

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN-TACNA

Facultad de Ingeniería Civil, Arquitectura y Geotecnia

Escuela Profesional de Ingeniería Geológica - Geotecnia

**“PROSPECCIÓN GEOLÓGICA Y ESTIMACIÓN DE RECURSOS
MINERALES, PROYECTO AURÍFERO SOLFERINO -
COLOMBIA”**

Tesis

Presentada por:

Bach. Hugo Quispe Calderón

Para optar el Título de:

Ingeniero Geólogo - Geotécnico


Tacna-Perú
2015

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL, ARQUITECTURA Y GEOTECNIA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA-GEOTECNIA

TESIS
"PROSPECCIÓN GEOLÓGICA Y ESTIMACIÓN DE RECURSOS
MINERALES, PROYECTO AURÍFERO SOLFERINO -
COLOMBIA"


Tesis sustentado y aprobado el 28 de abril del 2016, con el siguiente jurado:

PRESIDENTE:



MSc. Conrado Bedoya Jaén

MIEMBRO SECRETARIO:



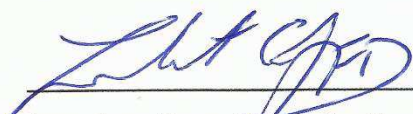
Ing. Pio Ángel Coilla Valdez

MIEMBRO:



Ing. Fernando Velásquez Díaz

ASESOR DE TESIS:



Ing. Jonathan Zavaleta Curasi

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a todos los miembros de mi familia, especialmente a mis padres, Doña Carmen Calderón y mi padre Juan Guadalupe Quispe, quienes inculcaron en mí el deseo de ser un profesional y me apoyaron durante toda la vida estudiantil.

También a mi esposa Fiorella y mi hijo Miguel Ángel, ellos son fuente de energía e inspiración para realización de este trabajo de investigación. A mis hermanos por su generosidad y apoyo moral. A todas las personas que de una u otra manera se hicieron partícipes para que este trabajo se lleve a cabo.

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a la empresa Colombia Reserva de Oro, LLC (CRDO) y South American Management S.A. (SAMSA), por permitirme trabajar con ellos y desarrollar este proyecto de tesis.

Especial agradecimiento a Don Nelson Vélez Herrera y Don Carlos Arturo, por su colaboración con la información. A Don Luís Oviedo Hanning, geólogo sénior QP, por sus consejos y apoyo en temas de la especialidad. A Don Mauricio Vega Díaz por su comprensión y apoyo.

CONTENIDO

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
INDICE DE TABLAS	viii
INDICE DE FIGURAS.....	x
INDICE DE PLANOS	xii
RESUMEN.....	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I.....	6
ASPECTOS GENERALES	6
1.1. Identificación y planteamiento de problema	6
1.2. Objetivos	9
1.2.1. Objetivo general.....	9
1.2.2. Objetivos específicos.....	9
1.3. Fundamento y justificación de tema a investigar.....	9
1.4. Hipótesis	10
1.4.1. Hipótesis general.....	10
1.4.2. Hipótesis específicas.....	10
1.5. Variables	10
1.5.1. Dimensiones.....	11
1.6. Ubicación	11

1.7.	Acceso	13
1.8.	Fisiografía y clima	13
1.9.	Limitaciones del estudio	14
1.10.	Metodología de trabajo.....	15
1.10.1.	Fase de recopilación de información	15
1.10.2.	Fase de campo	16
1.10.3.	Fase de gabinete	16
CAPÍTULO II.....		17
MARCO GEOLÓGICO.....		17
2.1.	Geología regional.....	17
2.2.	Geología local	25
2.2.1.	Unidad NP? CA?-Mev2	26
2.2.2.	Unidad NP? CA?-Mg2	27
2.2.3.	Unidad NP? CA?-Pu2.....	27
2.2.4.	Unidad NP? CA?-Ma2	28
2.2.1.	Unidad P-Pf	28
2.2.2.	Batolito de Segovia T3J-Pi.....	28
2.2.1.	Unidad K1-VCm.....	30
2.2.1.	Unidad K1-Pu	30
2.2.1.	Unidad K1-Pm	31
2.2.2.	Unidad K1-Pf	31

2.2.3.	Batolito Antioqueño K2-Pi.....	31
2.3.	Geología económica	34
2.4.	Mineralización	36
2.5.	Geología estructural	39
CAPÍTULO III.....		42
PRESENTACIÓN DE DATOS ANALÍTICOS		43
3.1.	Levantamiento topográfico	43
3.1.1.	Levantamiento topográfico superficial	43
3.1.2.	Levantamiento topográfico interior mina.....	45
3.2.	Parámetros físicos de la estructura y roca caja.....	46
3.3.	Mapeo Geológico	48
3.3.1.	Mapeo geológico superficial	48
3.3.2.	Mapeo geológico subterráneo	51
3.3.3.	Mineralización.....	56
3.3.4.	Alteración.....	60
3.4.	Programa de sondajes diamantinos.....	61
3.5.	Modelamiento geológico 3D.....	65
3.6.	Geoquímica.....	67
3.6.1.	Muestreo superficial.....	67
3.6.2.	Muestreo de niveles.....	69
3.6.3.	Muestreo de núcleos de sondajes	71

3.6.4.	Aseguramiento y control de calidad.....	72
3.7.	Análisis estadístico de datos geoquímicos.....	85
3.7.1.	Análisis estadístico univariante.....	86
3.7.1.1.	Validación de datos geoquímicos	86
3.7.1.2.	Caracterización estadística de datos geoquímicos.....	88
3.7.2.	Análisis estadístico multivariante.....	95
3.7.2.1.	Análisis de correlación múltiple.....	95
3.7.2.2.	Análisis de clúster.....	99
3.7.2.3.	Análisis factorial.....	101
3.7.2.4.	Análisis de poblaciones de interés.....	109
3.7.2.5.	Distribución de frecuencias y probabilidades de poblaciones de interés.....	110
3.8.	Geoestadística de variables de interés	113
3.8.1.	Caracterización geoestadística.....	113
3.8.2.	Análisis de variográfico 3D	123
3.8.3.	Modelo de bloque	129
3.9.	Estimación de recursos	131
3.9.1.	Análisis de Kriging	131
3.9.2.	Clasificación de recursos.....	136
CAPITULO IV	141
DISCUSIÓN E INTERPRETACIÓN	141

4.1. Discusión e interpretación geoquímica.....	141
4.2. Discusión e interpretación de análisis estadístico	143
4.3. Discusión e interpretación geoestadística	145
4.4. Discusión e interpretación de estimación y clasificación de recursos	147
CAPITULO V	149
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	149
5.1. Conclusiones y recomendaciones.....	149
Bibliografía.....	153
Anexos.....	158

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1: DIMENSIONES DE LAS VARIABLES.....	11
TABLA 2: CÁLCULO DE VOLUMEN PARA LAS DIFERENTES GALERÍAS DE MINA SOLFERINO.	46
TABLA 3: PESO ESPECÍFICO DE MUESTRAS, PROYECTO SOLFERINO.	47
TABLA 4: GEOMETRÍA DE FILONES, PROYECTO SOLFERINO	54
TABLA 5: SONDAJES DIAMANTINOS DE PROYECTO SOLFERINO, YAMANA GOLD CAMPAÑA 2010	62
TABLA 6: MUESTRAS DE TÚNELES DE MINA SOLFERINO	70
TABLA 7: MUESTREO DE NÚCLEOS DE SONDAJES	72
TABLA 8: MUESTRAS ESPECIALES QA/QC, SAM S.A.....	73
TABLA 9: MUESTRA DE DUPLICADOS EXTERNOS.....	76
TABLA 10: ANÁLISIS DE MUESTRAS ESTÁNDAR S1	78
TABLA 11: ANÁLISIS DE MUESTRAS ESTÁNDAR S2	78
TABLA 12: ANÁLISIS DE MUESTRAS ESTÁNDAR S3	79
TABLA 13: VALORES DE SESGO ANALÍTICO DE LOS ESTÁNDARES.....	80
TABLA 14: MUESTRAS BLANCAS (MB) Y PRECEDENTES (MP).....	81
TABLA 15: MUESTRAS ANALIZADOS POR FIRE ASSAY Y RETALLA	83
TABLA 16: ESTADÍSTICA DE FIRE ASSAY Y RETALLA	84
TABLA 17: MUESTRAS ANALIZADOS POR FIRE ASSAY, ICP Y RETALLA	84
TABLA 18: FILTRO PARA REDUCIR VARIABLES	87

TABLA 19: ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA PARA LOS 25 VARIABLES, DDH Y CANALES DE MUESTREO	89
TABLA 20: TABLA DE ANOMALÍAS GEOQUÍMICAS DE LAS 25 VARIABLES ESTUDIADAS	92
TABLA 21: VALORES DE ABUNDANCIA MEDIA EN PPM, AGUA DEL RÍO EN PPB. LEVINSON (1974)	94
TABLA 22: RESUMEN DE MATRIZ DE CORRELACIONES	97
TABLA 23: TEST ESTADÍSTICO PARA AFE.....	102
TABLA 24: ANÁLISIS FACTORIAL EXPLORATORIO.....	103
TABLA 25: COMUNALIDADES DE CADA VARIABLE	105
TABLA 26: FACTORES ROTADOS	107
TABLA 27: RESULTADO DE ANÁLISIS FACTORIAL CONFIRMATORIO	108
TABLA 28: ESTADÍSTICOS DE COMPÓSITOS DE AU, SONDAJES Y CANALES DE MUESTREO.....	118
TABLA 29: ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA DE MUESTRAS SIN COMPOSITAR Y COMPOSITADOS.....	123
TABLA 30: CARACTERÍSTICAS DE VARIOGRAFÍA 3D	124
TABLA 31: PARÁMETROS PARA DISCRETIZACIÓN DE DOMINIOS.....	129
TABLA 32: ESTRATEGIA DE KRIGEADO.....	132
TABLA 33: CLASIFICACIÓN DE RECURSOS EN MEDIDO, INDICADO E INFERIDO	138
TABLA 34: RECURSOS TOTALES.....	138

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: PLUTONES MESOZOICOS Y CENOZOICOS DE LOS ANDES COLOMBIANOS. (MODIFICADO DE ASDEN ET AL., 1987). WS: CORDILLERA OCCIDENTAL; CC: CORDILLERA CENTRAL; ES: CORDILLERA ORIENTAL, A LA IZQUIERDA.....	22
FIGURA 2: PRINCIPALES SISTEMAS DE FALLA COLOMBIANA, (RESTREPO & TOUSSAINT, 1987), A LA DERECHA.....	22
FIGURA 3: MARCO GEOTECTÓNICO DE COLOMBIA, MODIFICADO NEIC.	23
FIGURA 4: CONFIGURACIÓN, SISTEMA DE RIEDEL (GRIEM, 2015)	40
FIGURA 5: FRACTURAS DE RIEDEL, SISTEMA DEXTRAL. (MCCLAY, 1987) CITADO EN (OYARZUN & DOBLAS)	40
FIGURA 6: MINERALIZACIÓN EN FILÓN SOLFERINO.....	60
FIGURA 7: VISTA EN 3D DE SONDAJES Y GALERÍAS DE PROYECTO SOLFERINO63	
FIGURA 8: MODELAMIENTO GEOLÓGICO 3D	66
FIGURA 9: GRÁFICO DE DISPERSIÓN MÁX.-MIN SEGÚN MÉTODO HIPERBÓLICO75	
FIGURA 10: GRÁFICO DE CONTROL SHEWHART PARA ESTÁNDAR 1.....	78
FIGURA 11: GRÁFICO DE CONTROL SHEWHART PARA ESTÁNDAR 2.....	79
FIGURA 12: GRÁFICO DE CONTROL SHEWHART PARA ESTÁNDAR 3.....	79
FIGURA 13: GRÁFICO DE MUESTRAS BLANCAS VERSUS PRECEDENTE	82
FIGURA 14: GRÁFICO COMPARATIVO DE MUESTRAS FIRE ASSAY Y RETALLA..	84
FIGURA 15: GRÁFICO COMPARATIVO DE MUESTRAS FIRE ASSAY, ICP Y RETALLA	85

FIGURA 16: HISTOGRAMA PARA LOS 25 VARIABLES GEOQUÍMICAS, DDH Y CANALES DE MUESTREO.....	90
FIGURA 17: ANOMALÍAS GEOQUÍMICAS DE LAS 25 VARIABLES ESTUDIADAS.....	93
FIGURA 18: MATRIZ DE CORRELACIONES DE PEARSON.....	98
FIGURA 19: DENDOGRAMA DE VARIABLES GEOQUÍMICAS.....	100
FIGURA 20: DISTRIBUCIÓN DE FRECUENCIAS DE LAS VARIABLES DE INTERÉS ECONÓMICO Y ACCESORIOS	111
FIGURA 21: DISTRIBUCIÓN DE PROBABILIDADES DE VARIABLES DE INTERÉS ECONÓMICO Y ACCESORIOS	112
FIGURA 22: B) HISTOGRAMA DE FRECUENCIA, TOTAL DE DATOS	116
FIGURA 23: A) HISTOGRAMA DE FRECUENCIAS TRANSFORMADA (LOG NAT)...	119
FIGURA 24: VARIOGRAMA MAYOR, EXPERIMENTAL Y TEÓRICO CON AJUSTE DE MODELO ESFÉRICO	125
FIGURA 25: VARIOGRAMA SEMI-MENOR, EXPERIMENTAL Y TEÓRICO CON AJUSTE DE MODELO ESFÉRICO	126
FIGURA 26: VARIOGRAMA MENOR, EXPERIMENTAL Y TEÓRICO CON AJUSTE DE MODELO ESFÉRICO	127
FIGURA 27: ELIPSOIDE DE INFLUENCIA.....	128
FIGURA 28: MODELO DE BLOQUES. A) MODELO GEOLÓGICO 3D Y REGIÓN A DISCRETIZAR, B) REGIÓN A DISCRETIZAR, C) REGIÓN DISCRETIZADO. D) BLOQUES 2X2X2 DE DIORITA BRECHAS Y CUARCITA.....	130
FIGURA 29: ESTIMACIÓN DE LEYES PARA CADA CATEGORÍA, A) MEDIDO, B Y C) INDICADO, D) INFERIDO.....	133

FIGURA 30: ISOSHELL DE AU, A) >20PPM, B)>10PPM, C)>5PPM, D)>3PPM, E)>1PPM, F)>0.5PPM, G)0.1PPM	134
FIGURA 31: SECCIONES TRANSVERSALES SW-NE PERPENDICULAR A LA ORIENTACIÓN DE LA VETA MOSTRANDO CURVAS ISOVALÓRICAS DE AU.....	135
FIGURA 32: CURVA TONELAJE LEY	140
FIGURA 33: CURVA TONELAJE CONTENIDO DE METAL.....	140

ÍNDICE DE PLANOS

PLANO 1: UBICACIÓN	12
PLANO 2: PLANO GENERAL DE TERRENOS, MODIFICADO DE RESTREPO & TOUSSAINT, (2009)	24
PLANO 3: GEOLOGÍA LOCAL.....	33
PLANO 4: GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	41
PLANO 5: TOPOGRAFÍA SUPERFICIAL	44
PLANO 6: MAPEO GEOLÓGICO SUPERFICIAL.....	50
PLANO 7: GEOLÓGICO-GEOQUÍMICO DE GALERIA 742	55
PLANO 8: VISTA DE PLANTA DE SONDAJES DE PROYECTO SOLFERINO	64

RESUMEN

El proyecto Solferino, localizado en el extremo norte de la Cordillera Central de Colombia, donde se realizó una investigación de tipo geológico-económico, bajo la hipótesis: “El yacimiento alberga recursos minerales por encima de los 200 000 oz de Au”.

La geología regional, está caracterizado por terrenos metamórficos alóctonos de amplio rango de edad, Precámbrico a Mesozoico (Terreno Tahami y otros). Así mismo, la geología local comprende esquistos y cuarcitas principalmente. La mineralización es de tipo filoniano, génesis orogénico, con orientación N65°E, buzamiento de 75°NE y potencias variables entre 0,15 a 6 m; caracterizado por ausencia de alteración y fuerte control estructural.

El análisis estadístico univariante y multivariante, revelaron tres asociaciones importantes, As-Sb-Au, Cu-S-Zn, Pb-Ag; probablemente relacionadas a eventos de mineralización. Adicionalmente, el análisis variográfico 3D, revela una anisotropía con orientación azimuthal principal 116,5° y secundarios 296,6°; 26,6°.

El kriging ordinario, estimó un total 102 378 t de mineral de Au, que incluye recursos medido, indicado; con una ley media de 9,99 g/t, logrando un contenido metálico de 32 872,3 oz de Au.

INTRODUCCIÓN

El propósito del presente es realizar una evaluación geológica y geoestadística para una estimación y categorización de los recursos minerales del proyecto Solferino, la misma que se encuentra localizado al extremo norte de la Cordillera Central, al norte de Medellín, a 11 km al este del poblado de Anorí-Antioquia-Colombia.

Solferino, mina antigua descubierta en el año 1852, se encuentra en manos de la Compañía Colombia Reserva de Oro, actualmente, esta, se encuentra desarrollando estudios con el propósito de investigar el potencial del yacimiento.

El proyecto consiste de un yacimiento de tipo orogénico, con contenido de Au principalmente y subordinación de Ag, Pb, Cu y Zn. Muestra un tipo de mineralización vetiforme, constituido por relleno de brechas tipo bx1 y bx2, polimícticas de escala centimétrica, matriz soportado de naturaleza no correspondiente constituido por cuarzo calcedónico de aspecto lechoso, sulfuros y polvo de roca. Adicionalmente, estas pueden contener desarrollo de stockworks que incluso afectan a la caja. La mena principal (Au), se encuentra en forma libre como Au grueso y fino, diseminado en brecha y cuarzo calcedónico, adicionalmente posee diseminación de

sulfuros de aproximadamente 3 %, que afecta tanto a las vetillas como a las brechas.

Todo este paquete de mineralización se encuentra emplazado en una secuencia de esquistos y cuarcitas correspondientes al Terreno Tahami, la misma que fue acrecionado al escudo Amazonía en el Cretáceo Tardío (Restrepo & Toussaint, 1989). Al parecer la mineralización generó escaso halo de alteración, a simple vista no se observa alteración a excepción de la ocasionada por el metamorfismo regional.

El entorno geológico de yacimiento está conformado por amalgamación de terrenos continentales menores con edades que abarcan desde Paleozoico a Mesozoico afectados por un magmatismo Pérmico Superior a Triásico Inferior, y posteriores, la cual presenta una composición variable, de granodioritas a granitos, como batolito Antioqueño, Sonsón-Segovia y otros.

Estructuralmente se encuentra emplazada en zona de cizalla de tipo extensional R2 de Riedel, con una orientación media de N60°W y buzamiento de 75°NE, localizado dentro de dominio estructural regional definido por el sistema de fallas Palestina y San Jerónimo-Cauca, actualmente de sentido dextral y sinistral respectivamente. Según las

observaciones, este sistema tuvo que actuar en una configuración sinistral en la etapa de premineralización.

El modelamiento geológico realizado con Gemcom v6.4 y Leapfrog v2.2.1.44, muestra 4 sólidos correspondientes a unidades litológicas que claramente se distinguen; entre ellos: Diorita, brechas mineralizadas (bx1 y bx2), esquisto; cubiertos por potente capa de suelo.

Para el análisis estadístico se usó un total de 2 133 muestras, que corresponden a muestras superficiales, muestras de galerías y muestras correspondientes a sondajes diamantinos; analizados por método ICP-ES de 34 variables más Fire Assay AAs. El análisis estadístico y filtro aplicado, redujo de 35 a 25 variables (Au, Ag, Al, As, Ba, Ca, Co, Cr, Cu, Fe, K, La, Mg, Mn, Na, Ni, P, Pb, S, Sb, Sr, Th, Ti, V, Zn). Usando el criterio de Lepeltier se distingue que algunas de estas variables (Au, Ag, As, Co, Cr, Cu, Mn, Ni, Pb, Sb, Th, Zn) muestran que su umbral o threshold sobrepasa ampliamente el valor medio de la corteza terrestre de Levinson, (1974). Todas estas 12 variables anómalas, muestran una distribución log normal, a excepción de Th que es bimodal. Adicionalmente, todas muestran fuerte variabilidad según el análisis estadístico.

El análisis estadístico multivariante, tanto las correlaciones múltiples, clusters, y análisis factorial, revelan en total 7 asociaciones, tres de estas asociaciones podrían estar relacionados a eventos mineralizantes, constituidos por As-Sb-Au, Cu-S-Zn y Pb-Ag; los 4 grupos restantes estarían asociados a eventos de alteración por los sucesivos metamorfismos.

El análisis variográfico requirió de un compósito de tramos de muestreo de sondajes y muestreo de canaletas, de una longitud de 0,3 m; este análisis, muestra una anisotropía en sentido NW-SE, con variograma mayor a $116,57^\circ$ de azimut (Az), semimenor $296,57^\circ$ Az y menor $26,57^\circ$ Az. Los alcances 49,61 m, 27,55 m y 20,38 m respectivamente. Adicionalmente, se observa que estos variogramas se ajustan bastante bien al modelo esférico.

El método de kriging ordinario aplicado para la estimación, requirió de la siguiente estrategia, 0,75 de alcance para recurso medido, 1 alcance para recurso indicado y 2 alcances para recurso inferido, con búsqueda elipsoidal según las características anisotrópicas de análisis variográfico mencionado. Para el modelo de bloques, se usó un paralelepípedo de 136x440x250 m circunscrito al filón Solferino; discretizado en un total de 2 318 000 bloques de 2 m de lado.

Usando un cutoff de 5 g/t (0,16 oz/t) se obtuvo 67 068 t (toneladas) de mineral con una ley 10,11 g/t de Au como recurso medido, un total de 35 310 t de mineral con una ley media de 9,75 g/t de Au como recurso indicado y finalmente un total de 190 068 t de mineral con una ley media de 8,44 g/t de Au como recurso inferido. Así entonces, las categorías indicado e inferido aportarían alrededor de 32 872,3 oz (onzas) de Au.

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1. Identificación y planteamiento de problema

Colombia es uno de los países que tiene apertura a las inversiones tanto extranjeras como nacional, y a pesar de problemas de terrorismo atrae muchos inversionistas, sobre todo a las mineras, que desean invertir grandes cantidades de divisas, por ende, es de vital importancia contar con una evaluación geológico-económica que permita conocer los recursos minerales presentes en el yacimiento.

Colombia Reserva de Oro , LLC (CRDO) es una empresa junior en minería que requiere invertir en una mina antigua conocida como Solferino, para ellos es imprescindible que el yacimiento albergue por lo menos 6220 kg Au (200 000 oz); sin embargo, no existe información confiable y clara que permita tomar decisiones concretas respecto a este tema, por lo que es necesario realizar trabajos de investigación que permita estimar estos recursos a fin de obtener datos confiables que satisfagan los requerimientos de la compañía y sentar como base para otros proyectos de la región.

El proyecto Solferino (antes mina Solferino) forma parte de las regiones con mayor producción de oro, 75% de la producción de oro en Colombia proviene de estas regiones, Choco y Antioquia, por Ballesteros M. citado en (Reuters, 2010); no obstante gran mayoría de los proyectos incluyendo el Solferino presenta deficiencias de información geológica y estimación de recursos lo cual es limitante para una buena planificación de estos proyectos.

Para realizar una estimación confiable, nuestra investigación se apoyará en los siguientes ítems: Mapeo geológico (litología, alteración y estructural), topográfico, perforaciones diamantinas, muestreo geoquímico, QA/QC, geoestadística y modelamiento 2D y 3D con software como ArcGis, Minitab, SPSS, Leapfrog, Oasis montaj, Gemcom y otros. Dejando de lado temas como la geoquímica isotópica, estudios mineros, metalúrgicos, ambientales y sociales.

Solferino cuenta con estudios de exploración geológica desarrollados por empresas privadas antecesoras, como es el caso de los siguientes autores: (Mouille, 1890); (Franyo, 2011); (Colombia Reserva de Oro LLC, 2011), estas se limitan a mostrar los resultados inmediatos de los trabajos previos de exploración,

como leyes geoquímicas, intercepto de mineralizaciones con sondajes, medición de la geometría del filón, y la descripción de la geología. Otros estudios regionales de origen privado y gubernamental como: (Alzate, 2006), (Manco, Molano, & Ordóñez, 2012), (Álvarez, Ordóñez, Valencia, & Romero, 2007), (Restrepo, Ordoñez, Uwe, & Correa, 2009), (Londoño, Montoya, Ordóñez, & Restrepo, 2009), (Mercado, 2005) y entre otros; tratan de encontrar una relación metalogenética entre los yacimientos cercanos, además de sus características geométricas, tipo de yacimiento, aspectos morfoestructurales, etc.; mas no claramente a la estimación de recursos que es una información vital para planificar negociación en la compañía.

Así, nuestra investigación busca responder las siguientes preguntas: **¿A cuánto asciende los recursos minerales del yacimiento Solferino? y ¿a qué categoría corresponde estos?**

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Realizar evaluación geológica y el modelo geoestadístico, que permita lograr la estimación confiable de recursos minerales, con miras a determinar el potencial económico del proyecto.

1.2.2. Objetivos específicos

- Realizar mapeo geológico tanto superficial e interior mina para zonas con información deficiente.
- Realizar la caracterización estadística de los datos geoquímicos.
- Utilizar el método kriging ordinario para estimar leyes del modelo de bloques.
- Emplear el modelo geoestadístico definido para el yacimiento a fin de estimar y clasificar los recursos minerales.

1.3. Fundamento y justificación de tema a investigar

Esta investigación aportará nuevos conocimientos referentes a los recursos minerales de yacimiento, lo cual es sumamente importante para conocer el valor económico de yacimiento, esto permitirá planificar las estrategias de inversión.

Esta investigación beneficiará directamente a la compañía Colombia Reserva de Oro, LLC (CRDO), y además, servirá como

referente para otros proyectos del distrito minero Anorí-Amalfi y Segovia-Remedios de características geológicas parecidas.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

El yacimiento Solferino posee potencial para albergar recursos minerales, en especial el aurífero, el cual podría contener por encima de 200 000 oz de Au.

1.4.2. Hipótesis específicas

- Las condiciones geológicas y tipo de yacimiento son favorables para hospedar mineralización, en especial la aurífera.
- Los estudios geoquímicos mostrarían altos valores de Au y otros minerales en el yacimiento.
- El método de Kriging Ordinario es el mejor estimador de variables aleatorias regionalizadas y su aplicación en este estudio puede ser satisfactorio.
- La distribución de las variables de interés económico se comportan conforme a un modelo geoestadístico.

1.5. Variables

Variable independiente:

- Leyes

➤ Geometría

➤ Densidad

Variable dependiente:

➤ Recursos minerales

1.5.1. Dimensiones

Tabla 1: Dimensiones de las variables

➤ Leyes	➤ Recursos minerales
✓ Elementos químicos	✓ Medido
➤ Geometría	✓ Indicado
✓ Potencia de vetas	✓ Inferido
✓ Continuidad	
➤ Densidad	
✓ Dominios	

1.6. Ubicación

El proyecto se encuentra localizado en la Cordillera Central de Colombia, a 21 km al norte de la ciudad de Amalfi y a 11 km al noreste del poblado de Anorí, departamento de Antioquia, república de Colombia. Entre las coordenadas 891500 E – 1277000 N y 894000 E – 1275000 N (Transversa de Mercator, datum Observatorio Astronómico de Bogotá), dentro de la plancha 117-1-A de IGAC. Las alturas oscilan entre 400 a 700 m.s.n.m. Para más detalle consulte el plano N° 1.



Plano 1: Ubicación

1.7. Acceso

Es posible acceder por vía terrestre al proyecto desde la ciudad de Medellín, tomando la carretera noreste de Antioquia, esta conduce al poblado de Amalfi y luego por carretera que conduce al poblado El Tigre, antes de llegar a la intersección de la quebrada Tinitacita con el río Porce, se toma el camino de herradura al oeste, el proyecto se encuentra aproximadamente a 5 km de esta.

Es posible acceder por vía aérea directamente a la Ciudad de Medellín, debido a que esta cuenta con aeropuerto internacional; también se puede acceder por Bogotá, es posible conseguir vuelos Bogotá - Medellín con frecuencia. Desde Medellín, vía avioneta o helicóptero hasta la ciudad de Amalfi o proyecto mismo respectivamente.

1.8. Fisiografía y clima

Presenta un relieve de montañas ramificadas con pendiente abruptas, los drenajes son subparalelos y profundos y las alturas varían entre 400-700 m.s.n.m. logrando superar los 1 000 m.s.n.m en las zonas más altas hacia el noroeste. Su cobertura vegetal está constituido básicamente por pastos y arboles muy densos con alturas que superan fácilmente los 10 m, los cultivos son muy

limitados, básicamente plátano café y cítricos. El uso de suelo es básicamente para la ganadería.

La zona forma parte de la cuenca hidrográfica del río Porce, el cual es afluente del río Cauca que finalmente desemboca al mar del Caribe. La precipitación media se encuentra en el rango de 1 840 y 4 050 m.m., presentándose dos épocas de lluvia durante el año, una en abril-mayo y otra en octubre-noviembre, con sus respectivos épocas secas entre diciembre-enero y julio-agosto. Las temperaturas media anual oscilan entre los 17°C y 22°C y la humedad en orden del 80 % (Interlatin corporation, 1999).

1.9. Limitaciones del estudio

Se encuentran limitaciones en la geología superficial debido a la geografía, ya que el proyecto se encuentra ubicado en la zona de clima tropical. Las pendientes del terreno pueden fácilmente superar los 70° y casi toda la superficie se encuentra con cobertura coluvio-deluvial y vegetación densa. Esta condición dificulta bastante el mapeo superficial. También, se encuentra limitación en el acceso, ya que no existe un acceso vehicular hasta el proyecto, el acceso se hace mediante sendero que fácilmente supera los 5 km para llegar

al proyecto. Muy aparte de las indicadas, existen limitaciones de tipo logístico entre otras.

1.10. Metodología de trabajo

Este trabajo de investigación se realizó en tres fases: Recopilación de información, trabajos de campo y trabajos de gabinete; tal como se detalla a continuación.

1.10.1.Fase de recopilación de información

Como primera fase de los trabajos, consistió en recopilar información existente relacionada al proyecto Solferino, tanto gubernamentales como: INGEOMINAS, Universidad Nacional de Colombia- sede Medellín, Gobierno de Antioquia y otros.

También se contó con información privada propia del proyecto como Trabajos de Yamana, Compañía Francesa de Segovia y otros. Dado que el proyecto se encuentra en Colombia se tuvo relativa dificultad para la recopilación de información. Finalmente se consiguió la información existente necesaria para este trabajo de investigación. El tiempo empleado para esta etapa fue de dos semanas.

1.10.2.Fase de campo

Esta fase consistió en ejecución los trabajos in situ, y duró aproximadamente tres meses. A continuación se detalla los trabajos realizados:

- Reconocimiento y familiarización de ambiente de trabajo.
- Elaboración de protocolos de muestreo, aseguramiento y control de calidad (QA/QC), mapeo y logueo.
- Ejecución de trabajos de muestreo sistemático (geoquímico) en las galerías de mina y superficie.
- Muestreo con fines de obtener parámetros físicos de la estructura mineralizada y roca caja.
- Levantamiento topográfico de las galerías y canaletas de muestreo.
- Trabajos de mapeo superficial y subterráneo.
- Validación de la información de logueo de los cores, muestreo superficial y subterráneo.

1.10.3.Fase de gabinete

Esta fase consistió en validación, análisis, síntesis, modelamientos de variables geoquímicas y estimación de recursos del proyecto Solferino, finalmente la redacción del presente. Este fase duró aproximadamente 4 meses.

CAPÍTULO II

MARCO GEOLÓGICO

2.1. Geología regional

Son tres las cadenas montañosas que conforman los Andes Colombianos y cada una con características evolutivas independientes. Las Cordilleras Occidental y Central se alinean paralelamente a la costa Pacífica y separada por una estrecha depresión de Patía-Cauca. La Cordillera Oriental está separada por el valle de río Magdalena, y posee una dirección NE con inflexión al N a altura de Bucaramanga, posteriormente se divide en la serranía de Perijá y Mérida en Venezuela.

Estas cordilleras están compuestas por un mosaico de terrenos alóctonos acrecionados al cratón Amazonia, configurando un arreglo geodinámico de estos terrenos con la corteza oceánica, como diversos tipos de sutura y muchas edades de acreción (Toussaint & Restrepo, 1996). Ver plano N° 2, p.24.

La Cordillera Oriental, de este a oeste, está constituido por terrenos Andaqui y Chibcha (Restrepo & Toussaint, 1988), el terreno Andaqui ocupa la parte suroeste de la Cordillera Oriental, este

terreno continental metamórfico fue acrecionado en Mesoproterozoico, en el orógeno Nickeriana u Orinoquence de 1 300 - 1 000 m.a., (Kroonen-berg, 1983) citado en (Flores, 2003, pág. 31). Chibcha es un terreno continental metamórfico, que, como Andaqui se formó previa a la orogenia Nickeriana y se habría acrecionado al escudo a finales de Paleozoico a lo largo de sistemas de fallas Guicáramo-Santa María-Yopal (Restrepo & Toussaint, Acreciones sucesivas en Colombia: un nuevo modelo de evolución geológica, 1989).

La Cordillera Central, en su gran parte, está constituida por el Terreno Tahami, conformado por amalgamación de terrenos continentales menores cuyas edades varían desde Paleozoico hasta Mesozoico (Cretáceo) y fue acrecionado a lo largo de sistema de fallas Otu-Pericos, en el Cretáceo Tardío (Restrepo & Toussaint, Acreciones sucesivas en Colombia: un nuevo modelo de evolución geológica, 1989).

Algunos autores consideran que el Terreno Tahami fue formado por la colisión entre Norte y Sur América, durante la orogenia Allegheniana, edad Carbonífero a Pérmico, y en una posición NE de la actual, entre Venezuela y Florida (Vinasco, Cordani, Gonzáles,

Weber, & Pelaez, 2006). Sin embargo INGEOMINAS considera algunas unidades litológicas de este terreno desde edad Neoproterozoico a Cámbrico Temprano. Estas rocas están afectadas por metamorfismo regional de medio a bajo grado, el cual se considera una edad Triásico, gracias a la isócrona Rb-Sr R. T., que dio 226 ± 4 m.a. en esquistos de Ancón (Restrepo J. J., y otros, 1991). La importancia de este terreno radica en que el proyecto Solferino se encuentra ubicado en extremo norte de este.

La Cordillera Occidental está constituida íntegramente por Terreno Calima, que consta de basamento metamórfico de origen oceánico, este terreno se encuentra limitado por terrenos continentales mencionados al este, separadas por la falla Romeral, esta última se interpreta como una zona de subducción de la corteza oceánica (placa de Nazca) bajo el basamento continental de los terrenos acrecionados al escudo previamente, posiblemente hubo un arco de islas incipiente y cuenca trasarco al este de la falla Romeral, en el periodo Triásico, en el Cretáceo Medio, esta subducción habría pasado a un frente de obducción (Alvares, 1983) citado en (Flores, 2003, pág. 33). Al oeste se puede localizar acreciones de terrenos menores de carácter oceánico en el

Mioceno, como terrenos Cuna y Gorgona, localizados casi paralelas a la costa actual de Colombia.

Un terreno denominado Panzenú, (Restrepo & Toussaint, 1988) localizado al norte de Terreno Tahami, posee evidencias de haber sufrido un metamorfismo Carbonífero, anterior al del Tahami (Restrepo, Ordóñez, Martens, & Correa, 2009).

Estudios recientes definen nuevos terrenos alóctonos pequeños de carácter oceánico localizados entre sistema de fallas San Jerónimo y Cauca, de este a oeste, se localizan, terrenos como: Quebrada Grande de edad Hauteriviano Medio a Albiano Inferior (González, 1980), Amagá Sinifaná de edad Paleozoica (González, 1980), Heliconia constituida por ofiolitas de edad Triásica (Vinasco C. J., A utilização da metodologia $40\text{Ar} - 39\text{Ar}$ para o estudo de reativações tectónicas em zonas de cisalhamento, 2001) y Arquía constituida de rocas sedimentaria marinas e ígneas básicos de edad Cretácea Inferior (Ruiz, y otros, 2012); elongados con orientación N-S. Estas, se habrían acrecionado después de Albiano (González, 1980). Al este de la falla San Gerónimo se ubica el terreno de origen continental, Anacona, con metamorfismo de edad Devónico.

El Terreno Chibcha incluye un basamento Grenvilliano con sedimentos de Paleozoico Inferior, afectados por leve metamorfismo post Ordovícico (Restrepo, Ordoñez, Uwe, & Correa, 2009).

En la esquina noroccidental de Sudamérica se produce un sistema compresivo de carácter regional que genera una amplia zona de deformación, en ella se puede distinguir el Bloque Norandino, limitado al sureste por el sistema de fallas Guicáramo-Santa María-Yopal (dextral), otros autores lo denominan Garzón. Este Bloque se originó como producto de la convergencia de las placas de Nazca, bloque Panamá-Chocó, placa de Caribe y placa sudamericana, Ver figura N° 3.

Este ambiente tectónico se refleja en las fallas que conforman los límites de bloques y en estructuras regionales internas que limitan los diferentes terrenos geológicos (Etayo-Serna, 1986). Se conoce grandes fallas de rumbo tales como la de Oca, de desplazamiento dextral, falla Santa Marta-Bucaramanga de desplazamiento sinistral, al oriente de la Cordillera Central se ubica los sistemas de fallas de Palestina de carácter dextral? (Restrepo & Toussaint, 1987) y sistemas de falla Cauca – Romeral de carácter

sinistral (Restrepo & Toussaint, 1987), esta última limita la Cordillera Central con la Occidental. Ver figura 1 y 2.

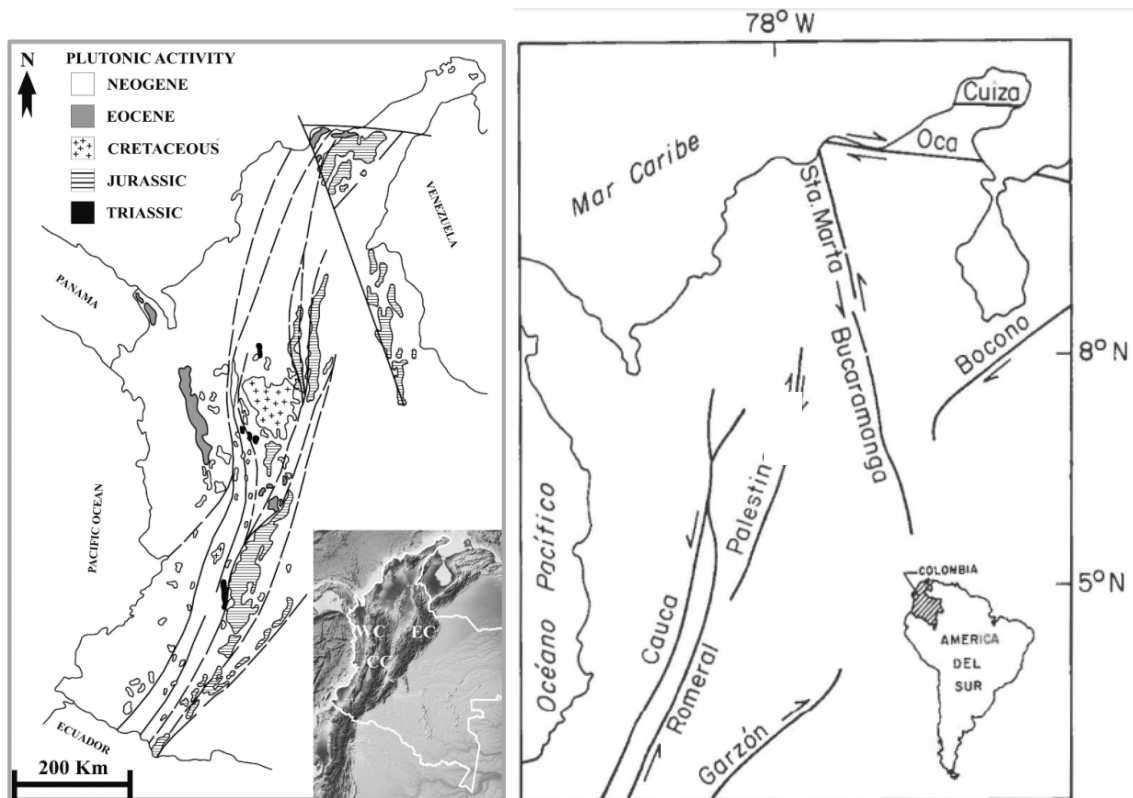
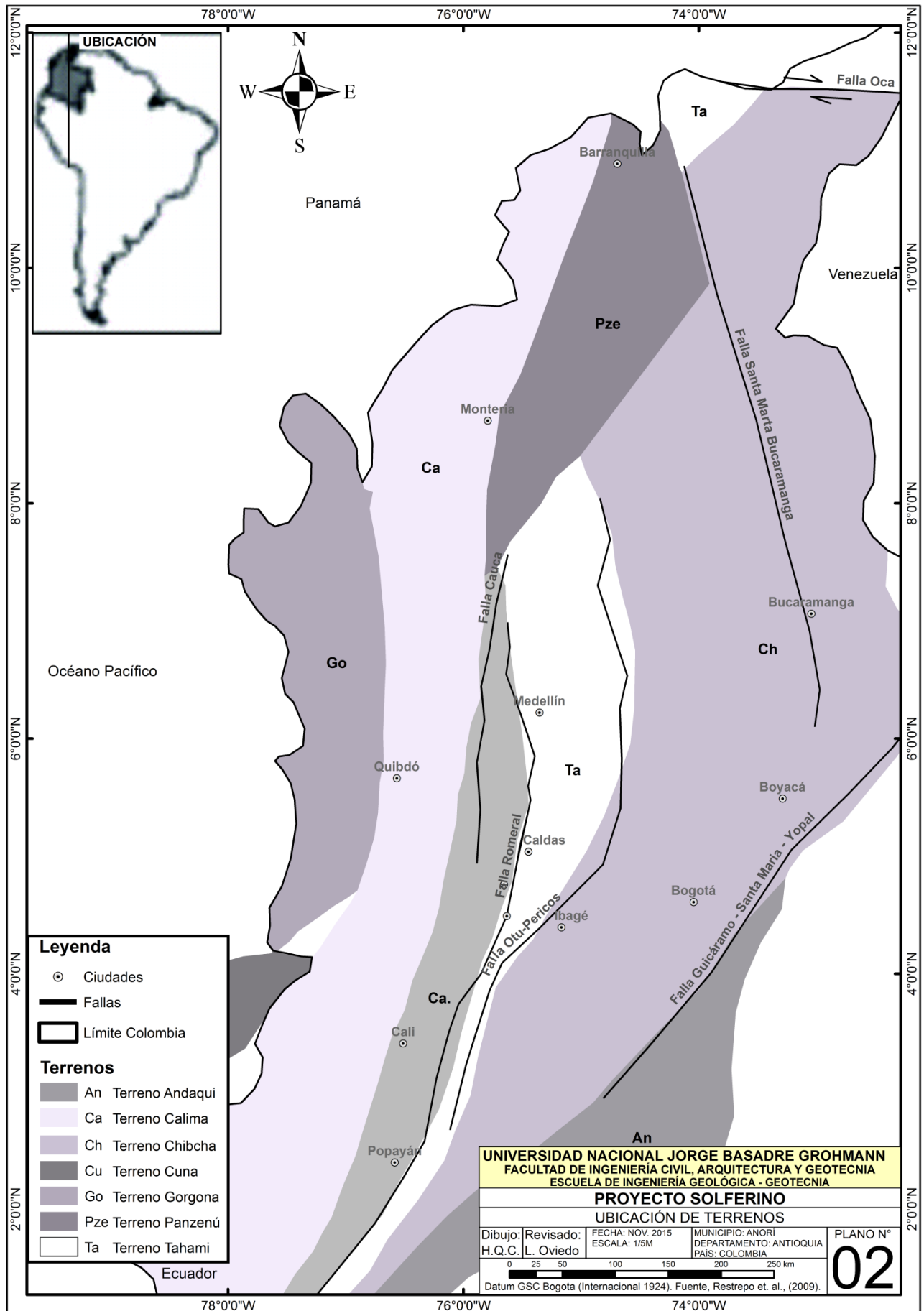


Figura 1: Plutones Mesozoicos y Cenozoicos de los Andes Colombianos. (Modificado de Asden et al., 1987). WS: Cordillera Occidental; CC: Cordillera Central; ES: Cordillera Oriental, a la izquierda.

Figura 2: Principales sistemas de falla Colombiana, (Restrepo & Toussaint, 1987), a la derecha.



Plano 2: Plano general de terrenos, Modificado de Restrepo & Toussaint, (2009)

2.2. Geología local

El proyecto Solferino está situado en el borde septentrional de la Cordillera Central de Colombia, al margen derecho del río Porce, al norte del poblado de Amalfi y a este de poblado de Anorí. Las unidades litológicas localizadas en esta zona, forma parte de Terreno Tahami (Restrepo & Toussaint, 1988), o Complejo de Cajamarca (Maya & Gonzáles, 1995).

El Terreno Tahami, en su gran parte está compuesto por secuencias de gneis feldespáticos, alumínicos y cuarzosos; mármoles, anfibolitas, esquistos cuarzosericíticos, esquistos verdes y entre otras; con edad de metamorfismo Permo-Triásica a Triásica (Ordóñez, Provincias metalogénicas de Colombia, 2001), (Restrepo, Ordóñez, Martens, & Correa, 2009). Esta se extiende desde el sistema de fallas Otu - Pericos hasta el sistema de fallas Santa Isabel – San Jerónimo (Romeral); afectados por un magmatismo Pérmico Superior a Triásico Inferior y otro posterior desde el Jurásico al Cretácico (Ordóñez, Provincias metalogénicas de Colombia, 2001) (Vinasco, Gordani, H., Weber, & Peláez, 2005), entre los que se destacan los Batolitos Antioqueño y el de Sonsón-Segovia principalmente. Adicionalmente hay rocas volcánicas básicas intercaladas con sedimentitas marinas del Cretácico Inferior

ubicadas al este y al oeste del proyecto Solferino, dentro del terreno en cuestión.

El Instituto Colombiano de Geología y Minería, en su publicación del 2007, mapa geológico de la plancha N° 5-06, reconoce cuatro unidades litológicas, considera todas de edad Neoproterozoico Tardío a Cámbrico Temprano, NP?CA?-Mev2, NP?CA?-Mg2, NP?CA?-Pu2 y NP?CA?-Ma2. Estos representarían el basamento de la Cordillera Central, que para (Restrepo & Toussaint, 1988) representarían al Terreno Tahami. También reconocen una serie de pulsaciones volcánicas básicas, como K1-VCm, K1-Pu, K1-Pm y K1-Pf, para estas unidades se consideran edades que abarcan desde Hauteriviano a Barremiano (Cretáceo Inferior) (Gómez-Tapia, y otros, 2007). Finalmente reconocen stocks de composición ácida, de edades que abarcan desde el Pérmico hasta el Jurásico Tardío. Ver plano N° 3. Esto representa el ambiente litológico del proyecto, a continuación se hace una breve descripción de estas unidades.

2.2.1. Unidad NP? CA?-Mev2

De extensión considerable, localizada en todo el núcleo de la Cordillera Central, con elongaciones NS, está constituida por esquistos grafiticos, cuarzomoscovíticos, cloríticos y anfibolíticos;

filitas, cuarcitas, mármoles y serpentinitas. Se Considera una edad Neoproterozoico – Cámbrico Inferior (Gómez-Tapia, y otros, 2007). La importancia de esta unidad radica en que, la estructura mineralizada del proyecto está emplazada en esta unidad.

2.2.2. Unidad NP? CA?-Mg2

Esta unidad está ubicada al extremo noreste del proyecto, al este de la falla Espíritu Santo, constituido por gneis cuarzofeldespáticos, algunos con sillimanita, cordierita y metatonalitas; anfibolitas, granulitas y migmatitas. El INGEOMINAS atribuye una edad Neoproterozoico a Cámbrica Temprana (Gómez-Tapia, y otros, 2007).

2.2.3. Unidad NP? CA?-Pu2

La extensión de esta unidad es reducida, se ubica al suroeste del proyecto, al este de Medellín, constituido por dunitas, serpentinitas, esquistos y talcos. Se considera contemporánea al rango de edad del Neoproterozoico al Cámbrico Temprana (Gómez-Tapia, y otros, 2007).

2.2.4. Unidad NP? CA?-Ma2

Esta unidad se localiza tanto al este como al oeste del proyecto, con elongación NS, está constituida por gneis cuarzofeldespático, algunos con sillimanita, cordierita y hornblenda; anfibolitas, migmatitas, esquistos y mármoles. A esta unidad se le atribuye una edad contemporánea a la unidad anterior, NP? CA?-Pu2 (Gómez-Tapia, y otros, 2007).

2.2.5. Unidad P-Pf

Unidad con extensión reducida, localizada al noreste y noroeste del proyecto, están conformadas por granitos gnéisicos con presencia de moscovita, sillimanita, cordierita y granates, esta se elonga en dirección N-S. Se le atribuye edad Pérmico (Gómez-Tapia, y otros, 2007).

2.2.6. Batolito de Segovia T3J-Pi

Denominado así a los afloramientos intrusivos alcalinos y calcoalcalinos que se encuentran ubicadas al este del proyecto; es un cuerpo alargado paralelamente y al este de sistema de fallas Otu, y más al sur al sistema de fallas Palestina (Feininger, Barrero, & Castro, 1972). Regionalmente llega hasta la serranía de San Lucas, al norte donde se le conoce con el nombre de batolito de

Norosí. En recientes estudios corroboran grandes extensiones de esta unidad en el distrito El Bagré-Nechi (Londoño, Montoya, Ordóñez, & Restrepo, 2009), y al este, se extiende hasta las inmediaciones del poblado de San Pablo y Cantagallo. El sentido N-S de esta unidad concuerda con el sentido tectónico regional y su extensión global de esta unidad alcanza aproximadamente 700 km² (Álvarez, Ordóñez, Valencia, & Romero, 2007).

Esta unidad litológica intruye al basamento metamórfico Chibcha (ver plano N° 3). Debido a que en esta unidad están concentrados gran parte de las actividades mineras, es que sería válido considerar como un metalotecto; autores como Ramírez, 1982 citado en (Rodríguez Álvarez, 2007), atribuye esta mineralización de tipo vetiforme, a etapas finales de magmatismo correspondiente al batolito de Segovia. Los sistemas estructurales de cizalla-extensional reconocidos en esta unidad, parecen favorecer a ocurrencias de las mineralizaciones vetiformes.

La unidad está constituida por granodioritas que varían de sienogranitos a tonalitas y de cuarzomonzonitas a cuarzomonzodioritas, de edad Jurásica Temprana (Gómez-Tapia, y otros, 2007), Jurásico (Feininger, Barrero, & Castro, 1972), en

estudios más recientes, obtuvieron una edad U-Pb en circón de $154\pm 1,6$ m.a. (Franz, Ordoñez, & Chemale, 2007). En muestras tomadas en los distritos de Segovia y Remedios, corresponden a granodioritas y cuarzodioritas con textura fanerítica de grano medio, estas muestran sericitización de las plagioclasas y uralitización de los anfíboles (propilitización).

2.2.7. Unidad K1-VCm

Su mayor extensión yace entre las fallas Nus y Bagré, localizados al este del proyecto Solferino, también se puede apreciar al suroeste del proyecto, al igual que el anterior posee orientación N-S, siguiendo al patrón del sistema de falla regional. Esta unidad, está conformada por rocas volcánicas de composición básica como basaltos, andesitas, intercaladas con arenitas lodosas líticas, lodolitas carbonosas, arenitas feldespáticas, calizas y limonitas silíceas (Complejo Quebrada Grande). Para esta unidad se considera una edad Hauteriviano a Barremiano Inferior (Gómez-Tapia, y otros, 2007).

2.2.8. Unidad K1-Pu

Localizada al suroeste del proyecto, su extensión es más reducida de entre las unidades volcánicas, aparece cortando a la

unidad K1-VCm con orientación N-S, constituido por peridotitas serpentinizadas e intruidas por diques de rodignita de edad contemporánea a la unidad K1-Pm (Gómez-Tapia, y otros, 2007).

2.2.9. Unidad K1-Pm

Mayor extensión de esta unidad está localizado al suroeste del proyecto Solferino, contigua a la unidad K1-VCm, otras extensiones reducidas localizadas al noroeste del proyecto; tiene una composición básica que consiste en gabros bandeados isotrópicos y dioritas, se considera una edad contemporánea a la unidad K1-Pm (Gómez-Tapia, y otros, 2007).

2.2.10.Unidad K1-Pf

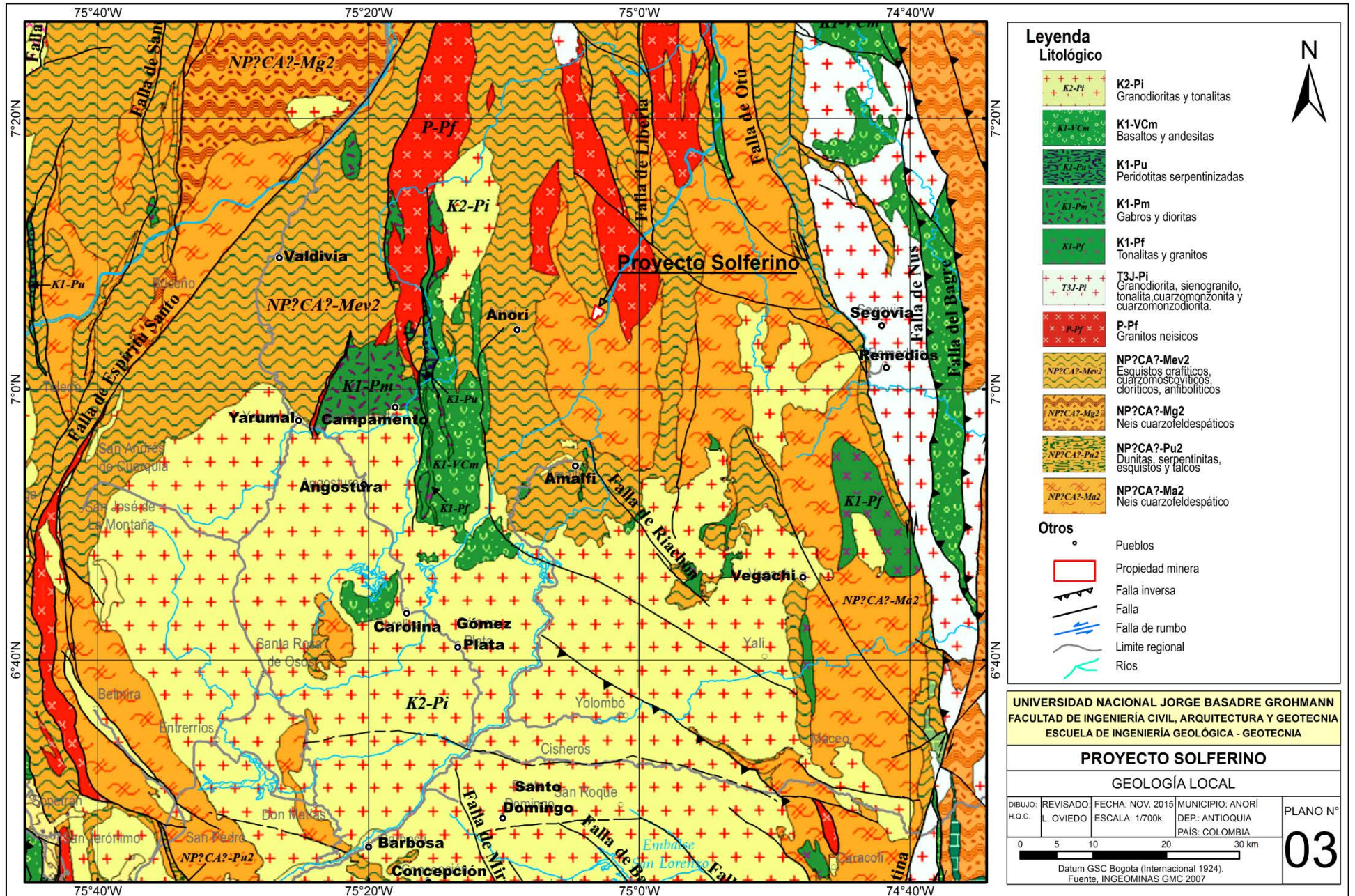
De extensión muy reducida y ubicada al oeste de la falla Nus y al suroeste del proyecto Solferino, aparece cortando como diques a las unidades NP?CA?-Ma2 y K1-Vcm, las mismas que están orientados en sentido N-S, su composición consiste de tonalitas y granitos y se le atribuye una edad Hauteriviano a Barremiano Inferior (Gómez-Tapia, y otros, 2007).

2.2.11.Batolito Antioqueño K2-Pi

Es la unidad intrusiva, localizado en la parte axial y septentrional de la Cordillera Central de los Andes Colombianos,

la denominación fue acuñado por (Botero, 1940) citado en (Mercado, 2005). Es un cuerpo de forma trapezoidal con mayor dimensión en dirección NW-SE, su extensión de oeste a este, abarca desde Medellín hasta Maceo-Caracolí, y de norte a sur, desde Amalfi hasta San Francisco - Cocorná; con algunos satélites fuera de esta región. Localmente, esta unidad se ubica al sur del proyecto Solferino, y algunos satélites tanto al este como al oeste. Posee una extensión regional de aproximadamente 8 000 km² (Ordóñez, Martins, & Henrique, Edades U-Pb de Batolito Antioqueño, 2007).

Constituye la mayor intrusión calcoalcalina, que consiste en granodioritas y tonalitas, localmente gabro y facies dioríticas, (Álvarez, 1983) citado en (Ordóñez & Pimentel, 2001). A diferencia de grandes plutones de cadenas orogénicas, se caracteriza por su homogeneidad litológica y poca variabilidad petroquímica, su textura es masiva, hipidiomorfica y equigranular de grano medio a grueso (Londoño A. C., 1998). En muestras sobre circones y con el método U-Pb, reportan edades de cristalización de 76±2 m.a. hasta 84±2 m.a. (Ordóñez, Martins, & Henrique, Edades U-Pb de Batolito Antioqueño, 2007), que corresponden a Santoniano-Campaniano (Cretácico Superior).



Plano 3: Geología local

2.3. Geología económica

Las regiones conformadas por las cuencas de los ríos Nechi y Porce, que comprende los municipios de Anorí y Amalfi, en el cual se ubica el proyecto, son conocidas como la región noreste de Antioquia, su importancia radica en que es la región más aurífera de Antioquia, junto Remedios, Segovia, San Roque, Maceo, Caucasia, El Bagré, Zaragoza, Nechi, Tarazá y Cáceres. Esta región aporta el 31,3 % de la producción de metales preciosos (Au, Ag y Pt) en Colombia.

La explotación aurífera se remonta al siglo XVI, de la conquista española, donde se enfocaron más a depósitos de tipo aluvial de oro, actualmente se desarrollan mayormente sobre vetas y también con menor intensidad en aluviones o placeres de oro. Estos son los dos tipos de yacimientos que se explotan actualmente en este distrito.

Los valles estrechos, sinuosos y profundos son favorables a depósitos aluviales de oro, estos depósitos descansan bajo capas de arenas, arcillas, conglomerados, etc., de espesor y disposición variable. La producción en placeres es de escala micro a pequeña y muy pocos de escala mediana. A continuación citamos algunas

minas aluviales: Mina Valdivia, Esperanza, Chamuscados, Nechi entre otras. La información bibliográfica referente a este tema es muy limitada por no decir nula.

Ocurren también, un sin número de mineralizaciones filonianas emplazados en las metamorfitas de Tahami y en los propios stocks Mesozoicos, con tendencias que varían entre N-S a NW-SE, manifestando fuerte control estructural.

Estos filones, en general, son de dos clases, con relación a la posición que ocupan, el primer tipo puede formar un ángulo de hasta 45° con la horizontal, y otros son más o menos verticales, a los cuales se les llama vetas de manto y vetas cajón respectivamente, este segundo tipo adopta la mayoría de los filones y el primer tipo es escaso.

Los pocos estudios de la zona reportan que los recursos de estos yacimientos puede alcanzar hasta 87 000 t de mineral como recurso indicado, en este caso para la mina la Bartola, es la que mayor recurso mineral posee (Alzate, 2006).

Según la información de los diferentes autores citados en este estudio estos yacimientos se clasifican como de alta ley y bajo

tonelaje, ya que sus leyes pueden superar fácilmente la media de 35 g/t.

2.4. Mineralización

Debido a que existen varios tipos de depósitos auríferos filonianos como: orogénico, epitermales y reemplazamiento metasomático; es conveniente entender bien la naturaleza de estos depósitos vetiformes a fin de distinguirlos, como mencionamos líneas arriba, son varios los distritos mineros que conforman la región noreste de Antioquia, entre ellos yacimientos como Solferino. Estos yacimientos se encuentran emplazados en diferentes unidades litológicas, de diferentes edades, que abarcan desde Precámbrico hasta Mesozoico, y emplazados en un amplio rango de profundidad. Estas condiciones sugieren que estos depósitos sean de tipo orogénico. Sin embargo, algunos autores como (Ramírez, 1985), piensan que es de tipo mesotermal con carácter de relleno de fisuras. Esta idea no se ajusta bien a las características de esta región. Por otro lado, autores como (Rodríguez Álvarez, 2007), no aceptan utilizar el término mesotermal. En cambio, prefieren denominarlos depósitos de oro orogénico. Los depósitos vetiformes de este tipo se caracterizan por sistema hidrotermales de carácter regional inherente a tectonismo de márgenes convergentes, a

diferencia de otros tipos vetiformes, como los mesotermales y epitermales que pertenecen a sistemas extensivos locales asociados con aguas magmáticas y meteóricas.

Estos depósitos (orogénicos) se forman en zonas de fuerte control estructural, como respuesta a la colisión de terrenos, donde las fallas actúan como conductores de fluidos ricos en Au-Ag-As y bajo en metales Cu-Pb-Zn (Sibson, 1988), citado en (Rodríguez Álvarez, 2007). En este tipo de mineralización, los fluidos hidrotermales son originados por eventos térmicos relacionados a eventos de transpresión en márgenes convergentes de orogenias colisionales y acrecionales. Estos fluidos de origen metamórfico de gran profundidad interactúan con las rocas circundantes y extraen los metales presentes en ella, llegando este fluido a enriquecerse gradualmente conforme continúa aumentando las condiciones de presión y temperatura, una vez que sobrepasa el punto crítico, el fluido asciende a la superficie gracias a la presencia o generación de fallas y cizallas, lo cual favorece a la disminución de las condiciones de presión-temperatura, dando ambientes ideales para la precipitación de metales como Au acompañados por cuarzo y sulfuros. Estas características son las que mejor se ajustan a los yacimientos de la región. Ver el esquema en el Anexo N° 12.

Estos depósitos, poseen varias características en común, como los espesores, la orientación, geometría, composición etc. Los espesores puede variar de escasos centímetros hasta escala métrica, que como las minas Cecilia, El Salto, La Cristalina; del distrito de Segovia-Remedios (DSR), bordean 1 m de espesor medio (Alzate, 2006); o como el caso de vetas Santa Elena, El 14, Cerro los Muertos y Cerro el Puto; localizados en el distrito Zaragoza (DZ), bordean 1,5 m de espesor medio (Londoño, Montoya, Ordóñez, & Restrepo, 2009). Mina la Constanza y Violín, ubicados al este de proyecto, tiene 1,9 m y 1,4 m respectivamente, Distrito minero Anorí (AN).

Se caracterizan por presentar leyes altas, que como el caso de mina La Cristalina llega a 0,7 m de espesor con una ley de 35 g/t, que excepcionalmente puede llegar hasta 4 m de espesor como el caso de mina El Silencio (DSR); mina el Violín alcanza los 0,4 m de espesor con 22,8 g/t, distrito minero Amalfi (DA). La constitución principal de estos filones es el cuarzo calcedónico o cuarzo lechoso que ocurre en forma de venas, stockworks, brechas, masivo, etc.; acompañados por galena, esfalerita y pirita.

Algunas vetas como las del DSR, exhiben características de un régimen de deformación dúctil-frágil (Álvarez, Ordóñez, Valencia, & Romero, 2007). Estos regímenes, según el modelo generalizado de los estilos estructurales de precipitación de metales en depósitos vetíticos, son muy favorables a la depositación de oro, Colvine (1988) citado en (Rodríguez Álvarez, 2007).

Los depósitos de oro orogénico presentan una alta relación Au/Ag (Au>Ag), que puede llegar fácilmente a 10, es por esto que estos depósitos se les conoce con el nombre de “*Gold Only*”.

2.5. Geología estructural

El dominio estructural del proyecto está definido por el sistema de Fallas Otu-Pericos (por el Este), que posee componente dominante de tipo sinistral (Feininger et al., 1972), esta, a su vez es subordinado por el sistema de fallas de Palestina, de componente dextral y carácter regional. Por el Oeste, está restringido por sistema de fallas San Jerónimo-Cauca, que por interpretación se entiende que es de tipo sinistral. Este dominio está conformada por patrones de fracturamiento con tendencia N-S a N10°W, caso de las fallas Bagré, Otu, Liberia y las ubicadas al este de Anorí. Como contraste a estos patrones mencionados, se observa inflexiones locales

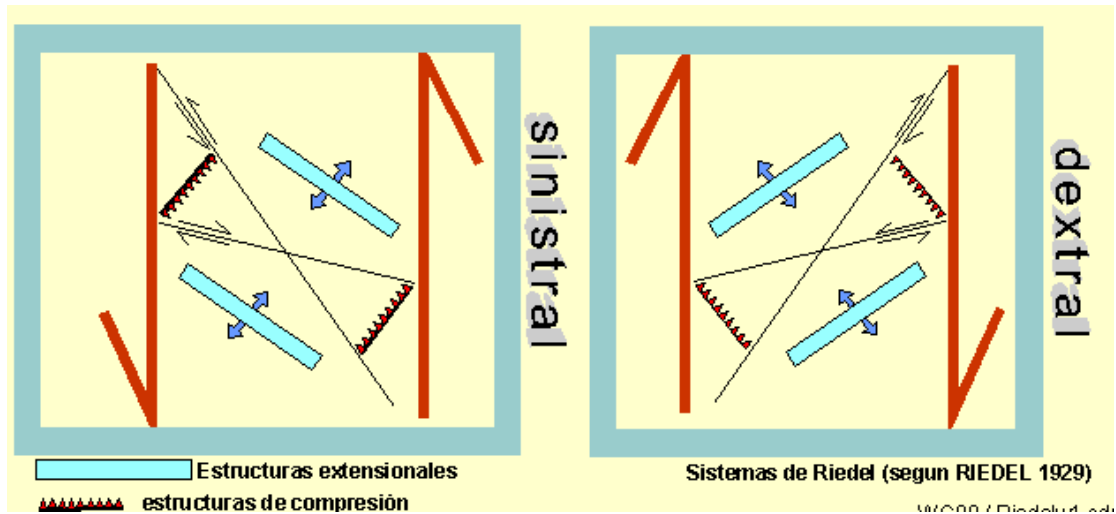


Figura 4: Configuración, sistema de Riedel (Griem, 2015)

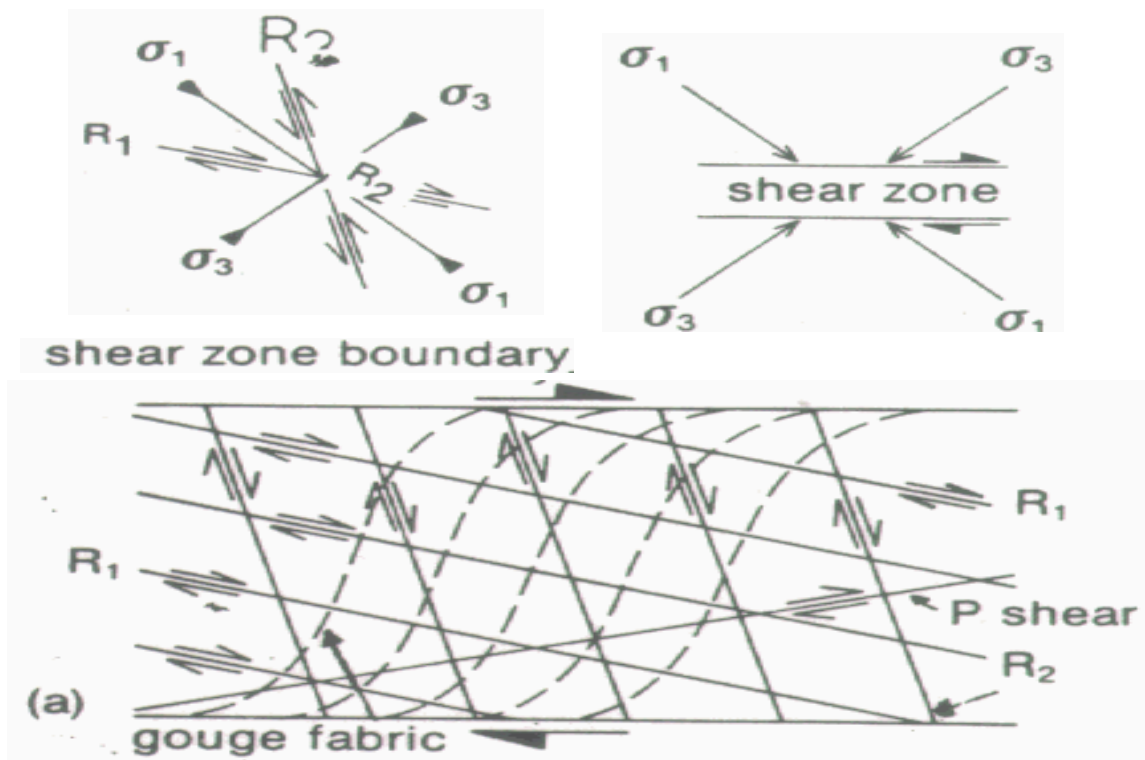
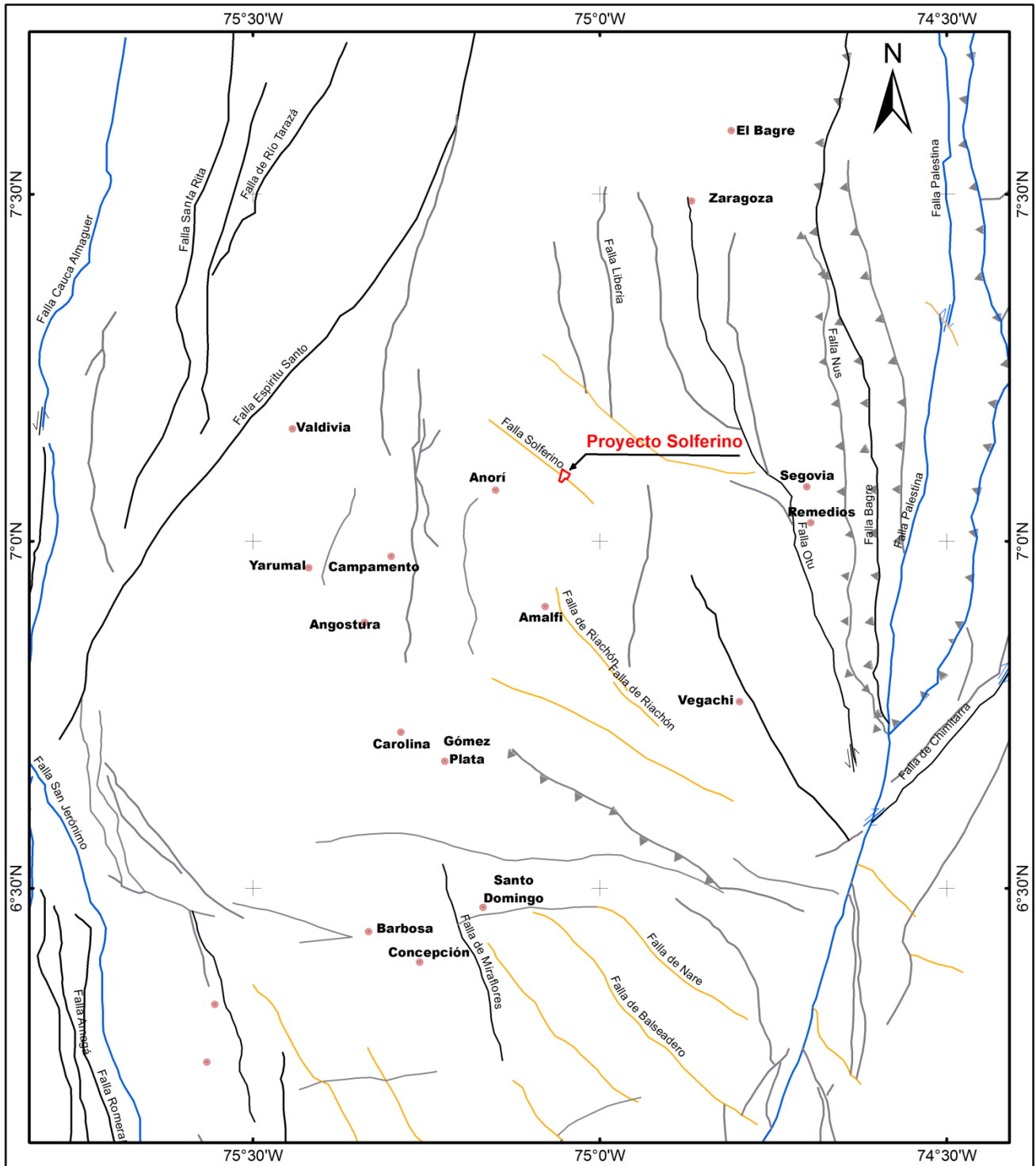


Figura 5: Fracturas de Riedel, sistema dextral. (McClay, 1987) citado en (Oyarzun & Doblas)



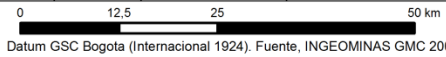
Leyenda

- | | |
|-----------------------------|----------------------|
| ● Pueblos | Tipo de falla |
| ▭ Propiedad minera | ▲ Inversa |
| Importancia | — Tensional |
| — Falla principal | ↔ Dextral |
| — Falla secundario, orden 2 | — Rumbo |
| — Falla secundario, orden 3 | ↔ Sinistral |
| — Falla secundario, orden 4 | |

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN
 FACULTAD DE INGENIERÍA CIVIL, ARQUITECTURA Y GEOTECNIA
 ESCUELA DE INGENIERÍA GEOLÓGICA - GEOTECNIA

PROYECTO SOLFERINO
GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

DIBUJO: H.Q.C.	REVISADO: L. OVIEDO	FECHA: NOV, 2015 ESCALA: 1 / 900k	MUNICIPIO: ANORÍ DEPARTAMENTO: ANTIOQUIA PAÍS: COLOMBIA	PLANO N° 04
-------------------	------------------------	--------------------------------------	---	-----------------------



Plano 4: Geología estructural

N30°W a N40°W, que formarían zonas de cizalla de tipo extensional (R2 según Riedel), como producto de las fallas regionales mencionadas. Estas fallas, necesariamente tuvieron que actuar en sentido sinistral para favorecer a la mineralización filoniana de yacimientos, la única manera de generar estructuras de cizallas extensionales en sentido SE a NW, es con el sistema de fallas regionales de componente sinistral. Ver figuras N° 4, 5 y plano N° 4.

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN DE DATOS ANALÍTICOS

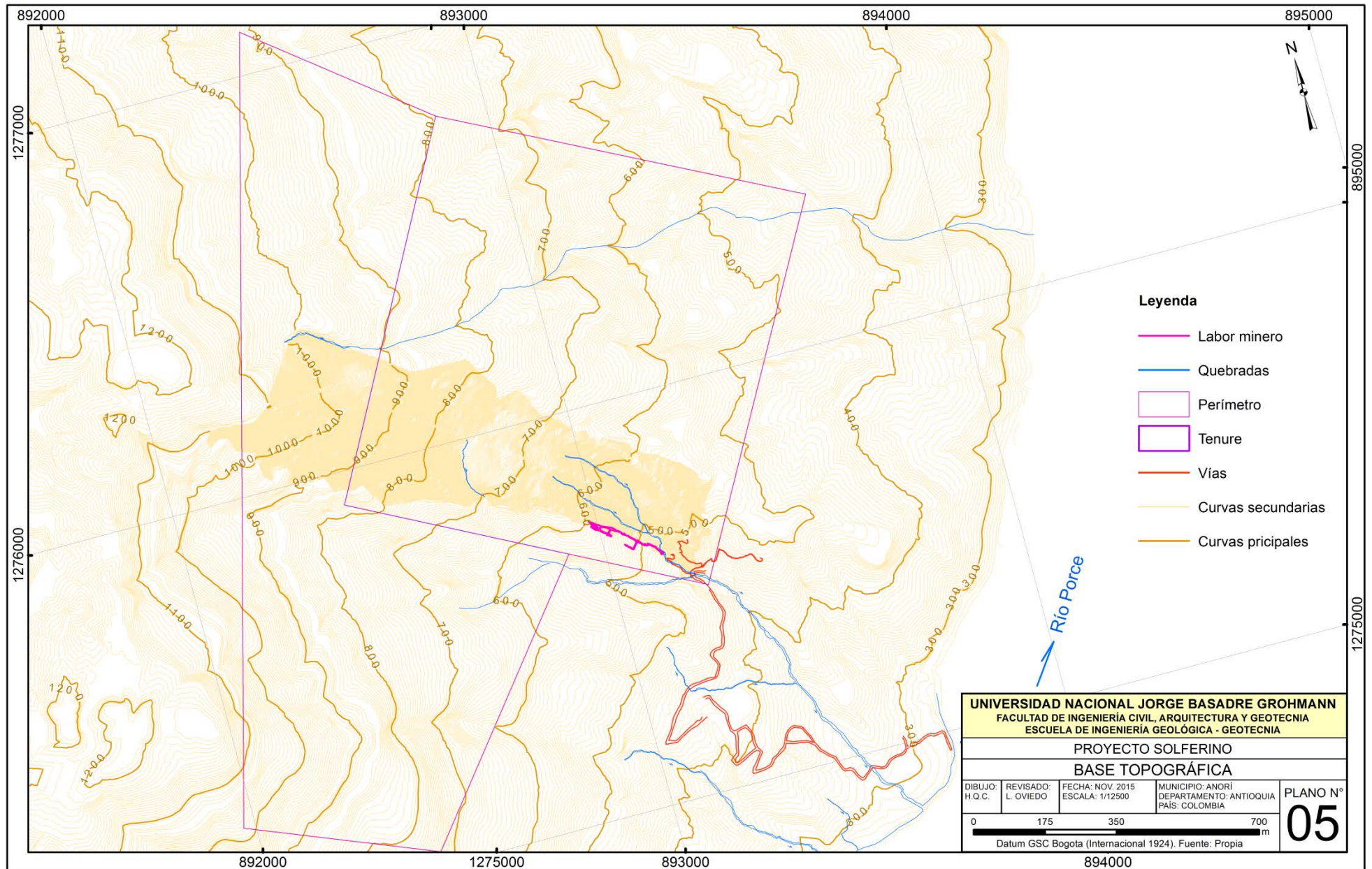
3.1. Levantamiento Topográfico

El proyecto cuenta con información topográfica superficial y subterráneo, referentes a curvas de nivel superficial, ubicaciones de muestras tanto en superficie como en galerías, dimensiones de galerías, cortadas, estocadas, chimeneas etc., estos trabajos fueron realizados en los diferentes campañas desde 2010 hasta la actualidad.

Para estos planos se usa como datum horizontal: Observatorio Astronómico de Bogotá, sistema de coordenadas: Colombia zona Bogotá, proyección: Transversa de Mercator, falso Este: 1 000 000 y falso Norte 1 000 000, el origen: 74°04'51,30"W y 4°35'56,57"N, factor de escala usada es de 1,000 000.

3.1.1. Levantamiento topográfico superficial

El proyecto cuenta con información topográfica superficial a diferentes escalas, correspondiente a las zonas de interés alrededor de la mina, la información cubre el área comprendida entre el río Porce hasta campamento y el entorno de Mina



Plano 5: Topografía superficial

Solferino; este plano está en formato DXF y PDF, con curvas de nivel secundario a cada metro y principales a cada 10 m. Véase plano N° 5; aunque al sur oeste de la mina quedó sin información, por problemas técnicos relacionados a la densidad de vegetación. Estos trabajos fueron preparados en el periodo de 2011-2013. A continuación se muestra la información existente en el plano N° 5.

3.1.2. Levantamiento topográfico interior mina

Cuenta con trabajo de levantamiento topográfico de los niveles de la mina y levantamiento de muestreos, que realizó la empresa Geocom Ingenieros Ltda. Estos trabajos se realizaron entre 29 enero a 6 febrero 2013 y la segunda campaña entre 19 a 23 de febrero 2013. También, cuenta con trabajos de levantamiento topográfico anteriores a la mencionada que consiste básicamente en levantamiento de muestreo antiguos y galerías. El trabajo realizado por Geocom consistió en lo siguiente:

- Levantamiento de contorno de túneles 458(-2), 463(-1), 478(1), 482(2), 495(4) y 507(5).
- Levantamiento de túnel para cálculo de volúmenes de cada una de estas.

- Ubicación de muestras correspondiente a campaña de muestreo entre enero-febrero 2013 de los niveles 458(-2), 463(-1), 472(0), 478(1), 482(2), 495(4) y 507(5).
- Cálculo de volumen de los túneles. Consultar tabla N° 2.

Sin duda, para el propósito de este estudio, es de vital importancia conocer la ubicación de las muestras y el volumen de las galerías. A continuación se muestra una tabla con los datos mencionados:

Tabla 2: Cálculo de volumen para las diferentes galerías de mina Solferino.

Túneles (Mina Solferino)		
Nombre Túnel Nivel en Mina	Nombre Geocom	Volumen (m³)
Nv -2	Nv -2	264
Nv -1	Nv -1	220
Nv 0	Nv 0	1064
Nv 1	Nv +1	103
Nv 2	Nv 2	932
Nv 4	Nv +2	256
Nv 5	Nv +3	290
Tambores		579
Total		3708

3.2. Parámetros físicos de la estructura y roca caja

Para estimar densidades, se seleccionó 10 muestras, correspondientes a vetas y cajas de la mina, las muestras se seleccionaron teniendo cuidado con la representatividad, de tal forma que represente a cada nivel. No obstante, se observa poca variación de las litologías. Los ensayos para determinar el peso específico de las muestras fue realizado por laboratorio ALS Perú en Lima. El método usado para la determinación de la densidad fue

el OA-GRA08a, para gravedad específica en sólidos cubiertos por capa de cera. Consulte la tabla N° 3, donde se observa los pesos específicos de cada unidad litológica y nivel.

El promedio de peso específico que representa a la veta es 2,65 g/cm³ y el promedio de la roca caja es 2,7 g/cm³. Otras muestras también fueron analizadas por CIMEX-Universidad Nacional de Colombia, Escuela de Minas de Medellín, Colombia S.A., que dio un valor de 2,66 g/cm³, este último corresponde a ensayos realizados antes de presente estudio.

Tabla 3: Peso específico de muestras, proyecto Solferino.

Peso específico de muestras Proyecto Solferino				
Número	Código	P. específico (PE) g/cm³	Descripción	Ubicación
1	D-2151	2,67	Cuarcita con stock work de cuarzo, Py ± Au libre.	Nivel 0
2	D-2166	2,59	Muestra de brecha tipo 1 (bx1)	Nivel 0
3	D-2060	2,61	Fragmento de brecha tipo 1 (bx1) en bx2	Nivel -2
4	D-2189	2,69	Cuarcita	Nivel 0
5	D-2197	2,71	Muestra de brecha tipo 2 (bx2), con frag. de cuarcita.	Nivel 0
6	D-2085	2,68	Muestra de brecha tipo 2 (bx2)	Nivel -2
7	D-81A	2,8	Brecha tipo 3 (bx3) con vetillas de cuarzo calcedonio	Nivel -2
8	D-86C	2,72	Esquisto	Nivel -2
9	D-55C	2,74	Esquisto	Nivel -2
10	D-2182	2,71	Cuarcita con horizontes de esquisto	Nivel 0
PE media para brechas Bx1 y Bx2		2,65 t/m³		
PE media para esquisto		2,73		
PE media para cuarcita		2,69		
PE media para Bx3		2,80		

3.3. Mapeo Geológico

3.3.1. Mapeo geológico superficial

En los alrededores del proyecto, es difícil encontrar afloramientos extensos, porque la presencia de depósitos coluviales, deluviales, aluviales y cobertura vegetal densa, lo dificulta; las escasas zonas favorables donde se puede observar esta unidad, es a lo largo del acceso campamento-Mina Solferino, también en las quebradas y afluentes cerca de este.

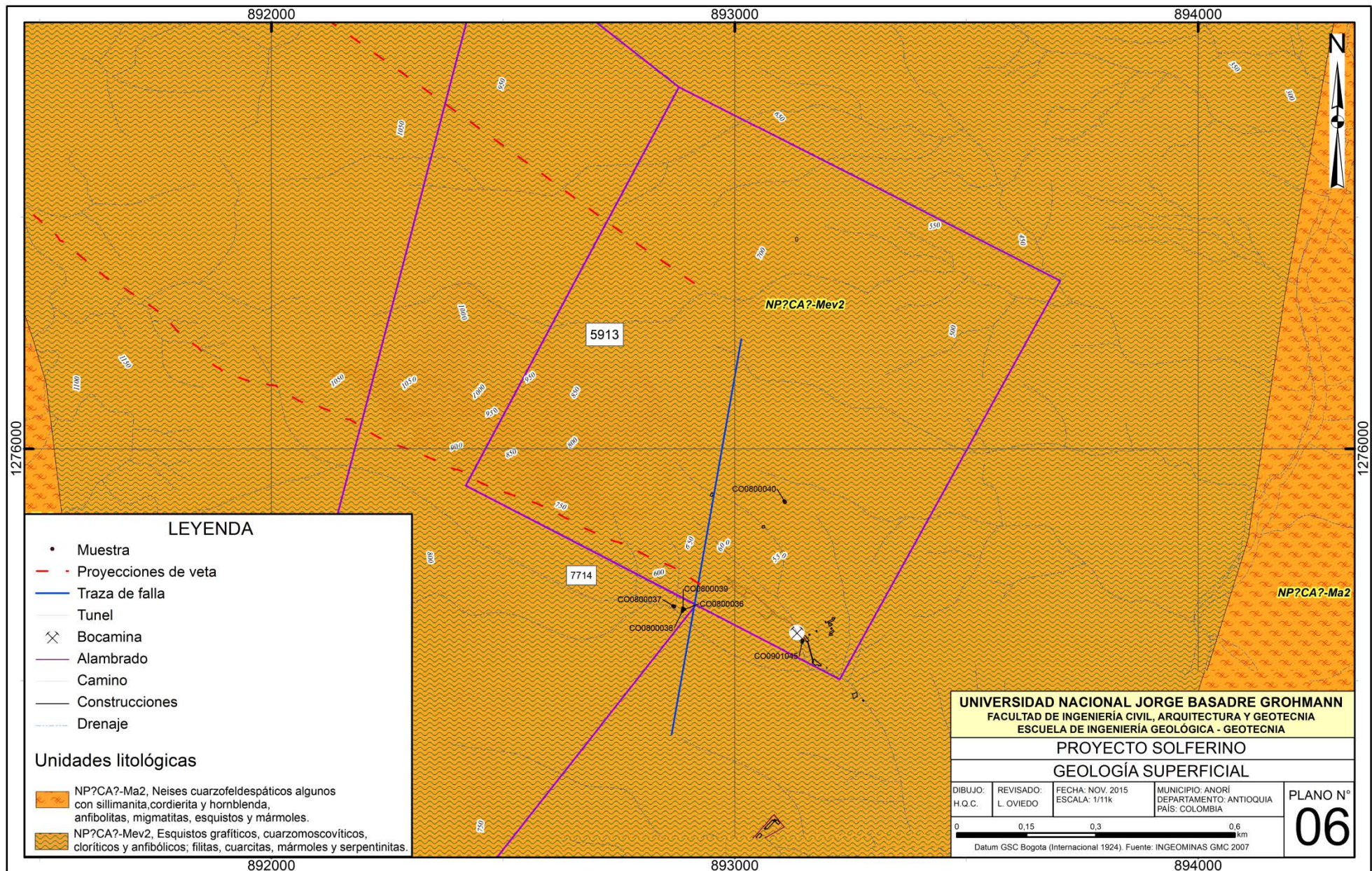
En tal sentido solo se tiene mapeo superficial que fue realizado por Yamana, que a grosso modo es interpretativa, la misma que se muestra a continuación en plano N° 6.

Se aprecia que gran parte de la extensión localizado en la parte central y elongados en dirección NS, está constituida por formación, NP? CA? – Mev2, que en su gran parte está constituido por esquistos de varios tipos, como: grafiticos, cloríticos y anfibolíticos, en general estas rocas presentan una textura lepidoblástica de coloraciones variables entre negro-gris-verde, mayormente competentes. Localmente se puede observar también intercalaciones de filitas, cuarcitas, mármoles y serpentinitas.

Se puede observar también, esporádicamente y con mayor frecuencia cerca a la veta principal, Solferino, venillas de potencias variables entre milimétricas hasta 20 cm aproximadamente, que cortan en sentido subvertical con rumbo subparalelo a la veta principal, generalmente están rellenas con cuarzos blancos de aspecto lechoso con disseminaciones y microvenillas de sulfuros como pirita y galena. El emplazamiento de estas vetas no muestra una alteración significativa, es imperceptible a simple vista.

En veta Solferino se aprecia considerable densidad de venillas de cuarzo lechoso con escasa disseminación de pirita, emplazadas en la unidad NP? CA? – Mev2, observable en zonas donde hay laboreo, la cobertura hace que sea difícil observar con mayor detalle a lo largo de la proyección de la veta en la superficie.

Hacia a los bordes, se localiza la unidad, NP? CA?-Ma2, abarca un área reducida a diferencia de NP? CA? – Mev2, constituido por gneises cuarzofeldespáticos con variaciones locales de clorita y anfibolita, también se puede encontrar muy esporádicamente filitas, cuarcitas y mármoles; como se aprecia en el plano N° 06.



Plano 6: Geología superficial

3.3.2. Mapeo geológico subterráneo

La geología de la mina se puede resumir como una secuencia de esquistos y cuarcitas, estos con sus diferentes variaciones locales, como esquistos grafiticos, esquistos cuarzomoscovíticos y esquistos de clorita-actinolita.

Una de las unidades litológicas más abundante es esquisto grafitico con variaciones locales con esquisto de clorita-actinolita. El esquisto, en general presenta textura lepidoblástica, color gris oscura con tonos verdes. Cerca de los contactos con las brechas mineralizadas presenta diseminación de pirita (Py) de hasta 3 % aprox. y stockwork y vetillas de cuarzo calcedónico, algunas ligeramente bandeadas. Esta unidad actúa como roca caja techo de las brechas, Bx1 y Bx2, ambos materiales constituyentes de filones de mina Solferino. Se observa mayor persistencia de esta unidad litológica en el lado NE, en los niveles 458(-2), 463(-1), 472(0) y 482(2); en los niveles 478(1), 495(4) y 507(5) se presenta tanto en lado NE como SW. Ver los 11 mapas de anexo 3. Además el rumbo de las foliaciones de esta unidad varían entre N02°E a N20°E, mapeado en los 7 niveles.

Otra de las unidades presentes, es la cuarcita, esta unidad presenta textura granoblástica, color crema a gris oscura, aparece siempre acompañando con brechas tipo 3 (Bx3) de probable origen formacional, que en líneas generales es ligeramente esquistoso, en niveles superiores a 472(0) disminuye la esquistosidad y el comportamiento brechado, cambiando a textura masiva.

La Bx3, brecha presente con mayor frecuencia en los dos niveles inferiores a 472(0), es polimíctica, matriz soportado de naturaleza correspondiente; con fragmentos angulosos a sub-angulosos y escala centimétrica, sus colores varían entre crema a gris oscuro. Cerca de los contactos con la brecha tipo 1 y 2 (Bx1 y Bx2) se observa también diseminación de Py de hasta 3 % aproximadamente y desarrollo de stock work, aparentemente esta brecha es de origen formacional como mencionamos líneas arriba. En general, tanto la cuarcita como Bx3 son competentes y actúan como caja piso de las brechas mineralizadas, observado esto en los niveles 458(-2), 463(-1), 472(0) y 482(2), sin embargo en los niveles 478(1), 495(4) y 507(5) se pierde este patrón. Ver mapas de anexo N° 3.

Encajonado por las unidades descritas antes yace dos tipos de brecha: Brecha tipo 1(Bx1) y brecha tipo 2(Bx2), que en gran parte son constituyentes de los filones del yacimiento. Este filón presenta un rumbo que varía entre N48°W a N60°W con buzamientos de 70° a 89° al NE. Ver tabla N° 4.

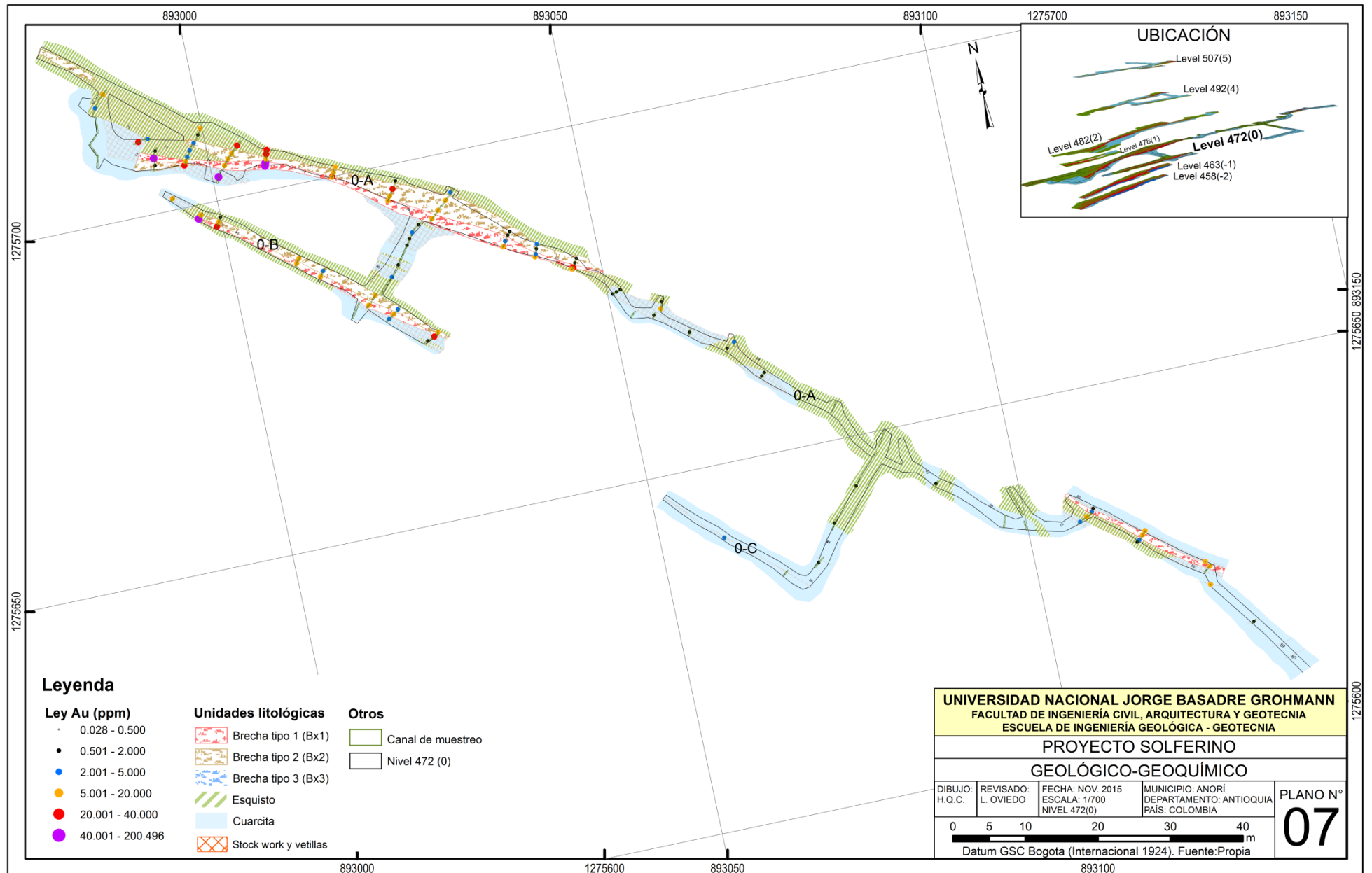
La Bx1, es polimíctica con fragmentos angulosos a subangulosos e incluso subredondeados, escala centimétrica, matriz soportado de naturaleza no correspondiente, constituida por cuarzo calcedónico (lechoso) con disseminación de sulfuros de hasta 5 % en zonas muy localizadas, en algunas zonas muestra sobreimposición de stockwork y venillas de cuarzo calcedonio que a veces son bandeados. Los fragmentos de mayor abundancia son esquistos, localmente se observa fragmentos de cuarcita, estos fragmentos a veces puede contener venillas de cuarzo calcedónico de escala centimétrica, que son truncados por la matriz de la brecha. Se observa también que el espesor de esta brecha, decrece de abajo hacia arriba, esto observado en los 7 niveles.

La Bx2, no es muy homogénea en su composición, constituido por fragmentos subangulosos a subredondeados polimícticos de

escala centimétrica, matriz soportado de naturaleza correspondiente en gran medida, la constitución de la matriz, en ciertas zonas localizadas, puede ser heterogénea composicionalmente, puede estar compuesta por roca molida, en ocasiones sulfuros masivos como galena-pirita y otros, hasta milonitas. También se puede ver fragmentos de Bx1. A diferencia de Bx1, esta brecha no es competente y muchas veces actúa como relleno de falla. Se puede encontrar esta brecha en los 7 niveles. Las características de rumbo y buzamiento son compartidas con Bx1. Ver tabla 4 y plano N° 7.

Tabla 4: Geometría de filones, proyecto Solferino

Geometría de filones, Solferino						
Nivel	Túnel	Longitud de filón (m)	Ancho Mínimo(m)	Ancho Máximo(m)	Rumbo Media(°)	Buzamiento (°)
458	-2	51	1	5,6	N50W	70 NE
463	-1	52	1,20	3,2	N60W	-
472	0-A	65	0,5	4,7	N50W	74 NE
472	0-B	44	1,3	2,3	N60W	81 NE
472	0-C	24	0,1	0,16	N48W	89 NE
478	1	19	0,5	1,6	N55W	-
482	2	88	1	3,1	N60W	63 NE
495	4-A	42	0,3	0,8	N65W	74 NE
495	4-B	27	0,5	1,7	N50W	-
507	5-A	49	0,3	2,5	N60W	-
507	5-B	10	0,8	0,9	N60W	-



Plano 7: Geológico-Geoquímico, galería 742

3.3.3. Mineralización

En el proyecto Solferino se encuentra tres tipos de mineralización de oro (observados en los 7 niveles accesibles), Brecha tipo 1, brecha tipo 2 y stockwork y vetillas de cuarzo calcedonio, hospedados en estructura extensional con rumbo media N60°W y buzamiento 75°NE, encajonados por unidades de esquisto, cuarcita y Bx3. Las características de dichas mineralizaciones sugieren un tipo de mineralización orogénico (Groves et al., 1998; Casas, 2005; Contreras, 2005; Goldfarb et al., 2001). Sin embargo algunos investigadores, consideran como mesotermal con características de relleno de fisuras (Ramírez, 1985).

Las mineralizaciones están localizadas en dos estructuras o filones con zonas de adelgazamiento y engrosamiento con formas sigmoides. El principal, filón Solferino, y el secundario, filón Bob (A. Maulte, 1890). Estas en posición casi perpendicular al río Porce y semi-paralelas entre sí, separados por distancia variable entre 12 y 22 m.

Filón Solferino con rumbo media N60°W con buzamiento medio 75°NE, es reconocible en todos los niveles de la mina, con ancho

máximo de 4,7 m y mínimo de algunos centímetros, su longitud máxima observado es de 88 m en el nivel 482(2), constituidos por brechas mencionada antes, también es posible observar zona de stockworks y vetillas en zonas de roca caja en contacto con los filones, su potencia puede superar fácilmente los 4,5 m, ver Foto B en figura N° 6, y mapa geológico de nivel 472(0) en plano N° 7, los espesores de estas vetillas son milimétricas hasta 5 cm aproximadamente, perpendiculares y sub paralelas al filón. Localmente el mismo bx2 puede contener stockwork y vetillas. El filón secundario, Bob, con rumbo media de N54°W y buzamiento media de 85°NE, se puede observar en los niveles 472(0), 495(4) y 507(5), las características geométricas se puede observar en la tabla N° 4 (túneles 0-B, 0-C, 4-B, 5-B). Posee una potencia máxima de 2,3 m, esto en el túnel 0-B de nivel 472(0) y un mínimo de 0,1 m observado en el túnel 0-C de nivel 472(0), y una longitud máxima observada de 44 m en el túnel 0-B de nivel 472(0). Al igual que el filón principal está constituido por brechas 1 y 2 con stockwork y vetillas en roca caja.

Al final del Túnel Principal o nivel 472(0) se localizan una familia de fallas de rumbo N30°E a N40°E con buzamiento entre 74° a 76°NW, probablemente de dos componentes normal y de rumbo,

estas fallas controlan la disposición del filón Solferino y probablemente también del Bob por la cercanía, aunque este último no ha alcanzado en ninguno de los niveles a la zona de falla. Esto explicaría la razón por el que se pierde estos filones en esta zona.

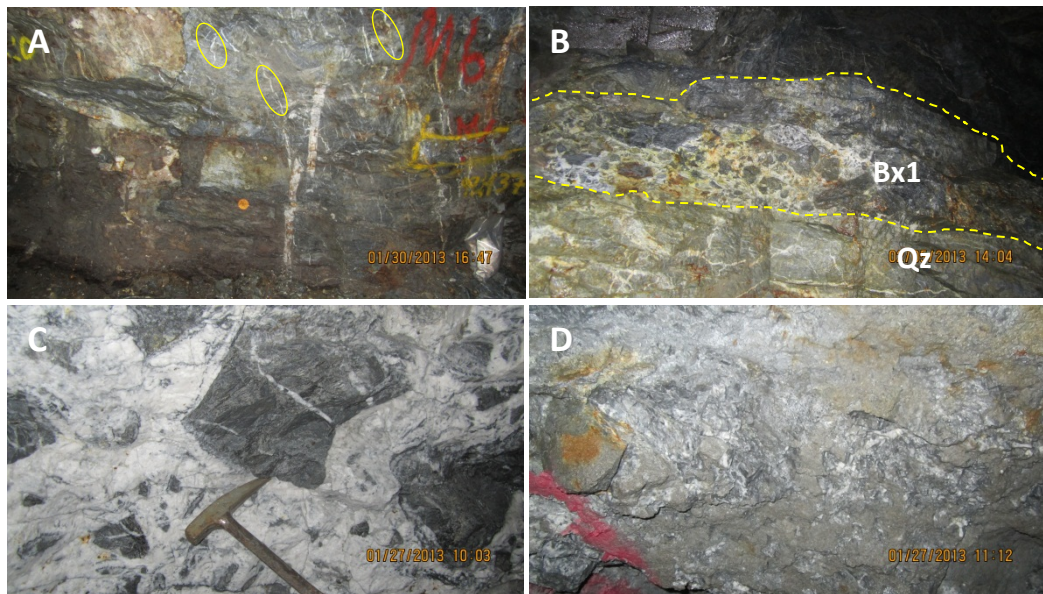
La forma sigmoidea de los filones y vetillas de la roca caja, figura N° 6, fotos A y B, sugiere emplazamiento en un régimen de deformación transicional entre dúctil y frágil, además están presente zonas de brechamiento y cizalla, estas características es de gran importancia dado que se encuentran asociadas generalmente a zonas de alta ley como en el caso de la muestra 992151 con 200,49 ppm Au equivalente a 6,47 oz/t, 992162 con 59,3 ppm Au, 992175 con 22,2 ppm Au, 992210 con 20,8 ppm Au.

El filón solferino en el nivel 472(0) posee una media de 17,8 ppm de Au y el filón Bob en el mismo nivel 11,12 ppm Au, considerando íntegramente a los dos filones. En la roca caja con algo de stockwork y vetillas contiene una media de 0,80 a 1,15 ppm Au, pudiendo superar este valor en forma excepcional en algunas zonas puntuales.

Es posible observar en los sondajes, las leyes medias correspondientes a los interceptos mineralizados, estos son: COSOD00001 de 201,9-210,6 m con 2,03 ppm Au, 0,83 ppm Ag y la relación de Au/Ag de 2,43; en el sondaje COSOD00002 de 259,66-265,38 m con 0,29 ppm Au y 0,22 ppm Ag, la relación Au/Ag es de 1,29; En el sondaje COSOD00005 de 136-167 m con 1,09 ppm Au y 0,87 ppm Ag la relación Au/Ag de 1,25; por último el sondaje COSOD00006 de 165,25-180,26 m con 0,77 ppm Au y 0,29 ppm Ag, la relación Au/Ag 2,64. En todos estos interceptos pone en clara evidencia de mineralización de Au con subordinación de Ag, el Au logra superar hasta en 2,64 veces a la concentración de plata.

La brecha tipo 1, contiene diseminación de granos de oro libre (oro grueso), además puede presentar parches y diseminaciones de sulfuros (galena, pirita, esfalerita, calcopirita), también como relleno de algunos espacios vacíos de la brecha y fisuras. Brecha tipo 2 (Bx2) se puede encontrar localmente, sulfuros con predominio de galena más sulfuros antes mencionados, no es homogéneo en toda la brecha, hay zonas sin sulfuros y gran parte de stockwork y vetillas presentan diseminación y parches de

sulfuros; sobre estos, se aprecia disseminación de granos de oro libre relacionado con mayor frecuencia a cuarzo lechoso.



(A) Zona de stockwork y vetillas, algunas vetillas con formas sigmoidales y otras falladas. **(B)** Contacto entre cuarcita con bx1, muestra algunas venillas con formas sigmoidales. **(C)** Bx1 con fragmentos mostrando vetillas de cuarzo calcedonio truncadas. **(D)** Brecha tipo 2(bx2) con fragmentos polimícticos y escasas vetillas truncadas de cuarzo calcedonio.

Figura 6: Mineralización, filón Solferino

3.3.4. Alteración

La mineralización se caracteriza por escasa alteración hidrotermal, los contactos de los cuerpos filonianos con la roca caja son precisos y cortantes, en ocasiones se desarrolla una zona de contacto con arcillas grises de tonos verdes.

3.4. Programa de sondajes diamantinos

Este trabajo se inició en marzo y se culminó en julio de 2010, un total de 15 sondajes de tipo diamantino. Se alcanzó un total de 4601,19 m de perforación diamantina (Ver tabla N°5). La perforación fue diseñada con el objeto de investigar la geometría de las estructuras mineralizadas, ambiente y tipo de mineralización, recursos minerales presentes, exploratorias, entre otras, en total 10 sondajes fueron ejecutados sobre las estructuras localizadas dentro de concesiones o títulos mineros 5913 y 7714, los restantes 5 se perforó fuera de esta zona como sondajes exploratorios. La malla de perforación se diseñó considerando el rumbo de la estructura principal de la mina Solferino de tal manera que los sondajes corten de manera perpendicular a esta. Consulte la figura N° 7 y plano N° 8.

Esta campaña fue realizada por la compañía de perforación Energol, por encargo de Yamana Gold Inc, Se empleó una máquina Hydracore 2000 y personal especializado para tal efecto. El avance diario de perforación promedio fue de 60 m/d. A continuación el detalle de cada pozo en la tabla N° 5.

Tabla 5: Sondajes diamantinos de proyecto Solferino, Yamana Gold campaña 2010

HOLEID	ESTE	NORTE	ALTITUD	PROF. (m)	AZIMUTH(°)	INCLINACIÓN(°)
COSOD00001	893062,16	1275831,22	585,4	347,47	215	-47
COSOD00002	900000,00	1275831,22	585,4	387,09	195	-65
COSOD00003	893295,71	1275745,95	557	493,77	215	-47
COSOD00004	893295,71	1275745,95	557	326,44	215	-62
COSOD00005	893140,15	1275731,79	540	234,69	215	-47
COSOD00006	893140,15	1275731,79	540	238,65	215	-60
COSOD00007	892938,00	1275877,00	667	376,42	215	-51
COSOD00008	893067,00	1276067,00	701	356,61	215	-47
COSOD00009	893040,00	1276676,00	710	340,76	215	-50
COSOD00010	892948,00	1276510,00	777,8	277,37	215	-50
COSOD00011	892838,94	1275929,14	714	290,17	215	-52
COSOD00012	892838,94	1275929,14	714	304,2	215	-72
COSOD00013	892967,00	1275703,00	592	70,1	35	-45
COSOD00014	892880,00	1275500,00	560	451,1	35	-45
COSOD00015	892436,00	1276933,00	988,4	106,35	215	-50
Total	4601,19					

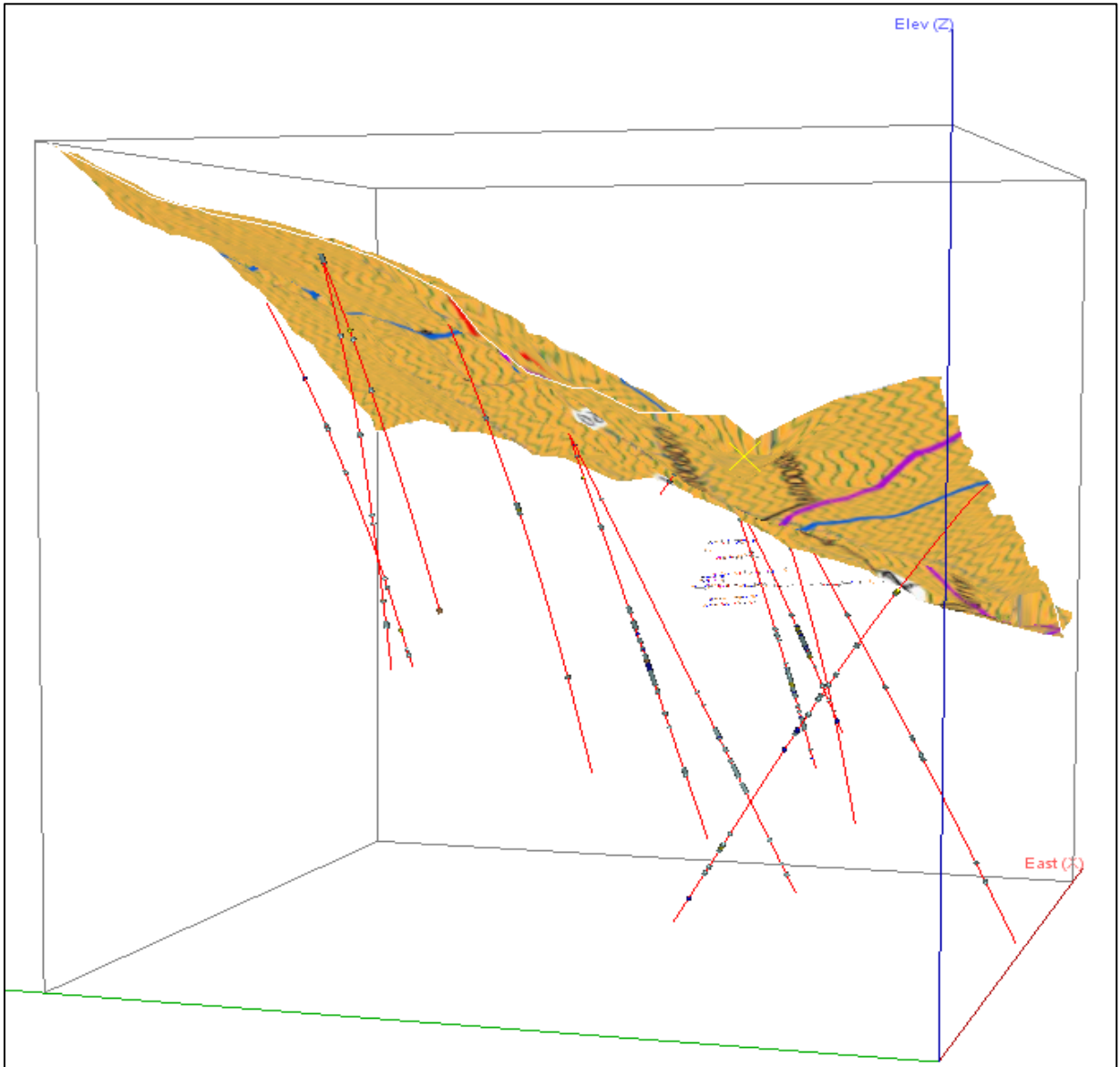
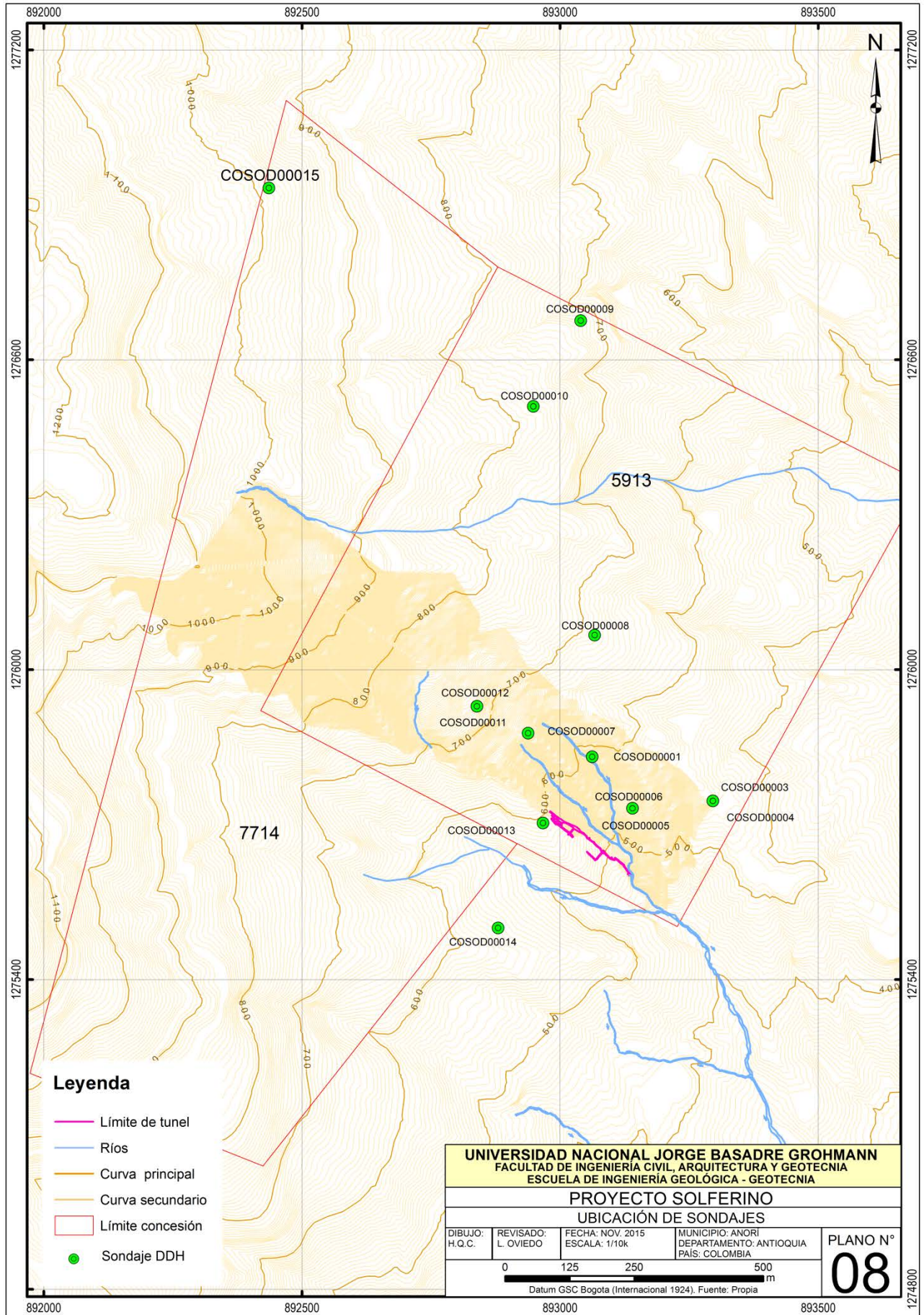


Figura 7: Vista en 3D de sondajes y galerías de proyecto Solferino



Plano 8: Vista de planta, sondajes de proyecto Solferino

3.5. Modelamiento geológico 3D

Esta etapa de trabajo se realizó con el software Leapfrog v 2.2.1.44, se procesó la información litológica de los sondajes y mapeo tanto superficial como subterráneo.

Se logra apreciar el modelo geológico en vistas 3D, debajo de la superficie de color amarillo, los sólidos correspondientes a la estructura principal mineralizado se muestra de color rojo, esta estructura comprende vetas, una de mayor potencia localizado a lado NW y la otra más pequeña localizado a lado SE, la estructura modelada muestra un rumbo medio de $N50^{\circ}W$ y una inclinación de $70^{\circ}NE$. Consulte la figura N° 8.

Otro cuerpo, que se muestra de color naranja, por debajo de la veta mineralizada, la cual está constituido íntegramente por diorita, muestra una orientación $N84^{\circ}W$ y una inclinación $74^{\circ}NE$, que por su localización en el modelo sugiere que se haya emplazado posterior al evento mineralizante.

Como roca caja se encuentra el sólido de color verde tenue, este sólido está constituido por esquisto clorítico con intercalaciones locales de esquisto gráfítico, anfibolítico y cuarcitas en menor proporción. Esta unidad actúa como roca caja, en el cual se

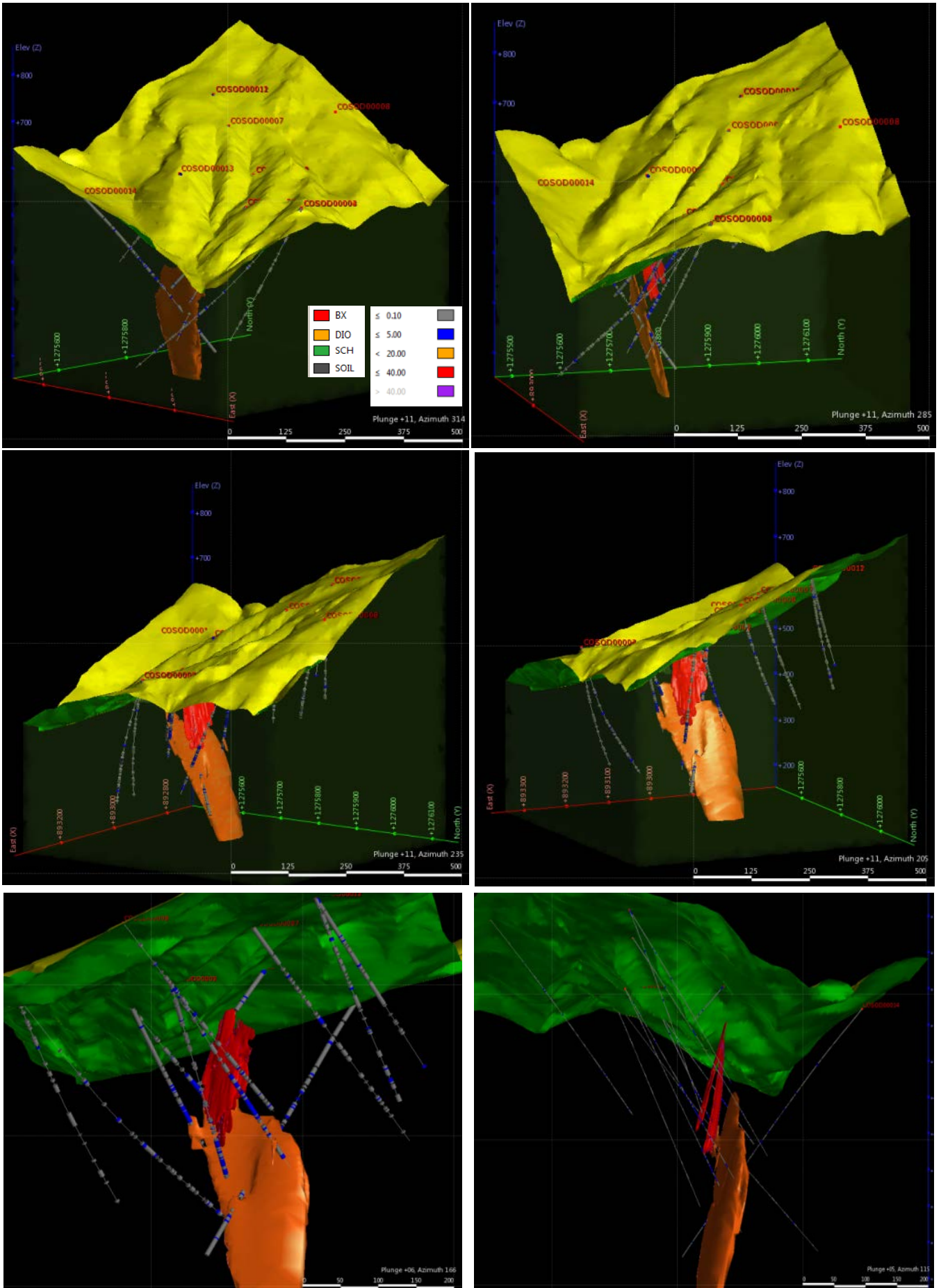


Figura 8: Modelamiento geológico 3D

encuentra emplazado las vetas de Solferino, y la diorita. En el modelo se aprecia que esta última unidad, es de mayor predominancia.

En este modelo no se consideró la zona de óxidos debido a que es muy limitado casi no existe.

3.6. Geoquímica

Para este estudio se usó información geoquímica generada por las compañías mandantes y consultoras que han desarrollado las diferentes etapas de estudios, compañías como Yamana Gold Inc., Colombia Reserva de Oro, LLC y Sam S.A.; estas compañías son las que han aportado con casi todos los datos geoquímicos usados para la presente y se describen a continuación.

3.6.1. Muestreo superficial

Para este estudio se recolectaron 34 muestras localizadas en la superficie, ubicadas dentro e inmediaciones de las dos concesiones mineras, 5913 y 7714, distribuidos en sentido NW-SE casi perpendicular al río Porce; estas muestras se recolectaron en puntos estratégicos, tales como vetas, afloramiento de rocas con evidencias de mineralización y/o alteración, relaves producidos por

molinos, sedimentos etc. Consulte mapa geoquímico superficial adjunto en el anexo N° 1 y 2.

28 de estas muestras fueron recolectados por Yamana Inc en 2009 y se analizaron por 34 elementos (Ag, Al, As, Au, B, Ba, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Ga, Hg, K, La, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, P, Pb, S, Sb, Sr, Th, Ti, Tl, U, V, W, Zn) por ICP-ES y adicionalmente Au por G6 Fire Assay Gravimétrica. Los análisis geoquímicos de estas muestras fueron efectuados por Acme Labs, su preparación fue realizada en sucursal de laboratorio en Bogotá Colombia y analizada en Santiago de Chile. La metodología que fue empleada es 1DD ICP-ES 50g de 34 elementos, G6-Fire Assay para muestras con contenido de Au hasta 10 ppm y G6 Fire Assay Gravimetric para muestras con contenido de Au mayores a 10 ppm.

El resto de las muestras que son 6, fueron colectados por Sam S.A., 5 de las muestras pertenecen a los depósitos de relave, ubicado aguas debajo de la actual planta de procesamiento y 1 sobre una veta de cuarzo calcedonio con sulfuros ubicada en el camino campamento-mina, los cuales fueron analizadas únicamente por Au, con métodos G6 MS1 Fire Assay AAS 50 g y

G6 MS Fire Assay Gravimetric 50 g. Consultar anexo N°1 y 2, además de las tablas de anexo N° 4.

3.6.2. Muestreo de niveles

Se cuenta con muestras que provienen de las galerías antiguas y actuales que suman un total de 370 muestras, 54 de ellas fueron recolectadas por la empresa Yamana Gold Inc en 2009 y 316 muestras por Sam S.A. en 2013.

El muestreo realizado por Yamana Gold Inc en los túneles, son de tipo canal continuo de longitudes variables entre 0,8 a 2,5 m y 0,10 m de ancho, ubicadas en cotas 472 y 482 que corresponderían al nivel principal (0) y nivel (2) con 10 y 44 muestra respectivamente. Ver tabla N° 6.

Adicionalmente, Sam S.A. muestreó en zonas con información antigua a fin de corroborar la validez de los datos, además de muestrear zonas sin información. El tipo muestreo empleado es canal continuo de longitudes variables entre 0,2 a 2,7 m y 0,15 m de ancho, en forma perpendicular a los filones, distanciados aproximadamente cada 5 m entre estas líneas de muestreo. Gracias a este trabajo se obtuvo un total de 313 muestras que se

distribuyen en los 7 niveles y 3 muestras en el nuevo tambor. Consultar tabla de anexo N° 5 y planos en el anexo N° 3.

Las muestras recolectadas por Yamana, fueron analizadas por el método 1DD ICP-ES 50g de 34 elementos (Ag, Al, As, Au, B, Ba, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Ga, Hg, K, La, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, P, Pb, S, Sb, Sr, Th, Ti, Tl, U, V, W, Zn). Adicionalmente el Au por método Fire–Assay AAs, que en total hacer 35 elementos.

Tabla 6: Muestras de túneles de mina Solferino

Nivel	Muestras de canal (SAM)	Muestras de canal (Yam.)
-3*	3	0
458 (-2)	32	0
463 (-1)	29	0
472 (0)	121	10
478 (1)	14	0
482 (2)	45	44
495 (4)	38	0
507 (5)	34	0
Total	316	54

En cambio las muestras recolectadas por Sam S.A., fueron analizadas únicamente por Au y el método usado fue G6 fire–Assay AAs, muchos de estas muestras excedía el límite superior de detección que es de 10 ppm de Au, lo que obligó a un re-análisis por método de G6-Gr Fire–Assay AAs Gravimetric. Adicionalmente el 10,5 % (34 muestras) de las muestras totales

recolectadas por Sam S.A., fueron analizados por el método de 1D ICP-ES de 34 elementos. Estas muestras fueron enviadas al laboratorio de Acme Labs de Medellín para su preparación y posterior análisis en Santiago de Chile. Ver tabla N° 6.

3.6.3. Muestreo de núcleos de sondajes

Se cuenta con un total de 2017 muestras correspondientes a núcleos obtenidos en los 15 sondajes de programa de perforación diamantina de 2010, ver tabla N° 7. El muestreo de los núcleos DDH tiene intervalos variables entre 0,25-4,84 m, se empleó muestreo con intervalos mayores para zonas sin evidencias de mineralización, e intervalos cercanos a 0,25 m para zonas con evidencias de mineralización. El núcleo después de ser logueado y verificado, es cortado en dos mitades similares para cada intervalos de muestreo mencionado líneas arriba, una mitad queda como testigo en las respectivas cajas y la otra mitad se envía a laboratorio.

Todas esta muestras se analizaron por 34 elementos en total, la preparación y el análisis de estas se realizaron en laboratorio Acme Labs de Medellín y Santiago de Chile respectivamente, por métodos de análisis; 1DD ICP-ES de 33 elementos (Ag, Al, As,

Au, B, Ba, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Hg, K, La, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, P, Pb, S, Sb, Sr, Th, Ti, Tl, U, V, W, Zn) y Au adicional por G6 Fire Assay AAS 50 g, G6 Fire Assay 50 g Gravimetric. Ver las 15 tablas de datos geoquímicos adjuntos en el anexo N° 6.

Tabla 7: Muestreo de núcleos de sondajes

HOLE ID	MUESTRAS
COSOD00001	140
COSOD00002	200
COSOD00003	195
COSOD00004	125
COSOD00005	118
COSOD00006	134
COSOD00007	139
COSOD00008	164
COSOD00009	122
COSOD00010	135
COSOD00011	134
COSOD00012	145
COSOD00013	26
COSOD00014	197
COSOD00015	43
TOTAL	2017

3.6.4. Aseguramiento y control de calidad

El propósito básico de programa de aseguramientos y control de calidad conocido como QA/QC, por sus siglas en inglés, Quality Assurance/Quality Control, es asegurar la integridad de la información geoquímica, de tal manera que permita su utilización correcta en estimaciones de recursos minerales.

El aseguramiento de la calidad comprende todas los trabajos sistemáticos orientadas a elevar el nivel de confianza de la estimación de recursos en el proyecto, por esta razón está íntimamente relacionado con la prevención de acciones que pudieran llevar errores indeseados, principalmente durante los trabajos de campo.

Por otro lado, el control de calidad comprende ciertos procedimientos para monitorear la calidad de los ensayos geoquímicos, por lo que se relaciona directamente con la detección de problemas.

Tabla 8: Muestras especiales QA/QC, Sam S.A.

#	Muestra esp.	Código	Definición
1	10	BG	Blanca gruesa
2	23	DE	Duplicado externo
3	8	S1	Estándar 1
4	8	S2	Estándar 2
5	8	S3	Estándar 3
Total	57		

En tal sentido, realizar una evaluación de control de calidad, significa verificar la precisión, la exactitud y la contaminación de los ensayos de las muestras geoquímicas. El QA/QC requiere de inserción de muestras de control, llamado también muestras especiales. Con el análisis de estas y con el uso de gráficos especiales se comprueba el nivel de fiabilidad de estos datos.

Sam S.A., recolectó un total de 57 muestras especiales (blanco grueso, duplicado externo y estándares), estas muestras representan un 17,7 % y fueron analizados tanto en laboratorios primario y secundario. Ver tabla N° 8 para más detalle.

Duplicados:

Se cuenta con 23 muestras duplicado de pulpa, esto representa un ratio de inserción de 6,4 %. Tanto las muestras originales y los duplicados pertenecen a igual intervalo, igual método de muestreo y se procuró enviar el en mismo lote, a fin de tener una buena precisión en los resultados.

La precisión se evalúa a través del error relativo medido en porcentaje, para esto se aplica el método hiperbólico que consiste en evaluar usando un gráfico de dispersión de tipo máx-min, la aceptación de cada par será con uso de una función hiperbólica de tipo $y^2 = m^2x^2 + b^2$, donde la pendiente de la asíntota se calcula en función del error relativo aceptable (Simón, 2005), que para nuestro caso es el 20 % a diferencia de otros tipos de duplicado. El término b se estima en función de límite de detección de elemento a estudiar. Finalmente, los pares que se ubican por encima de la hipérbola son rechazados. Cuando el nivel de rechazos no excede

el 10 %, entonces es buena la precisión, y menores a 20 % se considera regular. Incluso es posible trabajar con intervalo de confianza (IC) correspondiente a 1S que equivale a 31,73 %, en este caso aceptaríamos la probabilidad de tener errores de hasta 31,73 %. Consultar figura N° 9.

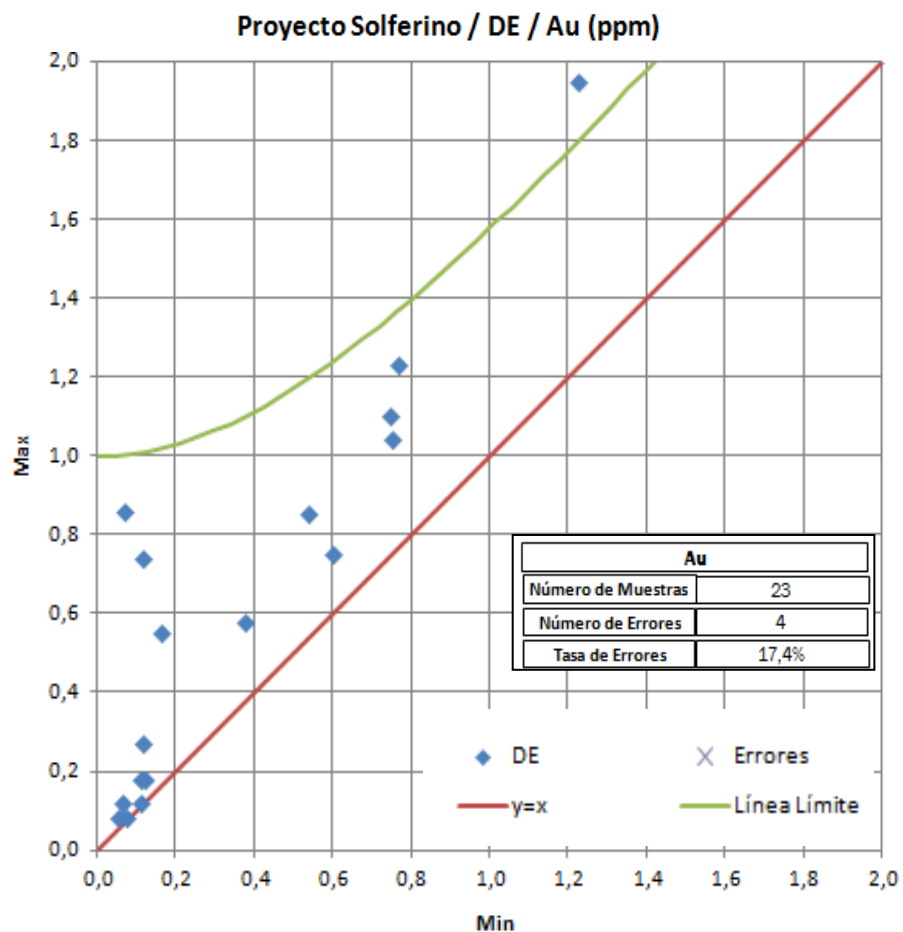


Figura 9: Gráfico de dispersión máx.-min según método hiperbólico

Después de la revisión, el resultado de los duplicados de pulpa es regular, más de 82,6 % de las muestras están por debajo del

límite o línea hiperbólica, y tienen errores relativos menores a 20 %. El 17,4 % de las muestras tienen errores relativos menores o iguales a 20 %, por ende la precisión es moderada. Ver tabla N° 9.

Tabla 9: Muestra de duplicados externos

Originales		Duplicados		
Muestra Original	Au_ppm YAMANA	Muestra Duplicado	Au_ppm SAMSA	Tipo Tipo
1004	2,04	992135	5,68	DE
1003	4,25	992134	3,994	DE
1037	0,18	992132	0,123	DE
1038	0,08	992131	0,079	DE
1039	3,21	992129	0,164	DE
1040	0,12	992128	0,068	DE
1029	0,12	992273	0,113	DE
1011	3,44	992178	2,862	DE
783	0,577	992217	0,379	DE
780	0,602	992222	0,748	DE
779	1,23	992224	1,948	DE
769	0,12	992233	0,738	DE
1096	0,168	992257	0,549	DE
1093	1,039	992259	0,755	DE
1090	0,7500	992260	1,099	DE
766	0,079	992236	0,058	DE
765	0,121	992237	0,267	DE
752	0,073	992256	0,86	DE
1015	0,54	992188	0,854	DE
1009	4,67	992180	5,024	DE
1008	9,02	992181	14,1	DE
1012	1,23	992182	0,77	DE
1017	0,18	992191	0,116	DE

Estándar:

La evaluación de los estándares nos ayuda a conocer la exactitud con que se han hecho los ensayos en el laboratorio.

Al determinar la ley de una muestra, nunca se sabrá el valor real, sin embargo, es posible estimar el Mejor Valor (MV) de

estándar. Además, el intervalo de confianza o el error estándar de la media, evaluado con un nivel de significancia de 0,05, identifica una probabilidad de 95 % de encontrar el valor real alrededor de MV.

En el caso que haya sesgo, es posible encontrar la magnitud analizando la proximidad a MV de los valores obtenidos. Entre la exactitud y el sesgo existe una relación inversa, a mayor sesgo menor exactitud y viceversa. Entonces, el nivel de exactitud, es posible analizar con el sesgo analítico (Sa), el cual es considerado aceptable si su valor absoluto es inferior a 5 %, arriesgado si el valor se encuentra entre 5-10 % e inaceptable si supera el 10 %. Para calcular se aplica la siguiente fórmula $Sa(\%) = (PRv/MV) - 1$ (Simón, 2006).

Donde PRv es el promedio de los valores obtenidos, calculado al excluir los valores erráticos.

Para la evaluación de estándares se construyó gráficos de control shewhart, para cada estándar y elemento, los valores fueron ploteados en una secuencia temporal. Además, el gráfico incluye líneas con valores constantes, correspondientes a nivel de significancia de 0,05, el valor medio de los datos (\bar{m}), el valor de

media más dos desviaciones estándar ($m+2S$) y el Mejor Valor (MV).

Tabla 10: Análisis de muestras estándar S1

BatchLab	DateLab	Muestra	Au ppm	Tipo	MV	MV*1,05	MV*0,95	m	S	m+2S	m-2S
MED13000125	07-03-2013	992065	1,43	S1	1,3	1,37	1,24	1,87	1,6	5,07	-1,33
MED13000125	07-03-2013	992108	1,33	S1	1,3	1,37	1,24	1,87	1,6	5,07	-1,33
MED13000126	06-03-2013	992152	5,83	S1	1,3	1,37	1,24	1,87	1,6	5,07	-1,33
MED13000126	06-03-2013	992212	1,29	S1	1,3	1,37	1,24	1,87	1,6	5,07	-1,33
MED13000126	06-03-2013	992258	1,3	S1	1,3	1,37	1,24	1,87	1,6	5,07	-1,33
MED13000127	07-03-2013	992307	1,28	S1	1,3	1,37	1,24	1,87	1,6	5,07	-1,33
MED13000127	07-03-2013	992365	1,29	S1	1,3	1,37	1,24	1,87	1,6	5,07	-1,33
MED13000127	07-03-2013	992408	1,24	S1	1,3	1,37	1,24	1,87	1,6	5,07	-1,33

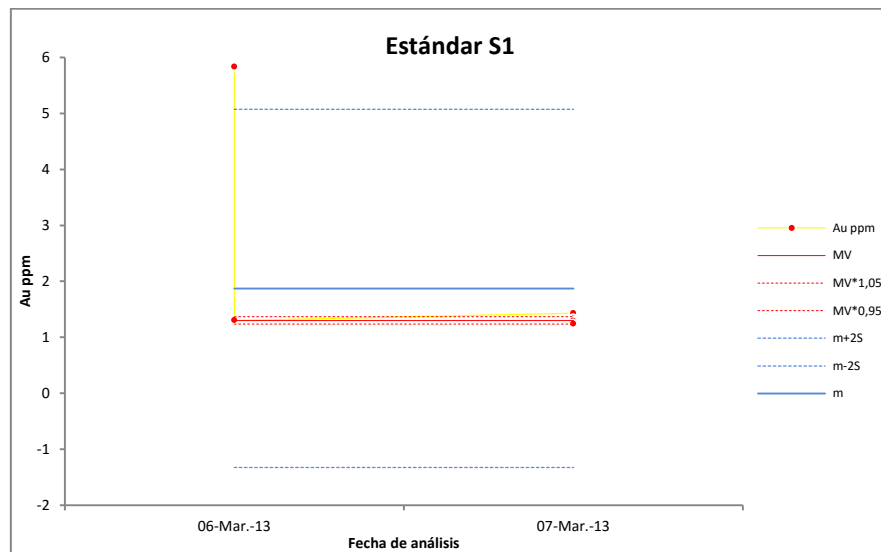


Figura 10: Gráfico de control shewhart para estándar 1

Tabla 11: Análisis de muestras estándar S2

BatchLab	DateLab	Muestra	Au ppm	Tipo	MV	MV*1,05	MV*0,95	m	S	m+2S	m-2S
MED13000126	06-03-2013	992130	5,68	S2	5,5	5,78	5,23	5,8	0,21	6,22	5,38
MED13000126	06-03-2013	992184	5,73	S2	5,5	5,78	5,23	5,8	0,21	6,22	5,38
MED13000125	06-03-2013	992218	5,75	S2	5,5	5,78	5,23	5,8	0,21	6,22	5,38
MED13000125	06-03-2013	992268	5,49	S2	5,5	5,78	5,23	5,8	0,21	6,22	5,38
MED13000126	07-03-2013	992080	5,8	S2	5,5	5,78	5,23	5,8	0,21	6,22	5,38
MED13000127	07-03-2013	992326	5,86	S2	5,5	5,78	5,23	5,8	0,21	6,22	5,38
MED13000127	07-03-2013	992380	5,83	S2	5,5	5,78	5,23	5,8	0,21	6,22	5,38
MED13000127	07-03-2013	992428	6,23	S2	5,5	5,78	5,23	5,8	0,21	6,22	5,38

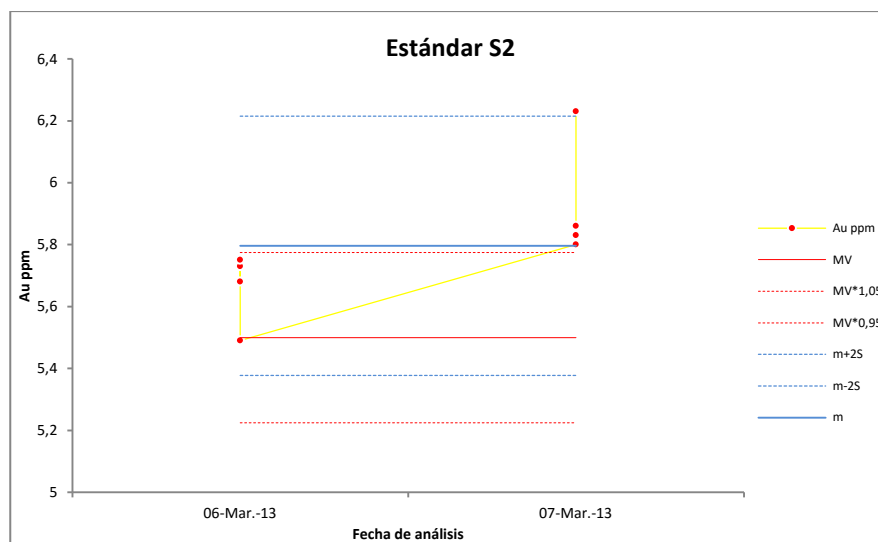


Figura 11: Gráfico de control shewhart para estándar 2

Tabla 12: Análisis de muestras estándar S3

BatchLab	DateLab	Muestra	Au ppm	Tipo	MV	MV*1,05	MV*0,95	m	S	m+2S	m-2S
MED13000126	06-03-2013	992144	11,9	S3	11,8	12,39	11,21	11,9	0,13	12,2	11,68
MED13000126	06-03-2013	992196	12,1	S3	11,8	12,39	11,21	11,9	0,13	12,2	11,68
MED13000125	06-03-2013	992240	11,9	S3	11,8	12,39	11,21	11,9	0,13	12,2	11,68
MED13000125	06-03-2013	992287	12	S3	11,8	12,39	11,21	11,9	0,13	12,2	11,68
MED13000126	07-03-2013	992094	11,9	S3	11,8	12,39	11,21	11,9	0,13	12,2	11,68
MED13000127	07-03-2013	992345	11,7	S3	11,8	12,39	11,21	11,9	0,13	12,2	11,68
MED13000127	07-03-2013	992394	12,1	S3	11,8	12,39	11,21	11,9	0,13	12,2	11,68
MED13000127	07-03-2013	992445	11,9	S3	11,8	12,39	11,21	11,9	0,13	12,2	11,68

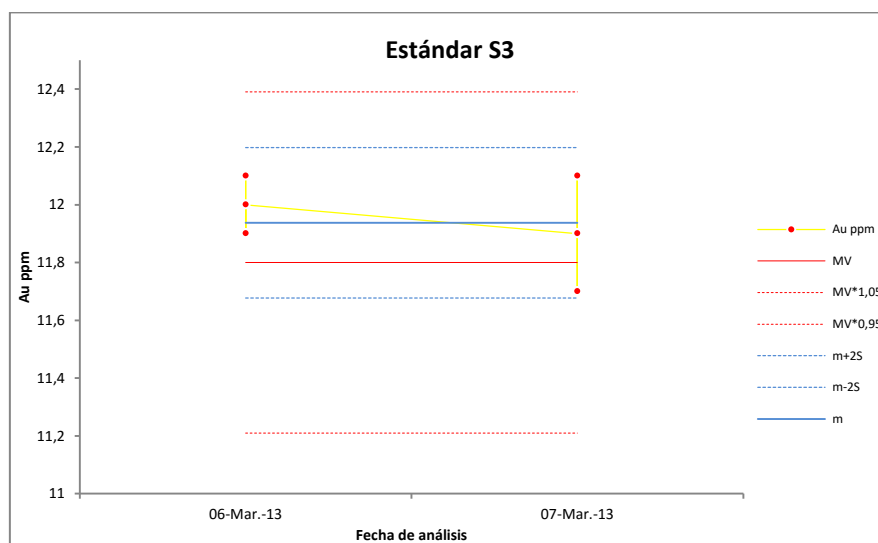


Figura 12: Gráfico de control shewhart para estándar 3

Se cuenta con un total de 24 estándares válidos analizados, 8 muestras de cada estándar S1, S2 y S3 respectivamente, que representa el 6,7 % de ratio de inserción. Ver tablas N° 10; 11 y 12

Gráficos de control fueron preparados para cada estándar (ver figuras 10, 11 y 12). También todas las 24 muestras fueron ploteados para $m \pm 2S$ a fin de identificar los valores atípicos. Finalmente Los sesgos analíticos se muestran a continuación:

Tabla N° 13: Valores de Sesgo analítico de los estándares

	S1	S2	S3
PRv	1,31	PRv 5,73	PRv 11,94
MV	1,30	MV 5,50	MV 11,80
Sa(%)	0,66	Sa(%) 4,26	Sa(%) 1,17

Como se aprecia en la tabla N° 13, los resultados del sesgo analítico para los tres casos no sobrepasan el valor de 5 %, por lo tanto se puede considerar el sesgo aceptable.

Blanco grueso:

Son muestras de material estéril que se obtuvieron en el campo y fueron sometido a todo el proceso de preparación tal como se hace con las demás muestras ordinarias, además, estas muestras fueron insertadas inmediatamente después de una muestras con

evidencias de fuerte mineralización. Los blancos gruesos permiten evaluar la contaminación durante la preparación en el laboratorio.

Para evaluar la contaminación se recomienda preparar gráficos de blanco grueso (BG) versus muestras precedentes (MP), este gráfico nos ayuda a verificar la presencia o no de la contaminación.

Para este proyecto son 10 las muestras blancas que fueron examinados, lo que representa un ratio de inserción de 2,8 %, y se preparó gráficos de BG vs MP. El análisis ha demostrado que no hay contaminación en los ensayos de las muestras. Además, que el límite de detección (low of detection LOD) para Au es de 0,05 ppm, y en la gráfica se puede observar que apenas una muestra supera este valor. Ver tabla N° 14 y figura N° 13.

Tabla 14: Muestras blancas (MB) y precedentes (MP)

Muestra BG	Au_ppm	Muestra MP	Au_ppm	LD
992424	0,009	992422	1,79	0,05
992249	0,01	992247	3,63	0,05
992450	0,006	992448	3,9	0,05
992441	0,011	992439	5,6	0,05
992207	0,003	992205	9,11	0,05
992174	0,011	992172	10,34	0,05
992155	0,012	992153	11,5	0,05
992413	0,017	992411	12,1	0,05
992100	0,033	992098	29,7	0,05
992058	0,053	992056	35,52	0,05

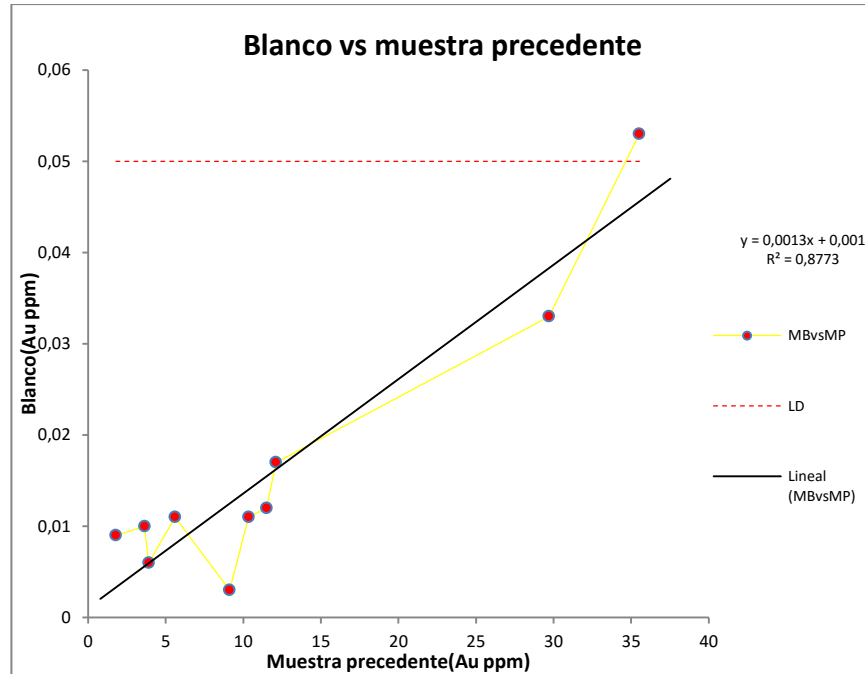


Figura 13: Gráfico de muestras blancas versus precedentes

Análisis por retalla:

Para un análisis más exhaustivo de contenido total de Au en la muestra además de tamaño de partículas de Au, se usó el análisis por retalla, la ventaja de este método radica en que el análisis se hace por subgrupos de pulpas tamizados en diferentes mallas (#150, #200), cada subgrupo muestra sus propios resultados que luego es ponderado, así se minimiza el efecto pepita.

En total son 77 muestras que fueron analizados con fines comparativos por este método, en las figuras subsiguientes se muestra la estadística y comparación entre ensayos con métodos

diferentes como: Fire Assay e ICP. Estas figuras nos muestran unas diferencias significativas entre Fire Assay y Retalla, en cambio el método ICP si muestra una variación considerable. Ver tabla N° 15 y 17 y figura N° 14 y 15.

Tabla 15: Muestras analizadas por Fire Assay y Retalla

#	Muestra	Retalla Au ppm	Fire Assay Au ppm	#	Muestra	Retalla Au ppm	Fire Assay Au ppm
1	992054	10,73	20,9	40	992280	13,42	14,2
2	992062	14,28	10,5	41	992281	35,56	26
3	992063	96,7	84,5	42	992284	31,42	50,2
4	992066	18,9	22,2	43	992288	16,36	11,3
5	992074	10,7	28,3	44	992291	60,38	51,3
6	992078	12,29	12,3	45	992295	10,27	10,1
7	992079	36,13	49,4	46	992296	21,92	30,9
8	992082	6,32	9,3	47	992298	26,6	14,7
9	992087	10,17	12,9	48	992302	14,62	18,7
10	992091	26,15	19,7	49	992308	19,52	18,4
11	992093	54	80,7	50	992312	11,58	15,4
12	992097	24,8	18,3	51	992325	48,62	46,7
13	992098	26,83	29,7	52	992327	12,57	12,6
14	992107	12,11	12,3	53	992334	25,58	20
15	992110	6,31	14,4	54	992337	11,86	8,8
16	992115	8,36	10,6	55	992338	53,65	1,04
17	992116	11,28	11,2	56	992340	166,02	190,2
18	992122	13,2	8,9	57	992343	14,66	12,2
19	992137	27,82	22,9	58	992346	36,28	41
20	992140	64,87	51,1	59	992347	7,42	13,5
21	992143	20,14	21,3	60	992351	10,99	10,2
22	992145	13,3	15,8	61	992363	21,4	21,2
23	992150	13,67	13,9	62	992364	12,27	12,4
24	992153	12	11,5	63	992367	20,75	20,1
25	992156	13,07	11,2	64	992373	31,55	30
26	992158	17,73	15,6	65	992377	39,35	36,9
27	992159	21,46	34,2	66	992379	15,27	17,8
28	992162	63,38	59,3	67	992381	15,88	15,9
29	992164	43,45	39,9	68	992382	25,9	12,7
30	992165	23,97	21,3	69	992384	57,34	51,5
31	992167	15,63	28,4	70	992387	28,3	25,4
32	992170	15,09	18,7	71	992391	30,5	32,7
33	992175	21,22	22,2	72	992393	83,95	63,5
34	992179	14,9	12,2	73	992395	55,7	70
35	992181	13,69	14,1	74	992403	19,44	19,4
36	992210	19,1	20,8	75	992411	12,76	12,1
37	992255	10,14	9,7	76	992418	10,44	13,4
38	992266	31,17	29,2	77	992439	9,59	5,6
39	992276	9,6	10,8	78			

Tabla 16: Estadística de Fire Assay y Retalla

	Retalla Au	Fire Assay Au
Promedio	26,29	26,21
Máximo	166,02	190,2
Mínimo	6,31	1,04

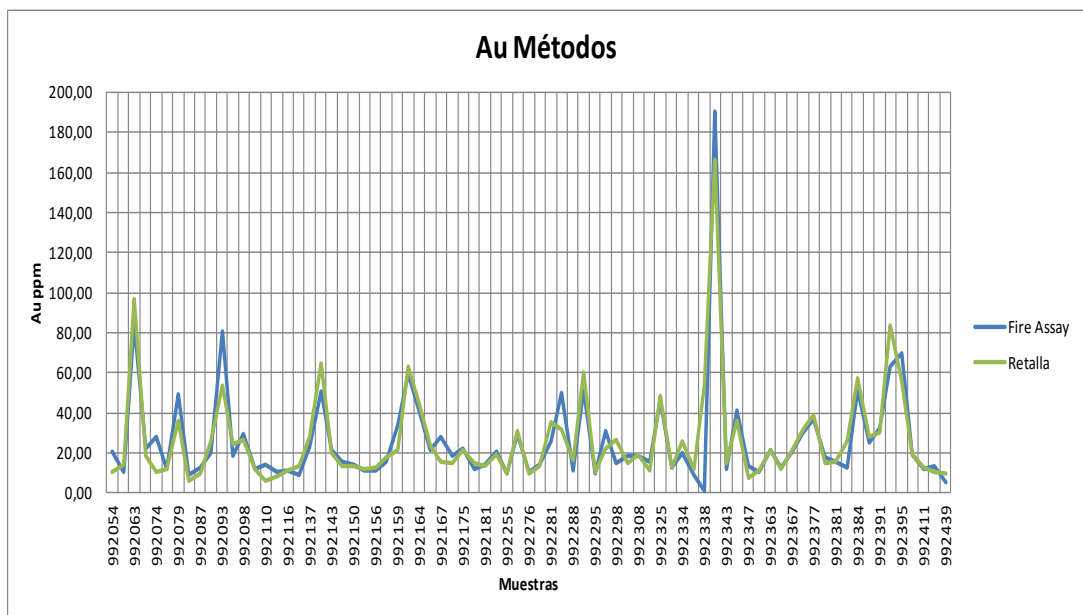


Figura 14: Gráfico comparativo de muestras Fire Assay y Retalla

Tabla 17: Muestras analizadas por Retalla, Fire Assay e ICP

	Retalla	Fire Assay	ICP
Muestra	Au	Au	Au
992063	96,7	84,5	89
992079	36,13	49,4	25
992091	26,15	19,7	16
992158	17,73	15,6	13
992162	63,38	59,3	90
992175	21,22	22,2	20
992181	13,69	14,1	150
992280	13,42	14,2	10
992291	60,38	51,3	30
992325	48,62	46,7	14
992340	166,02	190,2	150
992363	21,4	21,2	20
992382	25,9	12,7	4
992395	55,7	70	63
992439	9,59	5,6	4
Promedio	45,07	45,11	46,53
Máximo	166,02	190,2	150
Mínimo	9,59	5,6	4

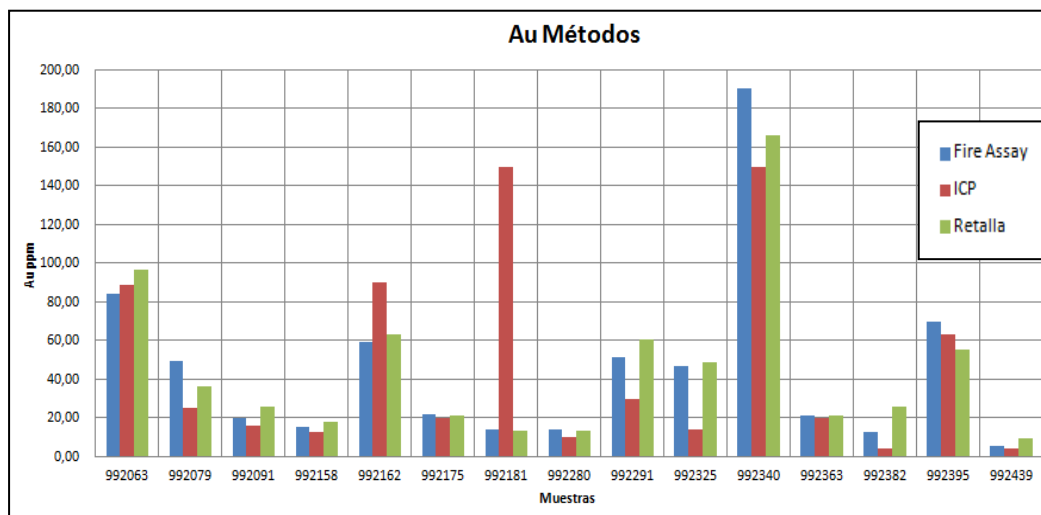


Figura 15: Gráfico comparativo de muestras Fire Assay, ICP y Retalla

3.7. Análisis estadístico de datos geoquímicos

Se usaron 28 de los 34 muestras superficiales, 88 de 370 muestras interior mina y 2 017 muestras correspondiente a sondajes, haciendo un total de 2 133 muestras, cada uno de estos a su vez tienen 34 variables geoquímicas ICP-ES en caso de las muestras superficiales y subterráneos, 33 variables ICP-ES en caso de las muestras de sondaje, adicionalmente a los variable mencionados se tiene Au. Todas estas muestras y las variables geoquímicas mencionadas hacen un gran matriz de 35 x 2 133 con que se trabaja.

La razón por que no se usó el total de las muestras, radica en que no todas las muestras fueron analizadas por ICP-ES y Fire

Assay AAs, todas las muestras de subniveles (interior mina) colectadas por Sam S.A., solo posee valores de Au con la excepción de 34 muestras que si fueron analizados por ICP. En tal sentido solo se usarán 2 133 muestras del total de 2 421 para ser sometidos a análisis estadísticos tanto univariante como multivariante.

3.7.1. Análisis estadístico univariante

Empleando el análisis estadístico univariante se obtendrá los parámetros estadísticos básicos del universo de datos antes mencionados. Estos parámetros comprenden la media, desviación estándar, varianza, coeficiente de variación, mediana, máximos, mínimos, asimetría, curtosis, entre otros; con la finalidad de verificar la distribución de los datos, para esto es necesario validar la data cruda como se especifica a continuación.

3.7.1.1. Validación de datos geoquímicos

Para tener una caracterización estadística es necesario validar los datos geoquímicos, con la ayuda de softwares como Microsoft Excel 2010 y macros, se realiza el siguiente filtro, variable cuya cantidad de datos que no superan el límite de detección (LMD) y sea esto mayor o iguales a 60 %, queda descartada, así se logra

reducir de los 35 variables a 24 (Au, Al, As, Ba, Ca, Co, Cr, Cu, Fe, K, La, Mg, Mn, Na, Ni, P, Pb, S, Sb, Sr, Th, Ti, V y Zn) ver tabla N° 18. De las variables rechazadas, se incluye Ag, porque es el que mayor número de datos útiles posee.

Tabla 18: Filtro para reducir variables

#	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Método de análisis	FA	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP
Variables	Au ppm	Ag ppm	Al %	As ppm	Au ppm	B ppm	Ba ppm	Bi ppm	Ca %	Cd ppm	Co ppm	Cr ppm
Límite de detección	<0,005	<0,3	<0,01	<2	<2	<20	<1	<3	<0,01	<0,5	<1	<1
N	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130
Blancos	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Datos útiles	1264	250	2130	1929	82	28	2130	16	2097	218	2118	2130
Datos LMD	866	1880	0	201	2048	2102	0	2114	33	1912	12	0
% LMD	40,66	88,26	0,00	9,44	96,15	98,69	0,00	99,25	1,55	89,77	0,56	0,00
#	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Método de análisis	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP
Variables	Cu ppm	Fe %	Ga ppm	Hg ppm	K %	La ppm	Mg %	Mn ppm	Mo ppm	Na %	Ni ppm	P %
Límite de detección	<1	<0,01	<10	<1	<0,01	<1	<0,01	<2	<1	<0,01	<1	<0,001
N	2130	2130	116	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130
Blancos	3	3	2017	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Datos útiles	2126	2130	6	29	2128	1965	2120	2130	192	1697	2127	2130
Datos LMD	4	0	110	2101	2	165	10	0	1938	433	3	0
% LMD	0,19	0,00	94,83	98,64	0,09	7,75	0,47	0,00	90,99	20,33	0,14	0,00
#	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36
Método de análisis	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP	ICP
Variables	Pb ppm	S %	Sb ppm	Sr ppm	Th ppm	Ti %	Tl ppm	U ppm	V ppm	W ppm	Zn ppm	Sc ppm
Límite de detección	<3	<0,05	<3	<1	<2	<0,01	<5	<8	<1	<2	<1	<5
N	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2130	2096	2130	2130	2130	34
Blancos	3	3	3	3	3	3	3	37	3	3	3	2099
Datos útiles	1888	1709	906	2120	2034	1134	69	4	2121	41	2130	3
Datos LMD	242	421	1224	10	96	996	2061	2092	9	2089	0	31
% LMD	11,36	19,77	57,46	0,47	4,51	46,76	96,76	99,81	0,42	98,08	0,00	91,18

Rechazados
Aceptados

Las variables que no pasaron este filtro, poseen valores que no se encuentran en el rango de detección de laboratorio, para poder considerarlos se tendría que realizar otro análisis especial y bajar el rango de detección aún más, cosa que no es el interés de este estudio, nos interesas valores que estén por sobre la abundancia promedio de la corteza terrestre.

3.7.1.2. Caracterización estadística de datos geoquímicos

La caracterización estadística se realizó usando el Software estadístico Minitab v16.1.0, con ello se caracterizó a los 25 variables geoquímicas determinando los parámetros básicos y la distribución de frecuencias. En la tabla N° 19, se puede apreciar el resultado de esto, como: número de datos, rango, mínimo, máximo, media, desviación estándar, varianza, asimetría y curtosis.

Gran parte de estos variables muestran fuerte variabilidad a excepción de Al, Ca, Fe, K, Mg, Na, P, y Ti. Además en la mayoría de ellos tienen un sesgo positivo a excepción de Th, esta última, presenta una distribución bimodal y no está sesgado (ver figura 16). También se observa que todas las variables muestran un comportamiento leptokúrtico.

Se puede observar (figura N° 16) que en gran parte de las variables muestran distribuciones de tipo log normal (Au, Ag, Al, As, Cu, Cr, Co, Na, Ni, Pb, S, Sb, Ti, V y Zn), cuasi normal (K, P, Sr, Ca, Ba, Mg y Mn), gumbel (Fe) y bimodal (La y Th), estos comportamientos estarían asociados a diferentes procesos o eventos geológicos. La distribución log normal fácilmente podría

ser relacionada a eventos geológicos que tenga que ver con la mineralización, la distribución bimodal a algún proceso de alteración y la normal a rocas de origen formacional. Esto es solo una apreciación a priori, más adelante se podrá estudiar mejor esto, aplicando el análisis de Clúster y análisis Factorial.

Tabla 19: Estadística descriptiva para los 25 variables, DDH y canales de muestreo

	Estadísticos descriptivos								
	N	Rango	Mínimo	Máximo	Media	Desv. típ.	Varianza	Asimetría	Curtosis
Au ppm	2130	205,40	0,005	205,40	0,84	7,70	59,36	18,55	426,52
Ag ppm	2130	266,70	0,300	267,00	0,93	7,14	50,92	27,59	942,00
Al %	2130	6,89	0,020	6,91	0,86	0,84	0,70	2,37	6,92
As ppm	2130	9998,00	2,000	10000,00	325,11	1249,87	1562173,90	5,33	30,20
Ba ppm	2130	1027,00	3,000	1030,00	78,16	45,58	2077,71	6,06	98,71
Ca %	2130	5,87	0,010	5,88	1,18	0,70	0,48	1,71	7,58
Co ppm	2130	131,00	1,000	132,00	9,86	10,88	118,42	3,14	15,45
Cr ppm	2130	439,00	2,000	441,00	28,49	53,38	2849,02	2,93	8,49
Cu ppm	2130	17309,00	1,000	17310,00	54,41	450,36	202820,91	31,92	1126,92
Fe %	2130	11,11	0,610	11,72	2,20	1,21	1,46	2,48	9,87
K %	2130	1,31	0,010	1,32	0,29	0,14	0,02	1,37	5,17
La ppm	2130	42,00	1,000	43,00	14,18	7,62	58,08	0,13	0,01
Mg %	2130	5,15	0,010	5,16	0,61	0,66	0,44	2,62	7,88
Mn ppm	2130	4162,00	39,000	4201,00	557,21	408,78	167099,93	2,81	9,87
Na %	2130	0,41	0,010	0,42	0,02	0,03	0,00	7,59	72,83
Ni ppm	2130	291,00	1,000	292,00	23,67	26,70	712,94	2,54	10,65
P %	2130	0,18	0,001	0,19	0,04	0,01	0,00	1,49	13,55
Pb ppm	2130	9997,00	3,000	10000,00	25,04	253,36	64190,56	32,95	1208,88
S %	2130	6,82	0,050	6,87	0,19	0,29	0,08	9,81	180,76
Sb ppm	2130	1997,00	3,000	2000,00	22,19	157,27	24735,02	11,49	135,98
Sr ppm	2130	335,00	1,000	336,00	49,65	29,04	843,31	1,23	7,00
Th ppm	2130	24,00	2,000	26,00	9,54	3,30	10,86	-0,81	0,78
Ti %	2130	0,31	0,001	0,31	0,03	0,04	0,00	2,43	6,90
V ppm	2130	381,00	1,000	382,00	18,74	32,30	1043,58	4,59	28,47
Zn ppm	2130	3591,00	2,000	3593,00	63,58	130,62	17062,20	19,26	463,91

Histograma de Variables

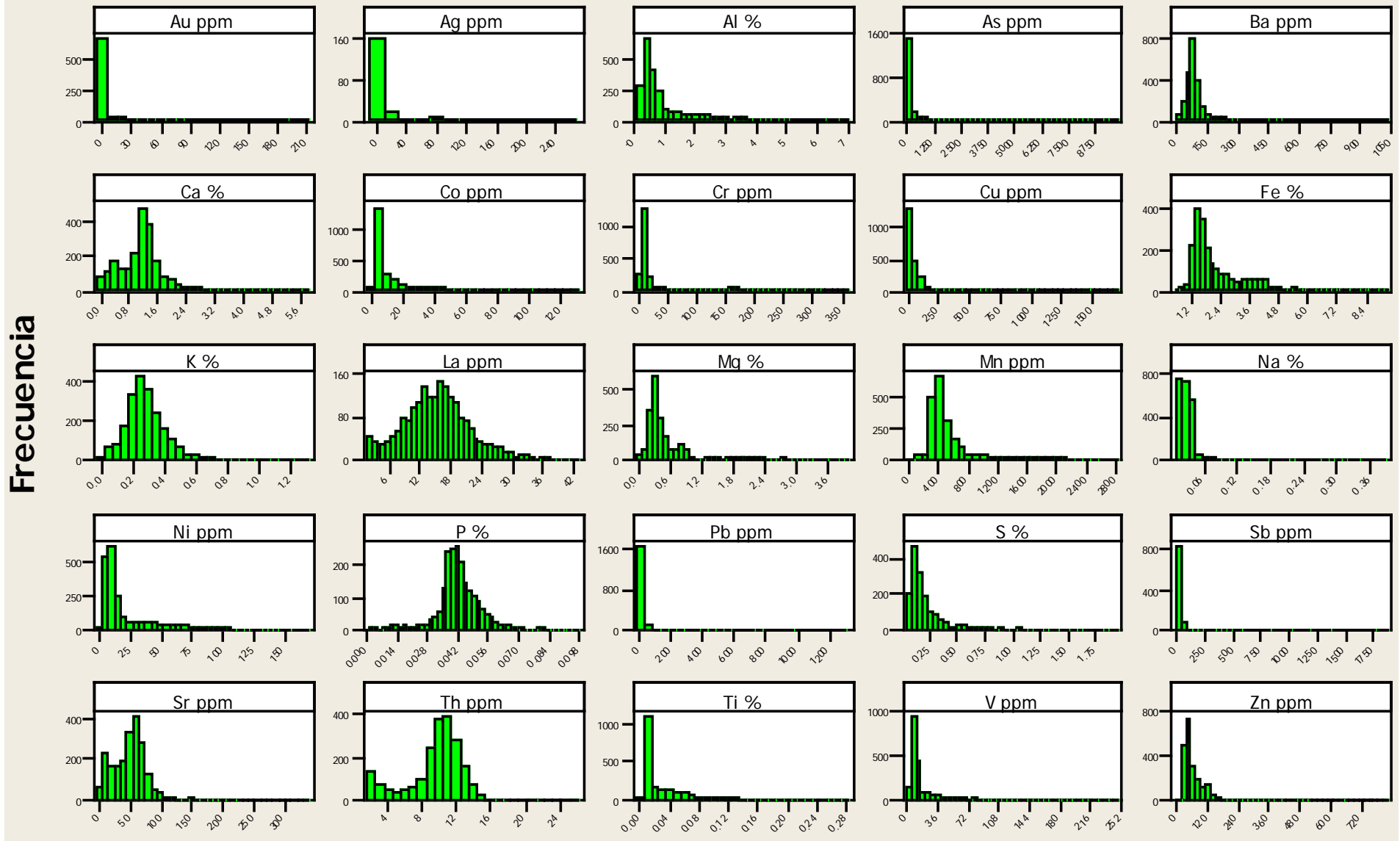


Figura16: Histograma para las 25 variables geoquímicas, ddh y canales de muestreo.

Los estadísticos descriptivos o parámetro básicos, nos permite calcular el umbral para todas las variables a fin de identificar las anomalías geoquímicas. A nivel geológico, la anomalía geoquímica aparece cuando se adiciona alguno o varios componentes a las rocas, provocado por procesos geológicos externos como metasomatismo, actividad hidrotermal, magmático etc., esto ocasiona que se presenten valores contrastantes entre la concentración primogenia y las producidas por el nuevo evento, hecho que se ve reflejado en la distribución estadística.

Existen varios métodos para la identificación de las anomalías, como métodos gráficos, estadística espacial U, métodos fractales, métodos geoestadísticos y estadísticos; en nuestro caso usaremos el método estadístico por ser más práctico y el más empleado.

La determinación del umbral fue realizado en términos de la media y desviación estándar, usando el criterio de Lepeltier (1969); teniendo el umbral o threshold de las variables en estudio, que rebasen el valor medio de la corteza terrestre (tabla N° 20), se consideran anómalos a la concentración normal. Para este análisis, se usó como parámetro de comparación la tabla de

“abundancia promedio de algunos elementos menores y trazas seleccionados” realizada por Levinson (1974); para 6 tipos de rocas principales. Ver tabla N°21. Así, en la tabla N° 20 y figura N°17, se muestran variables con anomalía geoquímica fuerte en color rojo y anomalías leves en color naranja y de color blanco se muestra la ausencia de anomalía.

Tabla 20: Tabla de anomalías geoquímicas de las 25 variables estudiadas

Variable	Media	D.Est.	Umbral (m+2s)	Levinson, (1974)	% rebasa LB
Au_ppm	0,84	7,70	16,3	0,004	406183,9
Ag_ppm	0,93	7,14	15,2	0,070	21618,2
Al_%	0,86	0,84	2,5		
As_ppm	325,11	1249,87	2824,8	1,800	156836,0
Ba_ppm	78,16	45,58	169,3	425,000	-60,2
Ca_%	1,18	0,70	2,6		
Co_ppm	9,86	10,88	31,6	25,000	26,5
Cr_ppm	28,49	53,38	135,2	100,000	35,2
Cu_ppm	54,41	450,36	955,1	55,000	1636,6
Fe_%	2,20	1,21	4,6		
K_%	0,29	0,14	0,6		
La_ppm	14,18	7,62	29,4	30,000	-1,9
Mg_%	0,61	0,66	1,9		
Mn_ppm	557,21	408,78	1374,8	950,000	44,7
Na_%	0,02	0,03	0,1		
Ni_ppm	23,67	26,70	77,1	75,000	2,8
P_%	0,04	0,01	0,1		
Pb_ppm	25,04	253,36	531,8	12,500	4154,0
S_%	0,19	0,29	0,8		
Sb_ppm	22,19	157,27	336,7	0,200	168269,0
Sr_ppm	49,65	29,04	107,7	375,000	-71,3
Th_ppm	9,54	3,30	16,1	10,000	61,3
Ti_%	0,03	0,04	0,1	0,570	-79,1
V_ppm	18,74	32,30	83,3	135,000	-38,3
Zn_ppm	63,58	130,62	324,8	70,000	364,0

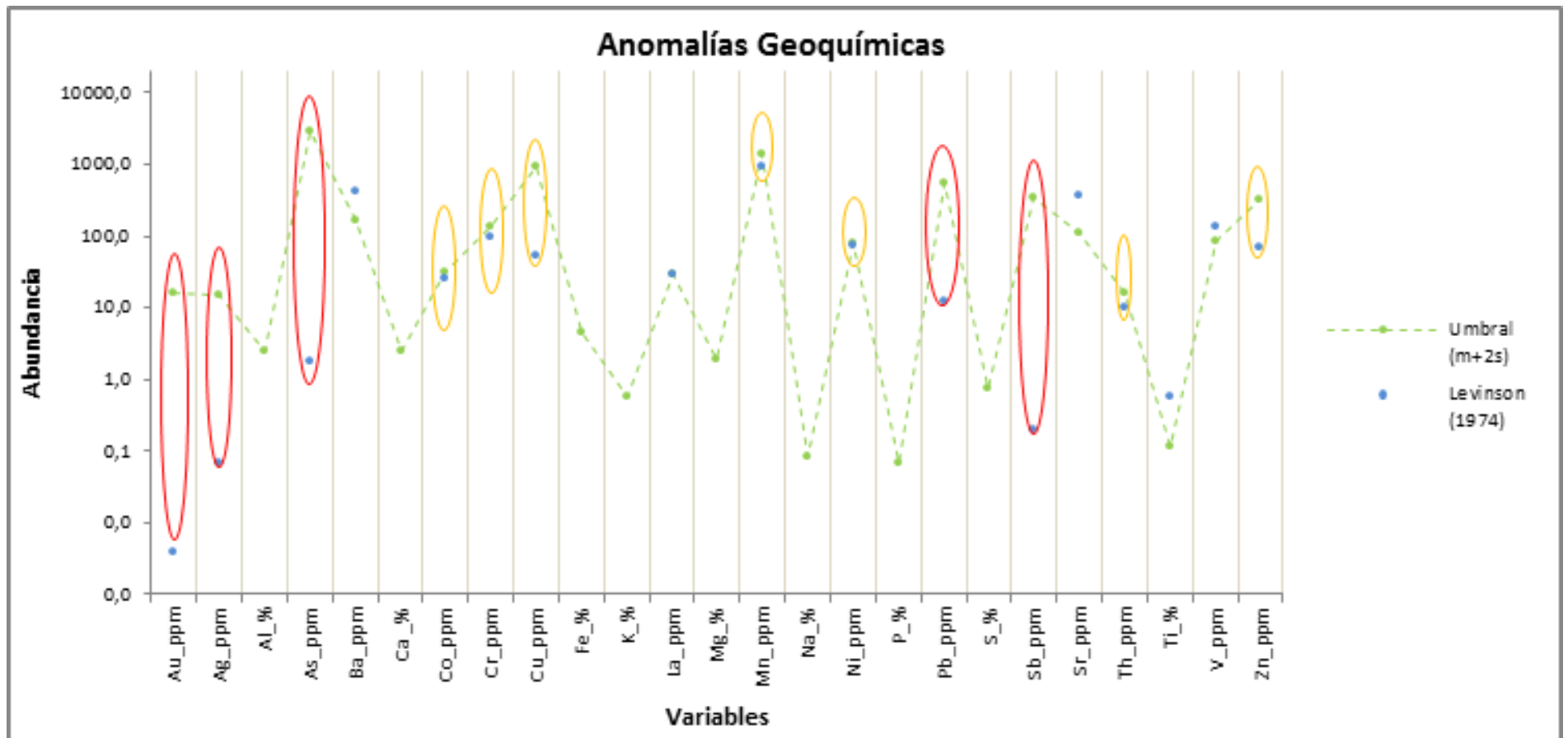


Figura 17: Anomalías geoquímicas de las 25 variables estudiadas

Tabla 21: Valores de abundancia media en ppm, agua del río en ppb. Levinson (1974)

Element	Earth's crust	Ultra-mafic	Basalt	Grano-diorite	Granite	Shale	Lime-stone	Soil	River water ²
Ag	0.07	0.06	0.1	0.07	0.04	0.05	1	0.1	0.3
As	1.8	1	2	2	1.5	15	2.5	1-50	2
Au	0.004	0.005	0.004	0.004	0.004	0.004	0.005	— ³	0.002
B	10	5	5	20	15	100	10	2-100	10
Ba	425	2	250	500	600	700	100	100-3000	10
Be	2.8	—	0.5	2	5	3	1	6	—
Bi	0.17	0.02	0.15	—	0.1	0.18	—	—	—
Br	2.5	1	3.6	—	2.9	4	6.2	—	20
Cd	0.2	—	0.2	0.2	0.2	0.2	0.1	1	—
Ce	60	8	35	40	46	50	10	—	0.06
Cl	130	85	60	—	165	180	150	—	7800
Co	25	150	50	10	1	20	4	1-40	0.2
Cr	100	2000	200	20	4	100	10	5-1000	1
Cs	3	—	1	2	5	5	—	6	0.02
Cu	55	10	100	30	10	50	15	2-100	7
Dy	3	0.59	3	3.2	0.5	5	0.4	—	0.05
Er	2.8	0.36	1.69	4.8	0.2	2	0.5	—	0.05
Eu	1.2	0.16	1.27	1.2	—	1	—	—	0.07
F	625	100	400	—	735	740	330	—	100
Ga	15	1	12	18	18	20	0.06	15	0.09
Gd	5.4	0.65	4.7	7.4	2	6	0.6	—	0.04
Ge	1.5	1	1.5	1	1.5	1.5	0.1	1	—
Hf	3	0.5	2	2	4	3	0.5	—	—
Hg	0.08	—	0.08	0.08	0.08	0.5	0.05	0.03	0.007
Ho	1.2	0.14	0.64	1.6	0.07	1	0.1	—	0.01
I	0.5	0.5	0.5	—	0.5	2.2	1.2	—	7
In	0.1	0.01	0.1	0.1	0.1	0.1	0.02	—	—
Ir	0.0004	—	—	—	—	—	—	—	—
La	30	3.3	10.5	36	25	20	6	—	0.2
Li	20	—	10	25	30	60	20	5-200	3
Lu	0.50	0.064	0.20	—	0.01	0.5	—	—	0.008
Mn	950	1300	2200	1200	500	850	1100	850	7
Mo	1.5	0.3	1	1	2	3	1	2	1
Nb	20	15	20	20	20	20	—	—	—
Nd	28	3.4	17.8	26	18	24	3	—	0.2
Ni	75	2000	150	20	0.5	70	12	5-500	0.3
Os	0.0004	—	—	—	—	—	—	—	—
Pb	12.5	0.1	5	15	20	20	8	2-200	3
Pd	0.004	0.02	0.02	—	0.002	—	—	—	—
Pr	8.2	1.02	3.9	8.5	4.6	6	1	—	0.03
Pt	0.002	0.02	0.02	—	0.008	—	—	—	—
Rb	90	—	30	120	150	140	5	20-500	1
Re	0.0005	—	0.0005	—	0.0005	—	—	—	—
Rh	0.0004	—	—	—	—	—	—	—	—
Ru	0.0004	—	—	—	—	—	—	—	—
Sb	0.2	0.1	0.2	0.2	0.2	1	—	5	1
Sc	16	10	38	10	5	15	5	—	0.004
Se	0.05	—	0.05	—	0.05	0.6	0.08	0.2	0.2
Sm	6	0.57	4.2	6.8	3	6	0.8	—	0.03
Sn	2	0.5	1	2	3	4	4	10	—
Sr	375	1	465	450	285	300	500	50-1000	50
Ta	2	1	0.5	2	3.5	2	—	—	—
Tb	0.9	0.088	0.63	1.3	0.05	1	—	—	0.008
Te	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.01	—	—	—
Th	10	0.003	2.2	10	17	12	2	13	0.1
Ti	5700	3000	9000	8000	2300	4600	400	5000	3
Tl	0.45	0.05	0.1	0.5	0.75	0.3	—	0.1	—
Tm	0.48	0.053	0.21	0.5	—	0.2	0.1	—	0.009
U	2.7	0.001	0.6	3	4.8	4	2	1	0.4
V	135	50	250	100	20	130	15	20-500	0.9
W	1.5	0.5	1	2	2	2	0.5	—	0.03
Y	30	—	25	30	40	25	15	—	0.7
Yb	3	0.43	1.11	3.6	0.06	3	0.1	—	0.05
Zn	70	50	100	60	40	100	25	10-300	20
Zr	165	50	150	140	180	160	20	300	—

3.7.2. Análisis estadístico multivariante

El análisis multivariante nos permitirá sintetizar un gran número de variables para así entender mejor las interrelaciones y/o asociaciones que pudieran existir entre ellos. En este ítem desarrollaremos, análisis de correlaciones múltiples, análisis de clúster y análisis factorial.

3.7.2.1. Análisis de correlación múltiple

Para realizar el análisis de correlaciones múltiples se usó el software Oasis Montaj v6.4.2, se sometió los 25 variables para obtener una matriz de correlaciones a fin de verificar las interrelaciones entre cada par de variables, estas interrelaciones se realizan en base al coeficiente de correlación de Pearson. Consultar figura N° 18.

Esta matriz nos muestra los diferentes correlaciones entre cada par de variables, en total hay $p*(p-1)/2$ correlaciones diferente, en el cual, “p” es el número de variables; se asume que los cuadros localizados en la diagonal, posee valores iguales a 1, debido a que una variable cualquiera, posee una correlación ideal consigo mismo (ver fig. N° 18). En la parte superior del diagonal

se muestra la dispersión de puntos de cada par de variables coloreado de acuerdo a grado de correlación de Pearson.

Este matriz nos muestra diferentes grados de correlación entre cada par de variables, 8 correlaciones muy fuertes de color magenta (Co-Al, Cr-Al, Mg-Al, V-Al, Cr-Co, Fe-Co, Mg-Co, Ni-Co y Mg-Cr), 21 correlaciones fuertes de color rojo (Fe-Al, Ni-Al, Ti-Al, Sr-Ca, Ti-Co, V-Co, Fe-Cr, Ni-Cr, Th-Cr, Ti-Cr, V-Cr, Fe-Mg, Fe-Mg, Fe-Ni, Fe-V, Th-La, Ni-Mg, Ti-Mg, V-Mg, V-Ni y V-Ti), 19 correlaciones moderados de color naranja (Th-Al, **Au-As**, S-As, Sb-Ar, Mn-Co, Th-Co, La-Cr, **S-Cu**, Ti-Fe, Ti-La, Mg-La, Th-Mg, Ni-Mn, Ti-Ni, Th-Ni, Ti-Th, **Zn-Cu**, Zn-S y V-Th), tal como aparece en la tabla N° 22 y figura N° 18.

Lo interesante de este análisis es que los elementos metálicos como Au, Cu y Zn; aparecen tenuemente en el rango naranja de 0,4-0,6, en cambio Ag se correlaciona con un coeficiente pobre a muy pobre con Au, Pb, As y Sb.

Estos valores altos al parecer estarían mostrando algún evento geológico, por ejemplo en caso de Mn-Cr alcanzan una correlación de 0,84 por ende pertenece al rango de color magenta, esto significa que mientras aumenta Mn, también lo

hace Cr, en relación directa. Por otro lado, en caso de Th-Cr alcanza una correlación de Pearson de -0,64 y localizan en rango de color rojo, significaría que mientras aumenta Th, disminuye las concentraciones de Cr, una relación inversa.

Tabla 22: Resumen de matriz de correlaciones

1.0-0.8	0.8-0.6	0.6-0.4
Co-Al	Fe-Al	Th-Al
Cr-Al	Ni-Al	Au-As
Mg-Al	Ti-Al	S-As
V-Al	Sr-Ca	Sb-Ar
Cr-Co	Ti-Co	Mn-Co
Fe-Co	V-Co	Th-Co
Mg-Co	Fe-Cr	La-Cr
Ni-Co	Ni-Cr	S-Cu
Mg-Cr	Th-Cr	Ti-Fe
	Ti-Cr	Ti-La
	V-Cr	Mg-La
	Fe-Mg	Th-Mg
	Fe-Mg	Ni-Mn
	Fe-Ni	Ti-Ni
	Fe-V	Th-Ni
	Th-La	Ti-Th
	Ni-Mg	Zn-Cu
	Ti-Mg	Zn-S
	V-Mg	V-Th
	V-Ni	
	V-Ti	

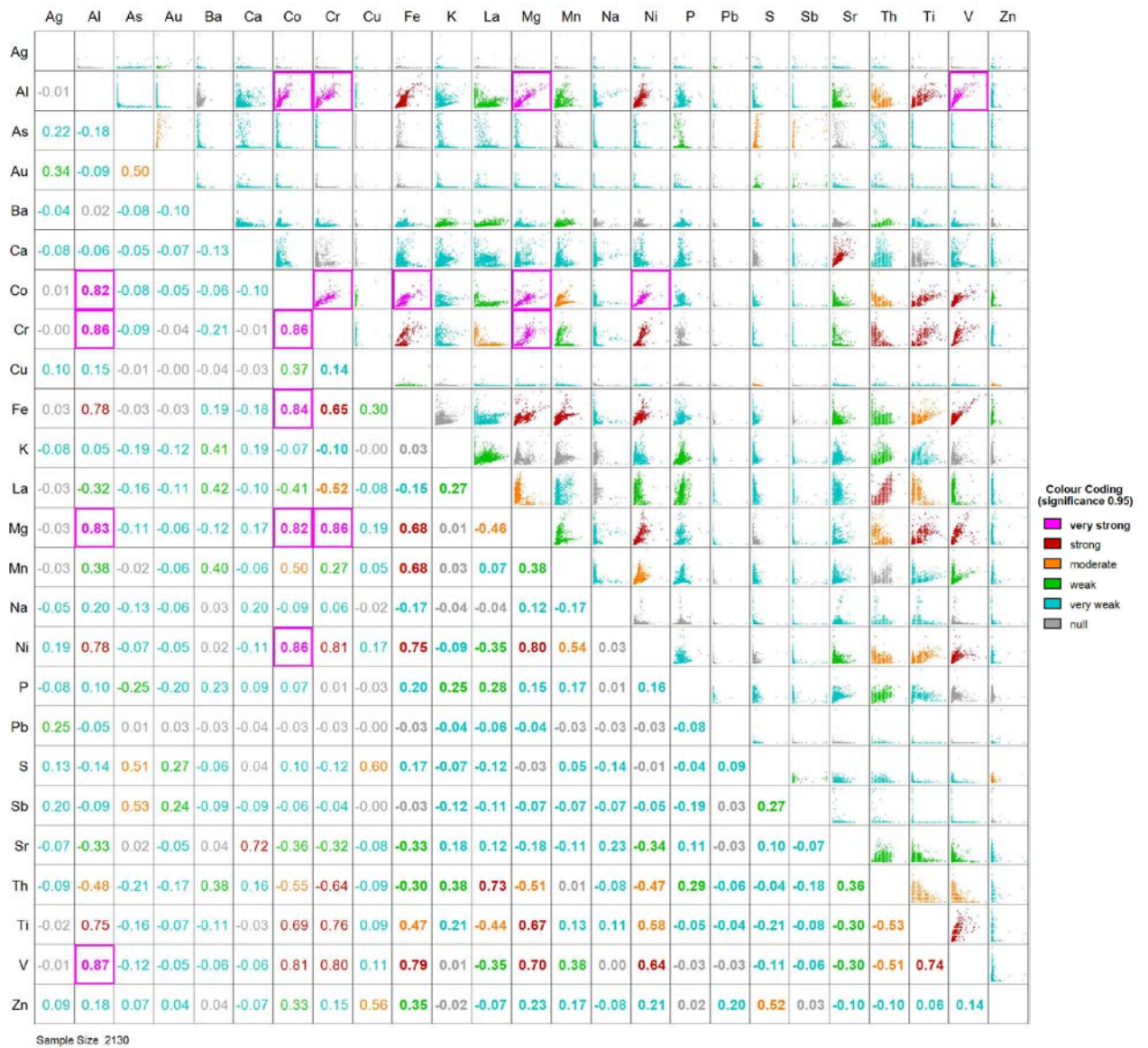


Figura 18: Matriz de correlaciones de Pearson

3.7.2.2. Análisis de clúster

El análisis de clúster es una técnica multivalente que permite hallar interrelaciones entre las variables, con la finalidad de definir grupos que no se pueden identificar usando análisis de correlaciones de Pearson y estadística descriptiva. Usando este método, es posible aglomerar a los individuos o variables de una población en subpoblaciones, de forma tal que los individuos de esta última, son más parecidos entre sí, gracias a la utilización de coeficiente de Pearson.

Para este estudio la clasificación se hizo usando procedimiento jerárquico, método de vinculación Ward y la similitud mediante la medición de distancia por correlaciones de Pearson. El procedimiento jerárquico es representado por dendograma de la figura N°19.

Esta herramienta nos confirma las asociaciones que hemos encontrado con la matriz de correlaciones de Pearson, aparece un clúster o familia de color verde que con una ligazón bastante fuerte representado por los elementos Al, V, Fe, Co, Ni, Cr, Mg y Ti, que es el mismo grupo de correlaciones muy fuerte, que aparece en matriz de correlaciones de Pearson (MCP), esto nos

está confirmando la existencia de algún fenómeno geológico, probablemente algún procesos de metasomatismo regional.

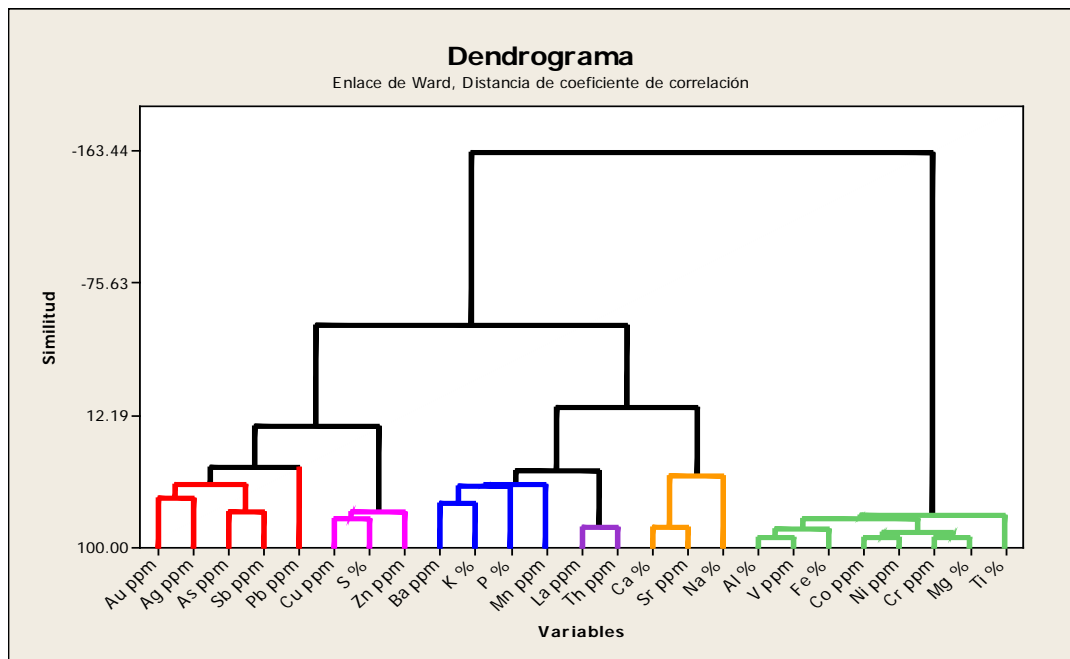


Figura 19: Dendrograma de variables geoquímicas

Sin duda los clústers más importantes para el propósito de este estudio, son los que están localizados a lado izquierdo, el representado por color rojo y conformado por Au, Ag, As, Sb y Pb; que junto al clúster de color magenta conformado por los variables Cu, S y Zn; constituyen grupos de interés económico. Estas familias o clúster estarían representado a los fenómenos geológicos de mineralización del yacimiento, bien claramente se identifican dos procesos.

Este análisis, además identificó otros clúster de color azul, morado y naranja relacionado a otros eventos de menor importancia, que probablemente esté relacionado a otros procesos geológicos.

3.7.2.3. Análisis factorial

El análisis factorial (AF) es una técnica multivariante empleado para reducir variables, esta técnica pretende expresar “p” variables observables como una combinación lineal de “n” variables hipotéticas o latentes, denominados factores. Este modelo podría ser aceptado o no mediante un test estadístico. Los factores tienen la característica de ser incorrelados entre si y recogen la covariabilidad (parte de la varianza común al factor) de todos los variables.

Por medio de esta técnica se puede identificar asociaciones importantes de variables en el conjunto total de variables y relacionar estas asociaciones con procesos geológicos que actuaron sobre las rocas estudiadas. Una de las ventajas de este método es que nos permite identificar los procesos geológicos, haciendo posible mapearlos o cartografiarlos.

Para este análisis se usó el software SPSS v20.0, y se somete las 25 variables y 2 133 mediciones o leyes geoquímicas a fin de realizar el análisis factorial correspondiente.

Partimos por la premisa de que el análisis factorial asume que hay uno o varios factores en común subyacentes a los 25 variables, actualmente no se sabe cuántos factores latentes hay, por esta razón es que aplicaremos el **Análisis Factorial Exploratorio (AFE)**. Con AFE trataremos de descubrir la estructura interna de los 25 variables que es relativamente grande.

Se realiza el test estadístico Kaiser-Meyer-Olkin (KMO) y la prueba de esfericidad de Bartlett a fin de verificar si es aceptado o no nuestro análisis factorial. Los resultados de la prueba se muestran en la tabla N° 23. El test nos muestra un KMO de 0,78 y nivel de significancia de Bartlett 0,000, según estos valores si es posible realizar el AFE.

Tabla 23: Test estadístico para AFE

KMO y prueba de Bartlett

Medida de adecuación muestral de Kaiser-Meyer-Olkin.		.781
Prueba de esfericidad de Bartlett	Chi-cuadrado aproximado	45819.105
	gl	300
	Sig.	0.000

Tabla 24: Análisis factorial exploratorio
Varianza total explicada

Componente	Autovalores iniciales			Sumas de las saturaciones al cuadrado de la extracción		
	Total	% de la varianza	% acumulado	Total	% de la varianza	% acumulado
1	7,416	29,666	29,666	7,416	29,666	29,666
2	3,152	12,609	42,274	3,152	12,609	42,274
3	2,485	9,939	52,214	2,485	9,939	52,214
4	1,918	7,674	59,888	1,918	7,674	59,888
5	1,473	5,892	65,779	1,473	5,892	65,779
6	1,196	4,782	70,562	1,196	4,782	70,562
7	1,041	4,162	74,724	1,041	4,162	74,724
8	,986	3,943	78,666			
9	,876	3,506	82,172			
10	,789	3,157	85,329			
11	,670	2,678	88,007			
12	,547	2,187	90,194			
13	,423	1,692	91,886			
14	,365	1,461	93,347			
15	,339	1,355	94,703			
16	,277	1,109	95,812			
17	,221	,883	96,695			
18	,207	,829	97,525			
19	,178	,714	98,238			
20	,142	,568	98,806			
21	,103	,412	99,218			
22	,072	,288	99,506			
23	,055	,218	99,724			
24	,037	,150	99,874			
25	,032	,126	100,000			

Método de extracción: Análisis de Componentes principales.

El AFE muestra el resultado resumido en la tabla N° 24, nos revela 25 factores que explican el 100 % de la varianza total, lógicamente el número de factores extraídos deben ser reducido para obtener una información más sintética. Además, se observa que hay 7 factores que poseen autovalores mayores a 1 y los restos 18 menores a 1. Estos 7 factores tendrán que ser sometido

a un análisis factorial confirmatoria a fin de confirmar que realmente son 7 los factores que explican mejor, la mayor porción de la variabilidad total.

El Análisis Factorial Confirmatorio (AFC) busca confirmar o refutar el modelo sugerido por AFE. Según la hipótesis a priori, existen 7 factores y que cada uno de ellos estaría asociado con un subconjunto de las variables. El AFC entonces arroja un nivel de confianza para aceptar o rechazar esta hipótesis.

Es posible aplicar a este análisis, la rotación de tipo Varimax, lo que provoca un cambio en los ejes de referencia sobre el origen hasta que alcanza otra posición, el propósito de la rotación es redistribuir la varianza para obtener un patrón de factores con mayor significado. Entonces en resumen, el criterio de esta rotación se centra en simplificar al máximo los factores y trabajar con pocas variables latentes de cargas factoriales altas y con autovalores mayores a 1, lo que equivale a descargar la varianza de cada variable en menos factores.

Para realizar el AFC se aplicó el método de extracción de componentes principales, se eligieron factores cuyos autovalores fueron superiores a 1 que en este caso fueron 7 (sugerido por

análisis factorial exploratorio), máximo de iteraciones para convergencia 250, y el método de rotación aplicado fue Varimax.

Tabla 25: Comunalidades de cada variable

Comunalidades		
Variable	Inicial	Extracción
Au ppm	1,000	0,529
Ag ppm	1,000	0,650
Al ppm	1,000	0,900
As ppm	1,000	0,800
Ba ppm	1,000	0,654
Ca ppm	1,000	0,847
Co ppm	1,000	0,936
Cr ppm	1,000	0,904
Cu ppm	1,000	0,798
Fe ppm	1,000	0,911
K ppm	1,000	0,828
La ppm	1,000	0,684
Mg ppm	1,000	0,866
Mn ppm	1,000	0,783
Na ppm	1,000	0,306
Ni ppm	1,000	0,845
P ppm	1,000	0,404
Pb ppm	1,000	0,656
S ppm	1,000	0,862
Sb ppm	1,000	0,512
Sr ppm	1,000	0,847
Th ppm	1,000	0,797
Ti ppm	1,000	0,855
V ppm	1,000	0,796
Zn ppm	1,000	0,711

Método de extracción: Análisis de Componentes principales.

Como vemos, el primer método nos arroja la tabla de comunalidades (ver tabla N°25), en él, se muestran valores que representan parte de la varianza que será explicado por los 7 factores, mientras sea mayor este valor de la comunalidad mejor

será los resultados del análisis. En este caso, solo las variables Na y P poseen menor valor de comunalidad.

Finalmente, obtenemos el resultado de análisis factorial, así confirmando que hay realmente 7 factores cuyos autovalores son mayores a 1, y estos factores explican el 74,72 % de la varianza total. Consultar tabla N° 26.

En la tabla N° 27, se puede observar cargas factoriales de los 7 factores elegidos, destacándose las celdas coloreadas de acuerdo a asociaciones, aquellos cuyas cargas sean superiores a 0,5. El factor está representado por la variables con mayor carga factorial ya sea esto positivo o negativo. Se determina las asociaciones para cada factor, estas, se muestran coloreados y ordenados en la tabla N° 27. Los valores positivo o negativo representan relaciones con el factor, si el signo es positivo la relación será directa con el variable y el factor; en cambio si el signo es negativo la relación será inversa. En la tabla N° 28, se detallan las asociaciones con los variables ordenados de modo decreciente en relación a su carga, para cada uno de los 7 factores.

Tabla 26: Factores rotados

Varianza total explicada

Componente	Autovalores iniciales			Sumas de las saturaciones al cuadrado de la extracción			Suma de las saturaciones al cuadrado de la rotación		
	Total	% de la varianza	% acumulado	Total	% de la varianza	% acumulado	Total	% de la varianza	% acumulado
1	7,416	29,666	29,666	7,416	29,666	29,666	7,144	28,576	28,576
2	3,152	12,609	42,274	3,152	12,609	42,274	2,308	9,233	37,810
3	2,485	9,939	52,214	2,485	9,939	52,214	2,241	8,962	46,772
4	1,918	7,674	59,888	1,918	7,674	59,888	1,971	7,885	54,657
5	1,473	5,892	65,779	1,473	5,892	65,779	1,928	7,710	62,367
6	1,196	4,782	70,562	1,196	4,782	70,562	1,808	7,231	69,598
7	1,041	4,162	74,724	1,041	4,162	74,724	1,281	5,126	74,724
8	,986	3,943	78,666						
9	,876	3,506	82,172						
10	,789	3,157	85,329						
11	,670	2,678	88,007						
12	,547	2,187	90,194						
13	,423	1,692	91,886						
14	,365	1,461	93,347						
15	,339	1,355	94,703						
16	,277	1,109	95,812						
17	,221	,883	96,695						
18	,207	,829	97,525						
19	,178	,714	98,238						
20	,142	,568	98,806						
21	,103	,412	99,218						
22	,072	,288	99,506						
23	,055	,218	99,724						
24	,037	,150	99,874						
25	,032	,126	100,000						

Método de extracción: Análisis de Componentes principales.

Tabla 27: Resultado de análisis factorial confirmatorio

Matriz de componentes rotados^a

	Componente						
	1	2	3	4	5	6	7
Cr ppm	0,936	-0,047	0,002	-0,004	-0,050	-0,152	-0,004
Al ppm	0,935	-0,111	0,003	-0,038	0,059	0,092	0,014
Co ppm	0,901	-0,039	0,255	-0,125	0,179	-0,095	-0,035
Mg ppm	0,895	-0,070	0,094	0,183	0,099	-0,085	-0,019
V ppm	0,884	-0,033	-0,003	-0,094	0,034	0,034	-0,042
Ni ppm	0,845	-0,017	0,049	-0,074	0,309	-0,105	0,128
Ti ppm	0,844	-0,076	-0,056	-0,044	-0,314	0,179	-0,039
Fe ppm	0,759	0,017	0,258	-0,197	0,473	0,073	-0,026
Th ppm	-0,627	-0,241	-0,008	0,119	0,358	0,448	-0,051
La ppm	-0,504	-0,197	-0,060	-0,135	0,387	0,468	0,016
As ppm	-0,093	0,869	0,117	0,007	0,031	-0,141	-0,028
Sb ppm	-0,032	0,706	0,023	-0,079	-0,079	-0,013	-0,013
Au ppm	-0,021	0,697	0,003	-0,020	-0,060	-0,017	0,199
Cu ppm	0,145	-0,052	0,874	-0,045	-0,079	0,037	-0,012
S ppm	-0,085	0,433	0,802	0,079	0,089	-0,098	-0,018
Zn ppm	0,161	-0,023	0,798	-0,072	0,084	0,010	0,188
Ca ppm	-0,008	-0,036	0,008	0,915	0,007	-0,005	-0,085
Sr ppm	-0,326	0,002	0,008	0,851	0,101	0,058	-0,056
Na ppm	0,121	-0,123	-0,124	0,411	-0,262	0,072	0,135
Mn ppm	0,393	0,024	0,039	-0,089	0,784	0,045	-0,032
P ppm	0,029	-0,305	0,010	0,170	0,480	0,225	-0,017
K ppm	0,029	-0,089	0,025	0,175	-0,058	0,882	-0,081
Ba ppm	-0,078	-0,025	-0,045	-0,117	0,468	0,641	0,032
Pb ppm	-0,050	-0,082	0,112	-0,013	-0,049	-0,082	0,790
Ag ppm	0,033	0,358	0,021	-0,034	0,017	0,033	0,720

Método de extracción: Análisis de componentes principales.

Método de rotación: Normalización Varimax con Kaiser.

a. La rotación ha convergido en 11 iteraciones.

Los resultados muestran la existencia de 7 grupos o asociaciones sintetizadas por los factores, cada uno de estos factores se relaciona con diferentes cantidades de variables como se aprecia líneas abajo. Se subraya los grupos de mayor importancia.

Factor 1: +Cr, +Al, +Co, +Mg, +V, +Ni, +Ti, +Fe, -Th, -La
Factor 2: +As, +Sb, +Au
Factor 3: +Cu, +S, +Zn
Factor 4: +Ca, +Sr, +Na
Factor 5: +Mn, +P
Factor 6: +K, +Ba
Factor 7: +Pb, +Ag

3.7.2.4. Análisis de poblaciones de interés

En base a las observaciones de la tabla N° 27, se consideran los Factores 2, 3 y 7 como los principales indicadores que estarían relacionados con tres eventos mineralizantes, cada uno con aportes de metales diferentes como se muestra líneas arriba (Factor 2: +As, +Sb, +Au; Factor 3: +Cu, +S, +Zn; Factor 7: +Pb, +Ag). Estos eventos mineralizantes aportaron metales de interés económico como Au, Cu, Zn y Ag; algunos en más concentración que otros.

Los variables correspondientes al factor 2, se consideran de carácter calcófilo normalmente (fuerte afinidad con el azufre), en este caso se agrupan separadamente de S, en cambio el factor 3 aporta azufre y conforman una familia junto a Cu y Zn.

Por otro lado, las asociaciones de elementos de los factores 1, 4, 5 y 6 son de tipo litófilo, Rankama & Sahama (1949); ya que gran parte de estos elementos son formadores de silicatos y por lo tanto se encuentran representando la litología. No obstante, son

susceptibles de ser removilizados por procesos como metasomatismo y actividades hidrotermales. En tal sentido, estaríamos comprobando probablemente 4 procesos geológicos de metasomatismo y alteración.

3.7.2.5. Distribución de frecuencias y probabilidades de poblaciones de interés

Ya reconocido los elementos de interés económico (Au, Cu, Zn, Pb y Ag) en el ítem anterior, en esta sección analizaremos la distribución de frecuencias y probabilidades de estos elementos de interés y los accesorios, agrupados de acuerdo a análisis factorial (factores 2, 3 y 7), con fines comparativos.

En la figura N° 20 y 21, se muestran las distribuciones de frecuencias y probabilidades correspondientes a las variables antes mencionadas, en ella se puede apreciar las características de las diferentes distribuciones. Distribución log normal, mostrando acumulación de datos de valores bajos a la izquierda, provocando una curtosis leptocúrtico y pocos valores altos hacia la derecha, provocando un asimetría o sesgo positivo. En resumen, estas distribuciones son frecuentes en yacimientos de metales preciosos.

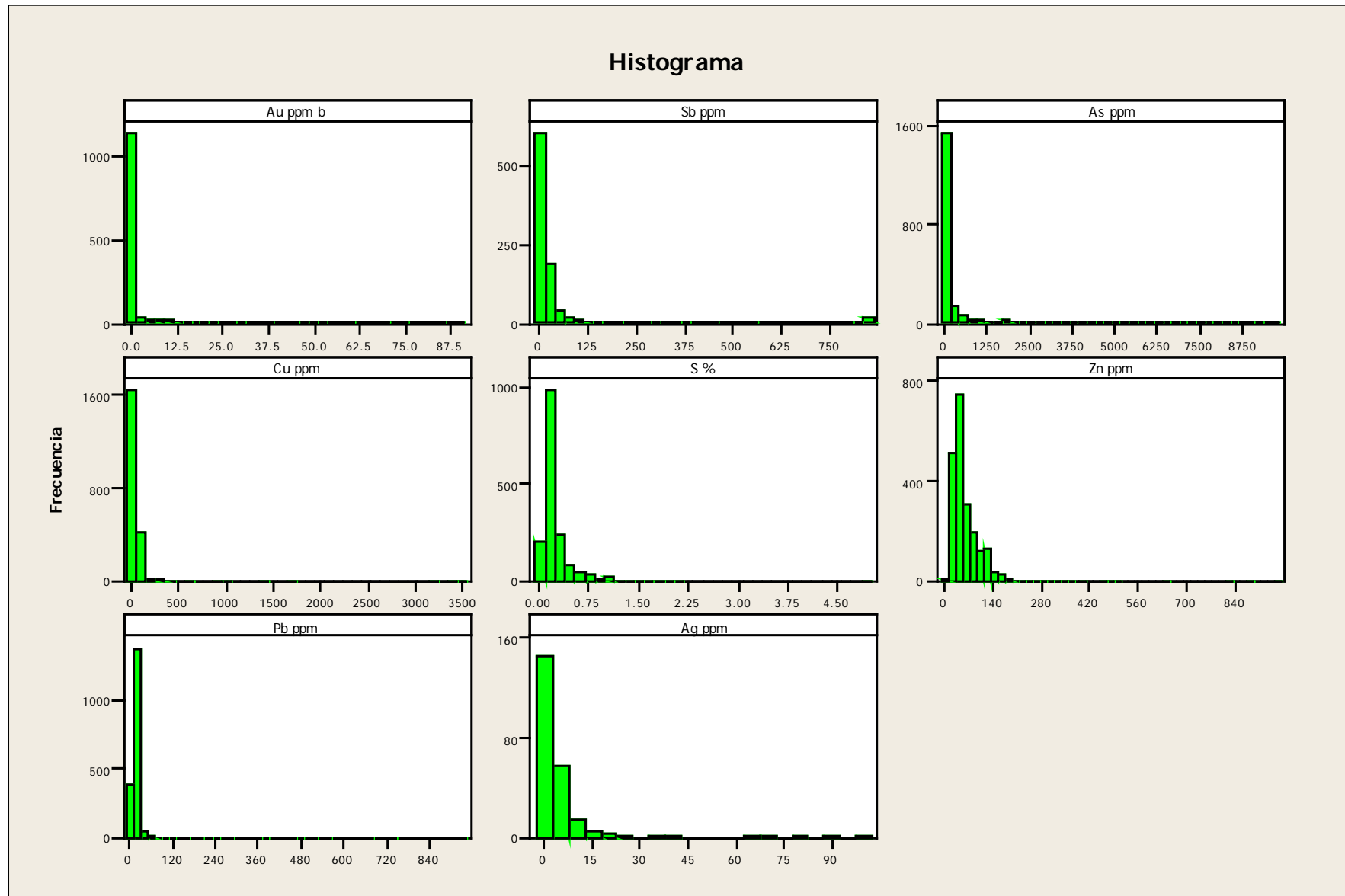


Figura 20: Distribución de frecuencias de las variables de interés económico y accesorios

Gráfica de probabilidades

Lognormal - 95% de IC

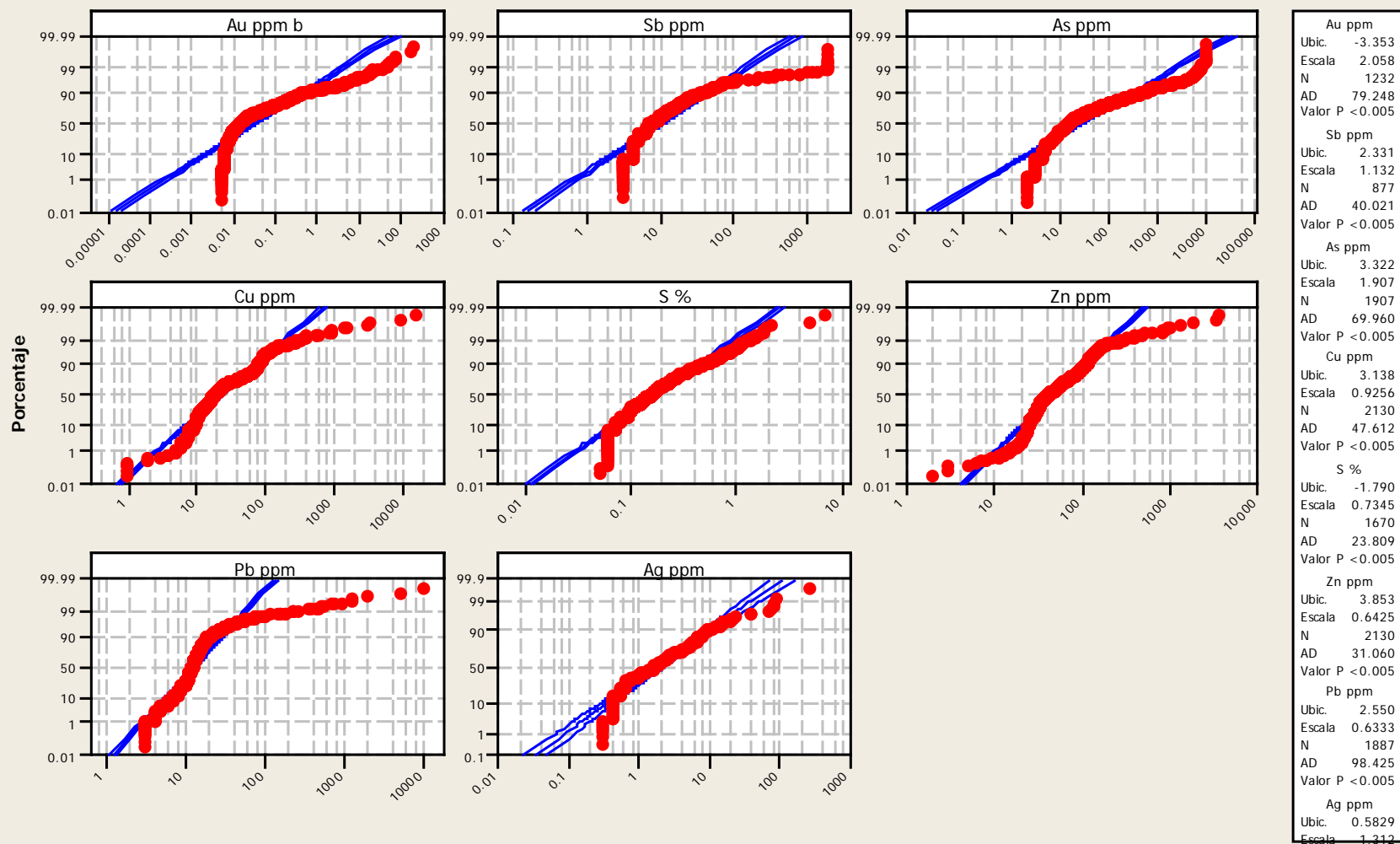


Figura 21: Distribución de probabilidades de variables de interés económico y accesorios

También, se construyó la distribución de probabilidades de tipo log normal, mostrado en la figura N° 21, en la que la distribución de los datos muestra un ajuste moderado a la distribución de log normal. También, en ella podemos observar subpoblaciones reflejadas por los cambios de pendientes.

3.8. Geoestadística de variables de interés

En ítem de análisis de poblaciones de interés ha determinado 5 variables geoquímicas de interés (Au, Cu, Zn, Pb y Ag), cada uno con diferentes potenciales económicos; de estas cinco, solo se podrá hacer análisis geoestadístico de una variable, que es Au, debido a que no hay datos suficientes para los otros variables restantes. Además, las muestras de SAM correspondientes a interior mina, fueron analizados por Au solamente. Por esta razón, se dejaron pendientes las cuatro variables (Cu, Zn, Pb y Ag). Además, la compañía dio más énfasis para la investigación por la variable Au.

3.8.1. Caracterización geoestadística

Para este propósito se usó 2 017 muestras correspondientes a sondajes diamantinos (Yamana) y 313 muestras correspondientes al muestreo tipo canal en galerías (SAM), haciendo un total de

2 330 muestras. Se seleccionó solo los datos antes mencionados por que cuentan con soporte verificable, condición indispensable para una caracterización geoestadística. Estas muestras, por naturaleza de trabajos exploratorios posee diferentes tramos o longitudes de muestreo, que con fines de aplicar un análisis variográfico tanto 2D como 3D deben ser compositados. Por tal razón, la necesidad hacer uso de un paquete de software adecuado para este análisis y otras, para el presente estudio nos apoyaremos a software Gemcom v6.4 que es una de las herramientas más usadas en el rubro minero.

Como mencionamos antes, primer paso es realizar la compositación de las muestras antes mencionadas, en tal sentido tomando como intervalo de compositación el valor de 0,3 cm debido a que la potencia de la veta Solferino varía entre 0,16 y 5,6 m. Una vez compositado se extraen la información geoquímica correspondientes a cada uno de los compósitos de 0,3 cm a fin de hacer un análisis estadístico de compósitos.

El análisis estadístico del total de los puntos extraídos (leyes del compósito representado por el punto central) muestra una varianza muy grande (ver tabla N° 28) y subpoblaciones que se manifiestan en los quiebres, esto se pueden identificar fácilmente con el apoyo

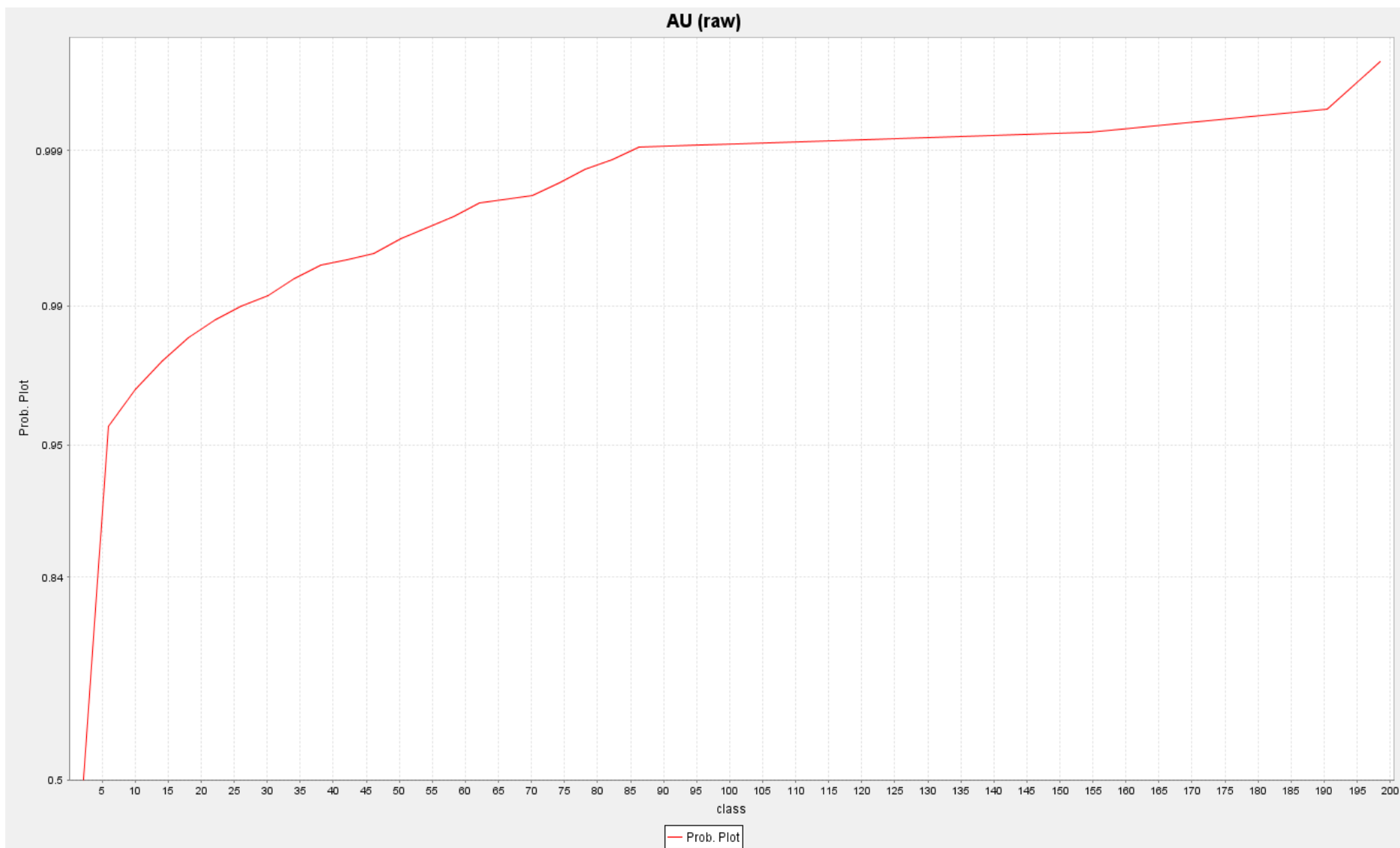


Figura 22: A) Gráfico de Probabilidades

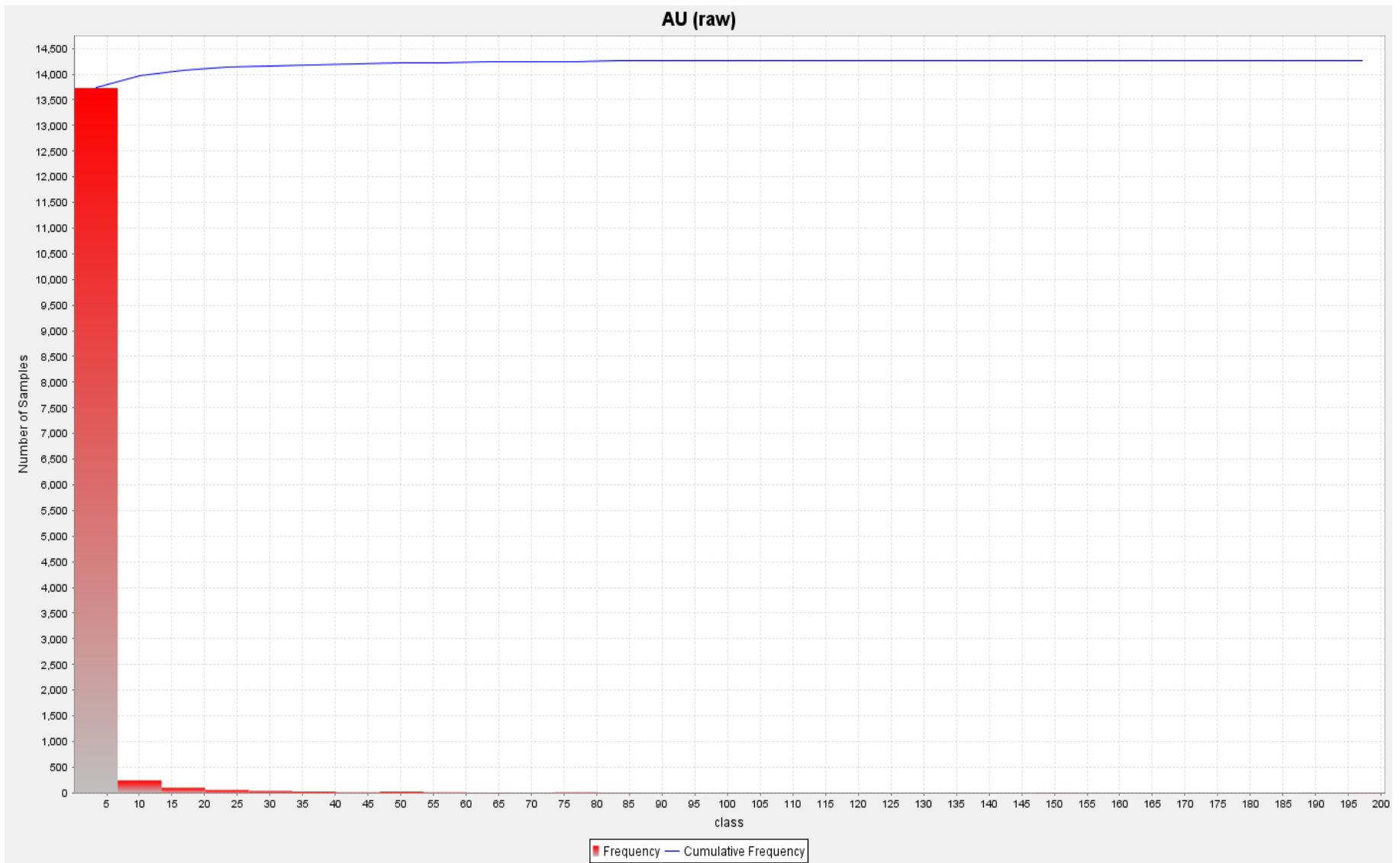


Figura 22: B) Histograma de frecuencia, total de datos

de la gráfica de probabilidades de la figura N° 22-A y B. En tal sentido, conviene trabajar por subdominios a fin de minimizar la varianza y que nuestra estimación sea lo más preciso y exacto posible. Con este propósito, subdividiremos nuestro dominio en subdominios, usando para esto el mapeo geológico, y agruparemos datos que se encuentren ubicados dentro de litología de características de mineralización semejantes. En este caso primer subdominio lo constituirá las brechas bx1, bx2 y cuarcita localizados a los bordes de estos. El segundo subdominio lo conformará el esquisto, diorita y el suelo.

Se realiza el análisis estadístico de compósitos correspondientes al primer subdominio, en ello nos muestra una distribución log normal coherente como se aprecia en la figura 23-B y su transformada logarítmica se ajusta muy bien a la distribución normal como se aprecia en la ver figura 23-A y 23-C. Sin embargo posee una varianza de 470,88, que es bastante grande, en tal sentido se aplicara un capping que corresponda a un intervalo de confianza de 68 % y nivel de significancia de 0,32, para esto se considera la media más una desviación estándar, que viene a ser de 32,91ppm de Au. Aplicando este capping se reduce la varianza a 53,84, como se observa en la tabla N° 28.

Algunos yacimientos donde no hay altos atípicos, normalmente el IC comúnmente corresponde a 99 %. En nuestro proyecto, es posible encontrar muestras de valores altos atípicos reales como las que se ubican en el nivel 0, por ejemplo la muestra 992151 arroja un valor de 200,5 ppm de Au. Para evitar que estos altos atípicos apantallen el análisis variográfico, se pondrá un límite que equivale a IC de 68 % como mencionamos antes, a efectos de análisis variográfico solamente, para la estimación se considerará todo el universo de datos.

El sub-domino 2, muestra una media de 2,83 ppm de Au, lo que demuestra que la mineralización es pobre con respecto al subdominio 1, pero no despreciable. En tal sentido tendrá más peso el modelo variográfico que corresponda a subdominio 1 en cuanto se refiere a la estimación de recursos.

Tabla 28: Estadísticos de compósitos de Au, sondajes y canales de muestreo

	Total Datos	Datos Sub-domino 1		Datos Sub-domino 2
	Au no cap	Au no Cap	Au Cap 32,91ppm Au	Au no Cap.
Universo	3056	816	753	2235
Min(g/t)	0,05	0,05	0,05	0,05
Max(g/t)	200,5	200,5	32,7	200,5
media(g/t)	5,39	11,22	6,46	2,83
Desv. Est.	15,88	21,69	7,34	11,61
Var.	252,28	470,88	53,84	134,83

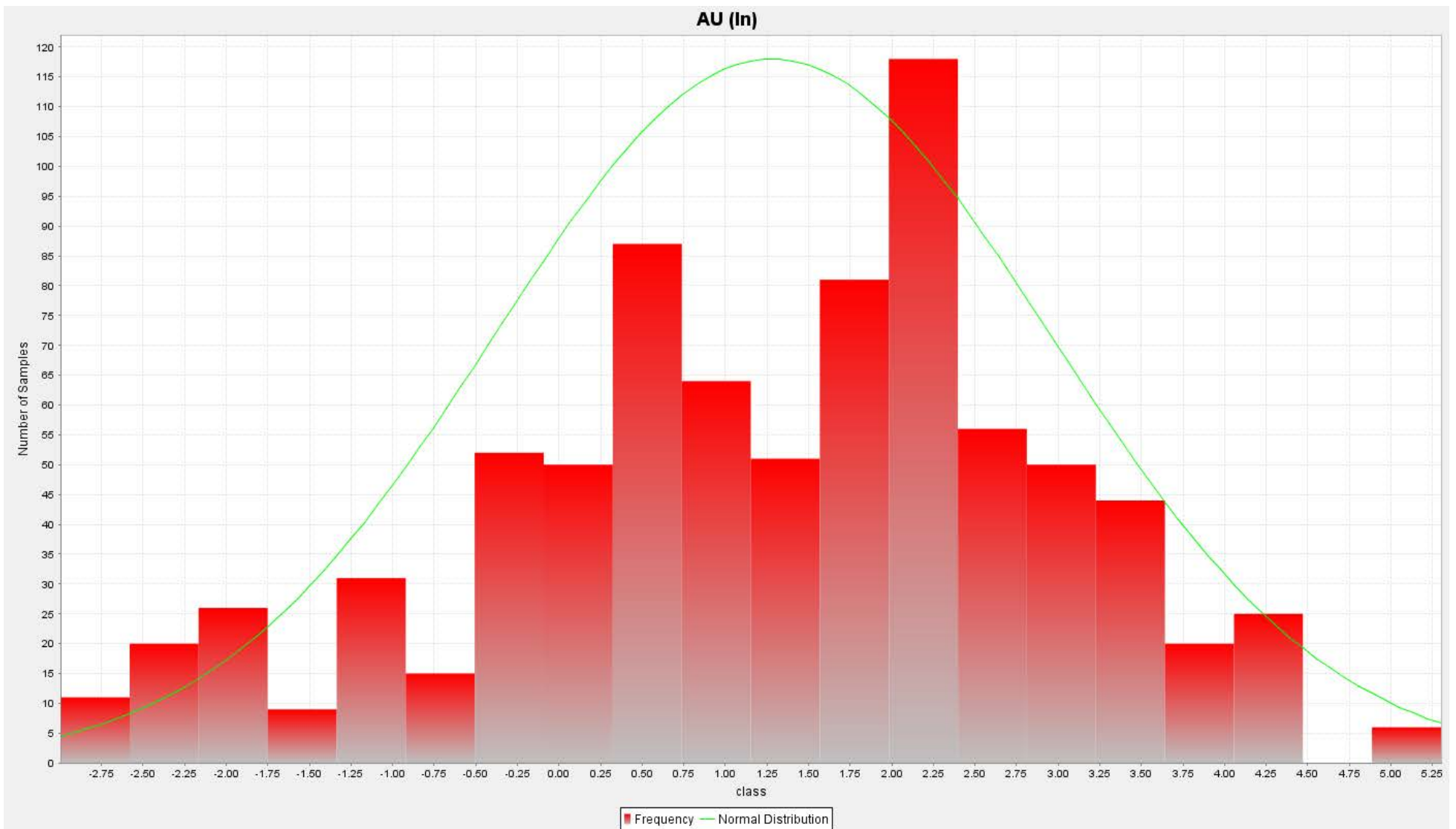


Figura 23: A) Histograma de frecuencias transformada (log nat)

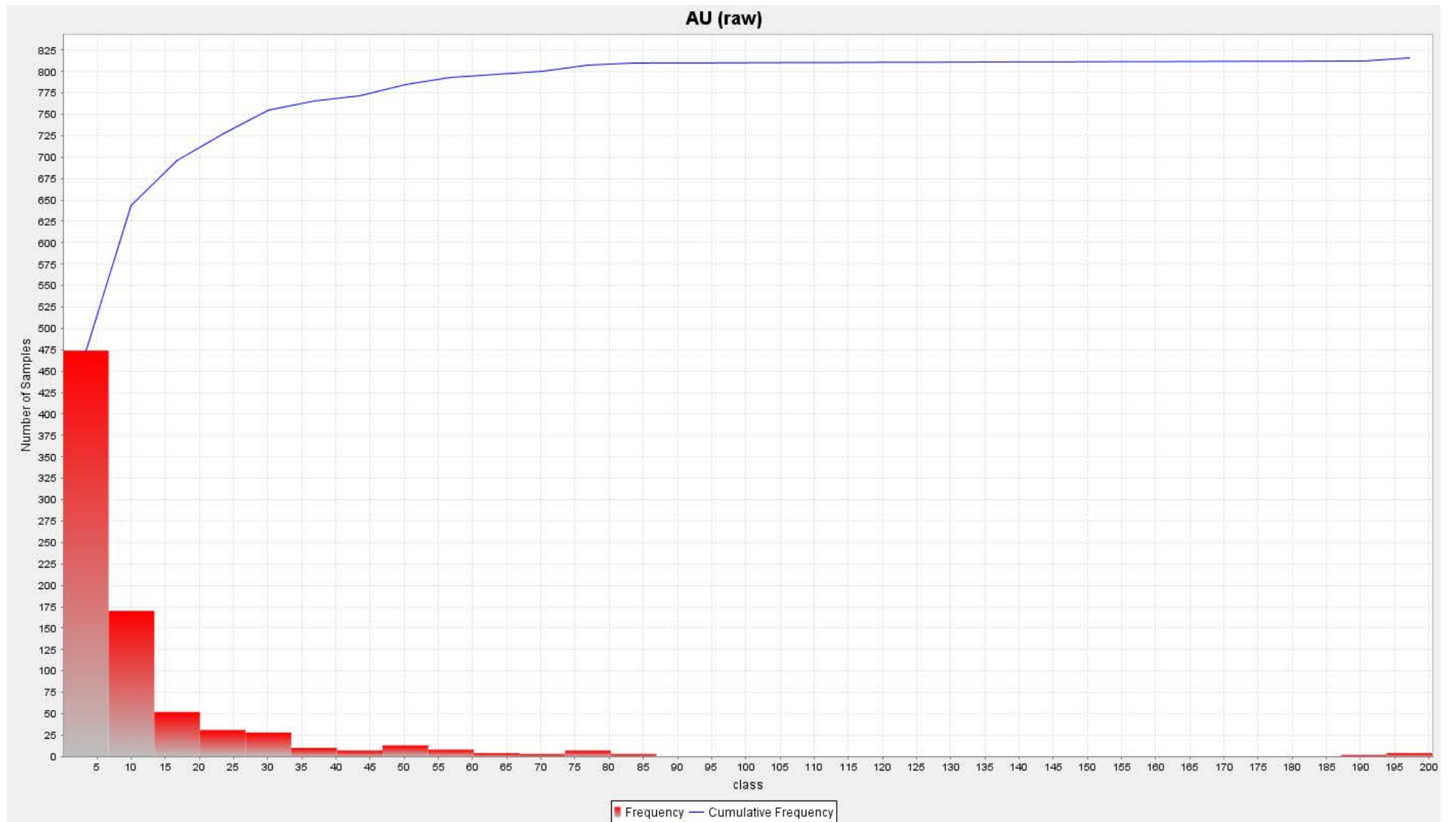


Figura 23: B) Histograma de frecuencias no transformada

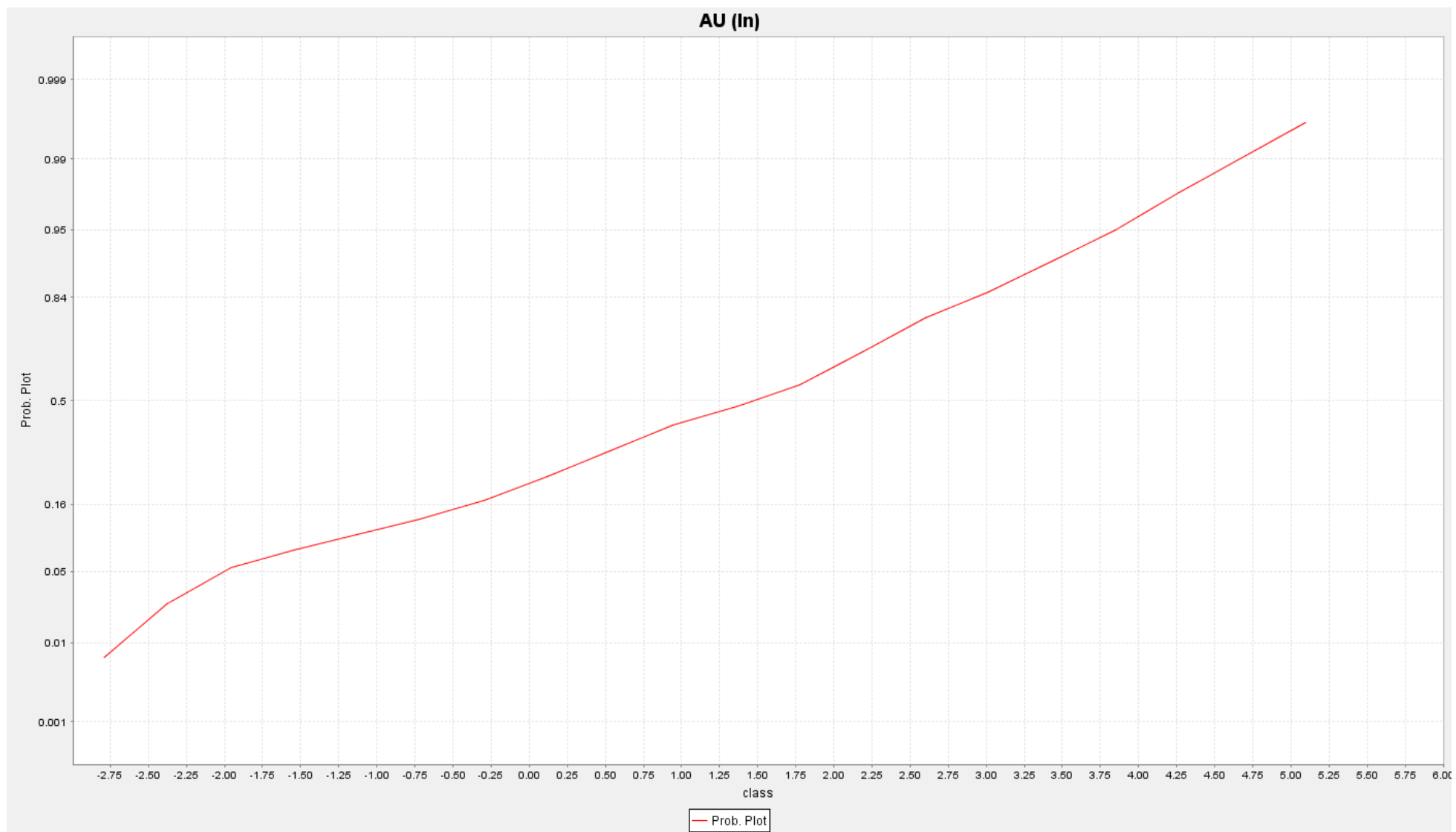


Figura 23: C) Curva de probabilidades transformada (log nat)

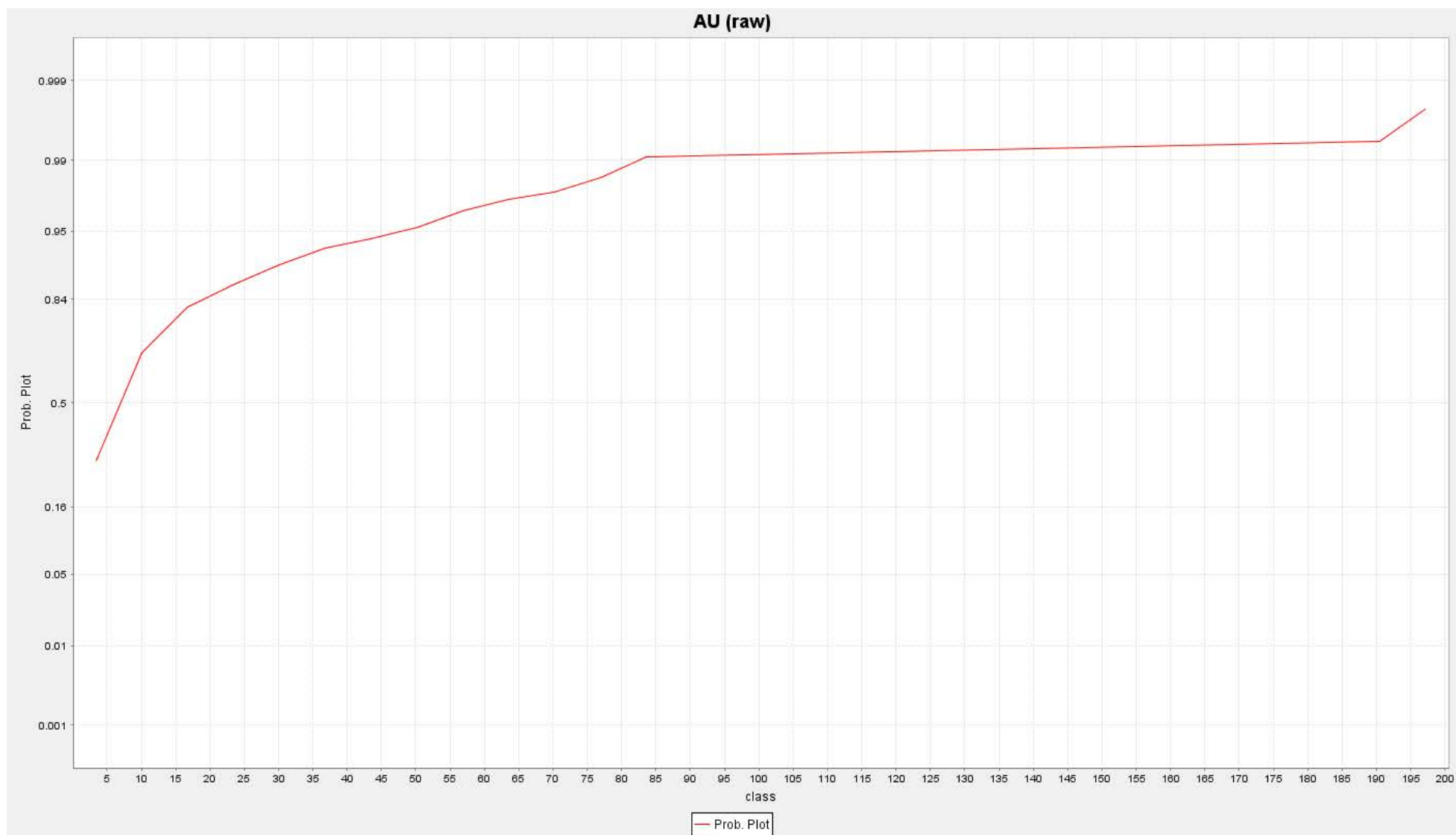


Figura 23: D) Curva de probabilidades no transformada

En el siguiente tabla (N° 29) se puede apreciar que el detalle de estadística descriptiva de muestras compositados no sufre modificación grosera en comparación con la estadística de datos no compositados correspondientes a las muestras de subdominio 1 (Bx1, Bx2 y stockwork en cuarcitas y esquistos), en tal sentido se puede considerar bueno el proceso de compositación. Por otro lado, los intervalos de muestreo para las muestras interior mina varía entre 0,2 a 2,7 m, sin embargo los correspondiente a los sondajes diamantinos varía entre 0,33 a 4,85 m, observando estos datos es aceptable el intervalo de compósito de 0,3 m como mencionamos antes.

Tabla 29: Estadística descriptiva de muestras sin compositar y compositados correspondientes a las litologías bx1, bx2 y Qz

	Muestras subdominio 1 sin compositar (Au ppm)	Muestras subdominio 1 compositado 0,3 m (Au ppm)
Total	313	816
Media	11,58	11,22
Min	0,03	0,05
Max	200,5	200,5
Desv. Est.	22,19	21,69
Var.	492,45	470,88

3.8.2. Análisis de variográfico 3D

Para este propósito se usó el software Gemcom v6.4, este software nos permite realizar un análisis de anisotropía en 3D de la variable regionalizada que en este caso en particular es Au. Para

este estudio se encontró variogramas relativamente bien estructurados.

Se entiende que en un entorno 3D se requiere mínimo 3 variogramas perpendiculares entre sí y que estos extraigan la máxima variabilidad de la variable regionalizada. En tal sentido, el análisis variográfico 3D realizado para este estudio, muestra variograma mayor a $116,57^\circ$ de azimuth y $-37,76^\circ$ de inclinación, en la que el alcance máximo es de 49,61 m y el valor de pepita y meseta de 0,15 y 1,91 respectivamente. A este variograma principal acompañan los variogramas semi-mayor y menor de $296,57^\circ$ y $26,57^\circ$ de azimuth, que muestran también buena estructuración, con alcances de 27,55 m y 20,38 m respectivamente, el valor de pepita y meseta se detallan en la tabla N° 30. Todos los variogramas experimentales mencionados se ajustan bien al modelo esférico como se aprecia en las figuras 24, 25 y 26.

Tabla 30: Características de variografía 3D

Variograma 3D				
Variable	Características	Variograma mayor	Variograma semimayor	Variograma menor
Au	Azimuth($^\circ$)	116,57	296,57	26,57
	Dip($^\circ$)	-37,76	-52,24	0
	Tolerancia Angular($^\circ$)	5,625	5,625	5,625
	Lag(m)	1	1	1
	Pepita	0,15	0,52	0,40
	Meseta	1,91	1,5	0,75
	Alcance(m)	49,61	27,55	20,38

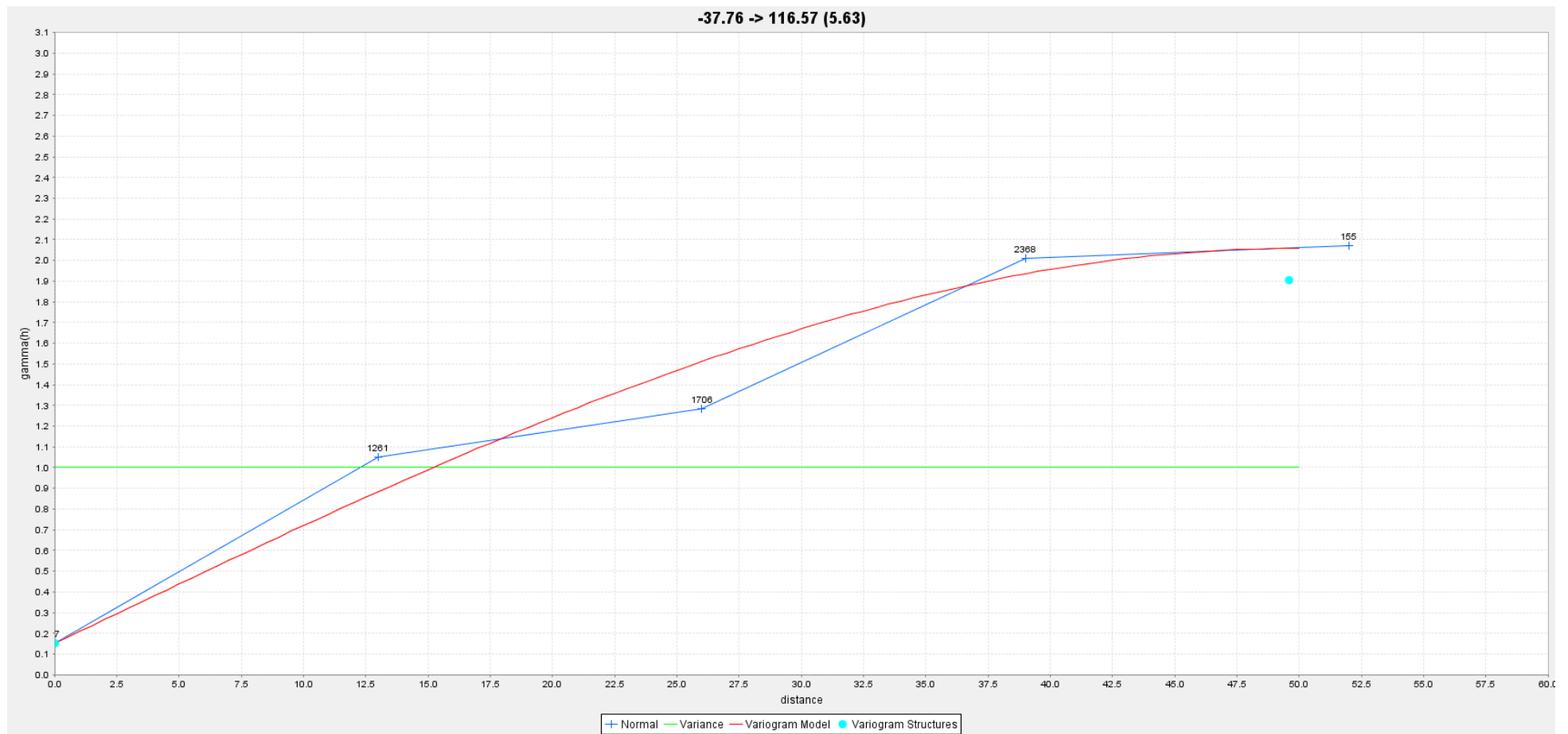


Figura 24: Variograma mayor, experimental y teórico con ajuste de modelo esférico

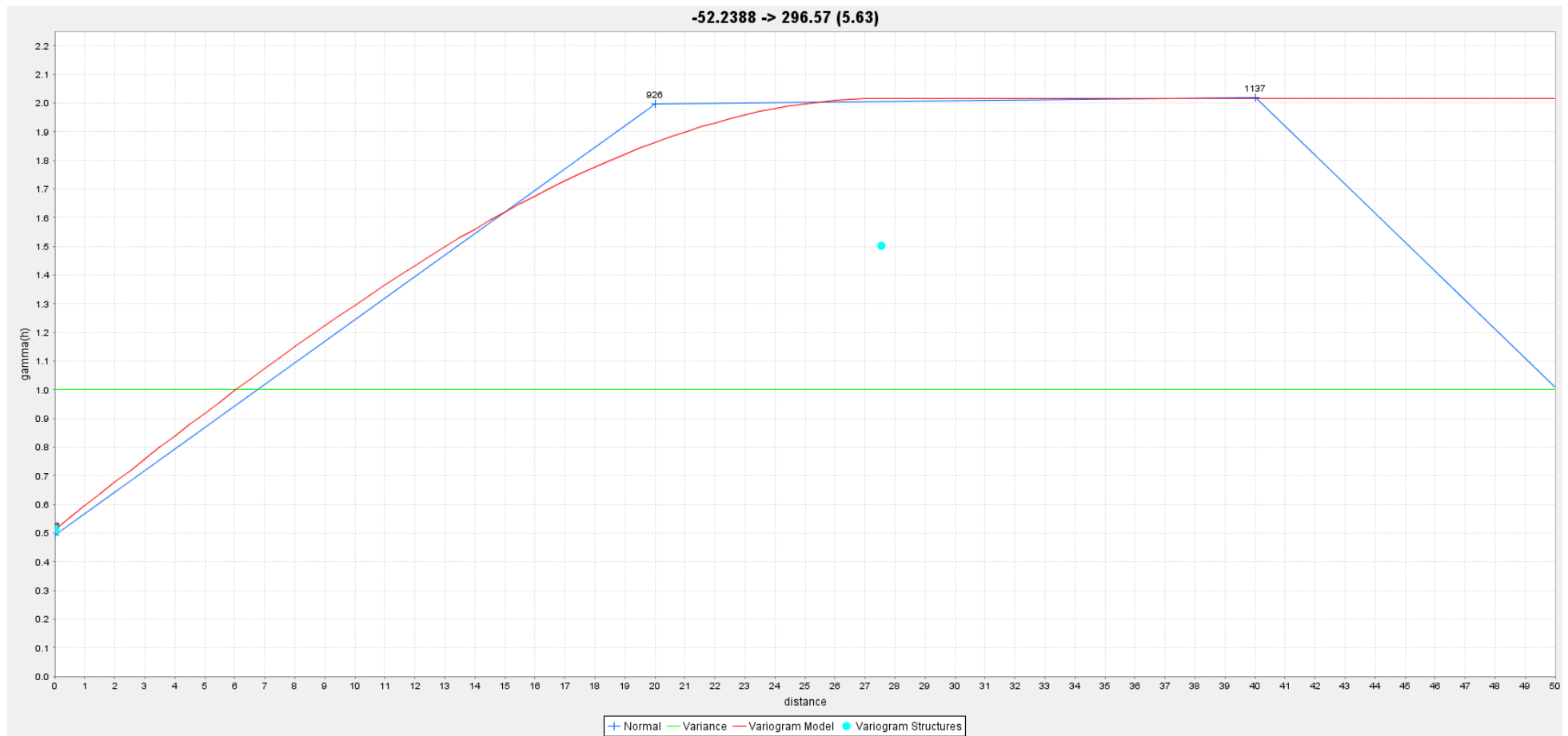


Figura 25: Variograma semi-menor, experimental y teórico con ajuste de modelo esférico

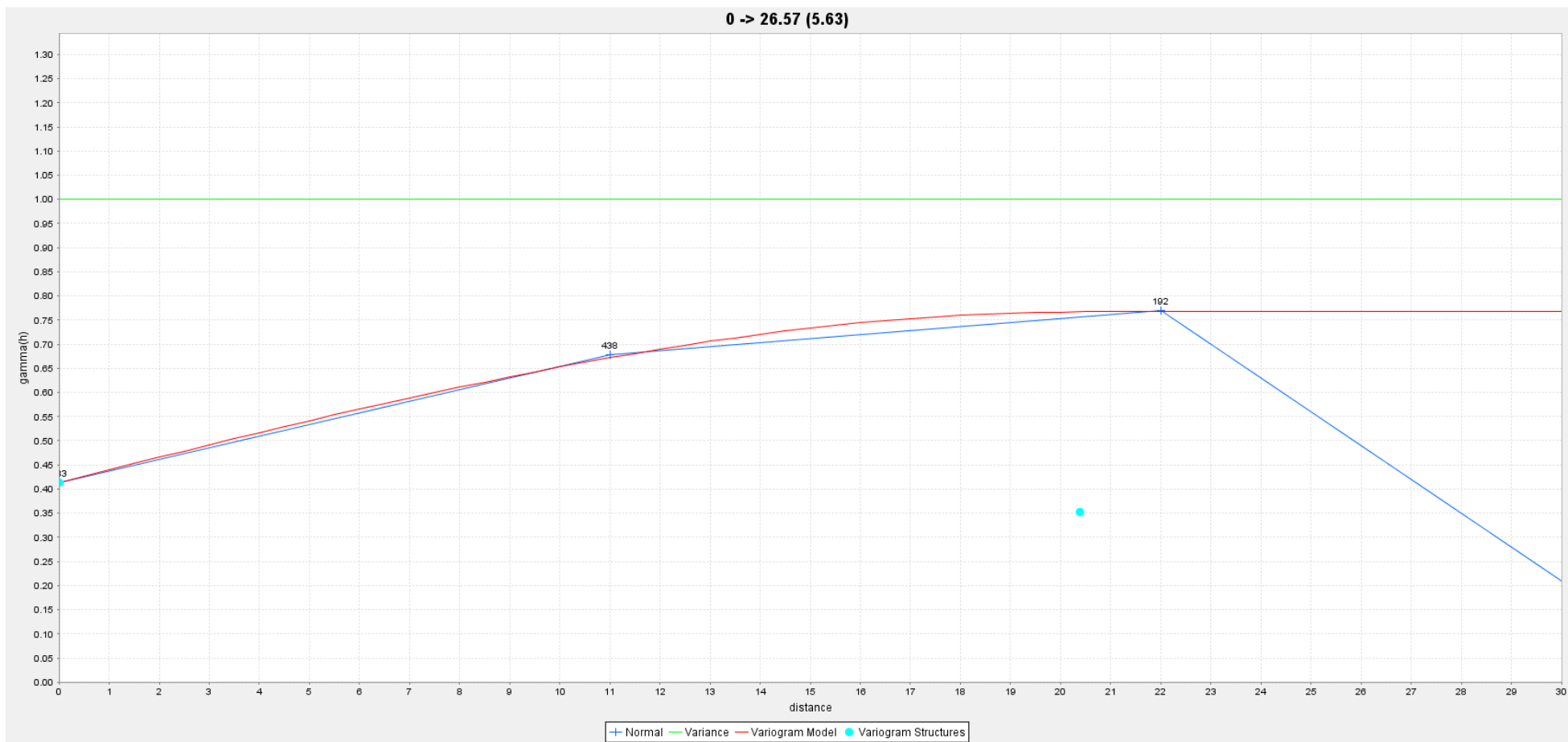


Figura 26: Variograma menor, experimental y teórico con ajuste de modelo esférico

En la figura N° 27 se puede observar el elipsoide de influencia, que muestra la anisotropía en dirección 116,57°, esta dirección es semi-paralelo a la dirección media de la veta principal Solferino, el cual posee 129° de azimut.

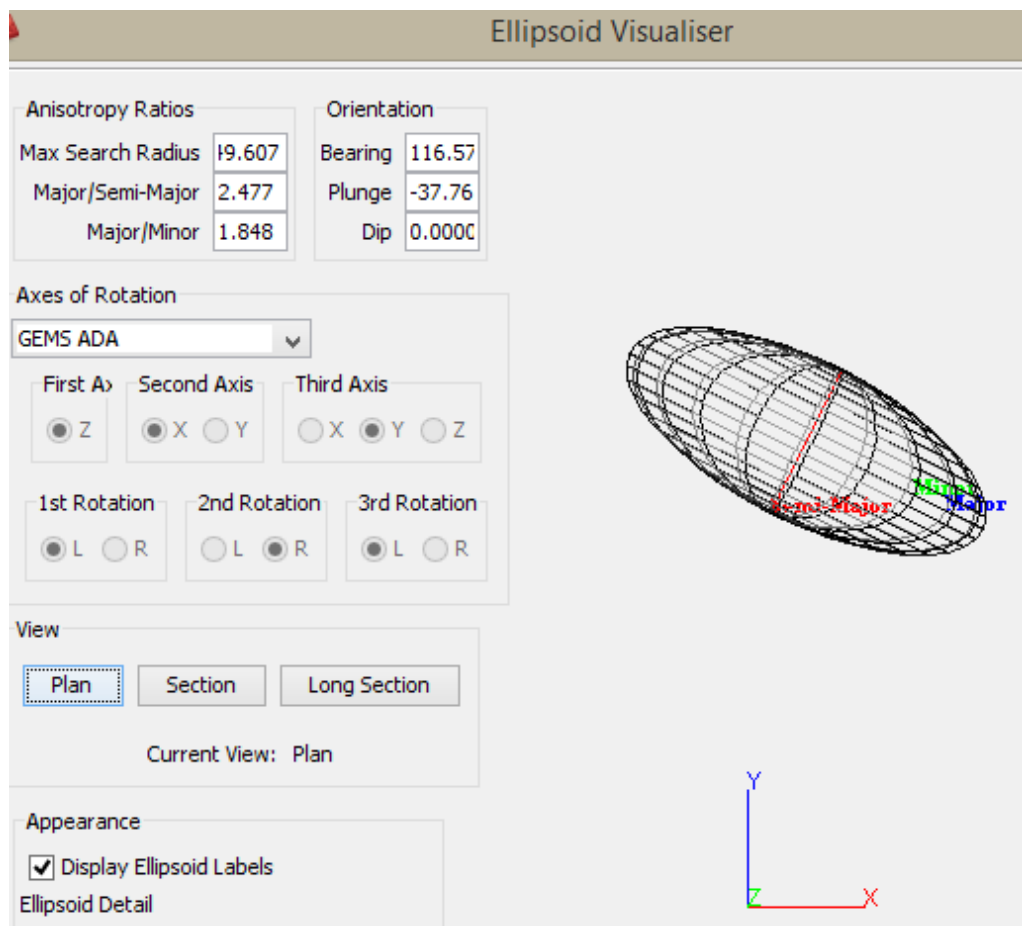


Figura 27: Elipsoide de influencia

3.8.3. Modelo de bloque

El tamaño de bloque utilizado para discretizar los dominios geológicos es de 2x2x2 con origen en las coordenadas descritas en la tabla N° 31, gracias a la información proporcionado por los ingenieros mineros, en la que sugieren que en el minado del yacimiento de este tipo, es adecuado usar un bloque cuadrado con las dimensiones mencionadas.

Este prisma rectangular (modelo) posee un giro de 125° (azimutal) paralelo a la veta solferino y un ancho de 136 m, largo de 440 m. Dimensiones que cumplen la función de garantizar que los bloques encierren la zona de mayor interés conformado por las brechas bx1 y bx2 y zonas mineralizadas de cuarcita y esquistos que conforma la veta. Para efectos prácticos, este volumen lo llamaremos como subdominio mineralizado (Figura 28B). Finalmente se obtuvo un total de 2 618 000 bloques que tendrá que ser procesados con el software Gemcom a efecto de estimación. Ver figura 28C.

Tabla 31: Parámetros para discretización de dominios

Discretización de dominio				
	Origen	Distancia	Tamaño de Block	# bloques
x	892 763.5	440	2	220
y	1 275 730.8	136	2	68
z	250	600	2	175
Cantidad de bloques				2 618 000

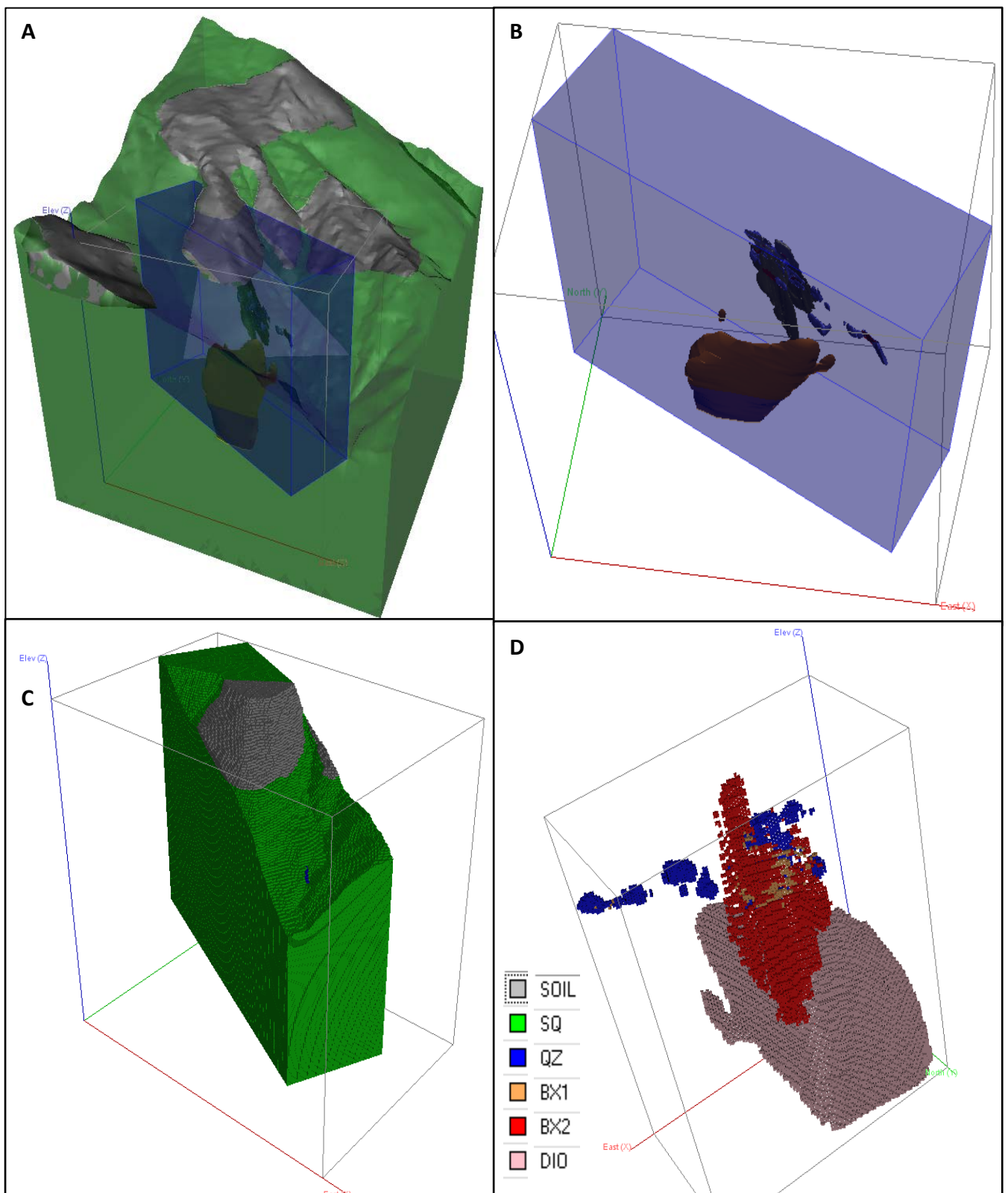


Figura 28: Modelo de bloques. A) Modelo geológico 3D y región a discretizar, B) Región a discretizar, C) Región discretizado. D) Bloques 2x2x2 de diorita brechas y cuarcita.

3.9. Estimación de recursos

3.9.1. Análisis de Kriging

Ya definido nuestro modelo de bloques, como siguiente paso, para poder categorizar nuestros recursos, es estimación de la ley para cada uno de los 2 618 000 bloques que comprende nuestro dominio, a partir de los 2017 datos de sondajes y 313 datos de canales de muestreo que fueron previamente compositados. Para esto se usa el método de kriging ordinario con tipo de búsqueda elipsoidal, que fue previamente definido por el análisis variográfico 3D, ver tabla 30 y figura 27.

Además, es importante mencionar que al realizar una estimación de ley, para un bloque, en general no se utiliza toda la información disponible, en su lugar, se restringe a una vecindad en torno al bloque a estimar. Además, no se utilizan todos los datos de la vecindad, en su lugar, se considera hasta un “x” máximo “m” mínimo número de muestras a usar. También, se tiene que tener en consideración otros parámetros como capping, alcances, dato máximo y mínimo por sondajes, categoría, método de kriging, tipo de búsqueda y alcance de capping.

En tal sentido, se describe a continuación los parámetros para el proceso de estimación de leyes para modelo de bloques en cuestión (tabla N° 33).

La cantidad de datos usado para la interpolación es de 2 como mínimo y 12 como máximo para recurso medido e indicado y para el inferido 1 y 12 respectivamente. La cantidad de datos por sondaje usado para la interpolación es de 2 en todos los casos. Respecto a los alcances, para el recurso medido se usó 0,75 veces de alcance, el indicado 1 alcance e inferido 2 veces el alcance.

Para el proceso de capping o filtro, se usó 0,2 veces el alcance (A) en todos los casos para valores superiores a 32,91 ppm de Au, esto con el propósito de restringir la influencia de altos atípicos a 20 % del alcance.

Tabla 32: Estrategia de Krigeado

Características	Recursos		
	Medido	Indicado	Inferido
Datos min	2	2	1
Datos max /sond	2	2	2
Datos max	12	12	12
Cod. categoría	1	2	3
Alcance	0,75A	1A	2A
Capping (ppm)	32,91	32,91	32,91
Alcance para capping	0,2A	0,2A	0,2A
Tipo de búsqueda	Elipsoidal		
Método de Kriging	Ordinario		

La figura N° 29 muestra los bloques con la estimación para cada categoría, el proceso de estimación se realizó en tres etapas,

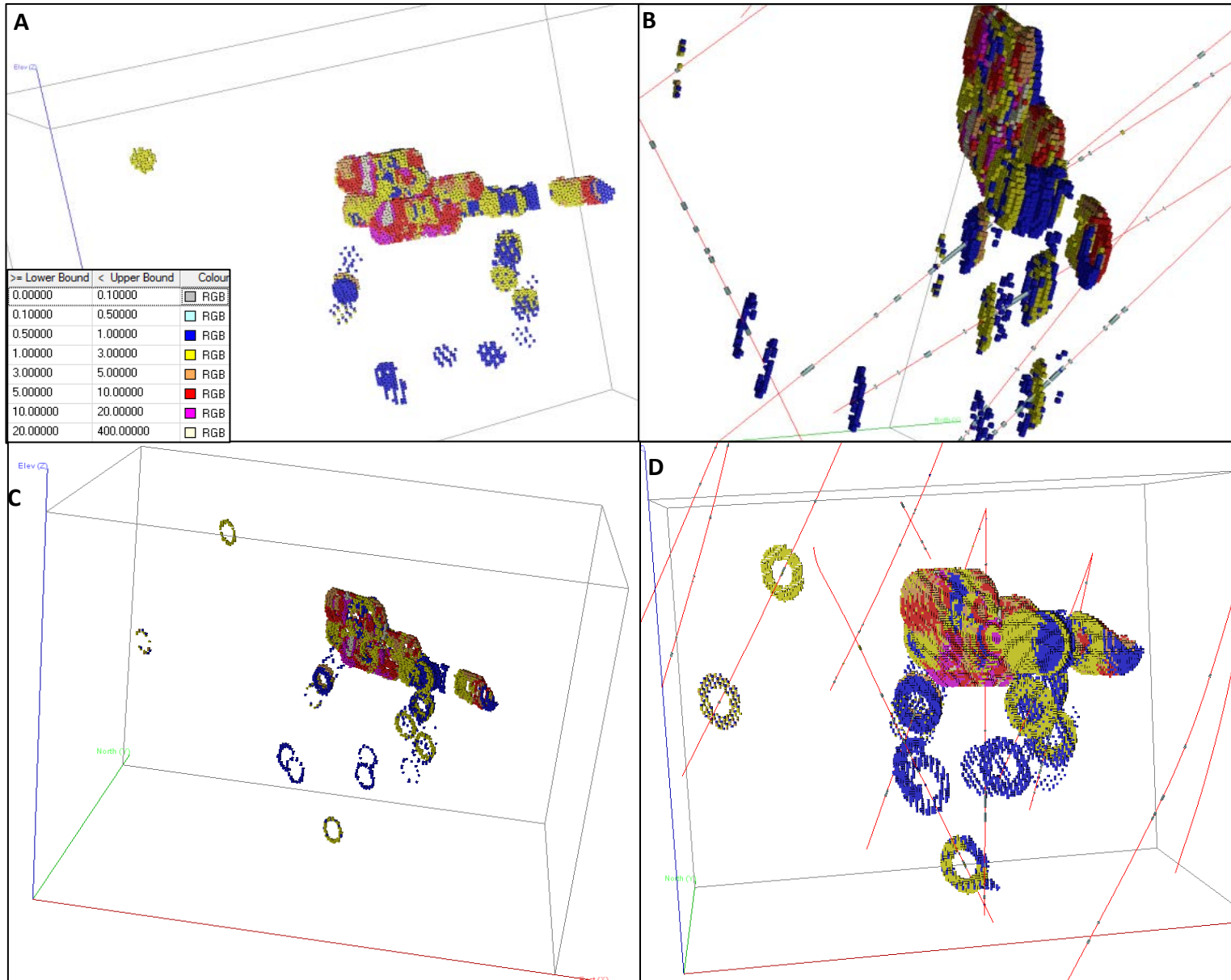


Figura 29: Estimación de leyes para cada categoría, A) Medido, B y C) Indicado, D) Inferido

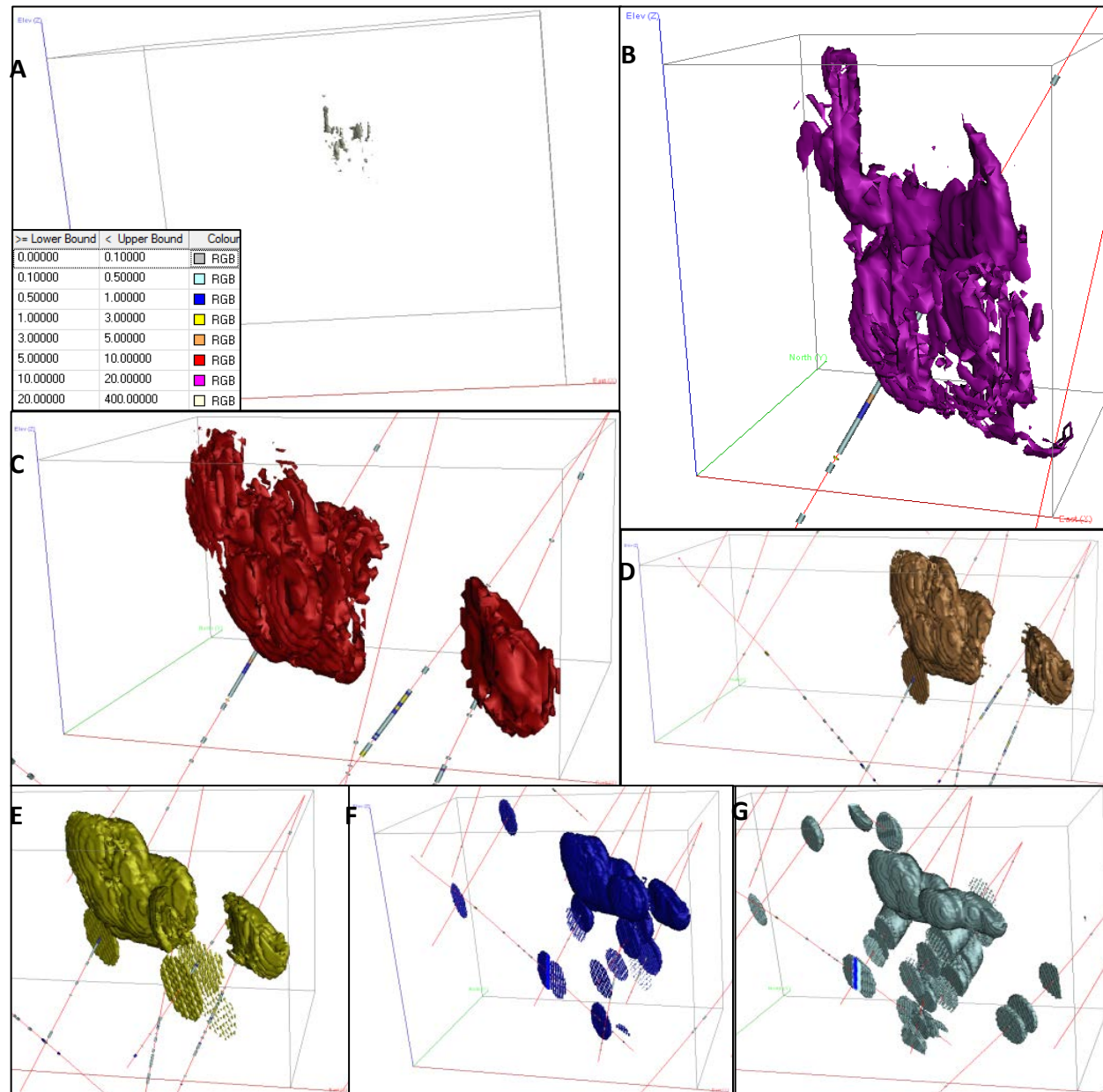


Figura 30: Isoshell de Au, A) >20ppm, B)>10ppm, C)>5ppm, D)>3ppm, E)>1PPM, F)>0.5ppm, G)0.1ppm

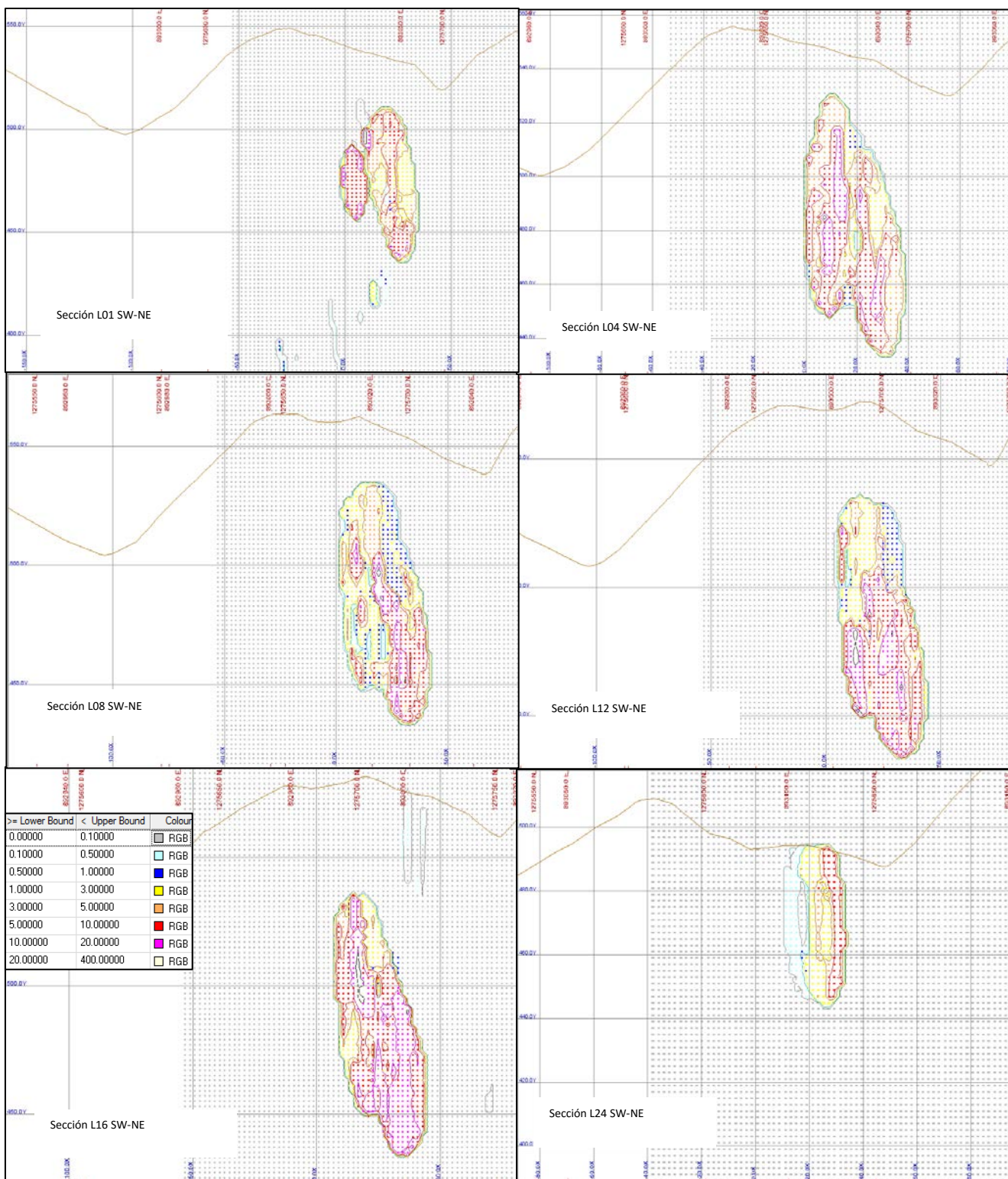


Figura 31: Secciones transversales SW-NE perpendicular a la orientación de la veta mostrando curvas isovalóricas de Au

primero para categoría medido, segundo para categoría indicado y finalmente para categoría inferido. Posterior a esto se juntó los bloques de todas las categorías a fin de crear isoshell (iso-sólidos) de diferentes leyes, con ello se muestra la distribución espacial de las leyes de Au en el subdominio mineralizado conformado por los 2 318 000 de bloques. Los iso-sólidos para leyes de >20; >10; >5; >3; >1; >0,5; >0,1; todos en ppm, se pueden apreciar en la figura N° 30. Así mismo se generó las secciones con los contornos isovalóricas de Au y bloques estimados, estos se puede apreciar en la figura N° 31.

3.9.2. Clasificación de recursos

En total fueron 3 los pasos seguidos para la estimar leyes de bloques, en el primer paso se procedió a estimar los recursos medidos en cada uno de los bloques, posteriormente se estima para los recursos indicados y finalmente para los recursos inferidos, en cada caso se aplicó los parámetros de estimación definido en el análisis de kriging.

Se realizó múltiples estimaciones para cada valor hipotético de cutoff (0,05; 0,1; 0,25; 0,5; 0,75; 1; 2; 3; 5; 7; 10 y 20 ppm) con la finalidad de entender mejor la distribución de la ley y contenido de

metal por cada bloque en el yacimiento, esto para cada uno de las tres categorías de recursos como se aprecia en la tabla N° 33. Estos recursos se definen como material por encima de 0,05; 0,1; 0,25; 0,5; 0,75; 1; 2; 3; 5; 7; 10 y 20 ppm de Au. En este trabajo se reporta únicamente por Au por razones de que no hay información confiable para trabajar otros metales de importancia como Ag, Cu, Zn y Pb.

Gracias a estas estimaciones se logró construir las curvas de tonelaje-ley y tonelaje-contenido de metal, como se aprecian en la figura N° 32 y 33 respectivamente.

Con estas curvas se podrán calcular los recursos reales a partir de costo de operaciones y utilidades totales de la mina.

Estudios especializados reportan que el costo de operaciones para este tipo de depósitos es de US\$176/t (BNamericas 2014) aplicando minado tipo cut and fill y tipo de metalurgia flotación-gravimetría. Estas características condicionan que se aplique un cut off de 3,7 g/t. Según especialistas consultados (P.geo. Luis Oviedo), unos 5 g/t es razonable y no habría ningún problema.

Finalmente es necesario restar el tonelaje extraído por las operaciones previas, esta fue calculado usando el volumen

reportados por el levantamiento topográfico, lo que asciende a 3 708 m³ (ver tabla N° 2, p.46), y considerando una densidad de 2,65 g/cm³, arroja un total de 9 826 t de mineral, esta cantidad se sustrae al recurso medido, ya que afecta principalmente a este.

Tabla 33: Clasificación de recursos

Cut off	RECURSOS MEDIDO			RECURSOS INDICADO			RECURSOS INFERIDO		
	t x 1000	AU (ppm)	Au (oz)	t x 1000	AU (ppm)	Au (oz)	t x 1000	AU (ppm)	Au (oz)
0,05	372,634	2,81	33 714,49	256,75	2,04	16 839,89	1577,80	1,78	90 273,41
0,1	321,518	3,25	33 596,51	216,81	2,40	16 747,25	1331,14	2,09	89 699,54
0,25	240,603	4,29	33 177,19	153,45	3,33	16 420,12	934,551	2,92	87 619,30
0,5	193,893	5,24	32 647,74	116,75	4,26	16 004,37	700,268	3,77	84 938,04
0,75	176,681	5,69	32 305,75	103,27	4,74	15 738,15	619,499	4,18	83 303,41
1	157,26	6,29	31 789,17	88,17	5,41	15 338,66	532,876	4,73	80 994,78
2	126,753	7,44	30 322,06	66,62	6,69	14 329,35	408,354	5,72	75 175,44
3	104,753	8,49	28 597,60	51,54	7,95	13 170,84	319,571	6,65	68 323,88
5	76,894	10,11	25 008,07	35,31	9,75	11 066,87	190,068	8,44	51 573,64
7	53,644	11,93	20 574,63	22,59	11,92	8661,39	102,437	10,61	34 952,44
10	27,932	15,17	13 621,31	12,19	14,99	5879,57	49,062	13,1	20 664,64
20	4,468	24,73	3 552,43	1,81	23,93	1396,80	1,048	23,74	800,38
Total	372,634	2,81	33 714,49	256,75	2,04	16 839,89	1577,80	1,78	90273,41

Tabla 34: Recursos totales

Cut off	RECURSOS TOTAL		
	t x 1000	AU (ppm)	Au (oz)
0,05	2 207,18	1,98	140 827,79
0,10	1 869,47	2,33	140 043,30
0,25	1 328,60	3,21	137 216,61
0,50	1 010,91	4,11	133 590,15
0,75	899,45	4,54	131 347,31
1,00	778,31	5,12	128 122,60
2,00	601,73	6,19	119 826,85
3,00	475,87	7,20	110 092,31
5,00	302,28	9,02	87 648,58
7,00	178,67	11,17	64 188,47
10,00	89,19	14,01	40 165,52
20,00	7,33	24,39	5 749,61
Total	2 207,18	1,98	140 827,79

Así se obtienen cerca de 67 068 t de mineral con una ley media de 10,11 g/t como recurso medido y casi 35 310 t de mineral con

una ley media de 9,75 g/t como recurso indicado, finamente 190 068 t de mineral con una ley media de 8,44 g/t como recurso inferido; logrando un gran total de 292 446 t de mineral.

En cuanto al contenido metálico, el recurso medido después de la sustracción aporta un total de 21 872,8 oz de Au, el recurso indicado aporta un total de 11 066,9 oz de Au, y finalmente, si el integro de recurso inferido pasa a categoría indicado, aportaría un total de 51 573,6 oz de Au; logrando un gran total de 84 513,3 oz (9,02 g/t) de Au, esto se puede apreciar en la tabla N° 33 y la curva tonelaje-contenido metálico en la figura N° 33. El recurso medido difiere con las tablas N° 33, por razones del castigo por mineral previamente extraído.

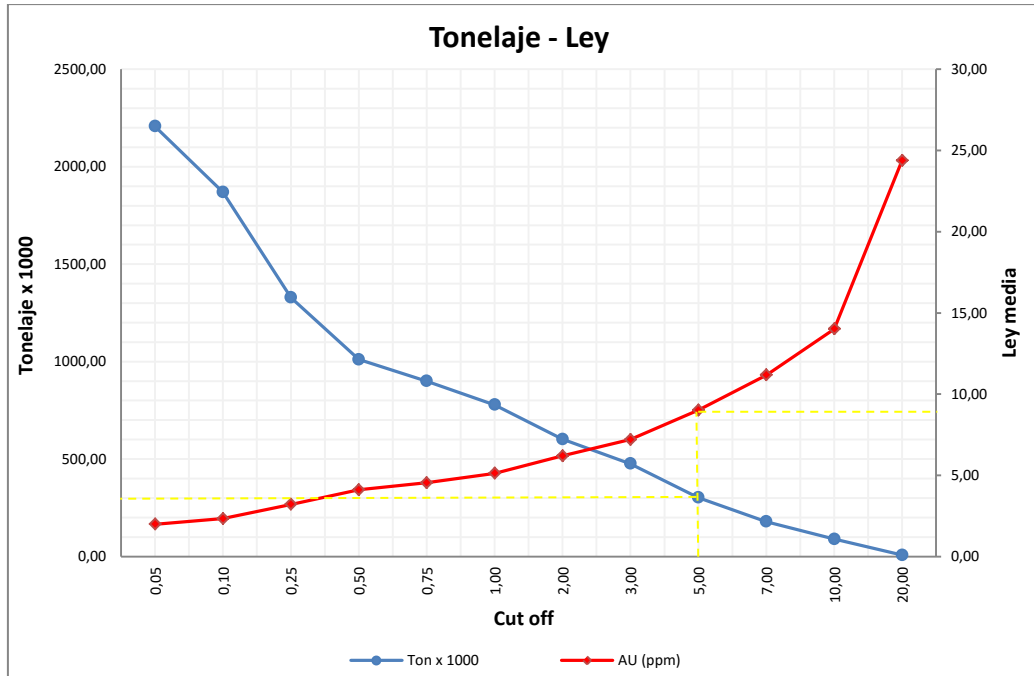


Figura 32: Curva Tonelaje Ley

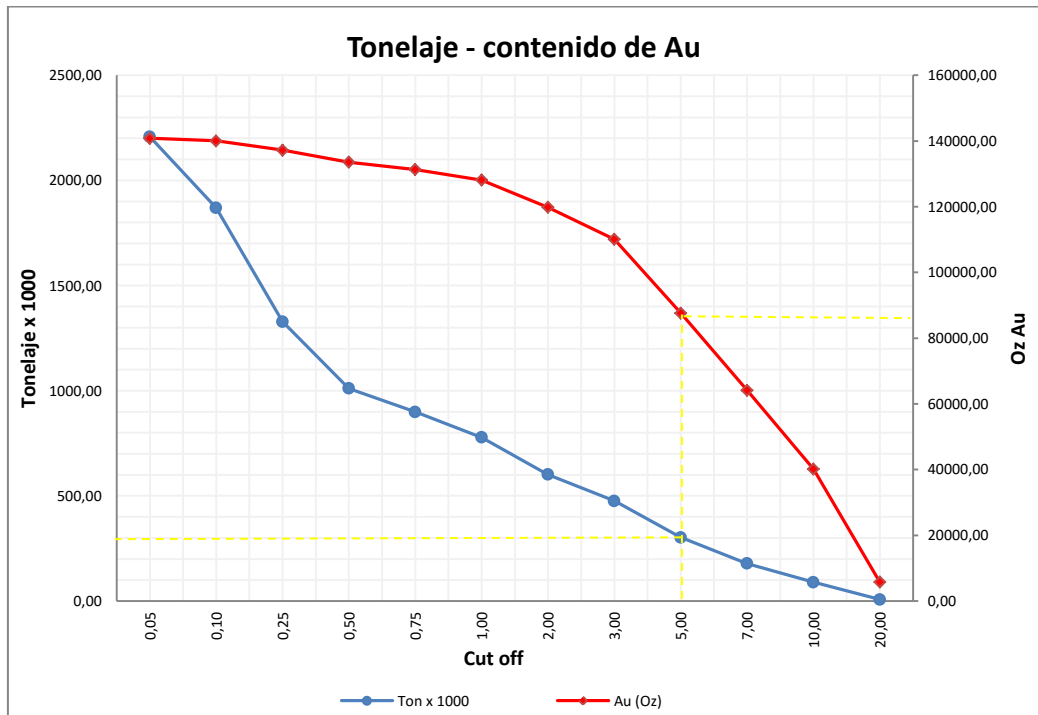


Figura 33: Curva tonelaje contenido de metal

CAPITULO IV

DISCUSIÓN E INTERPRETACIÓN

4.1. Discusión e interpretación geoquímica

Sin duda alguna el principal problema a resolver, en este ítem, fue el de agrupar las variables geoquímicas, de tal manera nos permita el análisis tanto univariante como multivariante de manera que sea representativa. Los análisis de muestreo superficial y subterráneo realizado por la compañía Yamana incluyen 34 elementos más Au, en el cual se considera Galio (Ga), en el caso de análisis de muestras de perforación diamantina consta de 33 elementos más Au, en el que no se incluye Ga. Además, los muestreos realizados por SAM, solo fueron analizados por Au, con la excepción de 34 muestras (incluye Ga e incluye Sc). El problema no fue mucho para el análisis univariante o estadística descriptiva, en caso de análisis multivariante si es de vital importancia que todos los individuos o muestras tengan datos para los n variables. Además el análisis factorial (AF) requiere que los variables tengan las mismas unidades. Muchas de las muestras recolectadas por la compañía SAM no se consideraron para el análisis multivariante por razones mencionadas. En cambio, el análisis univariante o

estadística descriptiva no requiere de estas condiciones, así que se pueden integrar fácilmente la totalidad de datos tanto sondajes, muestreo de galería y superficiales.

Otro de los problemas que se enfrentó fue el que algunos variables geoquímicas poseían bastantes valores por debajo de límite de detección, las cantidades de estos datos en muchos variables sobrepasaban fácilmente los 60 %. Como el propósito de este trabajo no es investigar variables cuyos valores sean inferiores a la abundancia promedio de la corteza terrestre, es que se optó por no considerarlos en el estudio, y se trabajó solo con 24 variables y Ag que fue considerado por que en muchos yacimientos forma una familia geoquímica con Au y también porque, este variable, de los variables descartados, es el que posee menor cantidad de datos LMD (datos por debajo de límite de detección).

Respecto al aseguramiento y control de calidad, el análisis de los duplicados muestra que hay buena precisión en el análisis de laboratorio, el 82,6 % de las muestras poseen errores relativos por debajo de 20 %. Los estándares muestran que la exactitud es aceptable, los sesgos analíticos no sobrepasan el 5 %. Las muestras blancas gruesas muestran que no hay contaminación en

el proceso de preparación de las muestras en el laboratorio. La comparativa de análisis por retalla, ICP y Fire Assay muestran una concordancia significativa. No obstante, el análisis por retalla es la más confiable que los otros métodos ya que minimiza el efecto pepita a diferencia de otros métodos

4.2. Discusión e interpretación de Análisis estadístico

La estadística descriptiva de las 25 variables nos muestra un resumen con los principales parámetros estadísticos básicos, como las medidas de tendencia central. Estos parámetros, permitieron realizar un ensayo de análisis de anomalías usando el criterio de Lepeltier (1969), calculando el umbral para las 25 variables como la media más dos desviaciones estándar y usando como tabla de comparación los valores de elementos menores y trazas para la corteza terrestre de Levinson (1974). Esto nos permitió conocer anomalías altas para Au, Pb, As, Pb, Sb y anomalías moderadas para Co, Cr, Cu, Mn, Ni, Th y Zn. También, el análisis de correlaciones múltiples nos muestra altas correlaciones entre variables distintas a los reportados por análisis de anomalías Lepeltier. Sin embargo, se logra ver dentro del rango de 0,4-0,6 de coeficiente de correlación de Pearson los variables Au, As, Cu, Zn y Sb; de alguna manera se manifiesta con moderada intensidad y

tienen coherencia con las anomalías Lepeltier. Sin embargo el análisis de clúster ratifica de manera categórica la presencia de asociaciones entre variables que no ha sido posible con métodos de análisis previos, este análisis sugiere dos grupos de mayor importancia para los propósitos de este estudio, uno conformado por Au, Ag, As y Sb y otro conformado por Cu, S y Zn; se interpretaría esto como dos eventos de mineralización descubiertos por estos clústers. Finalmente, el análisis factorial, muestra con mayor claridad los eventos geológicos que estarían provocando estas asociaciones, que están resumidos por los 7 factores que han sido descubiertos por el análisis factorial, estas asociaciones se podrían relacionar con mucha fiabilidad con eventos o actividades geológicas ya sea mineralizantes o de metasomatismo. Sin duda los grupos de mayor interés para este caso serían factor 2, 3 y 7, son los que tienen que ver con la ocurrencia de metales en el yacimiento, estos eventos habrían aportado metales de interés económico, esto con diferentes intensidades de mineralización. El factor 2, sugiere que hay tres variables que tienen comportamiento de la variabilidad muy parecida, estos son Au, As y Sb; de igual manera, el factor 3 sugiere una asociación conformado por Cu, S y Zn y finalmente el factor 7 sugiere asociación entre Pb y Ag.

4.3. Discusión e interpretación Geoestadística

Una de las preguntas que se harían muchos sería, ¿por qué se usó 0,3 m como distancia para la compositación?, bueno la respuesta sería que, el filón Solferino tiene variaciones de potencias verdaderas de 0,16-5,16 m por lo menos en los tramos muestreados. Además, se requiere extraer una función aleatoria que explique el comportamiento de la variable regionalizada en el subdominio de interés, esto es posible teniendo datos suficientes para hacerlo, con 0,3 m maximizamos la cantidad de datos a utilizar para el análisis variográfico. No obstante, comparando la estadística descriptiva de los datos del subdominio 1, compositados y no compositados, muestra que no hay variación significativa, en tal sentido, no habría por que modificarlo.

Uno de los problemas fue decidir si la estimación se realiza tanto para el subdominio 1 y subdominio 2 o solo se realiza para el subdominio 1, en este trabajo decidimos hacer solo para el subdominio 1 y partes de subdominio 2 que está en contacto inmediato a la brechas del subdominio 1, que para efectos prácticos lo llamaremos como subdominio mineralizado.

Para este subdominio mineralizado se realizó un análisis variográfico 3D en el cual muestra que hay mayor estructuración de la variable en la dirección $116,57^\circ$ de azimuth, sub-paralelo a la orientación de la veta solferino (azimuth promedio 125°). Muchos podrían objetar este resultado porque, difiere de los 125° de azimuth media de veta Solferino, para opinión del suscrito no habría ningún problema ya que la orientación de la veta es un media, además no hay mucha diferencia con los $116,57^\circ$ de orientación que indica el elipsoide de influencia con respecto a los 125° de azimuth de la veta.

El uso de las dimensiones para el modelo de bloques, también podría ser sujeto a observaciones. Sin embargo, se usó estas dimensiones consultando a especialistas mineros como M. Vega y otros. Además, la estimación que se está haciendo corresponde a la etapa final de los trabajos de exploración, en tal sentido no habría mayor problema. Además, las dimensiones de la veta no justificarían mayores dimensiones, quizás podríamos reducir tamaño de bloques a $1 \times 1 \times 1$ o $0,5 \times 0,5 \times 0,5$; pero esto implica también el tiempo de procesamiento y capacidades de manejar por encima de 2 618 000 bloques que hacen más lenta el proceso de estimación por programas computacionales, cosa que no es práctico por consumo de mucho tiempo.

4.4. Discusión e interpretación de estimación y clasificación de recursos

En este ítem, uno de los temas a discutir sería el uso de los alcances para la estimación y categorización de los recursos, como mencionamos, para este estudio se usó 0,75A para la interpolación de los recursos medidos y 1A para los recursos indicados y 2A para los recursos inferidos.

Se pudo usar 0,5A para recurso medido con lo cual se hubiera disminuido los recursos medido en tal sentido estaríamos subestimando, el uso de 0,75A es respaldado por la información geológica como mapeos y muestreos, para el criterio del autor fácilmente se puede usar 1A para recurso medido, porque, no es tan disparatado; además que nuestro análisis variográfico muestran buena estructuración.

No se realizó estimación fuera del subdominio mineralizado ya que la distancia entre sondaje y sondaje no fue suficientemente cercana para lograr una estimación. Por esta razón, se priorizó a la zona de interés económico donde si reuníamos información de muestreos de canales más cercanos entre sí que el de los sondajes.

No obstante, la información de sondajes ayudo mucho a la estimación de bloques localizados en el subdominio mineralizado.

En total la estimación, logró un contenido metálico inferior a 90 000 oz de Au, aun considerando los recursos medido, indicado e inferido (total); no satisfacen a la hipótesis de este estudio, en tal sentido la compañía tendrá que ejecutar programas de exploración con miras a incrementar los recursos. Estos programas de exploración deberán ser priorizados en interior de la mina ya que por debajo del nivel 458 se aprecia ventanas abiertas para obtener resultados positivos, esto se evidencia con los mapeos y las secciones con información isovalórica generada, mostradas en este trabajo.

CAPITULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones y recomendaciones

Conclusiones:

- Se realizó la evaluación geológica y geoestadística, con lo cual se logró definir este yacimiento, como vetiforme de génesis orogénico; para el cual se estimó los recursos (considerando un cut off de 5 ppm equivalente a 0,16 oz/t) de la siguiente manera: Un subtotal de 67 068 t de mineral de Au con ley media de 10,11 g/t y contenido metálico de 21 872,8 oz de Au, corresponde a la categoría de recurso medido; alrededor de 35 310 t de mineral de Au con una ley media de 9,75 g/t y contenido metálico de 11 066,9 oz de Au, corresponde a la categoría de recurso indicado; finalmente, un subtotal de 190 068 t de mineral de Au con una ley media de 8,44 g/t y contenido metálico de 51 573,6 oz de Au, que corresponden a la categoría de recurso inferido. En tal sentido, las categorías medido e indicado aportarían un total de 102 378 t de mineral con una ley media de 9,99 g/t, para lograr un contenido metálico total de 32 872,3 oz de Au, cantidad inferior a la hipótesis del presente.

- Se realizó mapeo geológico interior mina y superficial (esta última, con limitaciones), lo que permitió definir el tipo de yacimiento, como filoniano de génesis orogénico, por las siguientes consideraciones: estilo de mineralización, alta relación Au/Ag, ausencia de alteración, configuración tectónica regional, litología hospedante, etc. Adicionalmente, su génesis está bastante marcado por el desarrollo de sistema estructurales extensionales (sistemas Riedel), influenciado por sistema de fallas regionales de componente sinistral (premineral), como Palestina y San Jerónimo-Cauca.
- Se realizó la caracterización estadística de variables geoquímicas, utilizando métodos univariante y multivariante, los que demostraron la presencia de tres eventos geológicos que posiblemente estén relacionadas con la mineralización del yacimientos Solferino; estos tres eventos están representados por las asociaciones Au-As-Sb, Cu-Zn-S y Ag-Pb; que podrían estar representando flujos mineralizantes.
- Se empleó el método de kriging ordinario para la estimación de leyes, para el modelo de bloques definido, que comprende el subdominio mineralizado; esta fue satisfactorio. Se empleó este método, porque estima leyes con menor sesgo que los otros métodos como: Inverso a la distancia al cuadrado, mínima curvatura, vecindad cercana, etc.

- Para la estimación y clasificación de los recursos se empleó un modelo geoestadístico representado por el variograma teórico de tipo esférico, que fue definido por el análisis variográfico 3D. No obstante, este análisis encontró una anisotropía con eje mayor a 116.57° de azimuth y -37.76° de inclinación con un alcance máximo de 49,61m. El eje semi-menor y menor de $296,57^\circ\text{Az}/-52,24^\circ\text{dip}$ y $26,57^\circ\text{Az}/0^\circ\text{dip}$, con alcances de 27,55m y 20,38m respectivamente. Esto demuestra que hay una buena estructuración de la variable regionalizada (Au), y obedece a un modelo teórico de tipo esférico como se mencionó líneas arriba.

Recomendaciones:

- Se recomienda proseguir estudios exploratorios (principalmente programa de sondajes) por debajo del nivel 458 (galería -2) ya que la estimación de leyes para el modelo de bloques, muestra altos valores de ley Au, hacia abajo del nivel mencionado, como se aprecia en las secciones de modelo de bloques. Consultar figura N° 31. Adicionalmente, los trabajos de mapeo y muestreo favorecen esta idea. En tal sentido, el proyecto tiene potencial para incrementar los recursos.

- Realizar sondajes exploratorios sobre la proyección de la falla Solferino, tanto hacia noroeste como hacia sureste, es posible que este yacimiento pueda comportarse como veta tipo rosario. Por otro lado, las exploraciones previas no han enfatizado estas zonas, así como lo demuestran la ubicación de sondajes en el plano N° 8.
- Se recomienda realizar análisis geoquímicos que incluyan Cu, Zn, Ag y Pb; para todas las muestras que se generen en el futuro. Adicionalmente, se recomienda realizar un reanálisis de las pulpas de los 316 muestras correspondientes a canales del interior mina, por: Cu, Zn, Ag y Pb, a fin de realizar estimación por estas variables; es posible que representen recursos considerables, que podrían incrementar los recursos del yacimiento como Au equivalente.
- El contenido de arsénico oscila entre 2 a 10 000 ppm, con una media de 325.11ppm; este valor es considerablemente alto, es por eso que se recomienda tener en consideración en los procesos metalúrgicos.

Bibliografía

Álvarez, M., Ordóñez, O., Valencia, M., & Romero, A. (2007). Geología de la zona de influencia de la falla Otú en el distrito minero de Segovia-Remedios. IBN Publindex.

Alzate, M. T. (2006). Generación de información básica en geología para incrementar el conocimiento y agregar valor al proyecto 11 minas, que sirve de plataforma para acceder a recursos económicos y de asistencia técnica especializada. Remedios-Antioquia: Gobierno de Antioquia.

Etayo-Serna, F. (1986). La Icnofacies Zoophycos-Chondrites del Cretacico de la Cordillera Occidental de Colombia y su posible significación paleoambiental. 405-422.

Feininger, T., Barrero, D., & Castro, N. (1972). Geología, parte de los departamentos de Antioquia y Caldas (sub-zona II-B). Boletín Geológico Ingeominas, Volumen XX, N° 2.

Flores, A. (2003). Colombia: Evolucion de sus relieves y modelados. Bogotá: Universidad Nacional de Colombia.

Franz, C., Ordoñez, O., & Chemale, J. (2007). Caracterización de ambientes geológicos con mineralizaciones de oro en los Andes Colombianos. Congreso Colombiano de minería, Memoria III.

Gómez-Tapia, J., Nivia-Guevara, Á., Montes-Ramírez, N. E., Jiménez-Mejía, D. M., Sepúlveda-Ospina, M. J., Gaona-Narváez, T., Velásquez-David, M. E. (2007). Atlas Geológico de Colombia. Bogotá: Instituto Colombiano de Geología y Minería (INGEOMIMAS).

González, H. (1980). Geología de las planchas 167 (Sonson) y 187 (Salamina). Boletín Geológico Ingeominas, 23(1), 1-174.

Griem, W. (2015). GeoVirtual2 - Museo Virtual. Obtenido de <http://www.geovirtual2.cl/Geoestructural/gestr04c.htm>

Interlatin corporation. (octubre de 1999). Guía de viajero. Recuperado el 21 de agosto de 2015, de Colombia.com: <http://www.colombia.com/turismo/guiadelviajero/indexclima.asp>

Londoño, A. C. (1998). Geoformas asociadas a batolito Antioqueño. Ingeominas, 133-143.

Londoño, C., Montoya, J. C., Ordóñez, O., & Restrepo, J. J. (2009). Características de las mineralizaciones vetiformes en el distrito minero Bagré-Nechi, Antioquia. Boletín de geociencias de la tierra, 29-38.

Maya, M., & González, H. (1995). Unidades litodémicas en la cordillera central de Colombia. (Ingeominas, Ed.) Boletín Geológico, 35(2-3), 43-57.

Mercado, M. (2005). Los Neis Miloníticos asociados al batolito Antioqueño y al complejo Cajamarca, departamento de Antioquia, Colombia. Grupo de investigación en estratigrafía, 59-72.

Ordóñez, O., & Pimentel, M. (2001). Consideraciones geocronológicas e isotópicas del batolito Antioqueño. Universidad de Brasilia & Universidad Nacional de Colombia, 27-35.

Ordóñez, O. (2001). Provincias metalogénicas de Colombia. Universidad Nacional de Colombia - Sede Medellín.

Ordóñez, O., Martins, M., & Henrique, J. (2007). Edades U-Pb de Batolito Antioqueño. Instituto de Geociencias, Universidad de Brasilia & Universidad Nacional de Colombia, 1.

Oyarzun, R., & Doblas, M. (s.f.). FALLAS Y ZONAS DE CIZALLA (PARTE I). Obtenido de <http://www.uclm.es/users/higueras/yymm/fallas/FallasPrimeraParte.htm>

Restrepo, J. J., & Toussaint, J. F. (1987). Cuencas de tracción sinistral en la falla de minas del sistema Cauca-Romeral, en las cercanías de Medellín, Colombia. Universidad Nacional de Colombia, Medellín(31), 57-60.

Restrepo, J. J., & Toussaint, J. F. (1988). Mesozoic and Cenozoic accretionary events in the Colombian andes. Episodes, 189-193.

Restrepo, J. J., & Toussaint, J. F. (1989). Acreciones sucesivas en Colombia: un nuevo modelo de evolución geológica. Congreso Colombiano de Geología, 127-146.

Restrepo, J. J., Ordóñez, O., Martens, U., & Correa, A. M. (2009). Terreno, Complejos y provincias de la cordillera central de Colombia. Universidad Nacional de Colombia, sede Medellín, Stanford University, Mineros S.A., 49-56.

Restrepo, J. J., Ordóñez, O., Uwe, M., & Correa, A. M. (2009). Terrenos, Complejos y provincias en la cordillera central de Colombia. Stanford University, Mineros S.A., 49-56.

Restrepo, J. J., Toussaint, J. F., González, H., Cordani, U., Kawashita, K., & Linares, E. y. (1991). Precisiones geocronológicas sobre el occidente Colombiano. Simposio sobre magmatismo andino, 1-22.

Rodríguez Álvarez, R. (2007). Aproximación a la evaluación metalogénica y afinidad al modelo de oro orogénico de los depósitos minerales del sector norte de la cordillera central de Colombia. Investigación independiente, 1-62.

Rodríguez, G., Gonzáles, H., & Zapata, G. (2007). Complejo el Retiro, Cordillera central, Colombia. Instituto Colombiano de Geología y Minería(INGEOMINAS).

Ruiz, E. C., Blanco, I. F., Toro, L. M., Moreno, M., Vinasco, C. J., Garcia, A., . . . Gómez, A. (Diciembre de 2012). Geoquímica y petrología de las metabasitas del complejo Arquía (Municipio de Santafe de Antioquia y Río Arquía, Colombia): Implicaciones geodinámicas. Boletín Ciencias de la Tierra, 65-80.

Simón, A. (2006). Aseguramiento y Control de la Calidad en la Exploración Geológica. AMEC Internacional (Chile) S.A., 10.

Toussaint, J. F., & Restrepo, J. J. (1996). Mesozoic and Cenozoic accretionary events in the Colombian andes. Trid ISAG, 513-515.

Vinasco, C. J. (2001). A utilização da metodologia $40\text{Ar} - 39\text{Ar}$ para o estudo de reativações tectônicas em zonas de cisalhamento. Instituto de Geociências, Universidad de São Paulo, pp 1-85, São Paulo, Brasil, 1-85.

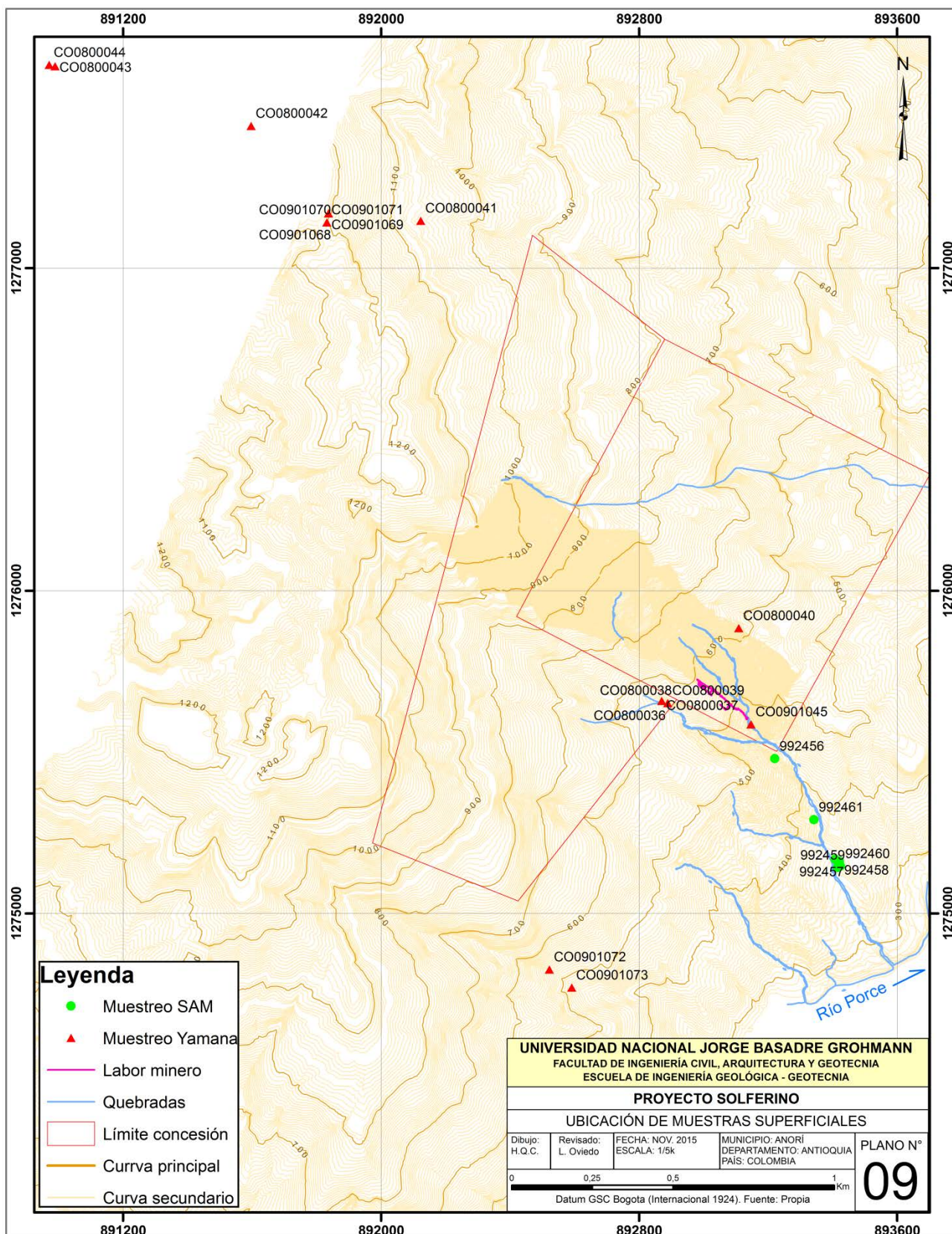
Vinasco, C. J., Cordani, U. G., Gonzáles, H., Weber, M., & Pelaez, C. (2006). Geochronological, isotopic, and geochemical data from Permo

Triassic granitic gneisses and granitoids of the Colombian Central Andes.
Journal of South American Earth Science, 355–371.

Vinasco, C., Gordani, U., H., G., Weber, M., & Peláez, C. (2005).
Geochronological, isotopic, and geochemical data from Permo-Triassic
granitic gneisses and granitoids of the Colombian Central Andes.
Universidad Nacional de Colombia, Medellín.

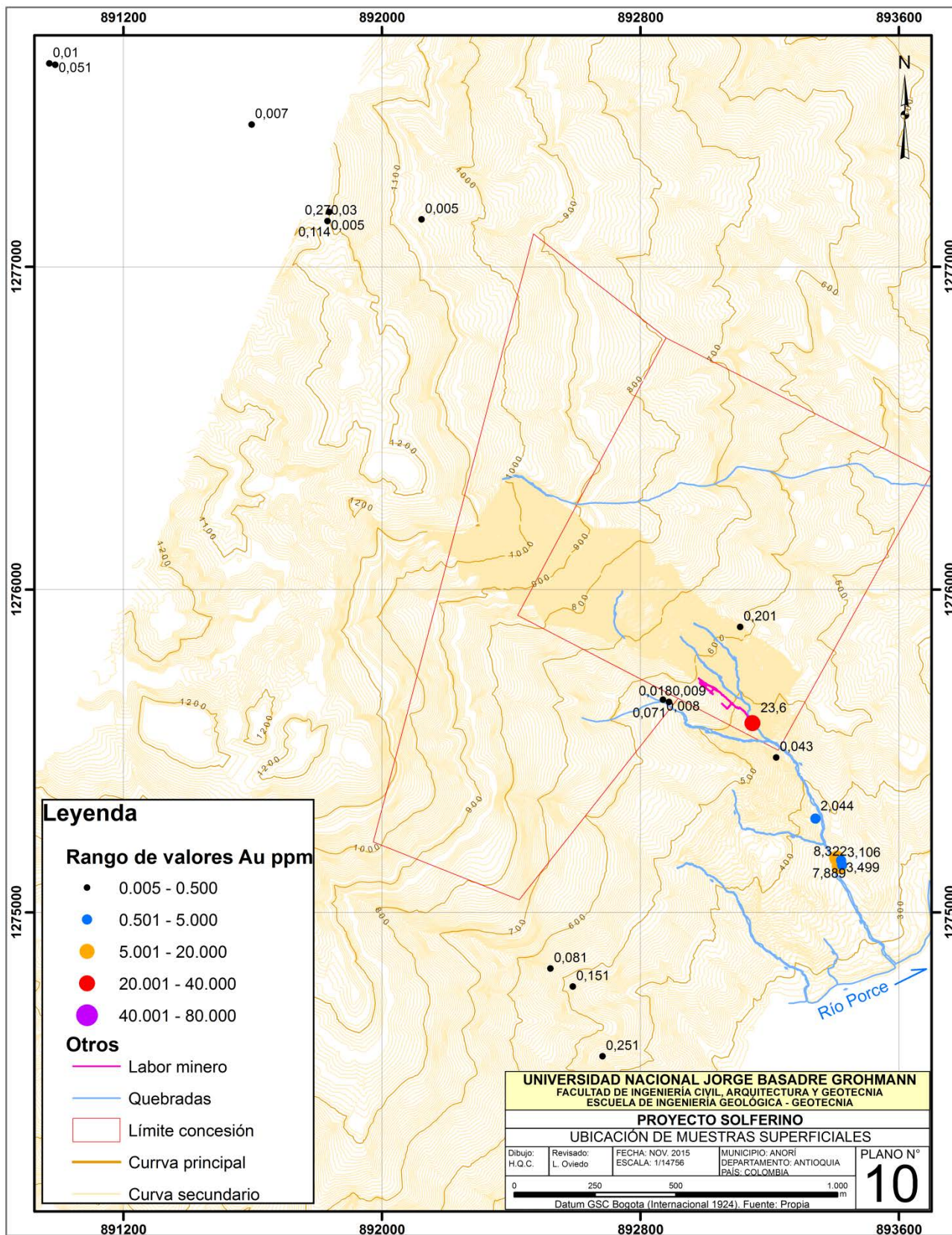
Anexos

Anexo 1: Plano, muestreo superficial.

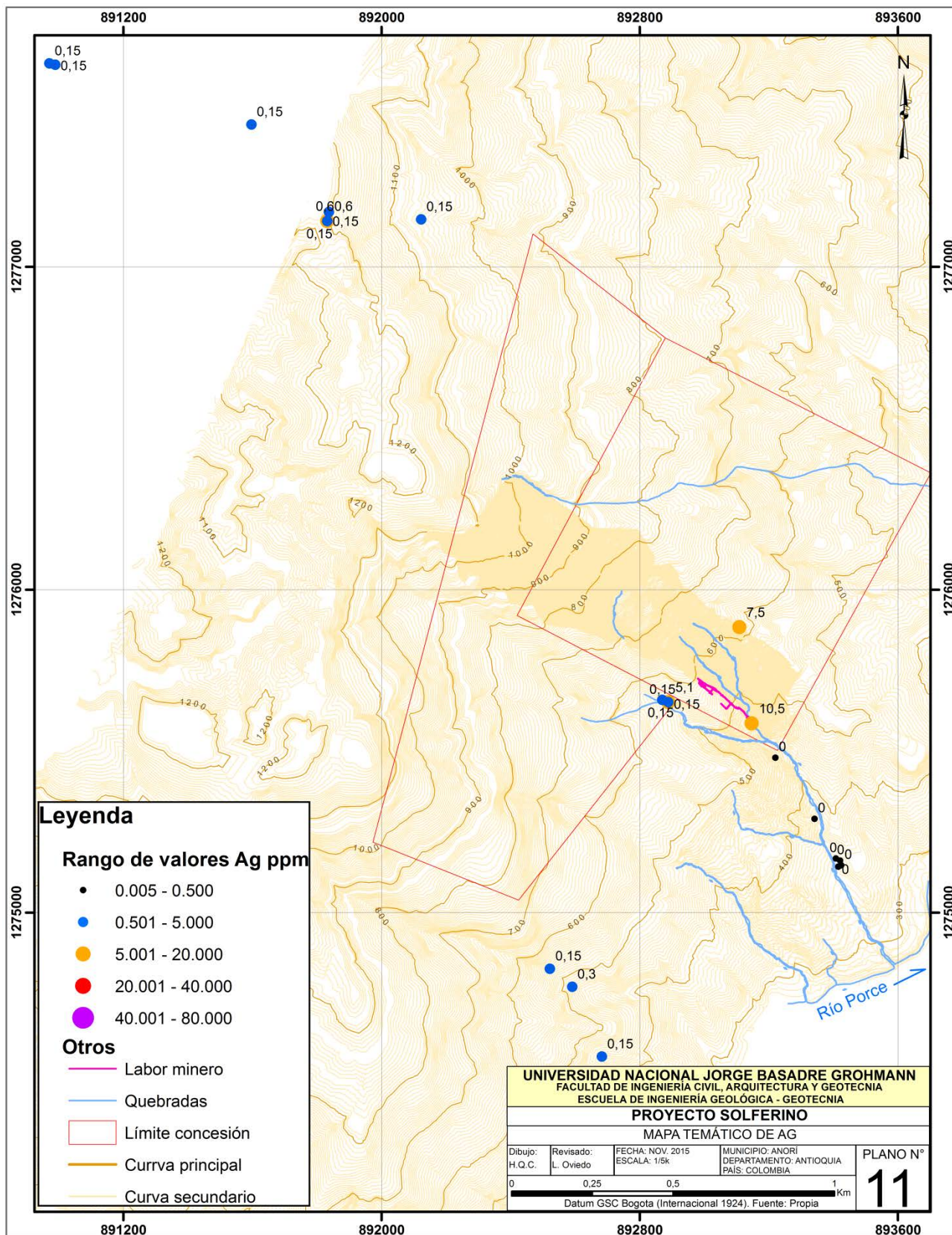


Anexo 2: Mapa temático de geoquímica superficial

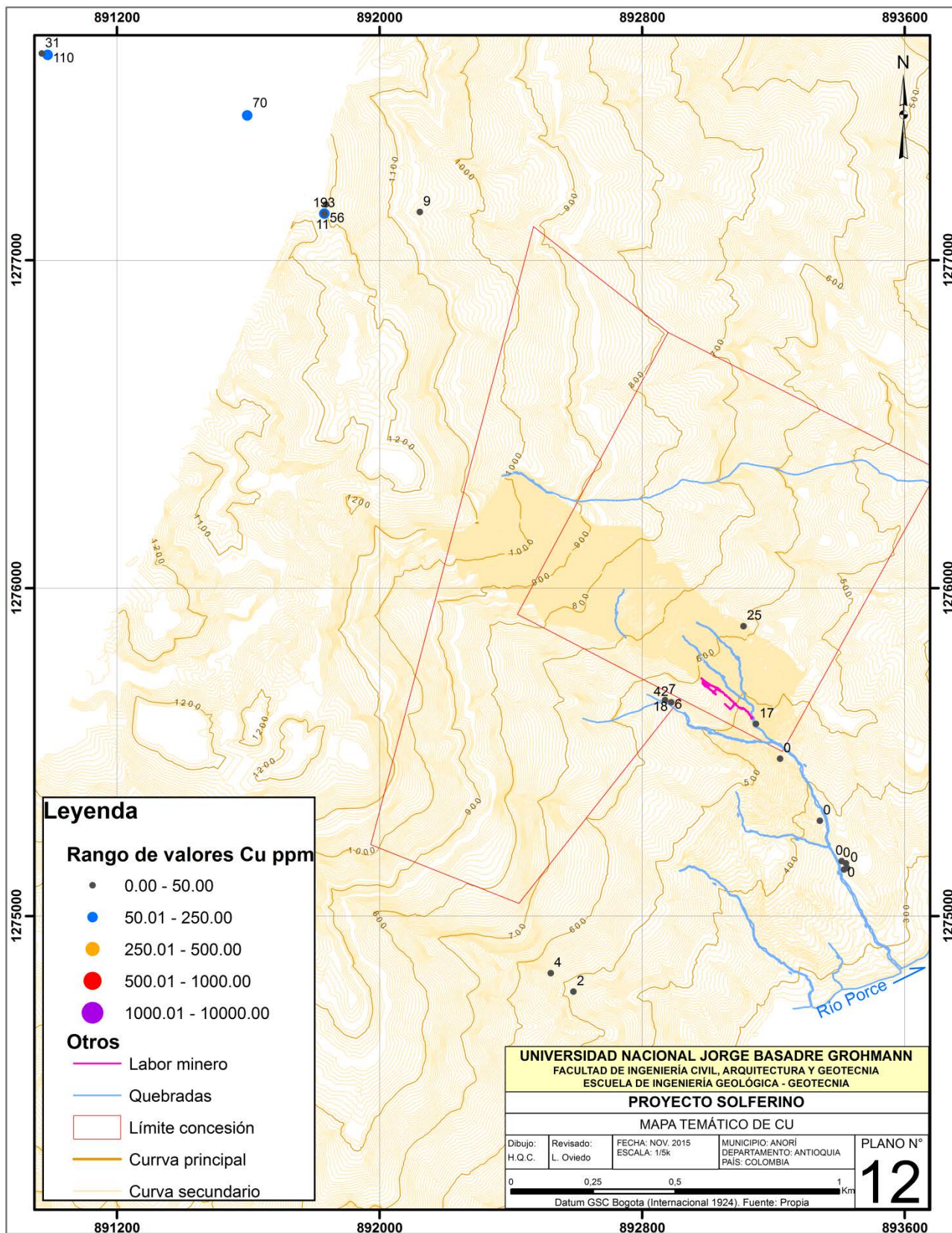
2.1: Plano, valores de Au ppm



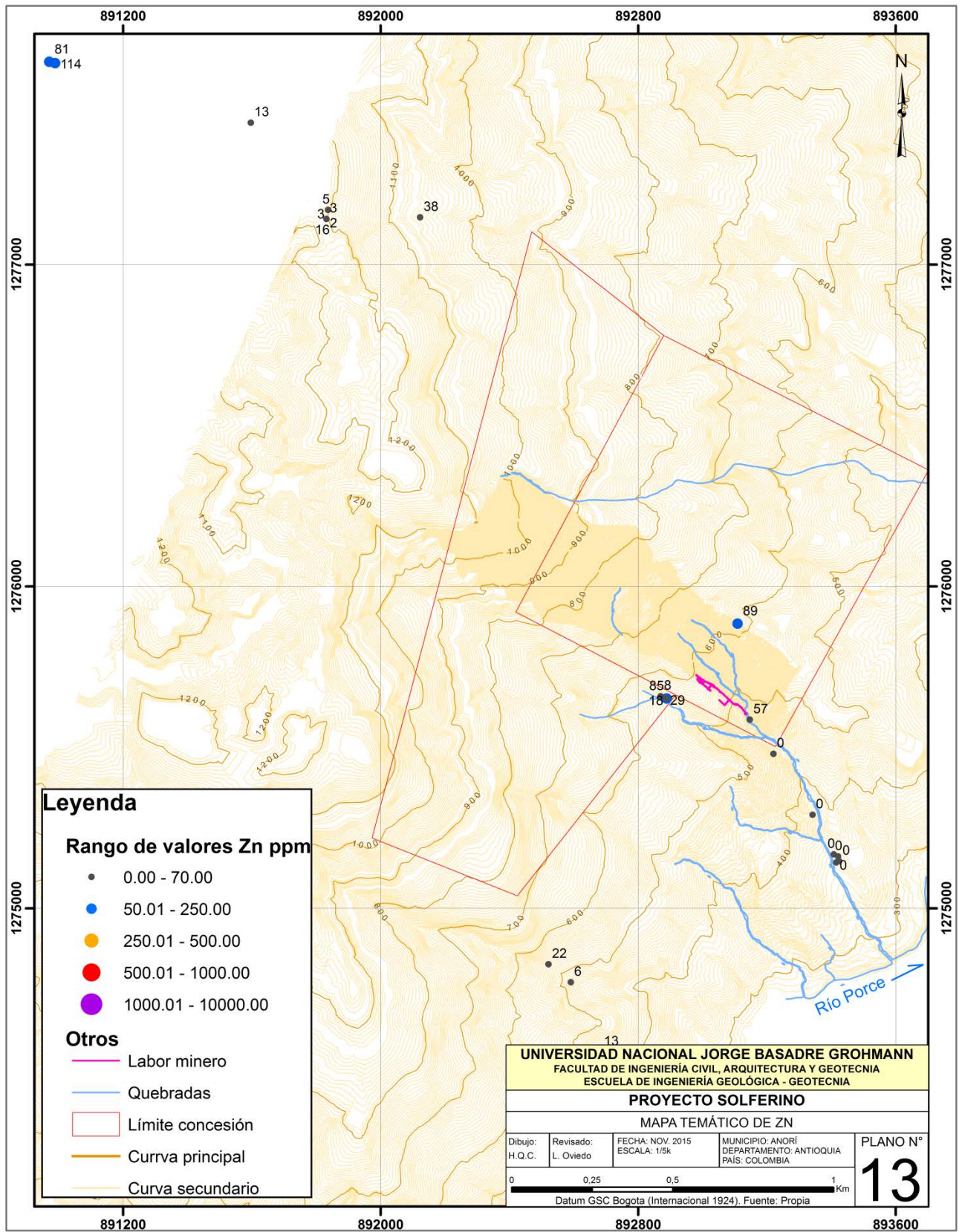
2.2: Plano, valores de Ag ppm



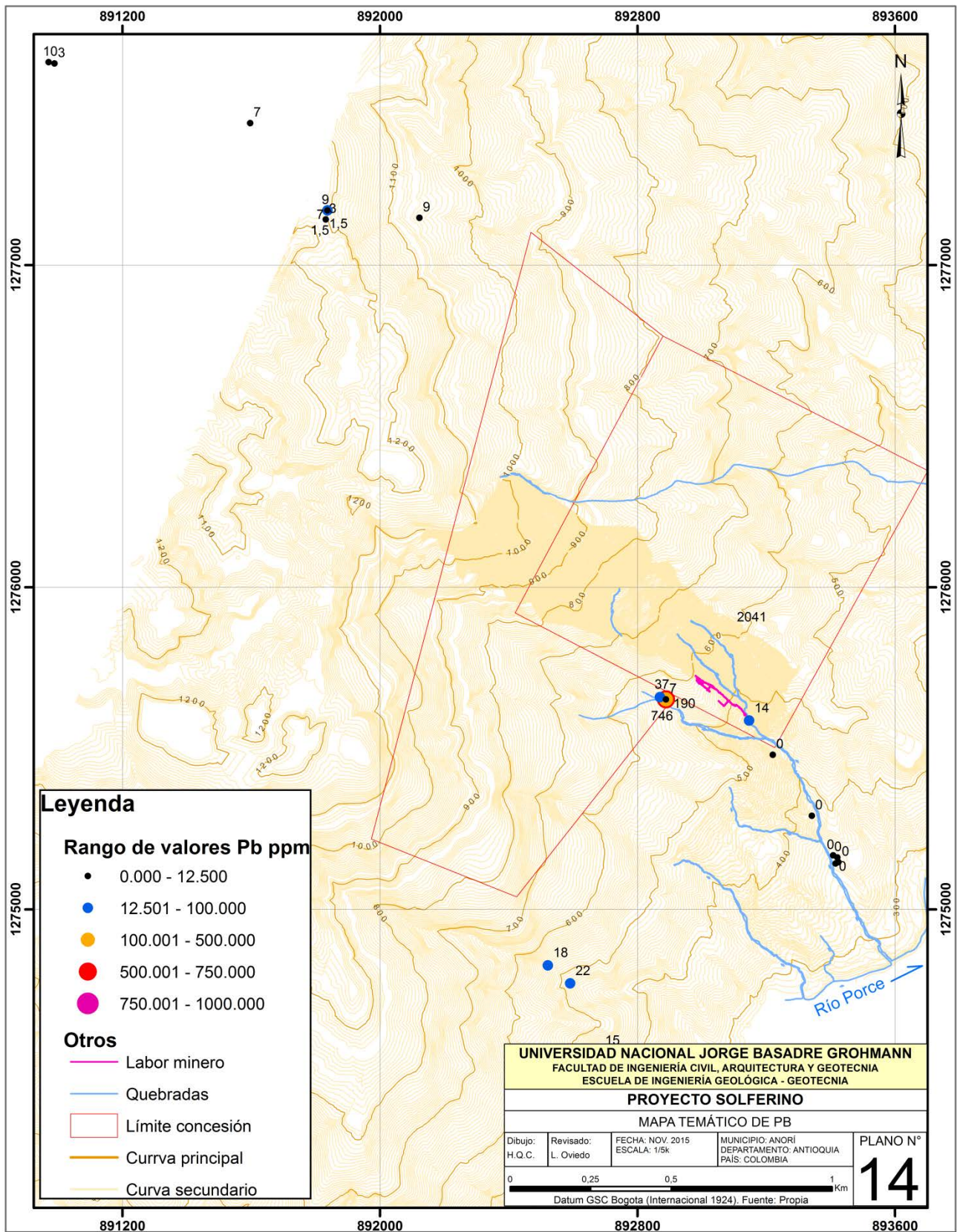
2.3: Plano, Valores de Cu ppm



2.4: Plano, valores de Zn ppm



2.5: Plano, valores de Pb ppm



Anexo 3: Plano geológico-estructural-geoquímico de galerías y figuras

3.1: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 458 (-2)

3.2: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 463 (-1)

3.3: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 472 (0)

3.4: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 478 (1)

3.5: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 482 (2)

3.6: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 495 (4)

3.7: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 507 (5)

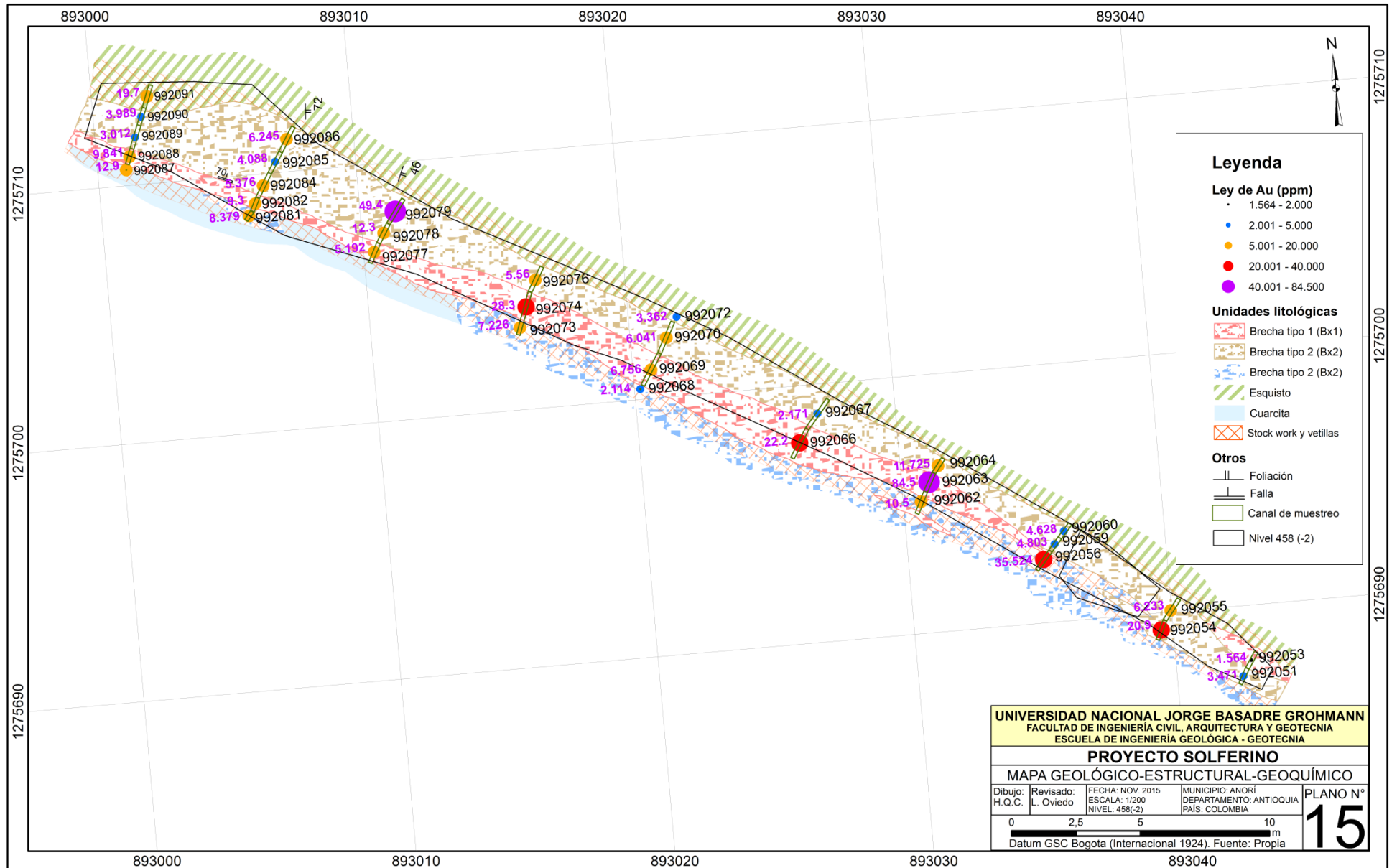
3.8: Figura mostrando localización de secciones, Fuente propio.

3.9: Figura mostrando nivel 472(0) con modelo de bloques estimados, categoría de recurso medido, vista en planta.

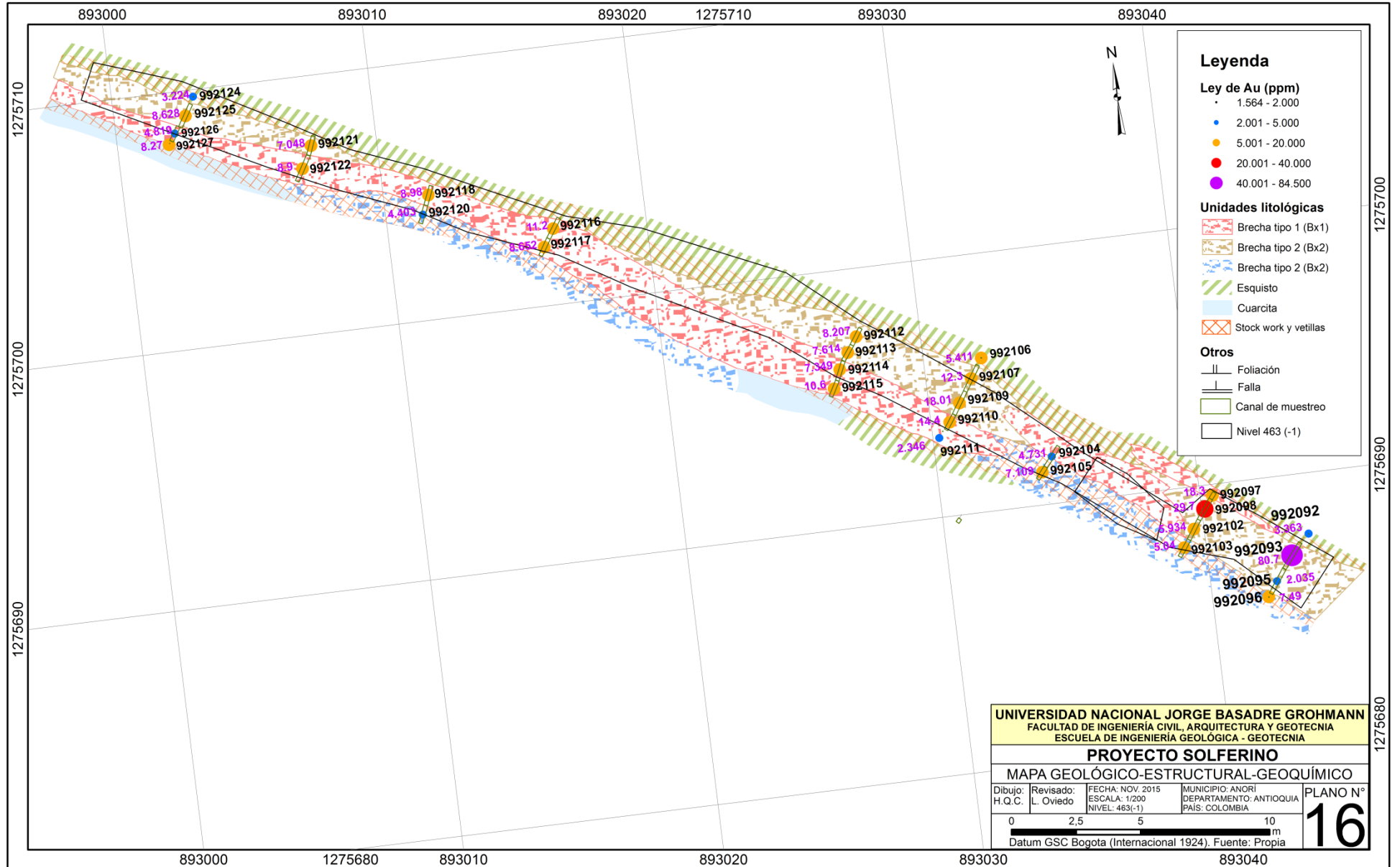
3.10: Figura mostrando nivel 472(0) con modelo de bloques estimados, categoría de recurso indicado, vista en planta.

3.11: Figura mostrando nivel 472(0) con modelo de bloques estimados, categoría de recurso inferidos, vista en planta.

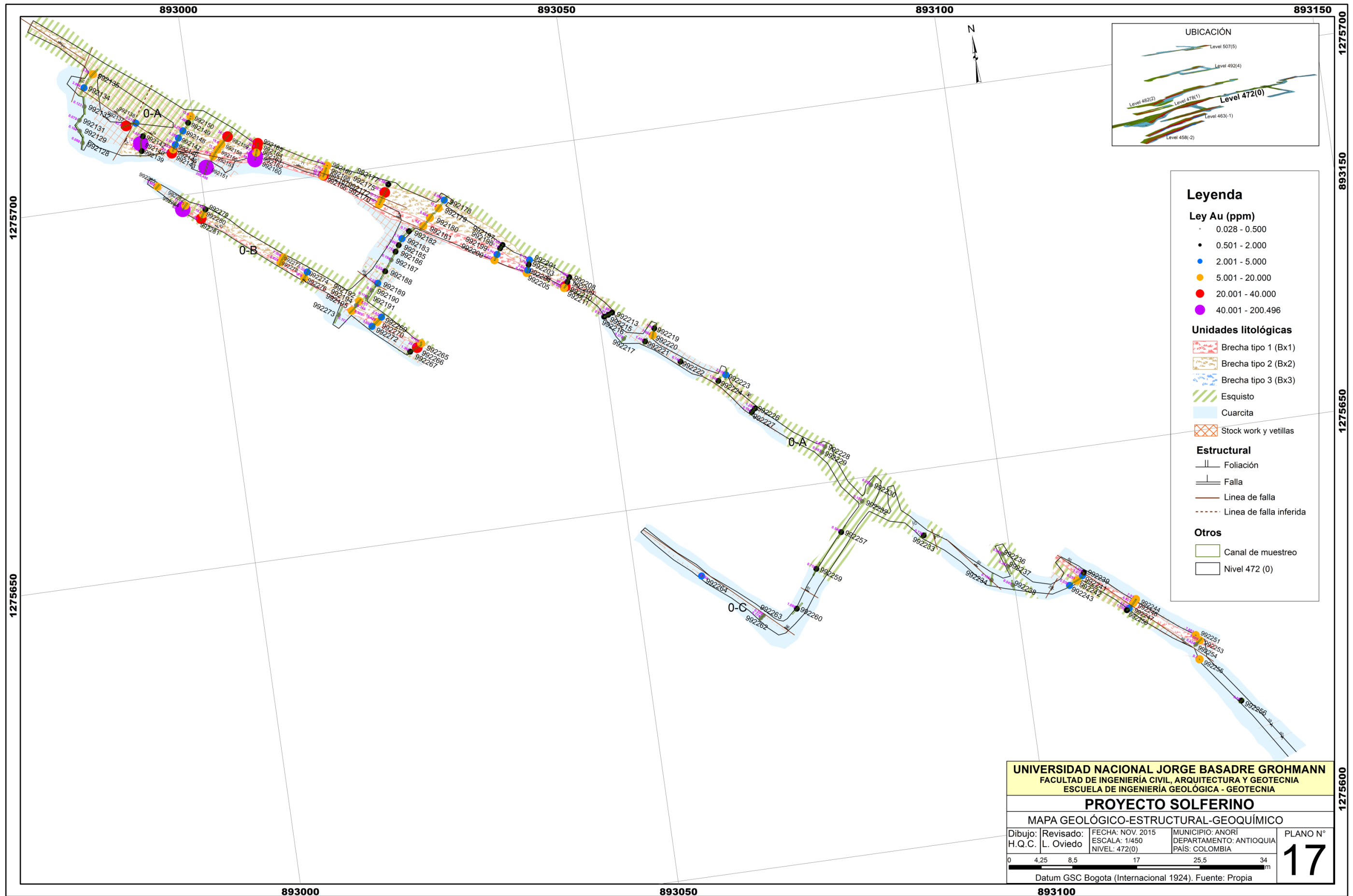
3.1: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 458 (-2)



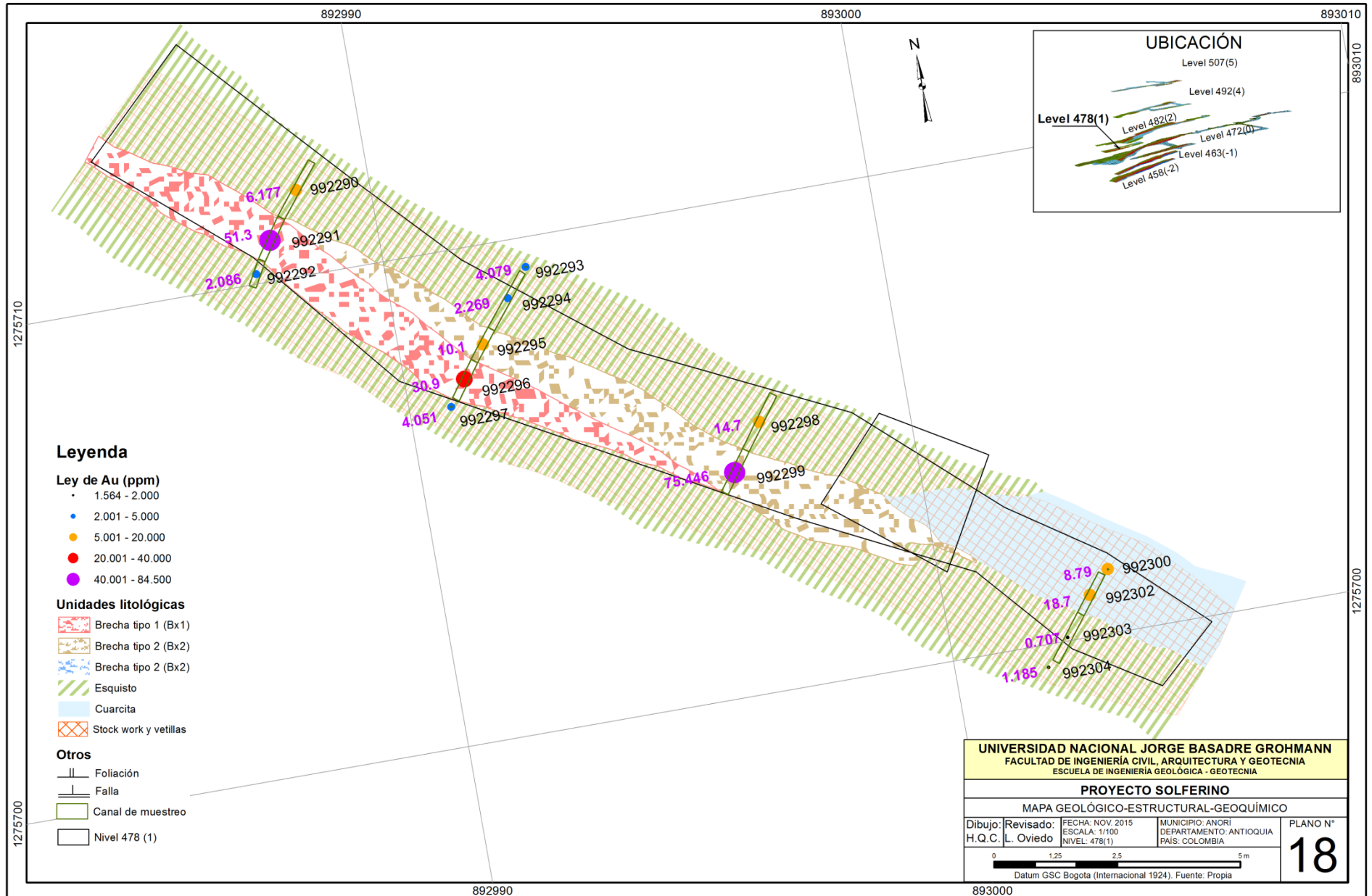
3.2: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 463 (-1)



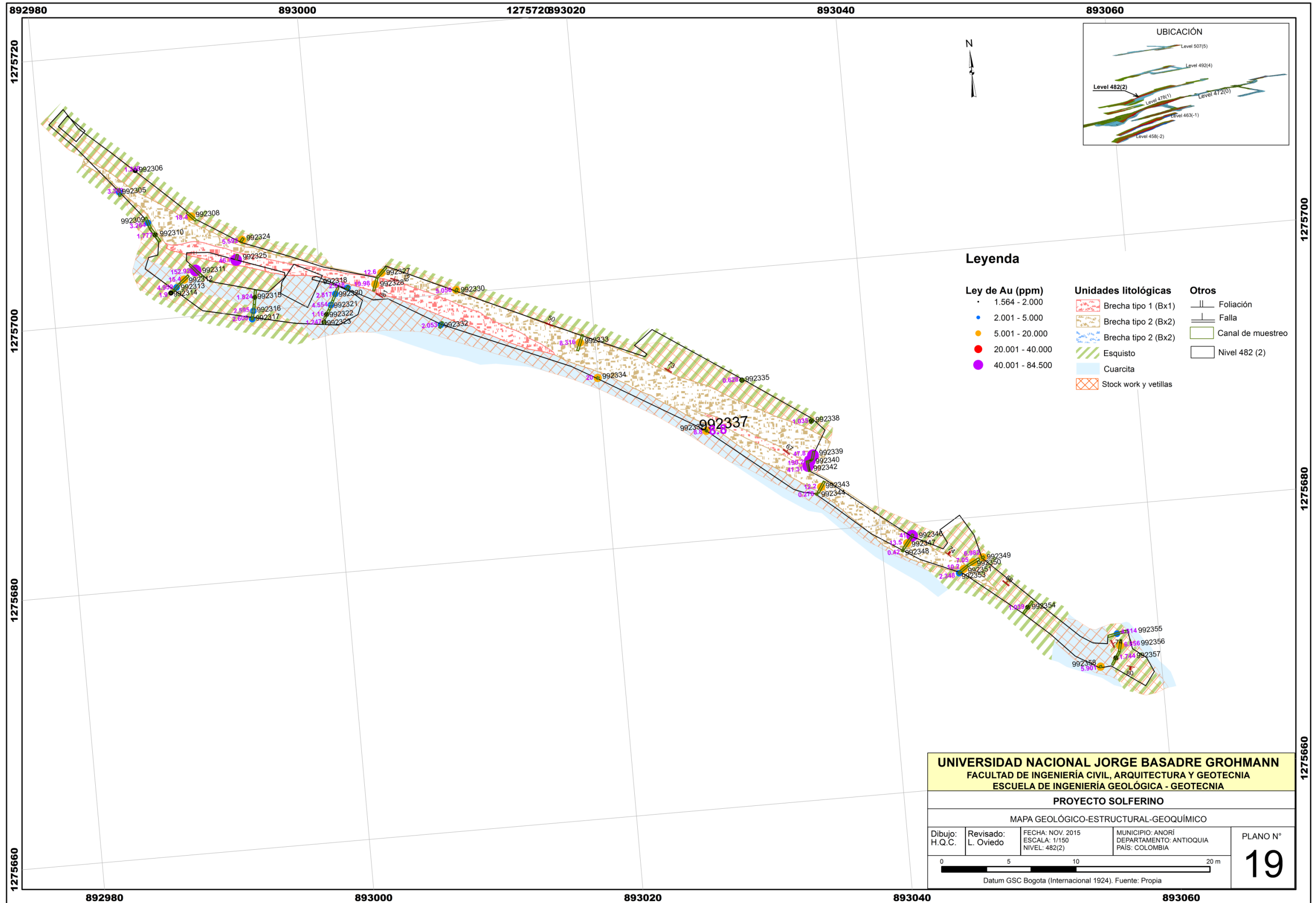
3.3: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 472 (0)



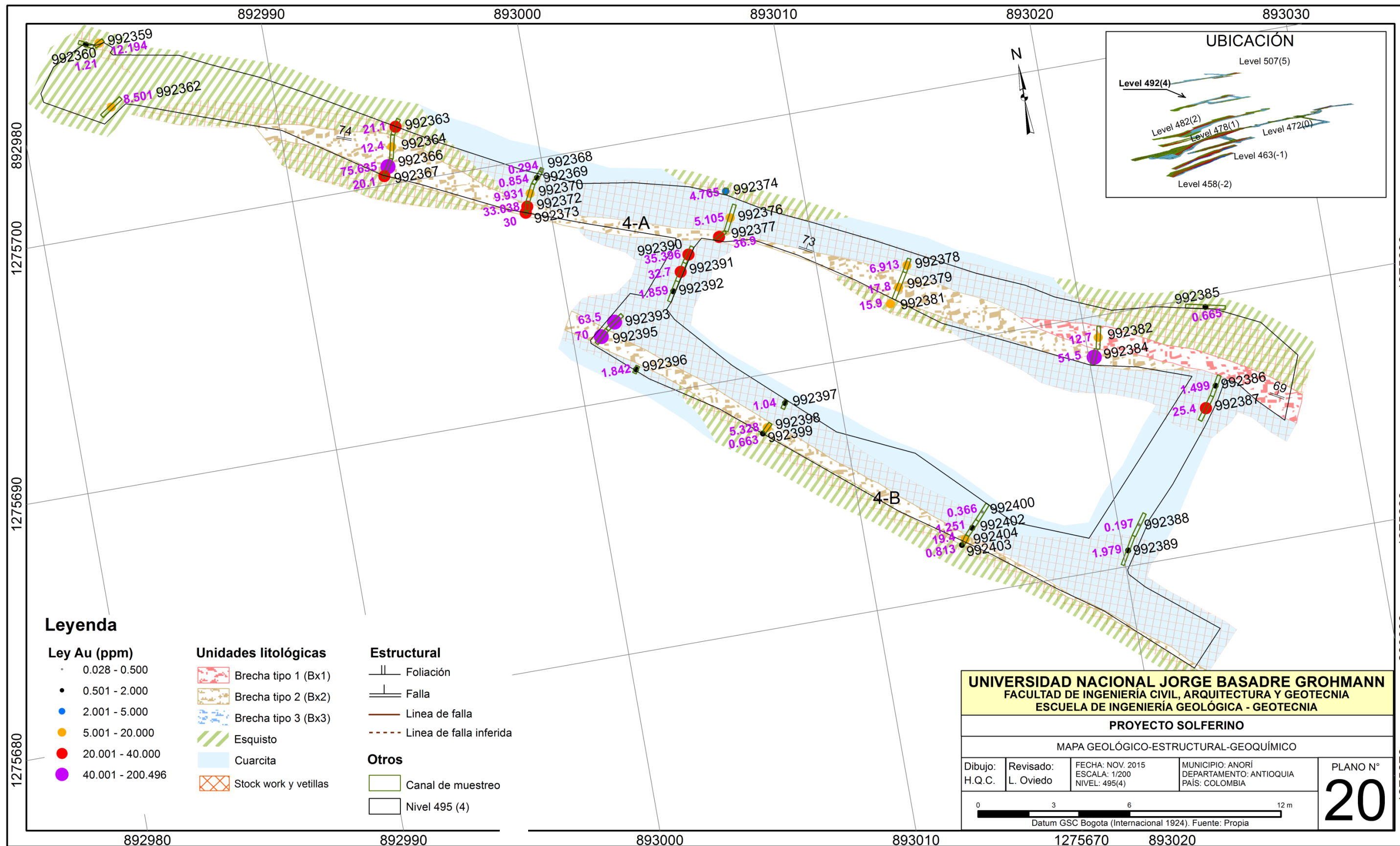
3.4: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 478 (1)



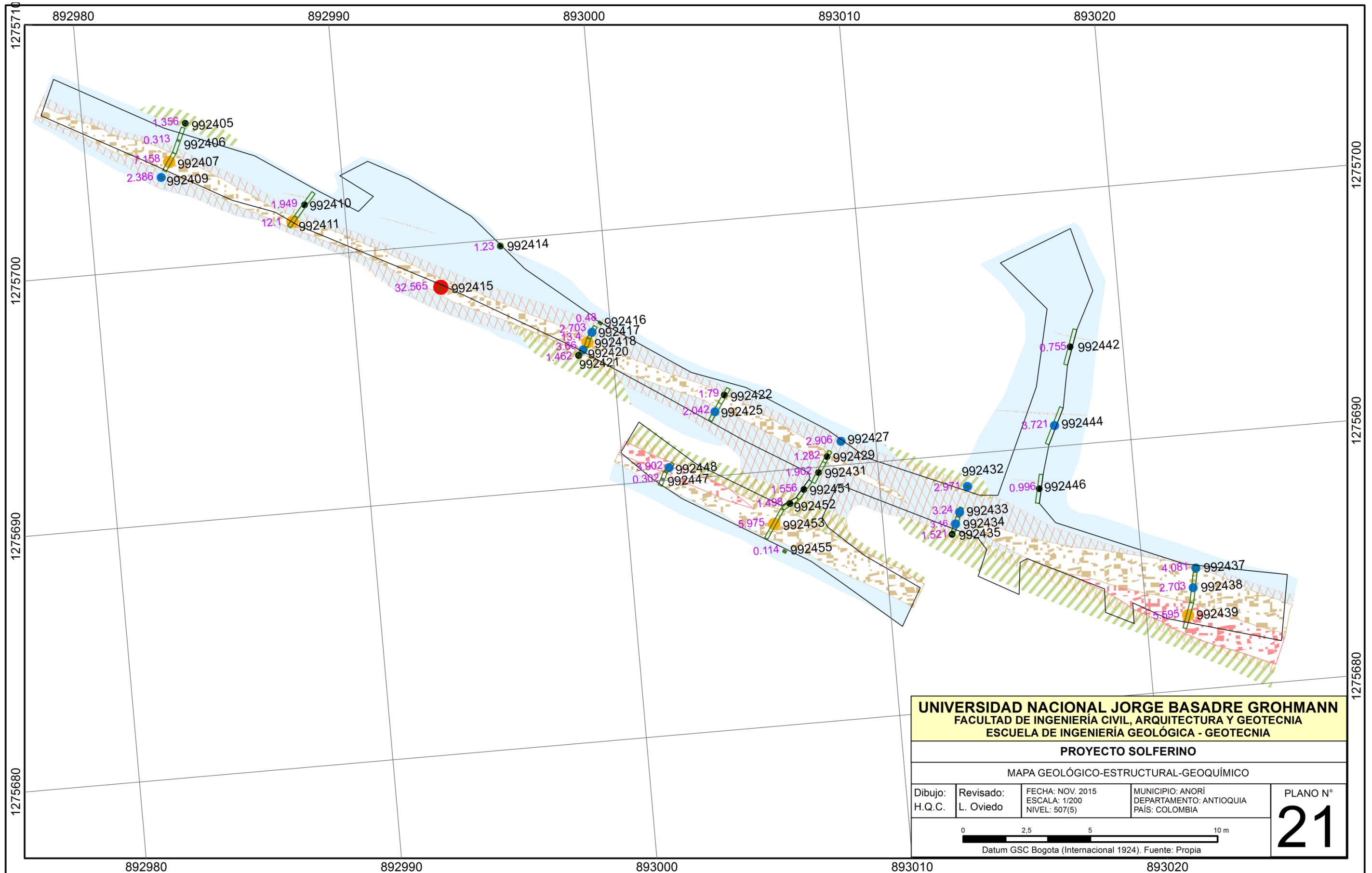
3.5: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 482 (2)



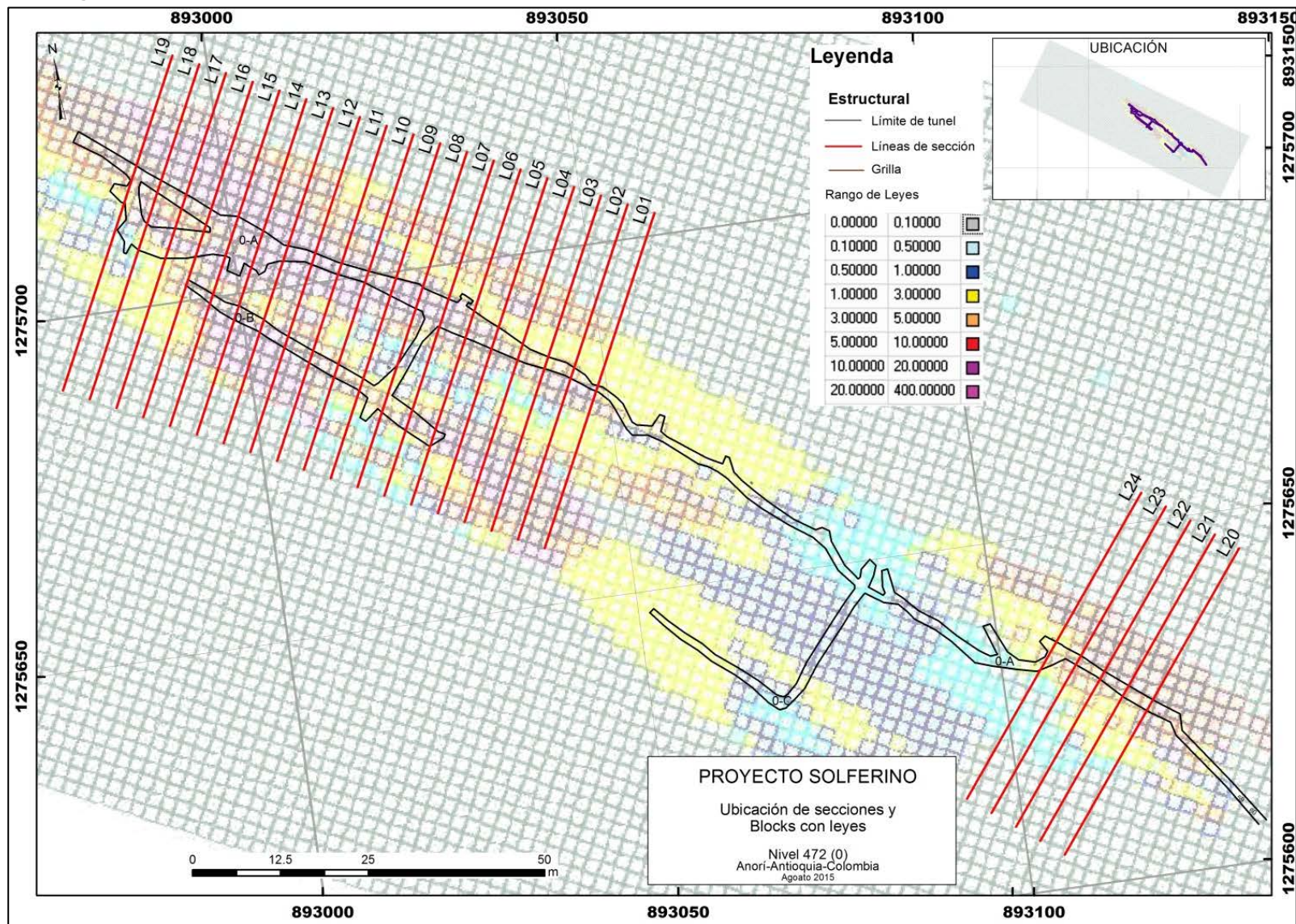
3.6: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 495 (4)



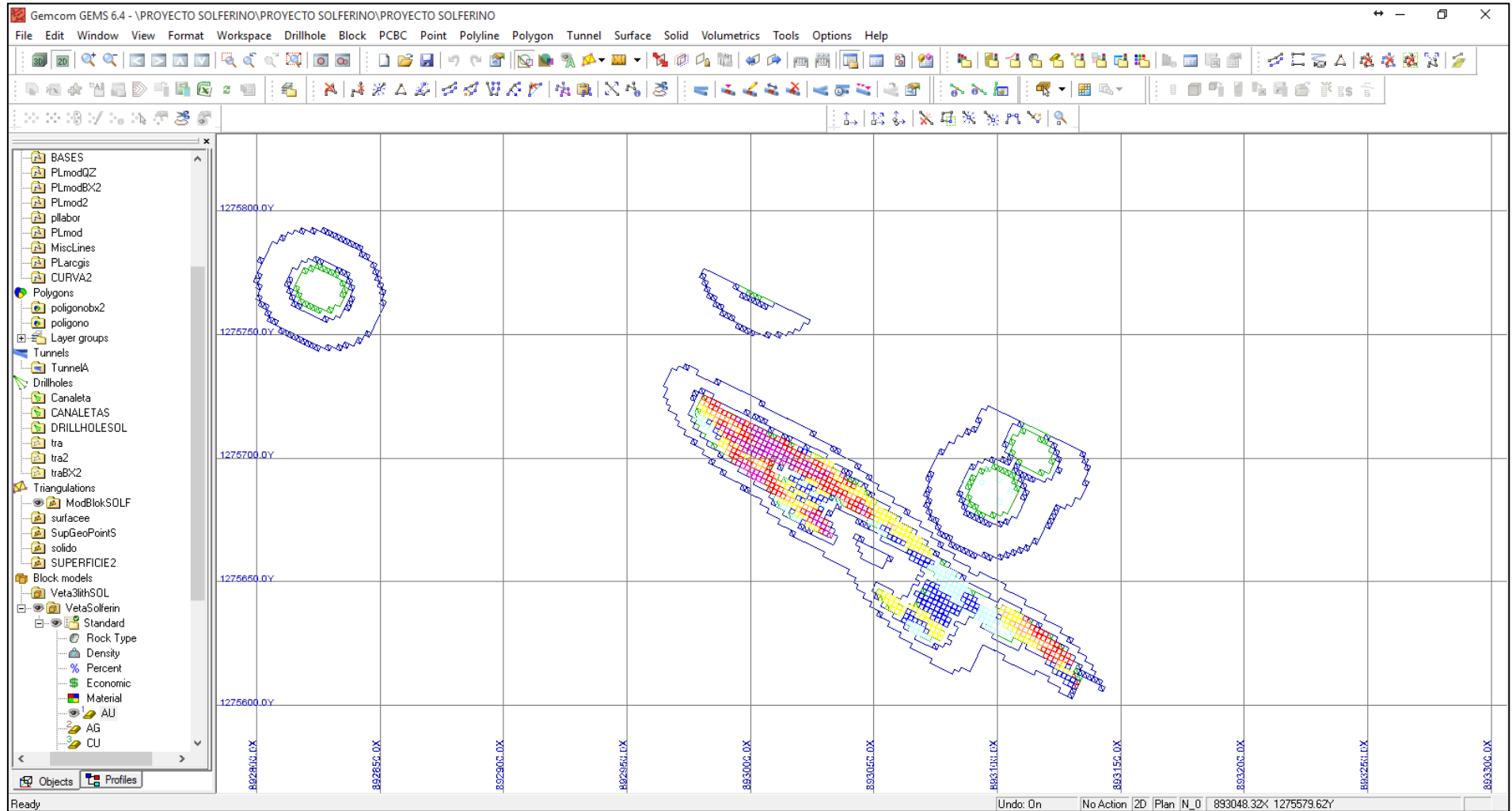
3.7: Plano geológico-estructural-geoquímico, nivel 507 (5)



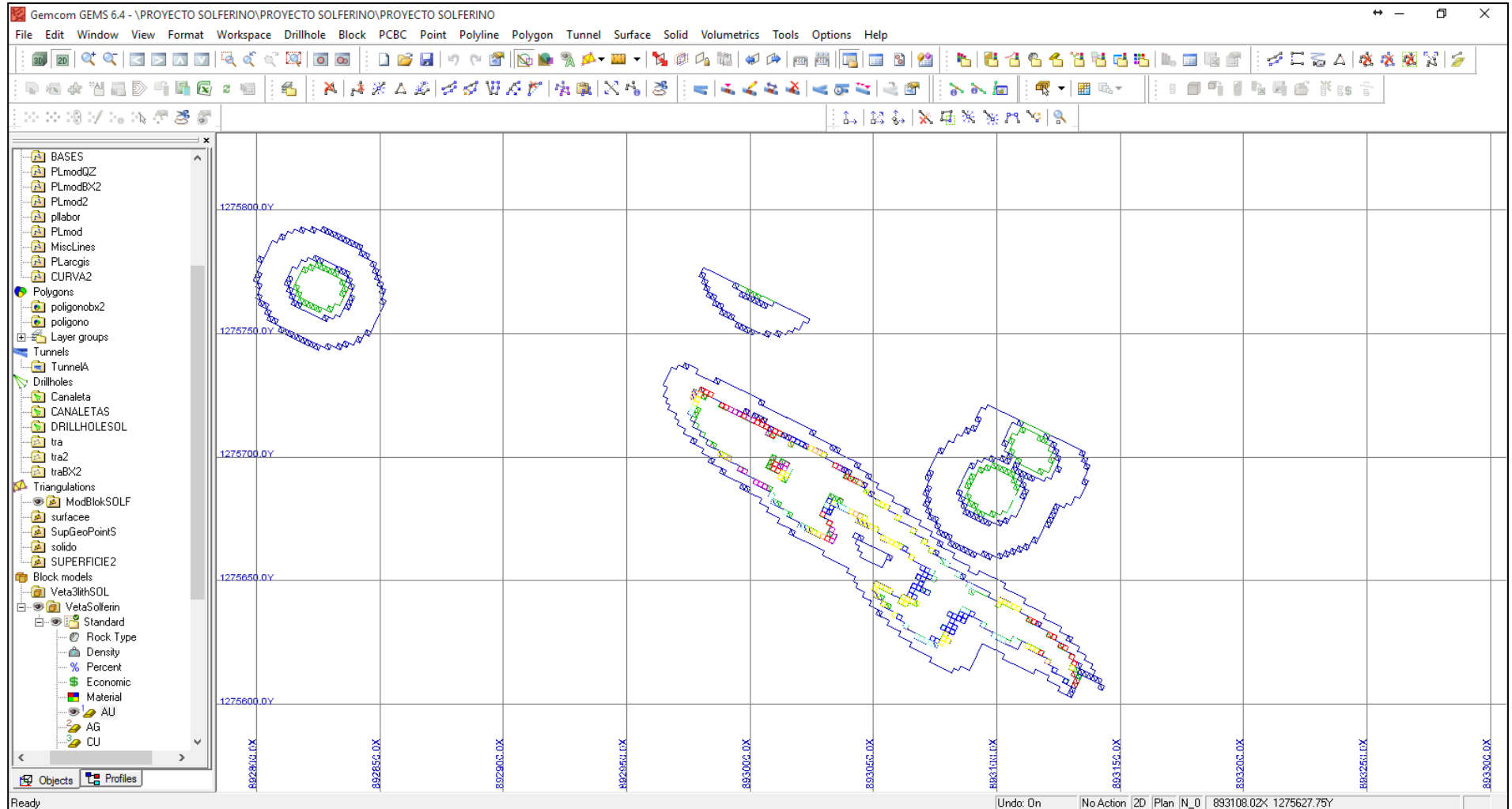
3.8: Figura mostrando localización de secciones, Fuente propio.



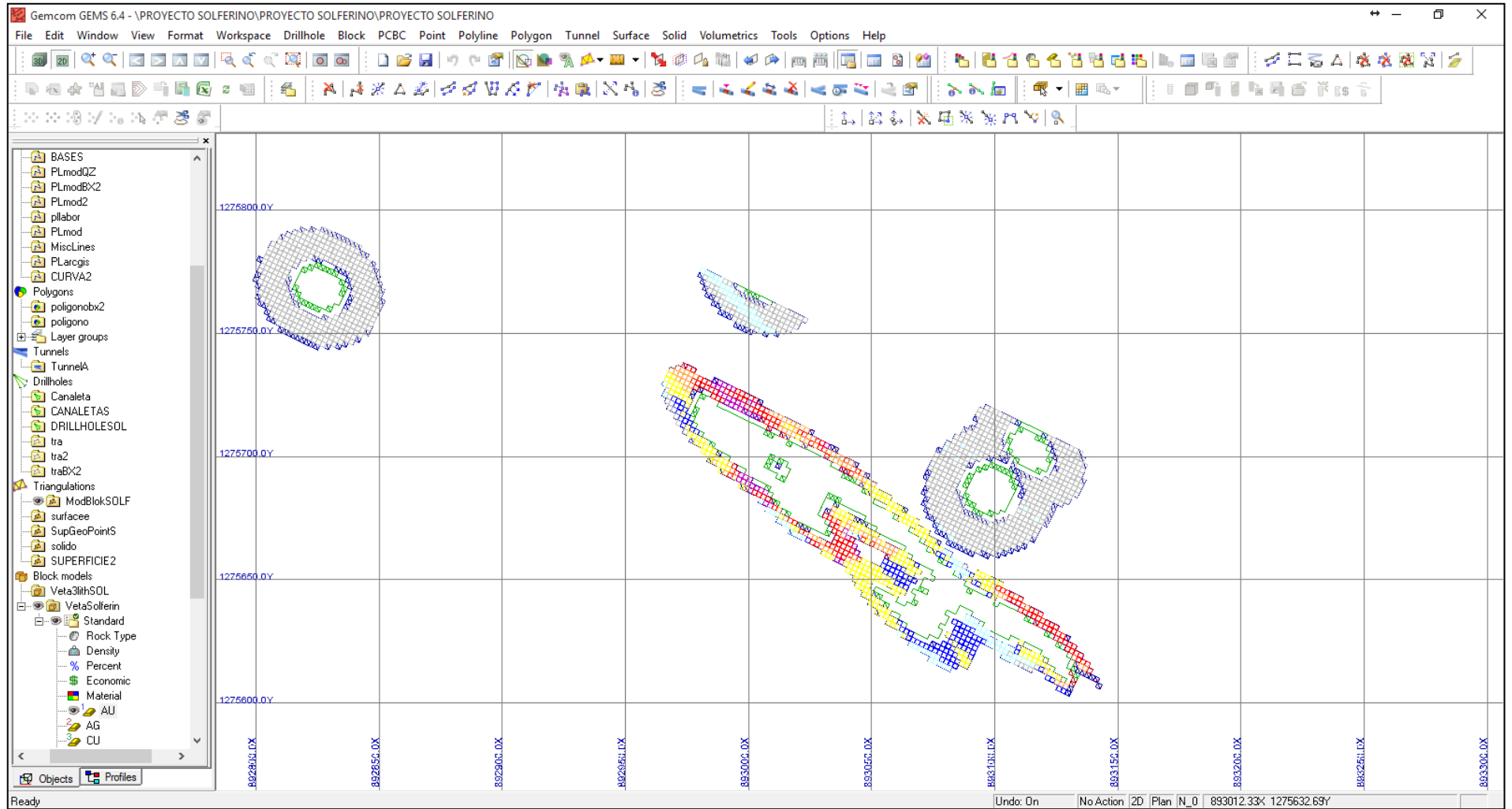
3.9: Figura mostrando nivel 472(0) con modelo de bloques estimados, categoría de recurso medido, vista en planta.



3.10: Figura mostrando nivel 472(0) con modelo de bloques estimados, categoría de recurso indicado, vista en planta.



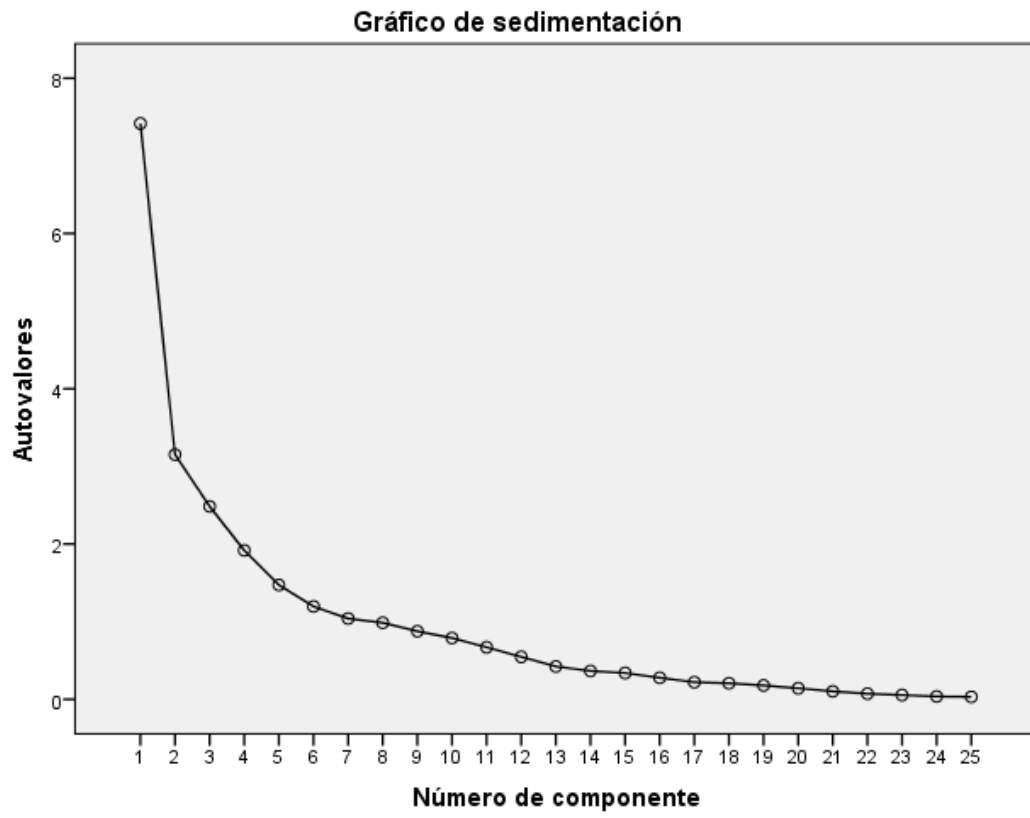
3.11: Figura mostrando nivel 472(0) con modelo de bloques estimados, categoría de recurso inferidos, vista en planta.



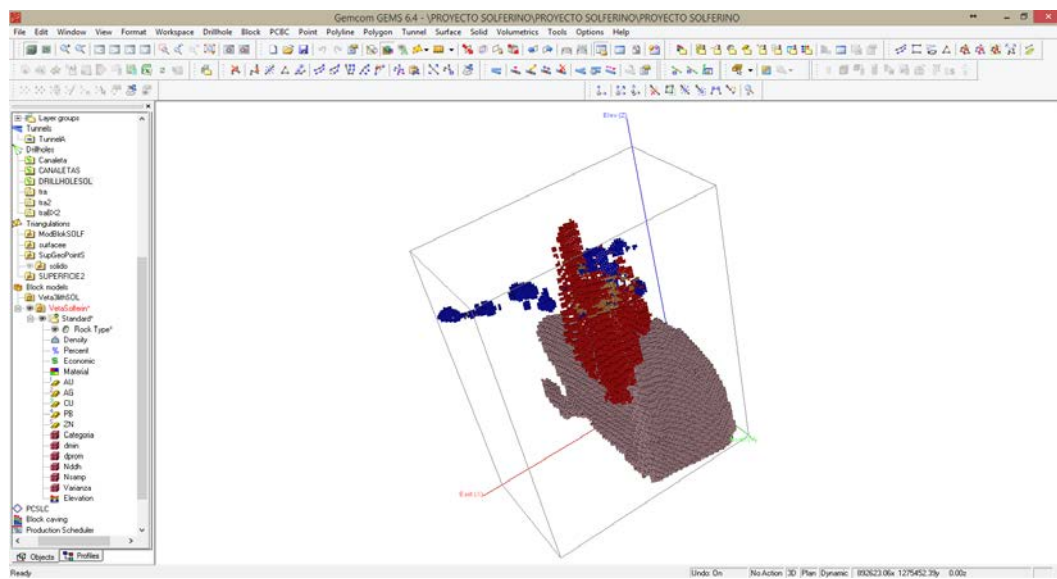
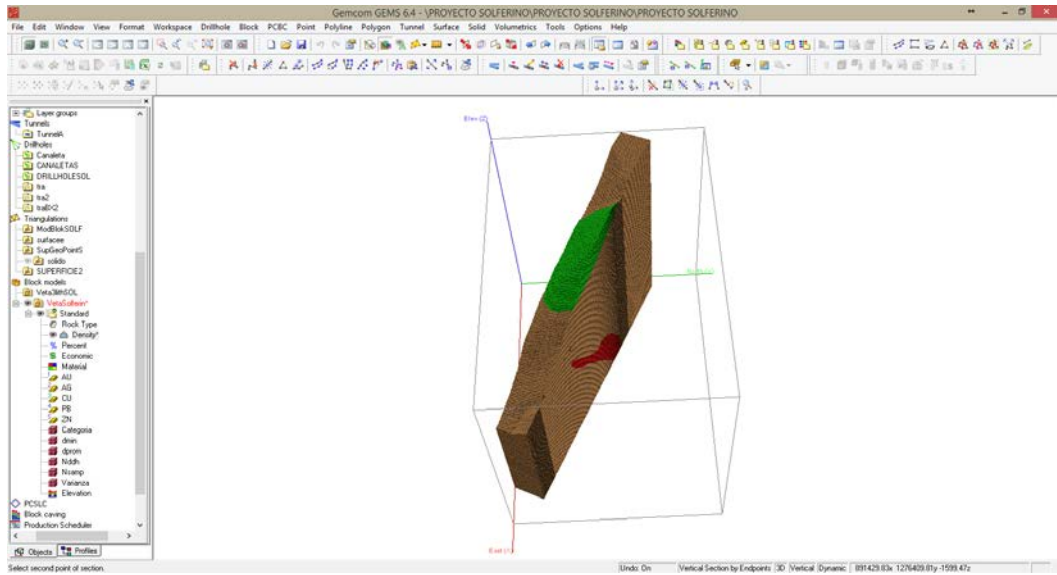
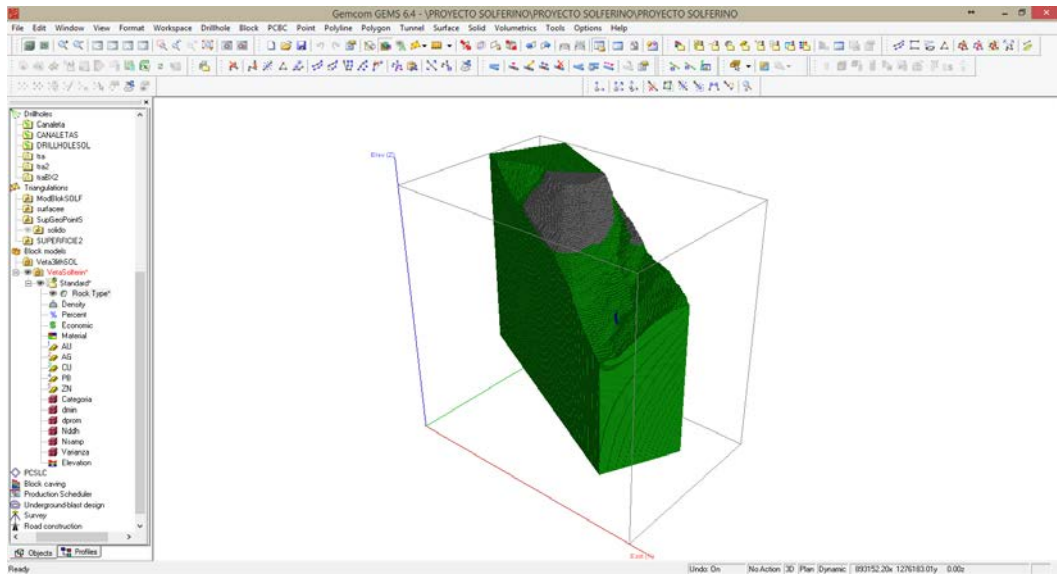
DDH	From	To	SamCod	Au ppm	Ag ppm	Al %	As ppm	Au ppm	B ppm	Ba ppm	Bi ppm	Ca %	Cd ppm	Co ppm	Cr ppm	Cu ppm	Fe %	Hg ppm	La ppm	Mg %	Mn ppm	Mo ppm	Ni ppm	P %	Pb ppm	S %	Sb ppm	Se ppm	Th ppm	Ti %	Tl ppm	U ppm	V ppm	W ppm	Zn ppm	Wgt Kg		
COS000004	0	3.43	COS0000479	0.007	-0.3	2.59	-2	-2	-20	89	-3	0.14	-0.5	79	185	81	6.24	-1	0.15	-1	1.38	2112	-1	-0.01	115	0.011	-3	-0.05	-3	6	-2	0.17	-5	-8	209	-2	84	5.33
COS000004	3.43	7.04	COS0000480	0.006	-0.3	1.8	-2	-2	-20	89	-3	0.32	-0.5	79	185	81	6.24	-1	0.15	-1	1.38	2112	-1	-0.01	115	0.011	-3	-0.05	-3	6	-2	0.17	-5	-8	209	-2	84	5.33
COS000004	7.04	10.08	COS0000481	0.015	-0.3	2.25	-2	-2	-20	89	-3	0.39	-0.5	79	185	81	6.24	-1	0.15	-1	1.38	2112	-1	-0.01	115	0.011	-3	-0.05	-3	6	-2	0.17	-5	-8	209	-2	84	5.33
COS000004	10.08	12.93	COS0000482	0.006	-0.3	2.14	-2	-2	-20	89	-3	0.47	-0.5	79	185	81	6.24	-1	0.15	-1	1.38	2112	-1	-0.01	115	0.011	-3	-0.05	-3	6	-2	0.17	-5	-8	209	-2	84	5.33
COS000004	12.93	15.69	COS0000483	-0.005	-0.3	2.21	2	-2	-20	14	-3	0.31	-0.5	31	162	64	3.28	-1	0.03	-1	2.21	581	-1	-0.01	101	0.029	-3	-0.05	-3	7	2	0.05	-5	-8	44	-2	47	8.74
COS000004	15.69	18.29	COS0000484	-0.005	-0.3	2.38	-2	-2	-20	29	-3	0.36	-0.5	35	217	93	3.94	-1	0.2	-1	2.21	665	-1	-0.01	79	0.041	-3	-0.05	-3	9	2	0.07	-5	-8	68	-2	70	6.93
COS000004	18.29	21.33	COS0000485	0.005	-0.3	2.75	-2	-2	-20	14	-3	0.42	-0.5	33	175	93	3.51	-1	0.27	-1	2.05	746	-1	0.02	68	0.044	-3	-0.05	-3	10	2	0.1	-5	-8	62	-2	63	8.48
COS000004	21.33	24.38	COS0000486	-0.005	-0.3	2.03	2	-2	-20	29	-3	0.41	-0.5	28	154	75	2.89	-1	0.21	-1	2.08	503	-1	0.02	62	0.047	-3	-0.05	-3	10	3	0.1	-5	-8	49	-2	54	8.87
COS000004	24.38	27.43	COS0000487	-0.005	-0.3	1.99	-2	-2	-20	30	-3	0.5	-0.5	29	163	74	2.67	-1	0.24	-1	2.26	526	-1	0.02	61	0.048	-3	-0.05	-3	12	3	0.1	-5	-8	46	-2	57	8.89
COS000004	27.43	30.32	COS0000488	0.006	-0.3	1.76	-2	-2	-20	26	-3	0.47	-0.5	26	143	79	2.48	-1	0.22	-1	1.71	484	-1	0.02	57	0.053	-3	-0.05	-3	11	2	0.11	-5	-8	43	-2	50	8.58
COS000004	30.32	32.2	COS0000489	-0.005	-0.3	2.16	-2	-2	-20	30	-3	0.75	-0.5	34	185	125	3.15	-1	0.27	-1	1.87	519	-1	0.02	70	0.05	-3	-0.05	-3	12	4	0.08	-5	-8	44	-2	78	5.48
COS000004	32.2	35.05	COS0000490	-0.005	-0.3	1.87	2	-2	-20	29	-3	0.51	-0.5	29	160	84	2.66	-1	0.23	-1	1.84	485	-1	0.02	65	0.086	-3	-0.05	-3	10	3	0.09	-5	-8	45	-2	63	8.57
COS000004	35.05	37.97	COS0000491	-0.005	-0.3	1.88	2	-2	-20	23	-3	0.53	-0.5	29	161	67	2.67	-1	0.19	-1	1.84	434	-1	0.02	63	0.087	-3	-0.05	-3	12	3	0.1	-5	-8	46	-2	62	8.26
COS000004	37.97	40.35	COS0000492	-0.005	-0.3	2.41	3	-2	-22	23	-3	0.45	-0.5	41	301	94	3.27	-1	0.11	-1	2.36	727	-1	0.02	239	0.038	-3	-0.05	-3	11	3	0.12	-5	-8	49	-2	61	7.59
COS000004	40.35	41.28	COS0000493	-0.005	-0.3	2.23	3	-2	-20	27	-3	0.4	-0.5	34	224	77	3.41	-1	0.22	-1	2.15	721	-1	0.02	106	0.036	-3	-0.05	-3	8	3	0.11	-5	-8	71	-2	57	3.12
COS000004	41.28	44.32	COS0000494	0.018	-0.3	1.82	-2	-2	-20	33	-3	0.46	-0.5	33	178	101	2.94	-1	0.36	-1	1.7	707	-1	0.02	56	0.04	-3	-0.05	-3	10	3	0.13	-5	-8	72	-2	56	9.34
COS000004	44.32	46.03	COS0000495	-0.005	-0.3	3.61	3	-2	-20	42	-3	0.41	-0.5	42	147	98	3.84	-1	0.4	-1	3.6	881	-1	0.01	81	0.039	-3	-0.05	-3	6	3	0.13	-5	-8	160	-2	86	5.35
COS000004	46.03	48.76	COS0000496	0.052	-0.6	2.93	3	-2	-20	28	-3	0.38	-0.5	37	112	93	4.78	-1	0.28	-1	2.95	664	-1	0.01	70	0.037	-3	-0.05	-3	5	2	0.13	-5	-8	112	-2	74	9.25
COS000004	48.76	51.66	COS0000497	-0.005	-0.3	2.11	-2	-2	-20	17	-3	0.54	-0.5	28	152	68	3.23	-1	0.15	-1	2.1	541	-1	0.02	56	0.031	-3	-0.05	-3	7	2	0.24	-5	-8	71	-2	52	8.28
COS000004	51.66	54.54	COS0000498	0.072	-0.3	1.51	-2	-2	-20	11	-3	0.52	-0.5	22	156	73	2.4	-1	0.09	-1	1.44	478	-1	0.02	49	0.031	-3	-0.05	-3	10	3	0.15	-5	-8	45	-2	47	8.04
COS000004	54.54	57.47	COS0000499	-0.005	-0.3	1.9	-2	-2	-20	21	-3	0.54	-0.5	28	136	73	3.42	-1	0.09	-1	1.07	588	-1	0.02	51	0.034	-3	-0.05	-3	10	3	0.16	-5	-8	76	-2	51	8.36
COS000004	57.47	60.4	COS0000500	-0.005	-0.3	2.07	-2	-2	-20	21	-3	0.53	-0.5	28	136	73	3.42	-1	0.16	-1	1.07	588	-1	0.02	51	0.034	-3	-0.05	-3	10	3	0.16	-5	-8	76	-2	51	8.36
COS000004	60.4	63.23	COS0000501	-0.005	-0.3	1.74	-2	-2	-20	13	-3	0.58	-0.5	23	161	88	2.75	-1	0.11	-1	1.59	488	-1	0.03	53	0.031	-3	-0.05	-3	12	3	0.16	-5	-8	55	-2	43	8.48
COS000004	63.23	66.32	COS0000502	-0.005	-0.3	1.91	-2	-2	-20	13	-3	0.43	-0.5	30	153	85	2.78	-1	0.06	-1	1.88	705	-1	0.01	106	0.031	-3	-0.05	-3	11	3	0.11	-5	-8	39	-2	44	7.93
COS000004	66.32	68.58	COS0000503	0.002	-0.3	2.08	-2	-2	-20	14	-3	0.17	-0.5	27	155	105	2.89	-1	0.14	-1	2.18	488	-1	0.01	69	0.029	-3	-0.05	-3	8	5	0.12	-5	-8	48	-2	52	7.16
COS000004	68.58	70.02	COS0000504	-0.005	-0.3	2.04	-2	-2	-20	13	-3	0.29	-0.5	31	137	87	2.49	-1	0.19	-1	2.09	490	-1	0.03	77	0.044	-3	-0.05	-3	11	6	0.1	-5	-8	35	-2	61	4.39
COS000004	70.02	73.07	COS0000505	0.007	-0.3	2.24	-2	-2	-20	24	-3	0.23	-0.5	37	138	60	2.69	-1	0.42	-1	2.22	546	-1	0.03	75	0.046	-3	-0.05	-3	14	7	0.12	-5	-8	42	-2	75	8.62
COS000004	73.07	76.02	COS0000506	0.02	-0.3	2.22	3	-2	-20	36	-3	0.23	-0.5	31	123	96	2.71	-1	0.71	-1	2.21	569	-1	0.01	86	0.038	-3	-0.05	-3	15	7	0.13	-5	-8	42	-2	69	10.56
COS000004	76.02	77.5	COS0000507	0.081	-0.3	2.38	2	-2	-20	29	-3	0.195	-0.5	30	134	65	2.79	-1	0.56	-1	2.36	528	-1	0.02	83	0.039	-3	-0.05	-3	12	6	0.13	-5	-8	42	-2	70	5.49
COS000004	77.5	78.45	COS0000508	0.006	-0.3	2.62	2	-2	-20	35	-3	0.81	-0.5	36	177	87	3.63	-1	0.77	-1	2.51	470	-1	0.02	88	0.045	-3	-0.05	-3	11	3	0.16	-5	-8	60	-2	102	3.86
COS000004	78.45	81.09	COS0000509	-0.005	-0.3	2.63	-2	-2	-20	26	-3	1.15	-0.5	37	200	89	3.56	-1	0.62	-1	2.82	530	-1	0.02	95	0.047	-3	-0.05	-3	9	2	0.11	-5	-8	68	-2	91	10.49
COS000004	81.09	82.2	COS0000510	-0.005	-0.3	2.56	-2	-2	-20	22	-3	0.59	-0.5	38	187	320	3.58	-1	0.42	-1	2.65	456	-1	0.02	89	0.037	-3	-0.05	-3	7	2	0.1	-5	-8	54	-2	161	3.32
COS000004	82.2	83.94	COS0000511	0.108	-6.5	2.65	3	-2	-20	27	-3	1.19	-0.5	51	132	139	17.10	-1	0.4	-1	2.7	612	-1	-0.01	90	0.028	-3	-0.05	-3	6	6	0.09	-5	-8	60	-2	1856	5.86
COS000004	83.94	86.86	COS0000512	-0.005	-0.3	2.09	-2	-2	-20	28	-3	1.33	-0.5	30	125	288	3.32	-1	0.39	-1	2.09	608	-1	0.01	53	0.04	-3	-0.05	-3	9	2	0.1	-5	-8	61	-2	103	10.82
COS000004	86.86	89.75	COS0000513	-0.005	-0.3	1.7	-2	-2	-20	9	-3	0.91	-0.5	21	104	74	2.48	-1	0.1	-1	1.79	400	-1	0.01	47	0.034	-3	-0.05	-3	8	2	0.08	-5	-8	44	-2	42	10.69
COS000004	89.75	91.93	COS0000514	-0.005	-0.3	3.16	4	-2	-20	29	-3	4.34	-0.5	27	139	74	4.68	-1	0.2	-1	3.21	932	-1	0.02	57	0.037	-3	-0.05	-3	4	1	0.15	-5	-8	120	-2	138	7.54
COS000004	91.93	94.99	COS0000515	-0.005	-0.3	1.29	4	-2	-20	88	-3	1.99	-0.5	9	21	52	2.32	-1	0.34	-1	3.2	103	-1	0.04	18	0.036	-3	-0.05	-3	25	11	0.08	-5	-8	41	-2	88	8.04
COS000004	94.99	97.6	COS0000516	-0.005	-0.3	1.11	5	-2	-20	80	-3	2.03	-0.5	7	36	29	2.13	-1	0.35	-1	3.07	412	-1	0.04	16	0.036	-3	-0.05	-3	65	13	0.03	-5	-8	27	-2	46	8.73
COS000004	97.6	100.59	COS0000517	-0.005	-0.3	0.86	5	-2	-20	77	-3	2.15	-0.5	6	30	34	1.85	-1	0.31	-1	3.0	411	-1	0.04	13	0.039	-3	-0.05	-3	79								

DDH	From	To	SamCod	G6																												Wgt Kg						
				Au ppm	Ag ppm	Al %	As ppm	Au ppm	B ppm	Ba ppm	Bi ppm	Ca %	Cd ppm	Co ppm	Cr ppm	Cu ppm	Fe %	Hg ppm	K %	La ppm	Mg %	Mn ppm	Mo ppm	Na %	Ni ppm	P %	Pb ppm	S %	Sb ppm	Sr ppm	Th ppm		Ti %	Tl ppm	U ppm	V ppm	W ppm	Zn ppm
ICOSOD00015	0	3.03	COS0002071	<0.005	<0.3	1.98	5	<2	<20	101	<3	0.31	0.5	15	27	56	4.09	<1	0.33	25	0.98	512	<1	0.01	56	0.062	9	0.21	<3	15	15	0.05	<5	<8	34	<2	133	5.29
COSOD00015	3.03	6.09	COS0002072	<0.005	<0.3	1.81	29	<2	<20	222	<3	0.27	0.9	10	32	51	3.79	<1	0.45	26	0.84	678	<1	0.02	42	0.06	36	0.06	<3	17	13	0.05	<5	<8	38	<2	94	3.96
COSOD00015	6.09	9.14	COS0002073	<0.005	0.5	1.97	19	<2	<20	265	<3	0.05	0.9	17	27	82	4.26	<1	0.37	25	0.88	1387	<1	0.01	77	0.042	13	<0.05	<3	8	14	0.04	<5	<8	37	<2	148	4.44
COSOD00015	9.14	10.76	COS0002074	<0.005	0.3	1.73	10	<2	<20	201	<3	0.73	0.8	15	26	85	3.85	<1	0.39	28	0.95	788	<1	0.01	62	0.049	15	0.18	<3	19	15	0.05	<5	<8	34	<2	141	5.01
ICOSOD00015	10.76	13.71	COS0002075	<0.005	1.5	1.05	22	<2	<20	151	<3	0.04	0.6	7	15	45	2.59	<1	0.22	24	0.37	509	<1	0.02	36	0.046	21	<0.05	<3	5	11	<0.01	<5	<8	17	4	70	3.95
ICOSOD00015	13.71	16.71	COS0002076	<0.005	<0.3	1.31	3	<2	<20	91	<3	0.07	0.6	6	25	27	3.12	<1	0.25	20	0.67	471	<1	<0.01	20	0.073	13	<0.05	<3	6	11	0.05	<5	<8	24	<2	76	2.47
COSOD00015	16.71	19.71	COS0002077	0.007	<0.3	1.54	2	<2	<20	96	<3	0.14	0.6	9	31	39	3.34	<1	0.36	29	0.81	359	<1	<0.01	30	0.08	14	<0.05	<3	6	13	0.09	<5	<8	35	<2	100	8.78
ICOSOD00015	19.71	22.71	COS0002078	0.009	<0.3	1.59	5	<2	<20	90	<3	0.11	0.7	9	31	41	3.48	<1	0.31	30	0.78	362	<1	<0.01	28	0.074	12	<0.05	<3	7	14	0.07	<5	<8	32	<2	98	8.5
ICOSOD00015	22.71	25.71	COS0002079	0.008	<0.3	1.47	6	<2	<20	80	<3	0.14	0.8	9	30	37	3.28	<1	0.31	32	0.79	302	<1	<0.01	31	0.085	15	<0.05	<3	7	13	0.05	<5	<8	31	<2	97	8.44
COSOD00015	25.71	28.71	COS0002080	0.019	<0.3	1.06	29	<2	<20	88	<3	0.09	2.2	9	19	48	3.97	<1	0.25	34	0.45	320	<1	<0.01	28	0.08	70	0.08	<3	6	14	<0.01	<5	<8	19	<2	101	8.47
COSOD00015	28.71	30.71	COS0002081	0.009	<0.3	1.48	6	<2	<20	111	<3	0.18	1.7	11	28	52	3.66	<1	0.44	32	0.82	387	<1	0.01	44	0.077	17	0.32	<3	7	14	0.05	<5	<8	32	<2	126	6.23
COSOD00015	30.71	32.9	COS0002082	0.009	<0.3	1.53	4	<2	<20	101	<3	0.2	0.7	10	29	50	3.47	<1	0.47	27	0.87	332	<1	<0.01	42	0.074	11	0.24	<3	8	13	0.08	<5	<8	36	<2	113	7.21
ICOSOD00015	32.9	34.71	COS0002114	0.012	<0.3	1.36	8	<2	<20	83	<3	0.19	<0.5	11	29	48	3.09	<1	0.42	23	0.83	299	<1	<0.01	38	0.077	11	0.19	<3	7	12	0.06	<5	<8	34	<2	104	5.89
COSOD00015	34.71	36.81	COS0002084	0.011	<0.3	1.31	6	<2	<20	78	<3	0.27	1.1	7	28	29	2.96	<1	0.27	24	0.72	360	<1	0.01	25	0.092	15	<0.05	<3	11	11	0.04	<5	<8	27	<2	88	5.81
ICOSOD00015	36.81	39.71	COS0002085	0.027	<0.3	1.21	<2	<2	<20	78	<3	1.49	0.7	7	29	28	2.76	<1	0.37	23	0.76	333	<1	0.01	25	0.093	15	0.22	<3	55	13	0.05	<5	<8	26	<2	83	9.57
COSOD00015	39.71	42.3	COS0002115	0.02	0.3	1.18	6	<2	<20	64	<3	0.3	<0.5	8	25	30	2.91	<1	0.29	24	0.72	299	<1	<0.01	25	0.098	17	0.12	8	11	12	0.03	<5	<8	24	<2	93	7
ICOSOD00015	42.3	44.2	COS0002087	0.023	<0.3	0.66	102	<2	<20	58	<3	0.15	0.8	7	10	25	2.59	<1	0.17	28	0.1	375	<1	<0.01	15	0.071	16	<0.05	<3	9	11	<0.01	<5	<8	10	<2	66	2.15
ICOSOD00015	44.2	46.1	COS0002088	0.007	<0.3	1.34	51	<2	<20	77	<3	0.51	0.6	8	25	27	2.96	<1	0.27	24	0.74	216	<1	0.02	29	0.099	18	0.24	9	20	12	0.01	<5	<8	23	<2	101	5.5
COSOD00015	46.1	48.08	COS0002089	0.014	<0.3	1.36	5	<2	<20	74	<3	1.23	0.5	8	27	28	2.96	<1	0.31	27	0.84	301	<1	0.01	29	0.09	11	0.28	9	43	14	0.04	<5	<8	27	<2	96	6.33
COSOD00015	48.08	49.1	COS0002090	0.014	<0.3	1.32	11	<2	<20	71	<3	0.23	0.7	7	24	27	2.96	<1	0.23	22	0.71	167	<1	0.01	26	0.091	16	0.45	20	8	10	<0.01	<5	<8	22	<2	92	2.28
ICOSOD00015	49.1	51.35	COS0002091	0.009	<0.3	1.47	3	<2	<20	99	<3	0.31	0.9	9	27	34	3.16	<1	0.34	26	0.81	216	<1	0.02	29	0.089	13	0.49	13	12	12	0.02	<5	<8	26	<2	94	6.57
COSOD00015	51.35	52.8	COS0002092	0.01	<0.3	1.86	10	<2	<20	124	<3	0.24	0.6	12	33	40	3.83	<1	0.44	30	0.85	255	<1	0.03	38	0.083	13	0.7	34	10	14	0.02	<5	<8	35	<2	98	4.3
COSOD00015	52.8	55.5	COS0002093	0.01	<0.3	1.56	6	<2	<20	74	<3	0.71	<0.5	10	26	25	3.27	<1	0.27	30	0.84	292	<1	0.01	31	0.091	11	0.32	24	22	15	0.02	<5	<8	26	<2	99	7.89
ICOSOD00015	55.5	57.9	COS0002094	0.014	<0.3	1.78	7	<2	<20	79	<3	0.31	0.6	10	24	32	3.59	<1	0.27	21	0.95	213	1	0.01	34	0.084	12	0.36	16	11	13	<0.01	<5	<8	26	<2	112	4.58
ICOSOD00015	57.9	58.8	COS0002095	0.01	<0.3	1.64	8	<2	<20	57	<3	1.62	0.5	10	26	28	3.22	<1	0.28	14	0.88	392	<1	0.02	33	0.094	12	0.36	22	55	14	<0.01	<5	<8	23	<2	92	2.9
ICOSOD00015	58.8	60.1	COS0002096	0.013	<0.3	1.32	19	<2	<20	68	<3	0.58	0.5	8	18	24	3.77	<1	0.26	9	0.69	251	1	0.01	26	0.08	12	1.49	32	22	9	<0.01	<5	<8	17	<2	78	2.53
ICOSOD00015	60.1	61.45	COS0002097	0.022	<0.3	0.63	46	<2	<20	62	<3	1.92	<0.5	7	12	39	2.39	<1	0.23	7	0.45	441	2	0.02	21	0.082	10	0.51	12	82	10	<0.01	<5	<8	10	<2	70	4.03
ICOSOD00015	61.45	64	COS0002098	0.015	<0.3	0.78	33	<2	<20	45	<3	0.53	<0.5	8	10	19	2.62	<1	0.18	12	0.38	224	2	<0.01	24	0.081	9	0.87	26	21	9	<0.01	<5	<8	11	<2	78	4.7
ICOSOD00015	64	65.53	COS0002099	0.026	<0.3	0.78	37	<2	<20	48	<3	1.53	0.7	6	11	19	3.27	<1	0.21	4	0.36	434	2	0.01	22	0.07	6	1.13	24	40	8	<0.01	<5	<8	9	<2	63	2.17
COSOD00015	65.53	68.5	COS0002100	0.239	0.5	0.53	305	<2	<20	48	<3	1.09	5.5	7	9	35	2.33	<1	0.2	6	0.38	461	1	0.01	20	0.076	58	0.72	4	43	9	<0.01	<5	<8	8	<2	101	7.87
COSOD00015	68.5	71.2	COS0002116	0.034	<0.3	0.7	54	<2	<20	40	<3	1.4	<0.5	6	15	16	2.1	<1	0.14	9	0.4	370	<1	0.01	16	0.068	18	0.23	<3	62	9	<0.01	<5	<8	10	<2	76	9.36
COSOD00015	71.2	74.2	COS0002102	0.03	<0.3	1.26	124	<2	<20	63	<3	1.39	<0.5	8	25	25	2.7	<1	0.2	21	0.73	289	1	0.01	25	0.081	10	0.27	<3	79	13	0.01	<5	<8	22	<2	86	10.46
ICOSOD00015	74.2	77.2	COS000																																			

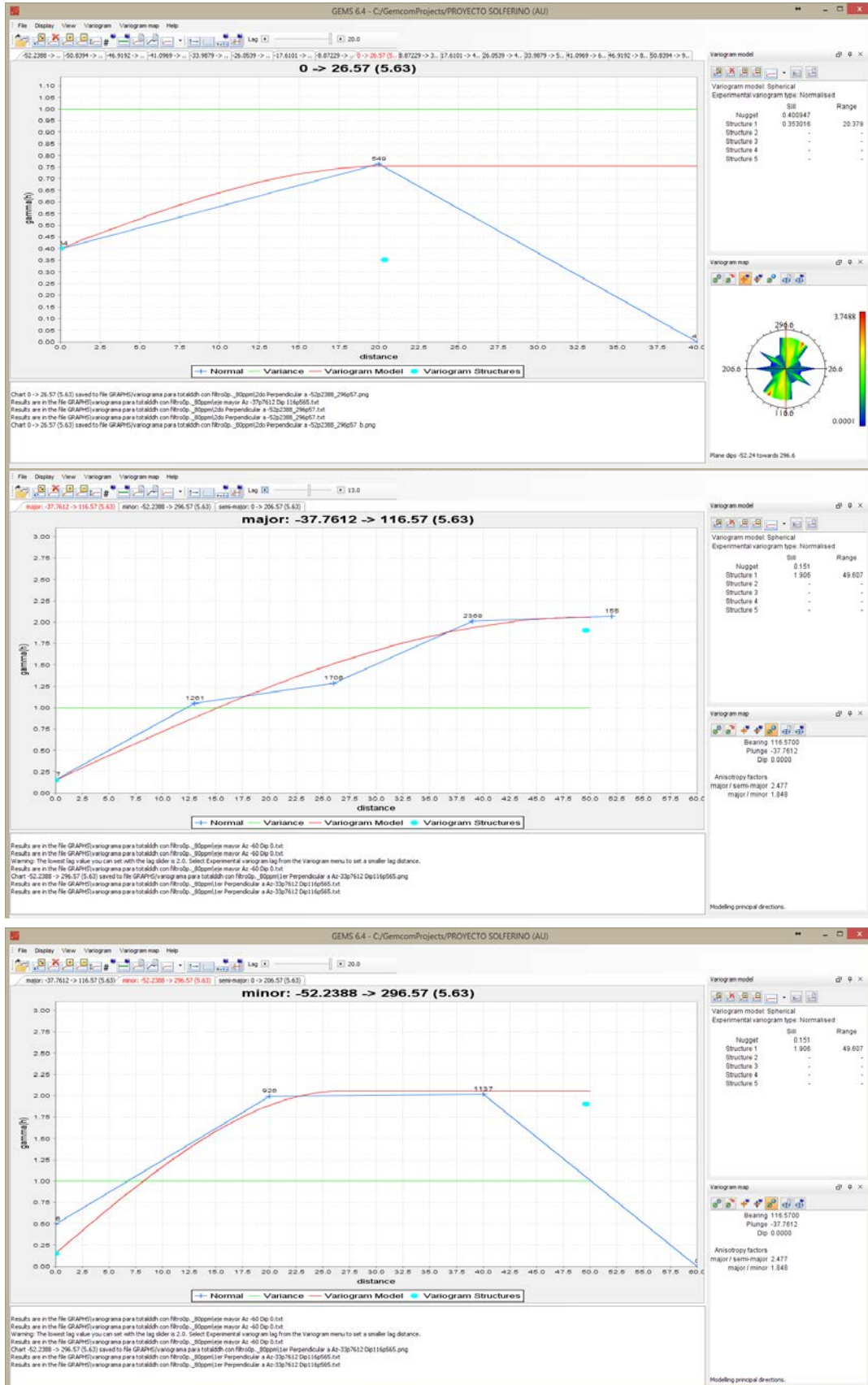
Anexo 8: Gráfica de sedimentación



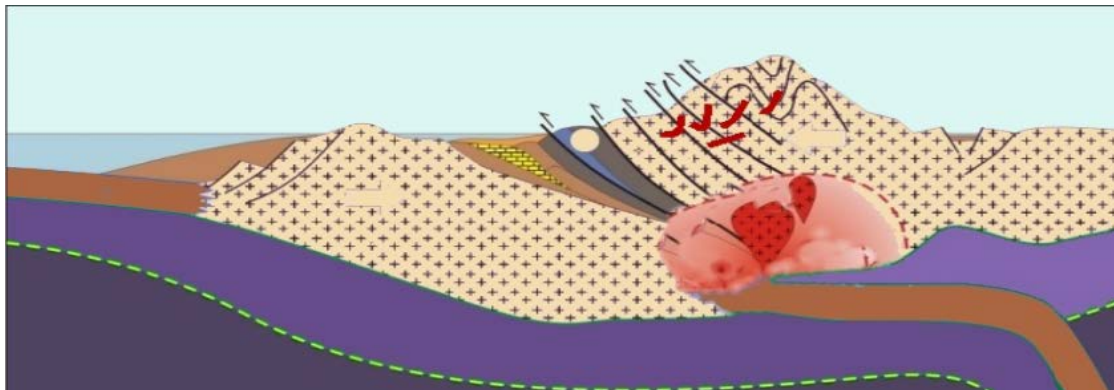
Anexo 9: Modelo de bloques



Anexo 10: Variografías 3D y elipsoide de influencia



Anexo 10: Esquema transpresional, orogenia colisional y acresional. Ambiente de mineralización de proyecto Solferino (Canet, 2005) citado en (Rodríguez Álvarez, 2007, pág. 6)



Anexo 11: Esquema Litológico-Cronológico (fuente, INGEOMINAS)

Eon	Era	Periodo	Época	Edad	M.a.	Unidades Litológicas
Fanerozoico	Mesozoico	Cretácico	Superior	Santoniano	84	
				Coniaciano	87	K2-Pi
			Inferior	Barremiano	113	
				Hauteriviano	117	K1-Vcm, K1-Pu, K1-Pm, K1-Pf
		Jurásico	inferior		123-174	T3J-Pi
			Paleozoico	Permico		201-250
	Cambrico			295-500		
	Proterozoico	Neoproterozoico		541-1000	NP?CA?-Ma2, NP?CA?-Pi2, NP?CA?-Mg2, NP?CA?-Mev2	

Anexo 12: Carta cronoestratigráfico internacional

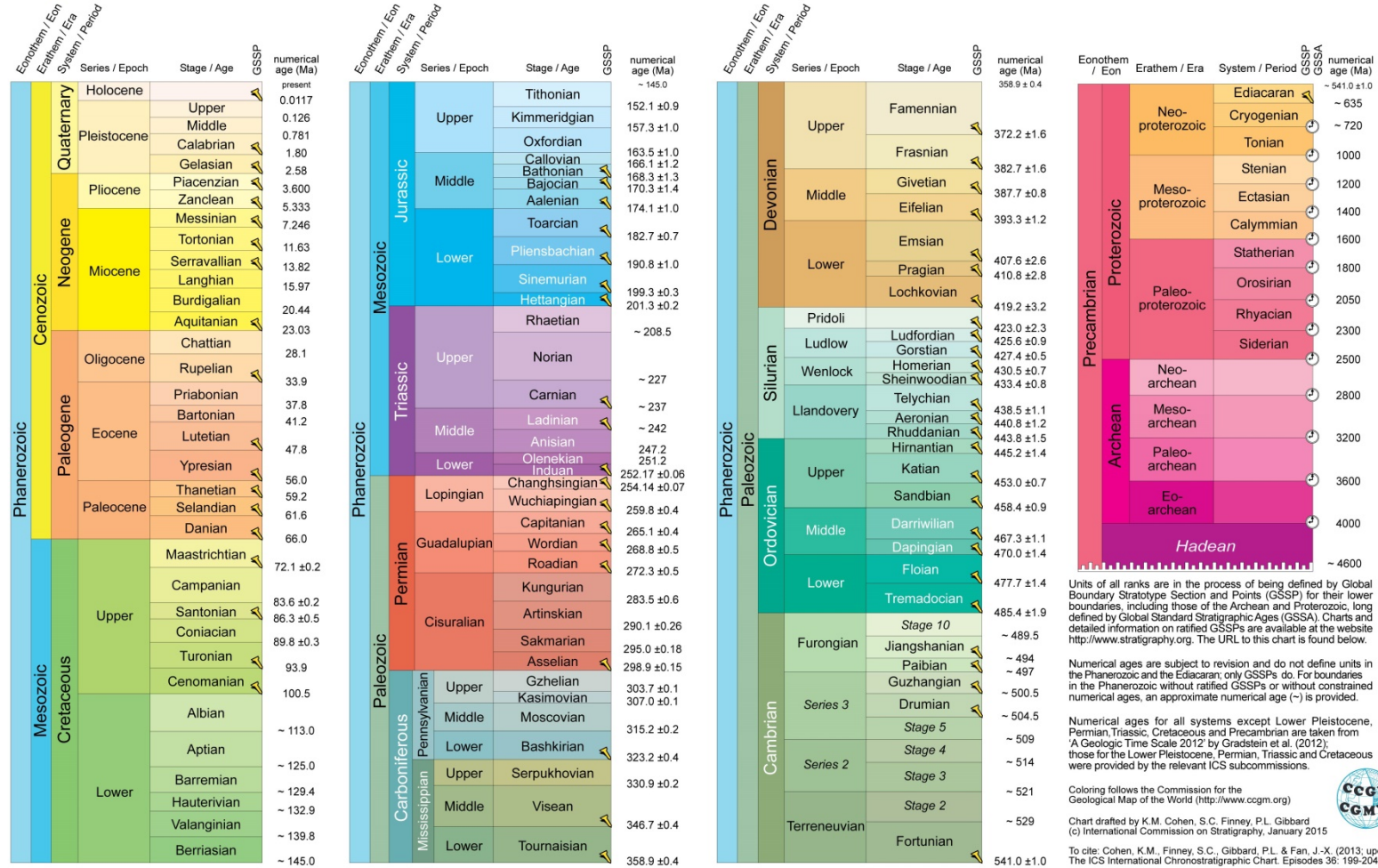


INTERNATIONAL CHRONOSTRATIGRAPHIC CHART

www.stratigraphy.org

International Commission on Stratigraphy

v 2015/01



Units of all ranks are in the process of being defined by Global Boundary Stratotype Section and Points (GSSP) for their lower boundaries, including those of the Archean and Proterozoic, long defined by Global Standard Stratigraphic Ages (GSSA). Charts and detailed information on ratified GSSPs are available at the website <http://www.stratigraphy.org>. The URL to this chart is found below.

Numerical ages are subject to revision and do not define units in the Phanerozoic and the Ediacaran; only GSSPs do. For boundaries in the Phanerozoic without ratified GSSPs or without constrained numerical ages, an approximate numerical age (~) is provided.

Numerical ages for all systems except Lower Pleistocene, Permian, Triassic, Cretaceous and Precambrian are taken from 'A Geologic Time Scale 2012' by Gradstein et al. (2012); those for the Lower Pleistocene, Permian, Triassic and Cretaceous were provided by the relevant ICS subcommittees.

Coloring follows the Commission for the Geological Map of the World (<http://www.ccgw.org>)



Chart drafted by K.M. Cohen, S.C. Finney, P.L. Gibbard (c) International Commission on Stratigraphy, January 2015

To cite: Cohen, K.M., Finney, S.C., Gibbard, P.L. & Fan, J.-X. (2013): updated) The ICS International Chronostratigraphic Chart. Episodes 36: 199-204.

URL: <http://www.stratigraphy.org/ICSchart/ChronostratChart2015-01.pdf>

Anexo 13: Figura 3A, Marco geotectónico de Colombia, fuente INGEOMINAS

