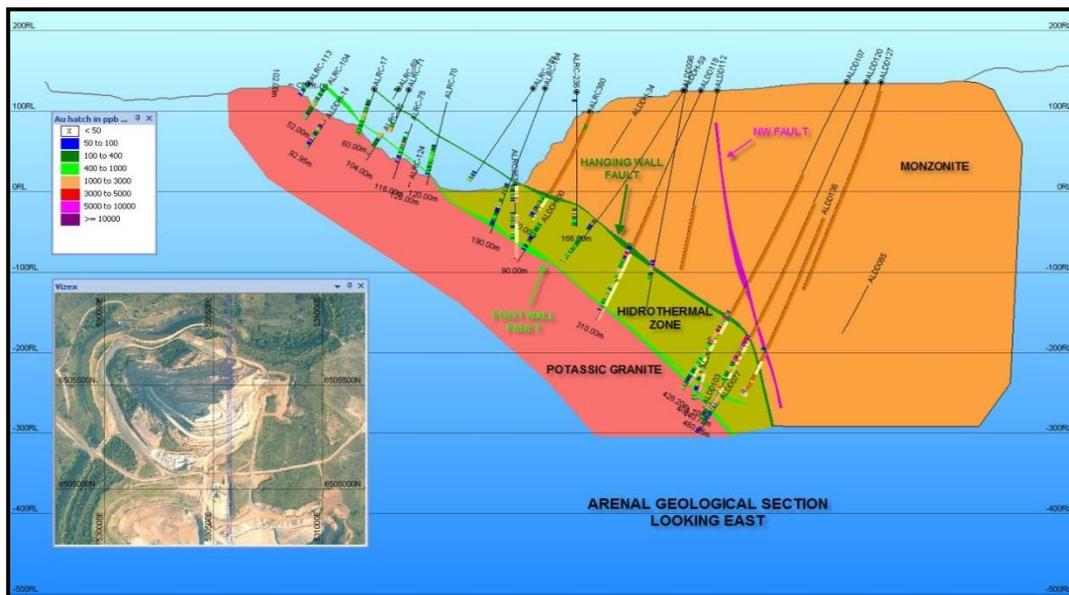


Figura 4-6 Perfil Vista Este, véase contactos estructurales discordantes (Viana, 2010)

Dentro de la zona hidrotermal, la deformación y la alteración pervasiva¹ hace que sea casi imposible definir una litología concreta así como su protolito. Por lo tanto, las rocas dentro de esta unidad fueron definidas en todos los trabajos previos como “hidrotermalitos”. Dentro de la zona mineral también se pueden observar diques dioríticos y filones pegmatíticos, posteriores a la mineralización, sin deformación dúctil aparente, aunque suelen aparecer recortados y movidos por fallas tanto normales como inversas.

Fernandes de Lima (2005, informe interno sin publicar) realizó un estudio petrográfico en muestras de rocas mineralizadas provenientes de Arenal. Éste, analizó petrográficamente y texturalmente cinco muestras a través de microscopio de luz transmitida y reflejada así como también por microscopía electrónica de barrido (MEB) con el fin de identificar los minerales de granulometría < 20µm y caracterizar químicamente los minerales de oro y plata y sus hospederos. Luego de su análisis petrográfico, las cinco rocas portadoras de la mineralización aurífera fueron clasificadas todas como sienogranitos protomiloníticos con distintos grados de brechamiento.

En resumen todas las muestras arrojaron una estimación visual de su composición mineralógica cayendo dentro de los siguientes rangos:

Cuarzo	22 a 27 %
Feldespato Alcalino	50 a 53%
Plagioclasa	6 a 8%
Zircón + Apatito	<1%
Minerales opacos	2 a 11 %
Minerales de alteración	4 a 18%

La descripción general para estas láminas realizada por Fernandes de Lima (2005) se transcribe a continuación de manera resumida:

Roca de composición sienogranítica, con predominio de cuarzo y feldespato alcalino, con contenido subordinado de Plagioclasa. La mineralogía accesoría está formada por zircón y apatito. En luz natural se observa alteración en los feldespatos, formando una

¹ Pervasiva, del inglés pervasive; tener la calidad o la tendencia a impregnar o permear.

película castaña clara constituida por granos de carbonato bien desarrollados como finos agregados anedrales y mica blanca. Los contactos entre las fases félsicas gruesas son sinuosos, con textura porfiroclástica dominante debido a la deformación de los granos félsicos. Los agregados finos son marcados por la presencia de subgranos y recristalización de cuarzo y feldespato, generando una textura milonítica localizada. Los minerales opacos más finos ocurren de forma diseminada, mientras que los más gruesos se encuentran asociados al venilleo de cuarzo.

En cuanto a los minerales de mena se identifica pirita como fase dominante ocurriendo como granos subédricos con dimensiones que varían entre 0.1mm a 6mm tanto en diseminado como en la fracción venular.

Oxido de titanio, posiblemente rutilo, ocurre diseminado en la roca; varía en el entorno de los 0.04 mm a 0.7 mm.

Esfalerita ocurre como inclusiones en pirita y también diseminada en la roca. Presenta una forma subédrica a anédrica con dimensiones del orden de los 0.1 mm.

Galena anédrica con presencia de cavidades triangulares características. Presenta dimensiones inferiores a los 0.1 mm.

Electrum² también de forma anédrica de coloración amarillo-dorado pálido de dimensiones que varían entre los 5 µm a 0.1 mm. Se puede observar tanto diseminado en la roca como rellenando fracturas en granos de pirita gruesa, especialmente en las que están presentes en el relleno de fracturas junto con el cuarzo.

A través del microscopio de barrido electrónico se puede constatar que el electrum posee contenidos de Ag y Au que varían de 55% a 66% y de 34% a 40% respectivamente.



Figura 4-7 Imagen macroscópica de la muestra ALDDH-19, donde se observa pirita diseminada como así también el venilleo de cuarzo gris con pirita. (Tomada de Fernández de Lima, 2005)

² Electrum: aleación de Au y Ag, normalmente en una relación de 1:5 respectivamente.

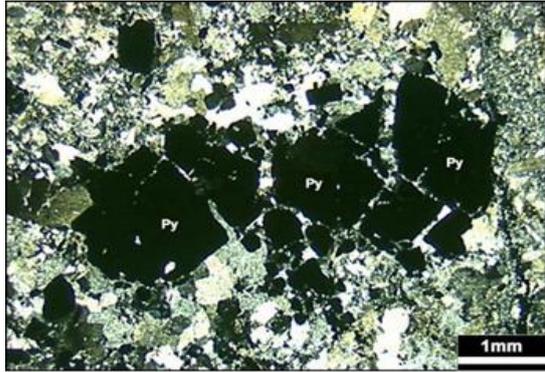


Figura 4-8 Fotomicrografía; Granos de pirita (Py) fracturados dentro de vénulas de cuarzo.
(Luz transmitida; Nicoles cruzados)
(Tomada de Fernández de Lima, 2005)

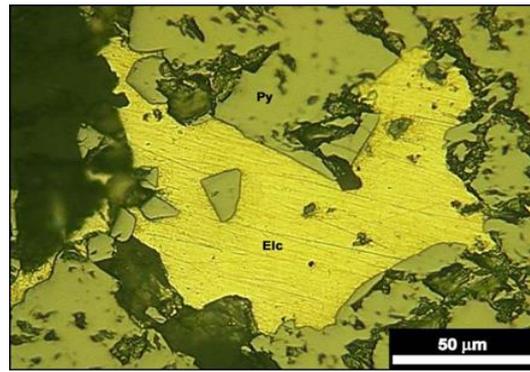


Figura 4-9 Fotomicrografía; Inclusión de Electrum (Elc) en granos de pirita (Py).
(Luz reflejada; Nicoles paralelos)
(Tomada de Fernández de Lima, 2005)

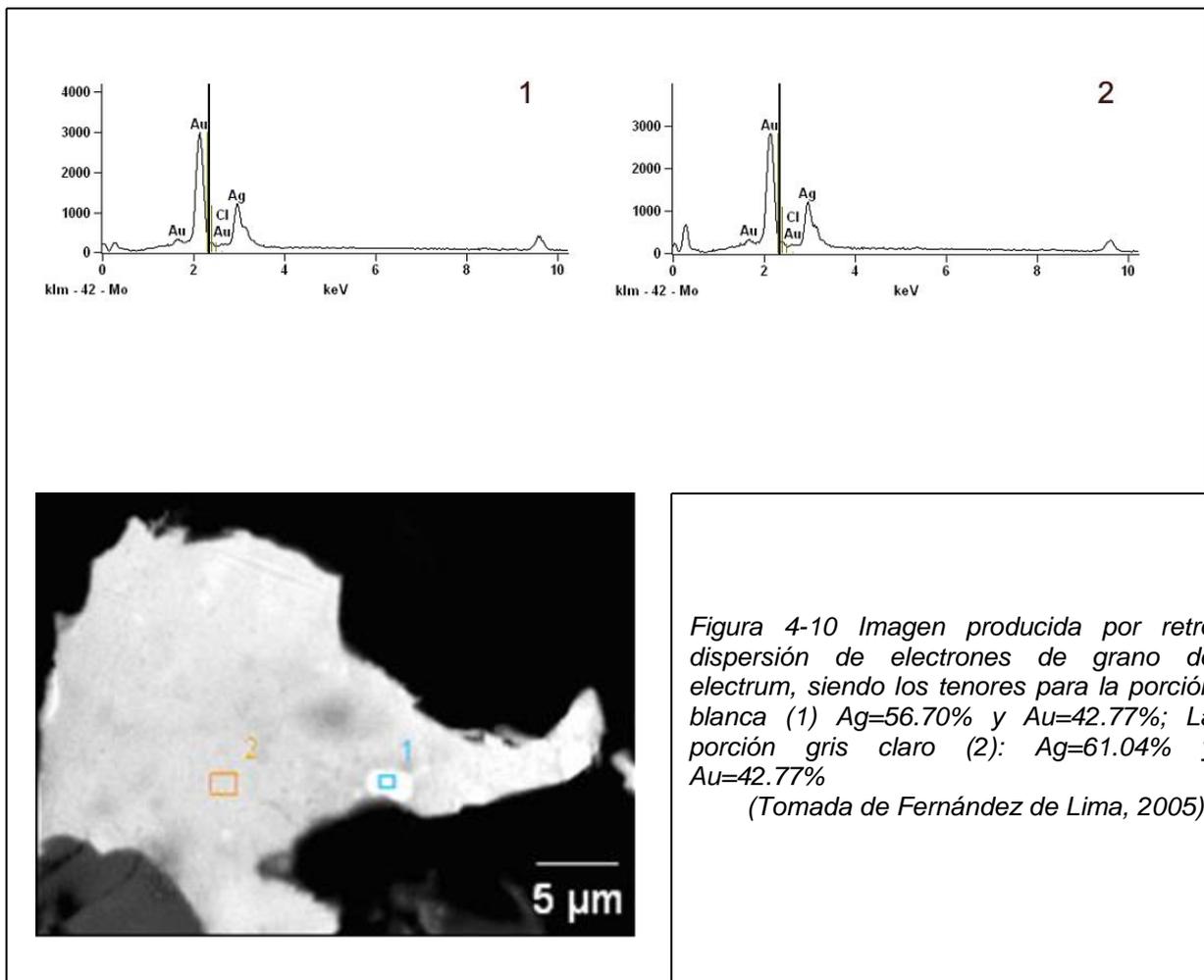


Figura 4-10 Imagen producida por retro dispersión de electrones de grano de electrum, siendo los tenores para la porción blanca (1) Ag=56.70% y Au=42.77%; La porción gris claro (2): Ag=61.04% y Au=42.77%
(Tomada de Fernández de Lima, 2005)

5. Marco teórico

5.1 Depósitos de oro en rocas metamórficas antiguas

Los depósitos auríferos asociados a rocas metamórficas antiguas han sido ampliamente estudiados, destacándose entre las revisiones recientes la de Groves et al. (1998). Para estos depósitos se han utilizado diversas terminologías, en términos de la edad, geometría, control estructural, roca caja, grado metamórfico, temperatura, profundidad de formación, asociación de minerales de alteración de la roca caja, génesis de los fluidos hidrotermales, etc.

Uno de los términos más difundidos, propuesto por Groves et al (1998) es el de oro orogénico³. Este término engloba todos los depósitos formados en franjas de rocas metamórficas orogénicas sometidas a condiciones de moderada a alta temperatura y baja a moderada presión, donde circula regionalmente un fluido mineralizador y metamórfico.

Estos depósitos se encuentran emplazados en distintas litologías, durante eventos que han sido episódicos a lo largo de la historia geológica. Las fajas más prolíficas se asocian a rocas volcánicas cuyas edades se encuentran 2.7 Ga. y 2.1 Ga. Por otro lado también existen depósitos datados con edades mayores a 2.8 Ga y otros en el entorno de los 1.8 Ga., 1 Ga., y 0.6 Ga. pero éstos suelen presentar un tenor más bajo de mineralización.

Groves et al., (2003) señaló que los cinturones de rocas metamórficas constituyen regiones complejas donde procesos de colisión y acreción han conllevado al engrosamiento de la corteza continental. Junto a esto también se generan procesos de orden litosférico que involucran anomalías termales y esfuerzos que se asocian a la siguiente sucesión de eventos: 1) Generación de arcos magmáticos asociados a prismas de acreción en el antearco y cuencas extensionales en el trasarco, 2) Aumento de presión y temperatura provocando deformación, metamorfismo y abundante magmatismo y 3) Levantamiento, erosión y generación de nuevas cuencas sedimentarias.

Este desarrollo orogénico puede ser generador y/o removilizador de depósitos auríferos. Los depósitos formados o removilizados sincrónicamente con la

³ En la actualidad no existe ningún estudio académico formal en cuanto a la génesis del depósito Arenal, pero por sus rasgos estructurales, edad geocronológica, lito-estratigrafía del área, grado metamórfico, tipo de mineralización, etc; el modelo de yacimiento que se asume para este depósito es el de tipo oro orogénico.

deformación, metamorfismo y magmatismo en la región de antearco en márgenes convergentes durante eventos orogénicos significativos, corresponden a los denominados depósitos de oro orogénico (Groves et al., 2003).

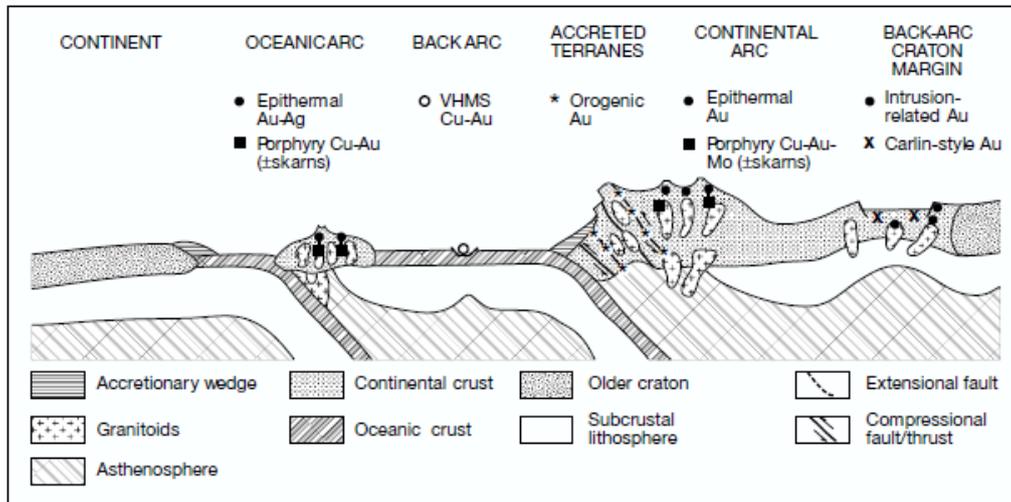


Figura 5-1 Marco tectónico de depósitos epigenéticos auríferos (Tomada de Groves et al., 2003)

Uno de los subtipos más aceptado para este tipo de depósito es el de *Greenstone*; son grandes depósitos auríferos producto de la acreción de rocas volcánicas y sedimentarias encajadas principalmente en terrenos arqueanos en varias zonas del mundo.

Según Dubé y Gosselin (2007) los depósitos de oro en *greenstone* incluyen vetas de cuarzo-carbonato en zonas de deformación que afectan a rocas graníticas, volcánicas máficas y ultramáficas con intercalación de BIFs y sedimentitas incluyendo desde turbiditas a conglomerados orogénicos.

Un distintivo particular de los depósitos en *Greenstone belt* con potencia para ser explotados, es que presentan varios estilos de mineralización, si bien los más comunes son los depósitos de oro en vetas de cuarzo-carbonato. Es común que puedan aparecer acompañados por depósitos de tipo diseminado-*stockwork*, vetas ricas en sulfuros o lentes de sulfuros masivos ricos en oro. Los depósitos tipo *stockwork*-diseminado son un subtipo de *target* favorable para la explotación, debido a que se asocian a cuerpos minerales de mayor volumen y son más propicios para el desarrollo de una minería de alto tonelaje. Estos incluyen venillas y vetas ricas en

carbonatos, así como también un importante componente de sulfuros diseminados y microvetillas y venilleo de cuarzo y cuarzo-carbonato con sulfuros.

Según Robert et al. (2005) los distritos prolíficos tienen indicadores de haber sufrido más de un evento mineralizante, según las relaciones de campo observadas y los datos geocronológicos. También sugirieron que, si bien pueden existir pequeñas ocurrencias de oro en cualquier parte de un *greenstone belt*, los depósitos significativos siempre están restringidos a corredores estructurales bien identificados a escala del cinturón metamórfico, los cuales efectivamente definen franjas mineralizadas que siguen y se sobre imponen a estructuras de escala cortical.

La composición de la roca caja también tiene una influencia significativa en la formación de los depósitos de oro; las rocas más favorables son aquellas ricas en hierro, que permitan la formación de sulfuros y junto con ello la depositación del oro. Éstas incluyen rocas ígneas máficas ricas en hierro como basaltos toleíticos, *sills* de doleritas/gabros así como también sedimentitas ricas en hierro y Bif's. A pesar de la presencia de rocas ricas en hierro, la combinación con sitios estructurales favorables es fundamental y no es posible desligar un criterio del otro.

El origen de los fluidos mineralizantes sigue siendo un tema polémico, si bien la existencia de movilización de fluidos hidrotermales es inherente a las orogenias a través de estructuras profundas, producto del aumento del gradiente geotérmico. Cuando estas temperaturas alcanzan los 400° a 500°, son diseminados sulfuros, liberados en los fluidos hidrotermales por reacciones de desulfuración progradada durante el calentamiento de la corteza. Estos fluidos son capaces de transportar oro lixiviado por estructuras mayores y depositarlos en estructuras secundarias en condiciones de presión y temperatura específicas.

Algunas de las teorías para la génesis de estos fluidos involucran modelos metamórficos y estructurales, pero todos presentan debilidades en lo que refiere a la cantidad de oro que concentran y a la eficacia en lo que respecta a su precipitación (Rodríguez Álvarez, 2007).

5.2 Elementos componentes de la mina subterránea

A diferencia de una cantera a cielo abierto donde todo el material es removido, sea roca mineralizada como estéril, la minería subterránea es un emprendimiento de extracción mucho más selectivo por los altos costos generados en el desarrollo de las galerías y por la necesidad de luego mover el material hacia la superficie. Debido a esto, el desarrollo de una mina subterránea se planifica de manera exhaustiva tratando siempre de maximizar la extracción de mineral pero con el menor laboreo posible en zonas estériles.

La explotación de un cuerpo mineral requiere no sólo las labores propias del minado del material mineral, sino que además se deben realizar laboreos e infraestructura que permitan el acceso para la explotación del material económicamente rentable, así como también lograr este cometido de una forma segura y eficiente.

La explotación del material mineral se lleva adelante a través de dos procesos diferentes. El primero y más importante, es la generación de “cámaras” o “caserones”, término que se utiliza en la minería subterránea para describir las grandes cavidades resultantes de la explotación del mineral en la fase de producción. Estos caserones pueden ser de distintos tamaños y formas, dependiendo del tamaño y geometría del yacimiento, como también del método de explotación que se elija.

En segundo lugar, se extrae mineral mediante los laboreos de desarrollo que se dirigen a las zonas donde posteriormente se hará la explotación de las cámaras. Si la ley de este material está por encima de la ley de corte del depósito, éste también contribuirá a las toneladas que procesará la planta para extraer oro.

Estos dos procesos se realizan simultáneamente mientras el desarrollo de la mina lo permita, con el fin de poder generar una producción relativamente constante.

En el caso de la mina Arenal Deeps, los laboreos de desarrollo utilizados se clasifican en (Ver figura; 5-4):

1. *Rampa principal*, se trata de una galería de sección 5 x 5 (5 m de ancho por 5 m de alto) con una pendiente negativa de -15° realizada en forma de “ocho” descendente que va desde el portal de la mina (en nuestro caso cota -7m) hasta el último nivel de la mina (cota -240m). Esta galería siempre se desarrolla en material estéril ya que se encuentra por debajo del *foot wall*. Cumple la función de permitir la circulación de personal, el transporte de material hacia la superficie, la distribución de mangas de ventilación para todos los niveles,

posturas para perforaciones exploratorias, además de contar con nichos para estaciones eléctricas, de bombeo y refugios para las personas que transitan por ésta.

2. *Galerías de acceso y niveles de producción*, son todas las galerías que parten desde la rampa atravesando la falla F1, por lo tanto ingresando a la zona mineral y que permiten conectar la rampa con las áreas de explotación. También de sección 5x5 m.
3. *Chimenea de ventilación*, desarrollo vertical de sección cuadrada, de 3,5 m de lado, que se conecta con todas las galerías de acceso para permitir la evacuación de los gases tóxicos y polvo generados, tanto en las voladuras como en la operación de los distintos equipos diesel usados en el interior de la mina.
4. *Chimenea de relleno*, desarrollo vertical de sección circular, con un diámetro de 2,5 m. Esta chimenea, que conecta la superficie con el nivel más profundo de la mina, se utiliza para vaciar material desde la superficie al interior mina, para usarlo como relleno de los caserones.
5. *Chimenea de personal*, desarrollo de sección cuadrada, de 2,5 m de lado, con una pendiente de 45 grados, donde se encuentran las escaleras que se utilizarían en caso de una evacuación de emergencia, ya que por éstas se puede acceder a la superficie.
6. *Pilares*, por razones de estabilidad del macizo o para evitar dilución del material de alta ley en el momento de la explotación de los caserones, se dejan grandes columnas de roca cuando se extrae toda la roca mineralizada circundante. Si estos pilares fueron dejados por una razón de estabilidad, en el momento de realizar algún método de producción y presentan una concentración de oro importante, se pueden extraer una vez finalizada la explotación primaria en lo que se denomina extracción secundaria. Esto se logra rellenando los caserones con una mezcla de material estéril y cemento, para que así cumplan la función de nuevos pilares estructurales.

Dentro del depósito de Arenal existen distintas zonas mineralizadas diseminadas, presentándose zonas de potencia moderada y otras con volúmenes más considerables, las cuales a su vez tienen diferencias en sus concentraciones de Au y en sus propiedades geotécnicas, tanto del mineral como de la roca caja.

Producto de esta heterogeneidad del yacimiento se ha optado por utilizar dos métodos de explotación subterráneos diferentes. En primer lugar y dedicado principalmente a los niveles superiores de la mina, donde la zona de mayor tenor se presenta de forma longitudinal al cuerpo mineralizado, con una potencia que no supera los 10 metros de ancho y un buzamiento en el entorno de los 45°, se optó por la extracción mediante caserones del tipo Cámaras y pilares inclinados (*Inclined Room and Pillar* “IRP”).

En la parte inferior del yacimiento (cota entre -100m y -240m) la zona mineral presenta una potencia mayor, 50 m de ancho por 75 m de largo en promedio, con una disposición transversal respecto al depósito y con un buzamiento relativo de 45°. Por estas razones para esta zona se escogió la explotación mediante la técnica de cámaras transversales (*Transverse Stopes* “TS”).

Vale recalcar que en los niveles donde se produce mediante TS, además del mayor volumen de mineral presente, también se encuentran las leyes más ricas de la mina, que varían entre los 3 g/t a 9 g/t.

5.2.1 Descripción de los métodos de explotación

5.2.1.1 Cámaras y pilares inclinados:

Este método consiste, como su nombre lo indica, en cámaras separadas entre sí por pilares que cumplen la función de sostenimiento del techo. Este tipo de explotación, si bien es muy común para yacimientos con estructuras horizontales tipo manto, también es muy implementado para cuerpos que mantean entre 30° a 55°. Este procedimiento además de tener relativamente bajo costo, permite una explotación bastante selectiva, atacando zonas de buena ley y dejando pilares constituidos por roca estéril.

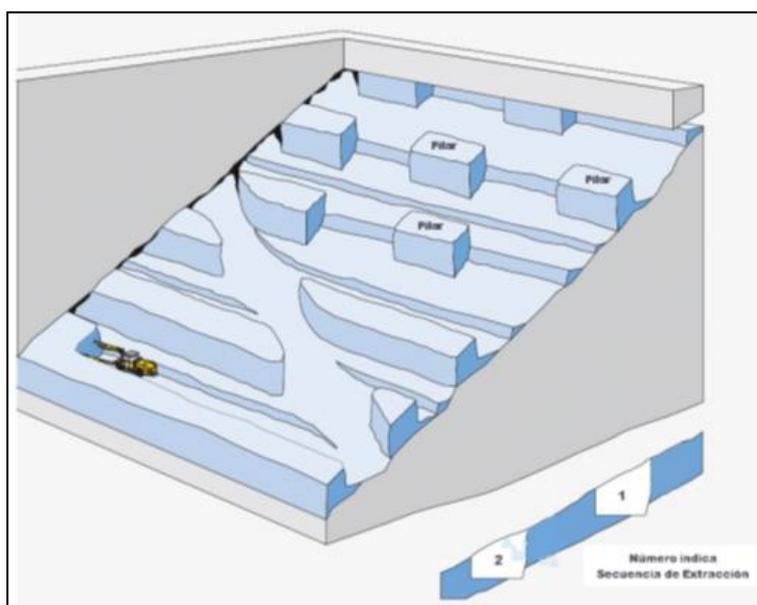


Figura 5-2 Representación esquemática del método IRP (Loryser S.A., 2010)

5.2.1.2 Cámaras transversales:

Es un método que consiste en excavar el mineral formando grandes caserones transversales a la zona mineral, que luego serán rellenos. Estas cámaras presentan un ordenamiento geométrico en la vertical, dejando siempre en la misma posición pilares paralelos, entre cámara y cámara, para asegurar el sostenimiento de la mina. Para este procedimiento siempre se comienza la explotación desde las cámaras inferiores para posteriormente rellenarlas con material estéril y usar la parte superior del caserón relleno como nueva plataforma para explotar la suprayacente.

En el caso de Arenal estos caserones cuentan con una dimensión de 20 m de altura, 6 a 8 m de ancho y una longitud variable que puede alcanzar los 80 metros.

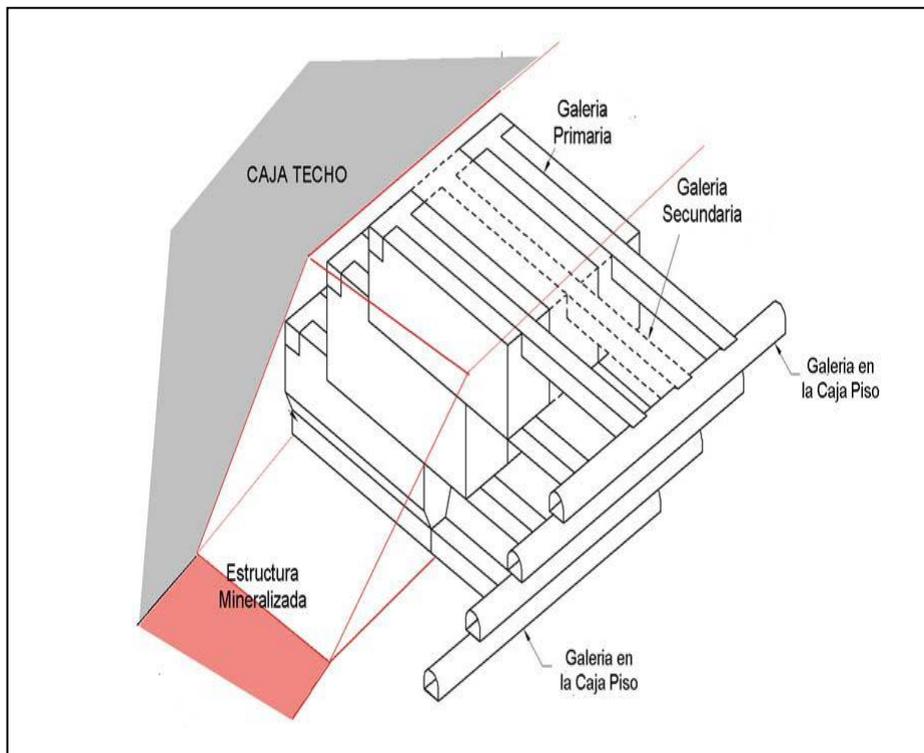


Figura 5-3 Representación esquemática del método TS
(Loryser S.A., 2010)

A la fecha actual la mina Arenal Deeps presenta el siguiente desarrollo:

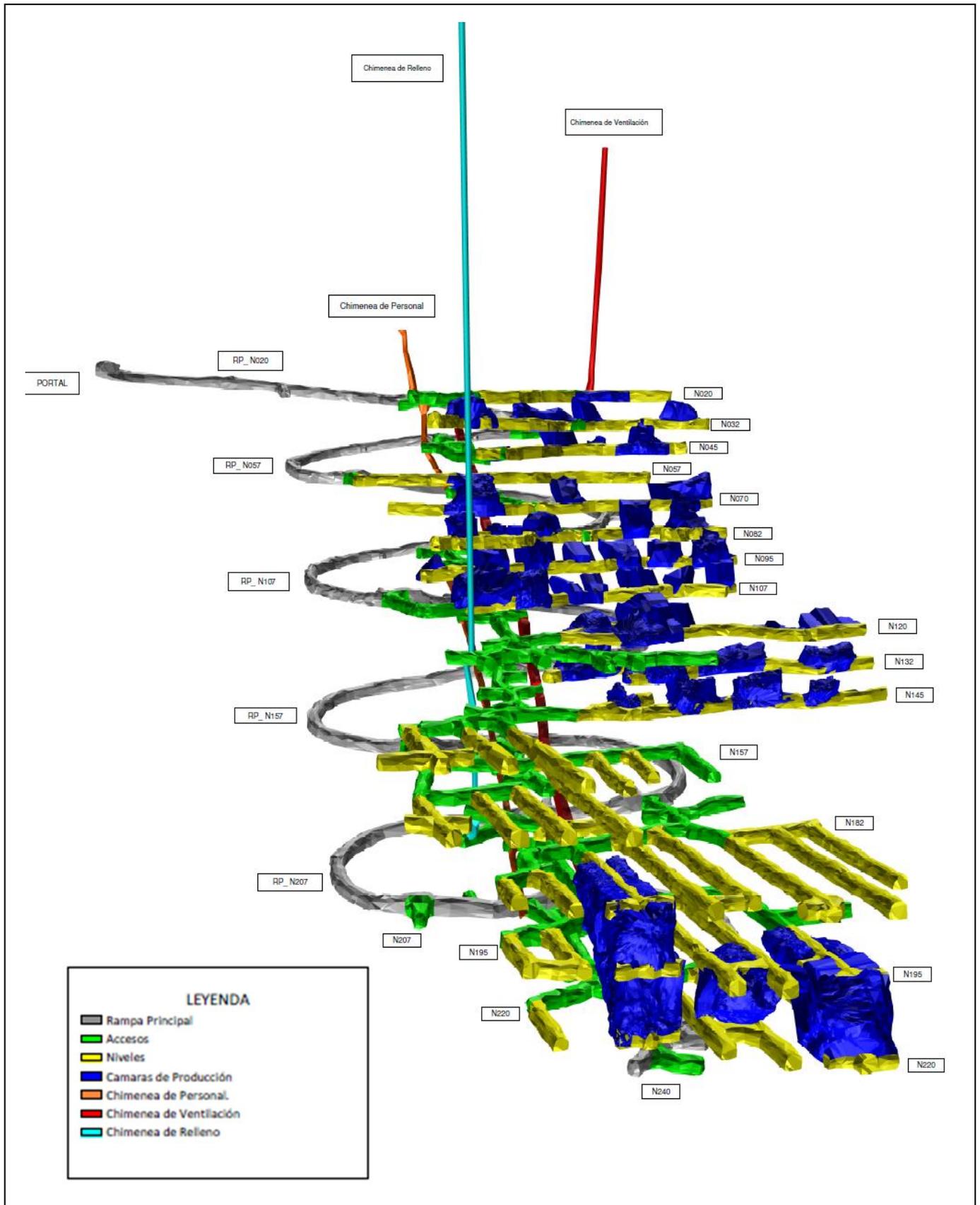


Figura 5-4 Vista isométrica de la mina Arenal Deeps

5.3 Estadística, geoestadística y métodos geoestadísticos de estimación

A continuación se pasarán a exponer algunos conceptos fundamentales, resumidos del libro “Conceptos básicos de Geoestadística” (Colell et al., 2010).

5.3.1 Estadística descriptiva

La estadística descriptiva, se dedica a recolectar, ordenar, analizar y representar un conjunto de datos. Para esto es fundamental clasificar cada uno de los datos x_i (Valores de la variable X medida) en clases o intervalos de clases C_j . Esta disposición de datos clasificados en forma tabular permite realizar la distribución de frecuencias (f), la cual puede ser expuesta de forma:

Frecuencia absoluta: Total de elementos x_i que pertenecen a una clase o intervalo de clase C_j . Se denomina frecuencia absoluta o simplemente frecuencia y se denota mediante la función f_j .

Frecuencia relativa: Fracción de los elementos totales que pertenecen a una clase o intervalo de clase. Queda definida por la fórmula $f_{RJ} = \frac{f_j}{n}$ siendo n la cantidad de datos totales. Por lo tanto queda explícita la siguiente ecuación $\sum f_{RJ} = 1$

Frecuencia acumulada: Cantidad de veces que ha aparecido en la muestra un elemento x_i de una clase o intervalo de clase menor o igual a este. Para esto se debe tener cierto orden entre las clases, y se representa mediante la función $f_{AJ} = \sum_t^j f_t$ para las absolutas y $f_{ARJ} = \sum_t^j f_{Rt}$ para las relativas.

En el análisis de datos numéricos, se pueden resumir las características sobresalientes de estos conjuntos mediante medidas descriptivas que representan las propiedades de posición, centralización, dispersión y forma. Las propiedades de posición están representadas por los percentiles, cuartiles y deciles.

Percentiles: Son 99 intervalos que dividen en 100 partes iguales el conjunto de datos ordenados. Gráficamente el percentil de orden 40 ($P_{40}(X)$) deja por debajo el 40% de los datos, y por encima queda el 60%.

Cuartiles: Son los tres valores que dividen al conjunto de datos ordenados ($Q_1(X)$, $Q_2(X)$, $Q_3(X)$) en cuatro partes iguales, son un caso particular de los percentiles. Por lo tanto $Q_1(X) = P_{25}(X)$, $Q_2(X) = P_{50}(X)$ y $Q_3(X) = P_{75}(X)$.

Deciles: Son los nueve valores que dividen al conjunto de datos ordenados en diez partes iguales, también son un caso particular de los percentiles. Ejemplo: $D_1(X)=P_{10}(X)$.

Las propiedades de centralización están representadas por la Media Aritmética, Mediana y Moda.

Mediana: Se define como el valor que está en la posición central de una sucesión ordenada de valores. Si el tamaño de la muestra (n) es impar, la mediana del conjunto de datos quedaría definida por $\tilde{X} = x_{\left(\frac{n+1}{2}\right)}$ coincidiendo con el percentil 50.

Si por el contrario se trata de un conjunto par, la mediana quedaría definida por la media de los dos valores intermedios en el arreglo ordenado

$$\tilde{X} = \frac{x_{\left(\frac{n+1}{2}\right)} + x_{\left(\frac{n}{2}\right)}}{2}$$

Media Aritmética: Es el resultado de sumar todos los valores de la muestra y luego dividir el total por n (el número de observaciones en la muestra). $\bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{j=1}^n x_j$

También se podría calcular a través de las frecuencias absolutas, siendo k la cantidad de clasificación de los datos realizados.

$$\bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{j=1}^n \tilde{C}_j f_j$$

Moda: Está determinada por el valor más típico o más observado. Es por lo tanto la clase con más frecuencia. Si se trabaja con tablas de frecuencia para variables continuas existirá un intervalo modal.

$$\hat{X} = C_i; (\forall j, f_i \geq f_j)$$

Las propiedades de dispersión quedan definidas a través del Rango, Varianza, Desvío Estándar y Coeficiente de Variación.

Rango: También definido como recorrido o amplitud, queda definido por la diferencia entre el mayor y menor valor de los x_j .

$$\text{Rango}(X) = \text{Max}(X) - \text{Min}(X)$$

Varianza: Es el promedio de los cuadrados de las diferencias entre cada elemento de la muestra y la media obtenida. $S^2(X) = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{X})^2}{n-1}$

Si se utiliza n en el divisor nos dará un parámetro como resultado. Mientras que con

$n - 1$ se obtiene el parámetro estadístico, ya que se tiene en cuenta los grados de libertad.

Desviación Estándar: La varianza está compuesta por las mismas unidades que la variable pero al cuadrado, para eliminar este problema se usa como medida de dispersión la desviación típica o estándar que se define como la raíz cuadrada positiva de la varianza.

$$S(X) = \sqrt{S^2(X)}$$

Coefficiente de Variación: Es una medida relativa propuesta por Pearson. Su fórmula expresa la desviación estándar como porcentaje de la media aritmética, mostrando una mejor interpretación porcentual del grado de variabilidad que la desviación típica o estándar.

$CV(X) = \frac{S(X)}{|\bar{X}|}$ también se puede representar en tanto por ciento calculando $CV(X) = \frac{S(X)}{|\bar{X}|} \cdot 100$. El CV representa el número de veces que la desviación típica contiene a la media aritmética y por lo tanto cuanto mayor es CV mayor es la dispersión y menor la representatividad de la media.

Las propiedades de forma están dadas por el Coeficiente de Asimetría y Curtosis.

Coefficiente de asimetría: Considera el grado de asimetría que presenta la distribución de un conjunto de datos en torno a una media de centralización. Esta es normal cuando la distribución de las frecuencias (relativa o absoluta) es simétrica (valor nulo). Diremos que es asimétrica por la derecha si las frecuencias descienden más lentamente por la derecha que por la izquierda (valor positivo). En el caso contrario diremos que es asimétrica por la izquierda (valor negativo).

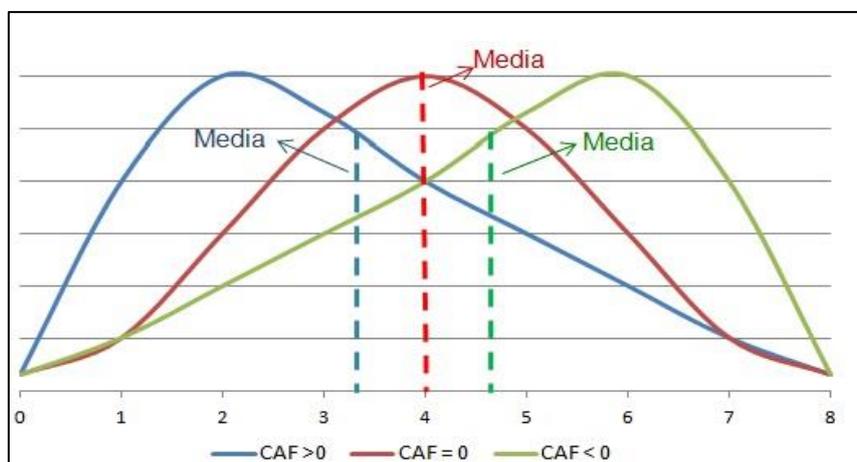


Figura 5-5 Distribución de frecuencias (Tomada de "Conceptos básicos de geoestadística", 2010)

Existen varias medidas de la asimetría de una distribución de frecuencias, la más utilizada es la definida por Pearson. Se define el coeficiente de asimetría de forma tal que $CA(X) = \frac{\bar{X} + \hat{X}}{S(X)}$ cumpliendo con los mismos signos previamente comentados.

Coeficiente de Curtosis: Hace referencia al grado de esbeltez de una distribución con respecto a la distribución normal, se calcula por $CK(X) = \frac{\sum_{i=1}^n [(x_i - \bar{X})^4 f_{Ri}]}{S(X)^4}$.

Si el valor de Curtosis es igual a tres, estaremos bajo una distribución normal y se denomina mesocúrtica. Sí el valor es mayor a tres la distribución será más aguda y con colas relativamente anchas, se les llama leptocúrtica. En cambio sí es menor a tres la distribución será achatada en el centro y se denomina platicúrtica. En ocasiones se acostumbra definir la Curtosis como $CK(X)-3$, para que el resultado sea más intuitivo.

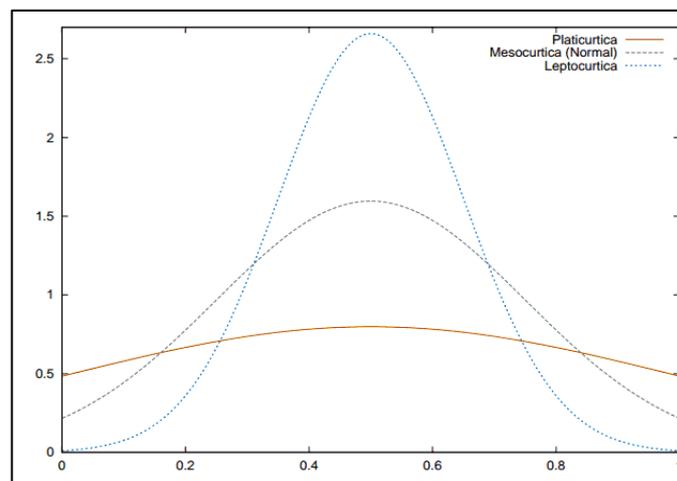


Figura 5-6 Disposición gráfica según coeficiente de Curtosis (Tomada de Colell et al., 2010)

5.3.2 Geoestadística

La geoestadística es la aplicación de la teoría de las variables regionalizadas. De manera general diremos que un fenómeno es regionalizado cuando se desplaza en el espacio, manifestando una cierta estructura.

En la teoría de variables regionalizadas hay un concepto que juega un papel central, éste es el de función aleatoria. Una función aleatoria es un conjunto de variables aleatorias que se corresponden con los puntos del dominio D bajo estudio. Esto significa que para cada punto x en D existe una variable aleatoria correspondiente Z(x). Es decir para cada punto en el espacio x se la asocia un “valor”. Para dos puntos diferentes x1 y x2 se tendrán dos variables aleatorias Z(x1) y Z(x2) diferentes pero no

independientes y es precisamente su grado de correlación el encargado de reflejar la continuidad de la mineralización, o de cualquier otro fenómeno de estudio. De modo que el éxito de esta técnica es la determinación de la función de correlación espacial de los datos. (Estevez, 2008).

Es muy frecuente que estas funciones varíen tan caóticamente en el espacio que no permitan realizar un estudio matemático directo, y se hace fundamental la interpretación de la variación espacial de los datos disponibles. Por lo tanto la primera etapa en el desarrollo de un análisis geoestadístico es la determinación de la dependencia espacial entre los datos medidos de una variable. Para lograr este cometido en base a la información muestral, se utilizan tres funciones: El semivariograma, el covariograma y el correliograma (*Giraldo, 2002*).

A continuación se pasará a detallar la función semivariograma.

El análisis estructural o estudio variográfico está compuesto por:

- El cálculo del semivariograma experimental
- El ajuste de éste a un modelo teórico

El cálculo del semivariograma experimental es fundamental en la determinación de las características de variabilidad y correlación espacial de los datos, es decir, entender cómo la variable cambia de una posición a otra. Este análisis tiene como condicionante la distribución estadística, la presencia de valores anómalos, la presencia de zonas homogéneas o posibles zonaciones en las distribuciones de las leyes.

El variograma experimental se define como la media aritmética de todos los cuadrados de las diferencias entre pares de valores muestrales separados por una distancia h . Es decir, la varianza de los incrementos de la variable regionalizada en las locaciones separadas a una distancia h .

La función $\gamma(h)$ se denomina semivariograma, quedando definida por la expresión,

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N_p(h)} \sum_{i=1}^{N_p(h)} [Z(x_i) - Z(x_i + h)]^2$$

Dónde: $N_p(h)$ es la cantidad de pares a la distancia h .

h es el incremento o “paso”

x_i Localización donde fueron medidos los valores $Z(x_i)$

$Z(x_i)$ son los valores experimentales

Esta función debe ser representada gráficamente tomando los valores de $\gamma(h)$ en función de h .

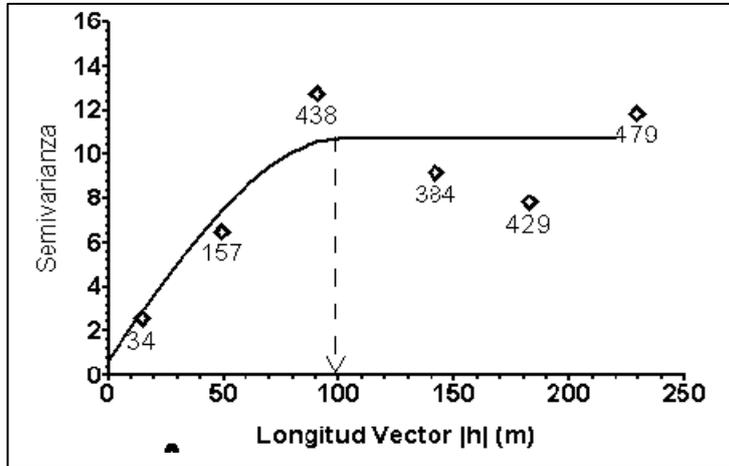


Figura 5-7 Ejemplo de variograma experimental para una dirección dada.
(tomado de Obado,2001)

Se deben ejecutar distintos variogramas experimentales realizados en varias direcciones (tanto en el rumbo como en la inclinación) para definir adecuadamente el comportamiento de la propiedad estudiada en toda la extensión del yacimiento, hasta encontrar la dirección de máxima o mínima variabilidad.

Una vez encontrada dicha dirección, es necesario ajustar el semivariograma experimental a un modelo teórico, con el objetivo de determinar los parámetros descriptivos de éste, los cuales posteriormente serán usados en la estimación de recursos.

Estos parámetros caracterizan tres elementos importantes en la variabilidad de un atributo, estos son: la discontinuidad en el origen (efecto pepita o nugget), el valor máximo de variabilidad (meseta) y el área de correlación (alcance).

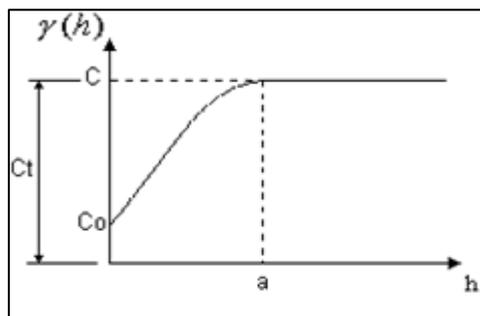


Figura 5-8 Parámetros del semivariograma (tomada de Colell et al., 2010)

Efecto pepita: El semivariograma por definición es nulo en el origen, pero usualmente las funciones obtenidas presentan discontinuidad en este. A esta discontinuidad se le denomina efecto pepita, esto hace referencia a la varianza que puede presentar un conjunto de muestras que estén a una distancia nula una de otra. El efecto pepita se representa como C_0 .

Meseta: es el valor de $\gamma(h)$ para el cual al aumentar h su valor permanece constante, se representa como C_t . A su vez también se destaca que este será el valor más alto de $\gamma(h)$ que alcance el semivariograma.

Alcance: Se define como la distancia h a la cual las variables $Z(x)$ y $Z(x+h)$ son independientes, por lo tanto es la distancia a la cual dos muestras dejan de estar correlacionadas entre sí. Vale decir también la distancia en la cual el semivariograma alcanza su meseta, se define con la letra a .

Los modelos teóricos de semivariograma usados en el proceso de estimación deben satisfacer ciertas condiciones, pero lo primordial es que sean del “tipo positivo” o “definido positivo”. En general el ajuste del modelo teórico en el semivariograma experimental se efectúa en forma visual, atendiendo siempre a dos características muy importantes. La primera es su comportamiento en el origen; si es de tipo lineal o parabólico y si presenta efecto pepita. La segunda es la presencia o no de meseta.

Existen una variedad de modelos teóricos, entre ellos se encuentran; el modelo esférico, modelo exponencial, modelo Gaussiano, modelo con función potencia y efecto pepita puro.

En la estimación, cuando se trata del comportamiento de tenores de oro, lo más usual es que se aplique el modelo esférico o el exponencial.

Modelo esférico: Este modelo es comúnmente el más utilizado. Es una expresión polinomial simple. Presenta un crecimiento prácticamente lineal desde su origen y después, a cierta distancia finita alcanza una estabilización, la meseta. La tangente en el origen encuentra a la meseta en el punto de abscisa $2/3 a$.

Modelo exponencial: A diferencia del modelo esférico este crece inicialmente más rápido y posteriormente se estabiliza de forma asintótica. Como la meseta no se alcanza en una distancia finita, se utiliza como valor de alcance el punto de abscisa para el cual el modelo obtiene el 95% de la meseta. Se denomina “alcance práctico” o “alcance efectivo” y se denota como a' . La tangente en el origen encuentra a la meseta en el punto $1/3a'$.

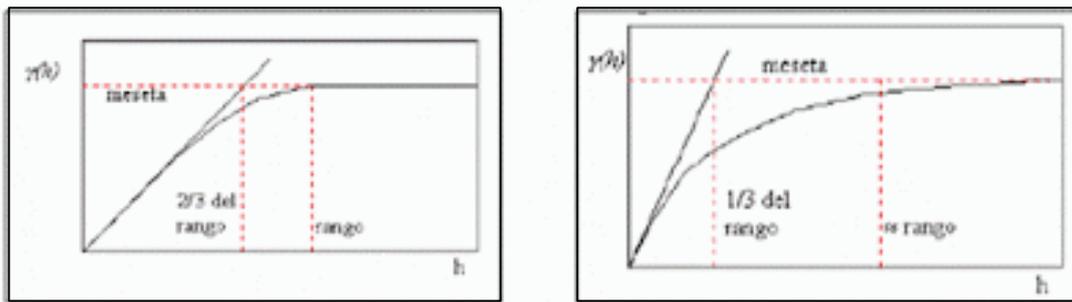


Figura 5-9 Modelo esférico y modelo exponencial respectivamente (tomada de Matheron ,2005)

Todo lo fundamentado anteriormente tiene un solo propósito, conocer la información disponible para poder realizar la estimación de los valores no conocidos. Plasmando no sólo los valores conocidos, sino también su estructura de continuidad espacial. (Estévez ,2008).

Esta técnica fue desarrollada por Matheron 1960 y la denominó Kriging. El término tiene como origen el apellido de D.G Krige quien fuera pionero en fijar las bases de la geoestadística lineal mediante su análisis de regresión entre muestra y valores de mena para una mina de oro en Sudáfrica.

El kriging consiste en realizar una ponderación, esto es atribuir un peso a cada valor observado. Los pesos son calculados de manera que se minimice la varianza de estimación resultante, teniendo en cuenta las características geométricas del problema. Al minimizar la varianza de estimación se garantiza el uso óptimo de la información disponible. Esta técnica de interpolación se basa en la premisa de que la variación espacial continúa con el mismo patrón.

Se considera al método de kriging del tipo MELI (Mejor Estimador Lineal Insesgado) o ELIO (Estimador Lineal Insesgado Óptimo). Es de tipo lineal porque sus estimaciones son combinaciones lineales ponderadas de los datos existentes; y es insesgado porque procura que la media de los errores sea nula (desviaciones entre el valor real y el valor estimado); es el mejor (óptimo) porque los errores de estimación tienen una varianza mínima.

Existen distintos tipos de kriging:

- *Kriging Simple*: media conocida m
- *Kriging Ordinario*: media desconocida
- *Kriging con un modelo de deriva*: media conocida en cada posición $m(u)$
- *Kriging con una deriva externa*: el modelo de deriva escalado a partir de una variable secundaria $m(u)=a_0+a_1y(u)$

- *Kriging Factorial*: El modelo de FA $Z(u)$ es separado en componentes independientes (factores)
- *Kriging no lineal*: Lognormal, MG, Kriging de rangos, KI, KD
- *Kriging de Indicadores*: KIS, KIO, KIM,
- *Kriging de Probabilidades*: Usa indicadores

A continuación se pasa a describir el Kriging o Krigeage ordinario, ya que será el que se utiliza en este trabajo para realizar la estimación.

Ecuaciones del Krigeage ordinario:

Si se dispone de los valores muestreados $Z(x_i)$, $i=1, \dots, n$, para estimar un valor no conocido de la característica observada en el punto $Z(v)$ esta se realiza a través de una combinación lineal de $Z(x_i)$. El valor estimado queda definido como:

$$Z^*(u_0) = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \cdot Z(u_{\alpha})$$

Donde λ_i son los pesos de krigeaje y estarán condicionados por las direcciones previamente obtenidas en los semivariogramas, de modo que los λ_i sean generados de tal forma que proporcione un estimador insesgado:

$$E[Z^*(u_0) - Z(u_0)] = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} E[Z(u_{\alpha})] - E[Z(u_0)] \quad \longrightarrow \quad \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} = 1$$

$$= m \left(\sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} - 1 \right)$$

Los ponderadores se encuentran planteando:

$$\min \text{Var}[Z^*(u_0) - Z(u_0)] = \sum_{\alpha=1}^n \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\alpha} \cdot \lambda_{\beta} \cdot C(u_{\alpha} - u_{\beta}) + C(\mathbf{0}) - 2 \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \cdot C(u_{\alpha} - u_0)$$

$$s.a. \quad \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} = 1$$

En este caso se minimiza la varianza sujeto a que la suma de los ponderadores sea igual a 1. Por lo tanto el sistema de *kriging* ordinario queda:

$$\begin{pmatrix} C(\mathbf{x}_1 - \mathbf{x}_1) & \cdots & C(\mathbf{x}_1 - \mathbf{x}_n) & 1 \\ \vdots & & \vdots & \vdots \\ C(\mathbf{x}_n - \mathbf{x}_1) & \cdots & C(\mathbf{x}_n - \mathbf{x}_n) & 1 \\ 1 & \cdots & 1 & 0 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \lambda_1 \\ \vdots \\ \lambda_n \\ -\mu \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} C(\mathbf{x}_1 - \mathbf{x}_0) \\ \vdots \\ C(\mathbf{x}_n - \mathbf{x}_0) \\ 1 \end{pmatrix}$$

$$Z^*(\mathbf{x}_0) = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \cdot Z(\mathbf{x}_{\alpha})$$

$$\sigma_{KO}^2(\mathbf{x}_0) = \sigma^2 - \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} C(\mathbf{x}_{\alpha} - \mathbf{x}_0) + \mu$$

(Colell et al., 2010)

Otro método muy utilizado de interpolación es el denominado inverso de la distancia (IDW). Este fue el primer método analítico de estimación de valores de la variable de interés en puntos donde no existía muestreo. En principio se adopta la hipótesis de que el peso de un dato aislado responde a una función inversa de la distancia del punto que se quiere interpolar. El objetivo de este método recae en asignar un valor a un punto o bloque mediante la combinación lineal de los valores de las muestras próximas a este.

$$Z^*(u_0) = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \cdot Z(u_{\alpha})$$

En la que λ_{α} son los pesos de ponderación proporcionales a la distancia euclidiana entre las localizaciones muestreadas y la del punto que se desea estimar.

Tomando el λ_{α} como función la distancia euclidiana, la ecuación del IDW queda definida como:

$$z(\mathbf{x}) = \frac{\sum_{\alpha=1}^{n(\mathbf{x})} \frac{z(\mathbf{x}_{\alpha})}{d_{\alpha}^p}}{\sum_{\alpha=1}^{n(\mathbf{x})} \frac{1}{d_{\alpha}^p}}$$

Siendo p el valor del exponente inverso de la distancia. Mediante la fórmula se observa que a medida que este aumente disminuye la influencia de los valores más alejados al punto a interpolar, mientras que aumenta el peso de las muestras más cercanas. Los exponentes más utilizados para este método son 2, 3 y 1. Para determinar cuál es el valor del exponencial para el cual la estimación se ajuste mejor se puede realizar una validación cruzada para los distintos exponentes y definir cuál es la que genera mejores resultados. (Estévez, 2008)

6. Metodología de trabajo

6.1 Redefinición de litologías

Dentro de la zona hidrotermal, es decir entre la falla H1 y F1, las litologías presentes exhiben un alto grado de deformación además de una alteración pervasiva que prácticamente borra todo rasgo de su protolito. Por esta razón, se dificulta enormemente catalogar las litologías dentro de los parámetros de clasificación de rocas, por lo menos a una escala macroscópica. Esto, en el correr de los años, tanto en la etapa exploratoria como de producción, generó que no hubiera un criterio unificado que se mantuviera en el tiempo para definir o clasificar los distintos tipos litológicos, a tal punto que en el momento de comenzar a plantear una nueva reinterpretación geológica del yacimiento, se encontró que en la base de datos había más de 30 tipos de litologías diferentes asignadas para Arenal Deeps.

Es prácticamente imposible lograr hacer una buena interpretación geológica con tantos tipos litológicos “haciendo interferencia”. Para lograr corregir esto, se reagruparon los distintos tipos de rocas en siete nuevas categorías o unidades geológicas, que aunque tal vez no se ajusten a una clasificación de aplicación universal reconocida, tiene por objetivo la practicidad y a su vez la representatividad en sus características metalogénicas. Esta nueva clasificación litológica fue empleada tanto para la descripción de los testigos de perforación como para el mapeo interior mina.

6.1.1 Unidades litológicas

Unidad félsica Indiferenciada (UFE); comprende a rocas félsicas holocristalinas, de textura granoblástica fanerítica presentando tamaño de grano medio a grueso, en el entorno de los dos centímetros. Se caracteriza por estar constituida fundamentalmente por cuarzo y feldespato potásico, subordinadamente se observa presencia de plagioclasas automorfas de grano fino. En general es una roca que no presenta una alta deformación aunque en ocasiones se puede observar una fuerte lineación mineral, definida sobre todo por cristales de cuarzo estirados. Presenta venilleo de cuarzo lechoso y en muy baja proporción de cuarzo gris coloforme.

La alteración predominante para esta litología es potásica y secundariamente silíceo.

Manifiesta una baja concentración de pirita tanto diseminada como en venillas de cuarzo, siendo las concentraciones de estas menor al tres por ciento y menor al uno por ciento respectivamente, por lo tanto siempre es catalogada como estéril.

Cuando esta roca se presenta en forma de dique se describe como dique félsico indiferenciado (IFD).



Figura 6-1 Muestra de mano, roca félsica indiferenciada

Roca félsica Hidrotermalizada (HFE); comprende a rocas félsicas holocristalinas, de textura fanerítica con tamaño de grano medio y con fuerte brechamiento cataclástico que genera un mosaico de tonalidades, mayoritariamente anaranjadas, recortada por venillas grises. Mineralógicamente está compuesta por feldespato potásico y cuarzo. La característica principal de esta litología es que está fuertemente recortada por *stockwork* de cuarzo gris y cuarzo-pirita.

La alteración predominante para esta litología es potásica y secundariamente silíceo. Esta unidad presenta una media a alta concentración de pirita diseminada, que varía en el entorno de cinco a quince por ciento y una gran cantidad de venillas, en forma de *stockwork*, de cuarzo gris “mineralizantes” y cuarzo-pirita, mayor al diez por ciento.



Figura 6-2 Muestra de mano, roca félsica indiferenciada hidrotermalizada

Brecha hidrotermal (HBX); roca afanítica a sub-fanerítica caracterizada por estar compuesta principalmente por sílice, presenta una textura brechada producto de la intrusión del fluido hidrotermal generando una especie de “autobrechamiento”, en ocasiones también puede presentarse con una textura masiva.

Si bien en esta litología no se observa a simple vista gran cantidad de pirita, se destacan leyes altas en Au, esto es producto de una alta presencia de pirita y/o oro libre de tamaño microscópico presente como impurezas dentro de la brecha hidrotermal.



Figura 6-3 Muestra de mano, brecha hidrotermal

Brecha tectónica (TBX); esta unidad geológica engloba distintos tipos de rocas. Se destaca para esta unidad el grado de deformación presente en estas litologías. Se caracteriza por rocas holocristalinas, inequigranulares, con una textura/estructura brechada a protomilonítica, con una fuerte presencia de porfidoclastos fundamentalmente feldespáticos inmersos en una matriz afanítica. Habitualmente las litologías están recortadas por una variedad de venilleos craquelados, tanto de cuarzo lechoso como de cuarzo gris, cuarzo-carbonato, cuarzo-feldespatos o cuarzo-sericita, que dependiendo de su concentración pueden llegar a configurarse en *stockwork*.

Suele ser una unidad litológica con una gran afinidad a la mineralización, con presencia de gran cantidad de pirita fina diseminada, tanto en los clastos/blastos como en la matriz y una alta presencia de cuarzo-pirita en venilleo.

No se puede definir un tipo de alteración dominante para esta unidad ya que se presenta con alteraciones pervasivas clorítica, silíceas y feldespática indistintamente, y en general se sobreimprimen alteraciones en halos de las distintas venillas.



Figura 6-4 Muestra de mano, brecha tectónica

Diorita (IDO); roca holocristalina, mesócrata, con tamaño de grano fino, en el entorno de los 2 milímetros, constituida fundamentalmente por plagioclasa y anfíbol generando una textura característica de “sal y pimienta”.

Frecuentemente se presenta diaclasada, con presencia de sericita y clorita en los planos de fractura y con un marcado venilleo de cuarzo-carbonato.

Al igual que el UFE la diorita no presenta afinidad a la mineralización ya que la presencia de pirita siempre es menor al uno por ciento.



Figura 6-5 Muestra de mano, diorita

Cuarzo-Monzonita (IM); roca holocristalina melanocrata, de textura porfídica, producto de la presencia de megacristales de feldespato potásico rosado de más de 2 cm, inmersos en un mosaico de cristales de cuarzo, plagioclasa y feldespatos de menor tamaño.

Presenta alteración clorítica y pervasiva generando el color verde oscuro característico de esta unidad. Frecuentemente la cuarzo-monzonita se ve recortada por venilleo cuarzo-carbonático, llegando esta concentración a formar en ciertas zonas estructuras de tipo *stockwork*.

Esta unidad se define como estéril, ya que no presenta afinidad a la mineralización, marcando con su presencia el límite sur del yacimiento.



Figura 6-6 Muestra de mano, QzMonzonita

6.2 Recolección de información

Para la realización del modelo geológico fue necesario actualizar y generar nueva información geológica, incluyendo información acerca de la distribución de leyes, así como de los controles geológicos del yacimiento.

6.2.1 Muestreo continuo en desarrollos subterráneos transversales

Este muestreo tuvo como finalidad obtener una mayor densidad de información que pueda ser incluida en los procesos de estimación de recursos del yacimiento, así como también ayudar a interpretar los límites de los cuerpos mineralizados, sean dados estos por contactos estructurales o de forma gradacional.

El muestreo se efectuó siempre en los desarrollos con una dirección perpendicular al rumbo del cuerpo mineralizado. Como la orientación de la mineralización en Arenal Deeps es ONO-ESE los muestreos de canaletas se realizan en las labores con dirección SSO-NNE, ya que la premisa inicial establece que se encontrará mayor representatividad de las distintas zonaciones minerales en esta dirección.

Se tomaron muestras consecutivas de las cajas de los desarrollos, a una altura relativamente constante (1,2 m del suelo). Cada muestra de canaleta se extrajo de un canal de 10 cm de ancho por un metro de largo y con una profundidad de 3 a 4 cm. Estas medidas no fueron al azar sino que se basan en el peso muestral que deben tener estas muestras para que sea comparable con el peso muestral que tiene un núcleo de diamantina de un metro de largo. Con estas dimensiones de canaletas se estima que el peso por muestra estara en el entorno de los 9 kilos.

Para comenzar el muestreo lo primero que se realizó fue la marcación de las muestras en el hastial (anteriormente se debió reconocer las zonas de interés a muestrear). Las corridas de muestreo se marcaron con pintura en aerosol sobre los hastiales del desarrollo.

Para esto, se lavaron previamente las paredes hasta una altura de dos metros, con el fin de desprender rocas sueltas y polvo eliminando una posible contaminación en el muestreo.

Una vez delimitadas las zonas primarias se procedió a subdividir sistemáticamente muestras de 1 m de longitud. Se codificó cada muestra (en la pared) con el número de talonario que le correspondiere teniendo en cuenta la inserción de muestras de control.

Para la extracción de estas muestras se utilizó un martillo rompedor neumático y/o eléctrico, que al ir percutiendo sobre la marca de la canaleta va arrancando el material rocoso de la pared. Este debe caer en un paño plástico ubicado previamente al comienzo del muestreo con el fin de recolectar sólo el material perteneciente a la canaleta muestreada.

Aquellos fragmentos de roca que superaban los 5 cm de diámetro se quebraron con golpes de mazo sobre una placa metálica hasta alcanzar el diámetro adecuado.

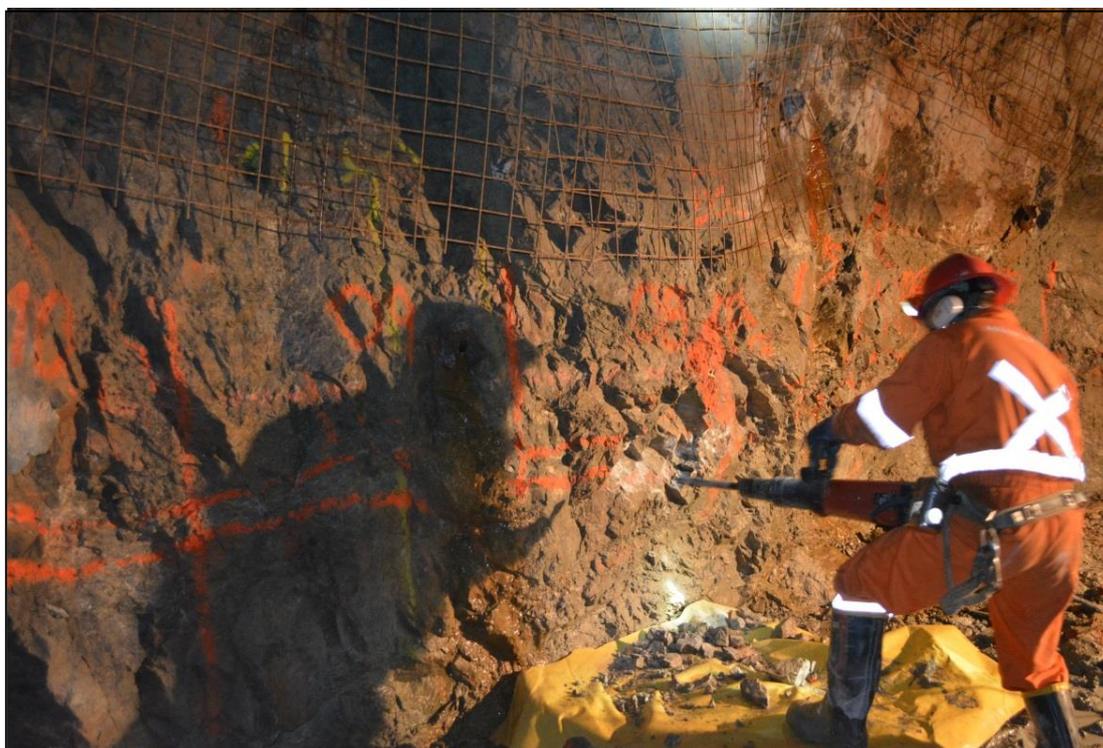


Figura 6-7 Toma de muestra canaleta

Al terminar de extraer la muestra de canaleta (alcanzado la profundidad determinada) se pasó a embolsarla junto con su talonario (codificación).

Posteriormente se procede a llenar el “Formato de campo para muestreo en canales”, donde se detalla la siguiente información:

- Mina (Ej., Arenal Deepes);
- Labor (Ej., TS_N220_R2);
- Pared (Ej., “Este”);
- N° de muestra (código único de identificación);
- Fecha de muestreo;
- Personal responsable de turno;
- Observaciones;

Antes de tomar la muestra contigua, el paño se lavó adecuadamente con agua, de manera que puedan evitarse contaminaciones indeseadas.

Las muestras fueron enviadas al laboratorio con el fin de determinar su concentración de Au en g/t.

Al finalizar el muestreo de un labor entero el equipo de agrimensura realizó el relevamiento topográfico de cada muestra a través de una estación tota. Además de este relevamiento topográfico se generó un croquis preliminar de ubicación de las canaletas muestreadas para cruzarlo con las mensuras resultantes del levantamiento, con el fin de advertir posibles errores e identificar las fuentes de estos y corregirlos.

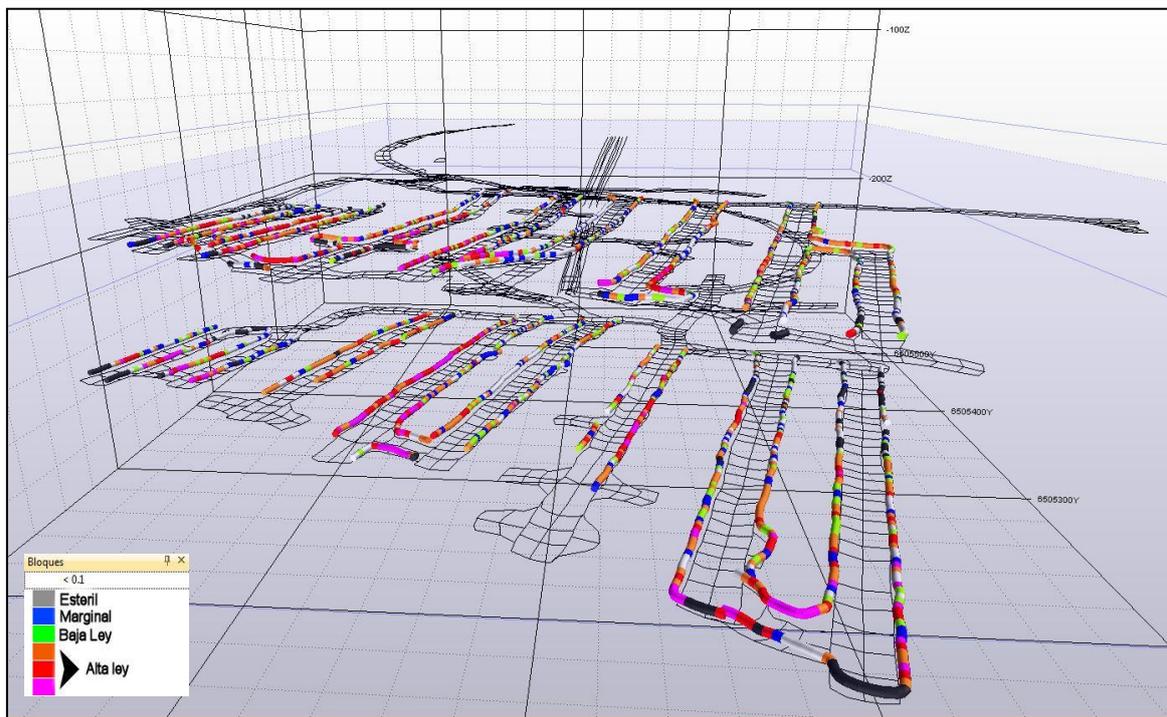


Figura 6-8 Vista isométrica canaletas niveles -182 y -157.

6.2.2 Mapeo geológico

El mapeo geológico del interior de la mina es una de las principales labores del geólogo de producción. El objetivo principal es obtener datos geológicos que contribuyan a definir la ubicación, forma, dimensión, relaciones de contacto y distribución de la mineralización dentro del yacimiento.

Este tipo de mapa expresa una síntesis de los rasgos geológicos / estructurales más importantes del área de estudio. Si bien se puede realizar un mapeo extremadamente minucioso y con gran detalle, en la realidad los tiempos de producción van marcando el ritmo de la generación de nueva información geológica, por lo que el mapeo se realizó haciendo hincapié en los atributos geológicos responsables de controlar la mineralización.

El levantamiento geológico interior mina se realizó a escala 1:250. Se recolectó información de los tipos litológicos presentes, alteraciones de la roca, estructuras y mineralogía, observando completamente la caja a lo largo de su nivel de gradiente (altura de la cintura) y proyectándola a un plano, quedando representada la pared de la labor, al nivel antes mencionado.

En resumen en el mapeo de las labores subterráneas se representaron:

- Unidades litológicas previamente definidas, Ej TBX, UFE HBX, etc
- Morfología de los cuerpos mineralizados.
- Relación espacial con la roca caja (contactos, rumbo y buzamiento de los mismos).
- Textura y estructura de la mena en la roca.
- Intensidad de la mineralización (estimación visual de la fracción porcentual que ocupa la mena en la roca)
- Distribución de la mineralización en los cuerpos (zonaciones geológico-económicas)
- Asociaciones minerales de alteración
- Intensidad de las alteraciones

Más allá de estos rasgos geológicos que hacen referencia en gran medida a una información basada en la distribución de la mineralización, continuó siendo fundamental la representación de rasgos estructurales, como ser:

- Fallas importantes presentando una continuidad espacial definida
- Disposición espacial de los distintos juegos de diaclasas que se pudieran observar.

Para la realización de este mapeo geológico se partió de un mapa base georreferenciado con la topografía impresa del nivel a mapear, en el cual se fue volcando toda la información recolectada ejecutando las siguientes nomenclaturas:

Codificación y colores empleados para la identificación de alteraciones dominantes: la alteración se representó a través de tramas sólidas sobre el borde exterior de la topografía, así como también se expresó a través de la nomenclatura codificada siempre entre paréntesis. Si se observó más de un tipo de alteración sólo se representó gráficamente la más preponderante y al momento de apuntar los códigos se dispusieron en orden de mayor a menor intensidad.

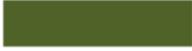
Alteraciones		
Color	Nomenclatura codificada	Tipo de alteración
	SK	Silíceas
	CH	Clorítica
	KF	Potásica
	HM	Oxidación -Martirización
	EP	Epidótica

Figura 6-9 Códigos utilizados para la alteración en el mapeo.

Codificación para la identificación de litologías: Las diferentes litologías se anotaron en la parte exterior de la topografía. Al igual que en la alteración, si existe más de un tipo litológico presente se apuntaron en orden, en primer lugar la litología principal y posteriormente la secundaria

Litología	
Nomenclatura codificada	Tipo de roca
UFE	Rx félsica indiferenciada
HFE	Rx félsica Hidrotermalizada
TBX	Brecha tectónica
HBX	Brecha hidrotermal
IDO	Diorita
IFD	Dique félsico indiferenciado

Figura 6-10 Códigos litológicos utilizados en el mapeo.

Codificación para la mineralización: como ya se ha enunciado anteriormente, la mineralogía responsable de la captación del oro es la pirita, por ende se hizo imprescindible determinar visualmente el porcentaje de ésta para poder determinar tentativamente la concentración de Au en cada zona. La mineralización se representó en el borde interior del contorno de la topografía (lo que correspondería al rajo) y se codificó según la siguiente figura.

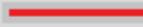
Mineralización (Concentración de Py)		
Estimación visual en porcentaje	Trama	Descripción
0% - 1%		Débil
1% - 5%		Moderada
5% - 15%		Intensa
> 15%		Muy intensa

Figura 6-11 Códigos utilizados para cuantificar la cantidad de Py diseminada.

Codificación y colores empleados para la identificación del venilleo: así como el porcentaje de pirita diseminada presente en el macizo también es fundamental establecer la presencia y cantidad de venilleo de cuarzo-pirita presente para determinar visualmente la concentración de oro en cada zona. Para esto se hizo una distinción entre el venilleo que resulta mineralizante y el que no. Estos se

representaron gráficamente en el borde exterior de la topografía y según su abundancia será la concentración de trazos que se apunten en el mapeo. Para el venilleo catalogado como estéril se adjuntó una observación que determina la composición mineralógica de este.

Venilleo	
Trama	Descripción
	Venilleo mineralizante QzPy
	Venilleo Estéril Qzm- QzCb- QzFk

Figura 6-12 Códigos gráficos utilizados para la representación del venilleo en el mapeo.

Codificación empleada para representar estructuras: se representó en el plano todas aquellas estructuras que presentaran una relativa importancia, ya sea por su porte como por su capacidad de delimitar distintos cuerpos. A su vez la importancia de cada estructura quedó plasmada en el mapeo por la intensidad del trazo al representarla en el mapa.

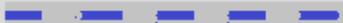
Estructuras	
Trama	Descripción
	Falla
	Falla inferida
	Falla indicando desplazamiento relativo: U bloque acendente, D bloque decendente
	Falla de rumbo
	Falla de rumbo inferida
	Zona de cizalla
	Sentido y angulo del buzamiento
	Familia de diaclasas

Figura 6-13 Codificación utilizada para las distintas estructuras representadas en el mapeo.

6.2.3 Sondajes diamantinos.

6.2.3.1 Trabajos anteriores:

Las perforaciones realizadas al año 2010, previo comienzo del desarrollo de la mina subterránea Arenal Deeps, fueron de 720 perforaciones (90.882 m) de los cuales 124 fueron realizados mediante perforaciones rotativas con aire (1.249 m), 442 mediante perforaciones de circulación inversa (46.619 m) y 146 perforaciones con extracción de testigos (42.534 m).

Estas perforaciones se realizaron con una grilla de perforación de 25m x 25m en el núcleo de la mina a cielo abierto y de 50 x 50 m en el área perimetral.

6.2.3.2 Trabajos actuales:

El Departamento de Geología de Arenal Deeps cuenta con una perforadora Sandvik DE-130, con la cual es posible perforar en ángulos de 0 a 90° y 0 a -90°, en diámetro NQ. La capacidad de perforación en ángulos negativos es de 400 metros de profundidad. La perforación con diamantina es una herramienta fundamental para la generación de nueva información que permite confirmar o redefinir los sectores que presentan un déficit de datos. Es decir que el objetivo de estas perforaciones es mejorar las estimaciones primarias de recursos y reservas locales (proyecto de perforaciones "*infill*").

Asimismo, se emplea para definir sectores en los que no exista información y por lo tanto no han sido evaluados hasta el momento, con el objetivo de identificar nuevas áreas potenciales a ser explotadas. (Proyecto de perforaciones *brownfield*).

Al momento se han perforado un total superior a los 15.000 m, desde interior mina. Los núcleos de la totalidad de los metros perforados fueron descriptos (logueados) y posteriormente analizados en el laboratorio para definir sus tenores de Au y Ag.

6.2.3.3 Descripción de núcleos diamantinos

Debido a que estas perforaciones son realizadas en un proyecto en explotación, la descripción de los testigos no se realiza con el mismo detalle que se emplearía si fueran de un proyecto exploratorio. Esto es debido a dos razones fundamentales, siendo la primera la velocidad con que se requiere la información brindada por estas perforaciones para la toma de decisiones en la planificación a corto plazo. La segunda, por la comprensión que se tiene del depósito, del cual ya se conoce cuál es la información que tiene relevancia significativa y la que no.

Por estos motivos, la descripción no se hizo muestra a muestra, sino que se relevaron tramos litológicos relativamente homogéneos, asumiendo además, que en el momento de la explotación estas litologías tendrán un comportamiento semejante.

Para la descripción de estos tramos se utilizó la estructura de logueo que se muestra en la tabla 6-15.

(0)		(1)	(2)				(3)	(4)						(5)						(6)																		
From	To	Rock Type				Alteration (Hydrothermal)						Mineralization						Veining																				
		Lithology Major	Lithology Minor	Texture Primary	Texture Secondary	Grainsize	Hardness	Structure Type	Structure Intensity	ALT Mineral	ALT Occurrence	ALT Intensity	ALT Mineral	ALT Occurrence	ALT Intensity	ALT Mineral	ALT Occurrence	ALT Intensity	ALT Assembly	Mineral	MIN Occurrence	MIN Intensity	Mineral	MIN Occurrence	MIN Intensity	Mineral	MIN Occurrence	MIN Intensity	Mineral	Type	%	Mineral	Type	%	Mineral	Type	%	N° Muestra

Figura 6-15 Estructura de logueo utilizada para la descripción de los núcleos de perforación.

El formulario (ver imagen 6-15) tiene un conjunto de casillas que se seleccionan para cada tramo a ser logueado.

El tramo es definido por el geólogo encargado del logueo, definiendo el inicio y el fin:

From: Inicio del tramo geológico.

To: Final del tramo geológico.

El siguiente apartado es “Tipo de roca”, que resume las características litológicas. En este apartado se definen tres campos:

- 0) Litología mayor y menor.
- 1) Textura primaria y secundaria, tamaño de grano y dureza de la roca.
- 2) Tipo de estructura predominante y su intensidad.

En el apartado “Alteración”, se describen las alteraciones dominantes, en orden de su magnitud, destacando su tipo de ocurrencia e intensidad.

El apartado “Mineralización”, para el caso de Arenal Deeps contempla las opciones de mineralización principales que corresponden a pirita, calcopirita, galena y hematita. A su vez se describe el tipo de ocurrencia para estos minerales (diseminado, cumular, en venillas, en matriz, etc.) como también su intensidad, en una escala que va del 1 al 4, siendo el valor 1, menor al 1% de concentración y cuatro mayor al 15 %.

En el apartado “Venilleo” se describe la composición de las venillas presentes, su forma (craquelada, coloforme, brechada, fibrosa, etc.) y el porcentaje presente en el tramo.

6.2.3.4 Muestreo de los núcleos de perforación.

La selección de muestras se realizó luego del logueo y se dividieron todos los intervalos anteriormente marcados en sub intervalos de muestreo.

El tamaño de las muestras debió tender al metro de longitud. En el caso que esto no se lograra, las medidas para estas muestras estuvieron entre los 0,5 m y 2,0 m de longitud.

Para la selección de los límites de éstas, siempre se consideró la geología, respetando contactos litológicos, de alteración, deformación y mineralización, para que cada intervalo sea lo más homogéneo posible.

Al finalizar la marcación de los intervalos se comenzó con el trazado de la línea de corte, la cual se traza perpendicular a las estructuras dominantes. Esta línea tiene como finalidad servir como guía al momento del corte del testigo, con el objetivo de conseguir dos mitades que representen el mismo tenor de ley.

Al finalizar el procedimiento de marcación del testigo para el corte, se realizaron los estudios geotécnicos, se fotografió y posteriormente fueron llevados los testigos a la sierra para realizar los cortes.

Las muestras fueron embolsadas, rotuladas y enviadas al laboratorio para su ensayo a fuego, quedando como respaldo de la perforación las cajas con las mitades de los testigos que no fueron muestreados, organizadas y ordenadas en la testigoteca.

La información generada en el logueo, la información geotécnica y el resultado del análisis del laboratorio fueron ingresados a la base de datos del proyecto para su posterior interpretación.

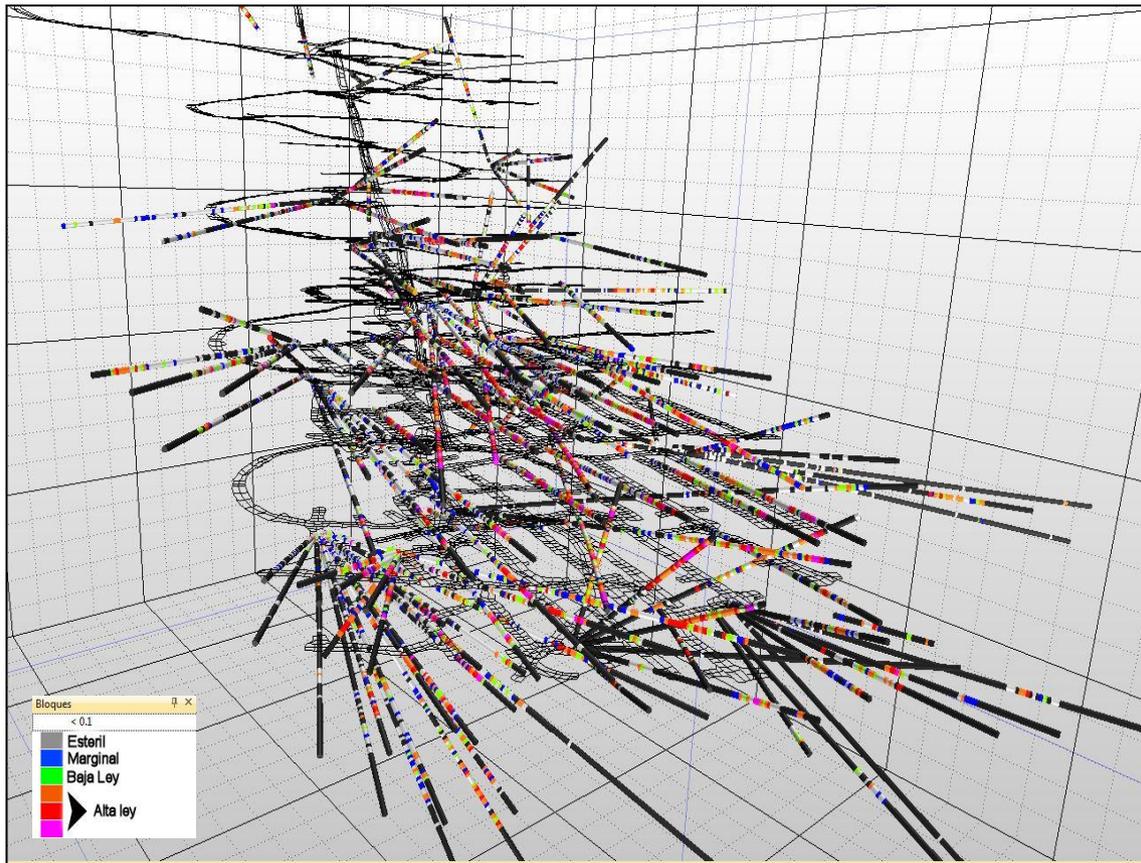


Figura 6-16 Vista isométrica Arenal Deeps, con la totalidad de los pozos interior mina.

7. Aseguramiento de la Calidad y Control de Calidad (AC/CC)

Al momento de realizar una estimación de recursos y reservas existe una inherente relación entre la calidad de la información obtenida y la confiabilidad de esta estimación.

Cualquier compañía minera que cotice en bolsa de valores debe seguir estrictas normas que han sido implementadas recientemente (luego de lamentables incidentes ocurridos en determinadas empresas mineras), con el fin de validar y estandarizar los procedimientos de trabajos relacionados con la calidad de la información.

Por ende, a los muestreos mencionados en el capítulo 6.2 se les realizó un estricto AC/CC con el objetivo de validar la información obtenida, permitiendo así, ser adjuntada con los datos preexistentes y ser utilizada en la nueva estimación de recursos y reservas.

7.1 Conceptos

El Aseguramiento de Calidad tiene como función elevar el nivel de confianza para aquellas acciones sistemáticas realizadas en un programa de exploración. Éste tiene además como objetivo la prevención de errores en la adquisición de los datos mientras que por otro lado, el Control de Calidad se relaciona con la detección de los problemas. Para esto se generan procedimientos rutinarios que monitoreen la calidad.

7.1.1 Aseguramiento de la calidad

Un programa de AC debe incluir indicaciones y recomendaciones orientadas a reducir el efecto de los errores en el momento de recolectar las muestras así como durante el procesamiento analítico futuro. Se definen tres tipos de errores fundamentales:

- Tipo I; ocasionados por error o negligencia

Causa común para este tipo de error es no contar con el personal capacitado para realizar la tarea. Por ejemplo, errores en la codificación de los datos o el uso de grillas de exploración inadecuadas, entre otros.

- Tipo II; de muestreo o medición, de naturaleza aleatoria

Entre los distintos tipos de error que se pueden desarrollar en esta tipo se destacan: el muestreo del material más blando o frágil, la orientación incorrecta en el marcado de la línea de corte para los núcleos de perforación, el uso de técnicas de cuarteo deficientes, la insuficiente pulverización, la aplicación de procedimientos incorrectos, etc.

- Tipo III; de naturaleza sistemática

Este tipo de errores suelen ocurrir cuando se trabaja con algún equipo descalibrado, reactivos mal preparados o deteriorados, la aplicación de procedimientos erróneos al momento de ejecutar el análisis, etc.

Los errores del tipo I pueden ser fácilmente remediados bajo una buena supervisión y mediante la aplicación de las técnicas de muestreo correctas.

Los errores del tipo II y III no pueden ser evitados, pero mediante un buen Control de Calidad pueden ser fácilmente detectados y corregidos, así que por más que no se puedan eliminar en su totalidad estos errores pueden ser minimizados.

7.1.2 Control de Calidad

El programa de control de calidad radica en el envío sistemático de muestras de control insertadas en los lotes de muestras enviadas al laboratorio responsable de analizar las muestras del proyecto. También se debe realizar un chequeo de muestras ya analizadas en el laboratorio primario mediante análisis realizados en laboratorios externos. Estos análisis también deben contar con muestras de control para validar los datos arrojados por estos laboratorios externos.

Existen tres conceptos fundamentales que se deben conocer al momento del análisis de los datos obtenidos mediante el proceso de CC, estos son:

Precisión; es la habilidad de reproducir una medición en condiciones similares. Ésta siempre está vinculada a los errores aleatorios y es el término que define cuánto se aproximan los valores medidos entre ellos (para una misma muestra) sin tener en cuenta su valor verdadero.

Para medir la precisión se utilizan muestras de control denominadas duplicados, en el muestreo, el original y el duplicado deben corresponder al mismo intervalo y previendo que su envío al laboratorio sea en el mismo lote, manteniendo así las condiciones de análisis lo más similares posibles.

La precisión se analiza mediante el error relativo (ER). Se define como el valor absoluto de la diferencia entre los valores original y duplicado, dividido entre el promedio entre ambos valores, medido en porcentaje.

Vale recalcar que la precisión es inversamente proporcional al ER; a mayor ER menor será la precisión, y viceversa.

Exactitud; se define como la proximidad de los resultados a un valor verdadero y se vincula a los errores sistemáticos.

Para cotejar la exactitud que brinda un laboratorio se insertan dentro de los lotes de muestras, muestras de control denominadas estándares. Son muestras de las que, por medio de una gran cantidad de análisis en distintos laboratorios se dispone una estimación de su valor real con gran exactitud. Este valor se conoce como mejor valor (MV) (Simón 2007).

Otro parámetro de igual importancia es el intervalo de confianza (IC). Éste identifica el intervalo alrededor del MV en el cual la posibilidad de ocurrencia del valor real sea del 95%. El MV y el IC deben ser definidos mediante múltiples análisis en diversos laboratorios con una reputación elevada. La exactitud se debe tratar como un parámetro cualitativo, mientras que el sesgo (el porcentaje al cual nuestros análisis se alejan del MV) como un parámetro cuantitativo. Por ende a mayor exactitud menor será el sesgo, y viceversa (Simón 2007).

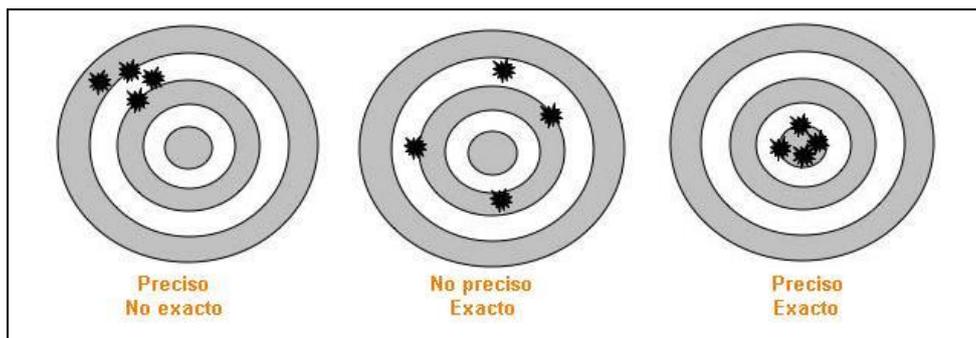


Figura 7-1 Representación gráfica precisión VS exactitud (tomada de detopografia.blogspot.com).

Contaminación; al preparar o analizar una determinada muestra, es posible que una parte de ésta, si los equipos e implementos no son manipulados adecuadamente, contamine la muestra posterior, generando un valor erróneo. Esto suele ocurrir sobre todo, cuando la muestra precedente presenta una alta concentración mineral (Simón 2007).

Para controlar la contaminación en el proceso analítico se insertan muestras de control denominadas blancos, para las cuales la ausencia o su baja concentración cercana al límite de detección del elemento a analizar, es conocida y confirmada. La inserción de estas muestras debe ser colocada posteriormente a una muestra, en la cual mediante una determinación visual se identifique su alta ley (Simón 2007).

Un programa de Control de Calidad debe intentar reducir al mínimo el error total, se debe evaluar el comportamiento de las muestras en todo su ciclo, desde el muestreo, la preparación, hasta su análisis (Simón 2007).

7.2 Control de Calidad muestreo de hastiales

En este apartado se hará referencia únicamente al Control de Calidad realizado para las muestras de canaleta, ya que si bien este estudio también se realiza para las muestras de los sondajes diamantinos, éstos fueron históricamente realizados por la geóloga Gabriela Iardino responsable del área de AC/CC dependiente del Departamento de Exploraciones de la empresa.

Los procedimientos y controles son muy similares en cuanto al CC para estos dos tipos de muestro, por lo que lo referido al muestro de canaletas se puede extrapolar a los sondajes.

El CC planificado monitorea las etapas y los parámetros a través de la inserción de muestras de control. Estas muestras son insertadas por personal del Departamento de Geología, siendo éstas empaquetadas y numeradas de forma tal que el laboratorio no logre identificarlas como muestras de control.

7.2.1 Análisis CA/CC hastiales

Durante el período Junio- Diciembre 2013 se realizaron 3025 análisis correspondientes al muestreo de canaletas ejecutados en la mina subterránea Arenal Deep. Las muestras fueron analizadas por Au (método ensayo a fuego) e ingresadas en la base de datos correspondiente al proyecto subterráneo. Según el programa de control de calidad establecido, cada lote de muestras enviado al laboratorio incluyó la inserción de muestras de control de calidad para controlar la precisión en el muestreo, la exactitud analítica y la contaminación durante el proceso.

Tabla 7-1 Muestras de control insertadas en los lotes analizados.

Tipo de muestra	# Muestras	%
Muestras enviadas al lab.	3025	-----
STD A	68	2.2
STD B	82	2.7
Gemelas	125	4.1
Blancos	145	4.8
# Total de muestras analizadas	3445	

Adicionalmente se insertaron en el laboratorio duplicados de preparación 10# y duplicados de pulpa 150# para controlar la precisión del muestreo en los procesos del laboratorio.

Tabla 7-2 Muestras de control insertadas en el laboratorio.

Tipo de muestra	# Muestras	%
Muestras enviadas al lab.	3025	-----
Duplicados 10 #	164	5.4
Duplicados pulpa 150 #	149	4.9

7.2.1.1 Exactitud analítica

Se realizaron cartas de control para monitorear el comportamiento de las muestras estándares y así evaluar la exactitud del laboratorio durante el período de estudio. Para la evaluación de los estándares se construyeron gráficos de control donde los valores son ploteados en una secuencia temporal. El gráfico presenta líneas con valores Y constantes, correspondientes al MV, $MV \pm 2$ desviaciones estándar (DV) y $MV \pm 3DV$.

A continuación se muestran estos gráficos para los estándares de alta y baja ley insertados durante el período junio 2013 a diciembre 2013.

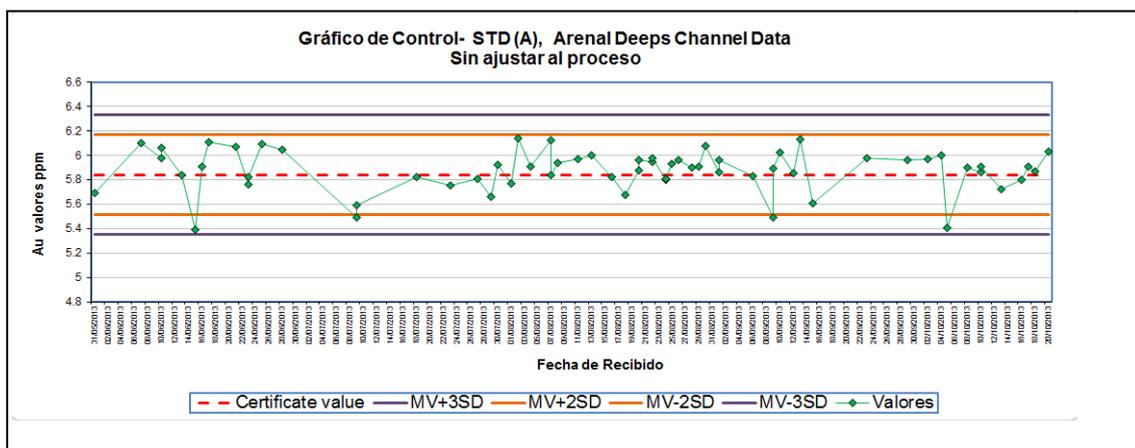


Figura 7-2 Comportamiento de muestras estándares de Alta Ley.

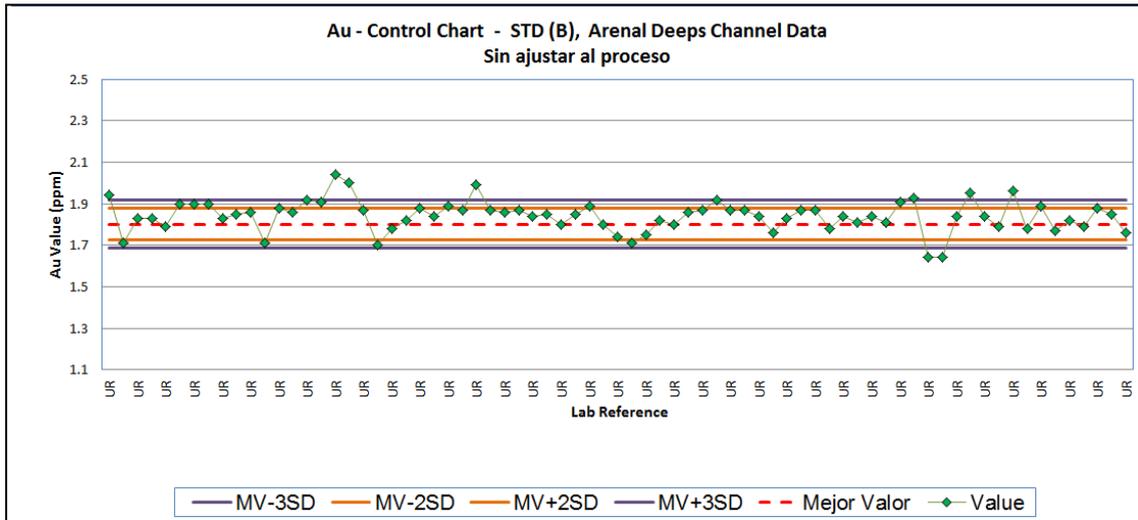


Figura 7-3 Comportamiento muestras estándares Baja Ley.

Al analizar los valores reportados por el laboratorio se puede calcular el sesgo analítico que presenta nuestro laboratorio. Este sesgo (S_a) se calcula como:

$$S_a(\%) = \left(\frac{PReve}{MV} \right) - 1$$

obtenidos (calculado luego de eliminar los valores erráticos) y MV mejor valor para el estándar. El sesgo analítico es considerado aceptable si su valor es inferior al 5%, arriesgado si se encuentra entre 5% y 10% e inaceptable cuando supera el 10%.

Se ha calculado el sesgo para cada tipo de estándar siguiendo la ecuación anterior.

Tabla 7-3 Sesgos calculados para cada MRE.

Junio - Diciembre 2013					
MRE	Certificado		Ajustado al proceso analítico		Sesgo %
	Mejor Valor ppm	Desviación estándar	Promedio ppm	Desviación estándar	
STD A (OxL93)	5.841	0.164	5.877	0.17	0.62%
STD B (Oxi96)	1.802	0.039	1.842	0.075	2.22%

La exactitud analítica está muy por debajo de los rangos aceptables (sesgos +- 5%) tanto para las altas leyes como las bajas leyes.

El estándar que presenta mayor sesgo es el de baja ley (aunque no es significativo). Por lo tanto se debe asumir que las leyes por debajo de este valor están sobrestimadas en el porcentaje del sesgo.

7.2.1.2 *Precisión analítica*

La precisión analítica se estima mediante la inserción de muestras duplicadas y gemelas.

Para la interpretación de estos datos se utilizó el método hiperbólico, el cual consiste en evaluar en un gráfico de dispersión de tipo Max-Min la aceptación de cada par con la ayuda de una función del tipo hiperbólica $y^2 = m^2x + b^2$. La pendiente m se calcula en función al error relativo aceptable para cada tipo de muestra (10% para los duplicados de pulpa, 20% para duplicados gruesos #10, y 30% para muestras gemelas), mientras que el valor constante b se estima en función del límite de detección del elemento estudiado. Todos aquellos pares que se ubican por encima de la hipérbola son rechazados. La ventaja de este método con respecto a muchos otros, es que incluye en el análisis aquellas muestras que están muy cerca del límite de detección analítico usualmente rechazadas por los anteriores (Simón, 2007).

Precisión en el muestreo (Muestras gemelas)

Estas muestras son extraídas inmediatamente por encima de una muestra ya obtenida (“original”) perteneciente a la línea de muestreo. Se utilizan para evaluar el error en el muestreo. No deben considerarse duplicadas ya que no son generadas mediante el cuarteo de una muestra. Si bien son tomadas de la zona más próxima a la original, las muestras ocupan, formalmente, diferentes posiciones espaciales

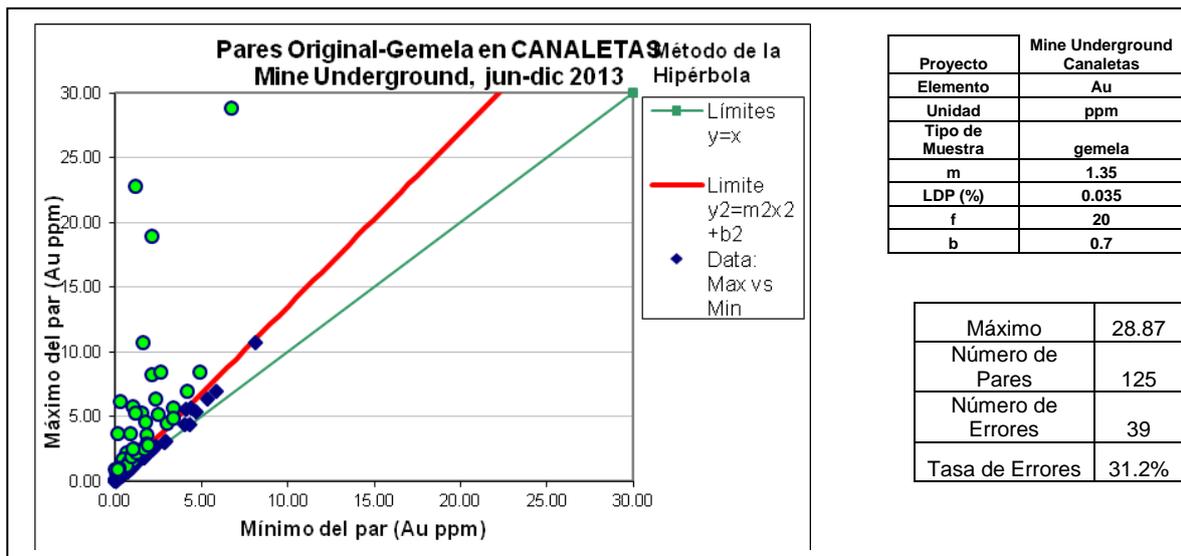


Figura 7-4 Relación de pares orig-gem tratados como máximos y mínimos, evaluados para un error máximo relativo de 30% (método de la hipérbola).

Precisión en el muestreo en laboratorio (muestras duplicados 10# y 250#). Los duplicados 10# son tomados luego de la primera fase de chancado (mediante un molino de rodillos el cual muele la muestra hasta obtener un 95% del producto menor a una malla 10) y cuarteo en el proceso de reducción de muestras realizado por el laboratorio.

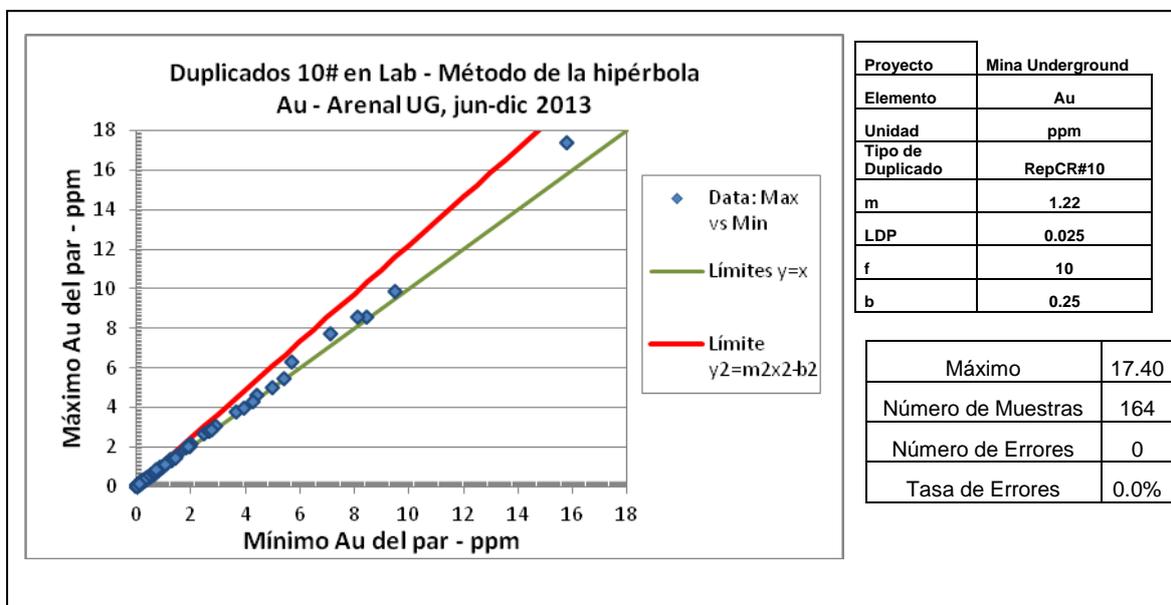


Figura 7-5 Relación de pares orig-dup tratados como máximos y mínimos, evaluados para un error máximo relativo de 20% (método de la hipérbola).

Los duplicados de pulpa 150# se toman en la reducción final previa al ensayo a fuego (el material previamente chancado se pulveriza hasta obtener un 95% del producto menor a malla 150), la muestra duplicada se toma del rechazo ya cuarteado de este material.

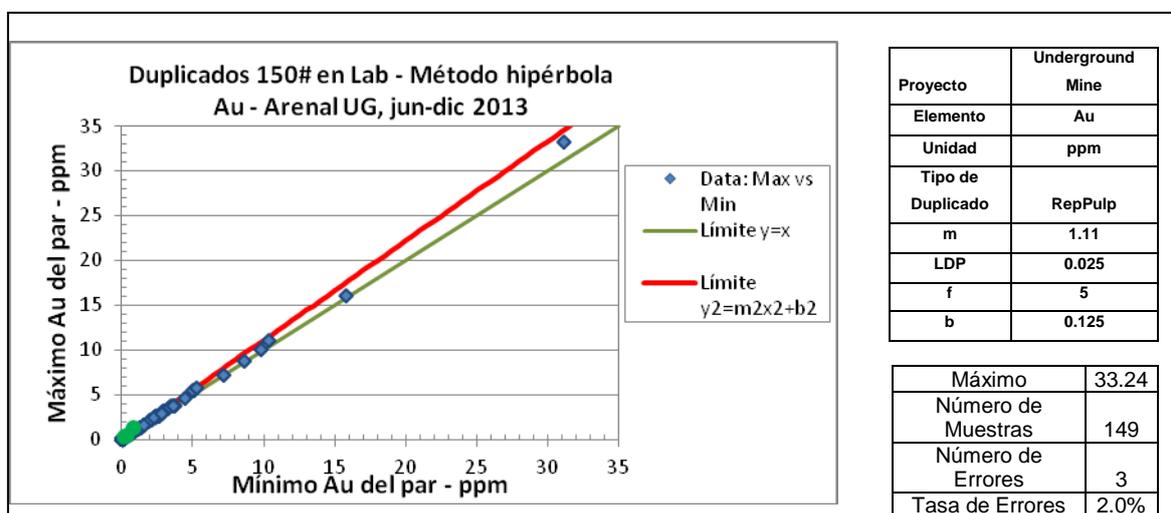


Figura 7-6 Relación de pares orig-dup tratados como máximos y mínimos , evaluados para un error máximo relativo de 10% (método de la hipérbola).

Los duplicados de laboratorio indican que la precisión de éste es buena. Estos duplicados cumplen con el criterio de tener más del 90% de los datos con diferencias relativas menores que 20% y 10% relativamente. En cuanto a las gemelas y duplicadas, se observa una gran dispersión para las primeras quedando por fuera del parámetro aceptable un 31,2 % de los pares. Esto se consultó mediante comunicación verbal con el Ing. Magri (Ph.D en evaluación de yacimientos) quien después de supervisar el procedimiento de muestreo, confirmó que, si bien es un valor elevado, considerando el tipo de muestreo, la variabilidad del depósito y el conocido efecto pepita, esta tasa de error es tolerable. Recomendó además para las muestras que presentan duplicado en el momento de la estimación trabajar con el promedio de los dos valores.

7.2.1.3 Contaminación durante el proceso

El material blanco insertado en el flujo de muestras de canaletas, es extraído del interior de la mina subterránea en zonas estériles reconocidas en la fase de explotación.

Para determinar si existe contaminación se construyeron gráficos de control que evalúan el comportamiento de la muestra blanca con respecto a su precedente.

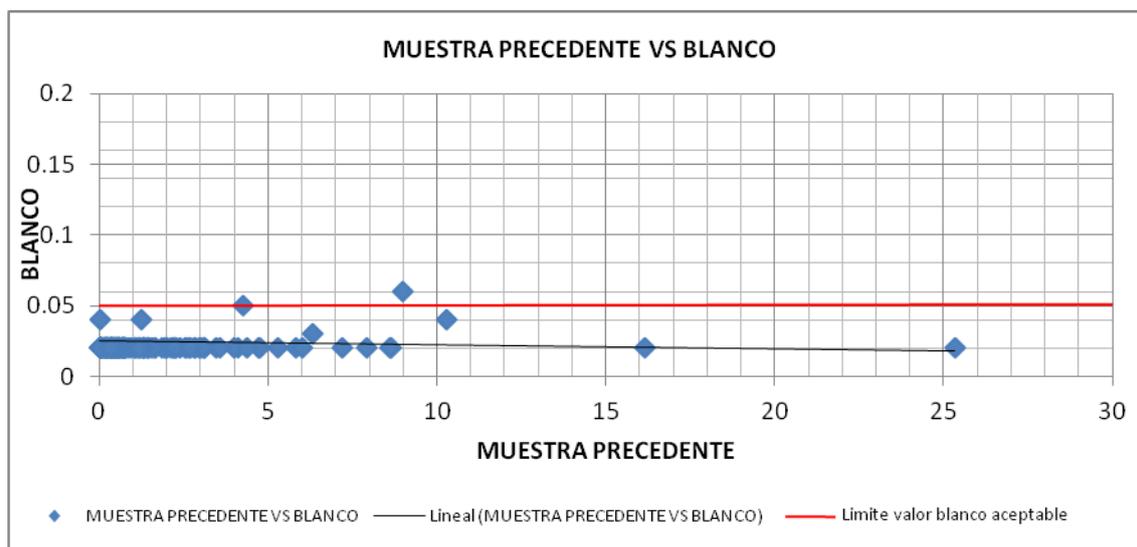


Figura 7-7 Comportamiento muestras blancas.

El 98 por ciento de los análisis de las muestras blancas están dentro de los límites de advertencia. La muestra 2476, la cual fue ingresada como muestra blanca arrojó un valor de 1.29 g/t; para esta muestra se pidió re-análisis tanto del rechazo grueso, como de la pulpa dando valores consistentes con el primer análisis. Esta muestra se descartó de la base de datos ya que se asumió que ocurrió un error en el momento de la codificación de la muestra o tal vez no se controló de la manera debida el momento de extracción de la misma para ser usada como blanca. Con tan solo un 2 % de las muestras por encima del límite aceptable, se concluye que el procedimiento del laboratorio en cuanto a calidad de procedimiento, evitando la contaminación en el preparado de las muestras, es aceptable.

7.2.2 Conclusiones para el control de calidad

En resumen la validación del muestreo y del laboratorio indica que el conjunto de datos es confiable, lo cual habilita que los resultados sean ingresados en la base de datos del proyecto y utilizados para el cálculo de reservas y recursos. Si bien no se ha exployado en este trabajo el análisis del AC/CC para las muestras de diamantina, vale mencionar que también su análisis expone una validación positiva. Otorgando también la habilitación para la estimación.

8. Base de datos

La base de datos es gestionada mediante *Century Systems*, un programa especializado para la gestión de bases de datos con funciones integradas de control de calidad y validación de datos.

Todos los datos geológicos y geotécnicos son ingresados manualmente en el sistema, así como los datos de relevamientos de boca de pozo (collar) y pozo abajo.

Los ensayos se reciben electrónicamente desde el laboratorio y se importan directamente a la base de datos.

Los datos son verificados previamente a la estimación del recurso mineral mediante un programa integrado que se activa dentro del programa de estimación minera. Se realizan verificaciones de los relevamientos, las coordenadas de boca de pozo, los datos de litología y los datos de ensayo.

Se guardan registros en papel de todos los datos de ensayo y de AC/CC, el registro geológico y la información de densidad aparente, los relevamientos pozo abajo y de coordenadas de boca pozo.

9. Plantas y secciones

Las plantas y secciones se generan con el objetivo de interpretar la geometría de los cuerpos y los distintos controles geológicos presentes. Para la realización de las secciones se optó por la interpretación de las mismas mediante el trazado a mano alzada sobre una hoja A1 y no directamente en el software minero (Micromine 2014; véase anexo Pg. 118). Esta decisión fue tomada teniendo en cuenta que para esta primera etapa se necesitaba una visión más definida y controlada en el diseño. Si bien esta puede ser realizada de forma más rápida por medio del formato digital, el uso del papel permitió una elaboración más centrada y detallada.

Luego de esta interpretación, se digitalizaron las secciones realizadas, y se continuó trabajando con el software Micromine.

9.1 Generación de planos base para la interpretación

Mediante la función Plot (del software Micromine) se generaron secciones horizontales y verticales con la información necesaria para realizar la interpretación.

En estas secciones se pueden observar los pozos diamantinos (pozos realizados desde superficie e interior mina), en los cuales se visualizan sus tenores de Au, litología principal y tipo de alteración. Además, están representadas las muestras de canaletas, muestreo de frentes, muestreo en desuso ya que no cuenta con una validación de muestreo aceptable. En la actualidad se utiliza simplemente como valor de referencia, las trazas de las fallas “teóricas” (modeladas por AMEC) H1, F1 y NW y el contorno de la topografía total.

9.1.1 Secciones horizontales; “plantas”

Se realizaron siete secciones horizontales presentando una cota correspondiente a un nivel de desarrollo. De esta forma, quedaron representadas las plantas para los niveles -220, -195, -182, -157, -145, -132, -120 a una escala 1:250 y con una influencia de visión de ± 7.5 metros en la vertical.

Sobre estas plantas se redibujaron los mapas geológicos realizados y posteriormente se interpretaron para generar el mapa geológico completo de cada nivel.

En base a la interpretación de estos mapeos se pudieron definir estructuras principales, las cuales recortan al yacimiento en su totalidad definiendo contactos de distintos dominios geológicos. También se realizó la interpretación de estructuras secundarias que si bien no tienen el porte de las anteriores, son responsables de poner en contacto litologías diferentes y en algunos casos ser portadoras de mineralización generando aureolas mineralizadas en su entorno.

9.1.2 Definición de estructuras

Como consecuencia de estos mapeos se logró redefinir la posición, el rumbo y el buzamiento de las fallas F1, H1 y NW con mayor exactitud. El modelamiento previo de estas estructuras estuvo basado exclusivamente en el relevamiento geotécnico de los núcleos de perforación, con los errores inevitables que estas interpretaciones conllevan por la falta de densidad de información.

Estructuras principales; dentro de la zona mineral se definieron tres estructuras principales presentando un movimiento dextral-normal denominadas de este a oeste N1, N2 y N3 respectivamente. La N1 presenta una dirección preferencial $N155^{\circ}/55^{\circ}$ SO, la N2 presenta una dirección preferencial $N145^{\circ}/45^{\circ}$ SO y por último la N3 presenta una dirección preferencial $N130^{\circ}$ con un buzamiento promedio de 35° SO.

Producto de estas direcciones, las fallas N1, N2 y réplicas de éstas de menor envergadura, se unifican en una rama en común, en profundidad y hacia el este por debajo del nivel -157, formando una estructura de tipo “en tijera”. Este tipo de estructura es característica de sistemas transcurrentes generados bajo esfuerzos transpresivos. Por su parte, debido a la posición de la N3 respecto al desarrollo de la mina solo fue relevada en los niveles -145 y -120.

Estas fallas principales se caracterizan por tener una geometría relativamente constante, sin variación significativa de sus rumbos y buzamientos. Presentan más de dos centímetros de arcilla como relleno, acusando un importante desplazamiento relativo para los bloques adyacentes a estas fallas, disponiendo en ocasiones, en forma discordante, litologías contiguas.

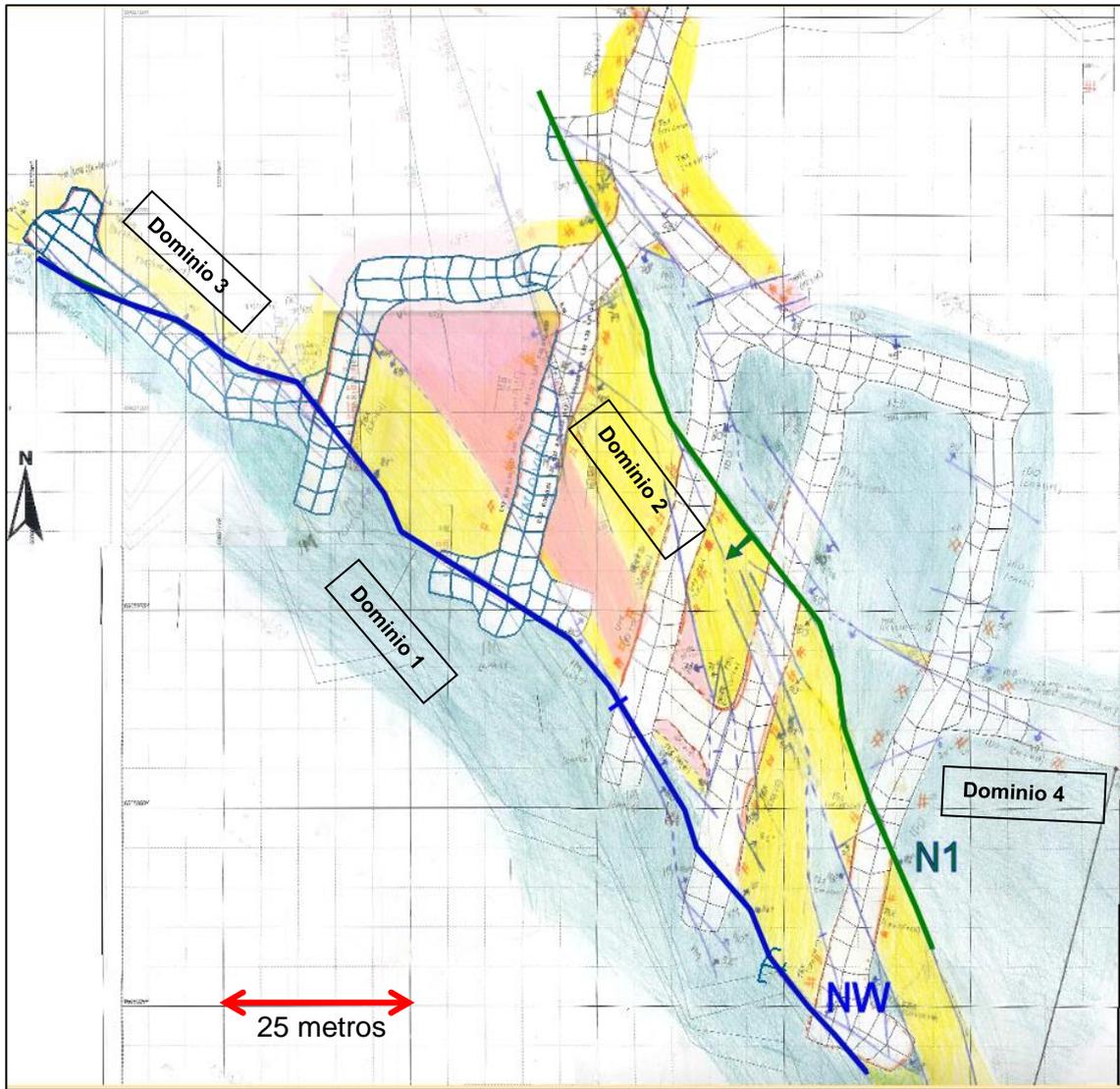


Figura 9-1 Planta Nivel -220 con el mapeo geológico completo, se destacan las fallas NW (azul) y N1 (verde). La leyenda para este mapeo respeta las definidas en la sección 6.2.2

9.1.3 Dominios geológicos

Posteriormente al análisis estructural, se comenzaron a definir los distintos dominios geológicos en base a las distintas litologías, alteración y mineralización para cada sección horizontal.

9.1.3.1 Dominios entre cotas -240m y -182m

Para estos niveles se definieron 4 dominios geológicos principales (como referencia ver imagen 9-1):

Hacia el sur de la falla NW predomina exclusivamente litologías cuarzomonzonitas estériles.

Hacia el norte de la falla NW queda definido el dominio central, con una dirección preferencial N140°, altamente deformado (brechado), imperando brechas tectónicas con alteración silíceo dominante y un alto contenido de pirita. Siendo su límite hacia el noreste la falla principal N1. Dentro de este dominio también se desarrolla un corredor formado por rocas félsicas indiferenciadas con fuerte alteración potásica, de baja ley y subordinadamente rocas félsicas hidrotermalizadas asociadas a la cercanía de la falla NW.

El tercer dominio se desarrolla adyacente al límite sur del yacimiento en los sectores más occidentales de estos niveles. Está formado por un cuerpo de alta ley, longitudinal, de aproximadamente 10 metros de ancho, controlado por la falla NW. El dominio está compuesto fundamentalmente por brechas tectónicas altamente deformadas (mayor intensidad que para el dominio central) con alteración silíceo dominante. En segundo lugar, pero igualmente en alto grado, ocurre una alteración clorítica pervasiva. El cuerpo presenta una gran cantidad de pirita diseminada y es frecuente la presencia de lentes de rocas félsicas hidrotermalizadas con una marcada mineralización.

Este cuerpo podría considerarse formador del cuerpo central, siendo éste un brazo del mismo, pero como se enunció anteriormente esta zona de alta ley claramente está asociada a la falla NW, cuestión que se repite para otros cuerpos pequeños a mayor profundidad. En consecuencia se optó por definirlo como un dominio geológico independiente.

Por último, hacia el noreste de la falla N1 se desarrolla un cuerpo diorítico, fundamentalmente estéril, con la excepción de un halo de mineralización contigua a la N1 de unos 8 metros aproximadamente de potencia, a lo largo de toda la falla. Claramente, esta estructura es anterior al último evento de mineralización o a lo sumo sinérgica con ésta, ya que si bien funciona como límite duro entre el corredor mineral y un cuerpo diorítico estéril, éste presenta un halo de reacción silíceo, clorítico-carbonático, mineralizado asociado a esta estructura. Esta mineralización pudo haberse generado producto del propio movimiento de la falla causando una removilización del mineral dentro del corredor hacia la diorita, o bien funcionar como límite para el último evento mineralizante, debido a la baja receptividad que presenta la diorita a la mineralización. Sólo la zona que estuvo en mayor contacto con los fluidos hidrotermales fue la afectada, generando ese halo el cual corre paralelo a la estructura.

9.1.3.2 Dominios entre cotas -182m y -145m

Entre estos niveles el sistema mineralizado comienza a abrirse presentando una mayor extensión debido a la posición de las estructuras principales. La falla N1, presenta un buzamiento de 55° promedio hacia el SW que trunca la zona mineral para los niveles más profundos junto con las estructuras NW y F1. También vale destacar que la intersección de la H1 con la estructura NW ocurre entre los niveles -182 y -195, por lo que esta última deja de ejercer su control como límite estructural para la mineralización en los niveles superiores de la cota -195. Por lo tanto, sobre la cota -182m el límite sur del yacimiento está controlado casi exclusivamente por la falla H1.

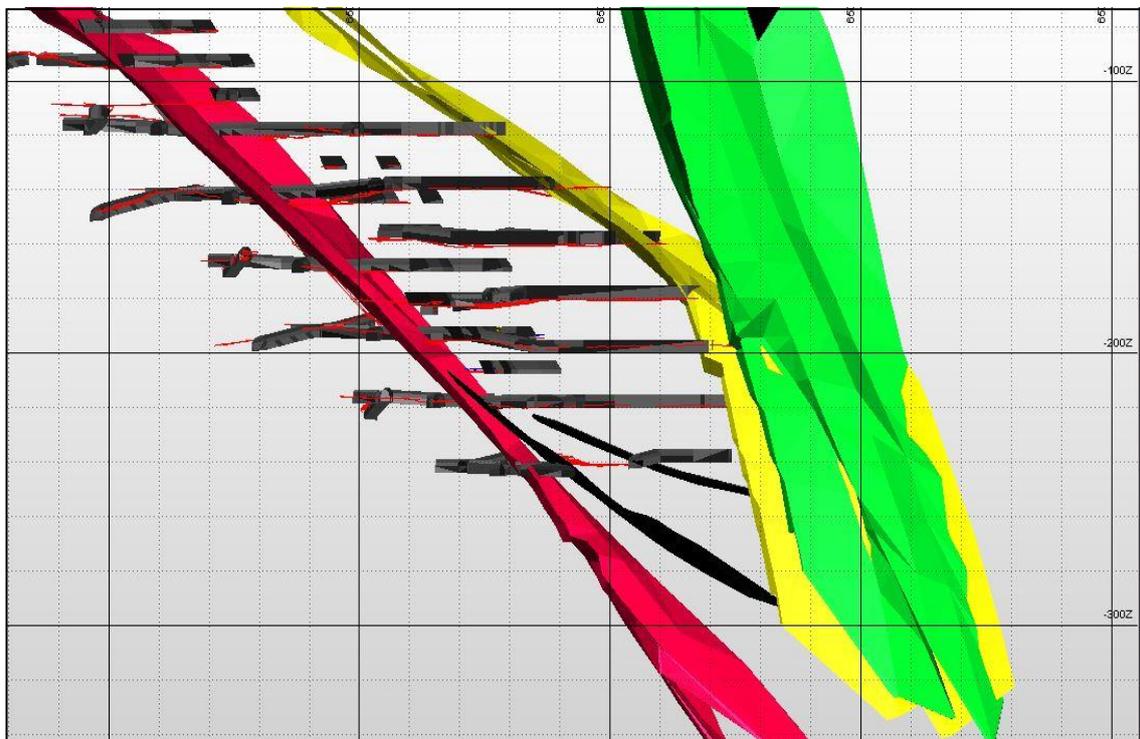


Figura 9-2 Intersección de falla H1 (amarilla) con falla NW (verde); corte vertical, vista E.

Debido al distanciamiento descrito anteriormente de las estructuras principales para estos niveles, las litologías presentes muestran una menor intensidad en cuanto a la deformación y una mayor homogeneidad litológica dentro de los dominios como también en sus tenores de Au.

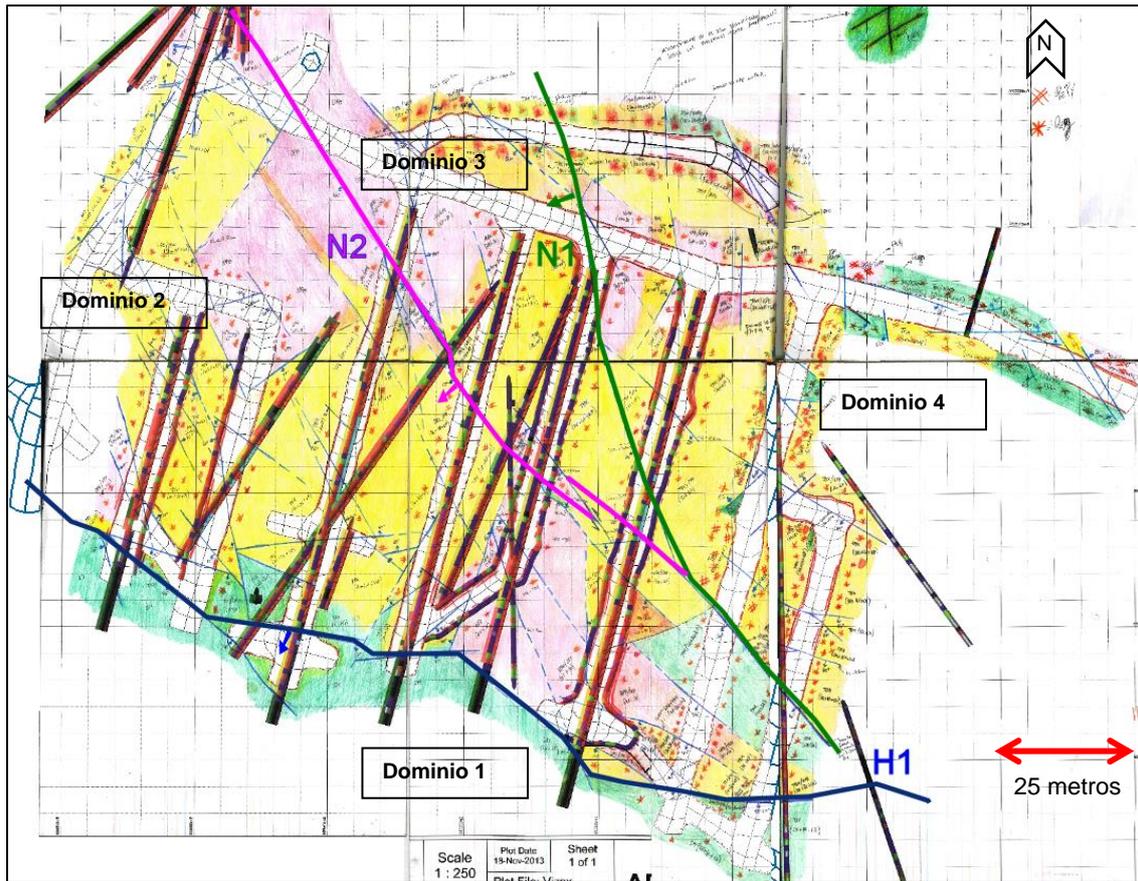


Figura 9-3 Planta Nivel -157 con el mapeo geológico completo, se destacan las fallas H1, N1 y N2. La leyenda para este mapeo respeta las definidas en la sección 6.2.2

Para esta zona se definieron cuatro grandes dominios;

Hacia el sur de la falla H1 predomina exclusivamente cuarzo-monzonitas estériles. Por debajo de la falla H1 y limitado hacia el norte por la estructura principal N2 (hacia el oeste) y N1 (hacia el este) (Ver figura 9-3), se desarrolla un dominio (dominio 2) principalmente félsico hidrotermalizado, con una alteración silícea dominante y subordinadamente potásica. Se puede observar cómo esta alteración silícea está asociada a estructuras de segundo orden usualmente con direcciones NW y otras de direcciones N-S, ya que en sectores donde la presencia de estas estructuras no es significativa, la alteración dominante es potásica, advirtiéndose un paso gradacional a silíceo cuando se comienzan a intensificar dichas estructuras.

La mineralización para este dominio está dada por un fuerte venilleo de cuarzo con pirita mayor al 10% en promedio (de venillas en la roca total) y una presencia de pirita diseminada que excede el 15%. Este dominio al ser el más rico en cuanto a leyes se refiere, se conoce como el corazón del yacimiento.

El tercer dominio queda definido por el corredor formado por la falla N2 y la falla N1. Éste presenta litologías muy similares a las del segundo dominio, pero con la diferencia de que la mineralización para este dominio está asociada casi exclusivamente a las fallas generando pequeños cuerpos de no más de tres metros paralelos a la estructura, mientras que la parte central del dominio es principalmente estéril.

El cuarto dominio se desarrolla hacia el norte de la falla N1 hasta la F1, a diferencia de los niveles más inferiores donde ésta pone en contacto discordante la zona hidrotermal con un cuerpo diorítico estéril. Sobre el nivel 182 se comienza a observar el tope de dicho cuerpo máfico el cual se interdigita con rocas pertenecientes a la unidad mineralizada. Estos “dedos” dioríticos, dependiendo de su potencia, suelen presentarse mineralizados.

Las rocas que engloban estos cuerpos dioríticos suelen ser en su mayoría félsicas con poca deformación, quedando casi sin expresión las litologías definidas como brechas tectónicas que sólo se encuentran asociadas a estructuras puntuales de gran potencia.

La mineralización para este sector no se exhibe de forma masiva, sino que se presenta en forma de “bolsones” de rocas mineralizadas principalmente del tipo HFE rodeadas de material de baja ley y estéril. Lo particular de este dominio es que presenta una extensión en la vertical que alcanza la superficie, posibilitando la extracción por el método de explotación IRP de estos cuerpos desde la boca de mina hasta el nivel -195. De este dominio ya se han obtenido más de 25.000 Oz y todavía queda por desarrollarlo entre los niveles -195 y -145. Los esfuerzos del Departamento de Geología están enfocados actualmente en generar una mejor definición e interpretación de esta zona.

9.2 Secciones horizontales

Luego de la interpretación geológica para cada planta se comenzó con el trazado del perímetro que define la zona y la estructura de la unidad mineralizada. Todo aquello que se encuentre dentro de este perímetro queda contemplado como formador de la unidad geológica principal.

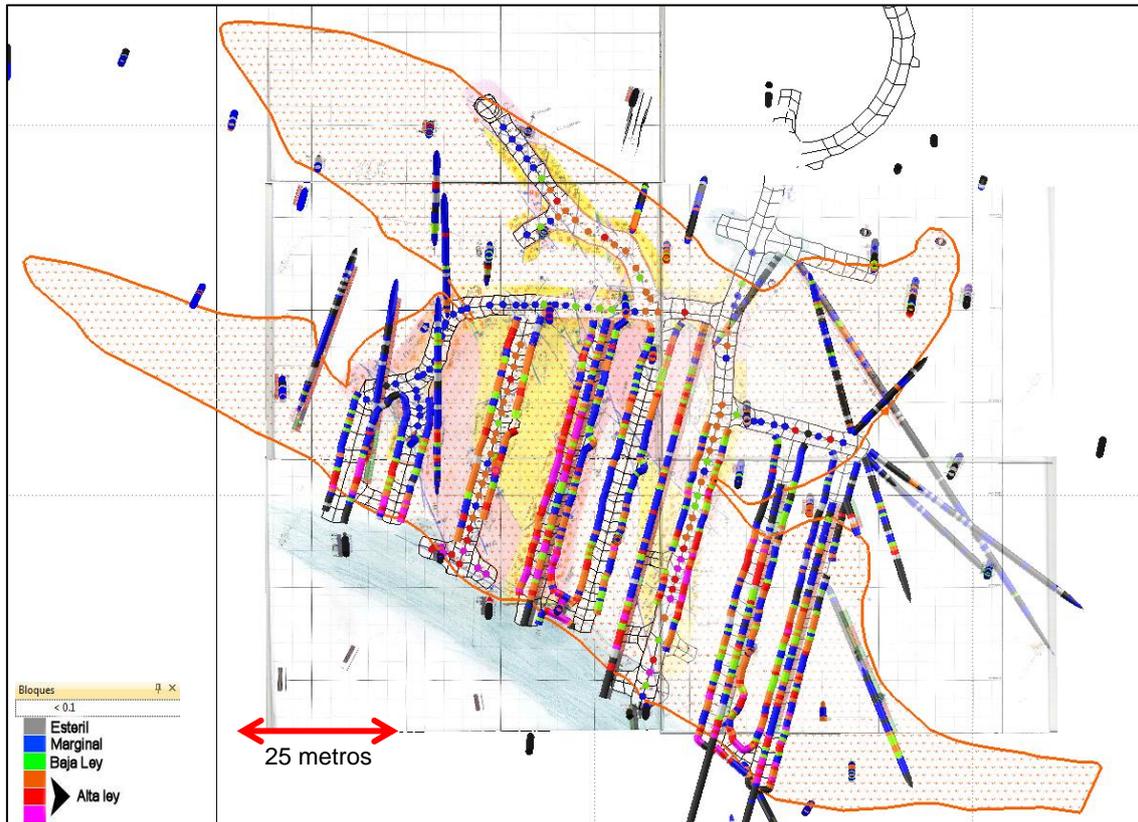


Figura 9-4 Definición de UG (naranjado);planta Nivel -182

Esta unidad geológica (UG) queda definida como todo aquel material rocoso que presente una ley mayor o igual a 0,1 g/t.

Para el trazado de esta unidad geológica se utiliza como referencia principal los sondajes diamantinos y las muestras de canaletas, pero siempre respetando los límites definidos en la interpretación geológica anteriormente realizada para las plantas.

9.3 Secciones verticales

En la primera etapa de interpretación se llevaron a cabo 15 secciones verticales de rumbo N195°, las cuales presentan una separación de 14 metros entre ellas. Este intervalo no es al azar sino que tiene como objetivo intercalar estas secciones entre los ejes de las galerías y los ejes de los pilares.

Para la definición de la unidad en las secciones verticales se utilizaron los datos de perforación y canaletas con una influencia de ± 7 metros.

Sobre el plano vertical, en las cotas para las cuales hay interpretación horizontal, se debe hacer coincidir el plano abatido de la UG definida en planta con el que se va a definir en la vertical, para que la posición de la Unidad Geológica concuerde en X, Y y Z en ambas interpretaciones.

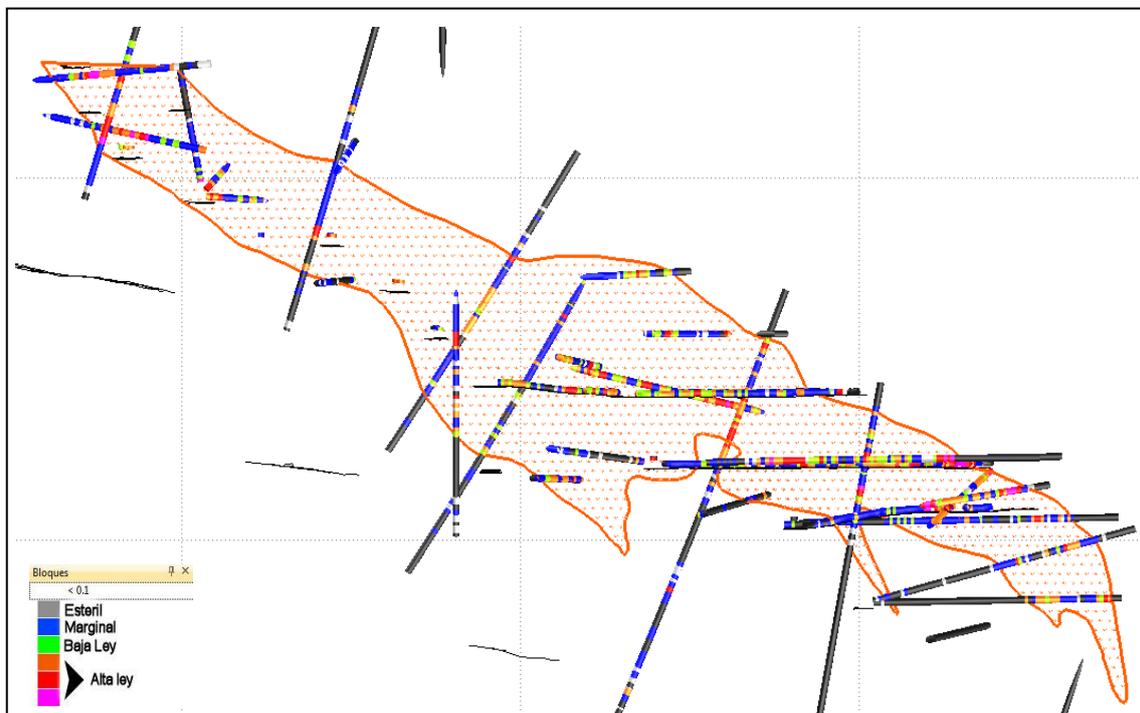


Figura 9-5 Definición de UG (anaranjado); sección vertical; Perfil 2P.

Al finalizar la primera interpretación de las secciones se pasó a realizar una revisión por las plantas, ya que en varias ocasiones no se lograba hacer coincidir los límites de la unidad geológica, debido a que, en las secciones verticales se advierte cierta información (por la dirección del corte) que no se observa en planta. Por lo tanto, al finalizar la primera versión de secciones verticales se adaptó la UG de las plantas con lo nuevamente inferido y al haberse ido modificado el contorno de las secciones horizontales nuevamente se ajustan las secciones verticales para que la UG coincida finalmente en las tres dimensiones.

10. Definición del cuerpo mineralizado UG (sólido 3D)

10.1 Digitalización de secciones

Al finalizar la interpretación y el ajuste de las secciones, estas fueron digitalizadas mediante el *software* Micromine 2013, con el cual se realizó el resto de la interpretación del yacimiento y el modelo de leyes.

Para digitalizar las secciones se seleccionaron las mismas direcciones de cortes y la misma influencia visual de las secciones y se traspasó el contorno de la UG en forma de polígonos “poli-líneas cerradas”, obteniendo el mismo perímetro ya interpretado, pero con la salvedad de que dentro del programa se logra realizar un ajuste más fino en cuanto a los límites exactos de la unidad geológica. Por ejemplo, si este límite queda dado por la información que brinda un sondaje diamantino, el contorno trazado pasará exactamente por el fin del tramo mineralizado de este sondaje. Esto en el trazado a mano alzada no es posible, ya que al tener una influencia de visión de $\pm 7,5$ m la perspectiva que esto genera suele no coincidir con la posición real.

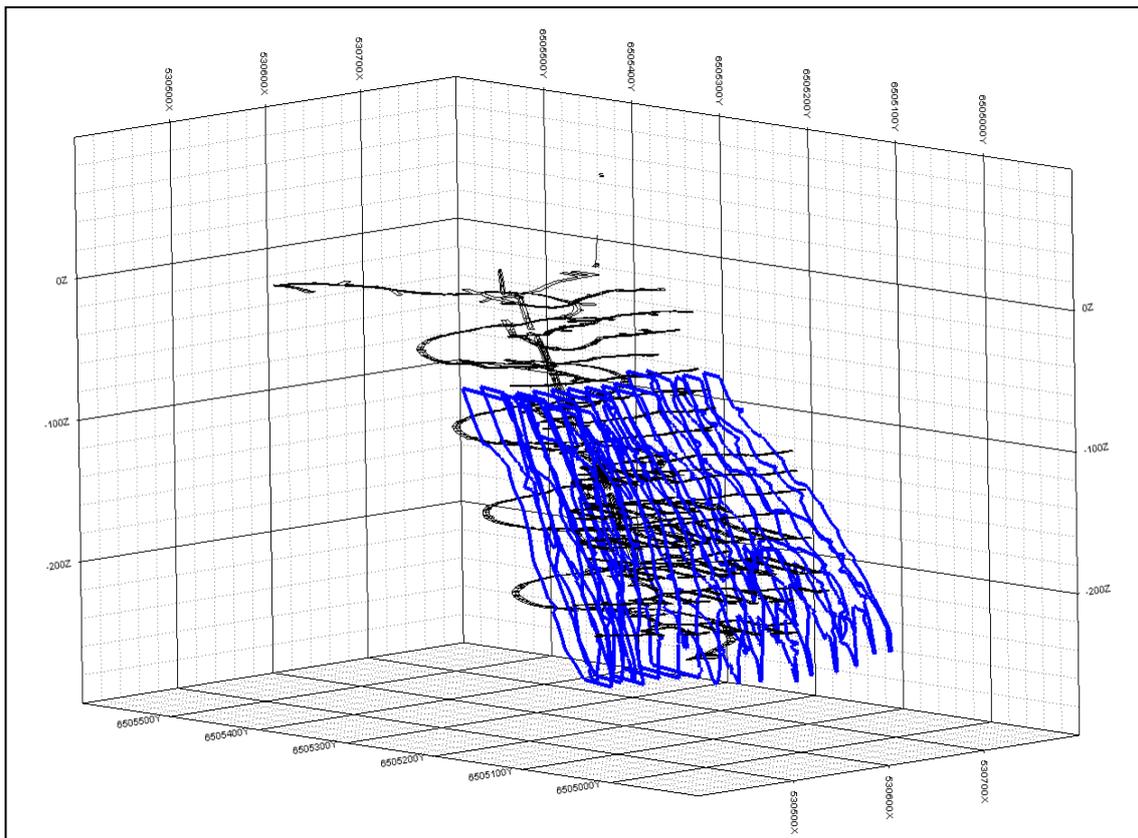


Figura 10-1 Vista isométrica de las 15 secciones verticales digitalizadas (UG en azul, topografía en negro).

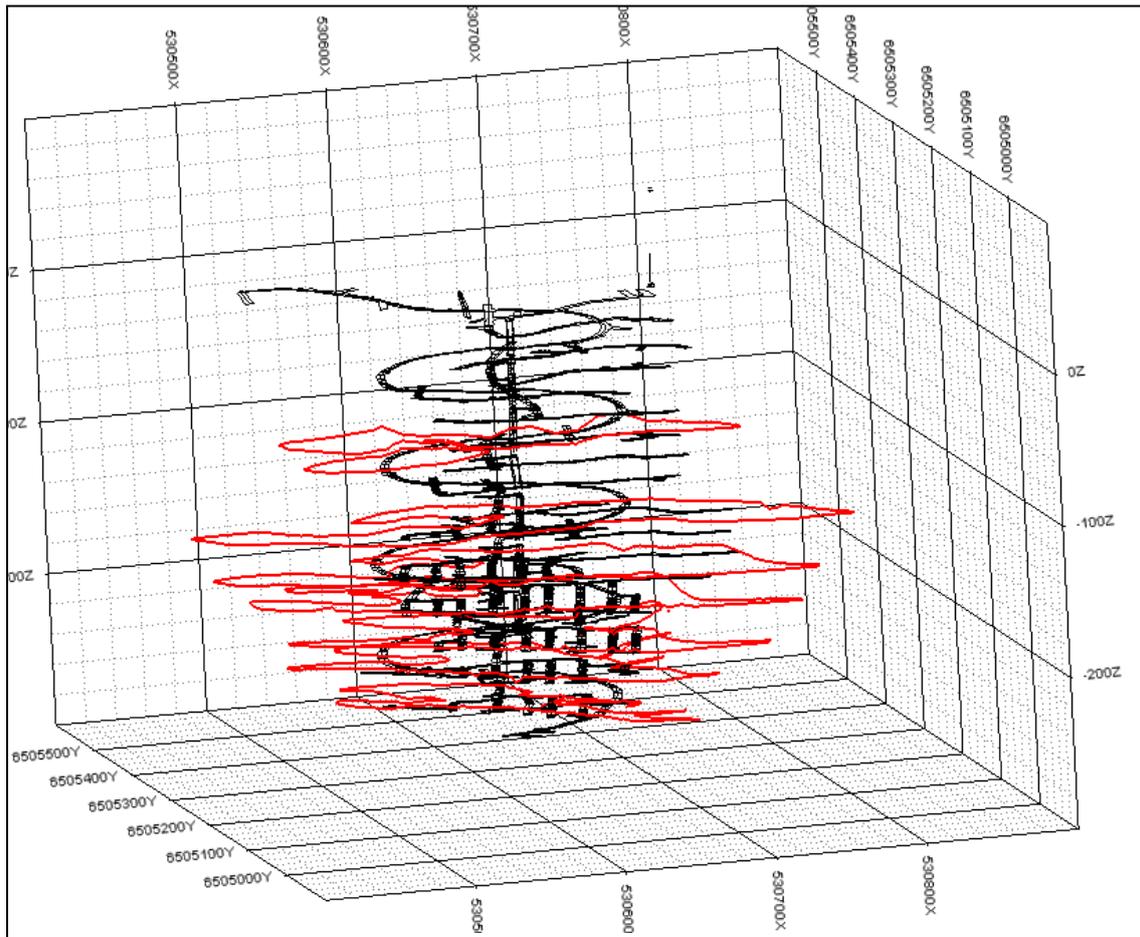


Figura 10-2 Vista isométrica de las 7 secciones horizontales digitalizadas (UG en rojo, topografía en negro).

10.2 Creación del sólido geológico preliminar

La generación de las secciones es una interpretación esencialmente bidimensional aunque tenga en su trazado la influencia de la morfología de la sección anterior y la consecutiva. La finalidad de éstas es lograr realizar una superficie o sólido tridimensional que englobe, limite y defina el cuerpo mineralizado dentro del yacimiento. Para esto se utiliza la función *build wireframe* la cual vincula un polígono de una sección al polígono de la siguiente, generando una superficie que une a los dos mediante la creación de triángulos, ajustándose de la mejor manera posible para definir el contorno que una a los dos polígonos. El sólido o superficie creado mediante este procedimiento se conoce como *Wireframe*, o “estructura de alambre” en español, por estar formado por una gran cantidad de triángulos que en su conjunto generan el sólido.

Para la realización del sólido preliminar se crearon dos sólidos independientes, el primero uniendo las secciones horizontales y el segundo en base a las secciones verticales. El sólido creado mediante las secciones verticales se ajustaba mejor a la forma del cuerpo, ya que la distancia entre las secciones era de 7,5 m, mientras que la distancia entre las horizontales es de aproximadamente 20 m. Por lo tanto el sólido resultante de trabajar con los cortes verticales arrojaba una forma más suavizada que para las horizontales.

En contrapartida las secciones horizontales cubrían un área mayor para los ejes X e Y que para las verticales, por ende si se optaba por el cuerpo creado por estas últimas el sólido que define la UG quedaría truncado en los extremos.

Por consiguiente se escogió realizar una intersección entre los dos sólidos, donde la parte central quedara definida mediante el cuerpo generado por las secciones verticales y los extremos horizontales mediante el sólido generado por las secciones en planta.

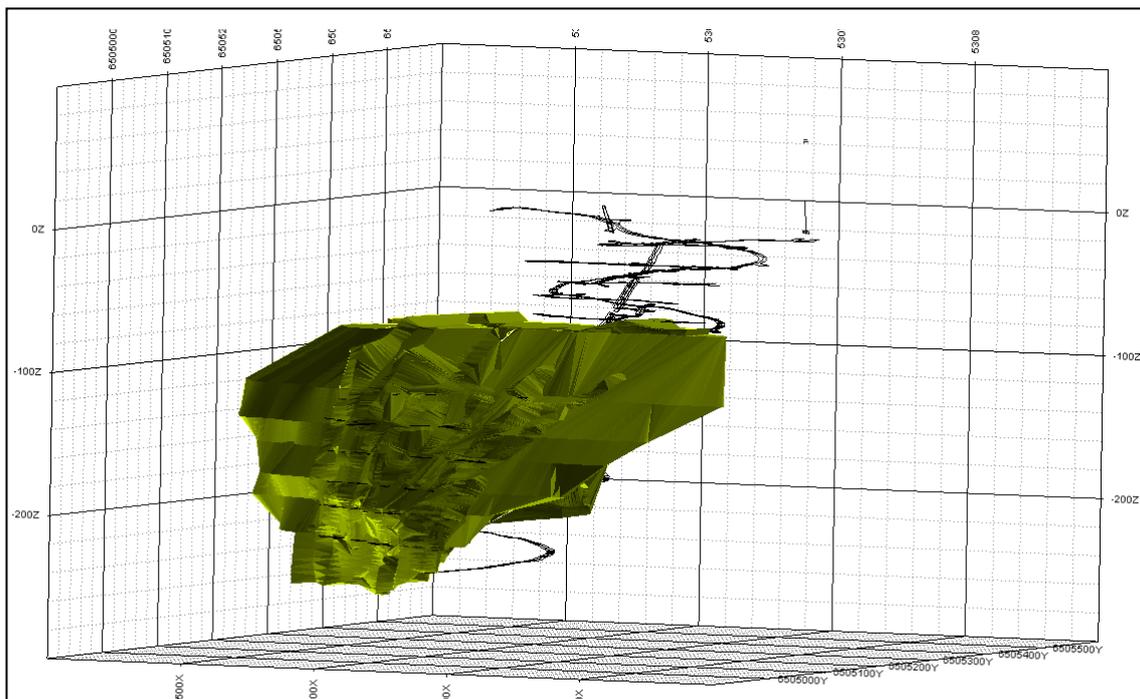


Figura 10-3 Vista isométrica cuerpo mineralizado preliminar (sólido UG en verde, topografía en negro).

Al finalizar la intersección logrando un único *wireframe*, se ajustó manualmente las zonas donde presentaba incoherencia, tanto con los datos obtenidos mediante los distintos muestreos, como para lo interpretado mediante el mapeo.

Posteriormente al ajuste total se efectuó una validación de dicho *wireframe* para constatar que no hubiera ninguna intersección de triángulos fallida, así como tampoco secciones abiertas dentro de la superficie, ya que estos errores imposibilitan realizar cálculos, tanto de tonelaje como de tenores si estos no son corregidos. Con este *wireframe* cerrado y validado se concluyó la realización del sólido preliminar que define la zona mineral para el yacimiento Arenal entre los niveles -260m y -95m.

10.3 Creación de la UG final

Al comenzar a trabajar con el primer sólido elaborado, se observó que si bien en primera instancia la distancia de 14 m entre secciones parecía ser aceptable, la gran cantidad de información generada ameritaba disminuir esta separación, con el fin de delimitar la cantidad de datos que se utilizaban por sección, ya que al realizar un trazado con una sección de ± 7 m de influencia se perdía la posibilidad de hacer un ajuste fino respetando toda la información presente. Por lo tanto se decidió crear 120 secciones verticales con una separación de 3 metros entre sección.

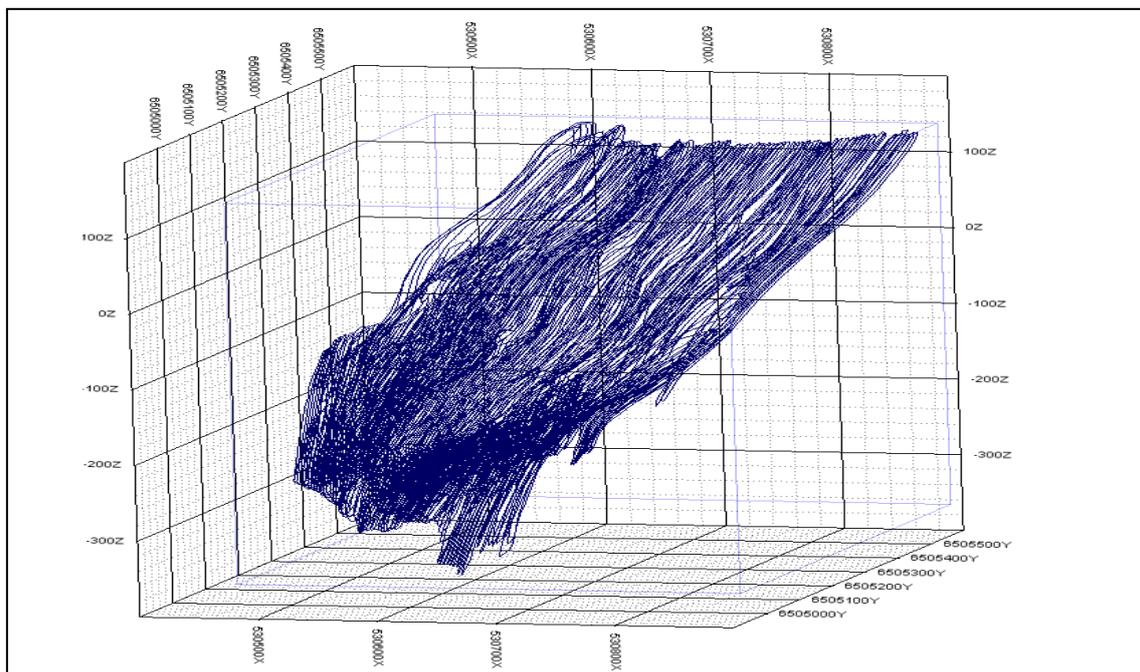
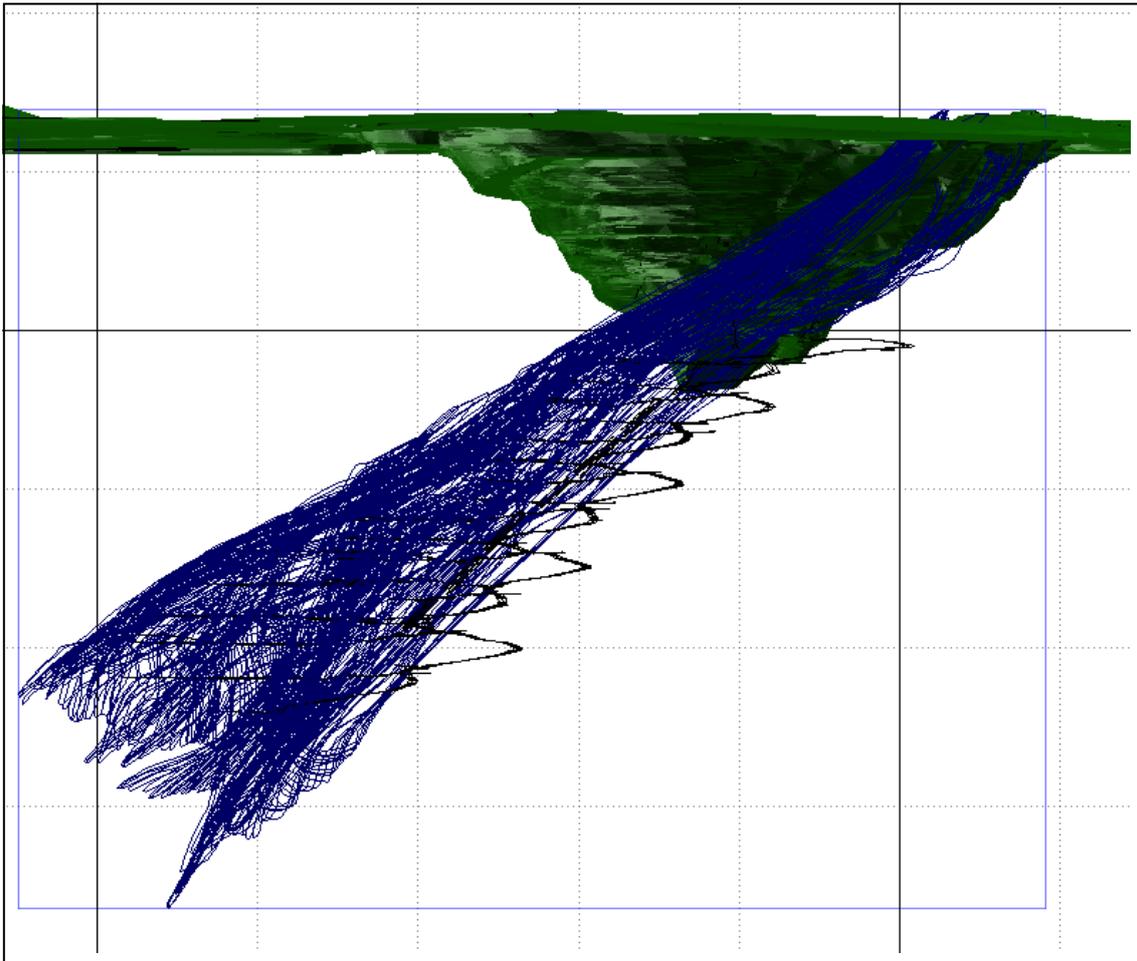


Figura 10-4 Vista isométrica (dirección SE) de las 120 secciones verticales.

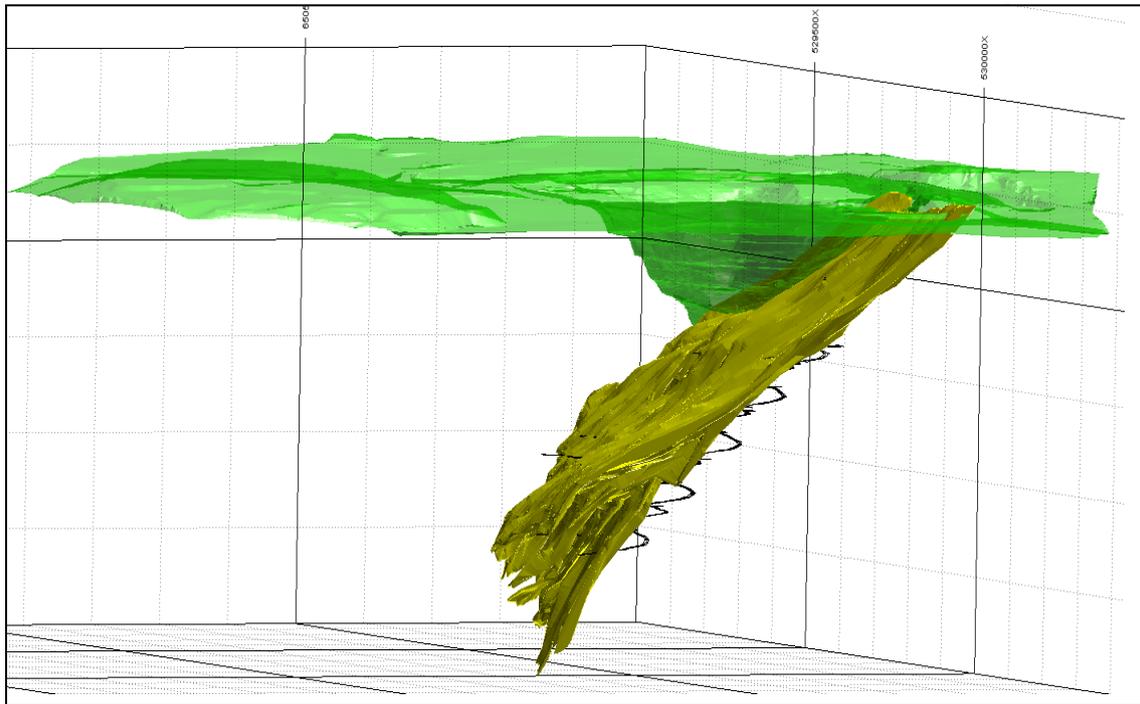
Además de disminuir la distancia, otra diferencia con las anteriores es que estas nuevas secciones no presentan un límite espacial predefinido con anterioridad (cota -95m y -260). Si bien al momento de realizarlas no se contaba con nueva información para los niveles superiores, utilizando, y en cierta forma continuando la geometría brindada por el sólido preliminar, se logró interpretar la UG desde el nivel -300m hasta la superficie.



*Figura 10-5 Vista isométrica de las 120 secciones verticales
(UG en azul, topografía en negro, topografía superficial y open pit en verde).*

Aunque en un principio el objetivo de la definición de la UG fue lograr una mejor estimación para las áreas en donde todavía no había comenzado la producción, estas secciones que abarcan todo el yacimiento permitieron además de tener una visión geológica total del cuerpo mineralizado también recalcular los recursos remanentes que se dejaron abandonados en los niveles ya explotados. Con esta nueva información es posible planificar nuevos desarrollos con el fin de recuperar este material sumando más onzas al proyecto y extender la vida útil de la mina.

Con las secciones concluidas se realizó el *wireframe* siguiendo los mismos pasos que para el cuerpo anterior, ajustándolo manualmente y validándolo, para por fin ser utilizado en el cálculo de reservas y recursos.



*Figura 10-6 Vista isométrica cuerpo mineralizado final
(sólido UG en marrón, topografía en negro, topografía superficial y open pit en verde).*

Si bien este *wireframe* quedó definido como el sólido geológico final, vale recalcar que con cada nuevo pozo diamantino, muestro de canales o mapeo interior mina, éste se debe ir ajustando con la nueva información generada, por más mínimo que sea el cambio que deba realizarse.

11. Análisis estadístico y geoestadístico de los datos:

11.1 Estudio exploratorio de datos (EDA)

Los datos utilizados para este análisis constan de la totalidad de las muestras recolectadas e ingresadas a la base de datos del proyecto mediante perforación diamantina de superficie, perforación diamantina subterránea y muestreo de hastiales.

Tabla 11-1 Presentación de los datos iniciales.

Descripción	Nº de muestras
Muestras diamantina superficie	34,973
Muestras diamantina subterránea	12,493
Muestras de canaletas	3,745
Análisis químico para Au (total)	51,211

Inicialmente se realizó un estudio estadístico para todas las muestras de Au⁴ con el objetivo de determinar la existencia o no, de múltiples poblaciones de datos, así como la distribución de las leyes para toda la información disponible. Sin discriminar si se tratan de muestras correspondientes a la UG definida anteriormente, o a la caja del yacimiento.

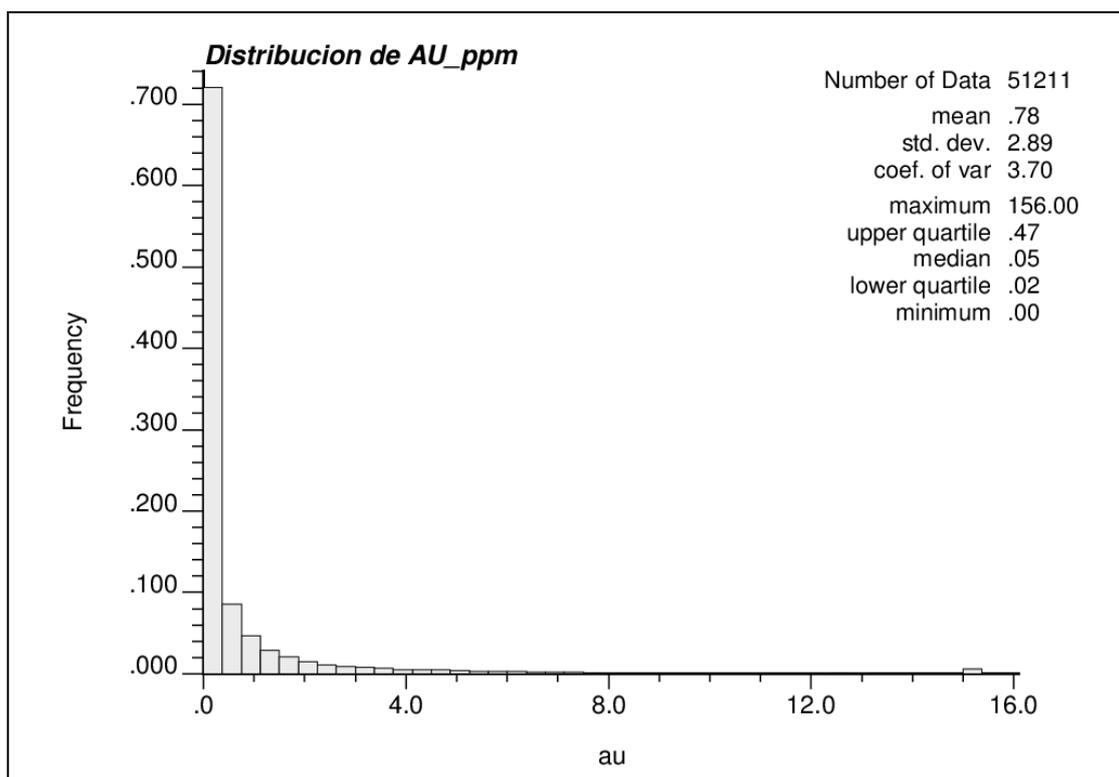


Figura 11-1 Distribución de Au (ppm) para el total de muestras analizadas (escala aritmética).

⁴ Los valores de Au (ppm) han sido multiplicados por un factor x por razones de confidencialidad exigidos por la empresa.

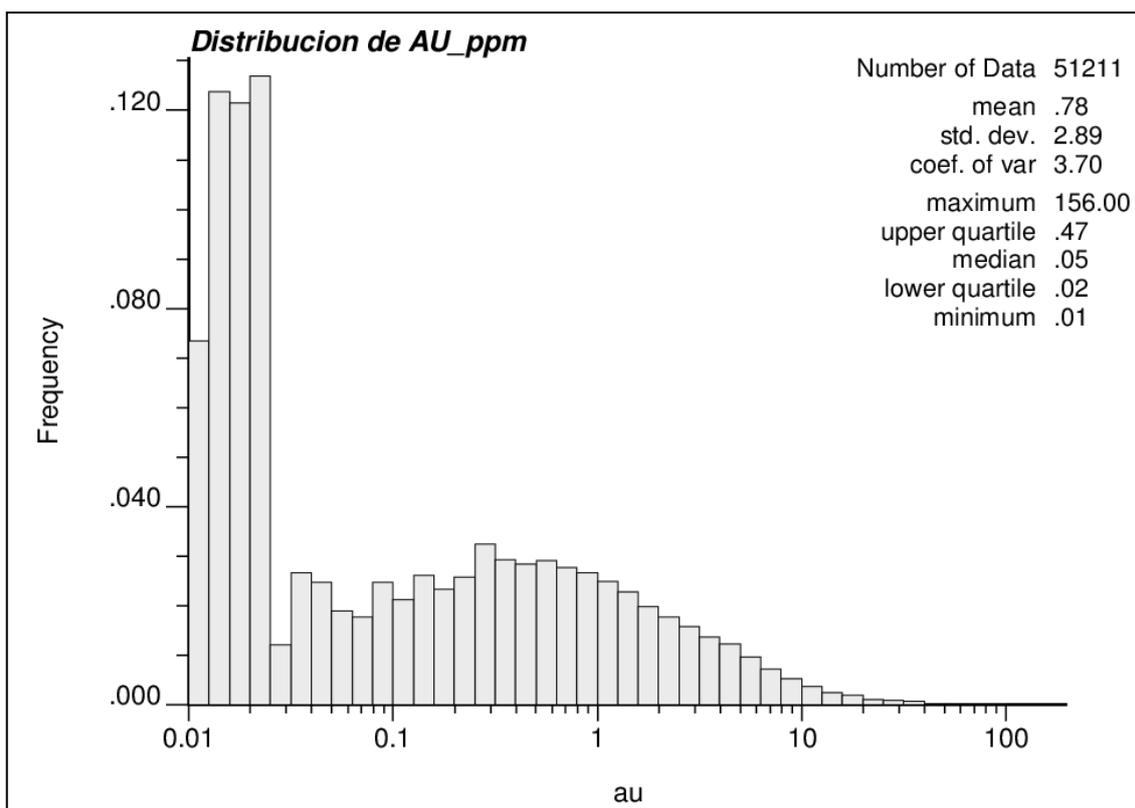


Figura 11-2 Distribución de Au(ppm) para el total de muestras analizadas (escala logarítmica).

Los picos en la frecuencia para los valores cercanos a 0,01 ppm y 0,02 ppm son debidos al límite de detección analítica que presenta el laboratorio.

A su vez no se observa multiplicidad de poblaciones, la anomalía que se genera para los valores menores a 0,1 ppm es debido a la gran cantidad de muestras cercanas al límite de detección producto de analizar la base de datos total y no considerar solo las muestras pertenecientes a la UG. Para los valores mayores a este valor se puede observar en el gráfico con transformación logarítmica para el eje X que los valores presentan una simetría relativamente normal.

Tabla 11-2 Estadística descriptiva de Au para todas las muestras de la BBDD.

Elemento	Nº de muestras	Valor mínimo	valor máximo	Media	Mediana	Desviación estándar	Coef. de var.
Au	51.211	0,01	156,58	0,78	0,05	2,89	3,70

11.2 Análisis de la distribución de la longitud de muestras.

Mediante un gráfico de probabilidad acumulada vs longitud de muestra se puede observar cuáles son los largos de muestreo que predominan en la base datos total.

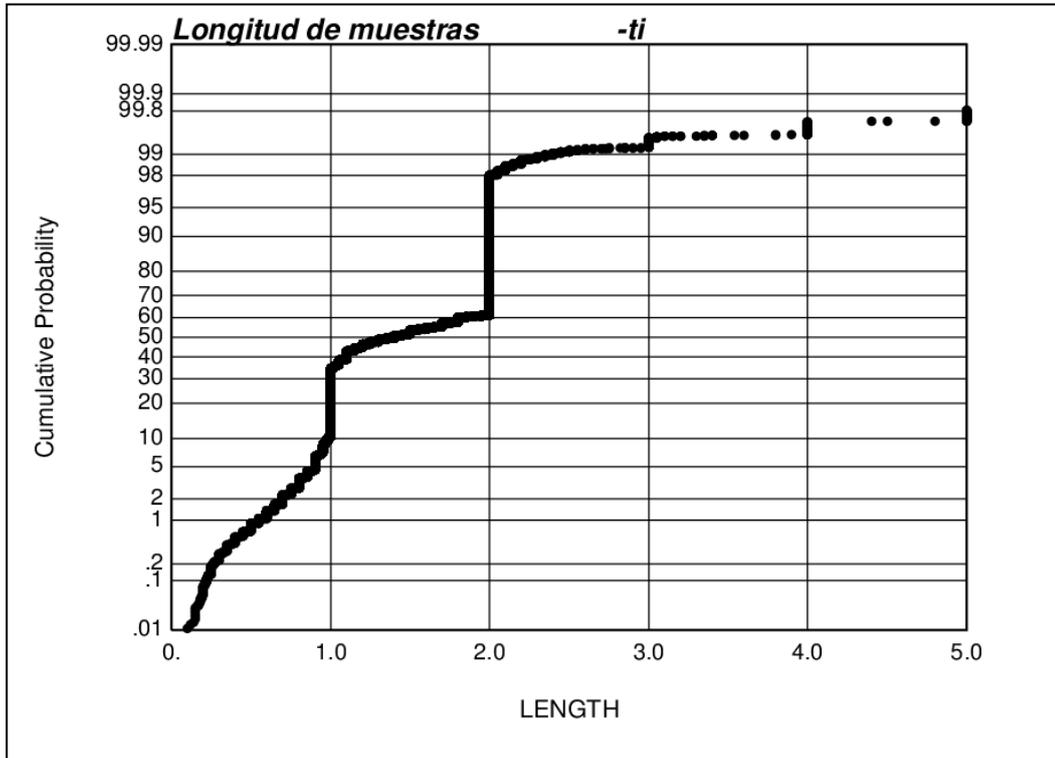


Figura 11-3 probabilidad acumulada para el total de las longitudes de muestras.

Al momento de utilizar las muestras para realizar la interpolación con el fin de realizar los cálculos geoestadísticos se necesita que todas las muestras tengan el mismo soporte muestral. Para trabajar con tramos que presentan gran variabilidad en cuanto a sus longitudes es necesario realizar correcciones. Para ello, la base de datos debe ser compositada, es decir, se debe forzar a todas las muestras para que presenten una longitud constante (siempre ponderando la ley al momento de realizar este artificio).

Como se puede observar en la figura 11-3 las longitudes de muestra presentan un alto porcentaje en 1 metro y 2 metros. Lo recomendable al compositar es unificar muestras y no dividir las, ya que tomar un tamaño de compósito menor a la mayoría de las longitudes conlleva a que se dupliquen valores de muestras. En cambio si se toma un tamaño de compósito mayor, lo que ocurrirá es que se unificarán muestras y el valor de éstas será el resultado de la ponderación de los tramos unificados.

Por lo tanto, para el caso de Arenal Deeps se decidió tomar como longitud para el compósito 2 metros.

Esto se realizó en base al estudio de las longitudes de las muestras para la base de datos total, pero lo mismo se puede apreciar si se analiza exclusivamente las muestras pertenecientes a la UG.

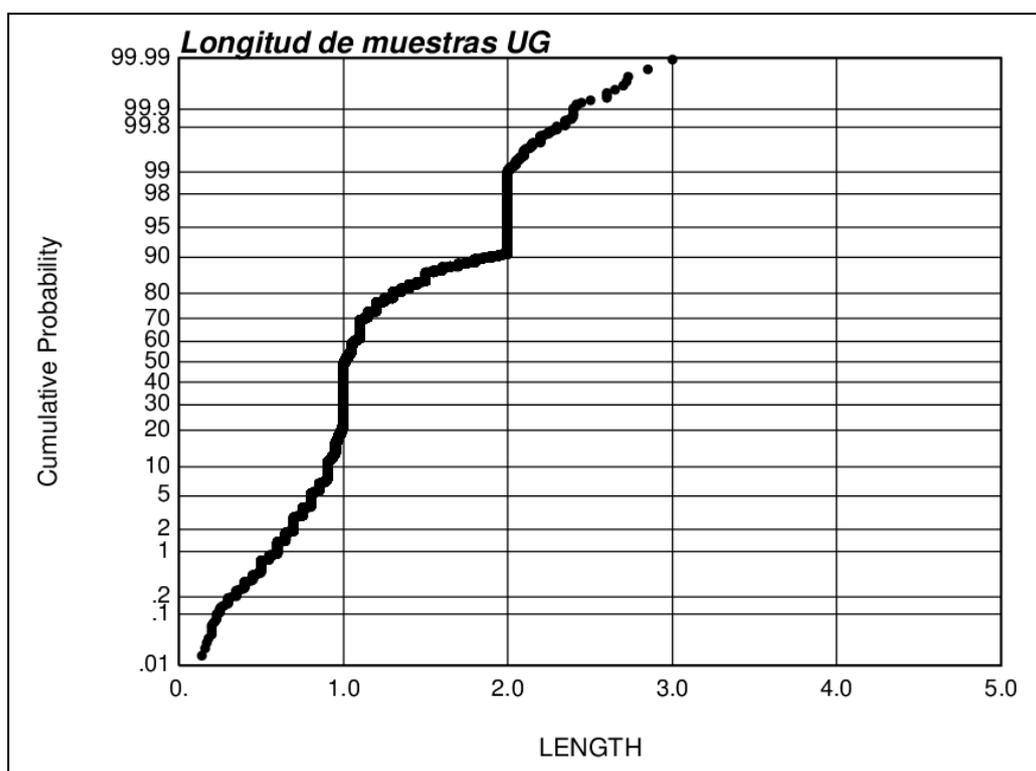


Figura 11-4 probabilidad acumulada para el total de las longitudes de muestras.

11.3 Dominios Geológico-geoestadísticos.

Como se ha observado en el EDA no existen distintas poblaciones de muestras dentro del yacimiento, es decir que todas responden al mismo evento de mineralización y su comportamiento es relativamente homogéneo. No obstante lo anterior, siguiendo lo descrito en el capítulo 9.1.2 las estructuras principales que recortan la UG se definieron como límites duros separando dominios. Aunque se reconoce que los movimientos relativos entre los distintos bloques no corresponden a grandes distancias, los bloques deben estudiarse geostadísticamente por separado, ya que de lo contrario no se respetarían las direcciones preferenciales de la mineralización entre un lado y otro de las estructuras principales.

Por lo tanto, el sólido geológico se subdivide en 4 dominios, sirviendo como límites entre ellos las estructuras N1, N2 y N3. (Ver sección 9.1.2)

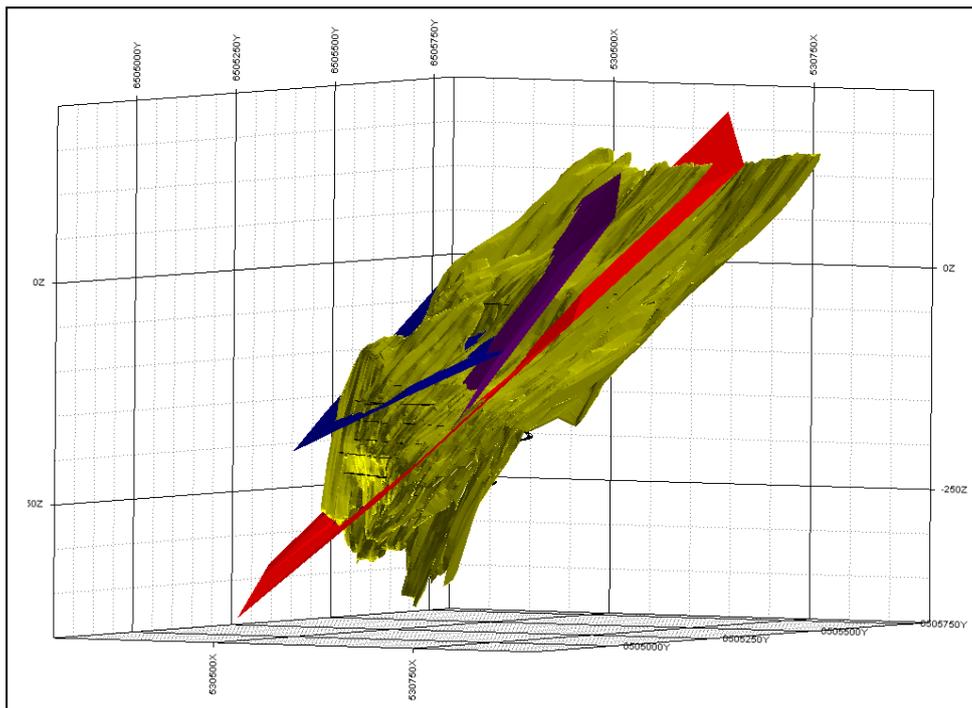


Figura 11-5 Sólido Geológico y estructuras principales N1 (rojo) N2 (violeta) N3 (azul) recortándolo.

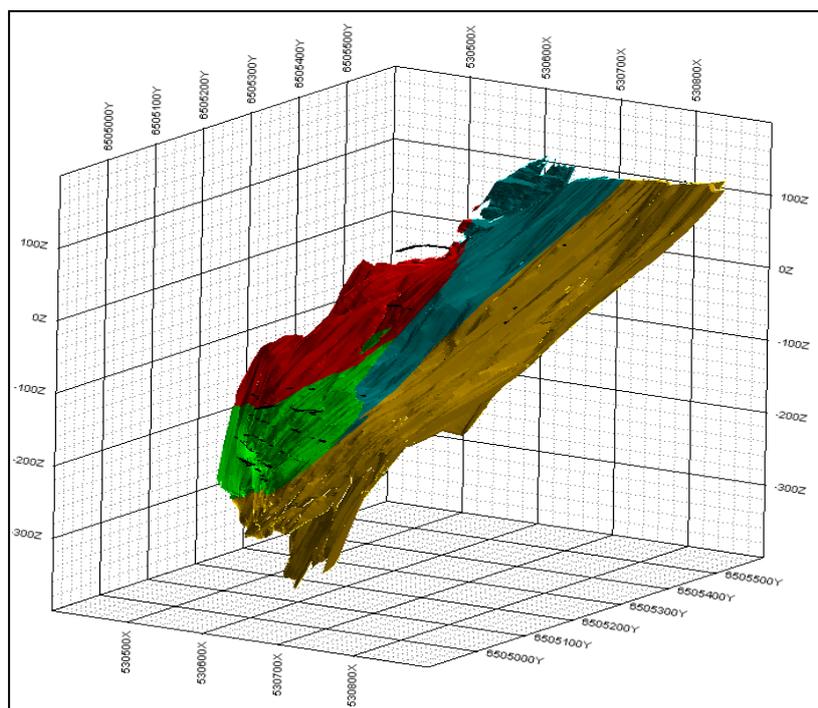


Figura 11-6 Dominios geológicos dentro de la UG, dom1 (rojo), dom2 (verde), dom3 (celeste) y dom4 (marrón).

En este apartado solo se mostrará en detalle el tratamiento geostadísticos para el dominio 2. Se eligió este dominio para describirlo en profundidad debido a que es el

que concentra la mayoría de las altas leyes dentro del depósito. Los gráficos y tablas de los demás dominios son presentados en el anexo.

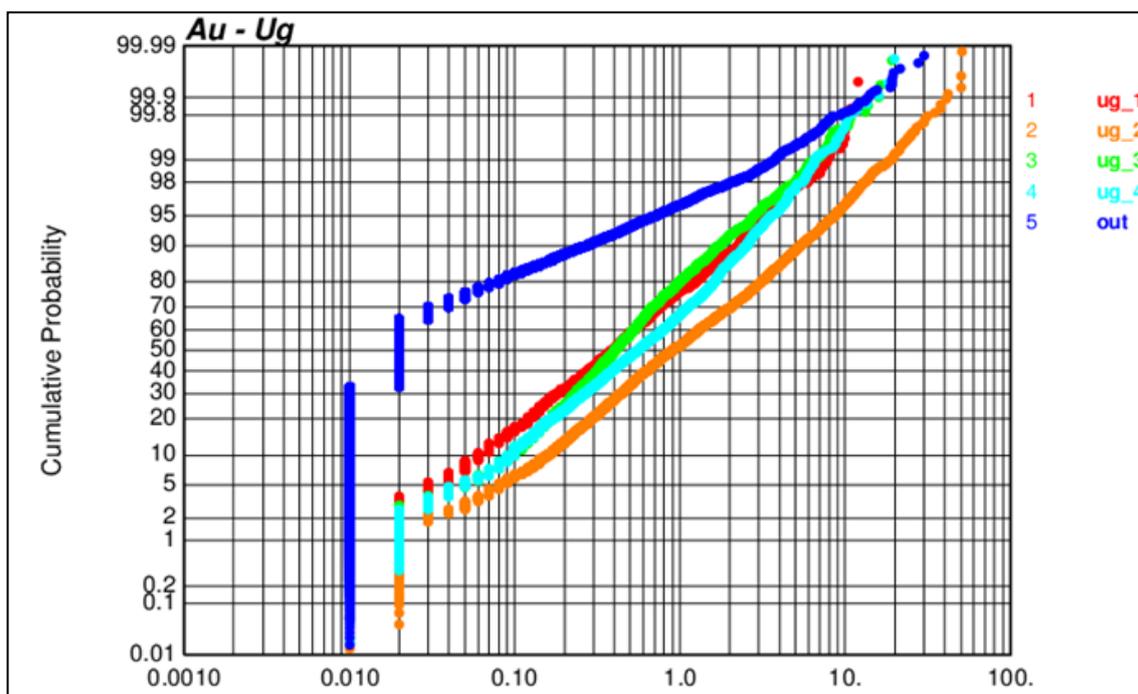


Figura 11-7 Probabilidad acumulada de Au para los cuatro dominios y las muestras externas a la UG.

Como se puede observar en la figura 11.7, el comportamiento de las leyes para los cuatro dominios es muy similar, exceptuando el dominio 2 que arroja mayores leyes a menores probabilidades acumuladas, pero vale recalcar que mantiene la misma tendencia que el resto de los dominios.

11.4 Desagrupamiento

Para comenzar a realizar los análisis estadísticos de las muestras compositadas se debe desagrupar la base de datos, esto significa que hay que otorgarle distintos pesos a las muestras dependiendo de la concentración de muestra que tenga a su alrededor (agrupamiento). Las muestras agrupadas recibirán un peso menor que las muestras que estén alejadas unas de otras.

Esto se debe realizar ya que no se cuenta con una malla de muestreo regular, es decir, con espaciamentos constantes. Sino todo lo contrario, tanto los pozos de interior mina como las canaletas fueron realizadas en su mayoría en búsqueda de información en zonas de alta ley. Esto genera que se tengan sobre muestreados

ciertos sectores en comparación con otros también pertenecientes al dominio, por lo que es muy probable que la media de los datos analizados sea mucho más alta que la media de un muestreo no sesgado. Los métodos de estimación normalmente desagrupan por lo que compensan este sesgo.

El Desagrupamiento se realizó mediante un software libre denominado Gslib con la aplicación "Declus". Este programa realiza una malla tridimensional y le asigna un valor de ponderación igual a 1 para cada celda, es decir si en una determinada celda hay presentes 3 muestras el valor de ponderación será 1/3 para cada una.

Claramente, dependiendo del tamaño de la malla y el punto de origen de ésta el resultado de la desagrupación será diferente. El programa realiza múltiples pasadas con distintos tamaños de malla y distintos puntos de origen, quedándose con la malla que genere una media desagrupada más baja. Con esta malla definida, el programa nos otorga los pesos que hay que asignarle a cada muestra para lograr el desagrupamiento.

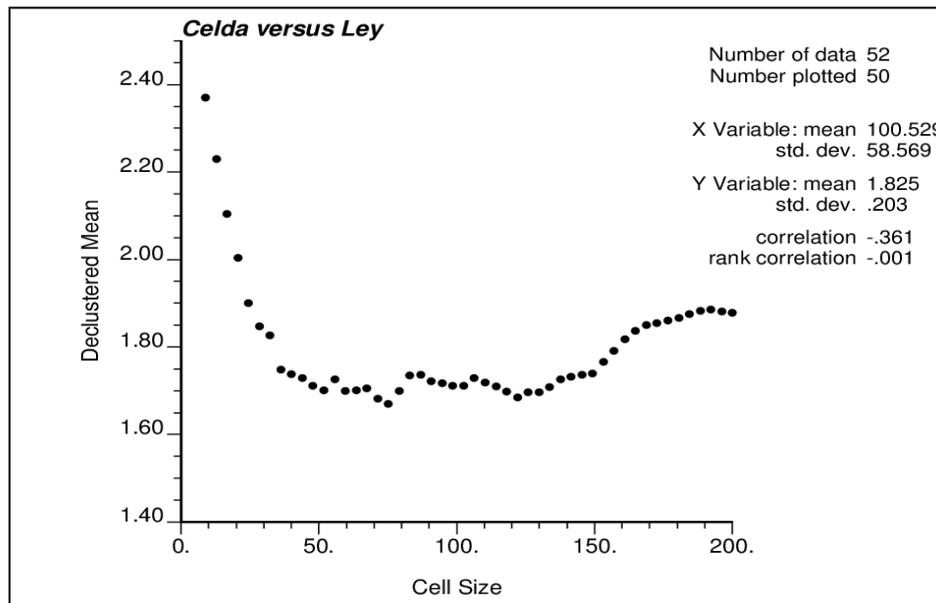


Figura 11-8 Análisis Media desagrupada Vs longitud de celda dominio 2.

El menor valor para la media desagrupada se logra con un tamaño de celda de 75, esta dimensión será la que se usara para el cálculo de los ponderadores para desagrupar los datos.

A continuación se pasará a comparar las distintas distribuciones para el Au, tanto para las muestras pertenecientes al dominio 2 sin desagrupar, como para las pertenecientes al mismo dominio, pero con la base de datos desagrupada.

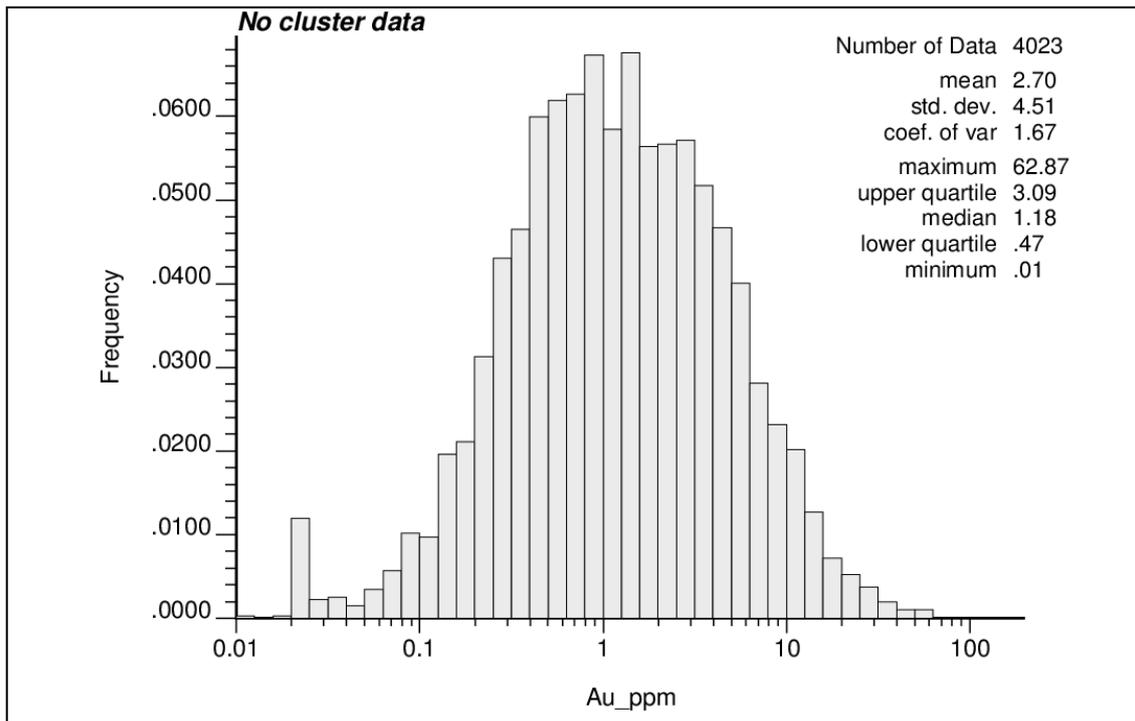


Figura 11-9 Histograma lognormal de Au, para la base de datos perteneciente al dom2 sin procesar.

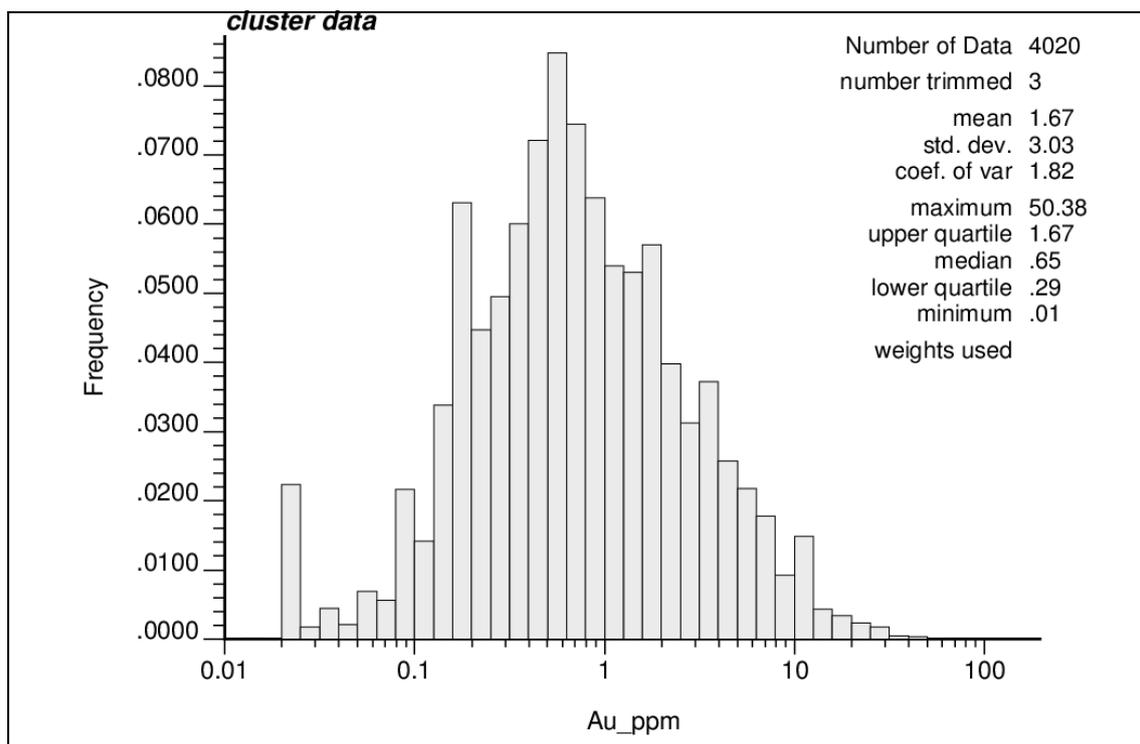


Figura 11-10 Histograma lognormal de Au, para la base de datos perteneciente al dom2 desagrupada.

Claramente al desagrupar se obtiene un importante descenso tanto para la desviación estándar que pasa de 4,51 a 3,03 como para la media que desciende de 2,70 a 1,67 g/t

Vale destacar que la diferencia de media entre los conjuntos de datos baja a casi un 61,8% del valor que arroja el conjunto sin desagrupar, manifestando que efectivamente existe un sobre muestreo en zonas de alta ley dentro de este dominio. Una gran parte se explica por la influencia de las muestras de canaleta, dado que todas fueron realizadas (como se mencionó anteriormente) en los desarrollos transversales, sectores de alta concentración mineral, debido a que se desarrollan en las regiones de las cámaras de producción TS.

Esta importante disminución en la media del conjunto de datos conlleva a que se eleve en 0,2 el coeficiente de variación, un aumento aceptable viendo las tendencias de la media y la desviación estándar.

11.5 Definición de *topcut*.

En los depósitos de oro es muy frecuente obtener muestras con valores de Au muy altos, gran cantidad de veces por encima de la media del depósito (por ej. 58 g/t). Éstos se consideran como valores atípicos; no significa que la muestra que fue analizada en efecto no presente la cantidad de metal que el laboratorio reporta. Lo que sí, no se puede asumir, es que este valor anómalo producto del análisis de unos pocos kilos de material sea representativo para un bloque con dimensiones de varios m³, conociendo además el comportamiento del yacimiento y sabiendo que no se alcanzan a explotar volúmenes de tal concentración de mineral.

Si estos valores no son corregidos pueden generar una sobreestimación del modelo en cuanto a ley y tonelaje.

No existe una única manera de definir una estrategia para controlar la influencia de los valores extremadamente altos, la más común, y la que se desarrolló en este trabajo es aplicar un valor máximo para las leyes (*Topcut*) y todas aquellas que sobrepasen este valor serán igualadas al mismo.

Para la definición de este valor se utilizaron varias herramientas y a partir de los resultados de cada una se optó por el valor definitivo para realizar el *topcut*.

Con la base de datos compositada y desagrupada para el dominio 2 se comenzaron los distintos análisis para determinar el *Topcut*.

- Definición topcut mediante histograma.

Al graficar un histograma de frecuencia vs Ley se puede determinar un valor tentativo para el topcut en el valor donde el histograma en el eje x deja de ser continuo.

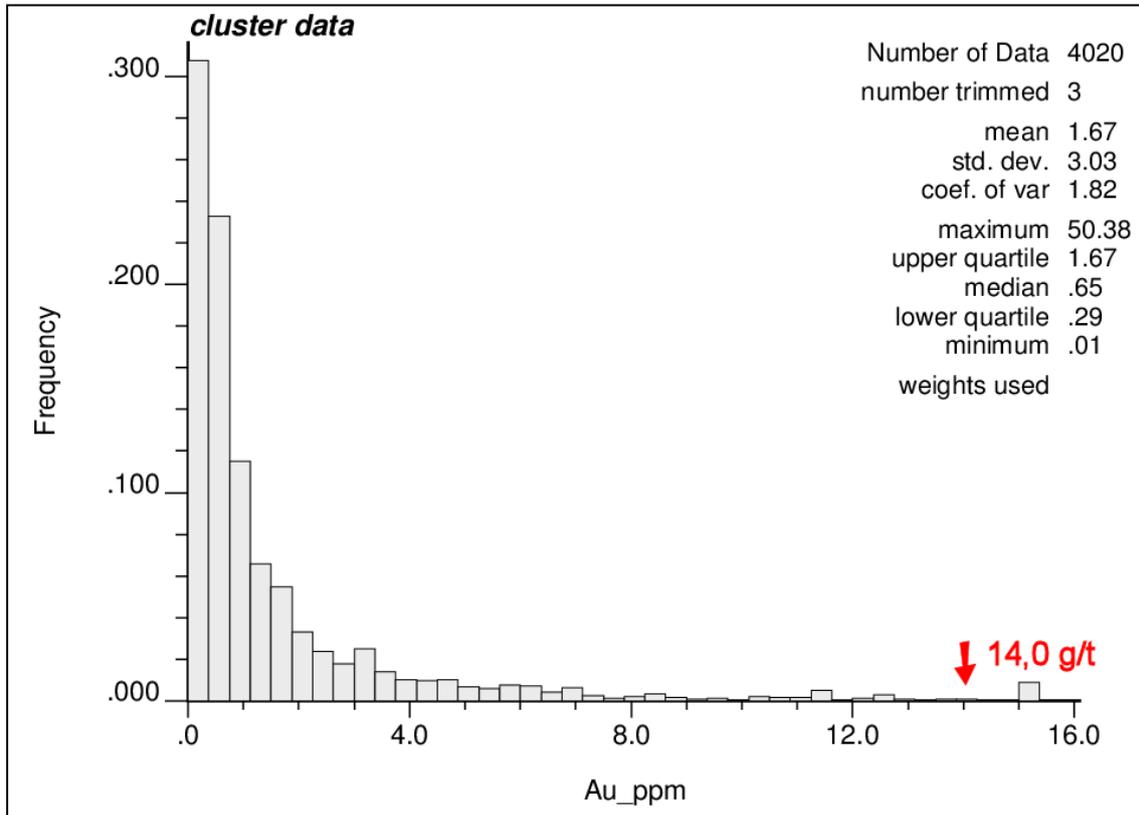


Figura 11- distribución de Au para la determinación del topcut.

El valor asignado por este método para el topcut es de 14.0 g/t.

- Definición de topcut mediante gráfico de probabilidad.

Este método consiste en determinar el topcut como el valor en el cual la línea de la gráfica probabilidad acumulada versus ley de Au comienza a disgregarse.

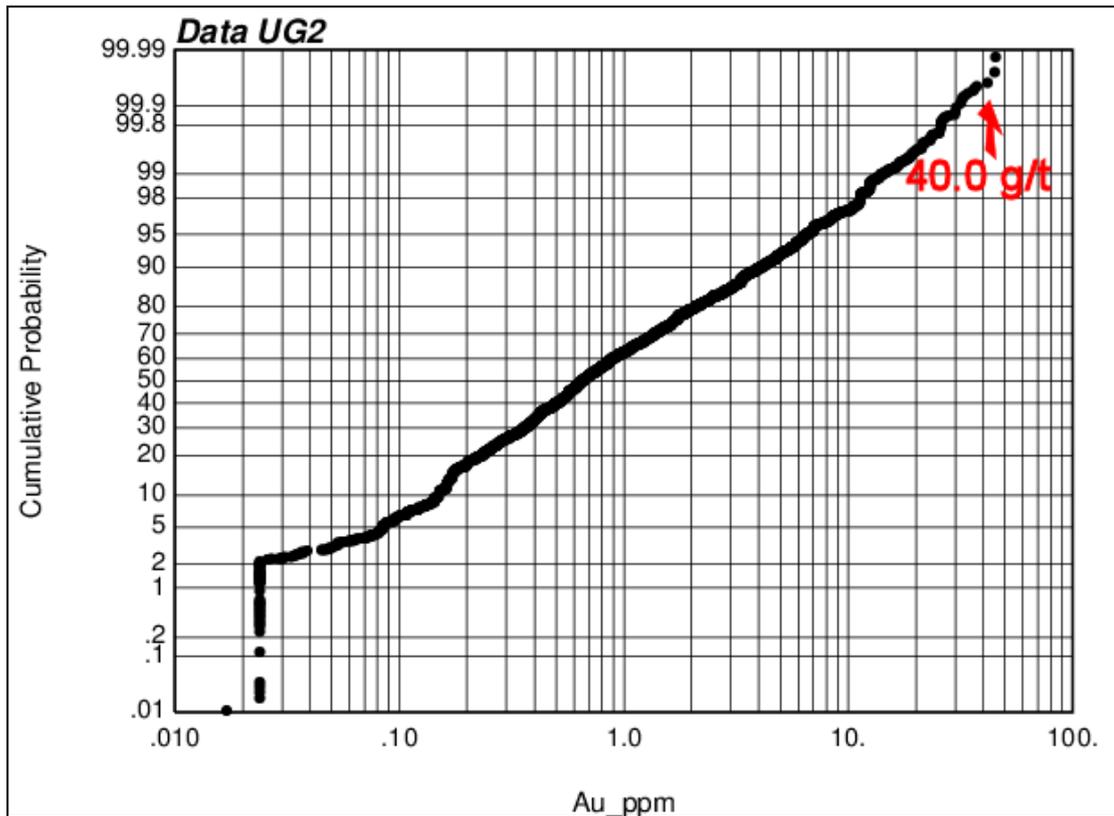


Figura 11-11 Probabilidad acumulada de Au; distribución lognormal, para determinación de topcut.

El valor sugerido para este método es de 40 g/t, si bien todavía quedan distintas herramientas por analizar, este valor se descarta debido a estar muy por encima de los parámetros del yacimiento.

- Estudio del Coeficiente de Variación (CV)

Este método para realizar la definición del topcut no se determina en cuanto al comportamiento de las leyes, sino lo que se emplea es condicionar los valores para modificar el CV y lograr obtener un valor con el cual uno se sienta “cómodo” al trabajar con la geoestadística de los datos. Se entiende que para realizar un buen estudio semivariográfico el CV debería estar a lo sumo en 1,5, si bien también se puede efectuar con valores más altos que éste, se recomienda nunca hacerlo si es más alto que 3, esto puede significar que tengamos un error en el procedimiento de muestreo, problemas con el sólido geológico, mala definición de dominios, etc.

Para especificar el valor de topcut que nos genere un CV de 1,5 se definen arbitrariamente una gran cantidad de valores de corte y se calcula su coeficiente de

variación. Posteriormente se grafica CV vs ley de corte y se toma el valor de x que nos genere un CV de 1,5.

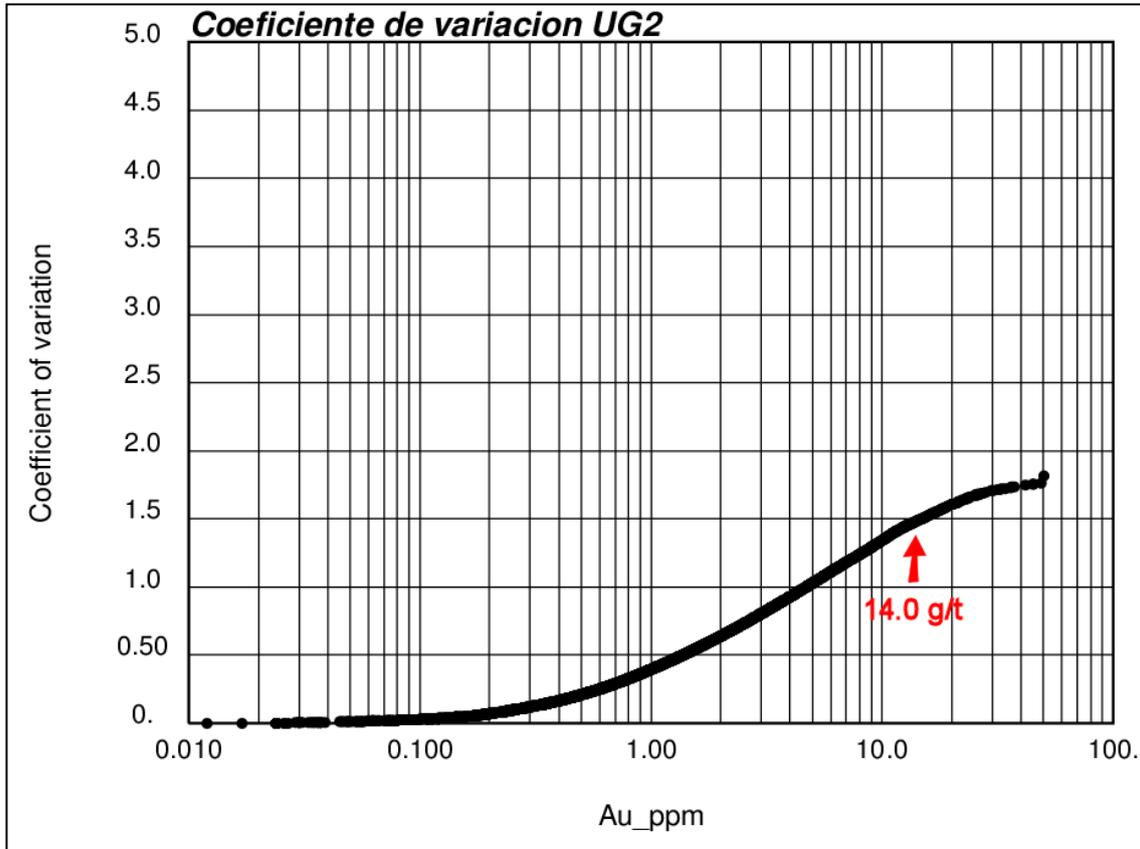


Figura 11-12 Coeficiente de variación VS topcut.

Como queda definido en el grafico este método propone una ley de corte de 14,0 g/t.

- Contenido de metal

Este método divide la distribución de leyes en deciles, y a cada grupo le asigna el porcentaje de metal que se obtiene del total de muestras de cada grupo. Si el ultimo decil presenta menos del 40 % del metal total, tal vez no sea necesario realizar un topcut, si es superior hay que hacer el mismo análisis pero para los últimos 10 percentiles, es decir del 90 al 100. Y si en el último percentil hay más del 10 % del metal se debería utilizar un topcut.

La recomendación de este método es utilizar un valor para el corte que se encuentre entre los valores de los percentiles 98 y 99.

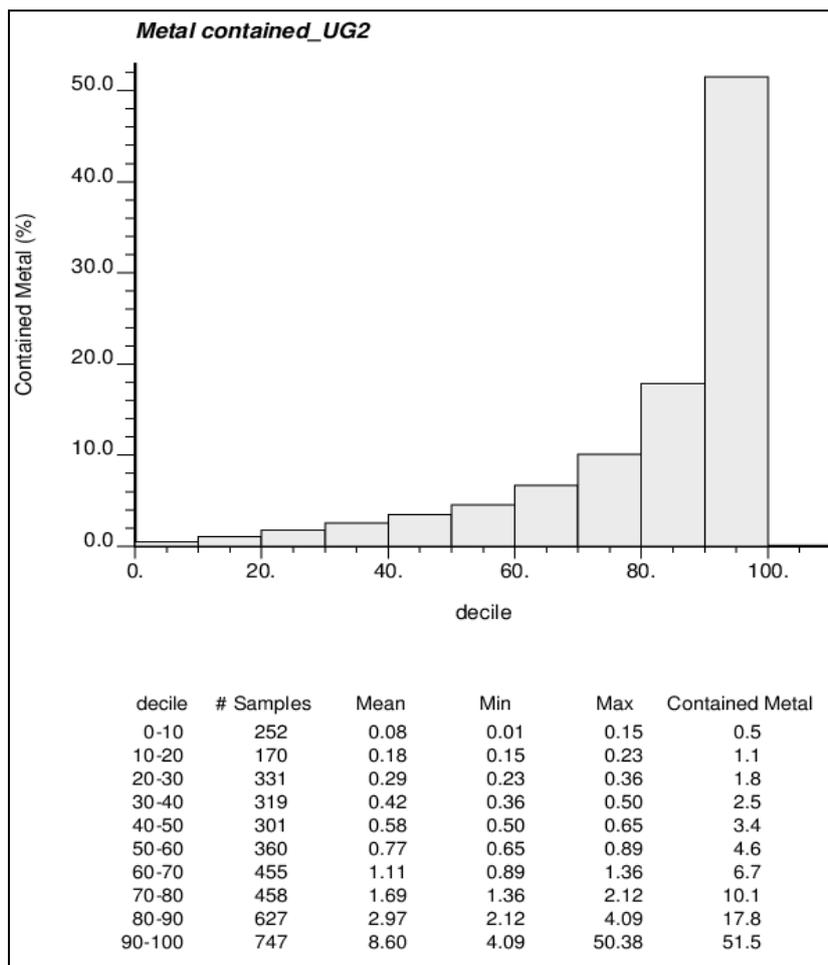


Figura 11-13 Análisis contenido de metal para cada decil de las muestras.

Debido a que se observa un 51,5% del metal total distribuido en el décimo decil, se analizó el porcentaje en los percentiles.

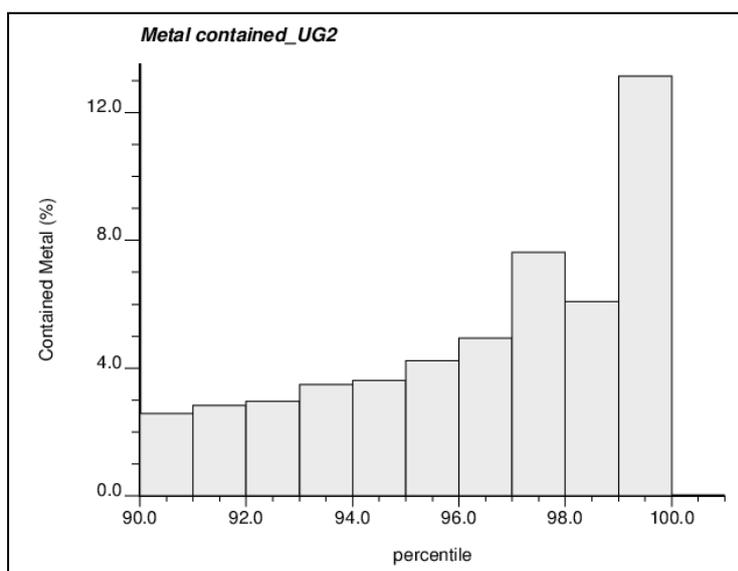


Figura 11-14 % de metal para los últimos 10 percentiles.

Tabla 11-3 Análisis para los últimos 10 percentiles.

decile	# Samples	Mean	Min	Max	Contained Metal
90-91	85	4.28	4.09	4.46	2.6
91-92	56	4.70	4.46	4.82	2.8
92-93	95	5.11	4.82	5.45	3.0
93-94	58	5.68	5.45	5.92	3.5
94-95	60	6.23	5.95	6.53	3.6
95-96	57	6.91	6.54	7.29	4.2
96-97	95	8.19	7.30	9.02	4.9
97-98	76	10.67	9.04	11.30	7.6
98-99	69	12.64	11.31	14.08	6.1
99-100	96	21.96	14.19	50.38	13.1

Véase en la tabla superior que el ultimo percentil presenta 13,1 % del metal total, por lo tanto debería definirse un topcut que este entre los valores 11,31 y 14,08 g/t.

- Determinación del topcut.

Las distintas herramientas para la determinación presentan valores consistentes a excepción de la probabilidad acumulada, presentando un valor para el topcut en el entorno de 14,0 g/t.

Tabla 11-4 Resumen de Valores de corte para los distintos métodos.

Método	Topcut (g/t)
Histograma	14,0
Probabilidad acumulada de Au	40
Coeficiente de variación	14,0
Metal total	11,3 – 14,1

Con estos valores en vista se decidió tomar como valor de corte 14,0 g/t, Si bien es un valor relativamente alto, vale recordar que se está trabajando con una base de datos multiplicada por un factor x, al retirarle este factor al topcut se observa un valor más real y alcanzable para nuestro depósito.

Los mismos procedimientos se realizaron para los otros dominios arrojando los siguientes valores de corte.

Tabla 11-5 Valores de corte para los distintos dominios

Dominio	Topcut
1	10 g/t
2	14 g/t
3	10 g/t
4	10 g/t

11.1 Estudios Variográficos.

Mediante el modelado de semivariogramas experimentales (Ver sección 5.2.3) se logra especificar las direcciones de mayor anisotropía del depósito. Mediante esta modelización experimental se logra definir los variogramas teóricos que definan (de la mejor manera posible) la función aleatoria que represente la variable en estudio.

11.1.1 Efecto pepita.

Efecto pepita = suma de variabilidad debida a microestructuras geológicas y error de medición. Para determinar el valor del efecto pepita para nuestro depósito se realizó un variograma del tipo *down-the-hole*. Éste consiste en calcular un variograma experimental a lo largo de los sondajes (en la dirección de perforación con el fin de comparar muestras lo más cercanas posibles). Este variograma se llevó a cabo con un paso de largo (h), igual al largo del compósito (2m).

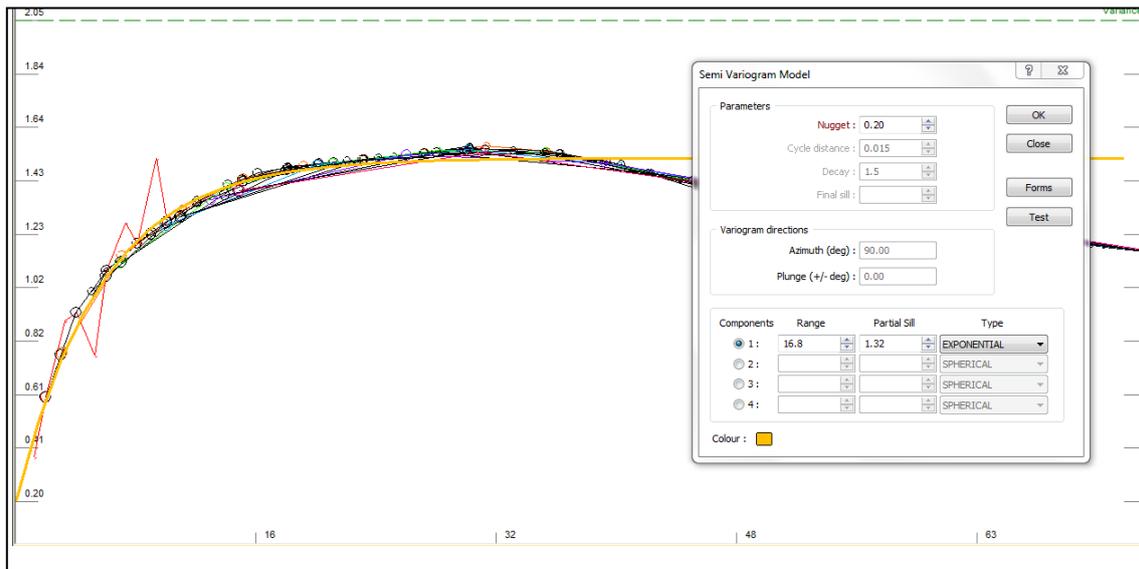


Figura 11-15 Variograma Down-the-hole, cálculo efecto pepa.

El efecto pepita para el oro definido por este método es de 0,2, este valor será el que se aplicará al calcular todos los modelos teóricos que se utilizarán al momento de la estimación.

11.1.2 Variogramas direccionales experimentales.

Al igual que para la determinación del *topcut*, en este apartado sólo se mostrará el estudio variográfico para el dominio número 2, ya que el procedimiento se repite de modo similar para los demás dominios (semivariogramas de dominios 1, 2 y 3, ver anexo).

Para la definición de los ejes de máxima anisotropía se comenzó definiendo el eje principal, realizando un *set* de 16 semivariogramas experimentales de plunge horizontal con direcciones que variaron entre N000° y N180°. Al encontrar la dirección de máxima anisotropía, se realizó un segundo *set* de 16 semivariogramas experimentales con direcciones de $\pm 20^\circ$ de la dirección definida anteriormente. De este modo se logró ajustar con una alta precisión el valor de la dirección para el primer eje.

Con la dirección del primer eje fijado, se realizó el mismo procedimiento anteriormente mencionado pero variando el ángulo del plunge entre 0° y 90° y posteriormente realizando también una segundo *set* de semivariogramas de $\pm 15^\circ$ para el mejor ajuste de este.

El mismo criterio se utilizó para definir el plunge del segundo eje ya que el acimut queda condicionado por la dirección del primero), mientras que el tercero se define por defecto, siendo este, ortogonal a los dos anteriores.

Se destaca que la totalidad de los variogramas se realizaron con pasos de 5m con una tolerancia de 2,5 m, con una tolerancia angular en vertical como en horizontal de 22,5° y un ancho de banda de 15 m.

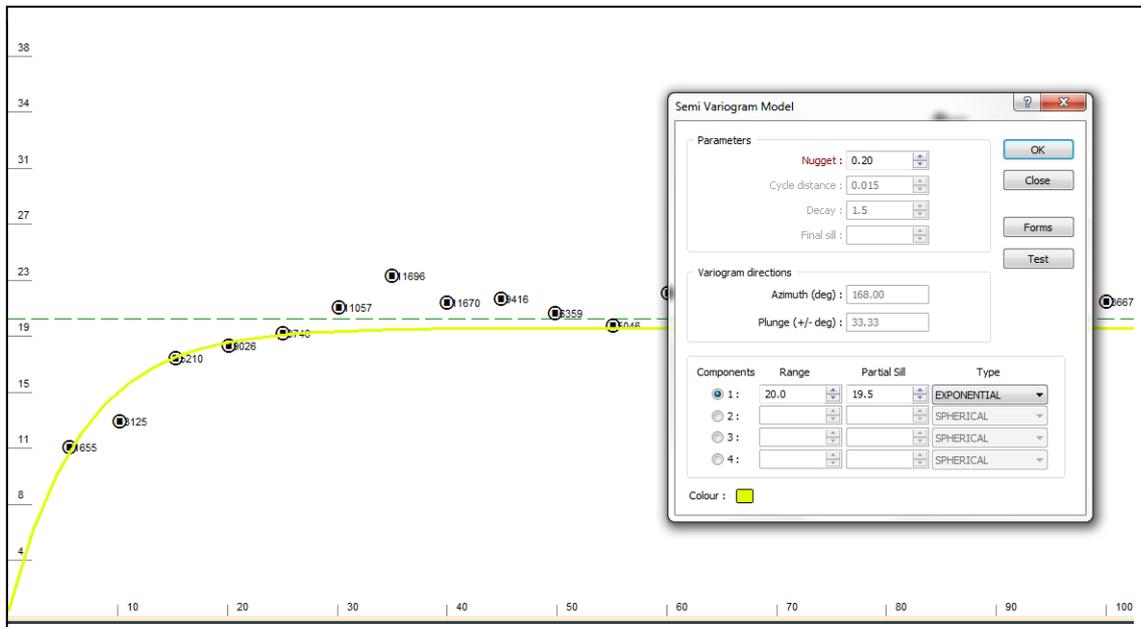


Figura 11-16 Variograma Direccional para eje 1 (Dominio 2).

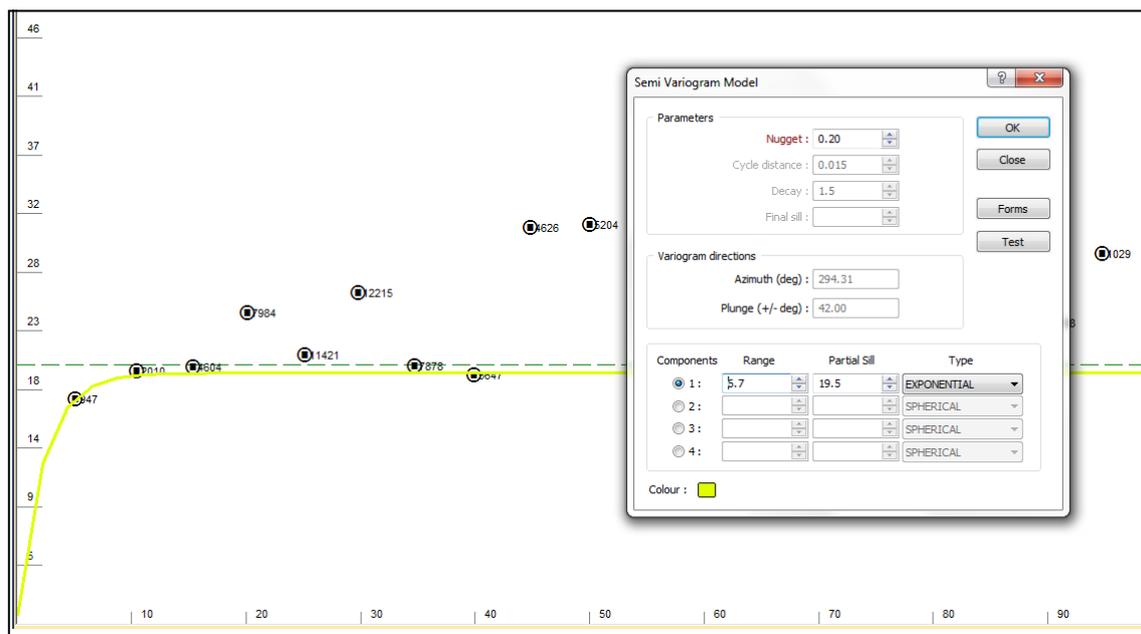


Figura 11-17 Variograma Direccional eje 2 (Dominio 2).

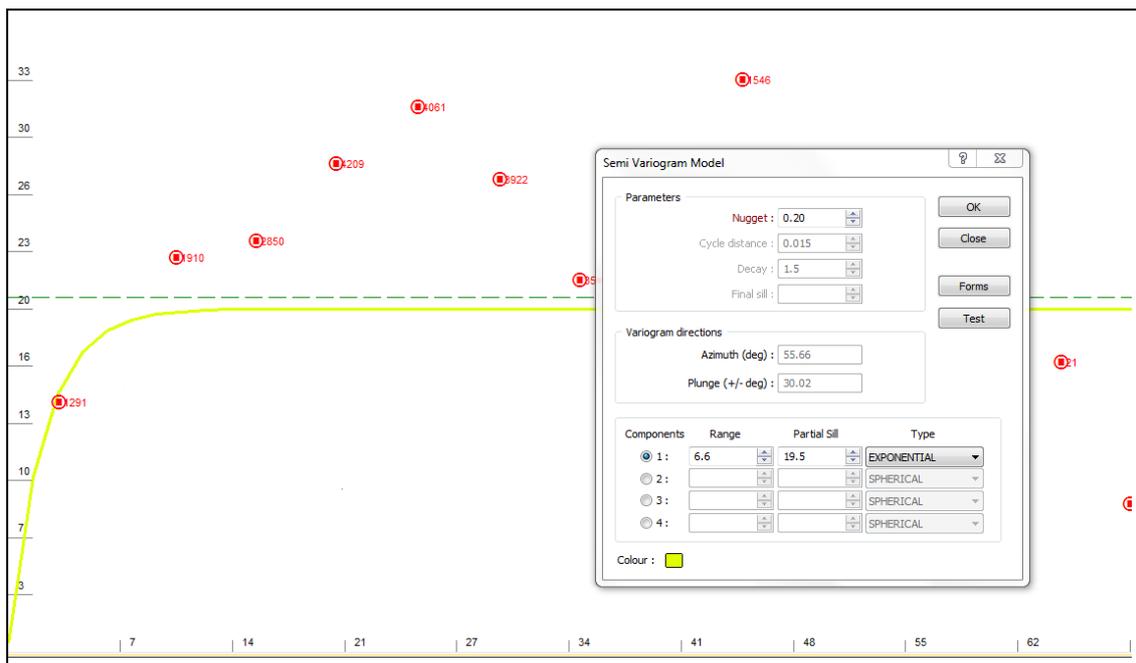


Figura 11-18 Variograma Direccional eje 3 (Dominio 2).

11.1.3 Validación cruzada

Para corroborar las direcciones preferenciales y los alcances de estas, definidas en el punto anterior, existe un método denominado validación cruzada. Consiste en eliminar un valor de la variable y estimar dicho valor eliminado mediante los datos restantes. Esto se realiza para todos los valores de la variable, y finalmente se cotejan frente a sus valores reales. (Gallardo, 2006)

La validación cruzada es una forma de poner a prueba la validez de los semivariogramas teóricos elegidos que posteriormente serán utilizarlos para el kriging

Los criterios de evaluación para determinar si las direcciones obtenidas son satisfactorias son los siguientes:

- La media de los errores estadísticos debe tender a cero, o sea la estimación no presenta sesgo.
- La varianza de los errores estadísticos debe ser lo más baja posible, la estimación es precisa.
- La regresión lineal de la nube de dispersión generada para los valores estimados vs valores reales debe acercarse a una recta de pendiente uno, no presenta un sesgo condicional.

A continuación se pasará a analizar la validación cruzada para el dominio 2:

Cross Validation		
Output file :	C:\Tesis Arenal Deeps\cross_validation_UG2.DAT	
Input file :	C:\Tesis Arenal Deeps\Assay_comp_alf.DAT	
Analysis varb :	Au_x	
Transformation :	None	
Number of points :	4023	
	Mean	Std Dev
Raw Data :	2.6955	4.5111
Estimate :	2.8927	3.0761
Standard error :	3.1339	0.28074
Error statistic :	-0.011138	1.1401

Tabla 11-6 Estadística de la estimación, validación cruzada (Dominio 2).

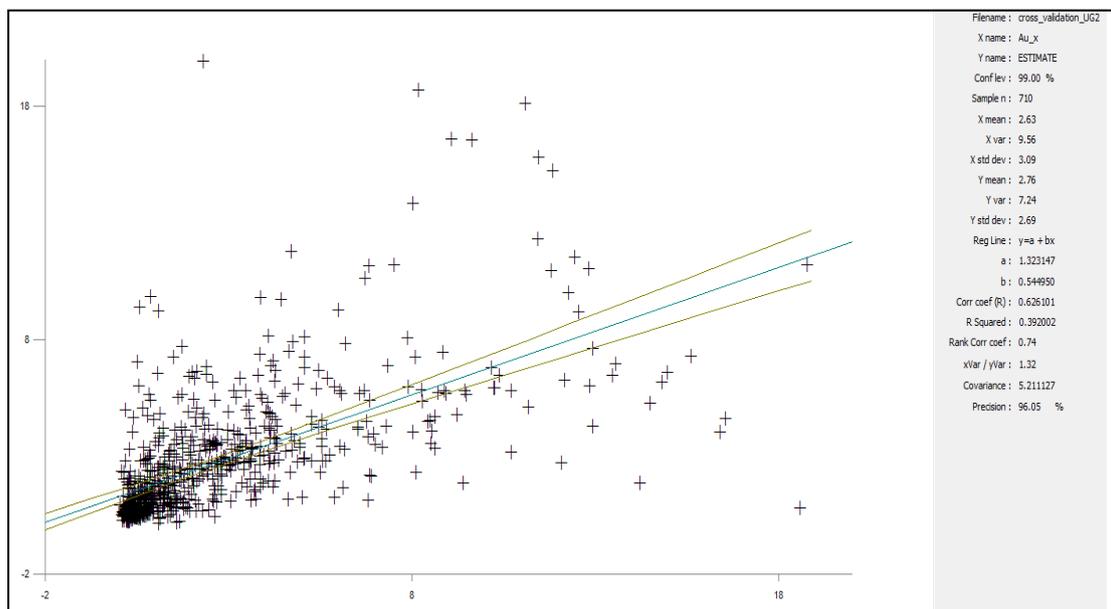


Figura 11-19 Diagrama de dependencia lineal entre los datos de las muestras composadas y las estimaciones para Au. (Dominio 2).

Tanto los valores de la validación cruzada como el diagrama para el dominio 2 son satisfactorios, así como también para el resto de los dominios (Ver anexo). Por ende las elipsoides de búsqueda definidas en el punto anterior son las que se utilizarán en el momento de la estimación. Los mismos procedimientos se realizaron para los demás dominios arrojando las siguientes direcciones preferenciales:

Tabla 11-7 Dirección de los ejes principales de los elipsoides de búsqueda para los cuatro dominios

Dominio	Eje	Azimut	Inclinación	Alcance (m)
1	1	N104.00	24.00	19.50
	2	N249.43	61.60	16.50
	3	N07.50	14.27	12.30
2	1	N168.00	33.33	20.00
	2	N294.31	42.00	6.70
	3	N56.66	30.02	6.60
3	1	N120.00	6.67	16.00
	2	N236.57	75.35	14.10
	3	N28.45	12.98	7.50
4	1	N153.33	2.67	17.60
	2	N243.80	12.00	17.10
	3	N53.10	77.79	3.90

12. Generación del modelo de reservas y recurso:

12.1 Modelo de bloques

El modelo de bloques consiste en discretizar el yacimiento en paralelepípedos, o “bloques” de igual tamaño, con el fin de asignarle a cada bloque valores que representen las propiedades de interés de la porción del macizo que contiene.

Los bloques para el yacimiento Arenal Deeps se generaron discretizando el sólido geológico definido en la sección 10.3 y realizando un modelo de bloques en blanco para cada dominio dentro del sólido de manera independiente.

La dimensión definida para estos bloques fueron de 5 m en X, 3 m en Y, 3 m en Z con los lados de éstos paralelos a los ejes X, Y y Z. Este tamaño de bloques fue definido en función de la morfología de los cuerpos mineralizados dentro del yacimiento, y de métodos de explotación que se llevan a cabo en la mina, ya que un tamaño de bloque muy pequeño o demasiado grande puede generar problemas al momento de asignarle ley a los volúmenes de roca explotables.

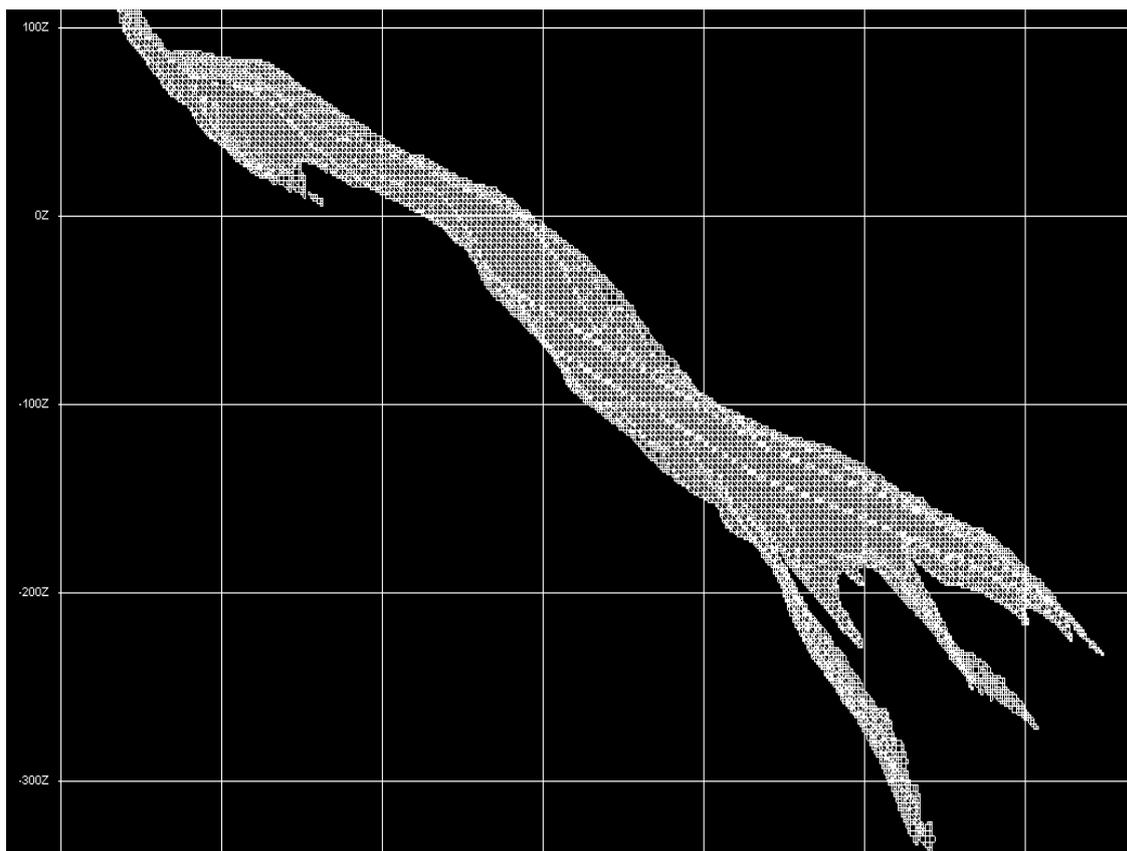


Figura 12-1 Sección vertical, donde se aprecia la discretización del sólido geológico en bloques.

Se realizó una inspección visual de las plantas y secciones para constatar que los límites del cuerpo geológico sean respetados por los bloques y que estos encajen dentro del sólido. A su vez también se compararon los volúmenes, tanto del sólido como de la suma de todos los bloques, dando un valor muy similar. En total se generaron 186.710 bloques, asignándoseles posteriormente a cada uno mediante interpolación de valores muestrales una ley de Au (g/t).

12.2 Interpolación

Para estimar el valor de Au de cada bloque se interpolaron los valores mediante los métodos kriging ordinario (OK), inverso a la distancia potencia 2 (IDW2) e inverso a la distancia potencia 3 (IDW3). El kriging será el método que utilizaremos para generar el modelo que se utilizará en la planificación y explotación del proyecto, mientras que los IDW serán utilizados para validar la interpolación del OK.

Los parámetros utilizados para los tres métodos fueron los mismos y se describen a continuación.

- Se realizaron 4 interpolaciones por método, ya que se generó un modelo de bloques independiente para cada dominio, que posteriormente se unificó en un solo archivo para obtener el modelo total de depósito.
- Los parámetros de la elipse de búsqueda que se utilizaron fueron los definidos en el apartado 11.6.2, sin realizar ninguna restricción de búsqueda por cuadrante, solamente se exigió que para la realización de la estimación de un bloque deberían caer dentro de el elipsoide de búsqueda 6 muestras como mínimo y 12 como máximo, y además se exigió que tome muestras de al menos dos pozos (o canaletas) diferentes para las primeras 4 corridas mientras que para las corridas 5, 6 y 7 se eximio esta restricción.
- Los radios de búsqueda también son determinados mediante los variogramas experimentales quedando definidos por el alcance de cada eje.
- Para la estimación de las leyes de los bloques se utilizaron exclusivamente las muestras compositadas pertenecientes al dominio a analizar.
- Se realizaron 7 corridas de búsqueda consecutivas con radios de búsqueda factorizados por $1/3$, $1/2$, 1, 3, 4, 10, 1000; los bloques que no lograban ser definidos en la primera corrida con radio $1/3$ debido a la restricción de mínimas muestras, se volvían a recalcular con el radio mayor más próximo y así consecutivamente hasta que todos los bloques pertenecientes al modelo en blanco se les haya adjudicado un valor de Au.

Como resultado de la interpolación mediante kriging ordinario se creó el siguiente modelo de bloques definido como BM_OK_V2.1

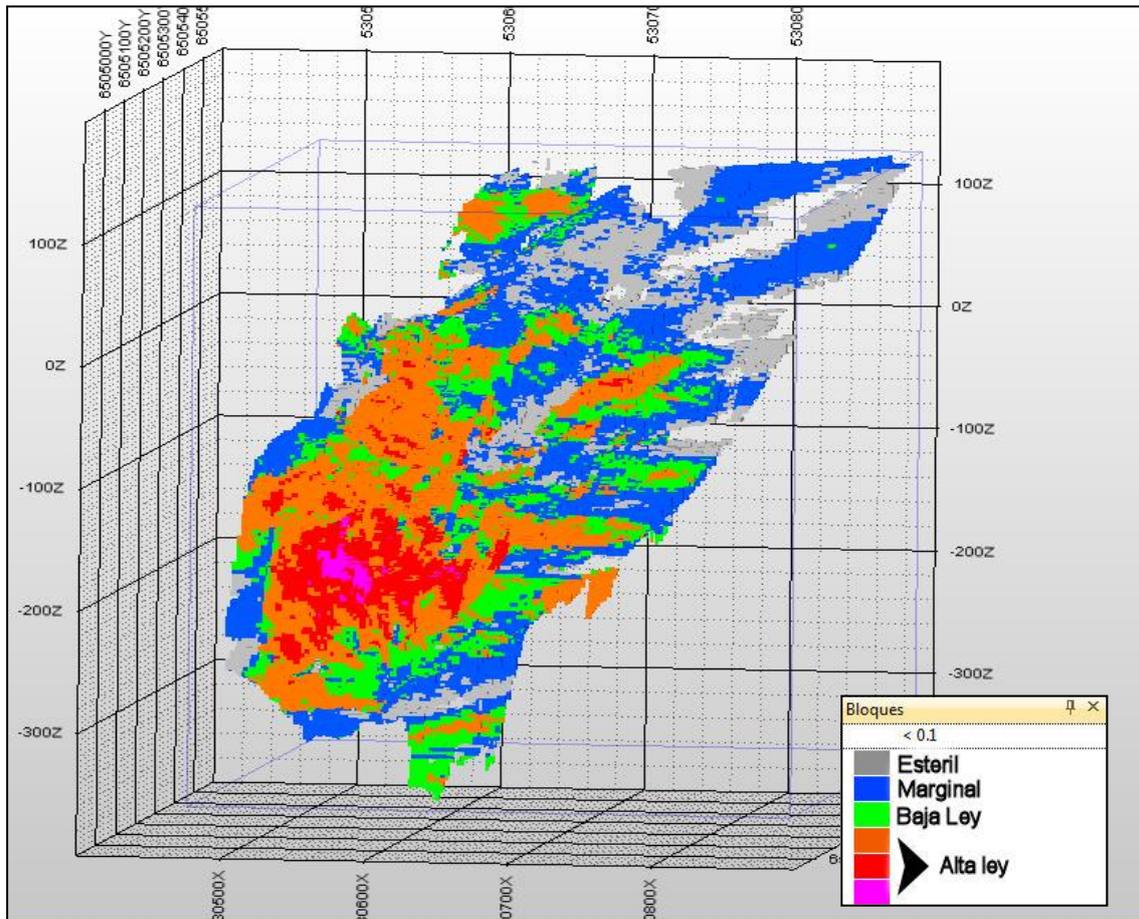


Figura 12-2 Imagen isométrica del modelo de bloques creado, BM_OK_V2.1).

12.3 Validación del modelo de bloques

El modelo de bloques interpolado mediante kriging fue sometido a una revisión visual y estadística. Se realizaron histogramas de Au para los bloques generados y se los cotejó con los mismos histogramas realizados para las muestras compositadas y desagrupadas.

Todos los histogramas fueron muy similares, (vale destacar la poca diferencia entre la media estimada y la del compósito en todas las UG) simplemente los histogramas asociados al modelo de bloques se muestran más suavizados que para los generados por los compósitos. Esto es de esperarse, ya que el kriging se caracteriza por su efecto suavizador de las variaciones de ley.

Estos estudios se realizaron individualmente para cada dominio, pues como se nombró con anterioridad se realizaron interpolaciones independientes para cada uno de ellos.

Las comparaciones visual y estadística confirman la validez y la consistencia de los modelos de bloques generados para los cuatro dominios.

A continuación se pasan a ilustrar esta comparación para el dominio número 2, las restantes se adjuntaran al anexo.

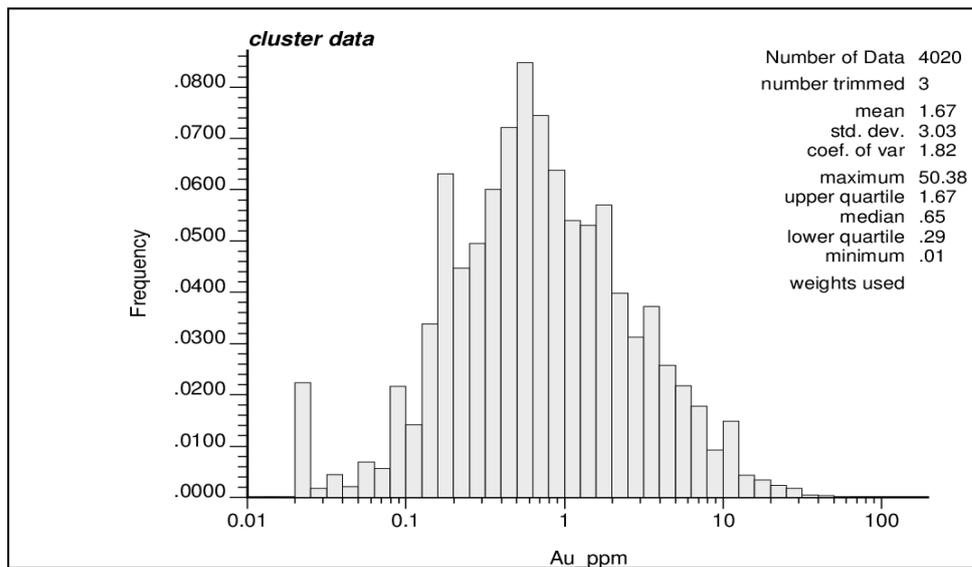


Figura 12-3 Histograma para la distribución de Au en muestras pertenecientes al domino 2.

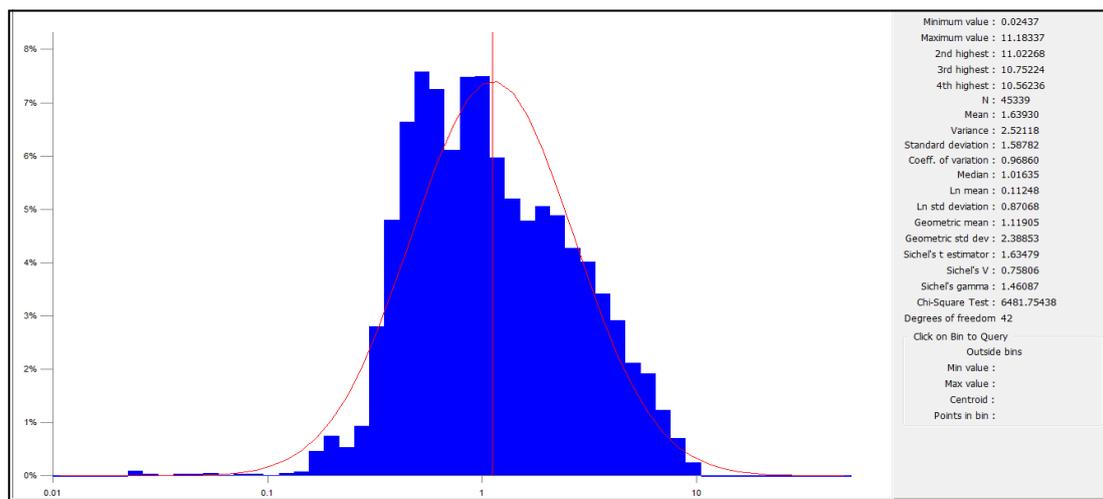


Figura 12-4 Histograma para la distribución de Au en bloques estimados pertenecientes al domino 2.

Los bloques interpolados se compararon además visualmente con las muestras compositadas. Para ello se realizaron gran cantidad de secciones de modo de observar la relación de los valores de los bloques vs las muestras pertenecientes a la diamantina y a las canaletas. Esta comparación mostró una conexión muy aproximada indicando la exactitud de la estimación de los bloques estimados.

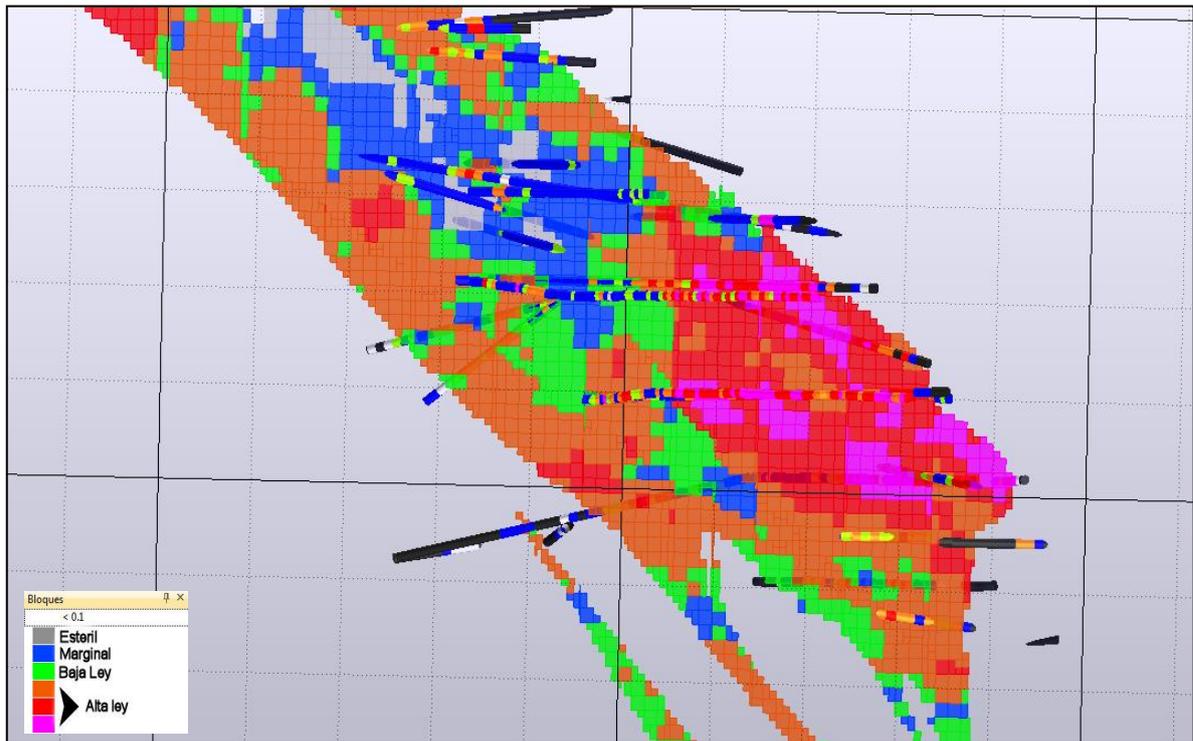


Figura 12-5 Sección vertical; donde se observa la buena correspondencia entre las leyes arrojadas por sondajes y canaletas Vs leyes asignadas a los bloques mediante kriging ordinario.

Por último se realizó una comparación entre el modelo de bloques y los modelos generados mediante el método inverso a la distancia en potencia 2 y 3. Así como también se comparó el volumen generado por la suma de los bloques Vs el volumen del sólido geológico.

Nuevamente se realizó este estudio para cada dominio de manera independiente, a continuación se presentará para el dominio 2.

Tabla 12-1 Comparación de leyes y volúmenes asignados para la UG 2 para el modelo interpolado mediante OK, IDW2 e IDW3.

Comparación	Tipo	Volumen m ³	
1	Solido UG2	1308465.19	
	Modelo de bloques OK_V2.1	1307958.75	
	Diferencia Relativa (%)	-0.038	Au ppm
2	Modelo de bloques IDW2	1307958.75	1.74
	Modelo de bloques OK_V2.1	1307958.75	1.773
	Diferencia Relativa (%)	0	1.90
3	Modelo de bloques IDW3	1307958.75	1.738
	Modelo de bloques OK_V2.1	1307958.75	1.773
	Diferencia Relativa (%)	0	2.01

La diferencia de leyes asignadas para la UG 2 no supera el 2.1 % tanto para el IDW2 como para el IDW3, a su vez comparando el volumen del solido UG 2 y el volumen de los bloques estimados dentro de este, se observa que la diferencia es de -0.038%. Estos resultados confirman la buena convergencia y la alta confiabilidad del modelo de bloques estimado.

13. Discusión final de algunos aspectos particularmente relevantes

13.1 Metodología de trabajo.

La metodología de trabajo aplicada fue claramente provechosa para generar un concepto global sobre las características del depósito.

- En cuanto al Mapeo geológico del interior mina:

Mediante el mapeo geológico se logró definir cuatro dominios, los cuales abarcan unidades razonablemente homogéneas en cuanto a litología, alteración y mineralización. A través de estas definiciones se consiguió conceptualizar las zonas y la continuidad de los cuerpos mineralizados.

Un claro ejemplo de esto es el corredor de alta ley en la zona oeste, entre los niveles -220 y -182. Al definir el cuerpo mineralizado (UG) (Ver sección **9.2**) mediante interpretación de estructuras y la tendencia de mineralización, se observó que en tres niveles inferiores de la mina existía un cuerpo longitudinal, de alta ley, de dirección N160° y plunge de 60° hacia el SW, siendo éste además paralelo a la falla NW.

En los desarrollos más occidentales de estos niveles, este cuerpo continuaba presentando una importante expresión y más aún; el límite NE de este cuerpo estaba dado por estructuras paralelas a la falla NW (réplicas) quedando abierto hacia el Oeste.

Por lo tanto, con esto en vista y utilizando los pocos pozos de superficie presentes en la zona se extendió la UG siguiendo esta tendencia.

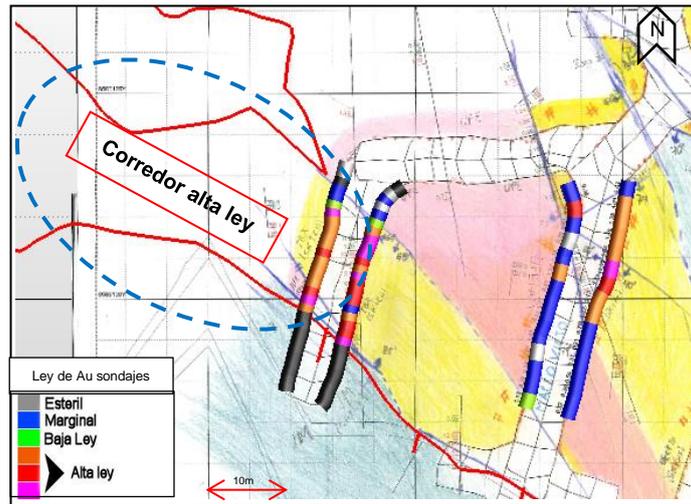


Figura 13-1 Corredor de alta ley (UG en rojo) definido mediante mapeo para el nivel -220. La leyenda para este mapeo respeta las definidas en la sección 6.2.2.

Posteriormente a esta interpretación, se perforó la zona confirmando la existencia de dicho corredor y de allí se extrajeron dos cámaras en forma de *IRP* (Ver sección 5.2.1) sumando más de 15000 toneladas de mineral por fuera del proyecto inicial.

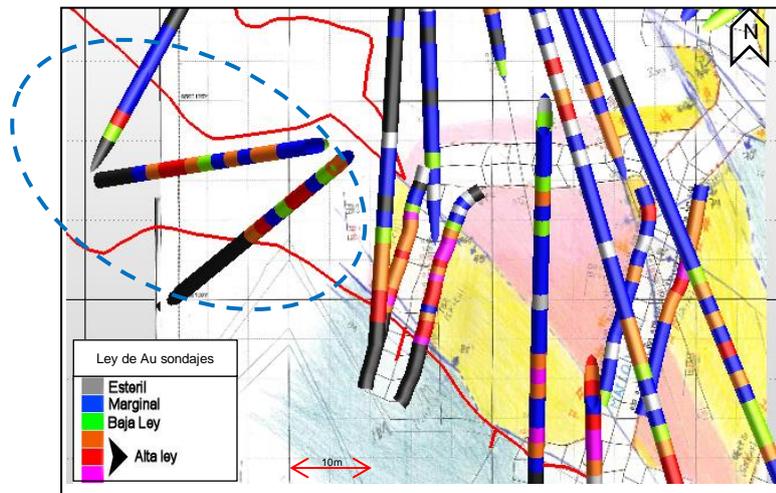


Figura 13-2 Confirmación mediante sondeos diamantinos.

A su vez, otro punto sumamente importante fue la reinterpretación de las fallas de techo y muro H1 y F1, permitiendo limitar con mayor exactitud los límites estructurales de la zona hidrotermalizada.

Dentro de ésta, también se definieron 3 estructuras principales (N1, N2, N3) las cuales actúan como límites duros dentro la zona mineral, separando a su vez distintos dominios tanto geológicos como geostadísticos. Uno de los límites más importante definido por estas estructuras es el contacto generado por la falla N2 para los niveles

inferiores al -195. Esta falla pone en contacto discordante rocas hidrotermalizadas hacia el SO contra litologías dioríticas estériles hacia el NE. Debido a que esta estructura presenta una dirección N160/60SW a medida que se desciende en la cota se va acogotando la zona mineral, la cual queda circunscripta entre la fallas N2, F1 y NW, presentando su mínima expresión en el nivel -260.

Si bien este esquema no es favorable para suponer una extensión de la mina en profundidad, no se descarta que el sistema hidrotermalizado se vuelva a abrir en profundidades aún mayores. No existe aún información suficiente como para condenar totalmente la zona profunda y a su vez la poca que hay, sigue presentando pequeños indicios de mineralización.

- En cuanto a la planificación de pozos *infill* y *brownfield*:

Un logro sumamente importante, producto de estas perforaciones, fue la reactivación del nivel -240 en donde se creía que la mineralización era nula.

Si bien en la planificación original de la mina había diseñadas dos cámaras *Ts* (Ver sección 5.1.3) para ser extraídas, al momento de culminar la rampa que permitiría el acceso a dicho nivel, se suspendió el desarrollo de éste debido a la falta de información y a una mala interpretación geológica realizada por una consultora externa a la empresa, la cual condenó el nivel asumiendo que no existía concentración mineral suficiente que fuera económicamente rentable para su extracción.

El error cometido en esta interpretación fue desconocer el límite estructural descrito anteriormente, determinado por la falla N2; los pozos que plantearon en su momento fueron realizados por detrás de esta estructura arrojando claramente muestras estériles.

Posteriormente a la etapa de gabinete realizada sobre toda la nueva información recabada en este trabajo, se reinterpretó esta zona y se realizó un *set* de perforaciones hacia el *target* correcto logrando resultados muy positivos y la reactivación del nivel para su explotación.

13.2 Modelo de estimación.

Debido a que la mina está en producción se logró observar el comportamiento de las leyes estimadas por el modelo vs la ley reportada por planta (ley medida), así como también comparar este modelo de bloques con el antiguo modelo a largo plazo (Modelo realizado por consultora externa).

La comprobación de la exactitud del nuevo modelo se realizó mediante dos procedimientos diferentes:

1. En primer lugar se cotejaron las leyes asignadas por este modelo para las cámaras producidas en 2 meses distintos versus el total de onzas reportadas por planta para el mismo período de tiempo.

Si bien la planta no procesa exclusivamente material proveniente de Arenal, sino que también se aporta material de distintas canteras a cielo abierto, para este análisis se asumió que el material aportado por estas canteras efectivamente presentaba la misma cantidad de onzas reportadas por el departamento de geología (ore control) sin presencia de dilución de ningún tipo.

Esta premisa tiene como objetivo que la única variable a analizar sea la ley reportada para estas cámaras y poder determinar la diferencia de onzas reportadas por geología y las onzas reales para estas cámaras. Vale recalcar que el material proveniente de las canteras a cielo abierto es una porción menor en relación al tonelaje aportado por Arenal.

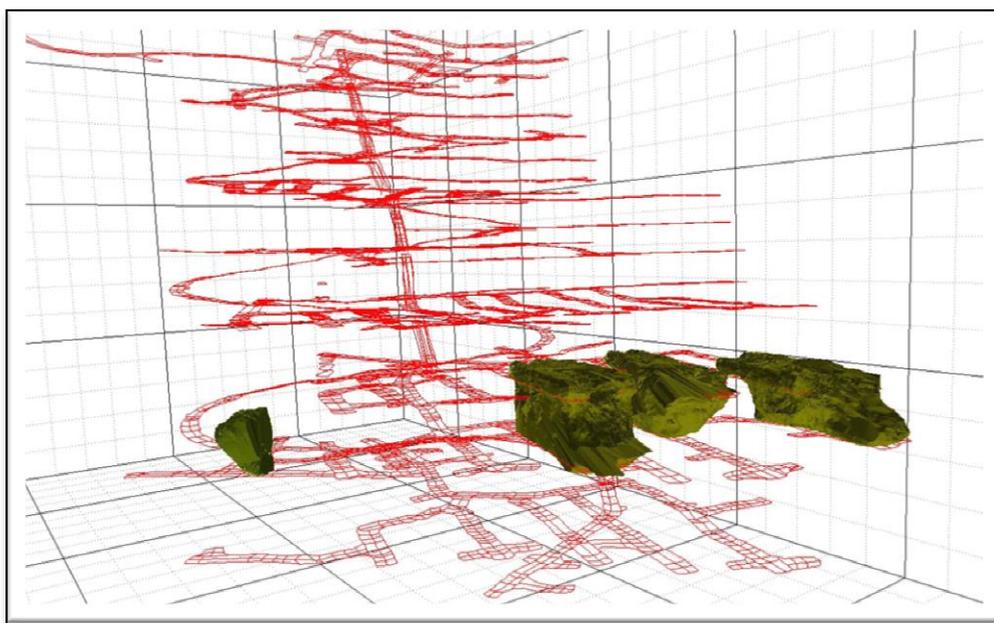


Figura 13-3 Cámaras reportadas para los meses en análisis.

Para el mes 1, el cierre mensual de planta reportó 4873 oz mientras que el departamento de geología asignó un total de 4859 Oz para el material enviado utilizando el modelo BM_V2.1. Por ende, sólo se subestimaron las leyes utilizando este modelo 0.5%, mientras que si se cruzan las mismas cámaras con el modelo a largo plazo este asigna un total de 3090 Oz para el mismo mes, quedando subestimado el material enviado en un 30%.

Para el mes 2, el cierre mensual de planta reportó 4335 oz mientras que el departamento de geología asignó un total de 4450 Oz para el material enviado utilizando el modelo BM_V2.1. Por ende, sólo se sobreestimaron las leyes utilizando este modelo 2.7%, mientras que si se cruzan las mismas cámaras con el modelo a largo plazo este asigna un total de 3905 Oz para el mismo mes, quedando subestimado el material enviado en un 9.9%.

Teniendo en cuenta los datos observados mediante este análisis cabe concluir que la estimación del modelo presenta una exactitud muy satisfactoria ya que lo esperado para un modelo de estimación es que tenga una exactitud de $\pm 5\%$. Mientras que el modelo de largo plazo queda muy alejado de este parámetro.

2. El segundo procedimiento para confirmar la exactitud del modelo creado se realizó sobre material extraído del desarrollo N157_R3D el cual se acopió a espera de ser procesado con el fin de conseguir un tonelaje que permitiera alimentar los molinos de la planta por 24 horas, y así lograr determinar la ley real de este material según la ley de cabecera informada por planta para dicho día.

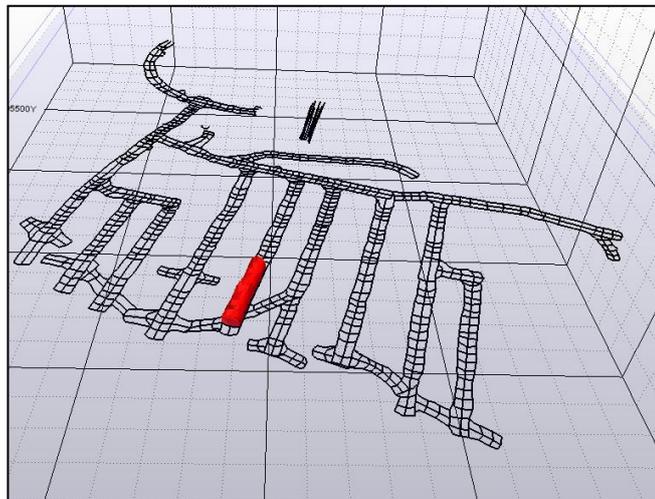


Figura 13-4 material proveniente del desarrollo N157_R3D enviado (en rojo) para el procesamiento en planta.

Resumen del ensayo:

Se acopiaron 2063 toneladas de la siguiente labor:

Tabla 13-1 Resumen del material enviado a planta

TS_N157_R3D	tn	2063
	g/tn	6.43
	Onzas	458

El cuadro anterior resume las toneladas, ley y onzas que aportó la labor involucrada en la prueba, calculado mediante el modelo de bloques BM_V2.1.

Las toneladas de *Ore control* se han calculado con la información volumétrica que aporta topografía.

La siguiente imagen muestra el reporte de planta sobre el impacto de la prueba:

Tabla 13-2 tabla superior indica la evolución de la ley en los distintos turnos de muestreo.

Laboratorio	8/23/2013						8/24/2013					
	00 a 04	04 a 08	08 a 12	12 a 16	16 a 20	20 a 24	00 a 04	04 a 08	08 a 12	12 a 16	16 a 20	20 a 24
Gran. OIF (% > 150µm)	8.00	11.00	14.40	15.80	0.00	0.00	12.00	14.00	8.00	8.00	0.00	0.00
Gran. Colas (% > 150µm)	8.00	12.00	10.40	6.40	0.00	0.00	10.00	13.00	9.00	5.00	0.00	0.00
Au en OIF S. (g/t)	1.18	1.18	0.80	0.84	0.00	0.00	1.98	2.40	2.69	3.78	0.00	0.00
Au en OIF L. (ppm)	0.98	0.40	0.43	0.38	0.00	0.00	1.08	2.31	2.77	2.34	0.00	0.00
Au en Cabeza (g/t)	2.14	1.58	1.25	1.24			3.07	4.71	5.43	6.28		
Au en Cola S. (g/t)	0.14	0.12	0.14	0.11	0.00	0.00	0.11	0.11	0.11	0.04	0.00	0.00
Au en Cola L. (ppm)	0.01	0.01	0.01	0.00	0.00	0.00	0.01	0.01	0.02	0.00	0.00	0.00
Au en Cola (g/t)	0.14		0.13				0.12		0.09			
Ag en OIF S. (g/t)	3.00	3.00	2.00	2.00	0.00	0.00	4.00	4.50	4.10	4.20	0.00	0.00
Ag en OIF L. (ppm)	0.83	0.31	0.19	0.19	0.00	0.00	1.05	1.90	1.79	2.25	0.00	0.00
Ag en Cabeza (g/t)	3.56		2.20				5.73		6.24			
Ag en Cola S. (g/t)	1.50	1.50	1.00	1.00	0.00	0.00	2.00	2.00	2.10	2.40	0.00	0.00
Ag en Cola L. (ppm)	0.04	0.04	0.03	0.03	0.00	0.00	0.04	0.03	0.02	0.01	0.00	0.00
Ag en Cola (g/t)	1.54		1.03				2.04		2.27			

Se observa en la tabla superior que el día 23 de agosto antes de comenzar la prueba la ley era de 1.24 g/t. El día 24 a las 00:00 se comienza a tratar el mineral de prueba. Claramente se observa la evolución ascendente de la ley en el muestreo de cabecera realizado por planta.

Tabla 13-3 Resumen de leyes por turnos informadas por planta.

Horario	00 a 04	04 a 08	08 a 12	12 a 16
Au en Cabeza (g/t)	3.07	4.71	5.43	6.28

Ley promedio de planta para la prueba: 4.95 g/t.

Consideraciones a tener en cuenta:

El personal de planta realizó unos comentarios con respecto a la prueba, de los cuales se resalta lo siguiente:

- La ley ha ido en aumento, en principio por la mezcla del cono, (si bien minimizada pero imposible de eliminar), y luego por la propia dilución que se tiene en el circuito de molienda. Es importante destacar que el ritmo actual de la planta hace que se implementen operativas de cuidado del equipo y del proceso, como ser la disminución de la densidad de la pulpa en el Molino de bolas al finalizar el turno, por ejemplo, y que pueden afectar a la primera lectura de ley. De todas maneras, se puede tomar como promedio de ley las siguientes leyes: 4.71 g/ton, 5.43 g/ton, 6.28 g/ton y 6.72 g/ton, pudiendo perfectamente la ley 6.72 ser mayor, dado que es la del inicio del día 25/8. El promedio es de 5.79. Actualmente la capacidad de medición de ley de cabeza, para leyes altas está en proceso de mejora y contiene un apartamiento de un 9 a 10% respecto al balance de proceso. Se sugiere tomar una ley perteneciente al intervalo [6.3, 6.4] g/ton.

Teniendo en cuenta la alta variabilidad de la ley de Au en el yacimiento, y que el material analizado corresponde a un desarrollo de producción, el cual atraviesa de forma perpendicular al cuerpo mineralizado (generando una variabilidad de ley aún mayor) el resultado se consideró como muy exitoso.

14. Conclusiones

14.1 Sobre la metodología de trabajo

La metodología de campo utilizada en este trabajo demostró ser viable y de aplicación sencilla, además de fundamental para la obtención de la información geológica que sustentó los límites y parámetros para la creación de un modelo de reservas y recursos de muy buena exactitud.

14.1.1 En cuanto a la redefinición de litologías

La redefinición de litologías permitió agrupar y simplificar la gran cantidad de litologías descritas para el yacimiento, generadas durante los más de diez años en que se ha trabajado en el depósito, tanto en las etapas exploratoria como productiva. Esta unificación litológica, basada en aspectos texturales, estructurales, petrográficos y de mineralización de las rocas presentes permitió utilizar la información preexistente, producto de la descripción de los pozos diamantinos exploratorios e integrarla a la información generada durante el mapeo de interior mina y la proveniente de los nuevos pozos generados en la campaña *Brownfield* e *Infill*. A su vez, al ser una clasificación basada en un enfoque metalogénico, facilitó de gran manera la interpretación y definición de los cuerpos mineralizados.

14.1.2 En cuanto al muestreo de hastiales:

El muestreo de hastiales permitió generar una gran concentración de información en las zonas de alta ley. Esta información fue de gran utilidad para la definición de los cuerpos mineralizados así como para la realización del modelo de bloques, ya que se realizó en los sectores donde se necesitaba una alta precisión en la estimación, debido al gran volumen de mineral planificado para extraer en esas zonas. También vale recalcar que este muestreo fue validado mediante controles de AC/CC y procedimientos de muestreo que demostraron un alto estándar de calidad, habilitando a estas muestras ser ingresadas para utilizarlas en la estimación de reservas y recursos con un peso muestral equitativo al de las muestras de sondajes.

14.1.3 En cuanto a la planificación de pozos *infill* y *brownfield*:

La planificación de los pozos fue determinante para la delimitación del cuerpo mineralizado, además amplió la información en zonas con déficit de datos y permitió identificar nuevas áreas con presencia de mineralización que anteriormente no estaban contempladas en el plan de laboreo de la mina.

14.1.4 En cuanto al mapeo de interior mina

Mediante el mapeo interior de mina se logró redefinir la posición, el rumbo y el buzamiento de las fallas F1, H1 y NW con gran exactitud, ajustando por ende los límites de la zona hidrotermalizada.

A su vez, dentro de la zona mineral se definieron tres estructuras principales de movimiento dextral-normal, denominadas de este a oeste: falla N1, con dirección preferencial N155° /55°SO, falla N2, con una dirección preferencial N145°/ 45°SO y falla N3, que presenta una dirección preferencial N130° con un buzamiento promedio de 35°SO.

El reconocimiento de estas estructuras permitió subdividir el cuerpo mineralizado en cuatro grandes dominios geológico-geoestadísticos, debido a que se identificó un desplazamiento relativo para los bloques adyacentes a estas fallas, disponiendo en ocasiones, en forma discordante, litologías contiguas.

Dentro de cada dominio permitió también reconocer y delimitar cuerpos geológicos en base a las distintas litologías, alteración y mineralización para cada nivel mapeado. Esta delimitación fue imprescindible para lograr definir el cuerpo mineralizado ya que brindó una conceptualización integral de los complejos arreglos litológicos presentes dentro del yacimiento y sus controles espaciales.

14.2 Sobre la definición del cuerpo geológico y el modelo de estimación

La definición del cuerpo mineralizado, caracterizado como el volumen de roca con ley superior al *cutoff* ubicado entre las estructuras H1 y F1, permitió restringir las muestras que participaron en la estimación de las reservas mediante kriging. Se consiguió así que las muestras ubicadas fuera del cuerpo mineralizado no tuvieran influencia al momento del cálculo y por ende no se subestimen las reservas del mismo. Igualmente,

se logró que las muestras pertenecientes al cuerpo mineralizado no generen una estimación de reservas, en realidad inexistentes, en la caja de éste.

El mismo efecto se logró con los dominios geoestadísticos, definidos en la sección **11.3**. Al estar éstos separados por límites duros entre sí (a los cuales se les identificó un componente de desplazamiento) fueron tratados de manera independiente, tanto en el estudio geoestadístico como al momento de la estimación de las reservas. A través de esto se consiguió una mejor caracterización de cada dominio (desagrupamiento, *topcut*, direcciones preferenciales) a diferencia del modelo de largo plazo, el cual no hacía ninguna distinción de este tipo. Se obtuvo un modelo independiente para cada dominio, sin la influencia de las muestras externas a él.

Vale recalcar también que los diferentes dominios presentaron, luego del estudio variográfico, direcciones principales de mineralización diferentes. Los dominios 2 y 4 presentaron una dirección principal (primer eje del elipsoide) con rumbo en el entorno de N160°; esto corresponde a la influencia sobre la mineralización de la falla NW, la cual generó re-movilización y concentración del mineral siguiendo la dirección de la misma. Mientras que en los dominios 1 y 3, al disponerse hacia el norte de la falla NW, la mineralización está controlada exclusivamente hacia el sur por la falla H1, por lo tanto estos dominios mantienen la tendencia de mineralización con un rumbo entre N100° y N120°, siguiendo la dirección principal de la falla H1.

La definición de unidades geológicas razonablemente homogéneas desde el punto de vista litológico, textural y mineralización, el esclarecimiento de los límites entre ellas y su mapeo permitieron junto con la incorporación de una gran cantidad de datos nuevos, de muestras de canaletas y de perforaciones, generar un modelo cuantitativamente más exacto en cuanto a la asignación de leyes.

El modelo generado durante este trabajo logró ser validado, tanto mediante los métodos descritos en la sección **12.3** como en la práctica, comparando las reservas estimadas con las que finalmente fueron extraídas. Las leyes reportadas por planta durante el último semestre del año 2013, siempre se mantuvieron dentro de un margen de error aceptable ($\pm 10\%$ del valor asignado por el modelo para el material procesado).

Por lo expuesto se concluye que la metodología utilizada y el modelo generado usándola, que está basado en una buena interpretación geológica y en efectivas prácticas de muestreo validadas, demostró muy buena exactitud y precisión para estimar las reservas del depósito.

15. Agradecimientos

En primer lugar, quiero agradecer a mis tres colegas y amigos quienes conforman el Departamento de Geología de Arenal Deeps: Ernesto Slavutsky (Rusito), Jerónimo Jañez y Joaquín Cabrera (Jeta). Sin su arduo trabajo, sus conocimientos, sus ganas y su empuje, el trabajo que se desarrolla en esta tesis no hubiera sido posible. Gracias a la humildad de mis compañeros, la fraternidad, las relaciones de igualdad, la generosidad al compartir conocimiento y experiencia; todo esto permitió que durante estos tres años compartidos lograra mi desarrollo profesional y personal en un entorno de muchas risas y momentos inolvidables.

En especial agradezco a Gaby, mi compañera de la vida, por estar siempre, por su cariño, por ser la fuerza que me levantó cada vez que me vi caído. Por su motivación y apoyo incondicional día tras día.

A toda mi familia (de sangre, política y del corazón), un agradecimiento eterno por estar siempre presente en todas las instancias de mi vida.

A Pedro Oyhantçabal, por todo el tiempo brindado, el conocimiento compartido, por su paciencia, por sus consejos y por todo el esfuerzo y las ganas que ocupó en este trabajo.

Nuevamente, a Ernesto Slavutsky, por ofrecerse como co-Tutor y brindarme durante todo este tiempo su soporte y guía.

A todos mis compañeros de generación 2006 y a los que se fueron sumando en el transcurso de los años. En especial, a tres personas con las cuales supe compartir muchos momentos de estudio, entre mates y algún que otro partido, Pablo Velázquez, Federico Caro y Lautaro Pochintesta.

A la Facultad de Ciencias y a todos los docentes del Instituto de Ciencias Geológicas por su pasión por la carrera y su generosidad al brindar los conocimientos.

Personas que no puedo evitar nombrar y que han puesto mucho empeño y ayuda en este trabajo: Martin Rodríguez, Carolina Grimaldi, Alfredo Pérez, Martin Teixeira, Marília Abrao, Alfonso Postigo, Diogo Peixoto, Alejandra Pascale, Martin Gaye, Sandra Cazaux, Gabriela Iardino, Anibal Furtado, Javier Draper, Tana, entre otros que seguro me olvido de nombrar y desde ya les pido disculpas.

16. Bibliografía.

- **Almeida de F.F.M, Amaral. G, Cordani. U.G y Kawashita. K.** (1973) "The Ocean Basins and Margins. 1. The South Atlantic". Ed. Springer pp. 411-446.
- **Arseneau. G. J. y Roscoe. W. E.** (1997). "Practical Applications of Geology to Resource/Reserve Estimation". CIM Bulletin. pp. 127-136
- **Bossi. J.; Campal, N.** (1992) "Paleozoico inferior de Ibero-América" Cap. 17. Magmatismo y tectónica transcurrente durante el paleozoico inferior del Uruguay. Universidad de Extremadura, Alicante. pp. 343-356.
- **Bossi. J.; Ferrando. L.; Montaña. J.; Campal.; Morales. H.; Gancio. F.; Schipilov. A.; Piñeyro. D.; Sprechman. P.** (2001) "Carta Geológica del Uruguay, Escala 1:500000" Versión digital 2.0.
- **Cazaux, S.** (2009) "Geología, petrología y análisis estructural de la zona de Curtume – Zona centro de la Isla Cristalina de Rivera" Trabajo final de la Licenciatura en Geología. Facultad de Ciencias-Udelar. Sin publicar. pp. 1-76
- **Colell. E.; Uribe. J.; Chale. P.** (2010) "Conceptos Básicos de Geoestadística" Ed. Creative Commons. pp 15-103
- **Dubé. B. y Gosselin. P.** (2007). "Greenstone-hosted quartz-carbonate vein deposits (Orogenic, Mesothermal, Lode Gold, Shear-Zone-Related Quartz-Carbonate or Gold-Only deposits) in Goodfellow, W.D., ed., Mineral Deposits of Canada: A Synthesis of Major Deposit-Types, District Metallogeny, the Evolution of Geological Provinces, and Exploration Methods; Geological Association of Canada, Mineral Deposits Division, Special Publ. No. 5. pp. 2-13
- **Estevez, E.** (2008) "Criterios para la evaluación de yacimientos minerales". Trabajo sin publicar. Disponible desde: www.es.scribd.com/doc/99943748/Criterios-Para-La-Evaluacion-de-Yacimientos-Minerales pp. 1-42.
- **Fernandes de Lima. E.** (2005) (Informe interno Orosur) "Descripción macroscópica y petrográfica de muestras pertenecientes al yacimiento Arenal". Sin publicar. pp 1-10.
- **Ferrando L. y Fernández A.** (1971) "Esquema tectónico cronoestratigráfico del Predevoniano en el Uruguay". Annais XXV Congresso Brasileiro de Geología. Sao Pablo, Brasil. pp. 199-210
- **Gallardo. A.** (2006) "Geoestadística. Ecosistemas. 2006/3". Revista ecosistemas Vol. 15, Nº3. pp. 1-11
- **Gaucher. C** (2000) "Sedimentology, paleontology and stratigraphy of the Arroyo Del Soldado Group (Vendian to Cambrian, Uruguay)". Beringeria. 26: 1-120

- **Giraldo. R.** (2002) "Introducción a la geoestadística; teoría y aplicación" Universidad Nacional de Colombia. Sede Bogota. Facultad de Ciencias. Departamento de Estadística. pp. 1-91
- **Groves. D.I, Goldfarb. R.J., Gebre-Mariam. M, Hagemann. S y Robert. F** (1998) "Orogenic gold deposits: A proposed classification in the context of their crustal distribution and relationship to other gold deposit types" Ore Geology Reviews, Vol. 13, pp. 7- 27
- **Groves. D.I., Goldfarb, R.J., Robert. F y Hart. C.J.R.** (2003). "Gold deposits in metamorphic belts: Overview of current understanding, outstanding problems, future research, and exploration significance" Economic Geology, vol. 98, pp. 1-29
- **Loryser S.A** (2010) "Solicitud de autorización ambiental previa. Proyecto: mina Arenal Subterránea (ampliación mina Arenal. Tomo 1 Documentos del proyecto". Informe interno. pp 1-72.
- **Matheron. G.** (2005) "Curso de geoestadística" (Traducido al español por Alfaro, Marcos.) Centro de Geoestadística de la Escuela de minas de París. pp. 3-47
- **Micromine**(2014)
<http://es.micromine.com/productos/micromine/caracter%C3%ADsticas-de-micromine>
- **Orosur Mining Inc.** (2010) "Proyecto Arenal Deeps. Estudio de factibilidad sobre las operaciones subterráneas". Informe interno. pp. 1-94
- **Oyhantçabal. P.** (2008). "Estudio geoquímico de 10 prospectos: Arenal, La azotea, Laureles, Santa Teresa, San Gregorio; Santa María, Ombú, Argentinita, Veta Sur y veta A" y perfil geoquímico de la perforación ALDDH63 (Mina Arenal)". Informe interno. pp. 1-56
- **Oyhantçabal. P.; Siegesmund. S.; Wemmer. K.** (2011) "The Río de la Plata Craton: a review of units, boundaries, ages and isotopic signature". Int. J. Earth Sci. (Geol Rundsch) (2011). 100:201/220
- **Oyhantçabal. P, Siegesmund. S, Wemmer. K, Presnyakov. S, y Layer. P** (2009) "Geochronological constraints on the evolution of the Southern Dom Feliciano Belt (Uruguay)". South African Journal of Geology, v. 113:57/72
- **Oyhantçabal. P.; Wagner-Eimer. M.; Wemmer. K.; Schulz. B.; Frei. R.; Siegesmund. S.** (2012) "Paleo- and Neoproterozoic magmatic and tectonometamorphic evolution of the Isla Cristalina de Rivera (Nico Perez Terrane, Uruguay)". International Journal of Earth Sciences. Octubre 2012, Volumen 101, Parte 7. pp 1745-1762

- **Preciozzi, F.; Spoturno. J.; Heinzen. W.** (1979). "Carta geo-estructural del Uruguay, escala 1:2.000.000". Instituto geológico Ing. E. Terra Arocena. Imprenta del Ejército.
- **Preciozzi. F.; Spoturno. J.J.; Heinzen. W.; Rossi. P.** (1985). "Memoria Explicativa y Carta Geológica del Uruguay a escala 1:500.000". DI. NA. MI. GE. – Uruguay. pp. 39 -40
- **Ristorcelli. S.** (2010) (Informe interno Orosur) "Technical Report on the Arenal Deepes Deposit, Minas de Corrales Project, Department of Rivera, Uruguay". Sin publicar. pp. 1-62
- **Robert. F.; Poulsen. K.H.; Cassidy. K. y Hodgson, C.J.** (2005). "Gold Metallogeny of Superior and Yilgarn cratons" 100th Anniversary volume of Economic Geology. pp. 1001-1033
- **Rodríguez Álvarez. R.** (2010) "Aproximación a la evolución metalogénica y afinidad al modelo de oro orogénico de los depósitos minerales del sector norte de la Cordillera Central de Colombia". Trabajo de Tesis de grado. Universidad Nacional de Colombia. pp. 1-61
- **Sánchez Bettucci. L.; Peel. E y Masquelin. H.** (2010a) "Neoproterozoic tectonic synthesis of Uruguay" International Geology Review, Volumen 52, Asunto 1 enero 2010. pp 32 – 50.
- **Sánchez Bettucci. L.; Peel. E.; y Oyhantçabal. P.** (2010b) "Precambrian geotectonic units of the Rio de la Plata cratón". International Geology Review. Volumen 52, parte 1, 2010 pp. 32-50
- **Santos. J.O.S.; Hartmann. L.A.; Bossi. J.; Campal. N.; Shipilov. A.; Piñeyro. D. y Mac Naughton. N.J.** (2003) "Duration of the Transamazonian and its correlation within South America based on U-Pb SHRIMP geochronology of the La Plata Craton". Int. Geol. Rev. pp 27-48
- **Simon. A.** (2007) "Aseguramiento y Control de la Calidad en la Exploración Geológica" Material de talleres internos Loryser. Sin publicar. pp. 1-12
- **Viana. N.** (2010) (Informe interno Orosur) "Arenal informe geológico febrero 2010". Sin publicar. pp. 1-4

17. Anexos

Software Micromine 2014:

Micromine cuenta con 7 módulos fundamentales que se resumen a continuación;

Core:

Es el corazón de Micromine. Permite importar, validar, visualizar información e interpretar datos de superficie, perforaciones y subsuperficie.

Características:

- Compatibilidad con múltiples formatos de archivo de otros programas informáticos
- Interpretar gráficamente perforaciones y otros datos
- Visualizar todos los tipos de información sustentada por MICROMINE
- Automatizar tareas repetitivas usando macros
- Comunicar fácilmente ideas a audiencias no técnicas usando animaciones o escenas VRML

Plotting:

Módulo para imprimir. Tiene una interfase de tipo Vizex que permite la creación de complejos gráficos de pre-impresión en minutos, usando una selección de plantillas hechas a la medida.

Exploración:

El módulo Exploración provee un conjunto de herramientas para trabajar en detalle con información de perforaciones y además efectuar cálculos estadísticos y generar superficies DTM o grillas.

Características:

- Cálculo de perforaciones
- Cálculos estadísticos o geoestadísticos
- Mejoras en la capacidad de visualización de gráficos circulares, estructuras orientadas de perforaciones diamantinas y de curvas de nivel en 3D

- Cálculos y modelamiento digital del terreno

Triangulación:

El módulo Triangulación permite construir y manipular triangulación de sólidos y superficies en 3D. Las herramientas analíticas incluyen la señalización de los datos en 3D como si se encontrasen dentro o fuera de un sólido, sobre o debajo de una superficie, además de efectuar cálculos de grado-tonelaje, entre otras operaciones espaciales.

Características:

- Se realiza el modelo de triangulación de sólidos e información de análisis de muestras de perforaciones para calcular rápidamente la ley/tonelaje.
- Realiza operaciones booleanas interactivas para intersectar dos o más modelos de triangulación o la versión menú para procesar en grupo varios modelos de triangulación utilizando macros.
- Construcción de sólidos poligonales a partir de un perfil, o corte de un modelo de triangulación, usando planos secuenciales en cualquier orientación.
- Modificación de las coordenadas del modelo de triangulación mediante rotación, ajuste de escala, traslación, o conversión de coordenadas geográficas.
- Cálculo de los puntos de intersección de una perforación con respecto a un modelo de triangulación.
- Construcción de sólidos de triangulación a partir de una variedad de tipos de información.

Estimación de Recursos:

El módulo de estimación de recursos, provee un rango completo de funciones de modelaje, se puede:

- Clasificar, cuantificar, e informar del grado y tonelaje de un modelo de recurso
- Crear curvas de ley/tonelaje para preparar una estimación de reservas
- Desplegar o aplanar un modelo de bloques plegado
- Permite todos los métodos habituales de interpolación desde el IDW (Inverso de la distancia) al Múltiple Indicador Kriging (MIK)

- También permite el uso de métodos poligonales 2D para depósitos extremadamente simples o extremadamente complejos

Optimización de rajo:

Optimización de rajo permite a los usuarios determinar la mina a cielo abierto más rentable usando el método de optimización Lerchs-Grossman, estándar en la industria.

- Herramientas para la optimización: ángulos de talud variables, dilución, recuperación, costos de rehabilitación y análisis.
- En proyectos complejos, pueden utilizarse parámetros de funciones, elementos de precios variables o gastos periódicos de capital.
- Informes de modelos de bloques mejorados
- Soporte para regiones con múltiples taludes y métodos de procesamiento con múltiples elementos según el tipo de roca

Minería:

El módulo Minería permite el desarrollo de un plan de mina basado en los parámetros mineros.

Características:

- Funciones para diseñar minas rajo abierto, caminos de acarreo, rampas de acceso, curvas pronunciadas y rampas de retorno.
- Funciones para el diseño de caminos subterráneos, ascensos, galerías, declives y pendientes
- Calculador para conversiones simples entre el ángulo del talud y el ángulo talud-berma/ancho de berma.
- Parámetros geotécnicos variables para el diseño de la mina.
- Pautas para voladuras en rajos a cielo abierto, incluyendo la representación en modelos digitales del terreno (DTM) de los de barrenos, el cálculo de volúmenes, producción de archivos de bocas de pozos, resultados de laboratorio y desplazamientos de los bloques mineralizados debido al efecto de las voladuras

- Herramientas de diseño de anillos subterráneos, incluyendo cálculos de abanicos de perforaciones, cargas y volúmenes.

Topografía (Levantamiento):

El módulo Topografía comprende herramientas para importar y procesar datos topográficos. Facilita los cálculos de puntos, líneas, superficies y volúmenes.

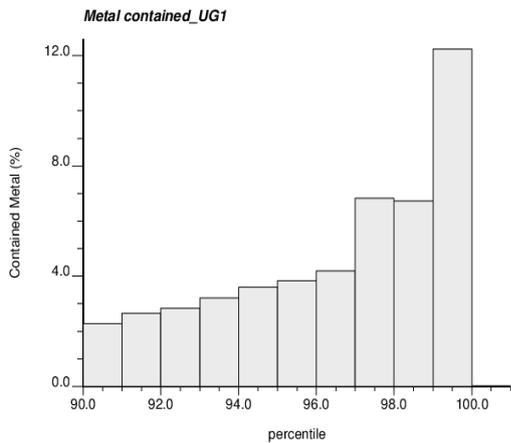
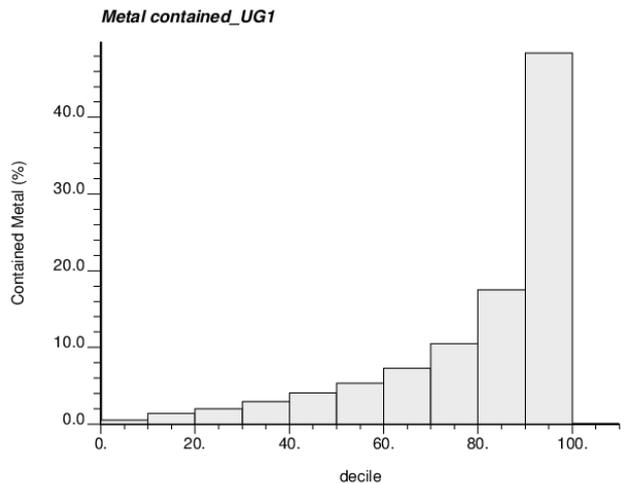
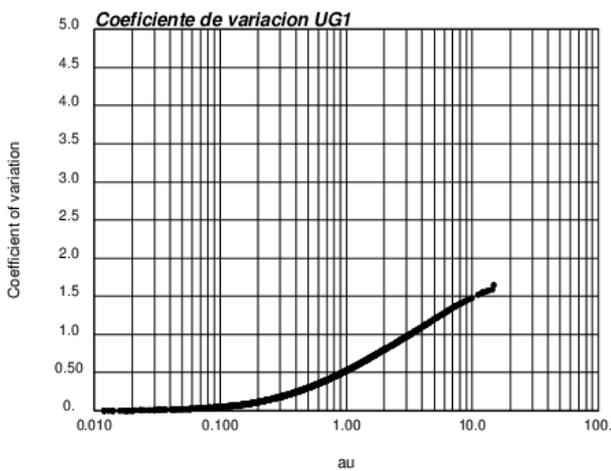
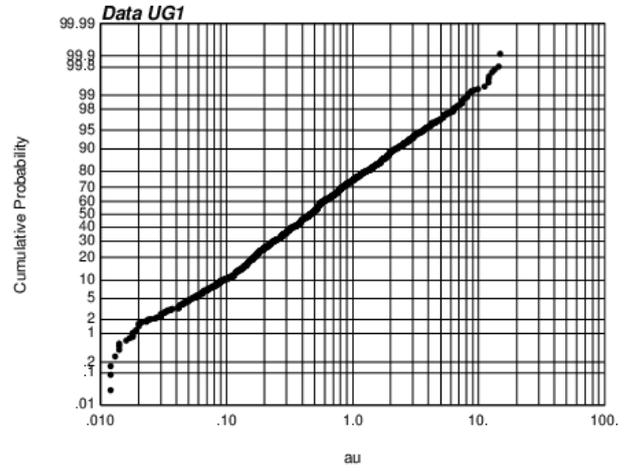
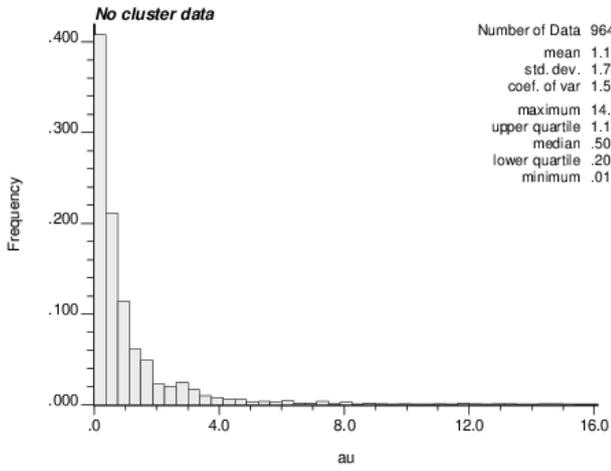
Características:

- Dispone de herramientas para importar datos en formato de texto de cualquier aparato de registro o de estaciones totales
- Funciones para reducir los errores que puedan existir en la información topográfica sin procesar y para calcular y ajustar coordenadas.
- Crear y trabajar con modelos digitales de terreno (DTMs).
- Calcular volúmenes a partir de modelos digitales de terreno (DTMs) o secciones transversales.

Extraído de <http://es.micromine.com>

Topcut:

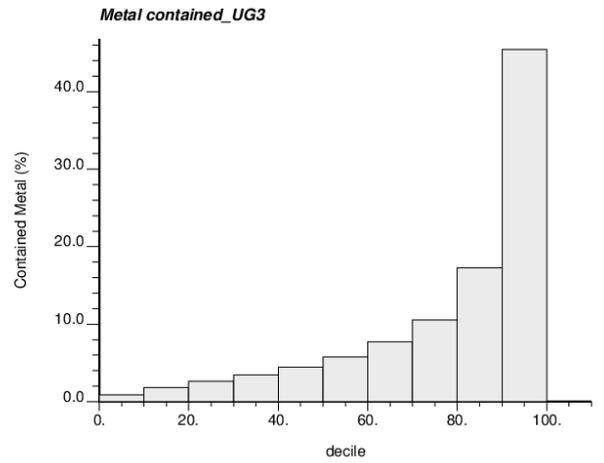
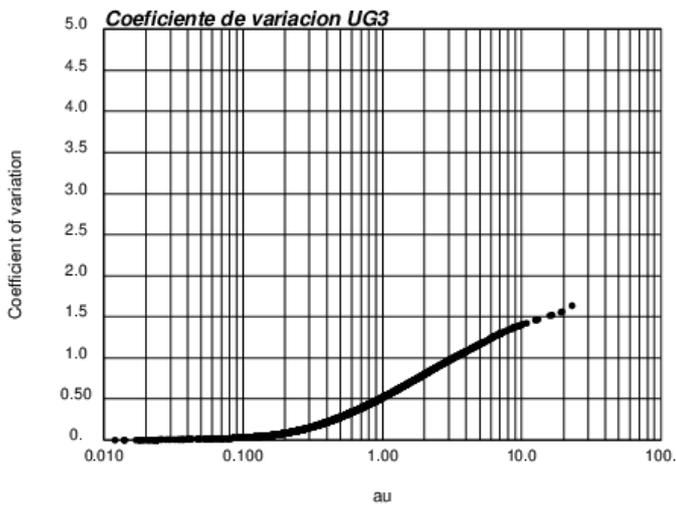
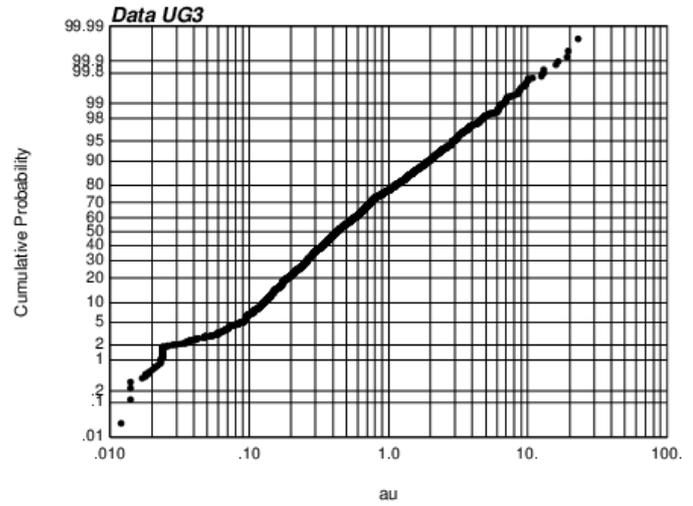
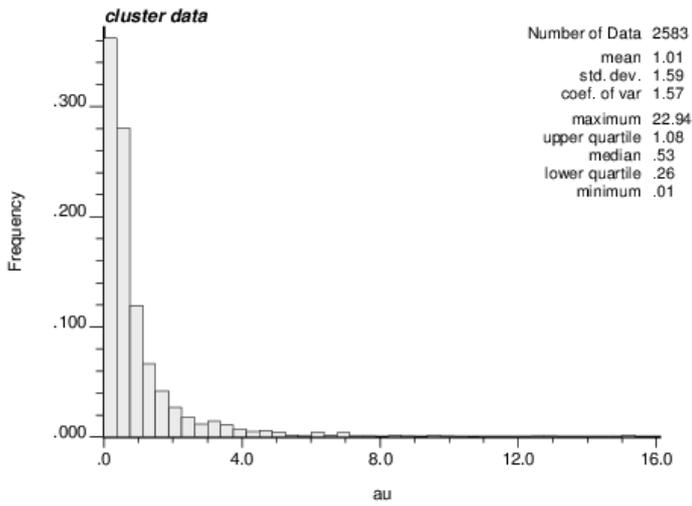
Gráficos utilizados para la determinación del *topcut* para el dominio 1:



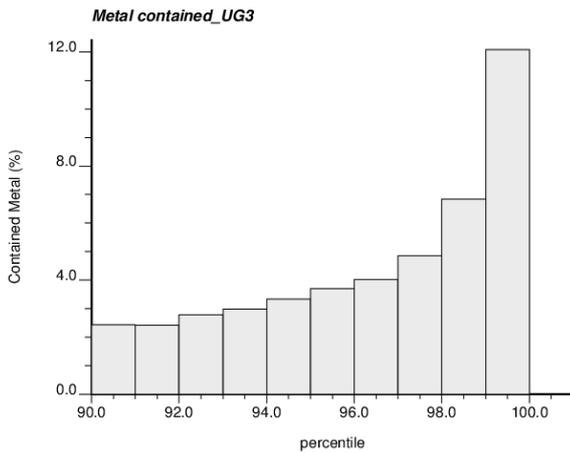
decile	# Samples	Mean	Min	Max	Contained Metal
0-10	109	0.05	0.01	0.09	0.5
10-20	88	0.13	0.09	0.16	1.4
20-30	87	0.20	0.16	0.24	2.0
30-40	85	0.29	0.24	0.33	2.9
40-50	88	0.40	0.33	0.46	4.1
50-60	77	0.52	0.46	0.58	5.3
60-70	94	0.71	0.58	0.82	7.3
70-80	108	1.03	0.83	1.27	10.5
80-90	99	1.70	1.28	2.19	17.5
90-100	129	4.74	2.25	14.88	48.4

decile	# Samples	Mean	Min	Max	Contained Metal
90-91	11	2.33	2.25	2.44	2.3
91-92	12	2.55	2.46	2.67	2.6
92-93	16	2.79	2.68	2.87	2.8
93-94	14	3.05	2.90	3.12	3.2
94-95	16	3.44	3.16	3.66	3.6
95-96	10	3.95	3.71	4.20	3.8
96-97	13	4.59	4.23	4.99	4.2
97-98	13	5.68	5.22	6.36	6.8
98-99	11	7.25	6.42	8.12	6.7
99-100	13	11.50	8.20	14.88	12.2

Gráficos utilizados para la determinación del *topcut* para el dominio 3:

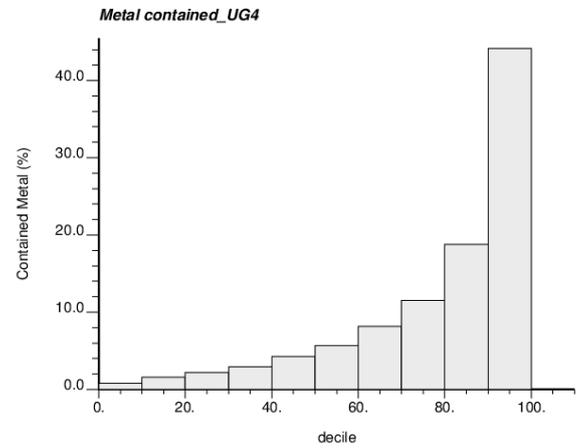
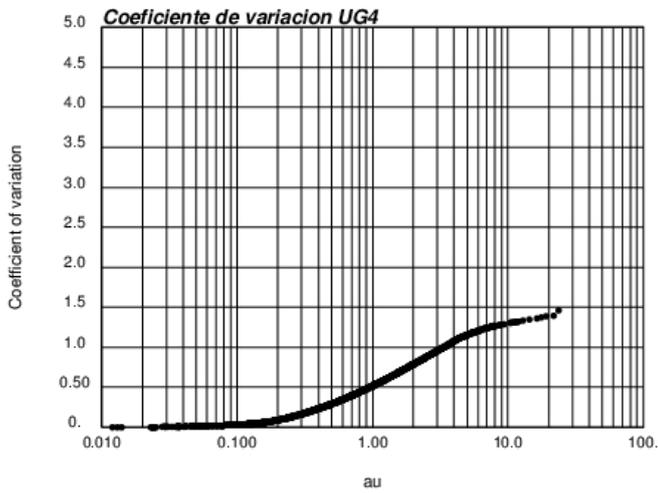
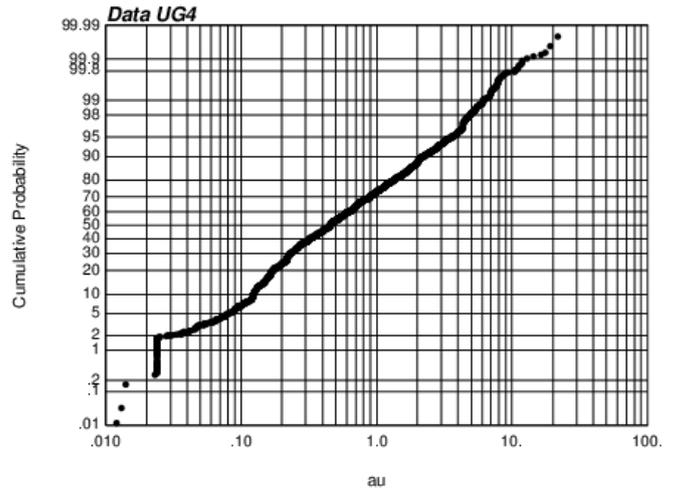
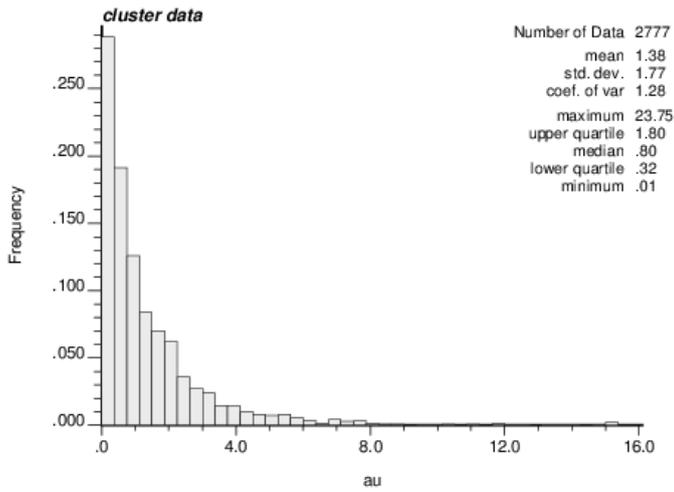


decile	# Samples	Mean	Min	Max	Contained Metal
0-10	244	0.08	0.01	0.13	0.9
10-20	185	0.16	0.13	0.19	1.8
20-30	206	0.23	0.19	0.26	2.6
30-40	202	0.29	0.26	0.34	3.4
40-50	241	0.38	0.34	0.43	4.5
50-60	294	0.49	0.43	0.57	5.7
60-70	274	0.66	0.57	0.74	7.7
70-80	320	0.90	0.74	1.12	10.5
80-90	295	1.48	1.12	1.94	17.2
90-100	322	3.89	1.95	22.94	45.5

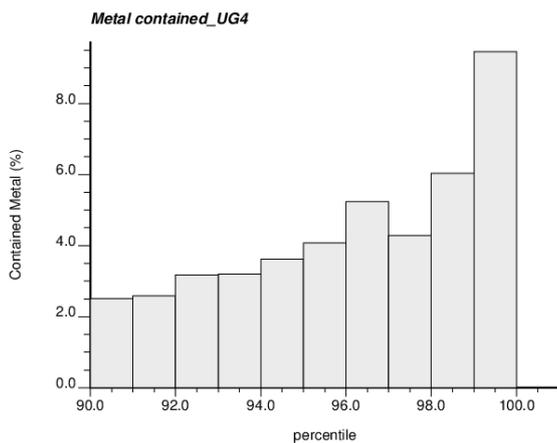


decile	# Samples	Mean	Min	Max	Contained Metal
90-91	28	2.02	1.95	2.09	2.4
91-92	28	2.16	2.10	2.24	2.4
92-93	30	2.33	2.24	2.42	2.8
93-94	27	2.56	2.43	2.68	3.0
94-95	20	2.84	2.69	2.90	3.3
95-96	32	3.10	2.94	3.21	3.7
96-97	39	3.51	3.21	3.77	4.0
97-98	40	4.25	3.78	4.78	4.9
98-99	40	5.71	4.79	6.82	6.8
99-100	38	10.41	6.89	22.94	12.1

Gráficos utilizados para la determinación del *topcut* para el dominio 4:



decile	# Samples	Mean	Min	Max	Contained Metal
0-10	228	0.08	0.01	0.12	0.8
10-20	141	0.15	0.12	0.17	1.6
20-30	134	0.21	0.17	0.23	2.2
30-40	189	0.27	0.23	0.32	2.9
40-50	247	0.39	0.32	0.46	4.2
50-60	247	0.53	0.46	0.63	5.6
60-70	285	0.75	0.63	0.89	8.2
70-80	355	1.09	0.89	1.34	11.5
80-90	446	1.75	1.34	2.21	18.8
90-100	505	4.11	2.21	23.75	44.2



decile	# Samples	Mean	Min	Max	Contained Metal
90-91	62	2.32	2.21	2.43	2.5
91-92	54	2.53	2.43	2.67	2.6
92-93	42	2.77	2.68	2.84	3.2
93-94	61	3.03	2.85	3.21	3.2
94-95	56	3.36	3.21	3.58	3.6
95-96	51	3.86	3.58	4.03	4.1
96-97	26	4.29	4.05	4.34	5.2
97-98	31	4.59	4.34	4.92	4.3
98-99	59	5.49	4.93	6.12	6.0
99-100	63	8.96	6.12	23.75	9.5

Semivariogramas:

Dominio 1

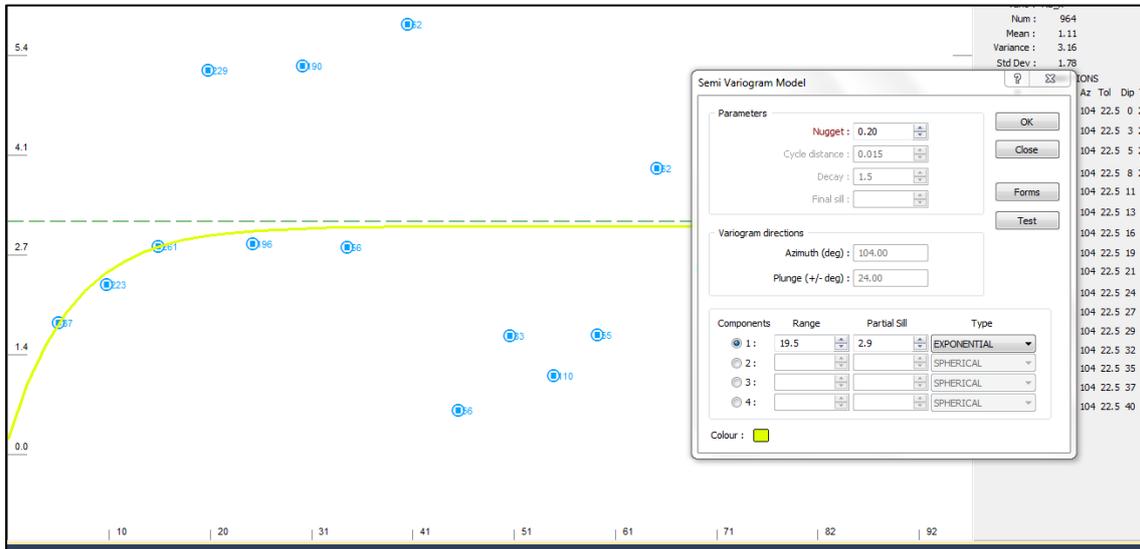


Figura 17-1 Variograma Direccional axis1 (Dominio 1).

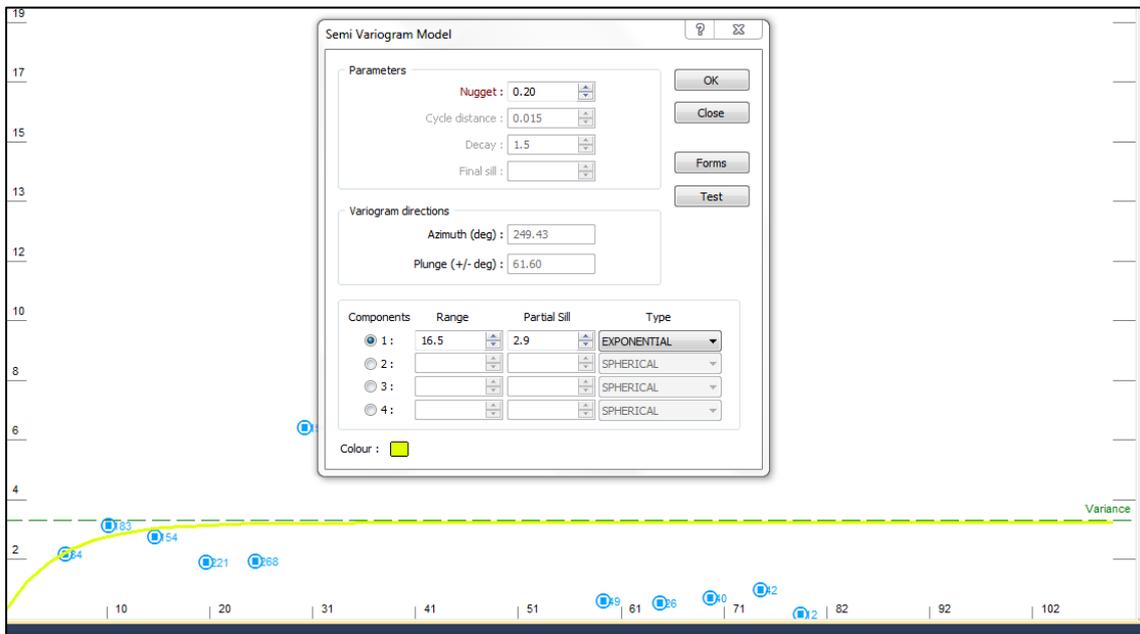


Figura 17-2 Variograma Direccional axis2 (Dominio 1).

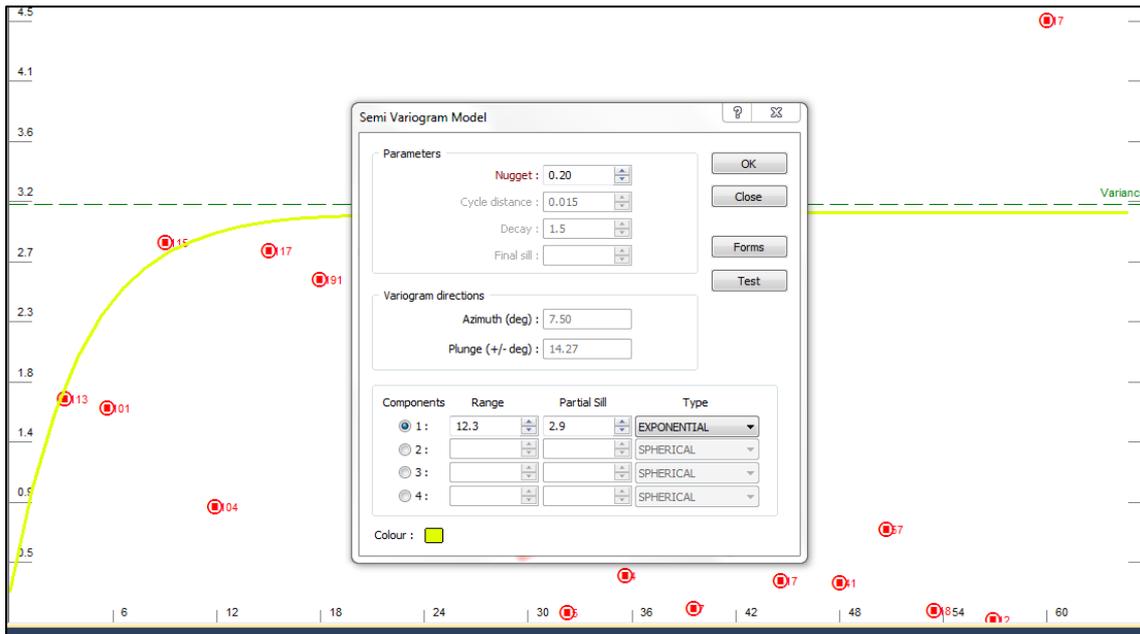


Figura 17-3 Variograma Direccional axis3 (Dominio 1).

Dominio 3:

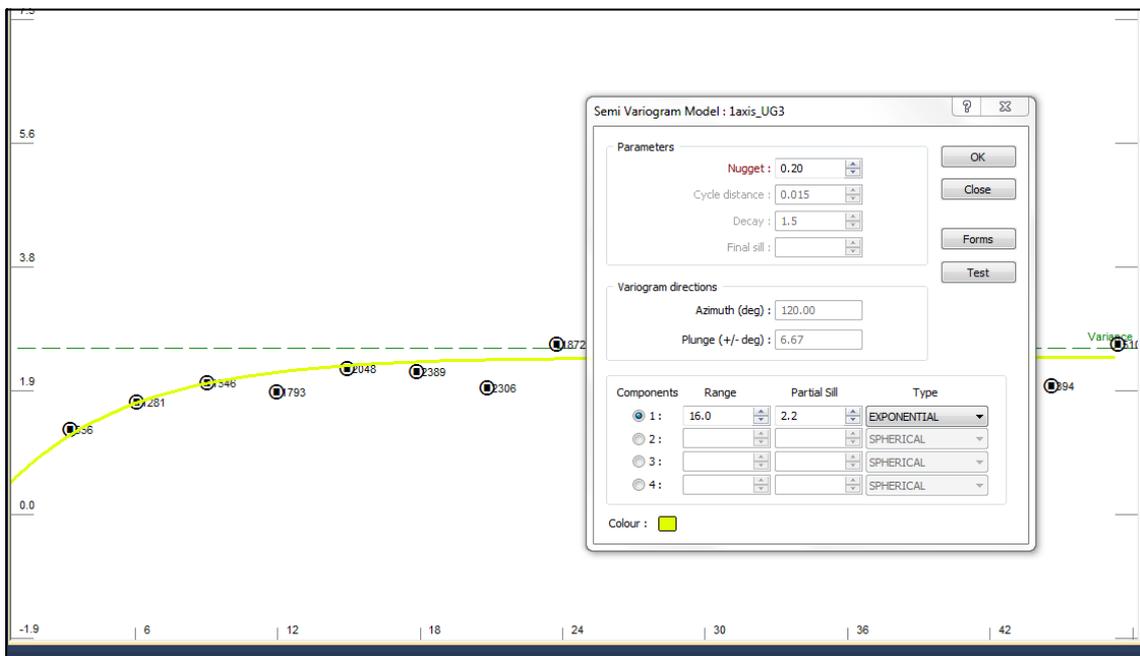


Figura 17-4 Variograma Direccional axis1 (Dominio 3).

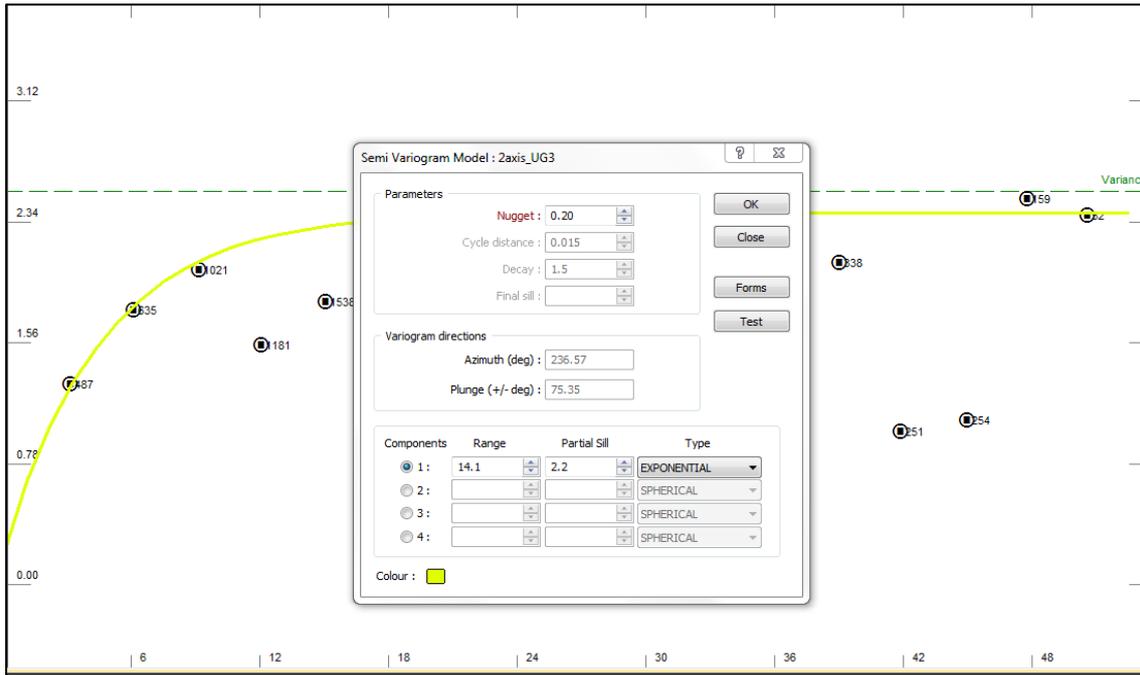


Figura 17-5 Variograma Direccional axis2 (Dominio 3).

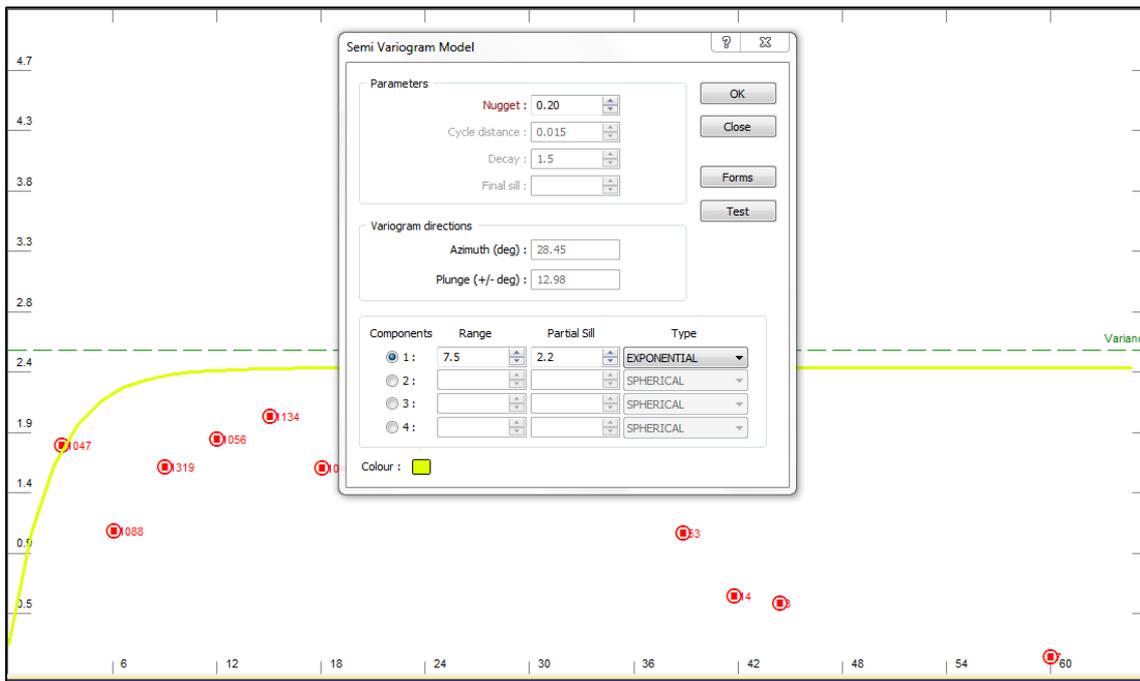


Figura 17-6 Variograma Direccional axis 3 (Dominio 3).

Dominio 4:

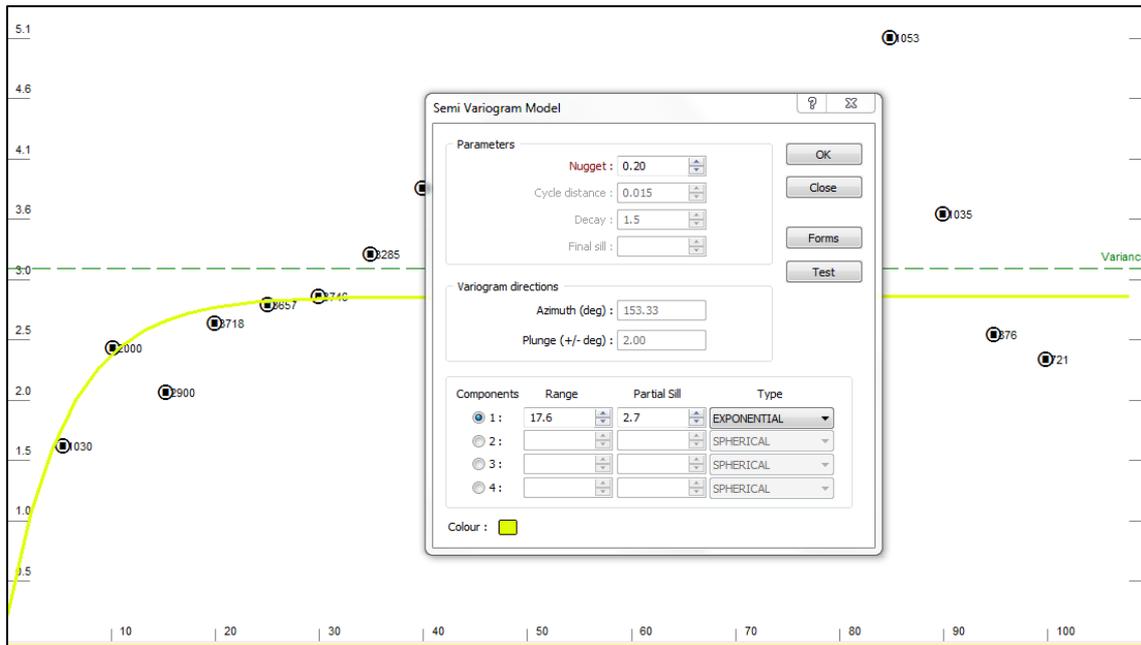


Figura 17-7 Variograma Direccional axis1 (Dominio 4).

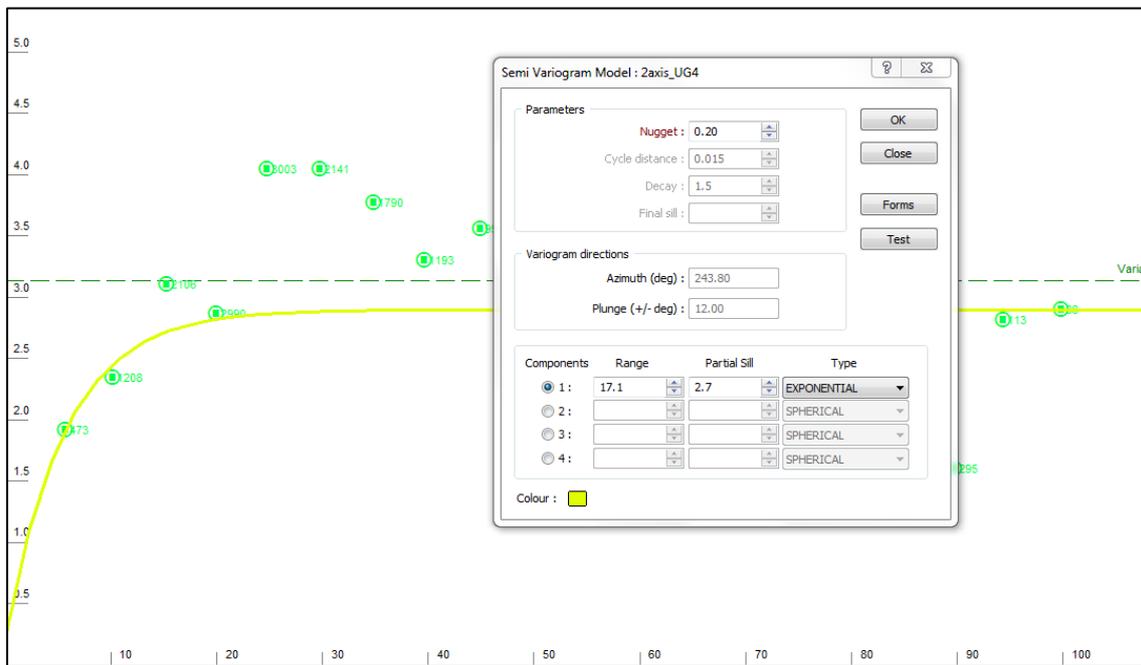


Figura 17-8 Variograma Direccional axis2 (Dominio 4).

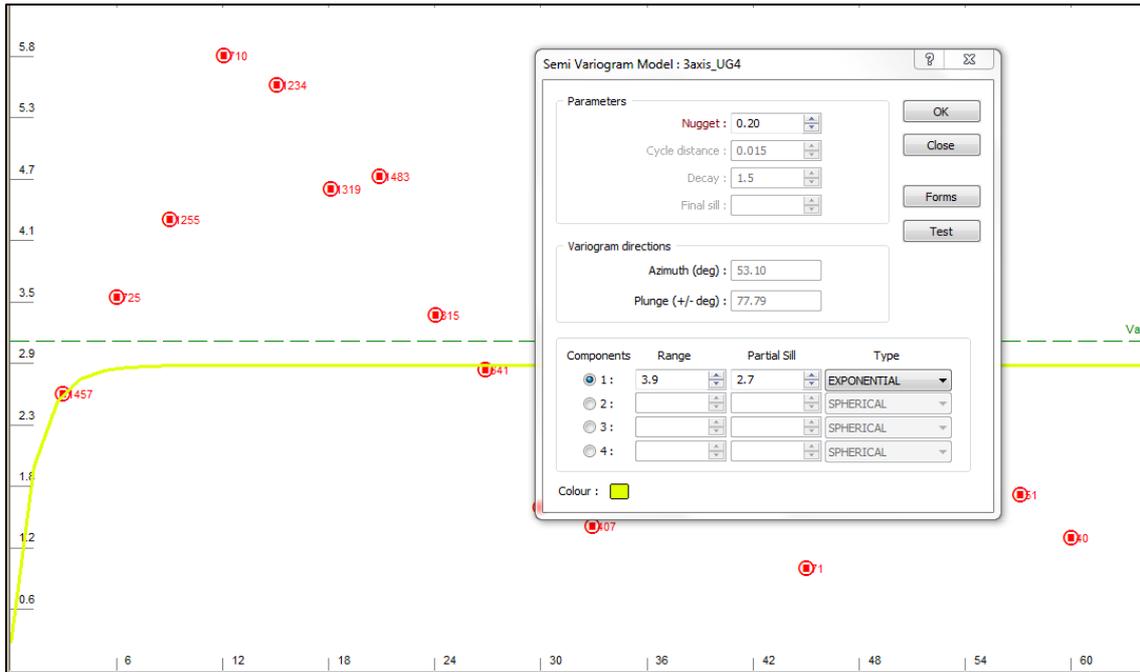


Figura 17-9 Variograma Direccional axis3 (Dominio 4).

Validación cruzada:

Dominio 1:

Tabla 17-1 Estadística de la estimación, validación cruzada (Dominio 1).

Cross Validation		
Output file :	C:\Tesis Arenal Deeps\cross_validation_UG1.DAT	
Input file :	C:\Tesis Arenal Deeps\Assay_comp_alf.DAT	
Analysis varb :	Au_x	
Transformation :	None	
Number of points :	964	
	Mean	Std Dev
Raw Data :	1.1147	1.7788
Estimate :	1.3044	1.3385
Standard error :	1.1689	0.075124
Error statistic :	0.011206	1.2170

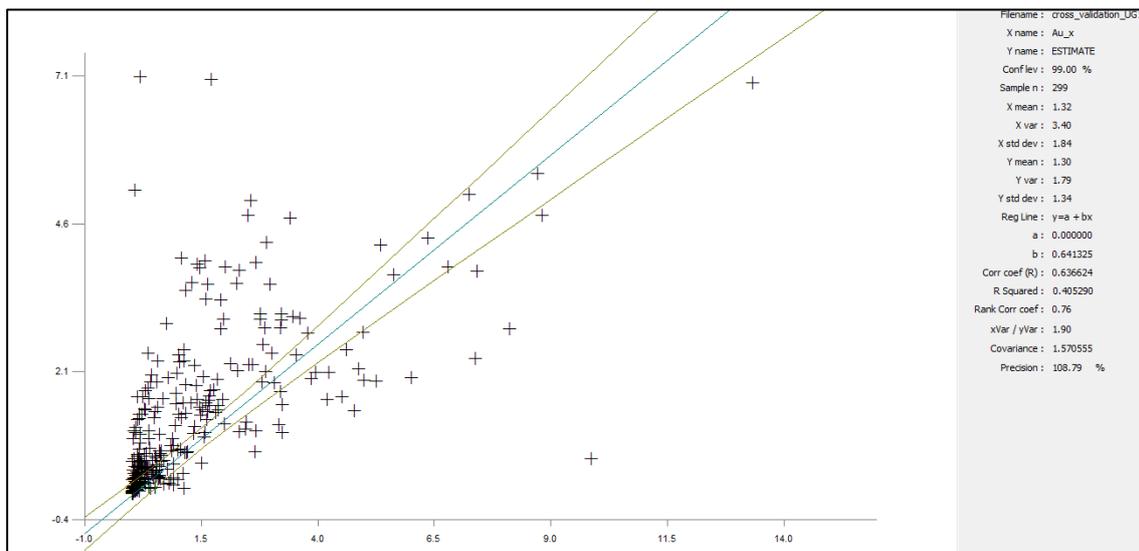


Figura 17-10 Diagrama de dependencia lineal entre los datos de las muestras compositadas y las estimaciones para Au. (Dominio 1).

Dominio 3:

Tabla 17-2 : Estadística de la estimación, validación cruzada (Dominio 3).

Cross Validation		
Output file :	C:\Tesis Arenal Deeps\cross_validation_UG3.DAT	
Input file :	C:\Tesis Arenal Deeps\Assay_comp_alf.DAT	
Analysis varb :	Au_x	
Transformation :	None	
Number of points :	2583	
	Mean	Std Dev
Raw Data :	1.0139	1.5930
Estimate :	0.87024	0.89495
Standard error :	0.98478	0.11491
Error statistic :	-0.008242	1.2715

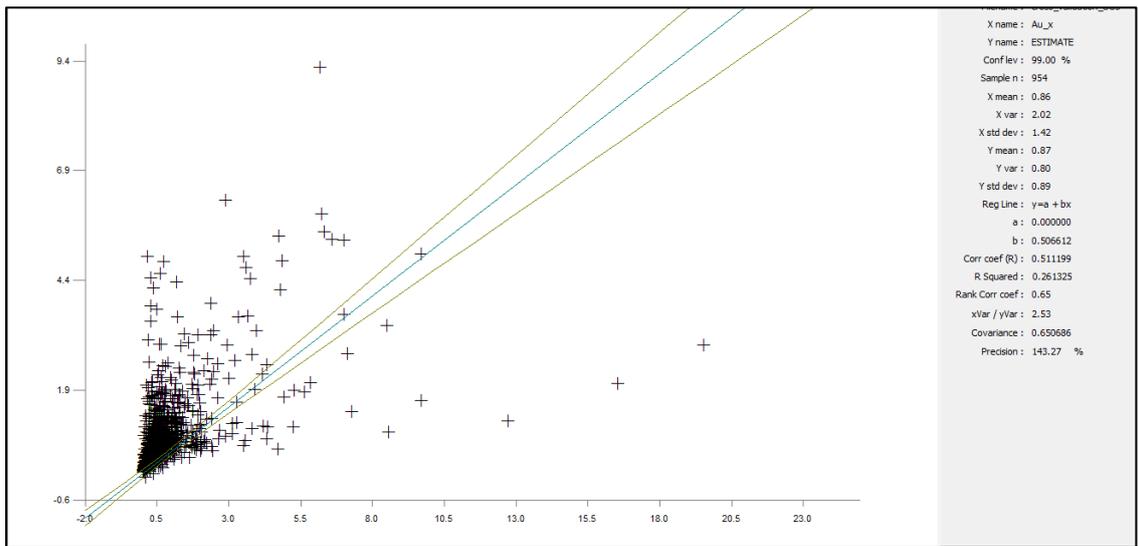


Figura 17-11 Diagrama de dependencia lineal entre los datos de las muestras compostadas y las estimaciones para Au. (Dominio 3)

Dominio 4:

Tabla 17-3 Estadística de la estimación, validación cruzada (Dominio 4).

Cross Validation		
Output file :	C:\Tesis Arenal Deeps\cross_validation_UG4.DAT	
Input file :	C:\Tesis Arenal Deeps\Assay_comp_alf.DAT	
Analysis varb :	Au_x	
Transformation :	None	
Number of points :	2777	
	Mean	Std Dev
Raw Data :	1.3824	1.7700
Estimate :	-1433.0	35780
Standard error :	1.2222	0.27121
Error statistic :	0.004280	1.4388

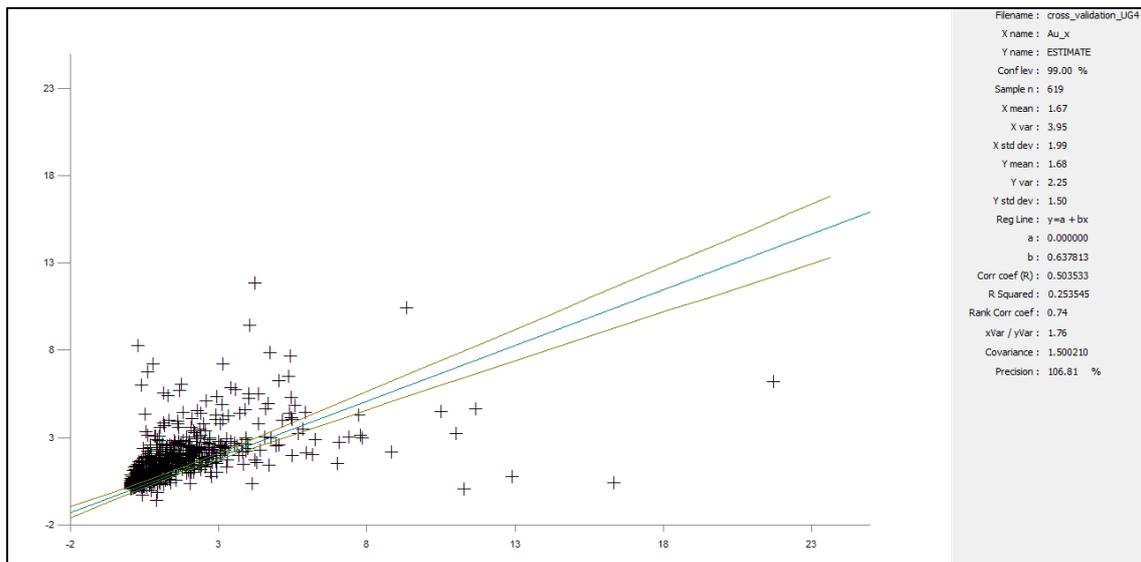


Figura 17-12 Diagrama de dependencia lineal entre los datos de las muestras compostadas y las estimaciones para Au. (Dominio 4)

Validación de la interpolación OK por dominios.

Dominio 1:

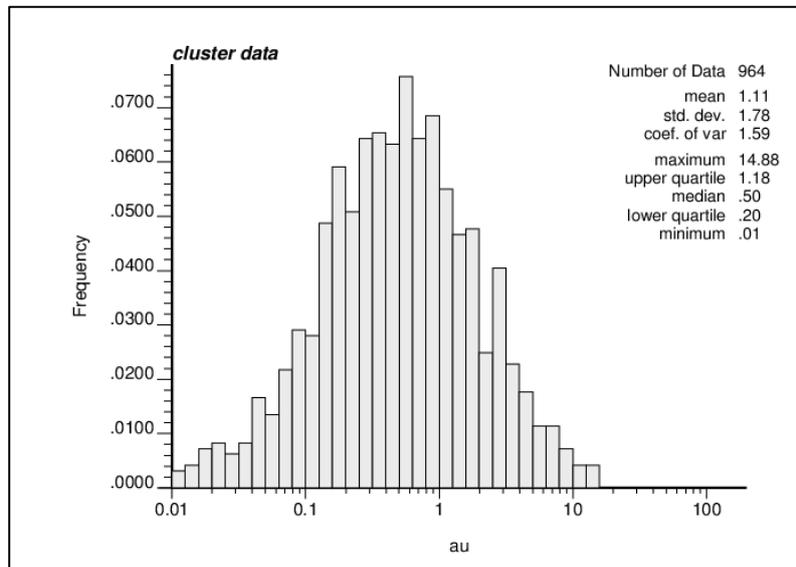


Figura 17-13 Histograma para la distribución de Au en muestras pertenecientes al dominio 1.

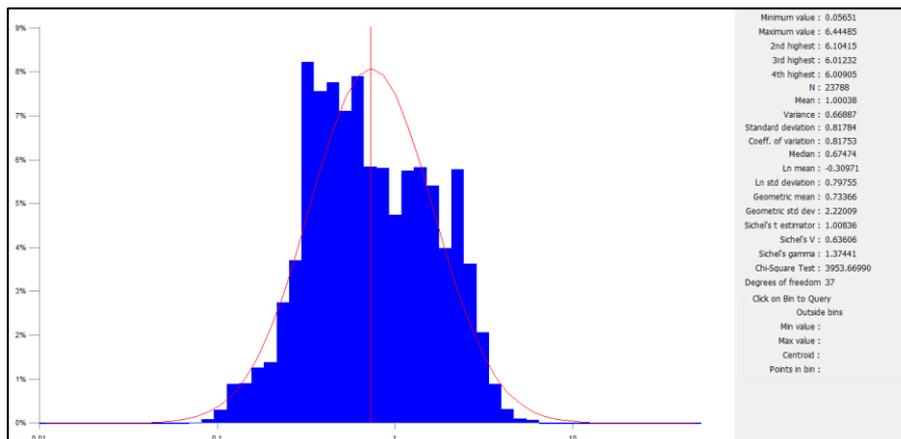


Figura 17-14 Histograma para la distribución de Au en bloques estimados pertenecientes al dominio 1

Tabla 17-4 Comparación de leyes y volúmenes asignados para la UG 2 para el modelo interpolado mediante OK, IDW2 e IDW3.

Comparación	Tipo	Volumen m ³	
1	Solido UG1	646914	
	Modelo de bloques OK_V2.1	646847	
	Diferencia Relativa (%)	-0.010	Au ppm
2	Modelo de bloques IDW2	646847	0.99
	Modelo de bloques OK_V2.1	646847	0.97
	Diferencia Relativa (%)	0	-2.0482
3	Modelo de bloques IDW3	646847	1
	Modelo de bloques OK_V2.1	646847	0.97
	Diferencia Relativa (%)	0	-3.0277

Dominio 3:

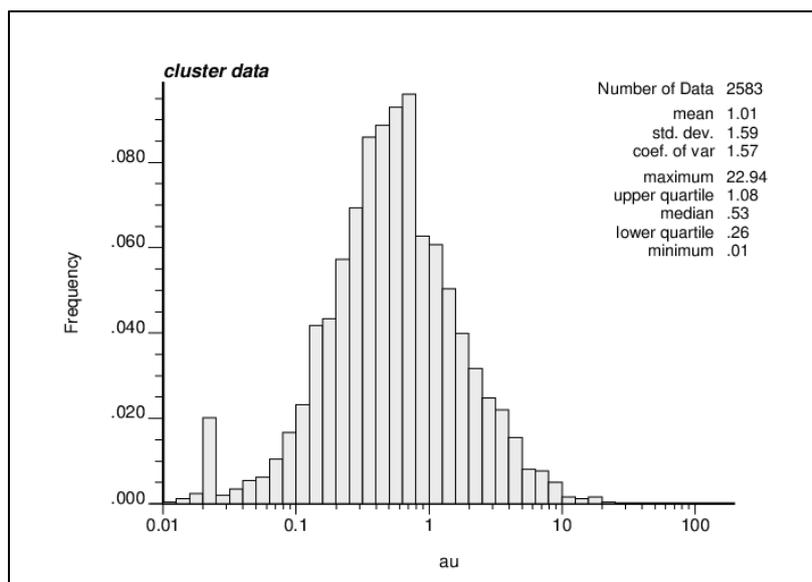


Figura 17-15 Histograma para la distribución de Au en muestras pertenecientes al dominio 3.

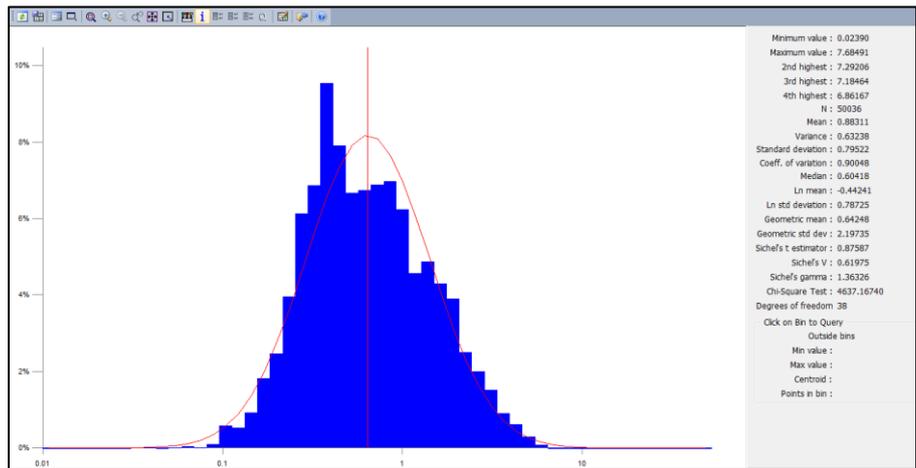


Figura 17-16 Histograma para la distribución de Au en bloques estimados pertenecientes al dominio 3.

Tabla 17-5 Comparación de leyes y volúmenes asignados para la UG 3 para el modelo interpolado mediante OK, IDW2 e IDW3

Comparación	Tipo	Volumen m ³	Au ppm
1	Solido UG3	1415050	
	Modelo de bloques OK_V2.1	1414884	
	Diferencia Relativa (%)	-0.012	
2	Modelo de bloques IDW2	1414884	0.90
	Modelo de bloques OK_V2.1	1414884	0.91
	Diferencia Relativa (%)	0	0.63
3	Modelo de bloques IDW3	1414884	0.90
	Modelo de bloques OK_V2.1	1414884	0.91
	Diferencia Relativa (%)	0	0.9405

Dominio 4:

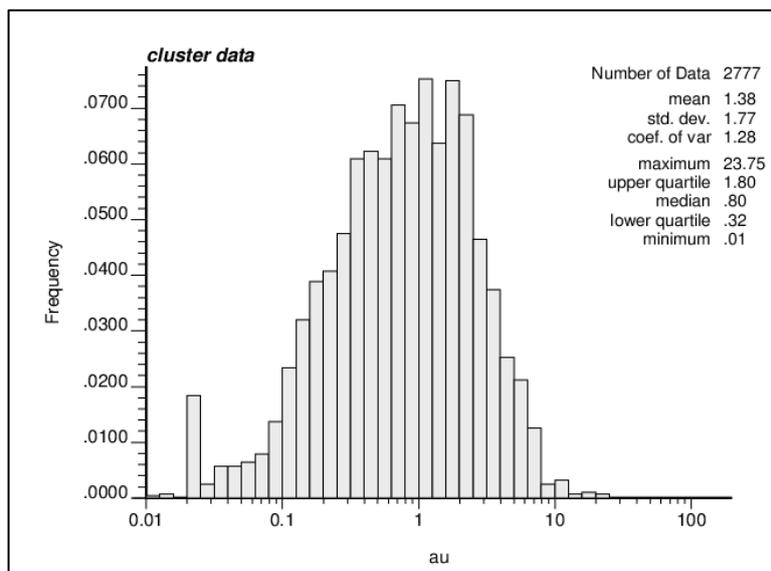


Figura 17-17 Histograma para la distribución de Au en muestras pertenecientes al domino 4.

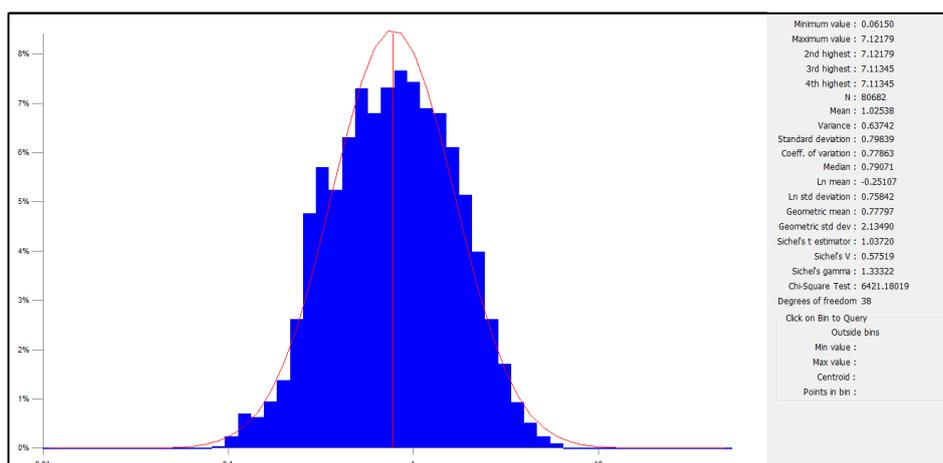


Figura 17-18 Histograma para la distribución de Au en bloques estimados pertenecientes al domino 4.

Tabla 17-6 Comparación de leyes y volúmenes asignados para la UG 4 para el modelo interpolado mediante OK, IDW2 e IDW3

Comparación	Tipo	Volumen m ³	
1	Solido UG4	2101685	
	Modelo de bloques OK_V2.1	2101258	
	Diferencia Relativa (%)	-0.020	Au ppm
2	Modelo de bloques IDW2	1414884	1.09
	Modelo de bloques OK_V2.1	1414884	1.10
	Diferencia Relativa (%)	0	1.22
3	Modelo de bloques IDW3	1414884	1.08
	Modelo de bloques OK_V2.1	1414884	1.10
	Diferencia Relativa (%)	0	1.77