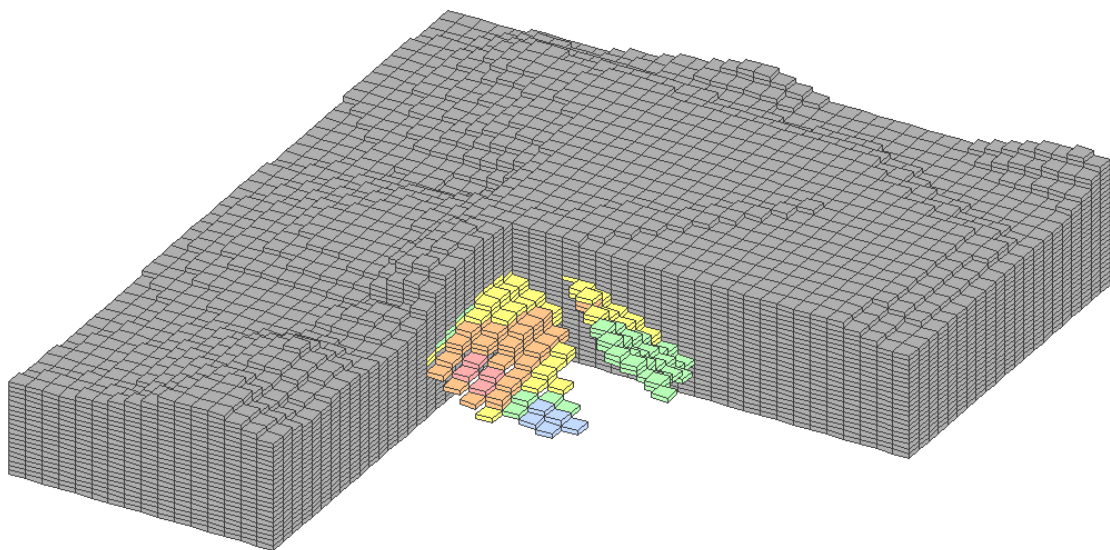


---

# EVALUACIÓN DE UN YACIMIENTO DE SULFUROS COMPLEJOS MEDIANTE EL PAQUETE INFORMÁTICO RECMIN

---



Autor: Andrés García Molero

Director: D. José Ignacio Manteca Martínez

2016





## Agradecimientos:

A mis padres y hermana  
por su apoyo y cariño

A Alejandra, Almudena, Horacio, José Juan y Pedro  
por todos los buenos ratos pasados y los que quedan por venir

A D. J. Ignacio Manteca, D. Cristóbal García, D. J. Ángel Rodríguez y D. Tomás Rodríguez  
por sus enseñanzas



# Memoria descriptiva

1	Introducción .....	1
1.1	Estimación de reservas y estudios de viabilidad .....	1
1.2	La modelización de yacimientos y su importancia .....	1
1.3	Objetivos .....	2
2	Geología del yacimiento de Aguas Negras .....	4
2.1	Contexto geológico.....	4
2.2	Contexto minero .....	5
2.3	Geología local .....	6
2.4	Morfología del cuerpo mineralizado.....	8
2.5	Características mineralógicas.....	9
2.6	Muestreo y leyes .....	10
2.6.1	Estudio de la recuperación de los testigos.....	10
2.6.2	Depuración de errores accidentales. ....	12
3	Resultados de la campaña de sondeos: Elaboración del modelo geológico.....	13
3.1	Cubicación del mineral.....	17
3.2	Creación de la base de datos e importación de contenidos .....	19
3.2.1	Importación de sondeos.....	19
3.2.2	Importación de la topografía.....	20
3.2.3	Importación de la geometría del mineral .....	21
4	Descripción del paquete Recmin.....	22
5	Integración de variables: Ley equivalente. Regularización de las leyes (compositing) y optimización de altura de banco .....	23
5.1	Ley equivalente .....	23
5.2	Ponderación de los datos de los sondeos. ....	24
5.3	Optimización de la altura de banco. ....	24
6	Análisis estadístico y geoestadístico. ....	27
6.1	Estudio estadístico. ....	27
6.2	Estudio geoestadístico .....	29
6.3	Realización de una campaña de sondeos auxiliar .....	30
6.4	Validez de la malla de sondeos y estudio de optimización .....	32
7	Estimación de recursos minerales. Elección del tipo de interpolación y desarrollo del modelo de bloques.....	34
7.1	Métodos de estimación.....	34
7.2	El modelo de bloques.....	37

7.3	Creación y cálculo del modelo de bloques.....	39
7.4	Categorización de los recursos minerales.....	42
8	Ley de corte. Estimación de reservas minerales. Diseño automatizado de corta óptima mediante algoritmo de cono flotante.....	44
8.1	Ley de corte:.....	44
8.2	Parámetros determinantes en la ley de corte operativa.....	44
8.3	Cálculo de la ley de corte operativa y ley equivalente recuperable.....	45
8.4	El cono flotante.....	47
8.5	Aplicación del cono flotante en Recmin.....	49
8.6	Cálculo de los costes de procesado por bloque.....	49
8.7	Diseño de taludes de la corta.....	49
8.8	Reservas calculadas.....	49
8.9	Categorización de materiales.....	50
9	Valoración económica.....	52
9.1	Balance económico.....	52
9.2	Evaluación económica.....	52
9.3	Estudio de una segunda fase de minería de interior.....	55
9.4	Importancia del control geológico en la estimación.....	57
10	Conclusiones.....	59
10.1	Reflexión personal.....	60
10.2	Comentarios a posteriori del uso de Recmin.....	60
11	Índice de figuras.....	63
12	Bibliografía.....	65
13	Anexo de planos.....	67
13.1	Plano geológico.....	68
13.2	Logs de sondeos.....	69
13.3	Perfiles geológicos.....	77
13.4	Secciones horizontales.....	92
13.5	Perfiles de leyes en testigos ponderados.....	108
13.6	Modelo numérico estimado de leyes por plantas.....	110
13.7	Planta topográfica del vaso de la corta Aguas Negras.....	132

# 1 Introducción

## 1.1 Estimación de reservas y estudios de viabilidad.

La evaluación minera o evaluación de un depósito mineral consta de dos fases principales: La estimación de reservas y el estudio de viabilidad.

De acuerdo con (Manteca, 1993), la Estimación consiste en definir, con un determinado grado de precisión, los diferentes parámetros del depósito mineral; y no sólo sus valores medios, sino los particularizados de cada fracción o bloque del mismo. Este término en la bibliografía técnica en inglés se corresponde con el de *mineral appraisal*. Por su parte el Estudio de viabilidad, consiste en un conjunto de estudios necesarios para poder tomar decisiones en relación con la ejecución de un proyecto. Se define en él la capacidad de producción, la tecnología, las inversiones y los costes de producción, los ingresos y la rentabilidad del capital desembolsado, se analizan las repercusiones sociales y ambientales. Normalmente, se define inequívocamente el alcance de los trabajos y sirve como un documento base para el progreso del proyecto en fases posteriores. Estos estudios se corresponden en la bibliografía técnica en inglés con el término de *feasibility*

En este estudio de viabilidad se debe llegar a conclusiones avanzadas sobre el proceso de optimización aplicado, una justificación de las hipótesis y soluciones escogidas, y una definición del alcance del proyecto como suma de los factores parciales seleccionados. En el supuesto de que el proyecto no satisfaga los criterios correspondientes, la conclusión del estudio será la no viabilidad del proyecto.

Así pues se deduce que la correcta evaluación de un depósito mineral es crítica y por ello precisa de unas bases sólidas, esto es una investigación geológica que permita al personal técnico y empresarial tener información cualitativa y cuantitativa del yacimiento en su conjunto y en cada uno de sus puntos dentro de un margen de certeza conocido y calculado.

El estudio geológico de un yacimiento consta generalmente de tres etapas:

- *Prospección y exploración*. Reconocimiento de las zonas potencialmente interesantes, desde un punto de vista geológico, para la determinación de las áreas con contenidos anómalos de mineral, donde posteriormente se podrá delimitar el yacimiento.
- *Investigación*. Estudio de las áreas con mineral para la localización del yacimiento explotable y la determinación del volumen total de recursos y reservas contenidas.
- *Evaluación*. Estudio de detalle de la cantidad, calidad y disposición de las reservas dentro de las zonas explotables.

Terminada esta última etapa se podrá entrar en estudios más centrados en los métodos de explotación, el dimensionamiento de la planta de tratamiento, estimación de costes de operación, realización de modelos económicos, análisis de riesgo, etc. todo ello exige un equipo dedicado multidisciplinar e importantes medios técnicos, así pues el presente proyecto de fin de grado se va a centrar en la evaluación del yacimiento.

## 1.2 La modelización de yacimientos y su importancia

La evaluación de un depósito mineral consta de dos etapas. Una primera que consiste en la definición de la morfología de las mineralizaciones y de los contenidos de cada una de ellas y una segunda que evalúa con criterios técnicos y económicos la cantidad de reservas



recuperables y su valor actual y futuro con vistas a estudiar la rentabilidad de su extracción y comercialización.

Para ello el primer paso consiste en la elaboración de un modelo geológico a partir de los datos que nos proporcionan afloramientos, calicatas, sondeos, geofísica, etc. sintetizados utilizando diversos métodos de estimación. Este modelo deberá reflejar el conocimiento geológico que tengamos de la zona estudiada sin que se vea perturbado por fluctuaciones del mercado de materias primas o por la introducción de nuevas tecnologías. Otra característica determinante será que la complejidad del modelo deberá ser directamente proporcional a la envergadura y valor del proyecto. Por último, el modelo debe estar preparado para una actualización y puesta al día continua conforme progresa el proyecto minero.

La importancia de la modelización del yacimiento deriva de que gracias a funciones de extensión como lo distancia ponderada o la geoestadística podremos disponer de una estimación del contenido mineral de cada unidad volumétrica del depósito de una manera racional y matemática basándonos en la distribución espacial de los datos de partida, así como asignarles un nivel de seguridad a dichos cálculos.

Construido el modelo geológico lo convertiremos en modelo económico incorporando distintos factores de importancia como la dilución, la recuperación minera, el coste de explotación, costes de tratamiento y recuperación mineralúrgicos, el valor del mineral contenido o la ley de corte, todo ello nos permitirá calcular y situar la cantidad de reservas recuperables, el valor contenido de los minerales y el coste de extracción de los mismos en el presente o en el futuro en base a unos datos previstos. (Arteaga, y otros, 1993) (Bustillo, y otros, 1997)

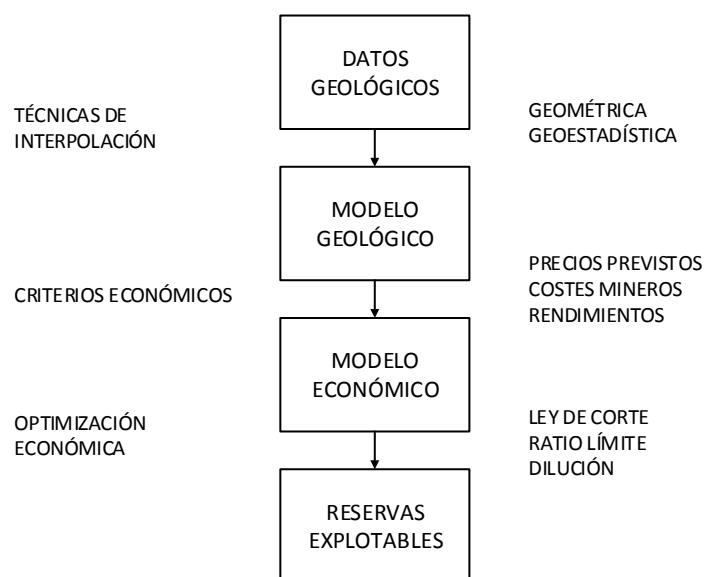


Figura 1 Etapas en la evaluación de reservas explotables. Adaptado de (Arteaga, y otros, 1993)

### 1.3 Objetivos

En este proyecto de fin de grado se describirá la modelización y evaluación de reservas de un yacimiento de sulfuros complejos mediante el método de bloques, haciendo especial hincapié en el uso de herramientas informáticas específicas de minería que permitirán agilizar la generación de los modelos geológico y económico, optimizar a base de tanteos el diseño de corta y finalmente calcular las reservas disponibles en base a unos supuestos de mercado determinados.

Los datos topográficos, geológicos y químicos de partida serán los de un yacimiento ficticio que hemos denominado Aguas Negras, y que se ha situado en el contexto geológico minero de Aznalcóllar (Sevilla). Este yacimiento virtual fue creado para un ejercicio práctico de la antigua asignatura Evaluación de recursos minerales de Ingeniería Técnica de Minas en la Universidad Politécnica de Cartagena por los profesores D. José Ignacio Manteca y D. Cristóbal García.

## 2 Geología del yacimiento de Aguas Negras

### 2.1 Contexto geológico

El yacimiento ficticio de Aguas Negras se sitúa en la llamada Faja Pirítica Ibérica, una franja que se extiende desde la provincia de Sevilla hasta la costa oeste portuguesa con una longitud de unos 230 km y anchura de 45-60 km con un espesor de entre 1000 y 5000 metros. Se calcula que esta zona ha llegado a albergar más de 1.600 millones de toneladas de sulfuros metálicos masivos y cerca de 2.500 millones de toneladas de mineralización en forma de stockwork, con leyes del orden del 44-48% S<sub>2</sub>, 39-43% Fe, 2-6% Cu+Pb+Zn, 0,2 g Au/t y 5-40 g Ag/t. (Tornos, 2008)

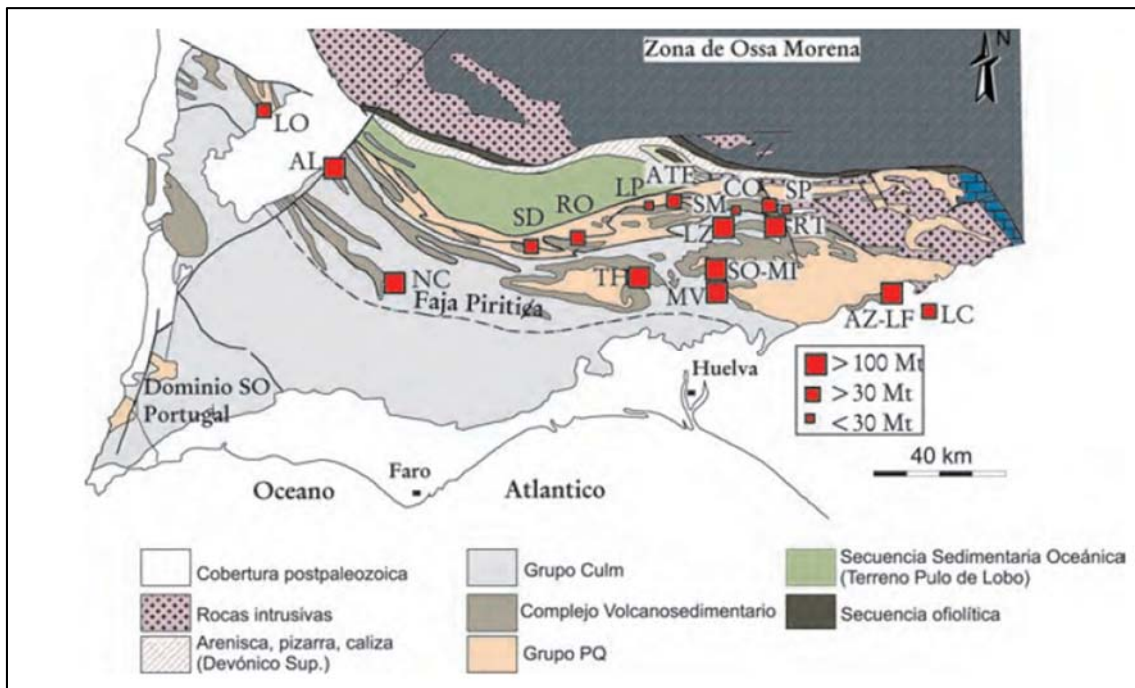


Figura 2 Encuadre geológico de Faja Pirítica Ibérica.

Depósitos de sulfuros masivos: AL: Aljustrel, AT: Aguas Teñidas, ATE: Aguas teñidas Este, AZ: Aznalcóllar, CM: Cueva de la Mora, CO: Concepción, HE: Herrerías, LF: Los Frailes, LC: Las Cruces, LO: Lousal, LP: Lomero-Poyatos, LZ: La Zarza, MI: Migollas, NC: Neves Corvo, RT: Río Tinto, SI: Silos, RO: Romanera, SD: Sao Domingos, SO: Sotiel, SM: San Miguel, SP: San Platón, ST: San Telmo, TH: Tharsis, VA: Valverde, VF: Vuelta Falsa, VP: Virgen de la Peña. (Tornos, 2008)

La Faja Pirítica Ibérica se formó durante el Paleozoico Superior y se compone de tres grupos diferenciados: El Grupo Pizarroso-Cuarcítico (PQ), el Complejo Volcano-Sedimentario (CVS) y el Grupo Culm.

El Grupo Pizarroso-Cuarcítico data del Devónico superior (382,7 a 359,2 millones de años) es una formación de pizarras con niveles de cuarcitas impuras de una potencia mínima de 2.000 m. Hacia el techo suelen mostrarse lentejones de carbonatos arrecifales, areniscas fluviales o flujos de gravedad sedimentarios, mientras que en otras zonas aparecen las primeras rocas de derivación volcánica.

El Complejo Volcano-Sedimentario es una unidad litológicamente compleja y a pesar de ser la única en la que se encuentra la mineralización no se conoce tan en detalle como cabría esperar. Ha sido datado como de edad Famenniense Superior a Viseense Inferior (De 382,5 a 346,7 millones de años). Tradicionalmente se describe como tres ciclos volcánicos

ácidos félsicos separados por dos básicos máficos, con intercalaciones de pizarras y algunos sedimentos químicos, pero esta secuencia cambia drásticamente a nivel regional debido a la naturaleza intrusiva de las rocas ígneas, la abundancia de cabalgamientos y varios dominios paleogeográficos de estratigrafía diversa. Su potencia es muy variable, entre 0 y 1.300 m e incluye diferencias significativas entre las zonas meridional y septentrional de la Faja Pirítica Ibérica. La primera se caracteriza por la abundancia de pizarras y sedimentos siliciclásticos mientras que la segunda está formada principalmente por una potente secuencia volcánica con escasos niveles de pizarras. En la confluencia de ambos dominios se encuentra una zona rica en sedimentos volcanoclásticos, Rio Tinto.

Por su parte el Culm tiene una potencia de hasta 3.000 m y está constituido por una base pizarrosa seguido de una secuencia turbidítica de pizarras y grauvacas que se depositó concordantemente sobre el Complejo Volcano-Sedimentario del Viseense Superior al Pennsylvaniense medio-superior (346,7 a 303,7 millones de años) y que posteriormente fueron intensamente deformadas por la Orogenia Hercínica. (Sáez, 1998) (Tornos, 2008)

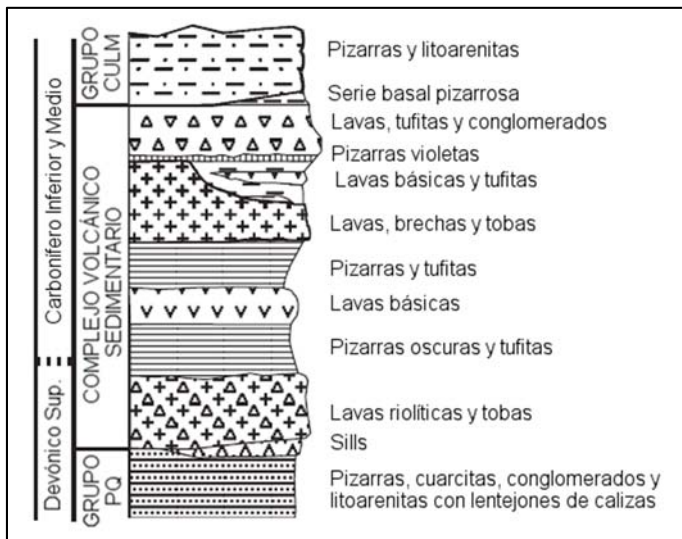


Figura 3 Columna estratigráfica general de la Faja Pirítica Ibérica (Sáez, 1998)

## 2.2 Contexto minero

La Faja Pirítica Ibérica es uno de los distritos mineros más antiguos e importantes del mundo, reuniendo más de 200 indicios mineros de pirita y menas de cobre, plomo, estaño, zinc, manganeso, plata y oro, ha sido explotada desde hace más de 4.500 años, primero por los tartesios y después de manera sistemática por los antiguos romanos que llegaron a extraer más de 20 millones de toneladas de mineral. Tras la decadencia del Imperio Romano en el s. IV las minas fueron explotadas sólo a pequeña escala hasta que a finales del s. XIX varias compañías británicas y francesas redescubrieron el potencial económico de la zona y la convirtieron en un foco industrial de magnitud mundial.

El gradual declive del uso de la pirita como fuente de obtención de ácido sulfúrico, el agotamiento de los yacimientos más accesibles, el bajo precio de los metales, la dificultad del tratamiento de los sulfuros complejos y por último el desastre de la presa de lodos de Aznalcóllar llevarán a que en 2003 se paralice la última explotación de la zona.

Sin embargo, desde hace una década han sido varias las circunstancias que se han aunado para propiciar el retorno de la minería metálica a la Faja Pirítica:

- El alza de las cotizaciones de los metales ocasionada por el consumo industrial de China y las naciones emergentes ha hecho que yacimientos que se consideraban ruinosos vuelvan a ser rentables.
- Los avances técnicos en la maquinaria de extracción y transporte han generado un sensible descenso de los costes de explotación y han hecho viables depósitos a más de 300 m de profundidad descubiertos por gravimetría.
- Las plantas mineralúrgicas y lavaderos son capaces de trabajar eficientemente con tamaños de liberación mucho menores, algo fundamental dada la mineralogía de la zona.
- La calidad del concentrado o metales procesados se ha mejorado notablemente respecto a épocas pasadas en las presentaban una cantidad de impurezas excesiva y por tanto pagaban fuertes penalizaciones en las fundiciones. Esta inversión en calidad ha puesto en valor el producto y aumentado su rentabilidad.
- Bajo un marco legal más exigente con el entorno y tras el desastre de Aznalcóllar, las empresas han mejorado sus políticas e imagen medioambientales. Ello ha repercutido beneficiosamente en sus relaciones institucionales y sociales, incluso a costa de menores márgenes en la explotación.
- Causas socio-económicas: Tras el cierre de las principales cortas que procuraban una gran cantidad de puestos de trabajo directos y secundarios, la Junta de Andalucía apostó por la creación de empleos relacionados principalmente con las energías renovables y otros sectores, pero no se ha logrado plenamente este propósito y el paro sigue siendo un grave problema en la comarca. Esta circunstancia ha hecho que la opinión pública y las administraciones sean más favorable a la apertura de explotaciones.
- Los avances en las técnicas de prospección geofísica están permitiendo detectar depósitos minerales ocultos a gran profundidad que anteriormente pasaban desapercibidos.

Así pues la minería metálica comienza a recuperarse y gradualmente han ido entrando en producción las cortas de Neves Corvo, Las Cruces, Aguas Teñidas, Aljustrel y Rio Tinto-Cerro Colorado, junto a varios proyectos mineros que se encuentran en diferentes estadios de exploración: La Zarza, Los Frailes, Sotiel-Migollas, Lomero-Poyatos y San Telmo, Masa Valverde, Mina Magdalena, Tharsis... (Almodóvar, 2012) (Strauss, 1974) (Tornos, 2008)

### 2.3 Geología local

Aguas Negras es un yacimiento virtual de sulfuros polimetálicos de origen volcano-sedimentario enclavado en el distrito minero de Aznalcóllar al Este de la Faja Pirítica Ibérica y por sus características geológicas se puede considerar que pertenece a la Zona Meridional de la misma.

En él se encuentran las siguientes formaciones de muro a techo: (Figura 5)

- a) Grupo Pizarroso-Cuarcítico (PQ). Compuesto por las rocas más antiguas de la FPI, muestra una alternancia de micaesquistos y cuarcitas en bancos.
- b) Riolitas vítreas recristalizadas. Matriz cuarzo-albítica de grano fino, escasos fenocristales de cuarzo y vesículas de clorita, cuarzo y epidota. Su potencia varía entre 30 y 40 metros.

- c) Esquistos cloríticos verdes. Tienden a oscurecerse conforme aumenta su contenido en materia orgánica. Son la roca encajante de la mineralización de sulfuros. Su potencia ronda los 40 metros. Hacia la base se mezclan con el “piroclasto” (epiclastitas y tobas vítreas).
- d) Mineral. Sulfuro polimetálico con potencias entre 10 y 20 metros. Las zonas más próximas a materiales cuaternarios o la superficie han desarrollado gossan hasta 20 metros de profundidad. El conjunto b,c y d corresponde al CVS.
- e) Grauvacas, pertenecientes al Grupo Culm. Su potencia ronda los 50 metros.
- f) Cuarcitas del Grupo PQ. Superpuestas por un cabalgamiento de gran importancia sobre materiales más modernos. Potencia muy variable.
- g) Aluviones y materiales modernos. Tramo discordante con los anteriores, muy alterado por labores mineras anteriores. Potencia variable.

El mineral sólo llega a aflorar en el norte del yacimiento por estar buzando toda la serie hacia el sur.

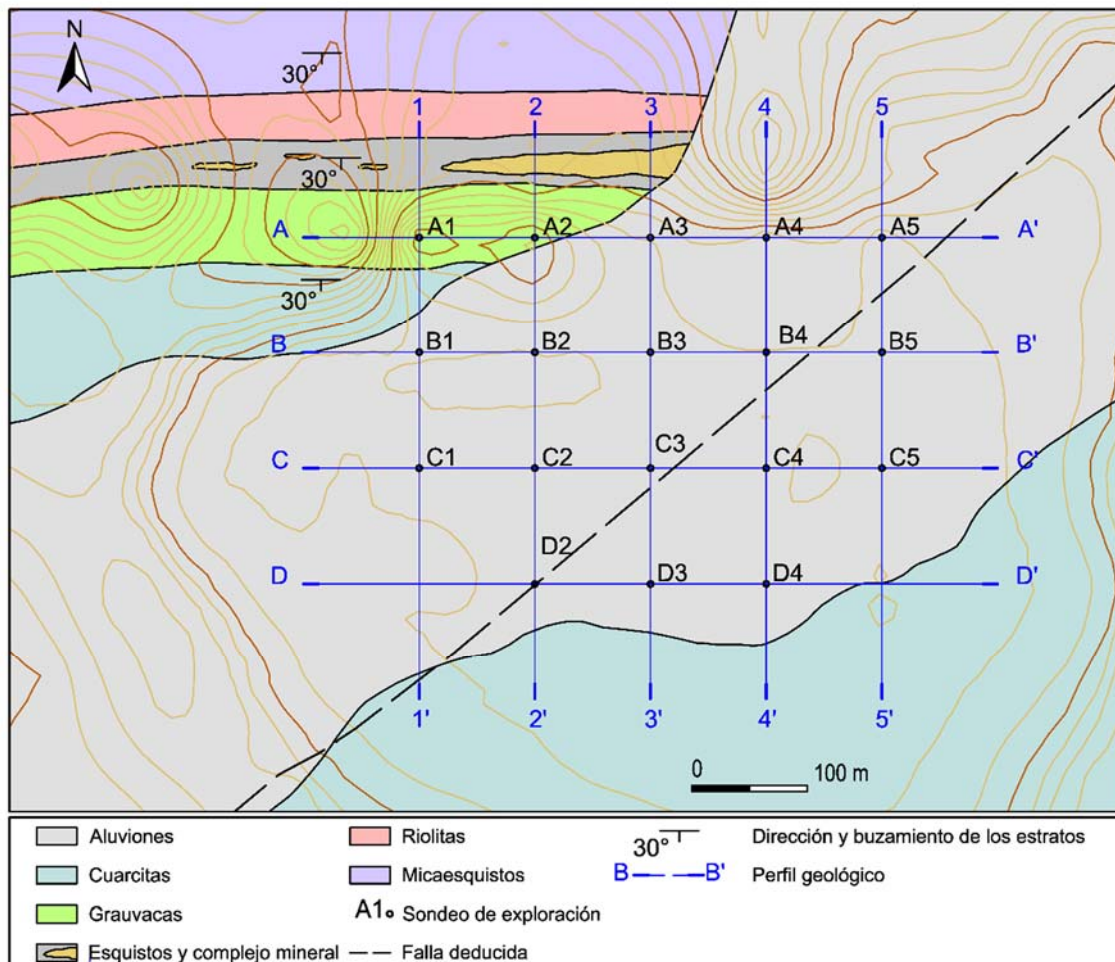


Figura 4 Geología del yacimiento Aguas Negras



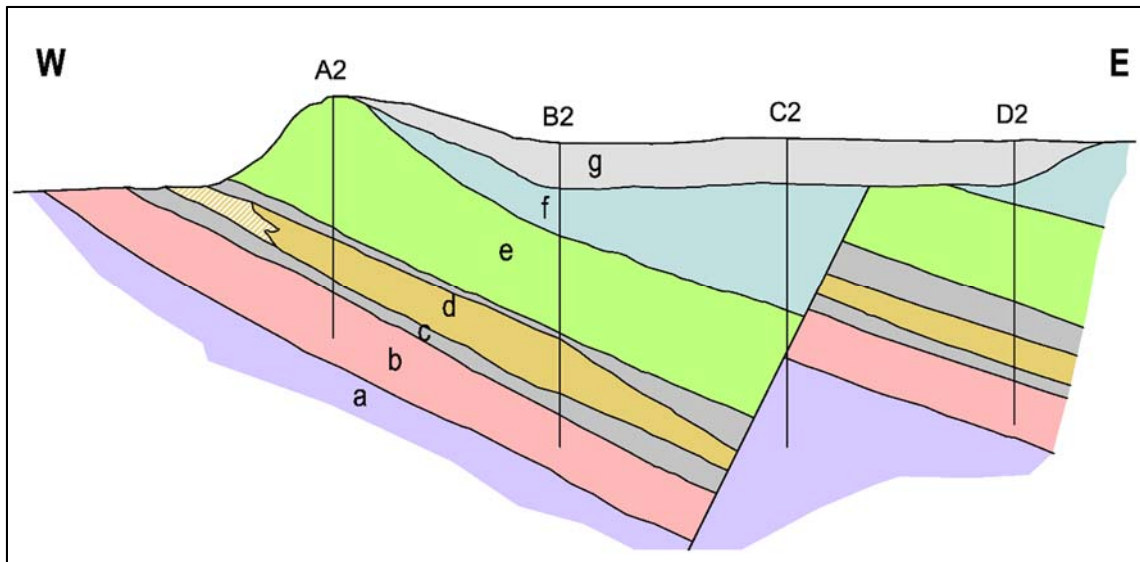


Figura 5 Perfil geológico W-E del yacimiento Aguas Negras.

Litologías: a) Micaesquistos y cuarcitas, b) Riolitas, c) Esquistos cloríticos, d) Mineral, e) Grauvacas, f) Cuarzitas, g) Aluviones

## 2.4 Morfología del cuerpo mineralizado

Los sulfuros complejos tienen una morfología estratiforme, con unas dimensiones en torno a 400x500 m, con potencia de 20 m en su centro y unos recursos estimados de cinco millones y medio de toneladas. Rodeando el mineral hay una zona con indicios en los esquistos que forman la roca encajante y que según los análisis realizados contiene cantidades importantes de Cu, Pb y Zn. Siempre a muro del complejo mineral también se han encontrado abundantes piroclastos con depósitos de tipo stockwork, pero es de tipo pirítico en lugar de calcopirítico y carece de interés económico.

El nivel portador de la mineralización tiene una dirección E-W y un buzamiento de 30° Sur y ha sido atravesado en su centro por una falla dextral normal con un desplazamiento de unos 90 metros, de manera que lo secciona en dos mitades. El depósito noroeste se encuentra en el bloque hundido y se encuentra levemente plegada en forma de anticlinal con un eje N-S, por su parte el sector sureste corresponde al bloque levantado y se encuentra levemente plegado en forma de sinclinal.

Debido a los aluviones cuaternarios que recubren gran parte del yacimiento la falla no aflora al exterior, pero a partir de la intersección con los sondeos se ha calculado que tiene una dirección NE-SW, con un buzamiento de 50° hacia NW. Se desconoce su extensión más allá del alcance de los sondeos.

Se advierte que debido a la geometría de la mineralización ésta podría extenderse lateralmente y en profundidad más allá de lo estimado en el modelo, pero se ha optado por seguir una opción conservadora a la hora de evaluar el depósito y se deja la confirmación de la existencia de esos recursos a posteriores campañas de investigación.

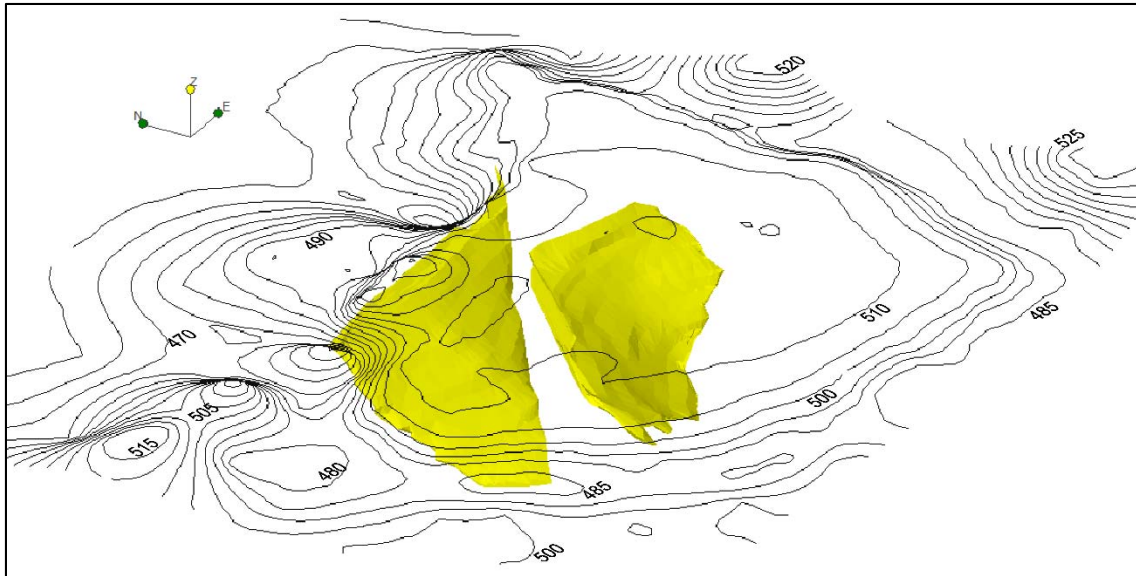


Figura 6 Vista desde el SW del yacimiento destacando la mineralización y el terreno actual.

## 2.5 Características mineralógicas

Como en otros yacimientos de la Faja Pirítica, la principal mena de este yacimiento es el sulfuro polimetálico, también llamado pirita compleja, mineral complejo o simplemente complejo y se caracteriza por estar formado principalmente por pirita, esfalerita, galena, y calcopirita, con concentraciones apreciables de tetraedrita, arsenopirita, y otros minerales menos frecuentes, como bornita, boulangerita, estannita y casiterita. También se han encontrado oro en forma de electrum asociado a la tetraedrita, pero no en cantidades significativas económicamente.

Estos sulfuros polimetálicos se caracterizan por una elevada presencia de pirita combinada íntimamente con otras especies, formando bandeados, sustituciones y crecimientos complejos entre cristales de muy pequeño tamaño. Ello unido a la coexistencia entre minerales con características físico-químicas similares, hacen que para lograr obtener concentrados diferenciables vendibles sea necesario realizar moliendas del orden de 60-20 micras y en muchos casos remolienda hasta 15 micras.

Estas características mineralúrgicas complican mucho el procesado, pues elevan enormemente el gasto energético, generan una elevada proporción de ultra-finos con pobres características de flotación e interacciones no deseadas con otras partículas, elevados consumos de reactivos por el aumento de la superficie específica, etc. Es por ello que la rentabilidad de esta explotación está tan ligada a las cotizaciones de los metales y la disponibilidad de reservas minerales con leyes adecuadas como a la aplicación de una adecuada tecnología de beneficio metalúrgico. Por analogía con los minerales explotados en la mina de Aznalcóllar los rendimientos metal que se esperan obtener en la planta de concentración de Aguas Negras son los siguientes:  $pPb=82\%$ ,  $pZn=65\%$ ,  $pCu=80\%$  (Almodóvar, 1997) (Tornos, 2006) (Espí, 2008).



## 2.6 Muestreo y leyes

El estudio de evaluación del yacimiento Aguas Negras se emprendió tras una investigación preliminar favorable a la vista de numerosos afloramientos de gossan en la zona y la existencia de labores mineras en las proximidades que habían explotado un nivel de esquistos cloríticos portador de sulfuros metálicos. Al final de esta investigación se realizó una prospección geofísica que señaló la continuidad de dicho nivel, marcando su ubicación y extensión.

Así pues se ordenó una campaña de sondeos en el área delimitada por el estudio anterior que constó de 18 sondeos a rotación con extracción de testigo continuo de entre 85 y 206 m de longitud distribuidos en una malla regular de 100x100 m cubriendo una superficie de 400x400 m, como se puede ver en la Figura 4.

El muestreo se ha hecho según longitudes variables, adaptado a la extensión de las muestras, a las maniobras del sondista y a los cambios litológicos, según criterio del geólogo.

Cada tramo recuperado se seccionó a lo largo, guardando una mitad en una caja de cartón parafinada para su conservación y la otra mitad fue enviada a laboratorio para ser molidas, cuarteadas y analizadas químicamente.

A partir de los datos obtenidos de cada sondeo se elaboró un log como el que se puede ver en la Figura 7 en el que para cada tramo se hace constar la información geológica recopilada in situ, porcentaje de recuperación del testigo así como las leyes de cobre, plomo y zinc facilitadas por el laboratorio.

Estos logs constituyen la base sobre la que se levantará la estimación del yacimiento, así que es prioritario depurar los errores accidentales y evaluar la representatividad de aquellos tramos con una recuperación baja de testigo.

### 2.6.1 Estudio de la recuperación de los testigos.

Debido a la competencia variable de la roca, grado de fracturación, presencia de grietas y oquedades, etc. es posible que durante la maniobra de extracción del testigo parte de éste se pierda, haciendo que se resienta la calidad de las muestras obtenidas y por tanto su representatividad. Así, al valor porcentual del ratio entre la longitud de testigo recuperado y la longitud perforada se le denomina *Recuperación* y debe ser tomada muy en cuenta por su influencia en la certeza de todos los cálculos posteriores.

Hay varias fórmulas más o menos optimistas para ponderar los valores de leyes en testigos con baja recuperación. Para este estudio se intentó ser conservador y se optó por la siguiente solución:

Para aquellos tramos con recuperación inferior al 50%, la ley de cada metal se obtendrá ponderando la longitud recuperada y su ley con la longitud sin recuperar y la ley media del yacimiento.

$$Ley = \frac{Longitud\ recuperada \cdot L\check{x} (ponderada\ sondeo) + L(sin\ recuperación) \cdot L\check{x} (yacimiento)}{Longitud\ recuperada + longitud\ sin\ recuperación}$$

Para sondeos sin recuperación o un porcentaje despreciable se usarán las leyes medias del yacimiento para cada metal, aunque haciendo constar que para una evaluación lo más ajustada posible sería pertinente repetir el sondeo.

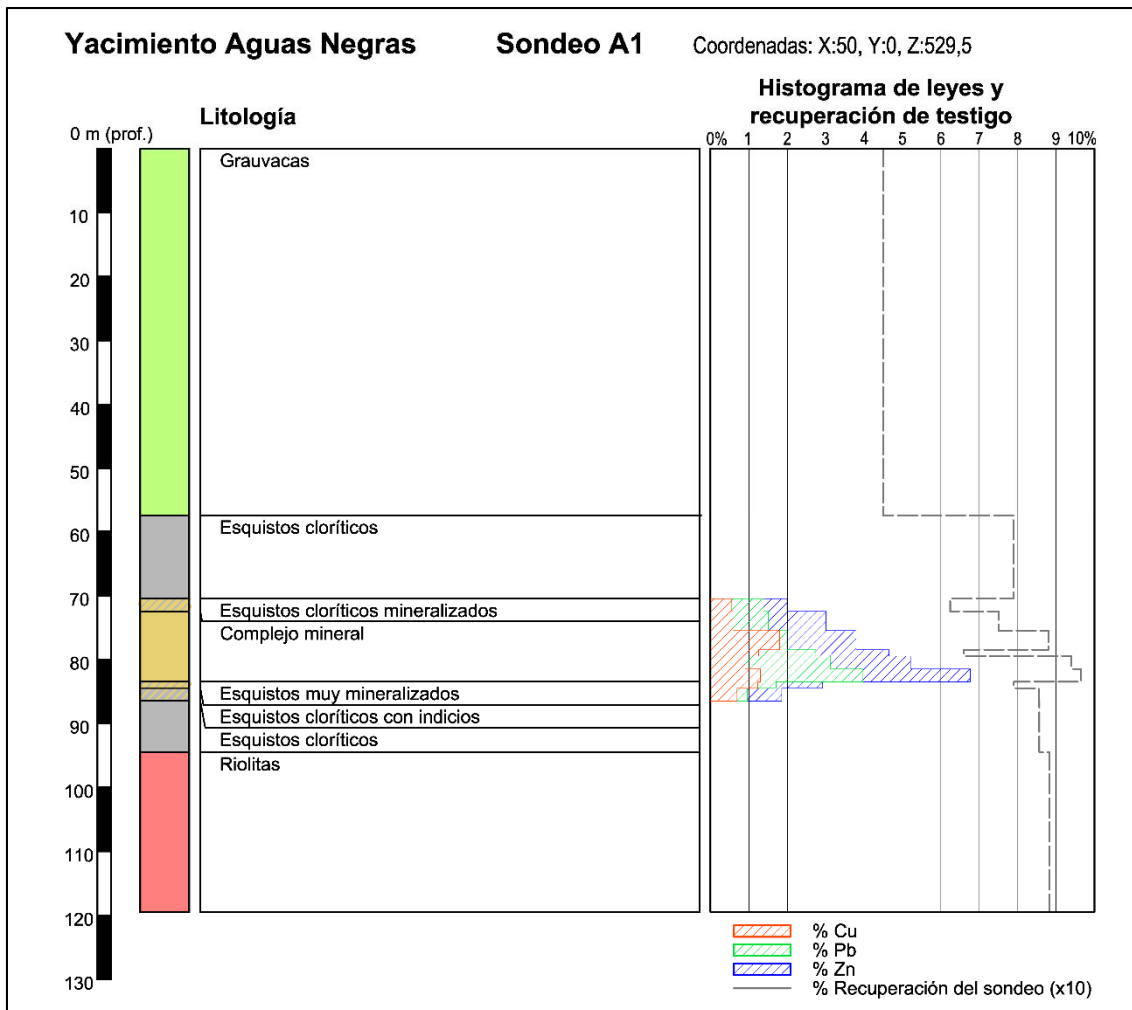


Figura 7 Log del sondeo A1

El criterio pesimista consistiría en atribuir a los tramos no recuperados una ley igual a cero, pero a la vista de la continuidad del yacimiento se decide prescindir del mismo.

Tras aplicar criterios descritos se han corregido los siguientes sondeos: A3, que carecía de recuperación en un tramo, C1, que tenía un 1% de recuperación en todo el sondeo y D2 que tenía una recuperación de 47% en uno de sus tramos.

Estas correcciones se traducen en los datos mostrados en la Tabla 1 donde se observa que la variación de las leyes medias es del orden de un par de centésimas como mucho por lo que a escala de yacimiento no sería muy significativa. Por su parte la varianza y el coeficiente de variación tienden a decrecer dado que en el proceso de corrección por recuperación se pondera usando la ley media del yacimiento y esto ocasiona que disminuya la dispersión de la muestra.

<b>Pre corrección</b>	<b>Ley Cu</b>	<b>Ley Pb</b>	<b>Ley Zn</b>	<b>Ley Eq. Cu</b>
<i>Ley media</i>	1,189	2,270	3,728	2,898
<i>Varianza</i>	0,460	1,340	3,340	1,639
<i>Coef. Variación</i>	57,06%	50,06%	49,02%	44,18%

<b>Post corrección</b>				
<i>Ley media</i>	1,194	2,291	3,749	2,917
<i>Varianza</i>	0,441	1,275	3,179	1,532
<i>Coef. Variación</i>	55,60%	49,29%	47,55%	42,44%

<b>Variación</b>				
<i>Ley media</i>	+0,005	+0,021	-0,021	+0,019
<i>Varianza</i>	-0,019	-0,065	+0,162	-0,107
<i>Coef. Variación</i>	-1,46%	-1,69%	-1,47%	-1,73%

Tabla 1 Efecto de la corrección de leyes según recuperación.

### 2.6.2 Depuración de errores accidentales.

Durante todo proceso de toma de datos se cometen errores y es necesario localizarlos y corregirlos antes de que se realice cualquier cálculo para evitar arrastrarlos más adelante.

Para detectar esos datos se buscan valores erráticos que destaquen como picos en los histogramas de leyes, longitudes parciales de perforación que no siguen la correlación, litologías cuya posición no concuerda con el modelo geológico, etc.

Tras estos procesos se han encontrado tres errores de posición de la coma decimal y un fallo de anotación de las litologías en los tres últimos tramos del sondeo B3, hallado durante la realización de los perfiles longitudinales.

### 3 Resultados de la campaña de sondeos: Elaboración del modelo geológico.

Una vez que los valores de los logs han sido depurados y corregidos, se puede pasar a diseñar el modelo geológico que servirá como base para la estimación, para ello se siguieron estos pasos

**Simplificación del sistema de coordenadas.** Debido a que se previó que la complejidad de los cálculos crecería exponencialmente durante la elaboración del modelo de bloques, se decidió crear un sistema local de coordenadas alineado con el UTM ETRS89 pero con origen 50 metros al noroeste del sondeo A1. De este modo se espera reducir sensiblemente el tiempo de proceso y tamaño de la base de datos.

#### **Base topográfica.**

Buscando representar espacialmente toda la información con la que contamos de salida, partimos de la de geología y topografía digital del terreno a escala 1:1.000 elaborada durante la campaña de prospección geofísica. El resto de información geográfica se obtuvo del Instituto Geográfico Nacional e Instituto Geológico y Minero en formatos raster y SIG.

Se procedió a importar esta topografía a AutoCAD en sus coordenadas reales y a continuación se situó cada sondeo en su posición correspondiente. Por último se extrajo del registro de los logs las coordenadas de intersección de cada testigo con los contactos entre litologías y usando GS Surfer se superpusieron como una serie de marcas a lo largo de los sondeos con un código de colores asignado para cada litología o discontinuidad (Figura 8).

De este modo obtenemos una representación geométrica tridimensional de los datos geológicos y topográficos disponibles con la que se puede trabajar fácil e intuitivamente.

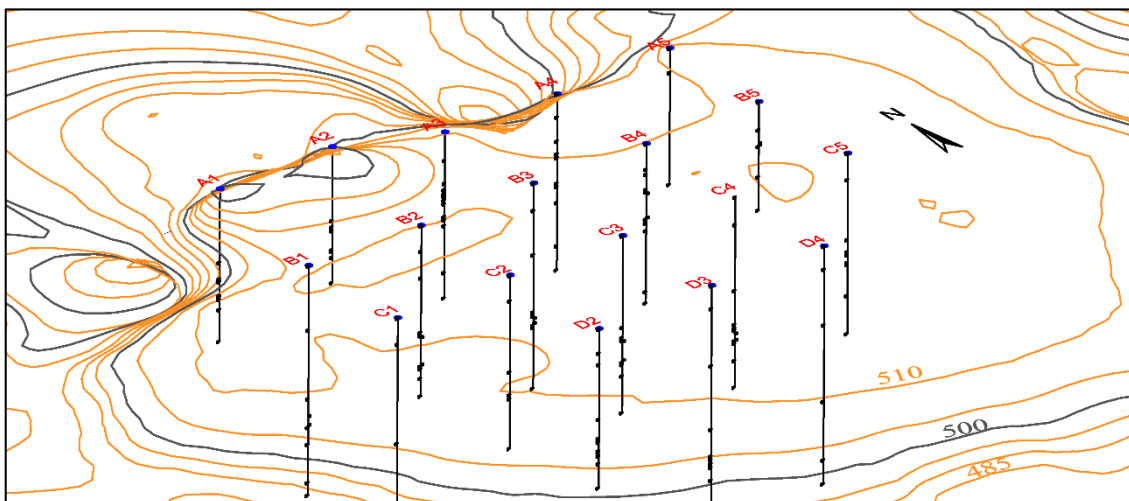


Figura 8 Detalle de la base topográfica. Se observan las curvas de nivel del terreno así como la representación de los testigos con marcas indicando contactos entre diferentes litologías.

**Elaboración de perfiles y plantas.** A la vista de la información disponible, se planeó la realización de una serie de perfiles longitudinales y transversales siguiendo la malla de

sondeos, apoyándose en la topografía, el mapa geológico de la zona y los datos litológicos recopilados en los logs. Además de los perfiles verticales se consideró necesario trazar 15 secciones horizontales del yacimiento (en adelante plantas) separadas entre sí 5 metros. Esta distancia se escogió por ofrecer una precisión acorde a la información que se puede extraer de la malla de sondeos disponible y con vistas a la explotación posterior del mineral que ronda los 25-30 metros en su mayor parte.

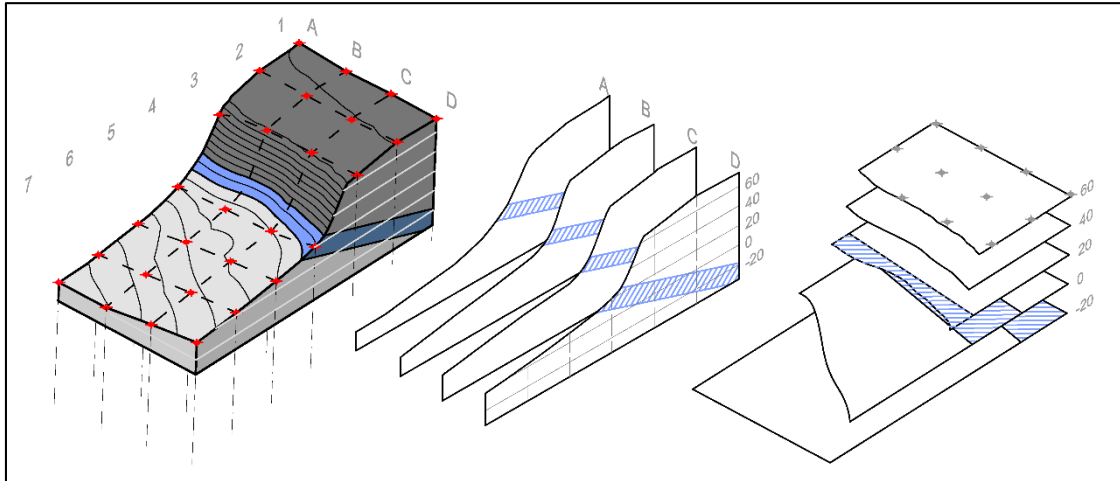


Figura 9 Elaboración básica de un diagrama de perfiles y plantas.

**Cálculo de la geometría de la falla.** Durante la perforación se detectó a lo largo de los sondeos A4, B3 y C2 el paso de una falla con dirección NE-SW y buzamiento  $70^\circ$  hacia el NW. Se advirtió así mismo que la zona noroeste del yacimiento se ha desplazado unos 90 m debido a esta falla, así que se debía de tener muy presente a la hora de elaborar el modelo geológico de Aguas Negras.

Para resolver geoméricamente esta discontinuidad no se pudo contar con la traza en superficie debido a que los depósitos cuaternarios ocultan el afloramiento de la misma, así que primero se posicionó la alineación de las intersecciones de la falla con los sondeos dentro del sistema topográfico tridimensional y después se representó el plano de falla, inclinando su línea de máxima pendiente hasta llegar al buzamiento descrito en los datos de campo.

Posteriormente se extendió el plano de falla hasta hacerlo coincidir con la topografía del terreno y se obtuvo la traza de la falla deducida, del mismo modo se intersecó con los planos pertenecientes a cada perfil para dibujar las trazas de la discontinuidad como se muestra en la Figura 10.

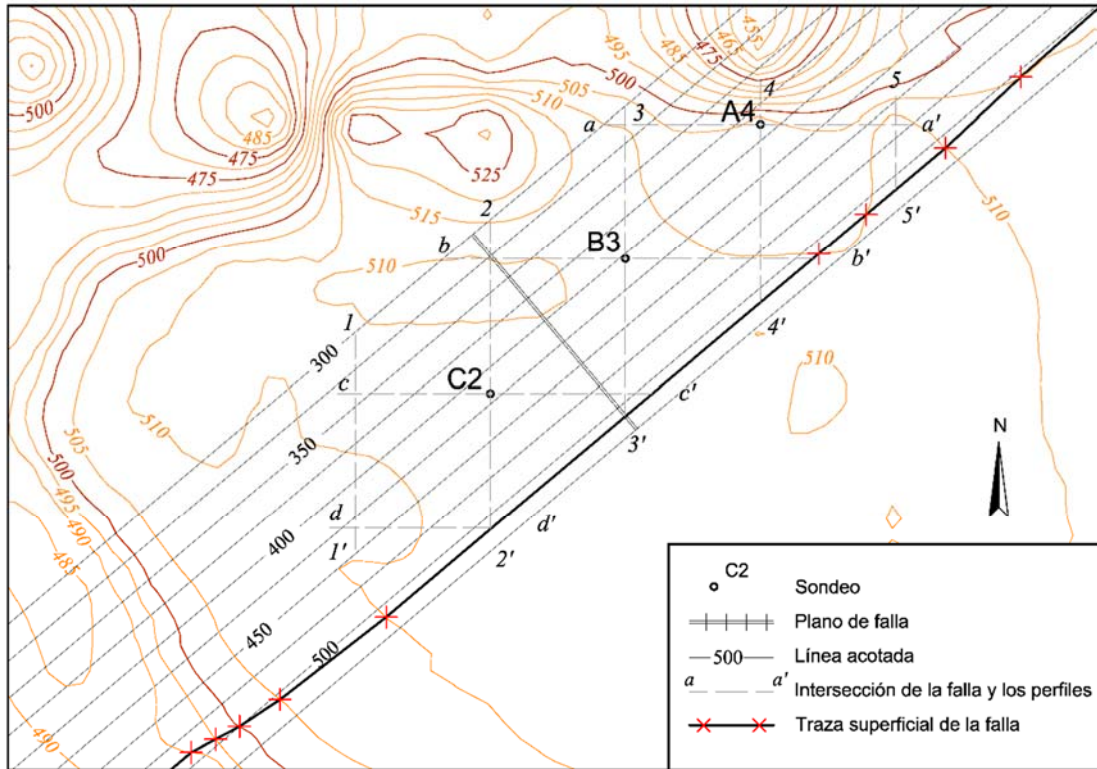


Figura 10 Situación del plano de falla a partir de los datos de los sondeos. Obtención de las trazas de la falla en superficie y los perfiles mediante planos acotados.

**Elaboración de los perfiles y plantas:** Una vez situadas las discontinuidades, accidentes del terreno, litologías, etc en el yacimiento, se extraen del modelo digital los planos que contienen los perfiles longitudinales y transversales y se busca correlacionar los tramos de los sondeos con las mismas litologías. Esto sería el equivalente a un croquis, una primera aproximación a la geología de la zona y no intenta ser un modelo definitivo.

Posteriormente este croquis puramente geométrico se irá completando mediante criterios geomorfológicos:

- Se prolonga cada litología hasta hacerlas coincidir con los afloramientos.
- Se suavizan las líneas de los contactos para lograr una solución menos artificial, y rígida, semejante a otros yacimientos tabulares presentes en la zona.
- Allá donde la información de los testigos no sea suficiente, se complementará manteniendo la constante la potencia de cada litología, la curvatura de los estratos a lo largo del eje del anticlinal o la dirección y buzamiento de todo el sector.
- A menudo ha sido posible suplir la carencia de datos de la potencia en un perfil a partir de la información obtenida en los perfiles transversales coincidentes en la zona.

A la vista de los perfiles se detectó entonces que la geometría calculada para la falla no satisface del todo las observaciones hechas en el terreno y los testigos, puesto que en nuestro modelo debería tener varias intersecciones más con los sondeos en formaciones anteriores al Cuaternario. Tras comprobar los cálculos y logs en busca de fallos se concluye que el plano de

falla debe efectuar un cierto alabeo a lo largo de su extensión que hace variar su buzamiento y que se incluyó como una revisión en los perfiles.

Una vez concluido un primer boceto de los perfiles transversales y longitudinales se comenzaron a trazar las plantas, que por un lado sirven para comprobar que la geometría del modelo geológico es coherente en todas sus dimensiones y por otro como base para el plano de isohipsas de techo y muro de mineral, una parte central del modelo geológico.

Para dibujar estas plantas se toman los perfiles y se marca en ellos una serie de líneas horizontales a la profundidad correspondiente a cada sección. Después se transportan estas líneas a su posición transversal y longitudinal en el plano en planta junto con la información de los contactos y litologías con las que entraba en intersección. Por último se busca unir de forma natural los tramos de la misma naturaleza y conformar así cada sección del yacimiento (Figura 9).

**Delimitación del cuerpo mineral:** Tal y como se ha descrito anteriormente, el mineral se encuentra encajado dentro de esquistos cloríticos y desaparece lateralmente por acuñaamiento sencillo según se aprecia en sondeos y afloramientos.

En principio se ha intentado pautas geomorfológicas para dimensionar la extensión del yacimiento e inferir la línea de extinción, pero debido a la poca densidad de la malla de sondeos y por la trascendencia que reviste este dato para el estudio, se ha seguido un criterio conservador para delimitar el mineral de modo que no se sobredimensione su volumen.

Según se observa en la Figura 11, allá donde el contorno del depósito mineral no se ha podido estimar a partir de discontinuidades u observación directa, éste se ha trazado entre los sondeos mineralizados y aquellos que sólo ofrecían estéril de modo que la potencia se extingue hacia el punto medio entre ambos. (Bustillo, y otros, 1997)

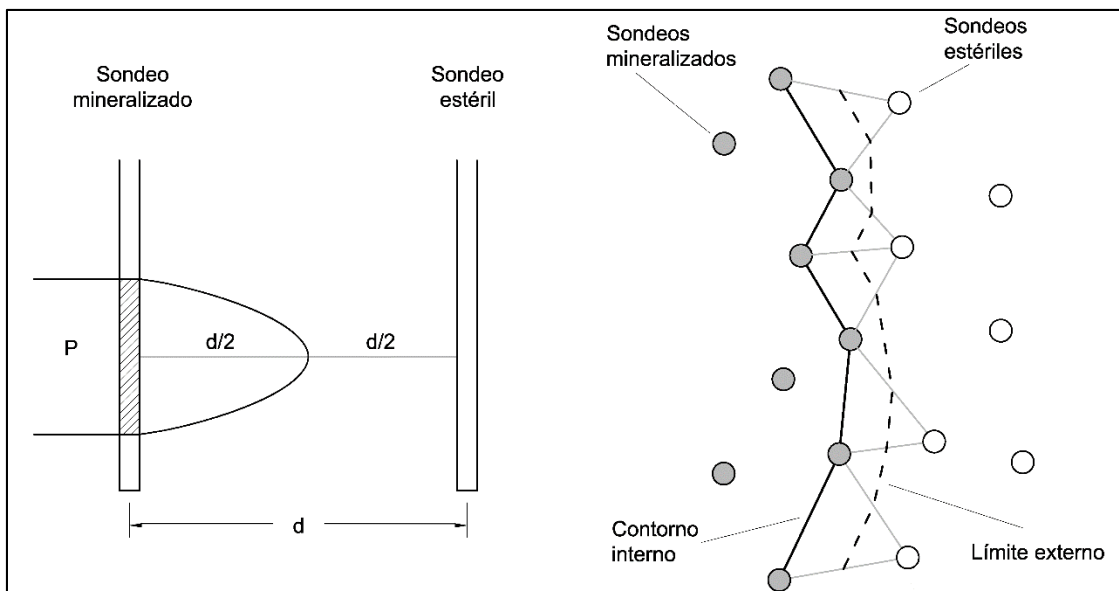


Figura 11 Perfil y planta de la delimitación del mineral. (Orche, 1999)

### 3.1 Cubicación del mineral.

Dado que ya contamos con todos los elementos necesarios para hacer un primer cálculo estimativo de los recursos minerales disponibles procedemos a efectuar la cubicación.

Para ello tomamos el conjunto de plantas descrito en apartados anteriores y aislamos las secciones horizontales de mineral (a esto se le denomina plano de isohipsas de techo y muro, Figura 13). Usando AutoCAD calcularemos la superficie mineralizada de cada planta, incluyendo aquellas en las cuales se ha sufrido alteración y el depósito se encuentra en forma de gossan pero contabilizándolas en otro campo.

Posteriormente cubicamos planta a planta usando Microsoft Excel y para una distancia entre secciones de 10 m y densidad del mineral de 3 T/m<sup>3</sup> obtenemos 5.787.192,21 toneladas. No se observan valores erráticos en el gráfico resultante o que pudiesen indicar que el procedimiento no se ha seguido correctamente hasta ahora.

<b>Planta</b>	<b>Toneladas de mineral</b>	<b>Toneladas de gossan</b>
500	0,00	123.254,00
490	0,00	311.460,32
480	146.328,10	272.508,19
470	453.420,08	84.301,87
460	700.784,91	
450	784.640,08	
440	753.931,40	
430	706.412,71	
420	659.860,28	
410	546.212,96	
400	393.669,17	
390	251.191,32	
380	160.016,19	
370	109.886,46	
360	64.930,91	
350	41.832,51	
340	14.075,15	
	<b>5.787.192,21 T</b>	<b>791.524,37 T</b>

Tabla 2 Tonelaje por plantas



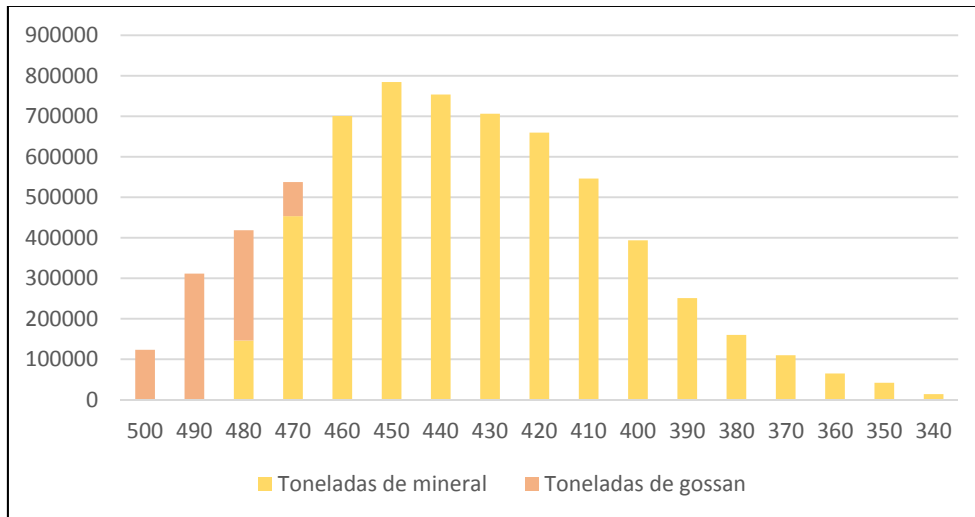


Figura 12 Gráfico de distribución del tonelaje de mineral y gossan por plantas.



Figura 13 Plano de isohipsas de techo y muro del mineral.

Un caso especial a considerar es el sector suroeste, donde el estudio de la geomorfología del yacimiento parece indicar que el mineral tendrá continuidad allí, pero en ausencia de sondeos no podemos confirmarlo. Este sector estaría incluido dentro de las reservas inferidas mientras que el resto es considerado reservas comprobadas. Será tratado con más detalle en sucesivos capítulos.

## 3.2 Creación de la base de datos e importación de contenidos

A partir de este punto comienza a usarse Recmin y se seguirá el flujo de trabajo que se muestra en la Figura 14

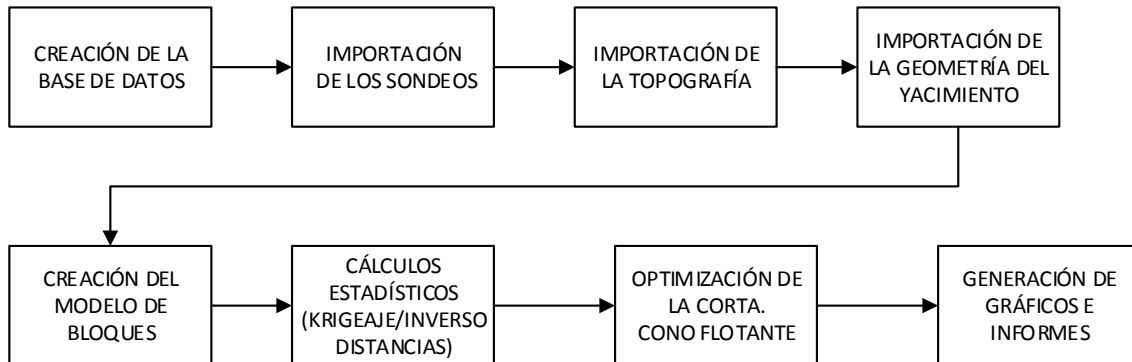


Figura 14 Flujograma de Recmin.

Con el fin de gestionar la información espacial, geológica y química recopilada hasta ahora, se crea en Recmin una base de datos específica del yacimiento Aguas Negras. Comenzamos definiendo los campos destinados a los tres metales cuyas leyes arrojaban los resultados más prometedores con vistas a la explotación: cobre, zinc y plomo. Posteriormente designamos que las leyes se midan en tantos por ciento, la moneda sea el euro y en general se use el Sistema Métrico de Unidades.

### 3.2.1 Importación de sondeos

En un principio los logs de sondeos se reciben como diagramas en formato \*.doc de Microsoft Word. Para ser importados a una base de datos deben ser adaptados a un formato de tabla en el que cada columna corresponda a un campo y cada fila a un tramo de testigo.

Los datos que se importarán a Recmin son los siguientes:

Información del sondeo:

- Identificación
- Coordenadas X, Y y Z de la cabeza del sondeo en el sistema de referencia del yacimiento.
- Longitud
- Inclinación y acimut de las desviaciones respecto a la vertical de la perforación.
- Fecha de perforación
- Sector

Datos por tramos:

- Litologías.
- Leyes.
- Intersección de los sondeos con zonas límite. (Fallas, intrusiones, discontinuidades, etc.)

- Longitud recuperada (Se transforma en porcentaje operando con la longitud del tramo).
- Zonas. (Cuando un yacimiento está atravesado por discontinuidades sería erróneo considerar el mineral como un todo a efectos de los estadísticos, es necesario segmentar el cálculo en zonas entre discontinuidades)

Otro proceso necesario dentro de la adaptación de datos para que sean procesables es el de simplificación de las litologías para que todo el rango de terrenos descritos por el geólogo se reduzcan al número mínimo de categorías posible:

- Aluviones
- Cuarcitas
- Grauvacas
- Esquistos
- Gossan
- Complejo mineral
- Riolitas
- Micaesquistos

### 3.2.2 Importación de la topografía

La información topográfica que ofrece el Instituto Geográfico Nacional está en formato \*.dgn de MicroStation, es necesario exportarla a \*.dxf mediante AutoCAD para poder usarla en Recmin, también es preciso trasladarla a las coordenadas locales del yacimiento.

Una vez adaptada la topografía, conviene seleccionar sólo la extensión necesaria, porque toda información en exceso o redundante sólo ralentizará los cálculos en sucesivas reiteraciones y no producirá resultados significativos. Para ello tomamos el yacimiento en su totalidad y desde cada planta de mineral generamos una corta de paredes con 40° de inclinación, quedándonos con la envolvente más extensa. A las dimensiones X e Y de la proyección en superficie de la envolvente elegida se les aplica un ratio 3:2 para que contenga el proyecto holgadamente y con espacio para imprevistos. La topografía resultante ocupa 140 Ha y tiene un perímetro de 4,8 km.

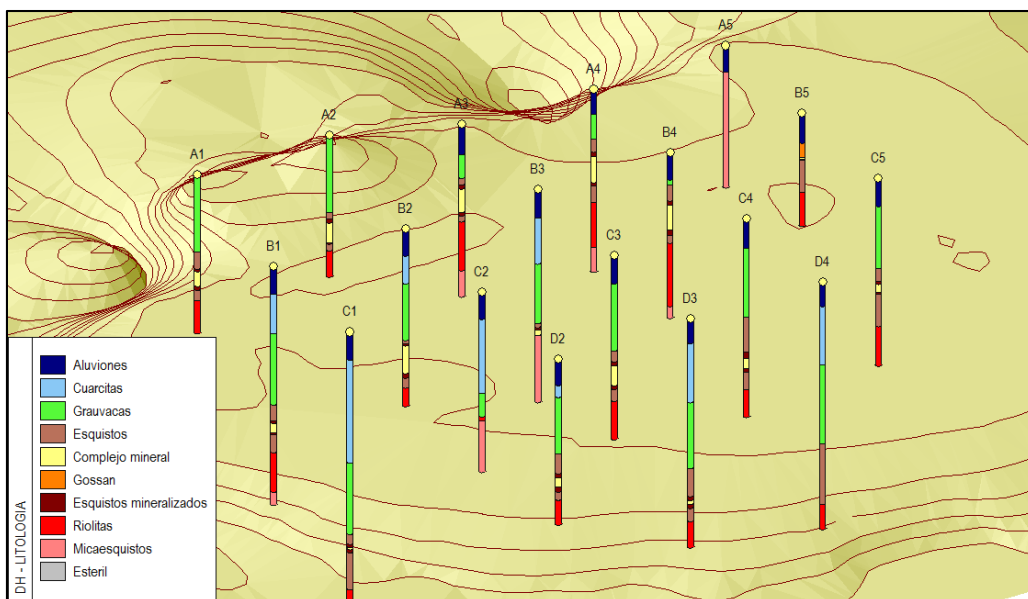


Figura 15 Topografía y sondeos mostrando las litologías atravesadas.

### 3.2.3 Importación de la geometría del mineral

El conjunto de perfiles y plantas descrito en anterior fue escaneado y digitalizado usando AutoCAD. Posteriormente se aislaron las secciones horizontales del mineral, se exportaron a formato \*.dxf y fueron insertadas en Recmin como poligonales cerradas con elevación.

Usando estas poligonales como envolventes se creará un “sólido geológico”, esto es, un volumen cerrado que marca la extensión del mineral y delimita el entorno tridimensional de cálculo estimativo en el que va a trabajar el programa más tarde, durante la fase del modelo de bloques. Todo lo que queda fuera de este sólido se considera automáticamente estéril (Figura 16).

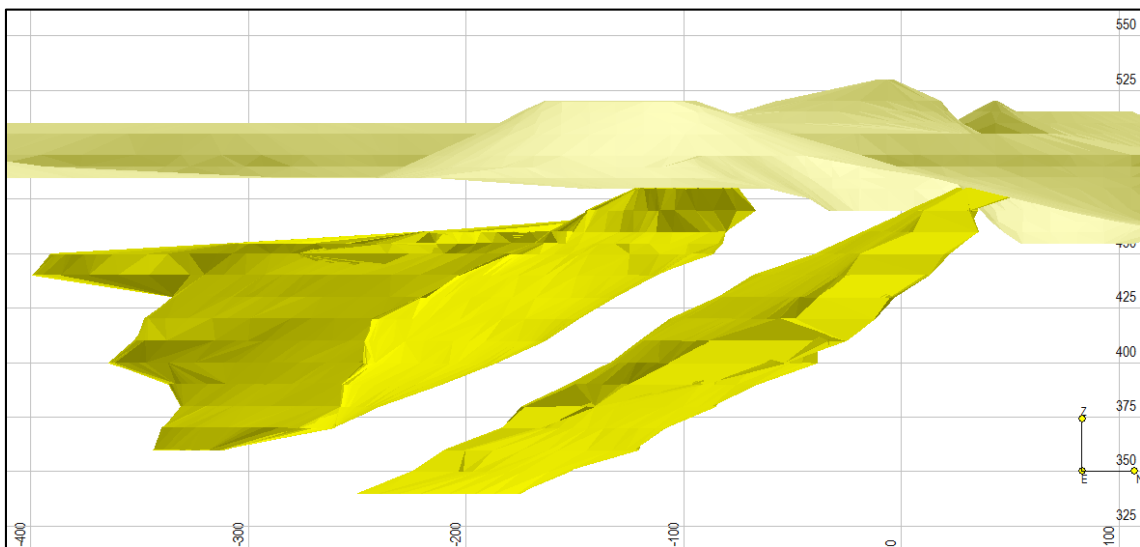


Figura 16 Vista de perfil del sólido geológico que engloba al mineral.

## 4 Descripción del paquete Recmin

Recmin es un paquete de software enfocado al cálculo y evaluación de reservas de yacimientos minerales, con algunas funciones limitadas de diseño de explotaciones, control de flotas de camiones y gestión de muestras de sondeos.

Fue programado íntegramente por el Dr. ingeniero de minas D. César Castañón Fernández, profesor de la Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas de Oviedo, el cual lo ha ido ampliando y actualizando durante los últimos 20 años.

Este paquete de programas sigue un modelo freemium. Esto es, el software como tal es gratuito y el negocio se sustenta en una serie de cursos y jornadas que el programador ofrece periódicamente en universidades y colegios profesionales del entorno geológico y minero de España y América Latina.

Recmin se compone de varios módulos que pueden trabajar de manera independiente pero que se remiten siempre a la base de datos que contiene la información sobre el yacimiento creada por el usuario. Estos módulos son:

**RMSondeos:** Este módulo permite introducir a la base de datos del yacimiento la información relativa a los sondeos en forma de tablas o manualmente. También contiene opciones de edición de datos y representación de histogramas.

**RMJac:** Es el núcleo de Recmin, es el encargado de crear la base de datos, darle forma y asignar valores a cada una de sus partes operando con el motor de cálculo estadístico a partir de los datos recogidos por los otros módulos.

**RMDraw:** Es el módulo gráfico de Recmin, permite introducir información geométrica para crear el modelo geológico o generar elementos de la explotación como cortas o pistas, también facilita visualizar y editar dinámicamente cada una de las partes del yacimiento. Debido a la cantidad información que puede llegar a manejar este software, su uso es imprescindible.

**RM3D:** Es un visor que permite abrir modelos tridimensionales del yacimiento creados por Recmin pero que puede funcionar de manera independiente del mismo. Está pensado para usarse a modo de presentación incluso por usuarios que no tienen conocimientos sobre este software. Debido a su especialización como visor no tiene opciones de edición.

**Otras herramientas:** El paquete Recmin incluye otras aplicaciones que complementan sus funciones, como un administrador de flotas de camiones, un módulo de seguridad y depuración de archivos o un gestor de muestras que funciona en conjunción con una aplicación para smartphones para facilitar la entrada de datos por escaneo de códigos de barras de sondeos analizados con la cámara del móvil.

## 5 Integración de variables: Ley equivalente. Regularización de las leyes (compositing) y optimización de altura de banco

### 5.1 Ley equivalente

Según se ha descrito en capítulos anteriores, la información recabada a partir de los análisis geoquímicos y petrológicos de los sondeos de la campaña de exploración del yacimiento Aguas Negras confirma que por su naturaleza de depósito polimetálico posee unas características minero-mineralúrgicas muy variables, lo que se traduce en que cada bloque de una posterior explotación vendría definido por múltiples leyes y rendimientos metales de los elementos valorizables:  $L_{Cu}$  y  $\rho_{Cu}$ ,  $L_{Zn}$  y  $\rho_{Zn}$ ,  $L_{Pb}$  y  $\rho_{Pb}$

Así pues, para poder realizar una selección de bloques en función de su valor económico, se ha previsto usar un parámetro que sintetice las leyes y rendimientos de los elementos valorizables en uno solo llamado role, definido como la ley recuperable equivalente en relación a uno de los elementos, por lo general el de importancia económica dominante:

$$Role = \sum K_{i/l} \cdot L_i \cdot \rho_i$$

Donde  $i$  = cada uno de los elementos y  $K_{i/Pb}$  la constante de equivalencia de cada elemento en función de  $l$ , el elemento dominante. (Gallego, y otros, 1985)

Debido a que se carece de análisis mineralúrgicos en las muestras de los sondeos no es posible calcular el rendimiento metal y por tanto el role de cada bloque. De momento se asume la hipótesis de que el porcentaje de recuperación en planta de los tres minerales valorizables es similar al obtenido en los lavaderos de Aznalcóllar y Riotinto, así que en lugar de role se usará una versión simplificada, la ley equivalente en cobre:

$$L_{eq} = L_{Cu} \cdot \rho_{Cu} + L_{Pb} \cdot K_{Pb/Cu} \cdot \rho_{Pb} + L_{Zn} \cdot K_{Zn/Cu} \cdot \rho_{Zn} =$$

$$L_{Cu} \cdot 0,815 + L_{Pb} \cdot 0,294574 \cdot 0,5 + L_{Zn} \cdot 0,279431 \cdot 0,7$$

Las constantes de equivalencia se obtienen a partir de los precios de venta en la bolsa de los metales de Londres el 1 de Enero de 2014:

Metal	Cobre	Plomo	Zinc
€/T	5.358,11	1.497,22	1.578,36

Ejemplo: Dadas las siguientes leyes, Cu=1,2%, Pb=1,89%, Zn=3,58

$$L_{eq} = 1,200 \cdot 0,815 + 1,890 \cdot 0,294574 \cdot 0,5 + 3,580 \cdot 0,279431 \cdot 0,7 = 1,927 \%$$

En cálculos posteriores dependientes de la ley equivalente se deberá tener presente que los rendimientos metal usados son sólo valores medios. Esta aproximación se puede considerar dentro del margen de certeza aceptable para un estudio como el que se está efectuando. Debe así mismo tenerse en cuenta que dada la adaptabilidad de Recmin, si en el futuro se dispusiera de datos mineralúrgicos de las muestras se podrían incorporar a la base de datos y recalcularse la evaluación del yacimiento con facilidad.

## 5.2 Ponderación de los datos de los sondeos.

La ponderación o compositing es un proceso necesario para poder efectuar gran parte del tratamiento estadístico y la interpolación de la base de datos. Básicamente consiste en tomar la información contenida en los logs de los sondeos, que se encuentra segmentada en maniobras de longitudes variables y regularizarla en tramos de tamaño constante, coincidentes con la posición y altura de los futuros bancos de la corta. ( Figura 17) Esto es muy importante dado que este estudio como toda estadística debe ajustarse lo más posible a los parámetros de aquello a lo que busca representar.

Antes de calcular la ponderación ya se ha tenido en cuenta las correcciones por recuperación de muestra en los testigos, de no ser así los resultados podrían verse muy distorsionados. También se trabajará con la ley equivalente, explicada en el apartado anterior.

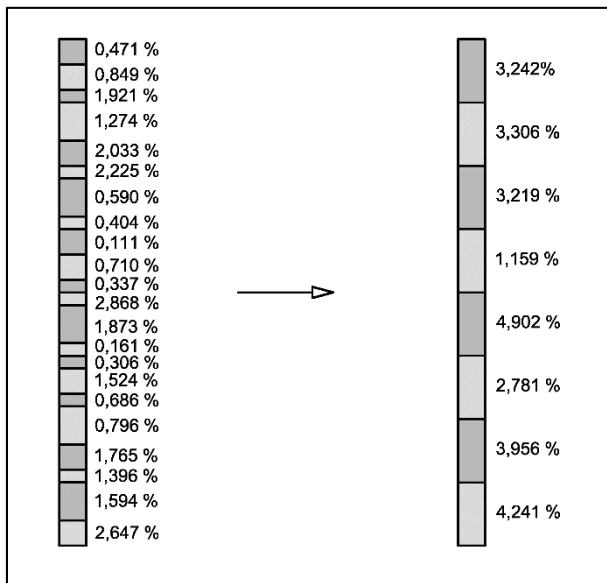


Figura 17 Ponderación de un testigo.

## 5.3 Optimización de la altura de banco.

Dado que como es lógico en el diseño de los bancos se busca maximizar la recuperación del mineral y minimizar el ensuciamiento por estéril, en la ponderación se realizará una serie de tanteos con diferentes alturas y posiciones de arranque entre las cuales se buscará la más eficiente usando dos parámetros, la ley ponderada y el metal contenido en banco:

$$\text{Ley ponderada de banco } L_p = \Sigma L_i \cdot T_i / \Sigma L_i \quad \forall T_i > L_c$$

$$\text{Metal contenido en banco } M_c = L_p \cdot L_i \cdot n_m$$

Donde  $L_i$  es la altura de banco,  $T_i$  su ley correspondiente,  $n_m$  el número de maniobras y  $L_c$  es una ley de corte aproximada que permite que sólo se tengan en cuenta aquellas maniobras que representan a bancos económicamente viables. (Gallego y Manteca 1982)

A la hora de llevar este cálculo a la práctica se decide tantear entre 4 y 12 metros de altura con posiciones de arranque separadas por un metro. (Véase la Tabla 3 para el caso de 6 m) Esto equivale a 72 combinaciones posibles.

Altura	Posición	$L_p$	$n_m$	$m_c$
6	0	2,94003	37	6,526867
	1	2,856113	40	6,854671
	2	2,66162	38	6,068493
	3	2,723656	35	5,719678
	4	2,934349	37	6,514255
	5	2,880191	35	6,048401

Tabla 3. Para una longitud de tramo de 6 metros, se podría tener 6 posiciones: Posición 0 (con bancos en 0, 6, 12...), posición 1 (bancos en 1, 7, 13...), así hasta llegar a la posición 5 (bancos en 5, 11, 17...)

Debido a que Recmin sólo es capaz de hacer ponderaciones por sondeo en lugar de por banco, se ha tenido que suplir esta carencia creando un flujo de trabajo en Excel que simula una serie de superficies horizontales para nivelar la cabeza de los sondeos y permitir de esta manera que los tramos estén alineados tras el compositing como lo harían en el banco de una corta.

Tras ponderar los 18 sondeos se descartan los tramos que presentan una ley menor del 1% por considerarse el umbral económico a efectos comparativos. En los tramos resultantes se calcula la ley ponderada y el metal contenido en banco.

Una vez obtenidas todas las combinaciones posibles usando Excel y Recmin, se disponen en gráficos como se muestra en la Figura 18 se puede observar que hay una tendencia general a la baja de la ley ponderada conforme aumenta la longitud de los tramos. Esto se debe a que según empeora la capacidad de selección también aumenta el ensuciamiento del mineral.

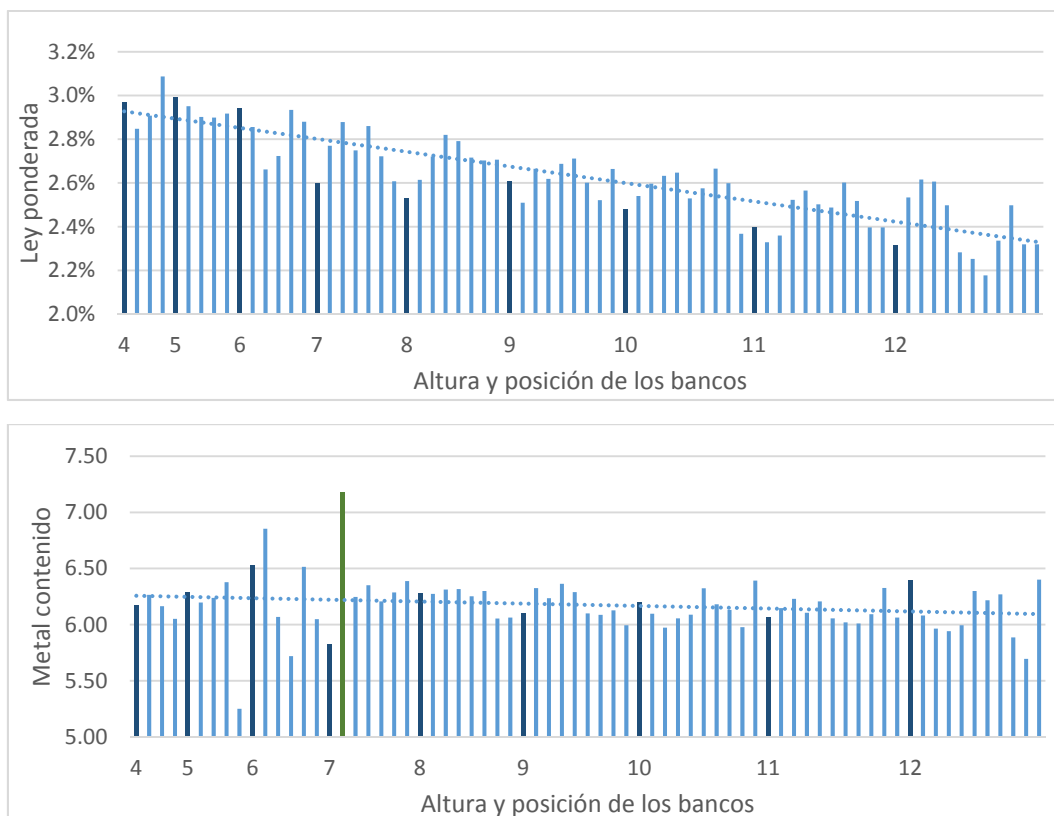


Figura 18 Optimización de la altura y posición de banco



La posición de los tramos es fundamental. Diferencias de posición de tan sólo un metro originan cambios en el metal contenido del 23% debido a la mejor adaptación a la geometría del mineral. De haber obviado este tanteo exhaustivo y haber escogido simplemente la altura más favorable el aprovechamiento habría disminuido un 10%.

Por último, otro factor decisivo es el discriminante creado a partir de la ley de corte, que tiene el efecto de aumentar el contraste entre diversas opciones al rechazar aquellos bancos muy ensuciados, lo cual hace que disminuya decisivamente el contenido metal indicado en dichas opciones.

A la vista de los datos anteriores se considera que la solución más adaptada a la geometría y geoquímica del yacimiento corresponde a 7 metros de altura de banco en posición 1 y será la que se aplique en lo sucesivo. Los datos completos de este tanteo pueden consultarse en la Tabla 4.

Altura	Posición	Ley	Nº tramos	Metal	Altura	Posición	Ley	Nº tramos	Metal
4	0	2,966	52	6,17	9	6	2,601	26	6,09
	1	2,848	55	6,27		7	2,521	27	6,13
	2	2,908	53	6,16		8	2,664	25	5,99
	3	3,087	49	6,05	10	0	2,48	25	6,2
5	0	2,992	42	6,28		1	2,54	24	6,1
	1	2,951	42	6,2		2	2,597	23	5,97
	2	2,902	43	6,24		3	2,633	23	6,06
	3	2,899	44	6,38		4	2,647	23	6,09
	4	2,917	36	5,25		5	2,529	25	6,32
6	0	2,94	37	6,53		6	2,576	24	6,18
	1	2,856	40	6,85		7	2,666	23	6,13
	2	2,662	38	6,07		8	2,599	23	5,98
	3	2,724	35	5,72		9	2,368	27	6,39
	4	2,934	37	6,51	11	0	2,396	23	6,06
5	2,88	35	6,05	1		2,329	24	6,15	
7	0	2,599	32	5,82		2	2,36	24	6,23
	1	2,77	37	7,17		3	2,523	22	6,11
	2	2,879	31	6,25		4	2,565	22	6,21
	3	2,749	33	6,35		5	2,503	22	6,06
	4	2,86	31	6,21		6	2,488	22	6,02
	5	2,722	33	6,29		7	2,602	21	6,01
6	2,607	35	6,39	8		2,518	22	6,09	
8	0	2,532	31	6,28		9	2,397	24	6,33
	1	2,614	30	6,27	10	2,396	23	6,06	
	2	2,721	29	6,31	12	0	2,315	23	6,39
	3	2,82	28	6,32		1	2,534	20	6,08
	4	2,791	28	6,25		2	2,616	19	5,96
	5	2,716	29	6,3		3	2,606	19	5,94
	6	2,703	28	6,06		4	2,498	20	5,99
7	2,707	28	6,06	5		2,283	23	6,3	
9	0	2,608	26	6,1		6	2,252	23	6,22
	1	2,51	28	6,32		7	2,177	24	6,27
	2	2,664	26	6,23		8	2,336	21	5,89
	3	2,619	27	6,36		9	2,498	19	5,7
	4	2,688	26	6,29		10	2,319	23	6,4
5	2,711	25	6,1	11	2,319	23	6,4		

Tabla 4 Optimización de la altura y posición de banco en función del metal contenido

## 6 Análisis estadístico y geoestadístico.

### 6.1 Estudio estadístico.

Con el fin de poder elaborar un modelo de bloques lo más aproximado posible al yacimiento es preciso estudiar en detalle la distribución de las leyes en el mineral. Esto nos permitirá detectar tendencias, discontinuidades, correlaciones entre elementos, etc. que tendrán que ser tenidas en cuenta antes de entrar en profundidad en la geoestadística.

Para comenzar es necesario detectar y separar las diversas poblaciones que puede presentar la muestra para posteriormente analizarlas por separado. A la vista de los histogramas de leyes (Figura 20) y los perfiles de leyes (Figura 21, en detalle en el anexo de planos) se pueden hacer varias observaciones al respecto:

A priori los histogramas de leyes parecen encajar dentro de una distribución lognormal típica, pero al analizar los perfiles de las leyes a lo largo del sondeo, se aprecia lógicamente un brusco descenso de las mismas al pasar del mineral masivo al que está disperso en esquisto, concretamente de una ley equivalente media de 6,59% a 1,44%. A pesar de que ambas litologías tienen un origen geológico común, desde el punto de vista estadístico estaríamos hablando de dos poblaciones diferenciadas, hecho que se confirma si tomamos por ejemplo el histograma del zinc (Figura 19) y separamos sus datos en función de sus litologías de origen. Obtendremos dos histogramas lognormales definidos.

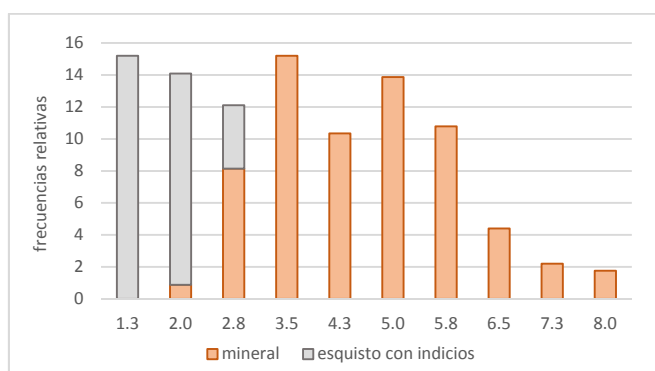


Figura 19 Diferenciación de las leyes de zinc por litologías.

En otras circunstancias este hecho obligaría a estudiar por separado ambas estructuras geológicas pero debido a la escasa potencia del yacimiento sería difícil de implementar sin reducir drásticamente el tamaño de bloque con el encarecimiento de los costes de explotación que ello supondría.

Una vez asumido este compromiso se observa que los histogramas de leyes siguen una distribución semejante, ello junto a la elevada correlación entre los elementos estudiados en los composites, con coeficientes de determinación  $R^2$  entre 0,68 y 0,89, respalda la decisión de usar la ley equivalente como parámetro válido para representar las leyes metálicas del yacimiento.

En el resto de gráficos no se constata otro comportamiento que indique la presencia de más poblaciones, pero con vistas al modelo de bloques se analiza si sería conveniente tener en cuenta la discontinuidad generada por la falla que atraviesa el depósito y dividir la masa mineral en dos segmentos a efectos de cálculo, pero teniendo en cuenta que el desplazamiento es menor que el hueco de la malla y que ambas mitades son geoquímicamente muy similares, se descarta tomar este paso.



Figura 20 Histogramas de leyes y estadísticas de los logs y los composites

Dado que la distribución de frecuencias de leyes de las muestras tiene un carácter lognormal, es recomendable calcular las leyes medias mediante estimadores propios de esta función en lugar de la simple media aritmética:

$$\mu = e^{\alpha + \beta^2 / 2}$$

Donde  $\alpha$  es la media de la distribución normalizada (media de los logaritmos de los valores) y  $\beta^2$  su varianza. (Manteca, 2012)

	Cu	Pb	Zn	LER
$\mu$	1,192	2,305	3,808	2,056

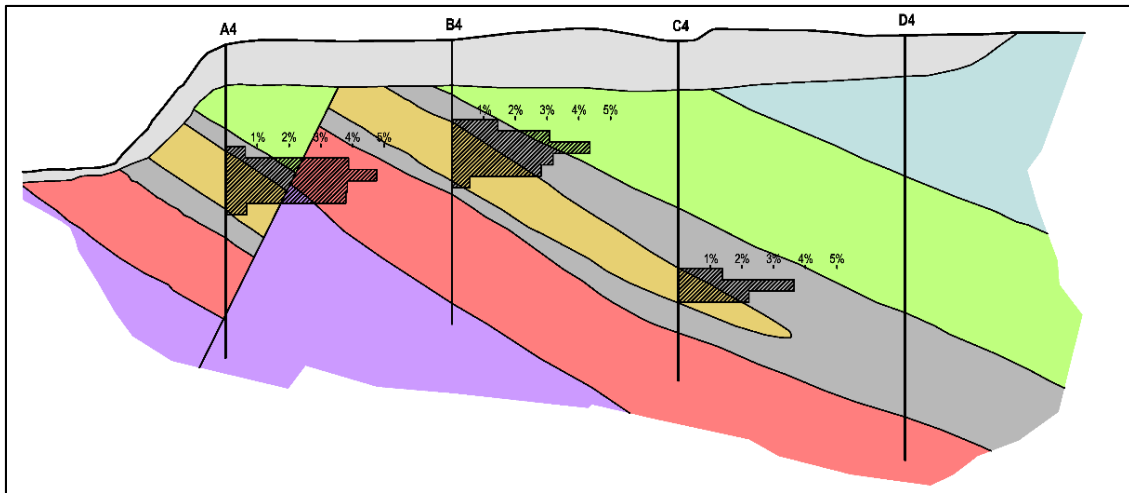


Figura 21 Perfil de distribución de leyes en los composites.

No se aprecia otra información relevante en los parámetros estadísticos obtenidos en los datos de los sondeos y los composites, más allá de la esperada dilución y homogenización de leyes.

## 6.2 Estudio geoestadístico

Como es sabido, cada uno de los parámetros intrínsecos de un yacimiento, como las leyes o la potencia, fluctúan más o menos bruscamente a lo largo de su extensión. Los valores que adoptan estos parámetros no son aleatorios sino que dependen en cierta medida de su ubicación en el depósito, guardando una correlación dependiente de  $h$ , la distancia vectorial entre dos puntos del yacimiento. Es por ello que se considera que las leyes, potencia mineralizada, rendimiento mineral, etc se comportan como variables regionalizadas. (Matheron, 1965)

Las variables regionalizadas presentan simultáneamente dos componentes, una estructural y otra aleatoria. Así pues, si observamos el reparto metal de un yacimiento veremos unas pautas generales debidas a controles primarios estratigráficos y tectónicos, pero localmente detectaremos gran variedad de controles geológicos secundarios como microfracturación o granulometría, que introducen una cierta aleatoriedad a pequeña escala. (Manteca, 2012)

Gracias a la Geoestadística, desarrollada por Matheron en 1965, se puede analizar la estructura de variabilidad espacial de los parámetros en estudio en sus componentes estructural y aleatoria simultáneamente. Esta variabilidad está condicionada a circunstancias metalogénicas y factores topominerales y es difícil de determinar por métodos geológicos, pero su resultado es una distribución estructurada modelizable mediante una función matemática según las técnicas llamadas de "Análisis estructural" de (Matheron, 1965).

Esta función matemática es el variograma, definido como la esperanza matemática de las discrepancias cuadráticas de la variable entre  $n$  parejas de puntos situados en los extremos de un vector  $|h|$  que se desplaza dentro del campo considerado:

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

Donde  $Z(x)$  es la ley en el punto  $x$  y  $Z(x+h)$  la ley en el punto  $x+h$ .

El variograma es una función creciente de módulo  $|h|$ . Las discrepancias cuadráticas entre dos puntos serán normalmente tanto mayores cuanto más alejados estén entre sí, es decir cuanto mayor sea  $h$ . Existirá un valor límite de  $h$  por encima del cual la función deja de crecer llamado alcance y que corresponde con el radio de influencia de una muestra, siendo característico para cada depósito mineral y dentro de él para cada dirección espacial.

Una vez que llega al alcance, la función se estabiliza en un valor llamado meseta ( $c$ ) que coincide con la varianza de dispersión de los datos.

El comportamiento del variograma cerca del origen de coordenadas es particularmente interesante porque representa el grado de continuidad y autocorrelación de la variable. Cuando la componente aleatoria es mínima el variograma arrancará prácticamente desde (0,0), puesto que las varianzas cuadráticas también serán casi nulas. Por el contrario, si la componente aleatoria es apreciable, el variograma comenzará en un valor  $C_0$  del eje de ordenadas denominado efecto pepita. (Alfaro Sironvalle, 2007) (Manteca, 2012)

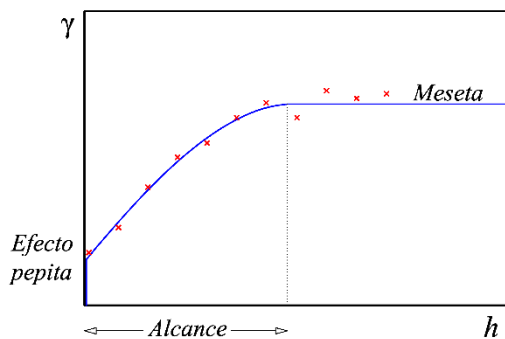


Figura 22 Partes de un variograma

Una vez mencionados los aspectos básicos de la Geoestadística procedemos a calcular los variogramas correspondientes a la distribución de leyes metálicas en el yacimiento Aguas Negras a partir de los datos ponderados de los sondeos mediante SGeMS:

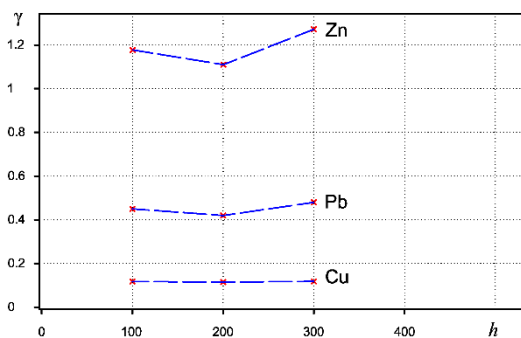


Figura 23 Variogramas omnidireccionales en los testigos ponderados

Se comprueba que en los gráficos obtenidos no se puede extraer ninguna información de utilidad ya que estamos trabajando con una distancia entre sondeos superior al alcance de los variogramas que intentamos calcular y por ello los resultados no son concluyentes.

### 6.3 Realización de una campaña de sondeos auxiliar

Tras constatar que las dimensiones de la malla de sondeos con la que se dispone no son aptas para calcular los variogramas, se decide tomar parte activa en el muestreo y se

planea ejecutar una campaña de sondeos verticales a pequeña escala que nos proporcione esa información.

A partir de la información del modelo geológico se escoge una zona en la que el mineral esté cerca de la superficie con el fin de optimizar costes y se perforan 18 sondeos en torno al sondeo B4 dispuestos en forma de cruz orientada al Norte y separados entre sí 10 metros. En adelante se les llamará “Serie B4”.

Los datos recogidos gracias a estos sondeos son debidamente analizados en busca de incoherencias y ponderados usando la misma altura de banco y posición que el resto de sondeos de manera que sean representativos.

Usando SGeMS se importan estos datos y se realizan los variogramas omnidireccionales para cada metal, obteniendo los modelos de la Figura 24.

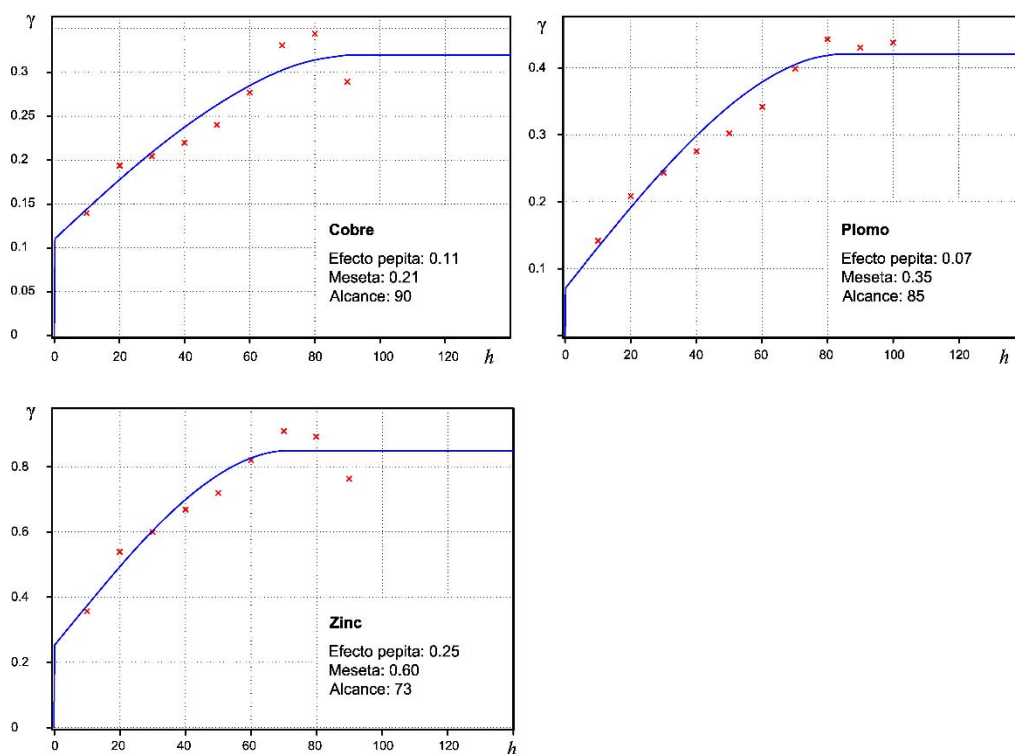


Figura 24 Variogramas omnidireccionales en la serie de sondeos B4.

Cuando se proyectan los sondeos de evaluación de un yacimiento se suele considerar una malla adecuada desde el punto de vista geoestadístico aquella que se corresponde con el 75% del alcance del variograma. A la vista de los diagramas obtenidos, para poder usar un método geoestadístico satisfactoriamente la malla debería tener en torno a 55 metros de separación entre sondeos en lugar de los 100 actuales. (Bustillo, y otros, 1997)

Así pues habrá que optar por otras alternativas para elaborar el modelo de bloques que serán descritas en el próximo capítulo. Se entiende también que no procede continuar en la descripción de las aplicaciones de la Geoestadística sin recargar excesivamente este estudio, por lo que se recomienda al lector las obras de Matheron “Análisis Estructural”, “Métodos Transitivos” y “Kriging ordinario”.

## 6.4 Validez de la malla de sondeos y estudio de optimización

En el anterior apartado ha quedado demostrado que la densidad de la malla de sondeos con la que se ha trabajado no era la más deseable, ya que no ha permitido aplicar métodos geoestadísticos en la estimación del modelo de bloques como hubiera sido conveniente. Buscando la optimización del proceso de muestreo, se aplican dos criterios para calcular la amplitud de la malla de sondeos:

**Criterio del correlograma:** Este método incluye el cálculo de los coeficientes de correlación ( $r$ ) entre las leyes de pares de muestras que se encuentran, inicialmente, espaciadas a una distancia equivalente al intervalo mínimo de muestreo. Posteriormente se calcula el valor  $r$  para parejas de datos al doble del intervalo mínimo, a continuación al triple y así sucesivamente, obteniendo una gráfica como las de la Figura 25 al representar los datos de distancia entre pares y su correlación. El dato hacia el cual  $r$  tiende a cero se denomina *distancia crítica de muestreo* y representa el punto en el que las muestras dejan de estar relacionadas, siendo este valor el que se toma como distancia de hueco de malla. Para que este método sea fiable se recomienda tener un mínimo de 50 parejas de puntos.

Para el Yacimiento Aguas Negras se efectúa un correlograma para cada metal a partir de los datos recogidos en la cruz de sondeos B4 y se observa que la distancia crítica más restrictiva es la del plomo con 80 metros.

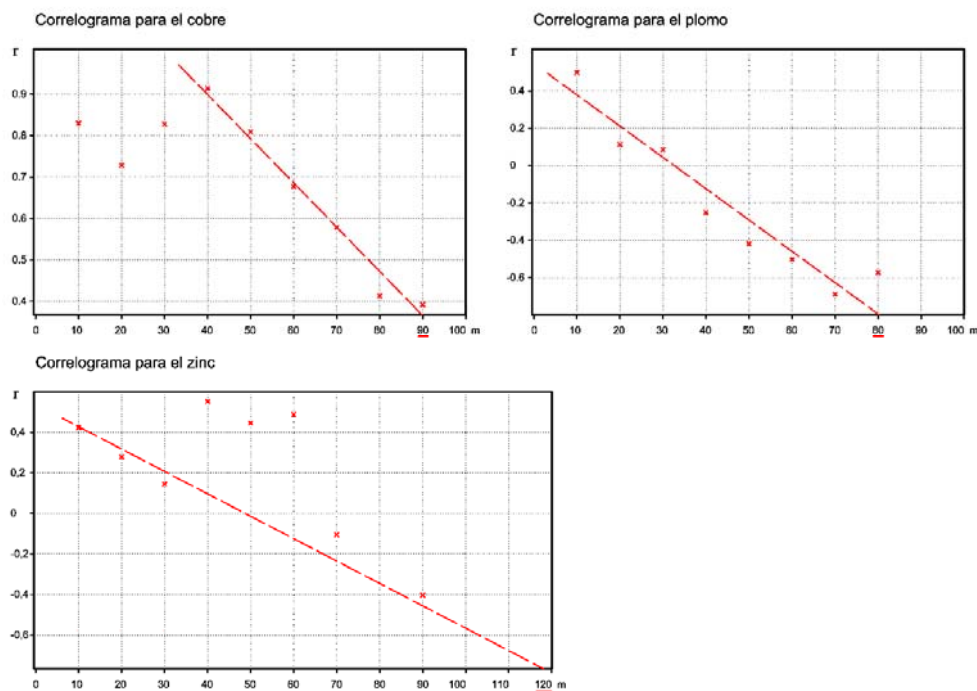


Figura 25 Correlogramas de leyes para yacimiento Aguas Negras

**Criterio geoestadístico orientativo:** Se considera que dado un variograma experimental de leyes, si presenta un rango o alcance, entonces el hueco de la malla de sondeos óptimo para muestrear el yacimiento correspondiente estará en torno al 75% del alcance. Distancias mayores implican muestras no correlacionadas y menores suponen, teóricamente, sobredensidad de muestreo y costes no justificables.

A la vista de los variogramas de la Figura 24, vemos que el alcance más restrictivo es el del zinc con 73 metros, lo que dejaría el espaciado óptimo entre sondeos en 54,75 m.

Debido a la escasez de parejas de datos para aplicar con garantías el método de los correlogramas y la existencia de muchos datos anómalos, se decide optar por el método geostatístico orientativo y diseñar una malla de 50 metros de distancia entre sondeos.

Para llevar esta opción a la práctica se plantea situar los nuevos sondeos en los huecos de la malla existente tal y como se observa en la Figura 26, de manera regular excepto en aquellas zonas en las que está confirmado que sólo encontrarían estéril. Esta ampliación de la malla requeriría en principio 71 sondeos nuevos. (Manteca, 2012) (Alfaro Sironvalle, 2007)

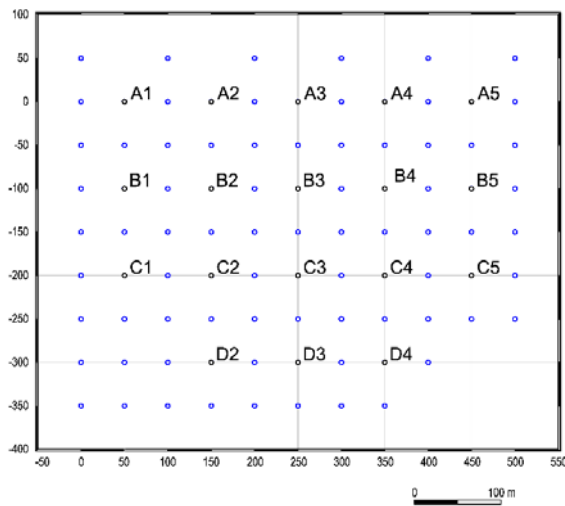


Figura 26 Ampliación de la malla de exploración con los nuevos sondeos indicados en azul.



## 7 Estimación de recursos minerales. Elección del tipo de interpolación y desarrollo del modelo de bloques.

### 7.1 Métodos de estimación

La base de todo proceso de estimación es la extensión o interpolación de un número limitado de valores experimentales, correspondientes a soportes casi puntuales (muestras de sondeo), a cuerpos tridimensionales (bloques), para así llegar a determinar, por integración de los mismos, los valores correspondientes al total del cuerpo mineralizado. Por otra parte, toda extensión trae consigo cierto error, de forma que estimaciones y errores son términos emparejados. El mejor método de estimación será naturalmente el que con los medios disponibles implique menores errores. (Manteca, 1993)

El cálculo de los valores de cada parámetro para el conjunto mineral a partir de los datos de las muestras se puede efectuar mediante diversas técnicas que se suelen clasificar en métodos clásicos y métodos geoestadísticos.

**Métodos clásicos:** En general están basados en realizar un proceso de cubicación, construyendo una o varias figuras geométricas en las que se va a estimar qué cantidad de mineralización existe dentro de ellas:

- **Método de los perfiles:** Se divide el yacimiento en secciones, calculando el área mineralizada para cada una, después se obtiene el volumen de mineral y estéril cubicando entre secciones, por último se estiman las densidades y leyes mediante estadísticos y se obtienen las reservas por bloques definidos.

Es aplicable a cuerpos mineralizados más o menos irregulares que han sido investigados con sondeos cuyas direcciones permiten establecer cortes alineados. Esta necesidad de la distribución regular de los sondeos es una de las restricciones del método, pues no siempre está disponible. Su exactitud depende en gran medida de la distancia entre cortes, puesto que secciones muy separadas pueden generar importantes errores debido a la existencia de cambios en la mineralización no controlados por los sucesivos perfiles. (Figura 27 a)

- **Método de los polígonos:** Consiste en construir una serie de polígonos siguiendo la distribución de los polígonos de Voronoi de manera que en sus centros se encuentre un sondeo, asignando a cada polígono la ley y espesor del sondeo correspondiente, por tanto considerando que permanecen constantes a través de todo el polígono.

Se suele utilizar cuando los sondeos están distribuidos muy irregularmente. Tiene como desventaja el hecho de que si el número de sondeos es grande se obtiene una cantidad de polígonos excesiva y si es pequeño se asigna un espesor y una ley determinada a un área excesivamente grande. Además, la asignación de áreas de influencia suele generar una sobrevaloración cuando hay una correlación positiva entre espesores y leyes e infravaloración cuando la correlación es negativa. (Figura 27 b)

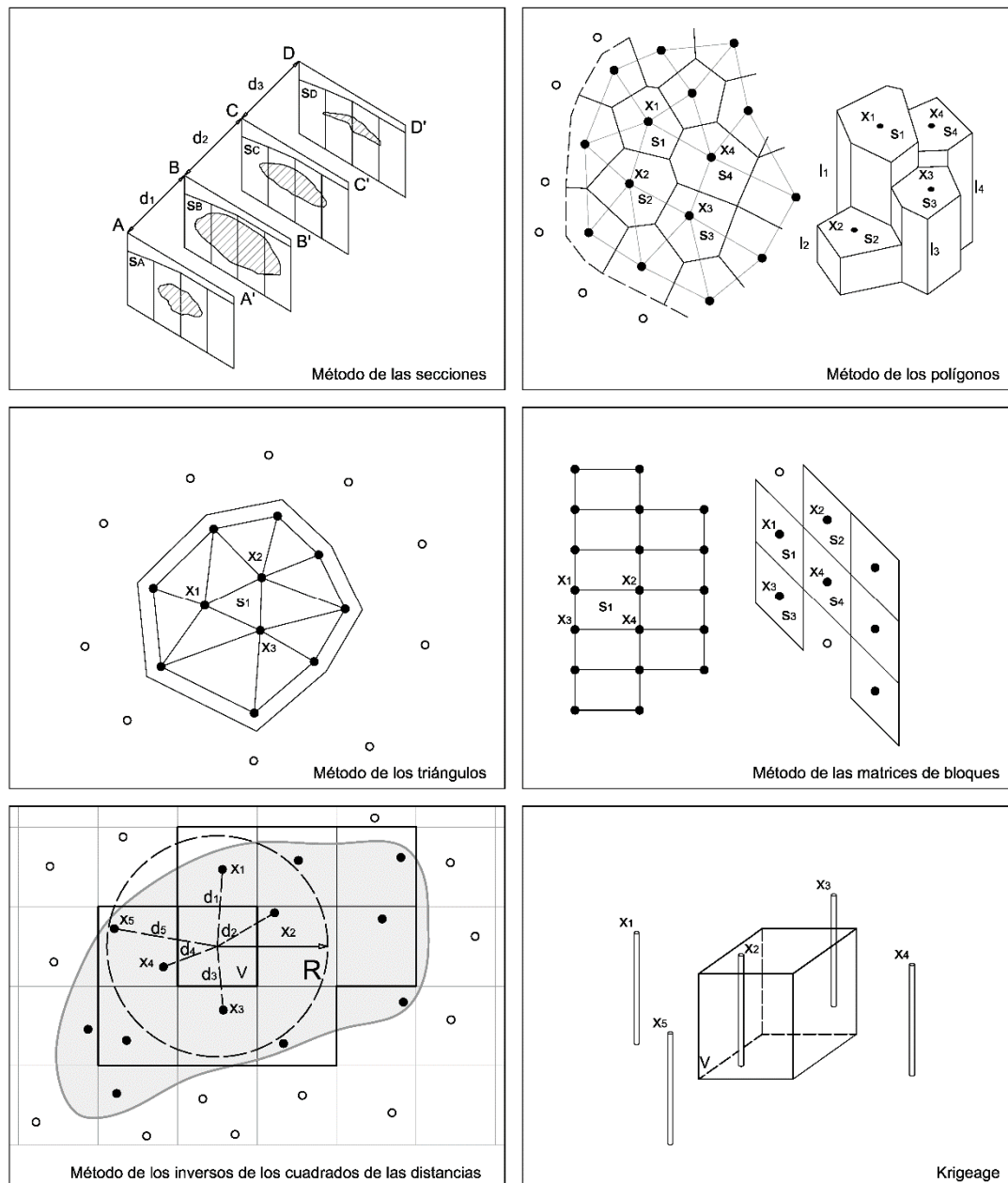


Figura 27 Métodos de estimación. (Alfaro Sironvalle, 2007) (Bustillo, y otros, 1997) (Manteca, 1993)

- Método de los triángulos: Para efectuar este método se unen los sondeos adyacentes para formar triángulos como se ve en la Figura 27 c, calculando para cada triángulo un espesor y ley media ponderada en relación a los ángulos formados entre sondeos.

$$Lx = \frac{\sum P_i \cdot L_i \cdot \alpha_i}{\sum P_i \cdot 180}$$

Es un método útil en fases de exploración, pues es rápido y permite ir añadiendo nuevos valores a la estimación general sin rehacer todos los cálculos anteriores. También evita los errores de sobre e infraestimación de

otros métodos. No obstante este procedimiento es inadecuado en cuerpos mineralizados que bucen más de 20°.

- Método de las matrices de bloques: Cuando los sondeos se encuentran formando alineaciones se pueden establecer bloques por ajuste, ya sea asignando un bloque a cada sondeo o calculando cada bloque por ponderación a partir de cuatro sondeos.

Se usa en fases de exploración, con necesidad de resultados rápidos sin necesidad de gran exactitud, sobre todo en morfologías tabulares y de poca potencia. (Figura 27 d)

- Método del inverso de la distancia: Este método aplica un factor de ponderación a cada muestra que rodea el punto central de un bloque mineralizado. Este factor es el inverso de la distancia entre cada muestra y el centro del bloque, elevado a una potencia entre 1 y 3. Sólo serán consideradas las muestras presentes en un radio determinado y que estén distribuidas de manera representativa. (Figura 27 e)

$$L_v^* = \frac{\sum 1/(d_j \cdot x_i)}{\sum 1/d_j}$$

El método es laborioso y repetitivo, por lo que sólo es práctico si se puede realizar con ordenador. Es una técnica de suavizado y no es aconsejable en yacimientos con límites de la mineralización muy definidos y con caídas de leyes importantes. Por el contrario es muy aplicable a yacimientos con tránsito mineralización – estéril gradual.

**Métodos geoestadísticos:** Están basados como su propio nombre indica en la aplicación de la geoestadística, se han desarrollado desde los años 60 y hacen un uso intensivo de aplicaciones informáticas.

- El krigeaje: Es una interpolación ponderada de los valores de las muestras a un determinado volumen, con las condiciones básicas de ausencia de sesgo (estimación centrada) y varianza de estimación mínima.

$$L_v^* = \sum \lambda_j \cdot x_i$$

Donde los ponderadores  $\lambda_j$  dependen no sólo de la distancia de las muestras al bloque, sino también de su situación espacial respecto a él, lo cual es especialmente importante si existen marcadas anisotropías en el cuerpo mineralizado. Los respectivos valores se obtienen resolviendo el sistema de ecuaciones del krigeaje:

$$\begin{cases} \sum \lambda_j \cdot \bar{\gamma}_{ij} + \mu = \sum \bar{\gamma}_{iV} \\ \sum_1^n \lambda_j = 1 \end{cases}$$

El krigeaje se usa para estimar el valor de una variable regionalizada en un punto o bloque, ese valor se caracteriza por ser el mejor estimador lineal insesgado de la variable. El mejor porque los factores de ponderación se determinan de tal forma que la varianza de la estimación es mínima; lineal, porque es una combinación lineal de la información; e insesgado porque, en promedio el error es nulo. Por todo ello, junto con la información asociada que ofrece en relación al error que se comete en la estimación, el krigeaje se

puede considerar, en general, como un método óptimo de estimación en minería, sobre todo en materiales de alto valor y comportamiento errático.

Dado que el elevadísimo número de cálculos matemáticos que se necesita llevar a cabo este método ya está resuelto con el uso de la informática, quizás el principal problema que presenta es la mayor complejidad conceptual frente a los métodos clásicos. Además, en aquellos yacimientos cuya geología o morfología son muy irregulares y el mineral esté estrechamente controlado por factores geológicos, los métodos geoestadísticos sólo serán válidos en la medida en la que se apliquen bajo restricción geológica.

(Figura 27 f)

Una vez descritos brevemente los métodos de estimación de recursos minerales, podemos sopesar cuál es el más apropiado para evaluar el yacimiento Aguas Negras. A priori y buscando una estimación lo más exacta posible y que implique un cocimiento del margen de error parece obvio que se debería intentar aplicar métodos geoestadísticos, pero tal y como se describió en el capítulo anterior, el alcance de los variogramas es mucho menor que el hueco de la malla de sondeos con la que se cuenta, lo cual hace que el 95% del volumen del depósito sólo esté en el radio de influencia de dos o menos sondeos, lo cual hace inútil tratar de efectuar un krigeaje.

Por otra parte, en el entorno de la campaña de sondeos Serie B4 tampoco sería práctica la aplicación de métodos geoestadísticos ya que si bien tienen una separación muy pequeña entre si, están dispuestos en forma de cruz y no de malla. Esto se concreta en una mínima selección de bloques a los que se les podría aplicar el krigeaje respecto al volumen total del yacimiento.

Estudiando el resto de métodos de estimación, se juzga que debido a la geomorfología del yacimiento y densidad de la malla de sondeos, la opción más apropiada para calcular el modelo de bloques sería usar el método del inverso del cuadrado de las distancias con restricción geológica, combinado con el método de las secciones para detectar posibles errores de bulto o anomalías en el cálculo. (Alfaro Sironvalle, 2007) (Manteca, 2012) (Arteaga, y otros, 1993) (Bustillo, y otros, 1997)

## 7.2 El modelo de bloques.

Un modelo de bloques consiste en la discretización en paralelepípedos de un depósito mineral mediante un software específico que se encarga de su creación y gestión. Este sistema fue desarrollado en un principio para explotar los pórfidos cupríferos y en la actualidad se usa con éxito sobre todo en yacimientos masivos metálicos.

Cada bloque de este modelo es una entidad geométrica adscrita entre otras a una base de datos de manera que cada posible parámetro englobado en el volumen del bloque sea representado por un campo: Posición espacial, litologías, leyes, rendimientos metálicos, parámetros geomecánicos, datos hidrogeológicos, etc. Estos bloques pueden ser todos iguales o mantener sólo la altura de banco e ir variando anchura y longitud según convenga a efectos de cálculo.

Sus principales ventajas respecto a otros métodos más tradicionales son su capacidad de actualización continua y su modularidad:

- El mismo modelo de bloques que arranca con una modesta campaña de exploración puede ir ampliándose y volviéndose más complejo conforme se le agrega información de nuevos sondeos y ensayos hasta convertirse en una exhaustiva base de datos de todo el depósito. Aprovechando la potencia de cálculo de los ordenadores actuales, el modelo de bloques puede además recalcularse con cada nueva muestra volcada en la base de datos si así fuese requerido, mejorando de este modo la exactitud de sus estimaciones.
- Así mismo, la discretización del yacimiento permite determinar con vistas a su evaluación o explotación los parámetros de cualquier punto o zona del mismo, donde otros sistemas sólo dan la referencia a un sondeo cercano o a valores medios calculados para ese sector. Esta modularidad de la información resulta muy conveniente a la hora de trazar planes de labores, proyectar fases de explotación, etc.

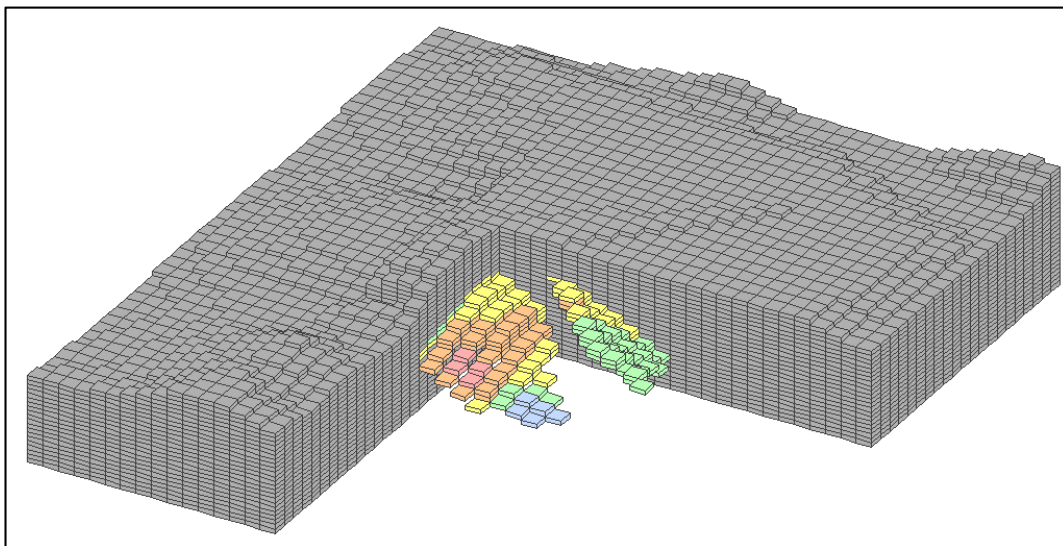


Figura 28 Modelo de bloques aplicado a un yacimiento tabular

No olvidemos por otra parte los inconvenientes de este sistema:

- El modelo de bloques se adapta mal a yacimientos que no sean muy masivos, por ello para la explotación del carbón y otros depósitos de tipo estratiforme se desarrollaron los modelos de capas, estrechamente ligados a los de bloques pero más elásticos geoméricamente al basarse en mallas tridimensionales o bloques de altura variable que siguen los contornos de las litologías.
- No es muy eficiente en minería de interior por el gran número de métodos de explotación, su mala selectividad y el escaso uso de mallas de sondeos regularmente espaciadas.
- Se comprueba que el tamaño de bloques ideal para poder modelar superficies de contacto entre unidades geológicas no guarda relación con el tamaño requerido para calcular la distribución de leyes. Para suplir esta carencia se implementaron modelos sólidos tridimensionales. Con estos modelos y los de capas se logra eliminar efectivamente la dilución de las leyes en los contactos

mineral-estéril, crear un modelo bastante representativo de yacimientos filonianos complejos, etc.

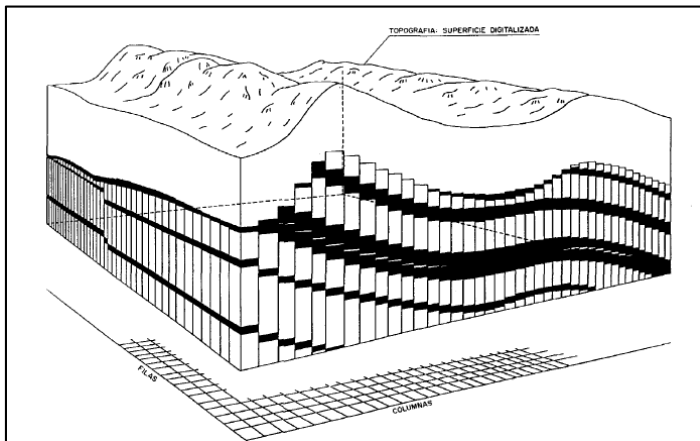


Figura 29 Modelo de capas aplicado a un yacimiento estratiforme (Arteaga, 1991)

A partir de lo expuesto anteriormente, se propone realizar un primer modelo de bloques para la evolución del yacimiento y posteriormente en una segunda fase, elaborar a partir de éste un modelo más preciso y detallado para la planificación y explotación, el cual irá generándose a partir de la información obtenida por los sondeos de control de leyes, barrenos de voladura y las propias labores. (Arteaga, y otros, 1993) (Martínez-Álvarez, 1989)

### 7.3 Creación y cálculo del modelo de bloques

Una vez seleccionado el método de estimación estamos en condiciones de crear el modelo de bloques sobre el cual se aplicará el mismo.

Se comienza por diseñar el bloque tipo: Siguiendo un criterio práctico las empresas mineras suelen dimensionar la planta de cada bloque de manera que sus medidas equivalgan a la cuarta parte de la distancia entre los sondeos de la alineación correspondiente. La experiencia demuestra que un tamaño menor sólo crea una falsa idea de precisión.

Por otra parte, la altura ya se había obtenido en capítulos anteriores y corresponde a la longitud de los composites optimizada para extraer el mayor contenido metal por banco.

Así pues se obtiene un bloque tipo de 25x25x7 m, que se estima que contendría en torno a 11.375 toneladas de estéril o 13.125 de mineral. (Figura 30 a) A partir de este bloque se completará un modelo que abarque todo el volumen del área de estudio: un prisma rectangular de 1.000x1.500x210 m que contendrá 55.200 bloques, situado a cota 332 m s.n.m. para alinearse de la manera más ventajosa respecto al depósito. (Figura 30 b)

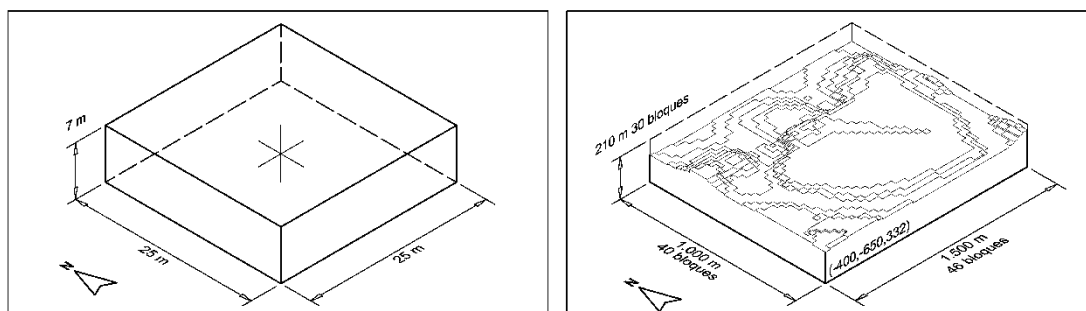


Figura 30 Dimensiones del bloque tipo y del modelo de bloques completo.

Usando Recmin se va completando el modelo de bloques con la información geomorfológica de la que disponemos: Se eliminan los bloques ocupados por aire para revelar la superficie topográfica, se colocan los sondeos y a partir de la intersección con el modelo geométrico se asignan los bloques correspondientes al depósito, y al conjunto de roca encajante, gossan y otros estériles. De este modo se ha discretizado el yacimiento y sólo se aplicará la estimación de leyes a un total de 440 bloques etiquetados como “mineral”.

Llegados a este punto Recmin tiene la suficiente información en su base de datos para poder efectuar la interpolación del modelo de bloques, quedan a criterio del usuario los últimos parámetros al aplicar el inverso de las distancias:

- Se elige elevar el inverso de las distancias al cuadrado. Con valores inferiores se resaltan demasiado valores locales y con tres o más se observa que el efecto de suavizado es excesivo. (Figura 31)
- Se fija en 250 m el radio de la esfera máxima de influencia para que el número de sondeos a ponderar oscile entre 6 y 12. Debido al escaso número de sondeos de la malla no se han puesto limitaciones al número máximo de muestras o distribución espacial de las mismas.
- A la hora de seleccionar los composites de los sondeos que se usarán en la ponderación se descartan aquellos que no contengan mineral debido a que se usa restricción geológica en los bloques. Las muestras están ponderadas a 7 metros, posición 1 m.
- Como se ha indicado anteriormente, la interpolación se efectuará solamente sobre los bloques designados como mineral, para ello se han creado una serie de selecciones SQL a partir de los códigos geológicos.
- Recmin puede hacer un “pseudo-krigeaje” aplicando los factores de una elipse de alcances en las direcciones N-S y E-W, dado que no se han detectado anisotropías no se activará esta opción.

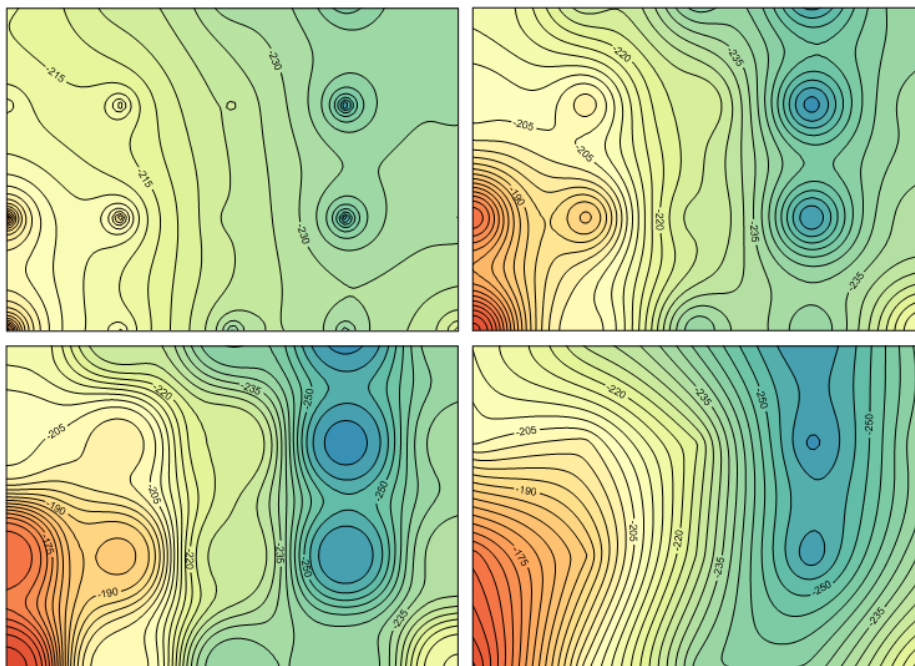


Figura 31 Efecto que se produce al cambiar el valor al que se eleva el inverso de la distancia. a)  $n=1$ ; b)  $n=2$ ; c)  $n=3$ ; d) Kriging simple a título comparativo.



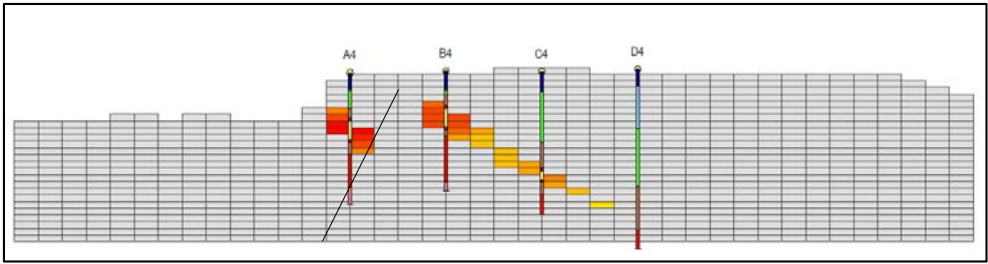


Figura 32 Corte vertical del modelo de bloques siguiendo el perfil 4-4'

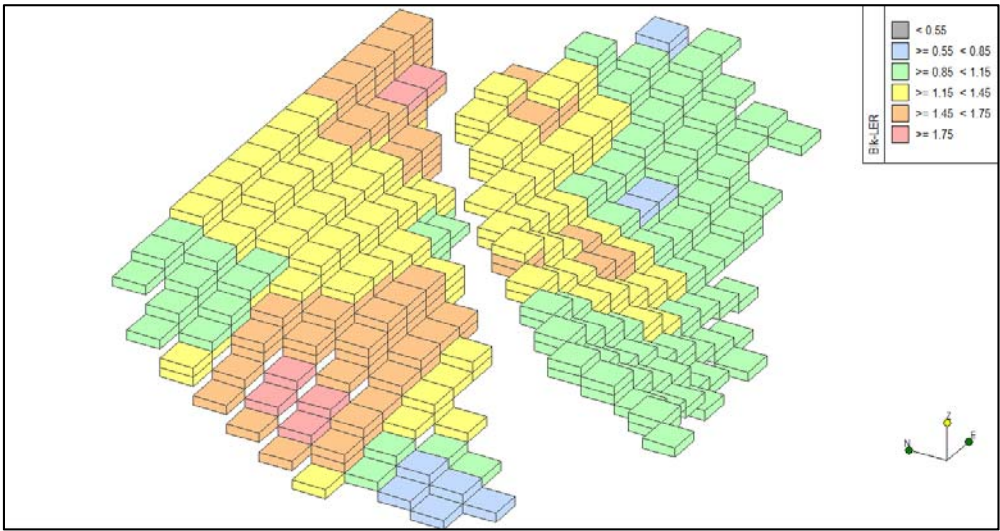
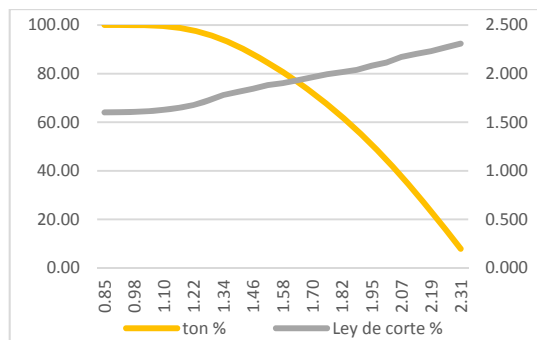
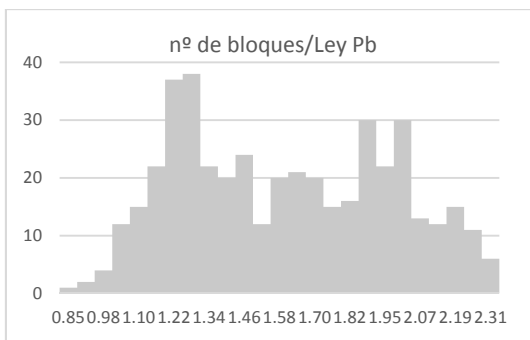
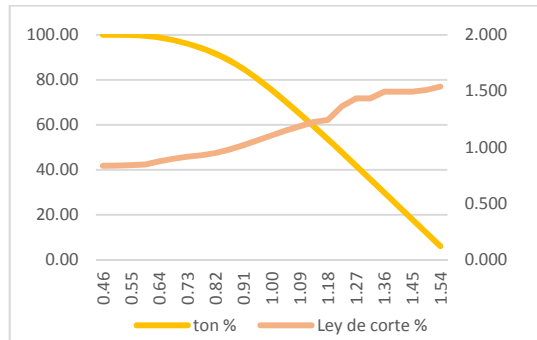
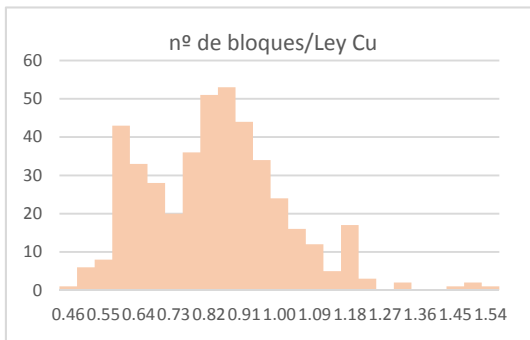
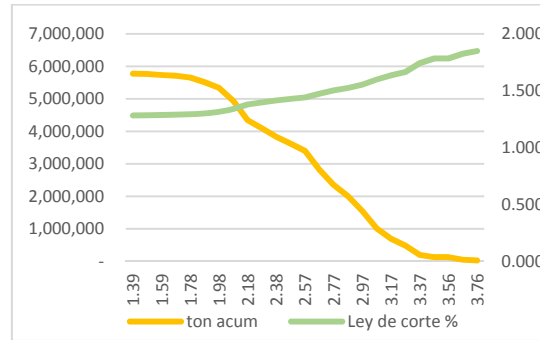
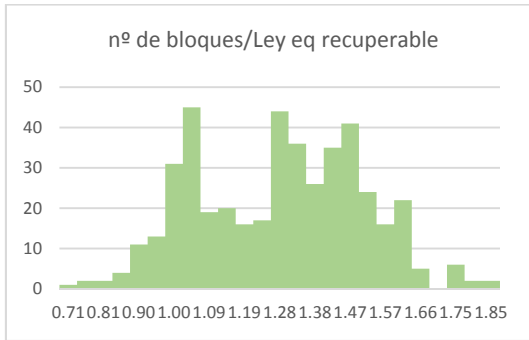
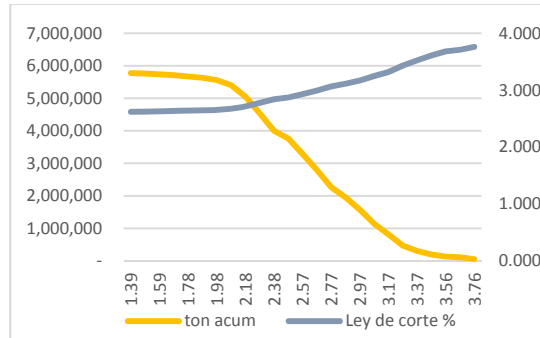
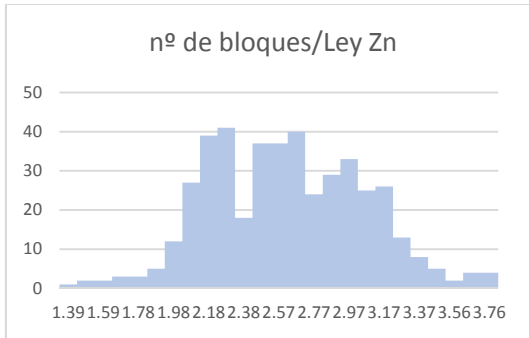


Figura 33 Perspectiva desde el NW del mineral mostrando la distribución de ley equivalente.

Los resultados estadísticos obtenidos para los bloques interpolados son los siguientes:







	Cu	Pb	Zn	LER
Lx	0,835	1,603	2,622	1,282
s	0,179	0,360	0,440	0,225
cv	0,214	0,225	0,168	0,176
min	0,458	0,854	1,388	0,173
max	1,539	2,310	3,760	1,849

Correlación (R <sup>2</sup> )	bloques
Cu/Pb	0,360
Cu/Zn	0,338
Pb/Zn	0,804

Tonelaje	
Mineral	5.775.000
Estéril	475.986.900
Total	481.761.900

#### 7.4 Categorización de los recursos minerales

A efectos de tener un criterio de fiabilidad de la estimación de los recursos del yacimiento Aguas Negras, se hace necesario aplicar una clasificación de los recursos en función del grado de conocimiento que tenemos de los mismos.

Siguiendo el sistema tradicional en España, categorizaremos los recursos en seguros, probables o posibles.

- Son *recursos seguros* los que se han reconocido al 100% en las tres dimensiones mediante sondeos regulares o labores adyacentes de tal manera que la magnitud del error se estima entre  $\pm 10\%$  y  $\pm 20\%$ . Si el mineral está accesible para su extracción se le llama *mineral a la vista*.
- Son *recursos probables* los reconocidos por sondeos dispuestos irregulares o labores cercanas de modo que se les considera conocidos en dos dimensiones y se les estima un error entre el  $\pm 20\%$  y el  $\pm 50\%$ .

- Son *recursos posibles* aquellos cuya existencia se basa en criterios geológicos con el apoyo de evidencias aisladas, como un sondeo o labor, una anomalía geofísica, etc. El error puede llegar al 100% (Manteca, 2012)

A la vista de la información disponible para el yacimiento Aguas Negras, se sigue el criterio de considerar recurso seguro al mineral con tres o más sondeos en un radio de 150 m y recurso probable al que tenga dos o menos. No se han encontrado zonas clasificables como recursos posibles.

Así pues se puede considerar que el 95,73% del mineral son recursos seguros y el 4,27% recursos probables, distribuido como se observa en la Figura 34.

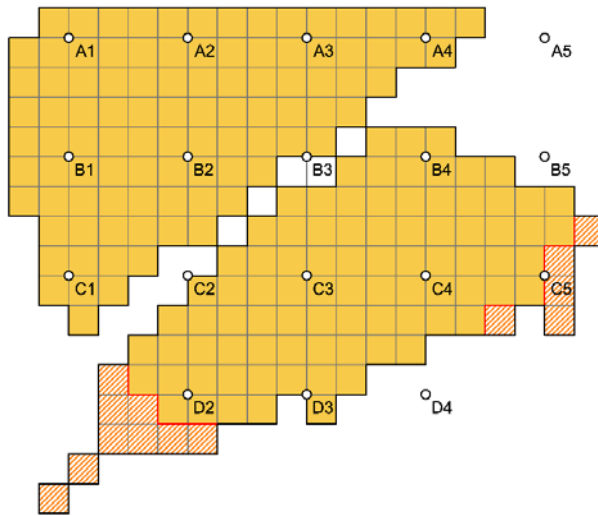


Figura 34 Categorización de los recursos minerales en el yacimiento Aguas Negras. En color sólido los recursos seguros y en rayado los recursos posibles.

## 8 Ley de corte. Estimación de reservas minerales. Diseño automatizado de corta óptima mediante algoritmo de cono flotante.

### 8.1 Ley de corte:

Según la definición más clásica, la ley de corte es la ley mínima que puede ser explotada y tratada dando un beneficio, o bien aquella para la que se igualan los costes totales con el valor del metal recuperado:

$$L_c = \frac{C \cdot d}{\rho \cdot FF \cdot Vp}$$

donde C es el coste total, d la dilución,  $\rho_m$  el rendimiento metal, FF el factor de fundición y P el valor del punto metal.

Esta ley de corte es el parámetro que en un yacimiento diferencia el mineral económico o “pagable” del mineral marginal y estéril que lo rodean. Por encima de esta ley será rentable su extracción y por debajo se dejará in situ.

No obstante hay que precisar que para un determinado yacimiento se podría dar el caso de que se presentasen zonas con costes de operación elevados, debido a profundidad o recubrimiento de estéril por ejemplo, lo cual daría lugar a leyes de corte más altas, así como otras zonas que por estar englobadas dentro del diseño de corta pueden resultar rentables de explotar aun teniendo leyes bajas. Esto nos lleva a considerar que en minería a cielo abierto la determinación de la ley de corte y el proceso de diseño de corta van ligados estrechamente entre si y de una forma interactiva.

Así pues, aunque se pueden seguir diversos criterios para determinar la ley de corte, suele primar la maximización del VAN (valor actual neto) de modo que la ley de corte de diseño será la ley mínima para la cual el valor de la operación es igual a cero. No obstante, durante las sucesivas etapas en las que se divide todo proyecto minero, los costes que lastran a los minerales se van reduciendo progresivamente, de manera que a cada etapa le corresponden unos costes pasados y unos costes residuales: Una primera ley mínima, cubriendo la totalidad de los costes, de capital y de operación, fijos y variables, que sería válida para la definición del proyecto total (ley de corte de diseño), y después otras leyes marginales, cubriendo sólo los costes residuales correspondientes a las sucesivas etapas del proyecto (ley de corte de operación). (Joly, 1983)

Aplicando óptimamente la ley de corte, se debería planificar la extracción en un principio del mineral más rico para amortizar cuanto antes las inversiones iniciales y a la vez disponer de un almacenamiento de stocks de mineral cuyo tratamiento sea rentable en fases posteriores de la explotación cuando sólo tengan que cubrirse los gastos de operación. (Manteca, 1993).

### 8.2 Parámetros determinantes en la ley de corte operativa

#### Costes de explotación del estéril y mineral ( $C_E$ y $C_M$ ):

- Costes de arranque, carga y transporte: En el tipo de explotación que se prevé para el yacimiento Aguas Negras, corresponden a los costes derivados del

arranque mediante voladura en bancos, carga con pala en volquete minero y transporte respectivamente a escombrera e instalaciones de molienda.

- Costes de trituración: Trituración primaria, reducción de tamaño y conminación.
- Costes de lavado: Separación y concentración del mineral en instalaciones de flotación.
- Costes de fundición: Tasas por tonelada de concentrado procesada y refinada (ver detalles en Tabla 6)

**Ratio E/M:** Es la relación entre los tonelajes totales de estéril y mineral. Es vital optimizar este parámetro debido a que gran parte de los costes de la explotación se deben al estéril que es necesario extraer para dejar al descubierto el mineral.

**Dilución:** Es el grado en el que se mancilla o mezcla el mineral con estéril durante el arranque y carga, se traduce en que la ley del todo uno real es siempre menor a la prevista sobre los planos, y consecuentemente el tonelaje de todo uno es mayor que el cubicado. Suele estar comprendida entre el 10 y el 30%.

**Factor de fundición:** Las fundiciones no pagan simplemente el valor del metal contenido en el concentrado obtenido del lavadero, sino que se rigen unos acuerdos entre la empresa minera y el fundidor para descontar del valor punto metal los gastos de fundición, purificación, transporte, etc. Estos acuerdos (smelter schedules) son diferentes dependiendo de cada metal y sus características.

**Rendimiento metal:** Como se ha explicado en capítulos anteriores, es la relación porcentual entre el metal contenido en el todo en uno y el metal recuperado en la planta.

### 8.3 Cálculo de la ley de corte operativa y ley equivalente recuperable

Costes mineral (C <sub>M</sub> )	Concepto	Valor
	Arranque: Voladura en banco Perforación de barrenos de 8 m en malla cerrada con 100 m de frente y 10 m de anchura. Explosivo: Goma 2 en fondo y nagolita en columna. Carga mediante retroexcavadoras Komatsu PC1250 y Hitachi EX1200 . Transporte hasta instalaciones de molienda a 1.500 m Volquetes Komatsu HD465 y HD785.	6,66€/T
	Trituración: Trituración primaria en machacadora de mandíbulas, reducción de tamaño mediante giratoria y conminación en molino de barras. Lavado: Concentración y separación del mineral. Instalaciones existentes.	4,36 €/T
	Tasas de fundición (valor medio por tonelada de todo en uno, en Recmin se calcula dinámicamente para cada bloque)	1,01 €/T
		<b>12,03 €/T</b>

<b>Costes estéril (C<sub>E</sub>)</b>	Arranque: Voladura en banco Perforación de barrenos de 15 m en malla amplia con 100 m de frente y 10 m de anchura. Explosivo: Goma 2 en fondo y nagolita en columna. Carga mediante retroexcavadoras Komatsu PC1250 y Hitachi EX1200 Transporte hasta escombrera a 500 m Volquetes komatsu HD465 y HD785	
		3,73 €/T

<b>E/M</b>	Ratio Estéril/Mineral obtenido por cono flotante en el apartado siguiente	6,93/1
<b>Dilución (D)</b>	Grado de ensuciamiento durante las operaciones de carga y transporte del mineral.	20%
<b>Factor de fundición (FF)</b>	Debido a que este parámetro es un valor que depende de las características puntuales de cada bloque y no es representado correctamente por un valor medio, se opta por sustituirlo mediante el uso de la Ley Equivalente Recuperable.	-
<b>Rendimiento metal (ρ<sub>m</sub>)</b>	Ídem	-
<b>Gastos generales (G<sub>G</sub>)</b>	Administración, servicios técnicos, consultorías, etc	25%
<b>Valor del Punto Metal (V<sub>p</sub>)</b>	Precio asignado a la tonelada de cobre en la Bolsa de Metales de Londres	5358,11 €/T

Tabla 5 Parámetros de la ley de corte. Fuente: Atalaya Mining Informe técnico Riotinto Copper Project 2013 con una tasa de cambio \$/€ de 1,4. (Bustillo, y otros, 1997)

#### Smelter Schedules

<b>Concentrados de Cobre</b>	El fundidor pagará sólo por el 97,5% del metal contenido y se considerará que la ley del concentrado es un 1% menor. Se cobrará además una tasa de fundición de 45 \$/T <sub>conc.</sub>
<b>Concentrados de Plomo</b>	El fundidor pagará sólo por el 95% del metal contenido y se considerará que la ley del concentrado es un 1,5% menor. Se cobrará una tasa de fundición de 200 \$/T <sub>conc.</sub>
<b>Concentrados de Zinc</b>	El fundidor pagará sólo por el 85% del metal contenido. Se cobrará una tasa de fundición de 223 \$/T <sub>conc.</sub>

Tabla 6 Acuerdos de fundición estándar para fundiciones de Europa en 2015. Infomine

$$LER \text{ de corte} = \frac{(C_M + C_E \cdot E/M) \cdot D}{\rho_m \cdot FF \cdot V_p} = \frac{(12,03 + 3,73 \cdot 6,93) \cdot 1,2}{53,5811} = 0,848\%$$

Esta sería la ley de corte marginal o de operación, si se tienen en cuenta los gastos generales se obtendría la ley de corte de diseño, que se incrementa significativamente:

$$LER_{C \text{ Diseño}} = \frac{(C_M + C_E \cdot E/M) \cdot D \cdot G_G}{V_p} = \frac{(12,03 + 3,73 \cdot 6,93) \cdot 1,2 \cdot 1,25}{53,5811} = 1,06\%$$

Con el fin de ganar en precisión, se decide trabajar con la Ley Equivalente Recuperable (LER), la cual ya tiene en cuenta las penalizaciones de la fundición y el rendimiento metal, en lugar de incluir en el cálculo de la ley de corte unos valores medios del yacimiento:

$$LER = (L_{Cu} \cdot \rho_{Cu} \cdot FF_{Cu} \cdot R_{Cu}) + (L_{Pb} \cdot K_{Pb/Cu} \cdot \rho_{Pb} \cdot FF_{Pb} \cdot R_{Pb}) + (L_{Zn} \cdot K_{Zn/Cu} \cdot \rho_{Zn} \cdot FF_{Zn} \cdot R_{Zn})$$

Donde  $\rho_i$  es el rendimiento metal,  $K_i$  es el ratio entre el valor del metal y el del cobre,  $FF_i$  la penalización porcentual a la ley y  $R_i$  la penalización porcentual al concentrado en la fundición.

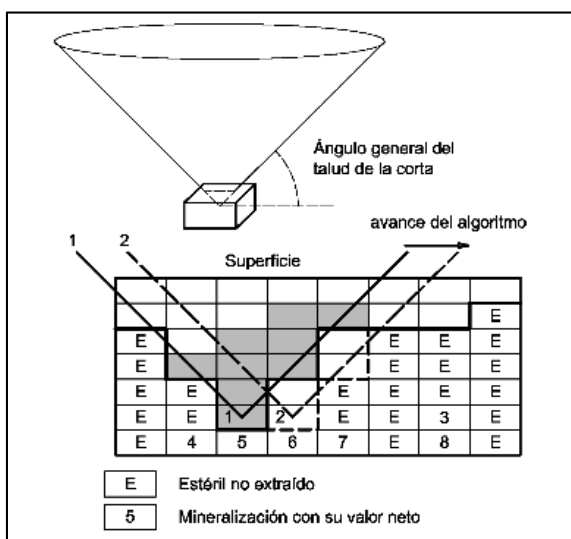
Metal	$\rho_m$	$K_i$	$FF_i$	$RF_i$
Cobre	0,815	1	0,975	(18,1/19,1)
Plomo	0,5	0,2946	0,95	(44,8/46,3)
Zinc	0,7	0,2794	0,85	1

Así pues, se usará la Ley Equivalente Recuperable en el modelo de bloques a efectos de cálculo del cono flotante, categorización de materiales, descripción por plantas, etc.

#### 8.4 El cono flotante

El método del cono flotante consiste en un algoritmo heurístico desarrollado para maximizar el valor total de la explotación.

Consiste en el estudio económico de los bloques mineralizados y estériles que caen dentro de un cono invertido, el cual se mueve sistemáticamente a través de una matriz de bloques, con el vértice del cono ocupando sucesivamente los centros de los bloques. La premisa básica del algoritmo es que los beneficios netos obtenidos por explotar la mineralización que se encuentra dentro del cono deben superar los gastos de extraer el estéril de dicho volumen. Los conos individualmente pueden no ser económicos pero cuando dos o más conos se superponen, existe una parte importante de estéril que es compartida por los diversos conos, lo que genera un cambio en sus estatus económicos.



Esquema del cono flotante. (Annels, 1991)

Se parte de una matriz de bloques en la que las leyes de los bloques, como se ha comentado anteriormente, se han calculado por los métodos oportunos (por ejemplo el krigeaje o inverso de la distancia). A continuación se establece una ley mínima de explotación y, dado un ángulo determinado para la pendiente de la corta (En nuestro caso se sigue la relación de taludes de la Tabla 7. Relación de taludes a aplicar por el cono flotante.), se coloca el cono en el primer bloque, empezando por arriba y por la izquierda. La viabilidad económica del cono se calcula utilizando la fórmula:

$$B = (V_p \cdot L_x \cdot NB - (C_M + P) \cdot NB - (C_E \cdot NE)) \cdot TB$$

Donde: B=Beneficio,  $V_p$ =Valor del punto metal,  $L_x$ =Ley media de la selección, NB=Número de bloques con  $L_x$  como ley media,  $C_M$ =Coste de arrancar, cargar y transportar de cada tonelada de mineralización, P=Coste de procesar cada tonelada de mineralización,  $C_E$ =Coste de extraer, cargar y transportar cada tonelada de estéril, NE=Número de bloques estériles, TB=Tonelaje del bloque

Si el beneficio es positivo, todos los bloques incluidos dentro del cono se marcan y se quitan de la matriz de bloques, con lo que se crea una nueva superficie. Por el contrario, si el beneficio es negativo, la matriz se queda como está y el vértice del cono se traslada al segundo bloque cuyo valor está por encima de la ley mínima de explotación, repitiéndose, a continuación el proceso como se observa en la Figura 35. (Orche, 1999)

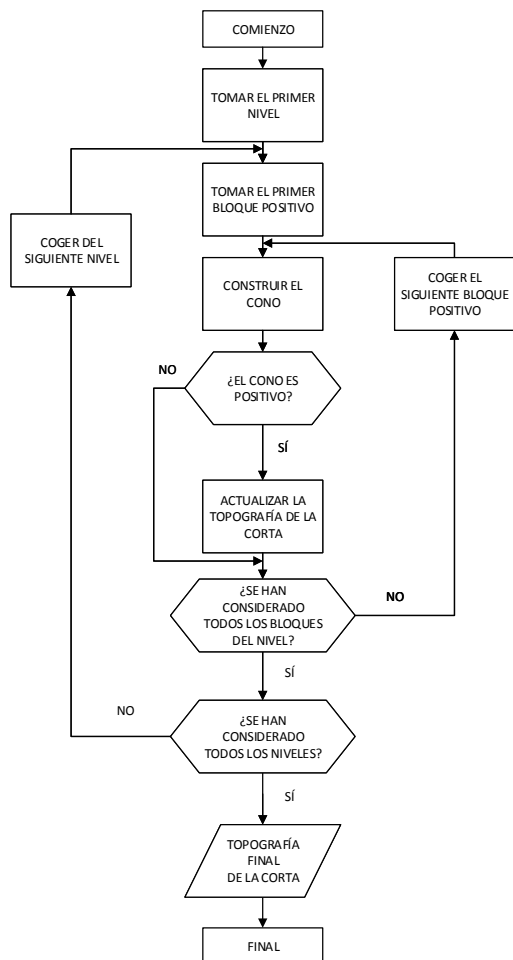


Figura 35 Diagrama de flujo del algoritmo de cono flotante. (Bustillo, y otros, 1997)

### 8.5 Aplicación del cono flotante en Recmin

El cono flotante, tal y como se ha explicado antes, puede calcularse con unos valores determinados medios para costes de explotación, procesado, etc. No obstante dada la capacidad de trabajar con bases de datos de Recmin se elige que aquellos valores que dependan de parámetros puntuales de cada bloque dentro del yacimiento se calculen dinámicamente usando operaciones entre campos.

Así pues, cuando Recmin está ejecutando el cono flotante, calcula el beneficio que se puede extraer de cada bloque en función de su ley equivalente recuperable y le deduce los costes derivados de su extracción pero también las tasas de fundición, costes de procesado y lavado que son proporcionales a su vez a la ley de cada metal de dicho bloque. Estos valores los obtiene de la base de datos, la cual ya ha efectuado estos cálculos previamente a la ejecución del cono flotante.

### 8.6 Cálculo de los costes de procesado por bloque

Debido a que los costes de planta y fundición de cada bloque dependen de la ley del mismo, se debe diseñar una pequeña rutina que los calcule y complete los campos correspondientes:

$$\text{Costes de planta} \left\{ \begin{array}{l} L_{Cu} \cdot \rho_{Cu} \cdot \text{Tasa Cu} / \% \text{Concentrado Cu} \\ L_{Pb} \cdot \rho_{Pb} \cdot \text{Tasa Pb} / \% \text{Concentrado Pb} \\ L_{Zn} \cdot \rho_{Zn} \cdot \text{Tasa Zn} / \% \text{Concentrado Zn} \\ \text{Coste de trituración} \\ \text{Coste de molienda} \\ \text{Coste de concentración} \end{array} \right.$$

### 8.7 Diseño de taludes de la corta

Otro de los parámetros imprescindibles para la ejecución del cono flotante es el ángulo de los taludes de la corta. El buzamiento de 30° S es desfavorable a la cara norte del vaso, por lo que siguiendo criterios geotécnicos se decide abatir el talud para así poder proceder a explotar el yacimiento en condiciones de seguridad. Se seguirá la siguiente tabla:

Orientación	Ángulo de talud
0° a 70° N	35°
70° a 110° N	40°
110° a 250° N	45°
250° a 290° N	40°
290° a 0° N	35°

Tabla 7. Relación de taludes a aplicar por el cono flotante.

### 8.8 Reservas calculadas

Así pues usando el algoritmo del cono flotante en Recmin se obtienen las siguientes reservas clasificadas por plantas:



Planta	Mineral	Estéril	LER	Metal contenido
524,5	-	56.875	-	-
517,5	-	204.750	-	-
510,5	-	739.375	-	-
503,5	-	3.401.125	-	-
496,5	-	3.389.750	-	-
489,5	-	3.378.375	-	-
482,5	-	3.332.875	-	-
475,5	26.250	3.116.750	1,17	307,39
468,5	249.375	2.809.625	1,35	3.365,78
461,5	367.500	2.400.125	1,34	4.927,95
454,5	485.625	2.127.125	1,34	6.505,50
447,5	538.125	1.797.250	1,35	7.275,32
440,5	485.625	1.558.375	1,28	6.236,13
433,5	551.250	1.239.875	1,28	7.037,72
426,5	420.000	1.171.625	1,29	5.428,34
419,5	446.250	841.750	1,33	5.947,07
412,5	433.125	546.000	1,32	5.716,05
405,5	354.375	318.500	1,29	4.560,50
398,5	183.750	216.125	1,23	2.256,85
391,5	118.125	79.625	1,31	1.542,72
384,5	52.500	-	1,48	774,84
377,5	13.125	-	1,44	189,06
	<b>4.725.000 T</b>	<b>32.725.875 T</b>		<b>62.071,22 T</b>

Tabla 8 Reservas calculadas por plantas

La corta diseñada por Recmin representa un total de 37.450.875 toneladas de las cuales 4.725.000 corresponden a todo uno. En el anexo de planos se puede consultar información detallada acerca de las leyes estimadas para cada bloque, planta a planta.

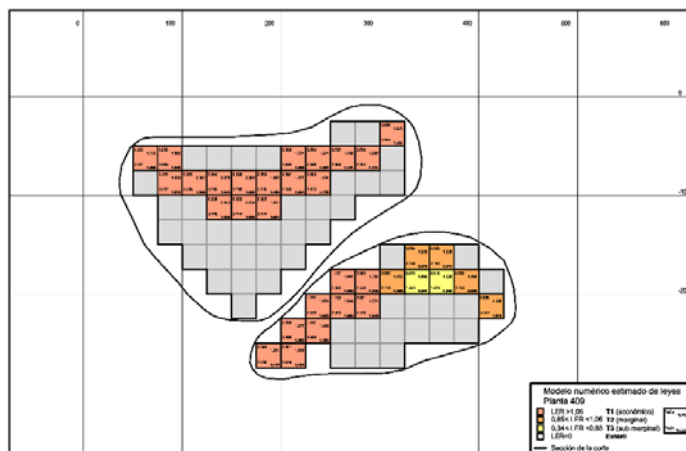


Figura 36 Ejemplo de estimación de leyes para el modelo de bloques

## 8.9 Categorización de materiales

Con el fin de planificar eficientemente la explotación del yacimiento Aguas Negras y lograr que el lavadero trabaje siempre a la mayor capacidad y rendimiento posibles, se subdividen las materiales contenidos por la corta optimizada por el cono flotante en las siguientes categorías:

- **T1: Mineral económico**, con ley por encima de la ley de corte. (LER>1,06)  
Irá directo a lavadero.  
4.042.500 toneladas (Color rojo).

- **T2: Mineral marginal**, con ley entre la ley de corte de diseño y la de operación, que no tiene en cuenta los gastos generales. ( $0,849\% < \text{LER} < 1,06\%$ ).  
 Irá a un stock de T2 que se utilizará como colchón para cuando no se pueda cubrir al 100% la capacidad del lavadero con mineral T1.  
 630.000 toneladas (Color naranja).
- **T3: Mineral sub marginal**, con ley entre la ley de operación y la necesaria para amortizar el coste de lavadero. ( $0,337\% < \text{LER} < 0,849\%$ ).  
 Se almacenará en un stock de T3 por si los precios de los metales fuesen favorables y descendiese el valor de la ley de corte, convirtiéndolo en T1 o T2.  
 52.500 toneladas (Color amarillo).
- **T4: Mineral residual**, con ley entre la necesaria para amortizar el coste de lavadero y la mitad de ésta. ( $0,1685\% < \text{LER} < 0,337\%$ ).  
 A discreción del responsable, se podría crear un stock de T4 si se cree que pudiera resultar rentable.  
 0 toneladas.
- **Estéril:** Materiales con ley comprendida entre 0 y la necesaria para cubrir los costes de lavadero.  
 Irán directamente a escombrera. 32.725.880 toneladas.

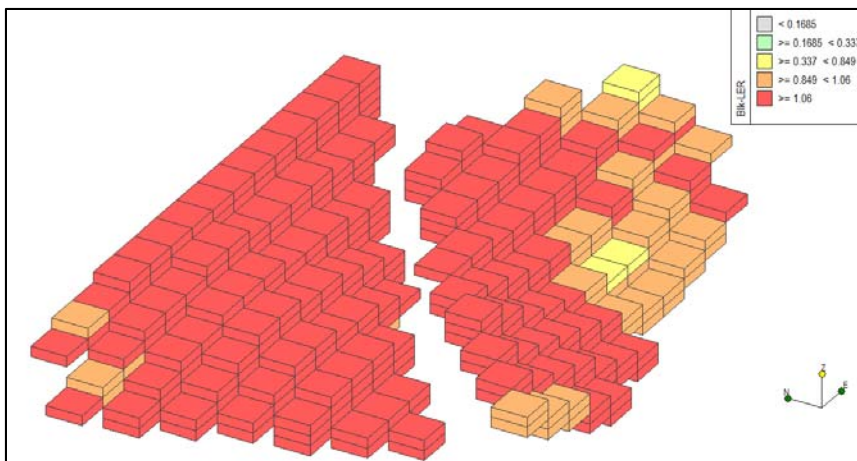


Figura 37 Clasificación económica de materiales

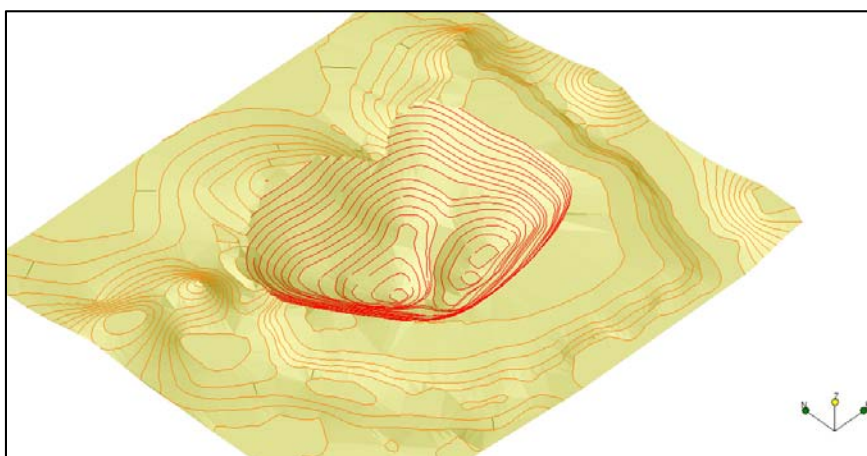


Figura 38 Modelo del terreno con el vaso de la corta

## 9 Valoración económica

### 9.1 Balance económico

Una vez que se dispone de información detallada de cada bloque del yacimiento Aguas Negras y mediante el algoritmo del cono flotante se ha trazado una corta optimizada, se está en condiciones de calcular una estimación económica que confirme la viabilidad de la explotación. Con este fin se elabora la tabla Tabla 9, en la que se desglosa planta a planta los beneficios obtenibles así como los costes derivados de la explotación. (Wellmer, 1989) (Arteaga, y otros, 1993) (Manteca, 2012)

<b>PC Estéril</b>	Arranque carga y transporte del estéril
<b>PC Mineral</b>	Arranque, carga y transporte del mineral
<b>Costes planta</b>	Trituración, molienda y lavado del mineral y tasas de fundición del concentrado
<b>Costes generales</b>	Gastos de administración, servicio técnico, etc. Se estima que corresponde al 25% de los costes
<b>Valor producción</b>	Valor del metal vendido en la fundición
<b>Margen bruto</b>	Beneficio obtenido tras asumir los costes anteriores, teniendo en cuenta un 20% de dilución (antes de impuestos)
<b>Margen acumulado</b>	Balance ampliado planta a planta

### 9.2 Evaluación económica

El resultado tras tener en cuenta los parámetros anteriormente mencionados es un balance positivo de 52.561.115,84 € para unas reservas de 4,725 MT de mineral. De esto se pueden deducir las siguientes conclusiones:

La corta óptima calculada para el yacimiento Aguas negras es relativamente pequeña (Se considera así a las explotaciones cuyas reservas son inferiores a 10 MT) y las perspectivas estimadas de beneficios por sí solas no justificarían la inversión necesaria para construir las plantas de molienda, lavadero e instalaciones auxiliares.

No obstante, teniendo en cuenta que esta corta se localiza en un área donde existen ya actividades mineras, con varias explotaciones activas, puede funcionar como satélite de otra corta mayor, compartiendo instalaciones de procesado, maquinaria y flota de camiones, de este modo nos encontramos ante un planteamiento muy diferente, ya que a cambio de unos gastos menores como serían la construcción de pistas de acceso y transporte, trazado de líneas eléctricas, etc. se podría llevar a cabo la corta Aguas Negras con unos márgenes de beneficio interesantes.

Por supuesto, si se aprobase la viabilidad de este proyecto, ello exigiría una segunda campaña de sondeos con una densidad tal que permitiese elaborar un modelo de bloques mediante técnicas geoestadísticas. Con dicha información se tendrían los parámetros requeridos para comenzar una evaluación económica exhaustiva que tuviese en cuenta así mismo los siguientes costes e inversiones:

Planta	Mineral	Estéril	LER	Metal	PC Estéril	PC Mineral	Costes Planta	Costes generales	Valor Producción	Margen Bruto	Margen acumulado
524,5	-	56.875	-	-	212.143,75	-	-	53.035,94	-	-318.215,63	-318.215,63
517,5	-	204.750	-	-	763.717,50	-	-	190.929,38	-	-1.145.576,25	-1.463.791,88
510,5	-	739.375	-	-	2.757.868,75	-	-	689.467,19	-	-4.136.803,13	-5.600.595,00
503,5	-	3.401.125	-	-	12.686.196,25	-	-	3.171.549,06	-	-19.029.294,38	-24.629.889,38
496,5	-	3.389.750	-	-	12.643.767,50	-	-	3.160.941,88	-	-18.965.651,25	-43.595.540,63
489,5	-	3.378.375	-	-	12.601.338,75	-	-	3.150.334,69	-	-18.902.008,13	-62.497.548,75
482,5	-	3.332.875	-	-	12.431.623,75	-	-	3.107.905,94	-	-18.647.435,63	-81.144.984,38
475,5	26.250	3.116.750	1,171	307,39	11.625.477,50	174.720,00	181.484,81	2.995.420,58	1.647.038,82	-16.325.484,64	-97.470.469,02
468,5	249.375	2.809.625	1,350	3.365,78	10.479.901,25	1.659.840,00	1.857.059,66	3.499.200,23	18.034.242,69	-2.960.958,68	-100.431.427,70
461,5	367.500	2.400.125	1,341	4.927,95	8.952.466,25	2.446.080,00	2.805.150,63	3.550.924,22	26.404.524,61	5.098.979,29	-95.332.448,41
454,5	485.625	2.127.125	1,340	6.505,50	7.934.176,25	3.232.320,00	3.593.865,48	3.690.090,43	34.857.168,37	12.716.625,78	-82.615.822,62
447,5	538.125	1.797.250	1,352	7.275,32	6.703.742,50	3.581.760,00	3.881.104,01	3.541.651,63	38.981.944,08	17.732.034,31	-64.883.788,31
440,5	485.625	1.558.375	1,284	6.236,13	5.812.738,75	3.232.320,00	3.318.348,80	3.090.851,89	33.413.889,90	14.868.778,58	-50.015.009,73
433,5	551.250	1.239.875	1,277	7.037,72	4.624.733,75	3.669.120,00	3.593.680,62	2.971.883,59	37.708.889,22	19.877.587,66	-30.137.422,07
426,5	420.000	1.171.625	1,292	5.428,34	4.370.161,25	2.795.520,00	2.896.093,57	2.515.443,70	29.085.624,52	13.992.962,30	-16.144.459,77
419,5	446.250	841.750	1,333	5.947,07	3.139.727,50	2.970.240,00	2.942.791,766	2.263.189,82	31.865.038,66	18.285.899,77	2.141.440,00
412,5	433.125	546.000	1,320	5.716,05	2.036.580,00	2.882.880,00	3.042.193,77	1.990.413,44	30.627.207,83	18.684.727,17	20.826.167,17
405,5	354.375	318.500	1,287	4.560,50	1.188.005,00	2.358.720,00	2.518.870,41	1.516.398,85	24.435.653,43	15.337.260,32	36.163.427,49
398,5	183.750	216.125	1,228	2.256,85	806.146,25	1.223.040,00	1.288.358,89	829.386,28	12.092.455,04	7.116.137,34	43.279.564,83
391,5	118.125	79.625	1,306	1.542,72	297.001,25	786.240,00	808.617,92	472.964,79	8.266.040,85	5.428.252,11	48.707.816,93
384,5	52.500	-	1,476	774,84	-	349.440,00	354.276,63	175.929,16	4.151.657,66	3.096.082,72	51.803.899,65
377,5	13.125	-	1,440	189,06	-	87.360,00	83.179,39	42.634,85	1.013.025,27	757.216,20	52.561.115,84
	4.725.000 T	32.725.875 T		62.071,22 T	122.067.513,75 €	31.449.600,00 €	33.165.076,34 €	46.670.547,52 €	332.584.400,97 €	52.561.115,84 €	

Tabla 9 Balance por plantas de la corta optimizada del yacimiento Aguas Negras

**Personal:**

- Mano de obra y supervisión
- Operarios de planta
- Gestión, dirección y administración
- Recursos humanos, seguridad y salud
- Consultoría geológica e ingeniería. Dirección facultativa.
- Dirección de construcción

**Instalaciones**

- Pistas de acceso
- Obra civil
- Tendido e instalaciones eléctricas y canalización de agua
- Vallado y seguridad
- Talleres y almacenes
- Servicios civiles. Enfermería.
- Sistemas de tratamiento de aguas y vertidos
- Transformadores
- Sistemas de control de polvo y aire comprimido
- Instalaciones de bombeo
- Escombreras

**Maquinaria**

- Perforadoras
- Tractores
- Excavadoras
- Volquetes
- Camión de riego

**Gastos generales y costes indirectos**

- Prospección y muestreo
- Test de laboratorio
- Propiedad y permisos
- Repuestos y mantenimiento
- Preparación del terreno
- Materiales y equipos
- Abastecimiento de agua y electricidad
- Combustibles, aceites y grasas. Neumáticos
- Restauración de terrenos
- Flete hasta fundición
- Amortización de intereses
- Impuestos
- Seguros
- Trámites legales y administrativos
- Gastos de representación, publicidad y relaciones públicas
- Imprevistos

Una vez tomados en consideración los gastos, entran en juego la estimación de ingresos a través de la planificación de la explotación y las previsiones de valores en el mercado de metales, análisis de la inversión y evaluación de riesgos, etc. fases que no se detallarán por su complejidad y lejanía con el tema principal de este estudio.

De lograr la luz verde en cada uno de estos estudios y comenzar la explotación, se estima siguiendo la Regla de Taylor que la producción del yacimiento Aguas Negras se podría prolongar durante unos diez años. (Arteaga, 1991)

$$\begin{aligned} \text{Vida óptima de explotación (años)} &= 6,5 \cdot (\text{MT reservas})^{0,25} \cdot (1 \pm 0,2) = \\ &= 6,5 \cdot (4,725)^{0,25} \cdot (1 \pm 0,2) = 7,67 - 11,50 \text{ años} \end{aligned}$$

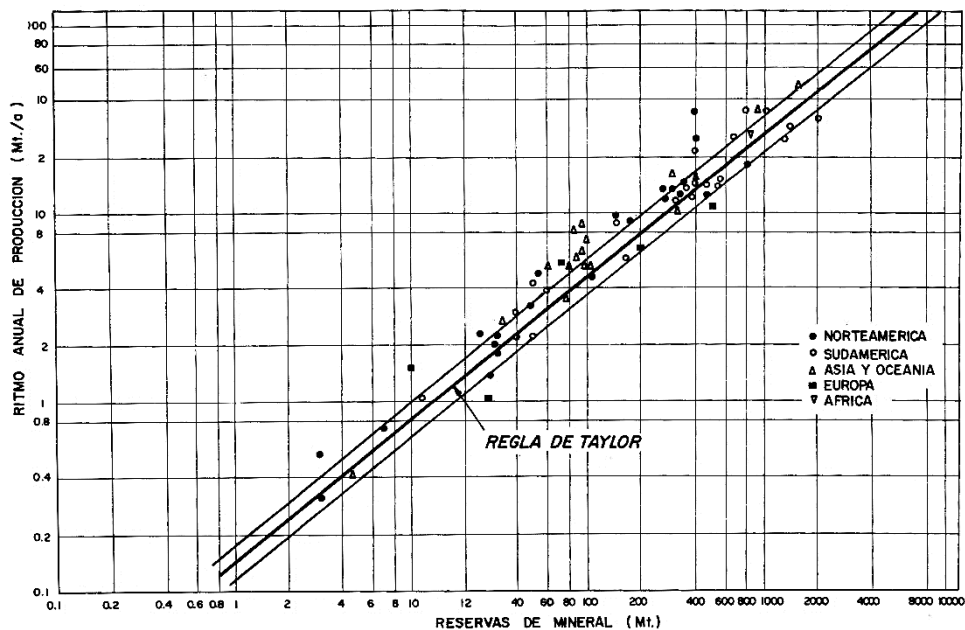


Figura 39 Correlación entre reservas de mineral y ritmos anuales de producción (Arteaga, 1991)

### 9.3 Estudio de una segunda fase de minería de interior.

Se desea plantear la posibilidad de continuar explotando el yacimiento Aguas Negras como una mina de interior con el mineral restante tras finalizar las labores en la corta prevista por este estudio. Dadas las características del yacimiento, tabular, de baja potencia e inclinación de 30° se opta por aplicar el método de explotación de cámaras y pilares.

#### Costes explotación (C<sub>x</sub>)

Arranque: Banqueo horizontal con jumbo  
 Carga: Palas Low-Haul-Dump  
 Transporte: Remolques bajos  
 Molienda: Trituración primaria en machacadora de mandíbulas, reducción de tamaño mediante giratoria y conminación en molino de barras. Instalaciones existentes.  
 Lavado: Concentración y separación del mineral en instalaciones de lavadero existentes.

33,28 €/T

<b>Recuperación minera (R<sub>M</sub>)</b>	Porcentaje de mineral recuperable en cámaras y pilares, con roca competente, maquinaria específica de minería de interior, buzamiento de 30° y potencia entre 5 y 20 metros.	60%
<b>Dilución (D)</b>	Porcentaje del todo en uno contaminado por estéril durante carga y transporte	10%
<b>Gastos generales</b>	Administración, servicios técnicos, etc.	25%

Tabla 10 Parámetros de la explotación de interior. Fuentes (Arteaga, 1991) (Wellmer, 1989)

Se calcula una nueva ley de corte adaptada a la minería de interior

$$L_{CM} = \frac{C_X \cdot D \cdot G_G}{\rho_m \cdot FF \cdot V_P} = \frac{(33,28) \cdot 1,1 \cdot 1,25}{53,5811} = 0,992\%$$

Posteriormente usamos este parámetro en Recmin para comprobar qué zonas del mineral no explotado a cielo abierto serían susceptibles de ser explotadas mediante minería subterránea. Esta categorización se observa en la Figura 40, donde se han marcado en verde las reservas de mineral pagable y en rojo las de residual.

Se decide centrarse en el sector noroeste por razones de continuidad y riqueza de la masa mineral y se analiza económicamente para confirmar su viabilidad:

Planta	Mineral	LER	Metal	Costes	Valor	Margen bruto	Acumulado
416,5	7.875	1,19	93,85	426.316,17	502.874,64	76.558,48	76.558,48
409,5	7.875	1,27	100,15	426.221,95	536.628,63	110.406,68	186.965,15
402,5	7.875	1,59	124,89	425.779,94	669.173,61	243.393,68	430.358,83
395,5	15.750	1,69	266,17	857.578,42	1.426.143,03	568.564,61	998.923,45
388,5	15.750	1,73	272,22	867.987,39	1.458.569,55	590.582,16	1.589.505,61
381,5	23.625	1,63	385,65	1.294.786,19	2.066.334,08	771.547,89	2.361.053,50
374,5	39.375	1,52	598,05	2.137.693,59	3.204.424,14	1.066.730,54	3.427.784,04
367,5	39.375	1,45	571,64	2.120.668,33	3.062.934,63	942.266,30	4.370.050,34
360,5	23.625	1,25	296,18	1.266.617,08	1.586.958,32	320.341,24	4.690.391,58
353,5	15.750	1,21	190,57	842.519,85	1.021.071,18	178.551,33	4.868.942,91
196.875 T			2.899,36 T	<b>10.666.168,91 €</b>	<b>15.535.111,82 €</b>	<b>4.868.942,91 €</b>	

Tabla 11 Cálculo de beneficios por plantas de la fase subterránea de la explotación del Aguas Negras.

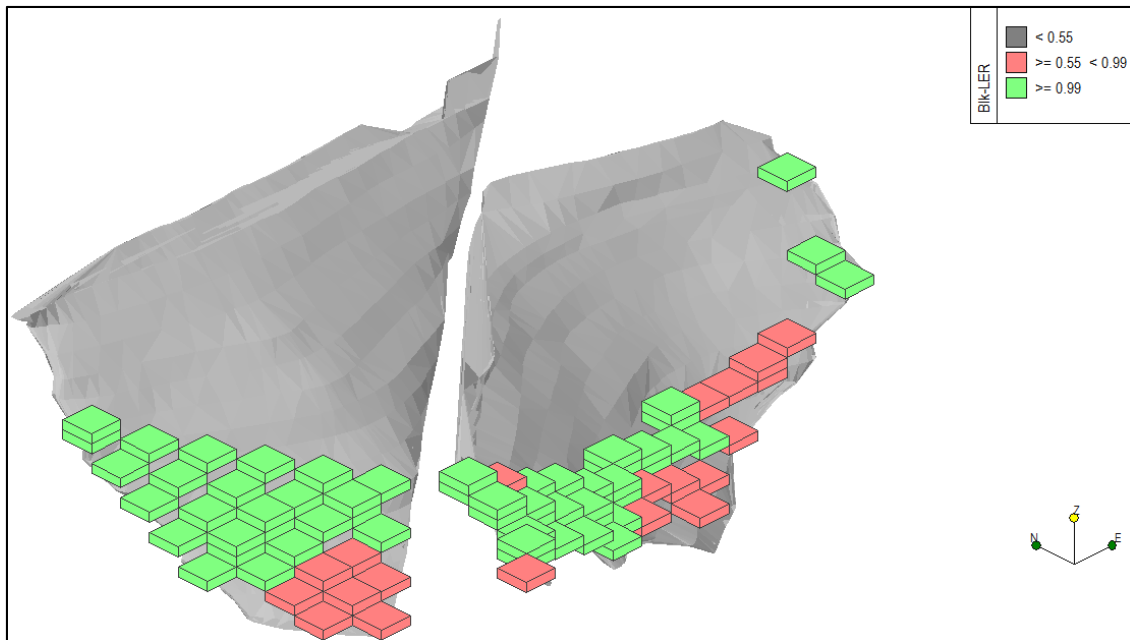


Figura 40 Categorización de reservas para minería de interior

A la vista de los resultados de la Tabla 11, si se explotasen como mina de interior los remanentes del mineral del Aguas Negras se podrían obtener en torno a 4,87 millones de euros de margen bruto. Por supuesto se requeriría todo un estudio por separado para evaluar en su complejidad la viabilidad de una mina de interior y este apartado sólo pretendía hacer una primera aproximación a la cuestión.

#### 9.4 Importancia del control geológico en la estimación

Debido a la relevancia del control geológico en el desarrollo del estudio, se considera interesante comentar la repercusión de tener en cuenta o no este criterio en el cálculo de una corta óptima en un yacimiento de contactos definidos entre el mineral y el estéril.

Al aplicar el control geológico durante la estimación de leyes, se toman los testigos ponderados, se desestiman los tramos que se consideran estéril y se procede a interpolar el modelo de bloques sólo con los tramos marcados con el código “mineral”. De este modo se evita que el software trate de recrear un hipotético yacimiento de transiciones difusas entre litologías. Si no se retirasen los tramos marcados como “estéril”, cada uno de ellos aportaría un valor 0 a la interpolación, reduciendo considerablemente las leyes de los bloques cercanos con mineral y que geológicamente no están vinculados.

Este efecto se puede observar en la Tabla 12 Comparación entre las leyes estimadas del yacimiento Aguas Negras con y sin control geológico en la que se advierte que las leyes medias del mineral se reducen entre un 72% y un 87% respecto a las calculadas teniendo en cuenta el control geológico. (Manteca, 1993)



Estimación optimizada					Estimación sin control geológico				
	Cu	Pb	Zn	LER		Cu	Pb	Zn	LER
Lx	0,835	1,603	2,622	1,282	Lx	0,169	0,203	0,463	0,358
s	0,179	0,360	0,440	0,225	s	0,077	0,104	0,220	0,167
cv	0,214	0,225	0,168	0,176	cv	0,457	0,616	0,475	0,465
min	0,458	0,854	1,388	0,173	min	0,060	0,066	0,159	0,126
max	1,539	2,310	3,760	1,849	max	0,468	0,540	1,198	0,962

Tabla 12 Comparación entre las leyes estimadas del yacimiento Aguas Negras con y sin control geológico

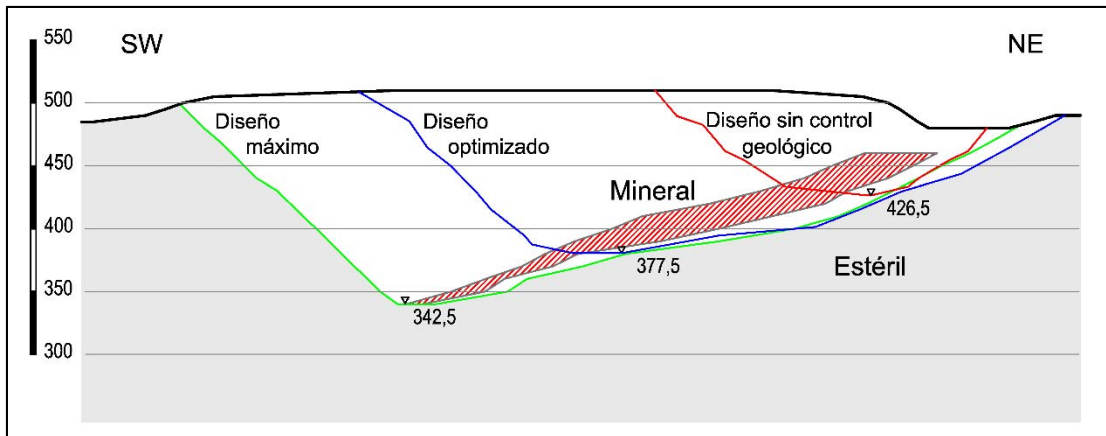


Figura 41 Comparación de perfiles de corta

Si aplicamos el algoritmo de cono flotante al modelo de bloques estimado sin control geológico, podemos comprobar que Recmin diseña una corta de tamaño muy reducido debido a las leyes tan exigüas que se habían calculado. La corta optimizada con control geológico tiene un tonelaje cuatro veces mayor y predice un margen bruto veintidós veces superior, como se observa en la Figura 41 y la Tabla 12

	Optimizada	Sin control geológico
Mineral (T)	4.725.000	1.194.375
Estéril (T)	32.725.875	8.353.501
E/M	6,926	6,994
Metal (T)	62.071	5.599
Margen Bruto (€)	52.561.115,84	-2.611.080,53

Tabla 13 Comparación de balances entre diseños de corta

## 10 Conclusiones

Una vez terminado este estudio se quiere finalizar destacando los puntos clave del mismo o que marcaron una diferencia:

En primer lugar hay que reseñar el cuidado a la hora de reunir los datos de los testigos que constituirían la base del estudio. Lejos de importar sin más los logs de los sondeos en Recmin y dejar que el software decidiese por el usuario, se tomó especial cuidado en la elección de cada opción y parámetro: Se depuraron errores, se compensaron los tramos de baja recuperación, se contrastaron resultados entre el modelo de bloques y el modelo de plantas y perfiles, etc.

El mayor desafío al que se enfrentó este estudio desde el principio fue tratar de obtener la máxima información y fiabilidad en la estimación a partir de una malla de sondeos muy limitada en número pero distribuida en un área relativamente extensa. Este factor impuso que a pesar de realizar una campaña auxiliar de sondeos no se pudiesen aplicar técnicas geoestadísticas satisfactoriamente y se tuviese que seguir adelante usando métodos menos ventajosos técnicamente, así mismo la distancia entre sondeos también obligó a diseñar unos bloques de grandes dimensiones; un tamaño menor sólo habría dado una falsa apariencia de precisión que si bien hubiera sido matemáticamente correcta, habría tenido poco que ver con la realidad.

Este hecho ejemplifica uno de los paradigmas de la ingeniería, desempeñar un trabajo aplicando la mejor técnica posible pero siempre bajo la limitación de los recursos disponibles. Usando un refrán de la tierra, *con estos mimbres no se puede hacer más que este cesto*.

Un aspecto clave de este estudio fue el buscar explotar al máximo las capacidades del software para optimizar la evaluación del yacimiento. En varias fases del estudio se complementó el trabajo de Recmin con otros programas externos para simular múltiples opciones hasta dar con la más satisfactoria desde el punto de vista minero. Por ejemplo, a la hora de elegir la longitud y posición de los tramos en los que se ponderaría los sondeos y por tanto de los futuros bancos de la corta, se creó un flujo de trabajo con Mathematica, Excel y Recmin que permitió obtener la combinación más favorable tras ejecutar 72 tanteos. Dicha combinación acumula un 16% más de metal que la combinación media y hasta un 37% más que la menos ventajosa.

En esta misma línea de buscar la mejor estimación posible, se usó la capacidad de Recmin como gestor de bases de datos para asignar a cada componente del modelo de bloques unos costes y beneficios de su explotación que fuesen lo más cercanos a la realidad en lugar de usar valores estándar; dado que por ejemplo los costes de fundición dependen de la ley del bloque y tienen una gran rango de valores, usar un coste medio puede desvirtuar en cierta medida el algoritmo del cono flotante, así que usando operaciones entre campos se logra mejorar sensiblemente la estimación de reservas y por ende el cálculo de márgenes brutos.

Pudiera parecer a primera vista que este estudio está muy volcado en la aplicación de Recmin y otros programas, sin demasiada intervención. Lo cierto es que actualmente gran parte del software técnico permite importar datos y obtener resultados en dos clicks. Es por tanto bastante fácil que un usuario que no tenga la paciencia de revisar los datos de campo, buscar la existencia de subgrupos en la muestra, seleccionar el mejor tipo de estimación, etc

llegue a generar un proyecto que sea visualmente *espectacular* pero que desde el punto de vista técnico resulte un desastre.

Siendo responsables, no conviene olvidar que el software es sólo un apoyo que facilita la labor del técnico y que hay (todavía) muchos campos en lo que un programa, por muy complejo que sea no puede sustituir al criterio de un científico o ingeniero.

El mejor ejemplo de cómo una pequeña intervención fundamentada técnicamente puede cambiar de manera drástica la estimación de un yacimiento es la aplicación del control geológico. En nuestro caso marcó la diferencia entre predecir la ruina económica o unos márgenes bastante aceptables para una pequeña explotación

Finalmente, tras el tiempo dedicado a redactar este estudio hay que ceder el testigo a otros alumnos que pudieran aplicar este estudio en futuros proyectos: Por un lado se podría seguir trabajando en el yacimiento Aguas Negras, diseñando la corta, planificando la explotación de manera eficiente a partir del modelo de bloques, elaborando un proyecto de restauración en el hueco resultante, etc.

Por otra parte, tras conocer los pros y contras de Recmin, sería interesante usarlo en otro tipo de yacimientos al cual se ajuste mejor, como uno de pórfido cuprífero, sin límites geológicos definidos y de gran extensión, un marco en el cual se podría aprovechar Recmin a un nivel competitivo empresarialmente hablando.

## 10.1 Reflexión personal

A título individual, la redacción de este proyecto me ha enseñado a valorar las virtudes científicas: Cada vez que he tenido que rehacer días de cálculos por un pequeño fallo he aprendido sobre humildad y rigor. Al procesar con los datos de los sondeos y elaborar los estudios estadísticos he aprendido a valorar la precisión y fiabilidad. Cuando he llenado folios con croquis y garabatos hasta encontrar la manera de solventar un problema he aprendido perseverancia e inquietud científica.

Diría que redactar este estudio me ha enseñado a respetar mucho más la experiencia práctica en geología y minería y a no fiarme nunca de un ordenador. Aun apreciando la labor y el enorme potencial que tiene el uso de la informática en multitud de campos, "*siempre hay que tomarse un tiempo para sobar los datos*" (Manteca, 2016), que no deben de dejarse de lado los métodos clásicos sino usarlos como respaldo del software y sobre todo que hay que dejarse aconsejar por aquellos más experimentados, se evitan muchas penalidades.

## 10.2 Comentarios a posteriori del uso de Recmin

Se considera que sería relevante incluir una reflexión sobre los pros y contras del software utilizado que pueda servir de recomendación o aviso a navegantes para otros posibles usuarios de Recmin.

Los principales puntos a favor serían:

- Su gratuidad, que permite que se pueda usar tanto como software de producción en una empresa como material docente en una universidad.
- Interfaz y archivos de ayuda en castellano, inglés y francés

- Su reducida “escala”, que hace que pueda ser dominado por una sola persona en pocos días, a diferencia de otros programas del entorno minero que exigen un equipo multidisciplinar para dominar cada módulo y centenares de horas de formación en conjunto.
- Es rápido y eficiente a la hora de ejecutar algoritmos complejos como el del cono flotante o el método de la inversa de los cuadrados de las distancias.
- Los cálculos están a la vista, el programa no suaviza resultados o toma ninguna decisión sin que pase por el usuario.
- Los gráficos 3D generados son muy vistosos y fáciles de usar en presentaciones.
- Gran facilidad de comunicación y soporte directo.

Por otra, parte los defectos de este programa son severos, Recmin es un software creado, ampliado, mantenido y enseñado por una sola persona, el Dr. César Castañón, lo cual genera varias contrapartidas:

- Recmin no tiene detrás una gran empresa que pueda permitirse pagar licencias a terceros para usar tecnologías o patentes. Por ello se echa de menos opciones de integración con software estándar de modelado 3D, ofimática, cálculo o programación.
- El entorno y usabilidad de Recmin están 10 años por detrás de otros programas técnicos. No se trabaja con libertad, sino constreñido por sus limitaciones, como por ejemplo la carencia de una opción de deshacer o un módulo de dibujo que por sus escasas herramientas hace necesario contar con programas externos como AutoCAD.
- Recmin está muy “cuadrado”, está diseñado para cumplir con determinados trabajos siguiendo unas pautas concretas. Salir de ese camino es extremadamente difícil: Durante la elaboración de este informe las características del yacimiento Aguas Negras, tales como la necesidad de aplicar restricción geológica, la ponderación por bancos de los sondeos, la inclusión de fallas en el proceso de cálculo, etc obligaron a ir complementando el flujo de trabajo de Recmin con otros programas como AutoCAD, SGeMS, Excel, Matlab y Mathematica, inventando sobre la marcha soluciones que suplieran la falta de algunas opciones en el programa.
- Si bien Recmin tiene una serie de archivos de ayuda, están redactados de manera que explican detalles del programa, no cómo usarlo en la práctica, de modo que se depende inevitablemente de recibir una formación externa. (Esto se debe al modelo de negocio en que se basa Recmin: el software es gratuito, pero se contrata la formación)
- Recmin es muy inestable (observación particular basada en el funcionamiento en un único PC) y tiene mucha facilidad para bloquearse. También tiende a generar archivos de bases de datos de varios GB si no se depuran de cuando en cuando.

Como conclusión y a título personal, recomendaría usar recmin en ámbitos docentes, investigación y pequeñas empresas mineras que antepongan la gratuidad y usabilidad por un solo individuo a la experiencia de usuario o versatilidad.



## 11 Índice de figuras

Figura 1 Etapas en la evaluación de reservas explotables. Adaptado de (Arteaga, y otros, 1993)	2
Figura 2 Encuadre geológico de Faja Pirítica Ibérica.	4
Figura 3 Columna estratigráfica general de la Faja Pirítica Ibérica (Sáez, 1998)	5
Figura 4 Geología del yacimiento Aguas Negras	7
Figura 5 Perfil geológico W-E del yacimiento Aguas Negras.	8
Figura 6 Vista desde el SW del yacimiento destacando la mineralización y el terreno actual. ....	9
Figura 7 Log del sondeo A1	11
Figura 8 Detalle de la base topográfica. Se observan las curvas de nivel del terreno así como la representación de los testigos con marcas indicando contactos entre diferentes litologías.....	13
Figura 9 Elaboración básica de un diagrama de perfiles y plantas.	14
Figura 10 Situación del plano de falla a partir de los datos de los sondeos. Obtención de las trazas de la falla en superficie y los perfiles mediante planos acotados.	15
Figura 11 Perfil y planta de la delimitación del mineral. (Orche, 1999).....	16
Figura 12 Gráfico de distribución del tonelaje de mineral y gossan por plantas.....	18
Figura 13 Plano de isohipsas de techo y muro del mineral.....	18
Figura 14 Flujograma de Recmin.....	19
Figura 15 Topografía y sondeos mostrando las litologías atravesadas.....	20
Figura 16 Vista de perfil del sólido geológico que engloba al mineral.....	21
Figura 17 Ponderación de un testigo. ....	24
Figura 18 Optimización de la altura y posición de banco	25
Figura 19 Diferenciación de las leyes de zinc por litologías.....	27
Figura 20 Histogramas de leyes y estadísticas de los logs y los composites.....	28
Figura 21 Perfil de distribución de leyes en los composites. ....	29
Figura 22 Partes de un variograma	30
Figura 23 Variogramas omnidireccionales en los testigos ponderados.....	30
Figura 24 Variogramas omnidireccionales en la serie de sondeos B4. ....	31
Figura 25 Correlogramas de leyes para yacimiento Aguas Negras	32
Figura 26 Ampliación de la malla de exploración con los nuevos sondeos indicados en azul....	33
Figura 27 Métodos de estimación. (Alfaro Sironvalle, 2007) (Bustillo, y otros, 1997) (Manteca, 1993)	35
Figura 28 Modelo de bloques aplicado a un yacimiento tabular.....	38
Figura 29 Modelo de capas aplicado a un yacimiento estratiforme.....	39
Figura 30 Dimensiones del bloque tipo y del modelo de bloques completo.....	39
Figura 31 Efecto que se produce al cambiar el valor al que se eleva el inverso de la distancia. a) n=1; b) n=2; c) n=3; d) Krigeaje simple a título comparativo. ....	40
Figura 32 Corte vertical del modelo de bloques siguiendo el perfil 4-4'	41
Figura 33 Perspectiva desde el NW del mineral mostrando la distribución de ley equivalente.	41
Figura 34 Categorización de los recursos minerales en el yacimiento Aguas Negras. En color sólido los recursos seguros y en rayado los recursos posibles. ....	43
Figura 35 Diagrama de flujo del algoritmo de cono flotante. (Bustillo, y otros, 1997).....	48
Figura 36 Ejemplo de estimación de leyes para el modelo de bloques	50
Figura 37 Clasificación económica de materiales	51
Figura 38 Modelo del terreno con el vaso de la corta	51
Figura 39 Correlación entre reservas de mineral y ritmos anuales de producción (Arteaga, 1991)	55

Figura 40 Categorización de reservas para minería de interior .....	57
Figura 41 Comparación de perfiles de corta .....	58

## 12 Bibliografía

- Alfaro Sironvalle Marco Antonio** Estimación de Recursos Mineros [Publicación periódica]. - Santiago de Chile : [s.n.], 2007.
- Almodóvar G. R. et al** Geology and genesis of the Aznalcóllar massive sulphide deposits, Iberian Pyrite Belt, Spain [Publicación periódica] // Mineralium Deposita. - Madrid : [s.n.], 1997. - Vol. 33. - págs. 111-136.
- Almodóvar G. R. et al.** La Faja Pirítica Ibérica. Hidrotermalismo submarino de hace más de 350 millones de años [Publicación periódica] // Enseñanza de las Ciencias de la Tierra. - 2012. - 2 : Vol. 20. - págs. 210-212.
- Annels** Mineral Deposit Evaluation [Libro]. - 1991.
- Arteaga R. [y otros]** Estudios de viabilidad en proyectos mineros [Libro]. - Madrid : IGME y ETSI Minas de Madrid, 1993.
- Arteaga Ricardo** Manual de evaluación técnico-Económica de proyectos mineros de inversión [Libro]. - Madrid : IGME, 1991.
- Bustillo M.** Recursos minerales [Libro]. - Madrid : ETSI Minas Madrid, 1996.
- Bustillo M. y López Jimeno C.** Manual de Evaluación y diseño de explotaciones mineras [Libro]. - Madrid : ETSI Minas Madrid, 1997.
- Espí J. A. et al** El tratamiento integral de los sulfuros masivos: Un reto para la mineralogía y para la geometalurgia, analizado a partir de la Faja Pirítica Ibérica (FPI) [Conferencia] // XIII Congreso Latinoamericano de Geología - XIV Congreso Peruano de Geología. - Madrid : Universidad Politécnica de Madrid, ETSI Minas, 2008.
- Febrel T.** Investigación geológica y evaluación de depósitos minerales [Libro]. - Madrid : Fundación Gómez Pardo, 1971.
- Gallego A., García A. y Manteca J. I.** "Le probleme de l'information de base dans les gisements polymetaliques et les solutions adoptées par Peñarroya-España dans son exploitation de Silicates (Caragena, Espagne) [Publicación periódica]. - [s.l.] : Industrie Minerale, Febrero de 1985. - págs. 87-92.
- Joly G.** Indications complementaires sur les teneurs de coupure [Publicación periódica]. - [s.l.] : Industrie Minerale, 1983. - Enero.
- López Jimeno C.** Manual de sondeos [Libro]. - Madrid : ETSI Minas Madrid, 2001.
- Manteca J. I.** Evaluación de recursos minerales [Libro]. - Cartagena : Universidad Politécnica de Cartagena, 2012.
- Manteca J.I.** Clase magistral. - Cartagena : [s.n.], 2016.
- Manteca J.I.** De la modelización del yacimiento a la producción diaria. Seguimiento y control geológico de una explotación minera. Tesis doctoral. [Libro]. - Madrid : Universidad Complutense, 1993.
- Martínez-Álvarez J. A.** Cartografía geológica [Libro]. - Madrid : Paraninfo, 1989.
- Martínez-Álvarez J.A.** Cartografía Gelógica [Libro]. - Madrid : Paraninfo, 1989.



**Matheron Georges** Les variables régionalisées et leur estimation: une application de la théorie des fonctions aléatoires aux sciences de la nature [Libro]. - Paris : [s.n.], 1965.

**Orche E.** Manual de evaluación de yacimientos minerales [Libro]. - Madrid : ETSI Minas Madrid, 1999.

**Pereira Z. et al** Edad devónica (Struniense) de las mineralizaciones de Aznalcóllar (Faja Pirítica Ibérica) en base a palinología [Publicación periódica] // Geogaceta. - Madrid : [s.n.], 1996. - Vol. 20. - págs. 1609-1612.

**Plous Scott** The psychology of judgment and decision making [Libro]. - [s.l.] : McGraw-Hill, 1993.

**Sáez R. et al.** The Iberian Type of volcano-sedimentary massive sulphide deposits. [Publicación periódica]. - Huelva : Mineralium Deposita, 1998. - Vol. 34. - págs. 549-570.

**Strauss G. K. and Madel, J. et al** Geology of Massive Sulphide Deposits in the Spanish-Portuguese Pyrite Belt. [Publicación periódica]. - [s.l.] : Geol. Rundschau, 1974. - 1 : Vol. 63. - págs. 191-211.

**Tornos F. et al** Environment of formation and styles of volcanogenic massive sulfides: The Iberian Pyrite Belt. [Publicación periódica] // Ore Geology Reviews. - [s.l.] : Ore Geology Reviews, 2006. - 3 : Vol. 28. - págs. 259-307.

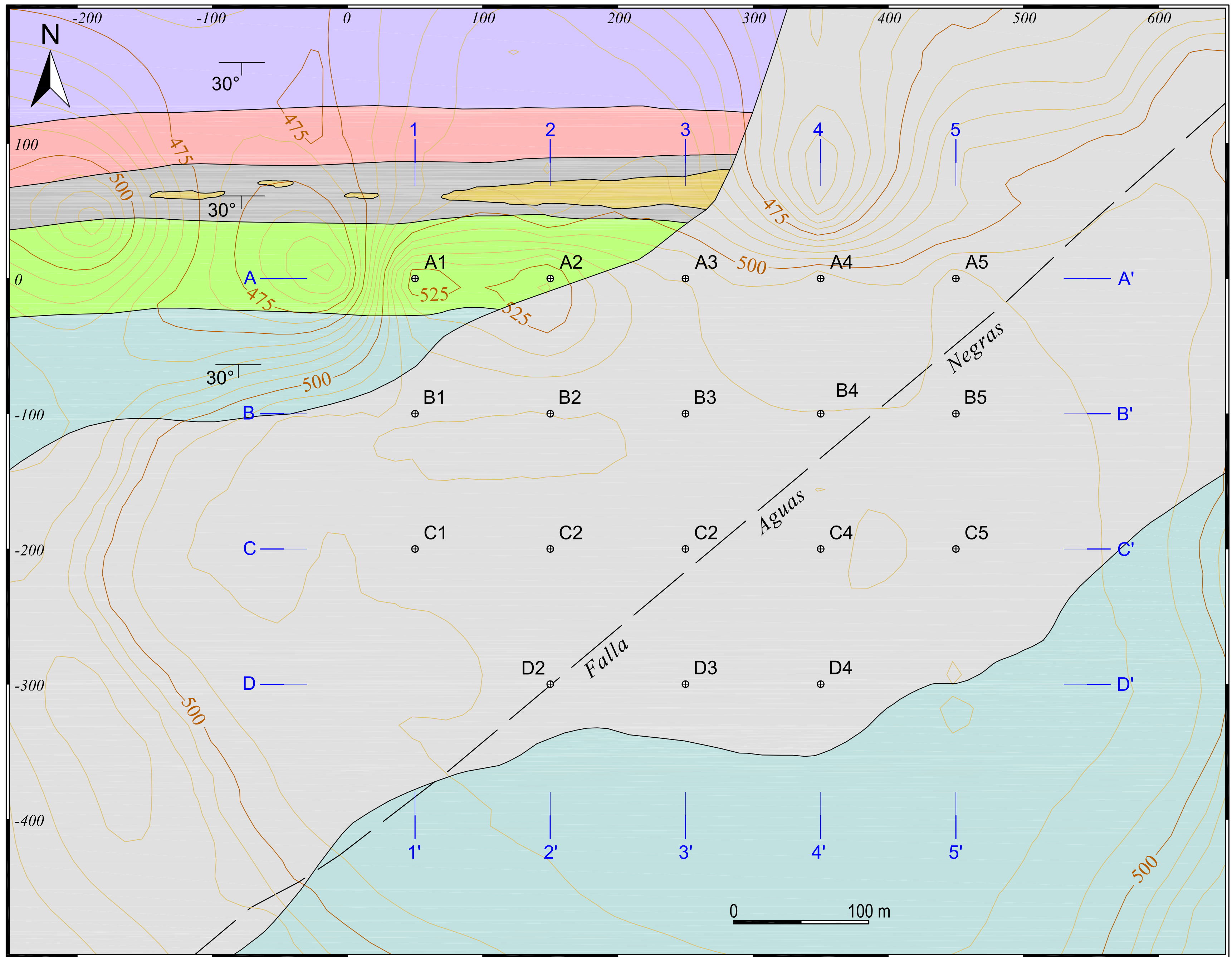
**Tornos F.** La Geología y Metalogenia de la Faja Pirítica Ibérica [Publicación periódica] // Macla. - Madrid : Revista de la Sociedad Española de Mineralogía, 2008. - Noviembre : Vol. 10. - págs. 13-23.

**Vázquez Guzmán F.** Depósitos minerales de España [Libro]. - Madrid : IGME, 1983.

**Vázquez Guzmán F.** Geología económica de los recursos minerales [Libro]. - Madrid : Fundación Gómez Pardo, 1996.

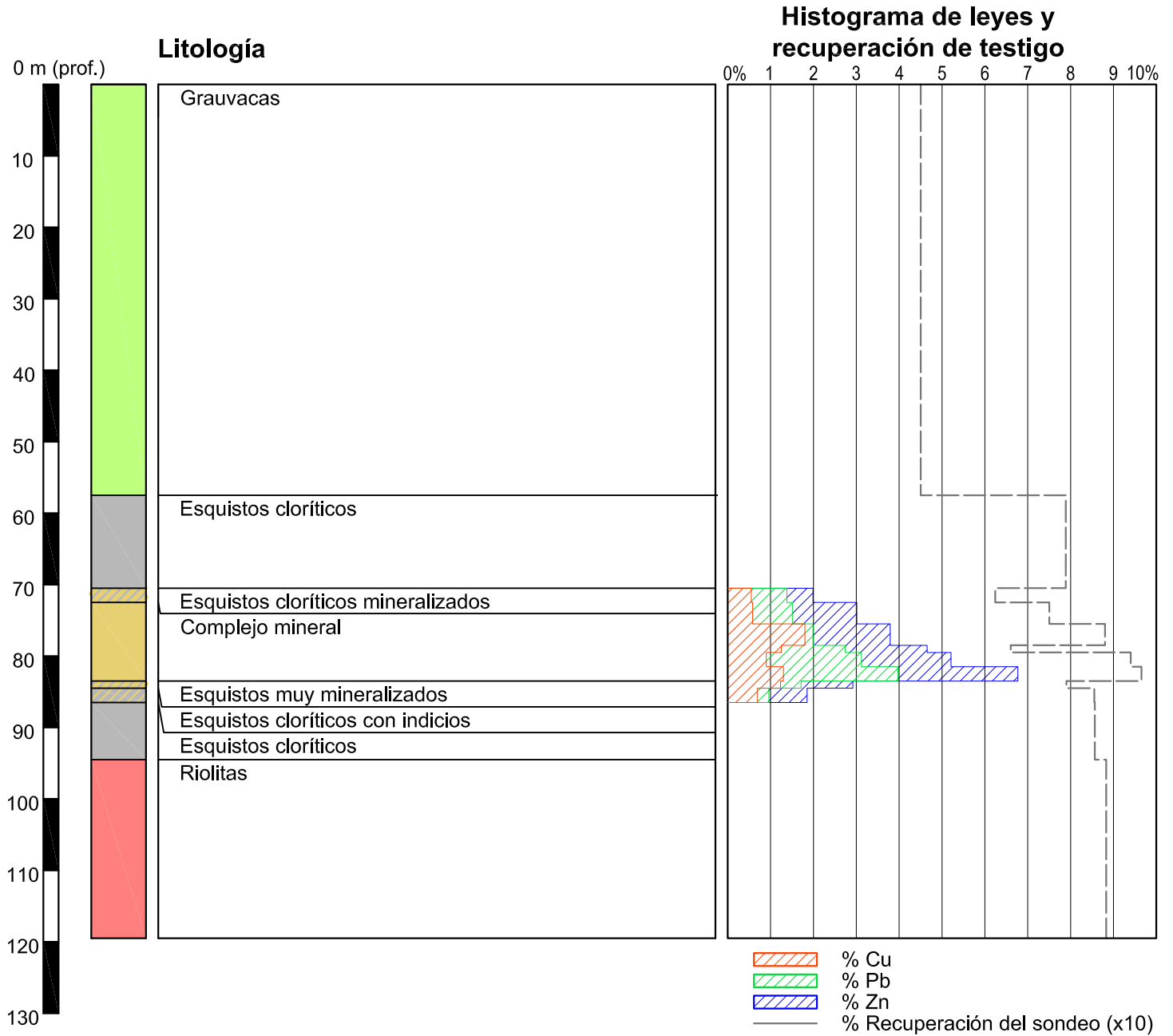
**Wellmer Fiedrich-Wilhelm** Economic Evaluations in Exploration [Book]. - New York : Springer-Verlag, 1989.

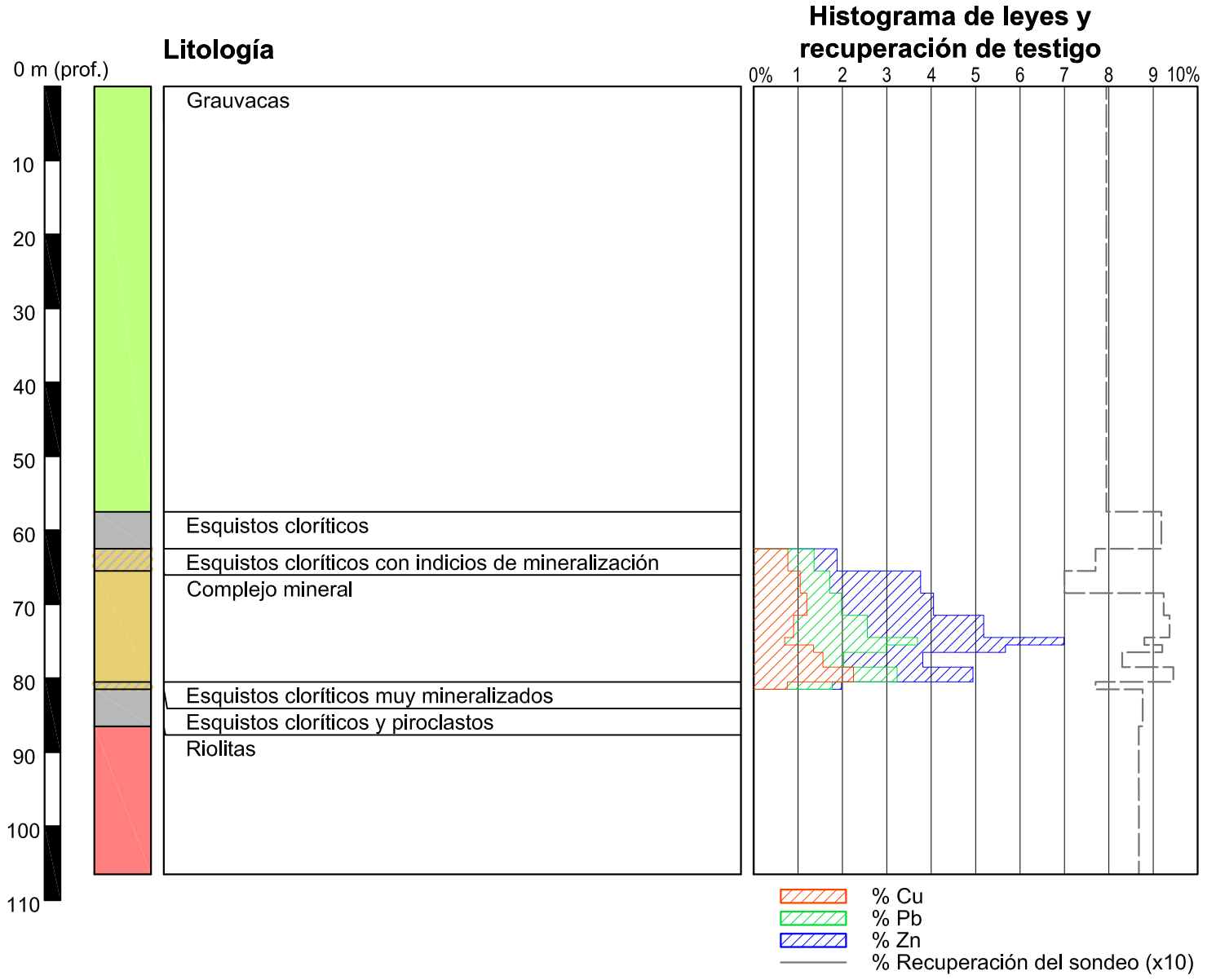
## 13 Anexo de planos

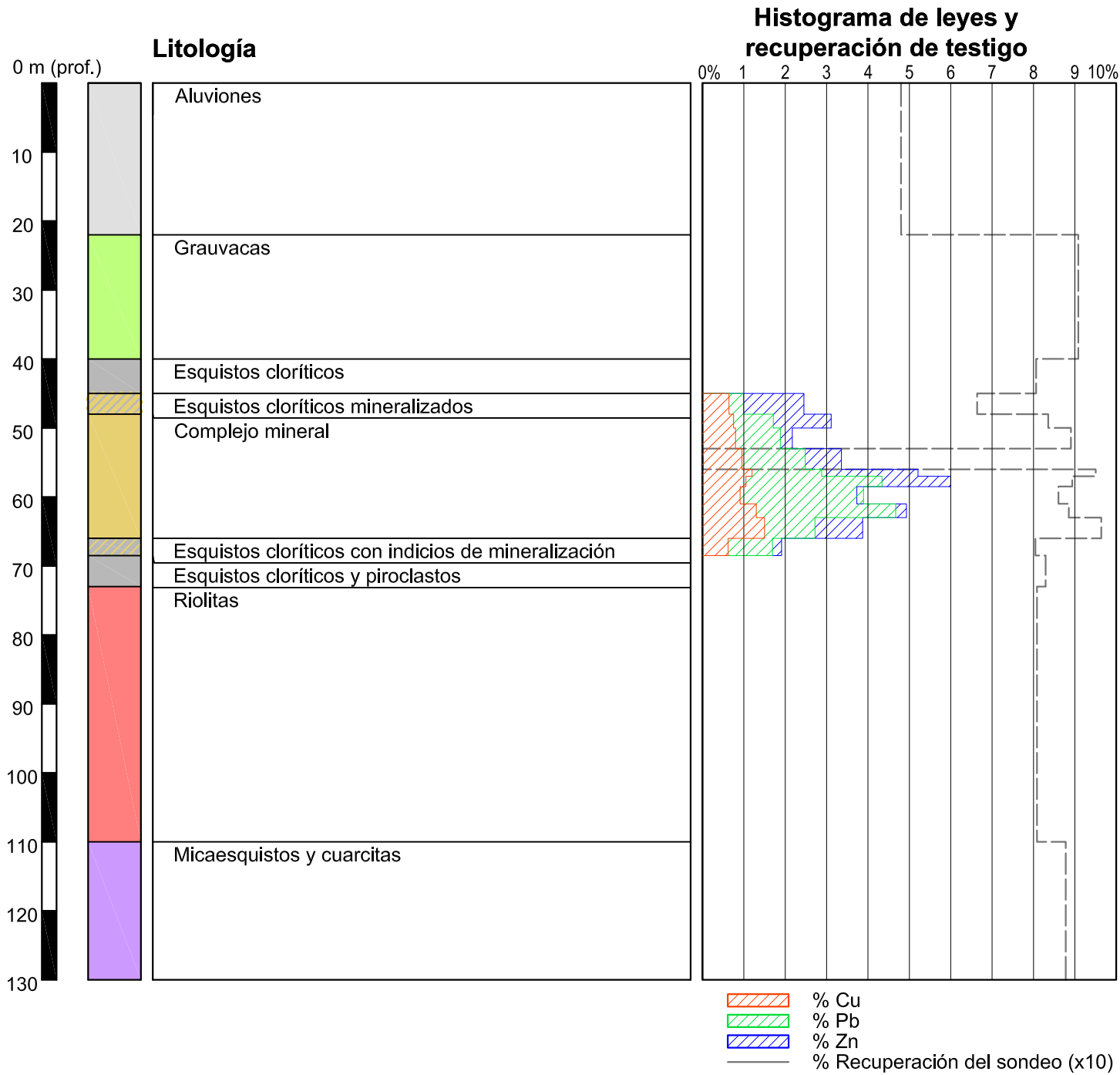


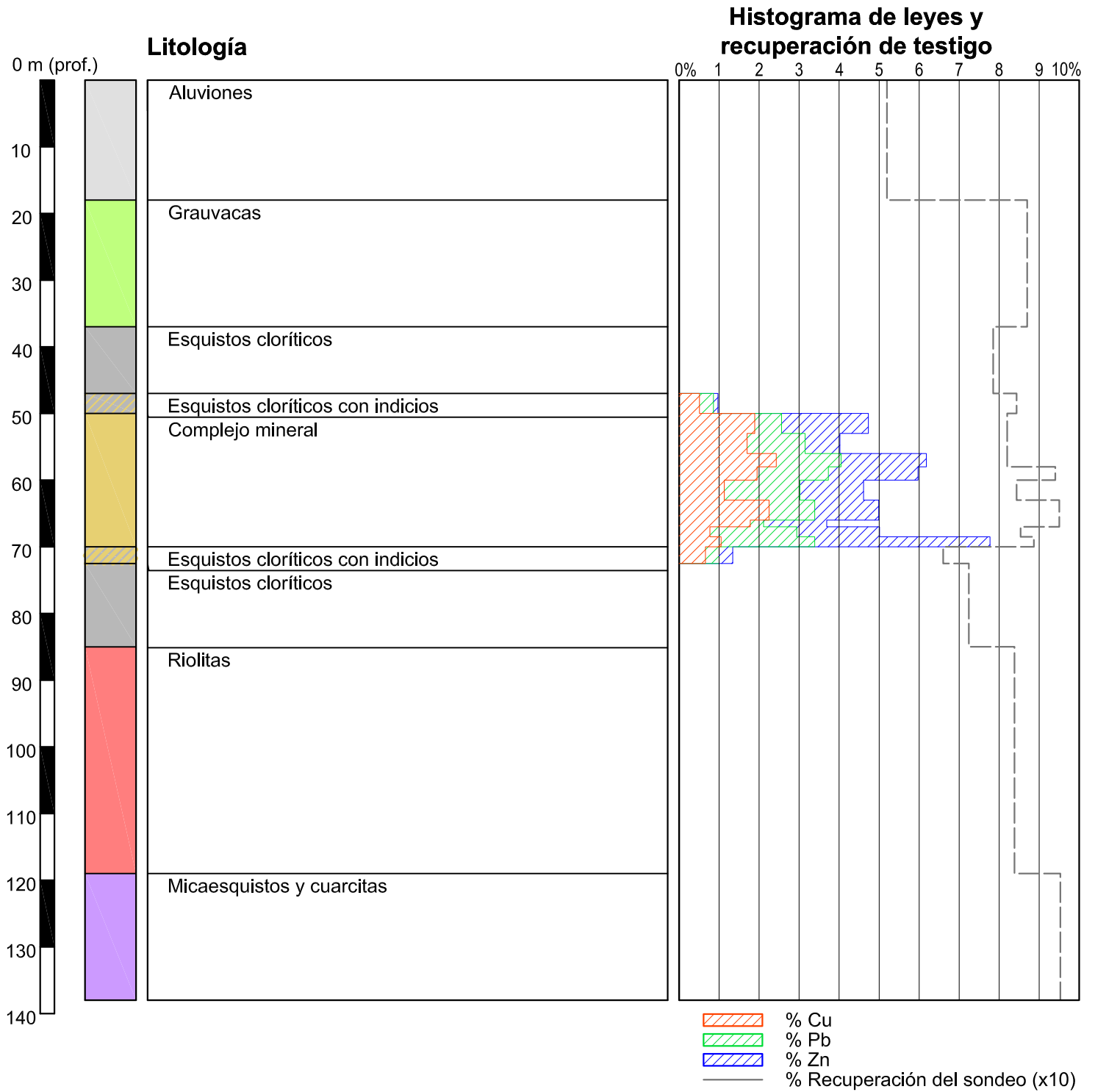
Aluviones		Cuaternario	A1 ⊕	Sondeo de exploración
Grauvacas		Grupo Culm		Falla deducida
Esquistos y complejo mineral		CVS		Dirección y buzamiento
Riolitas		Grupo PQ	1 — 1'	Perfil geológico
Cuarcitas		Devónico		
Micaesquistos				

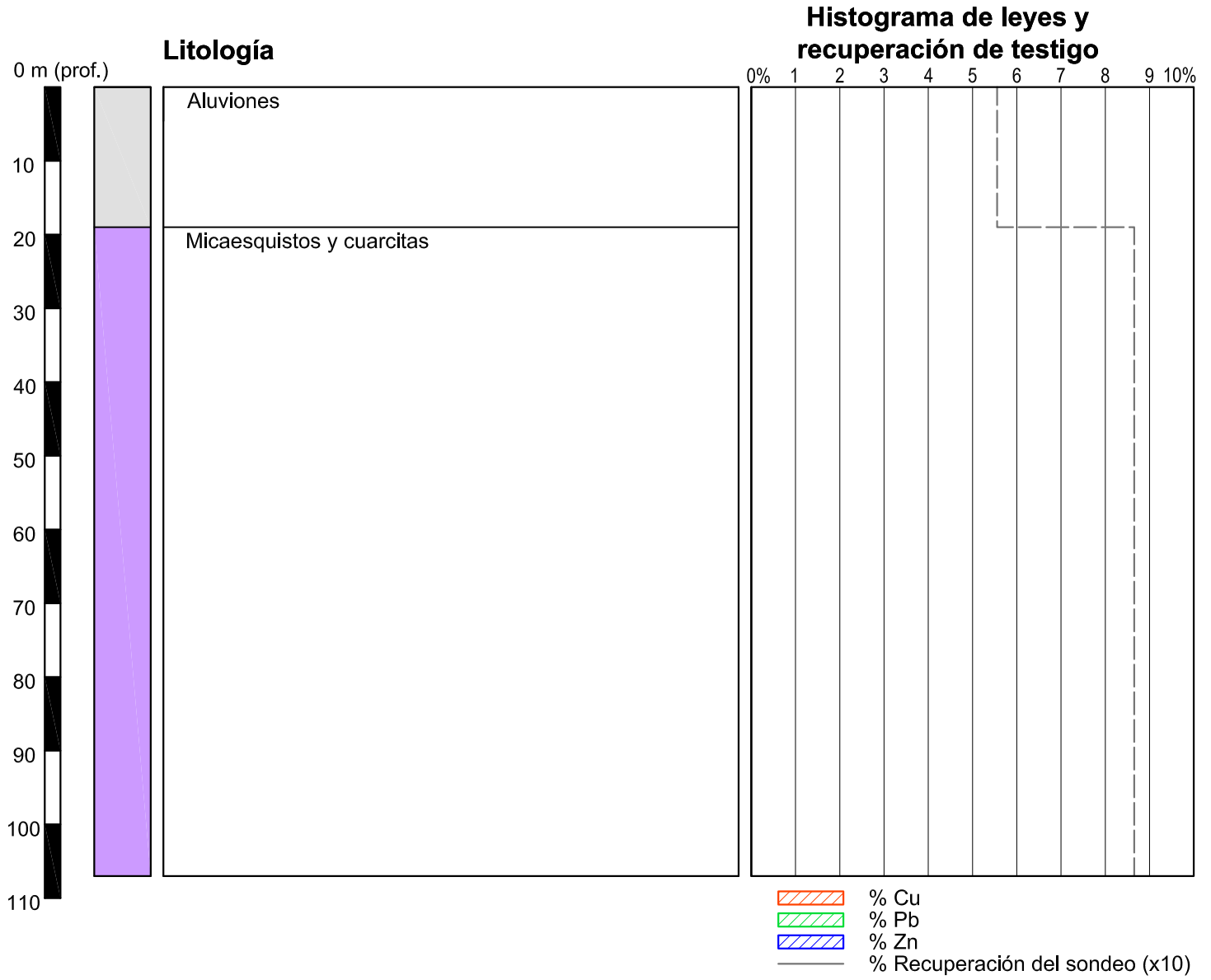
**Plano geológico del yacimiento Aguas Negras**



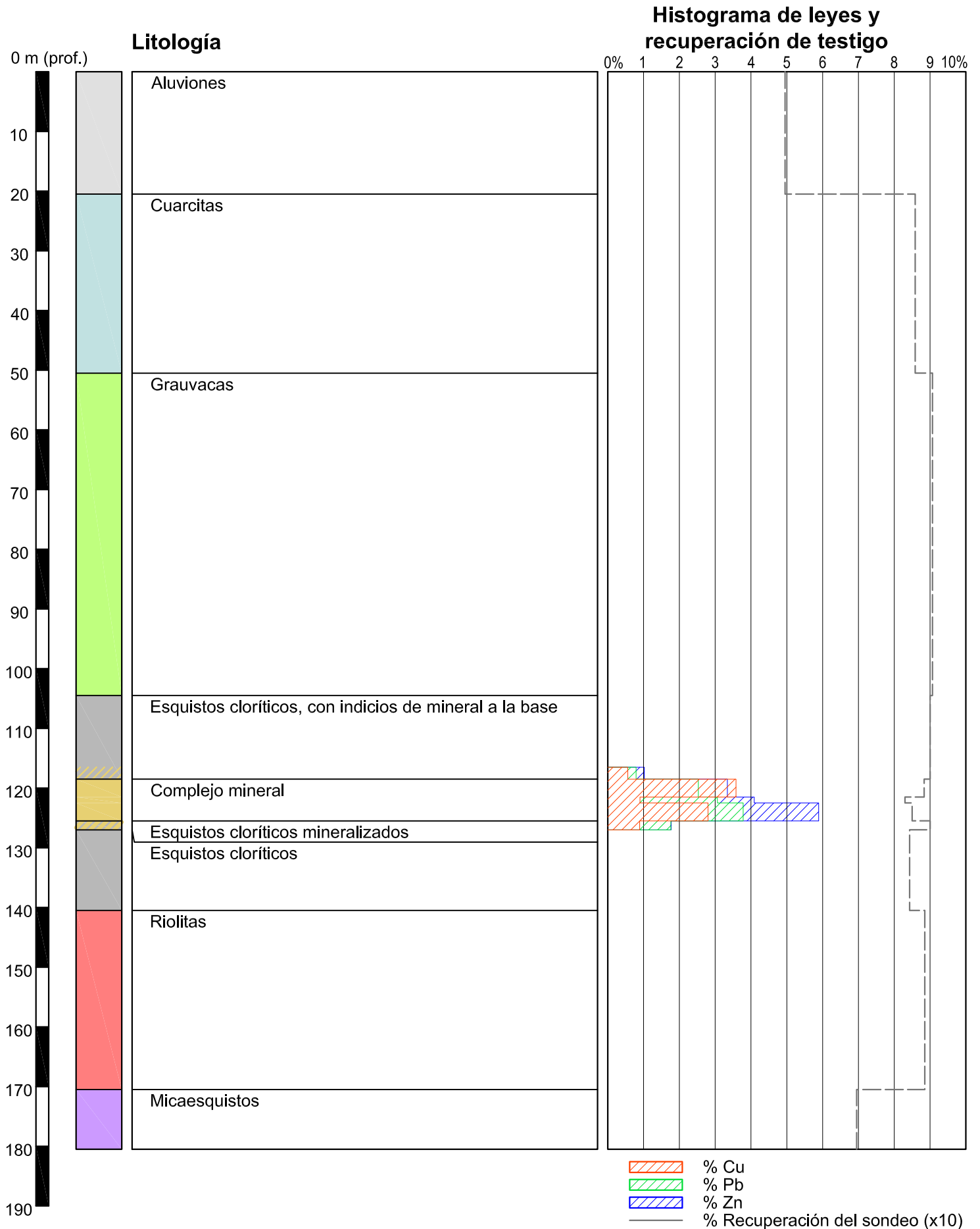


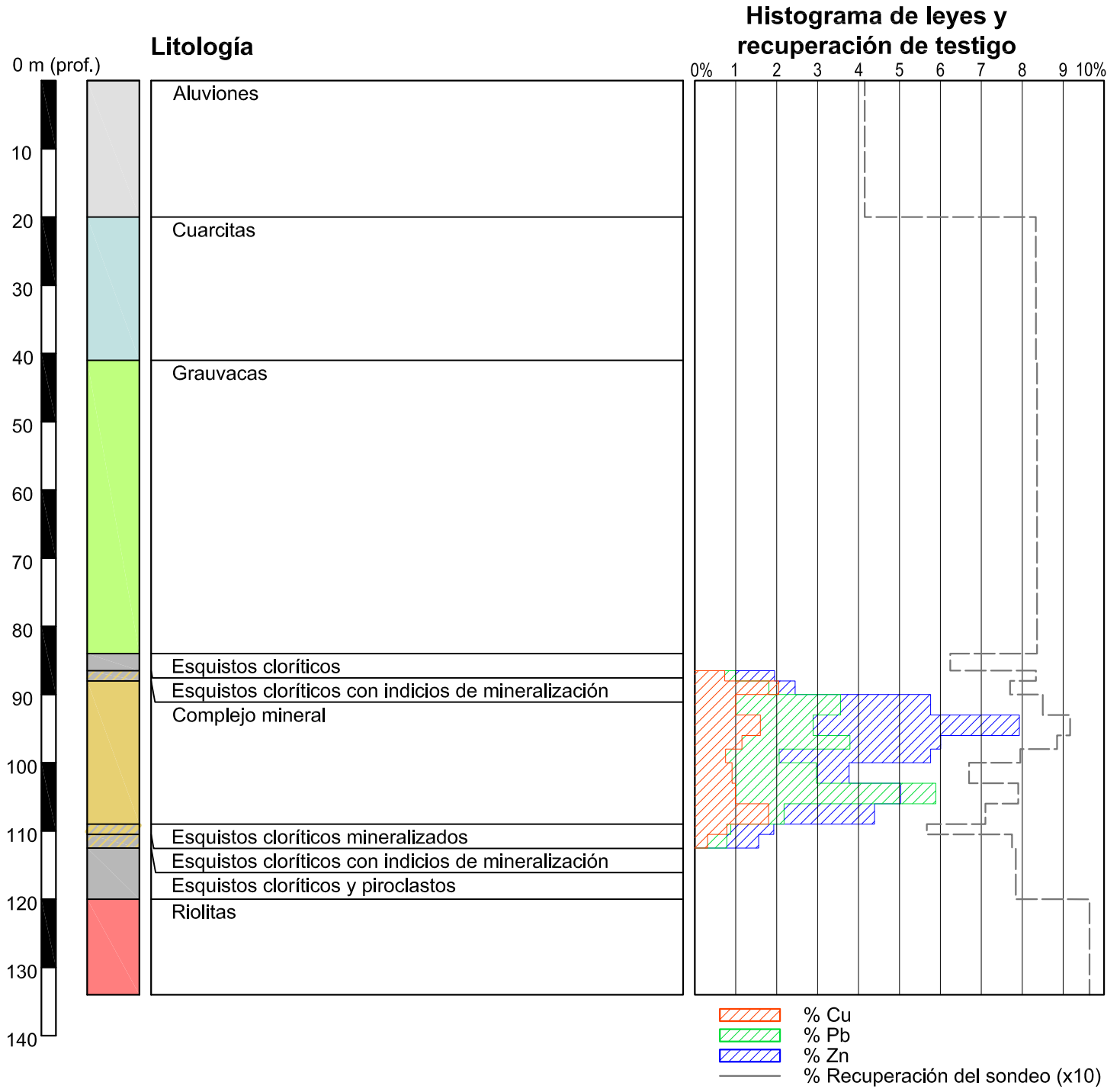


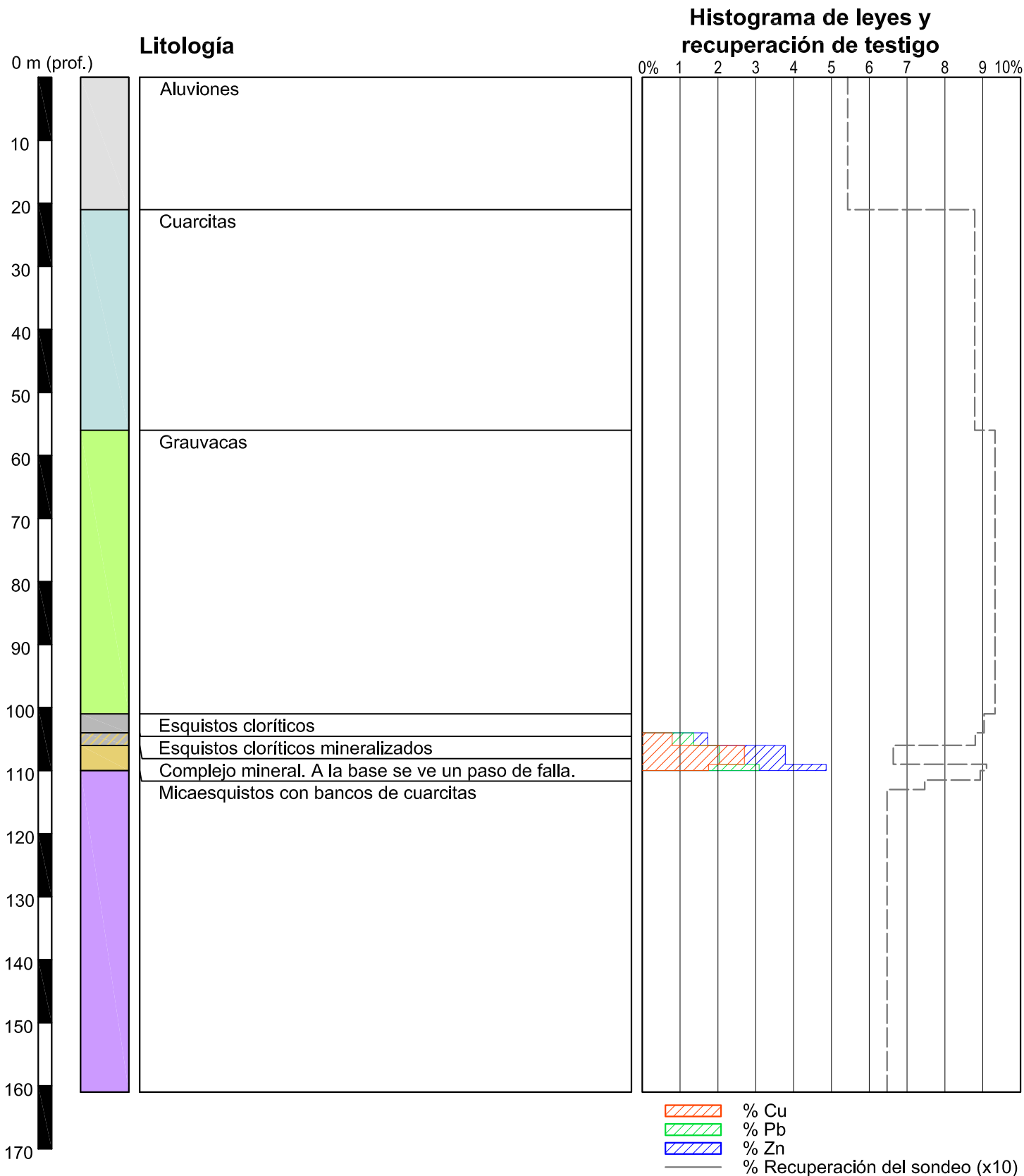


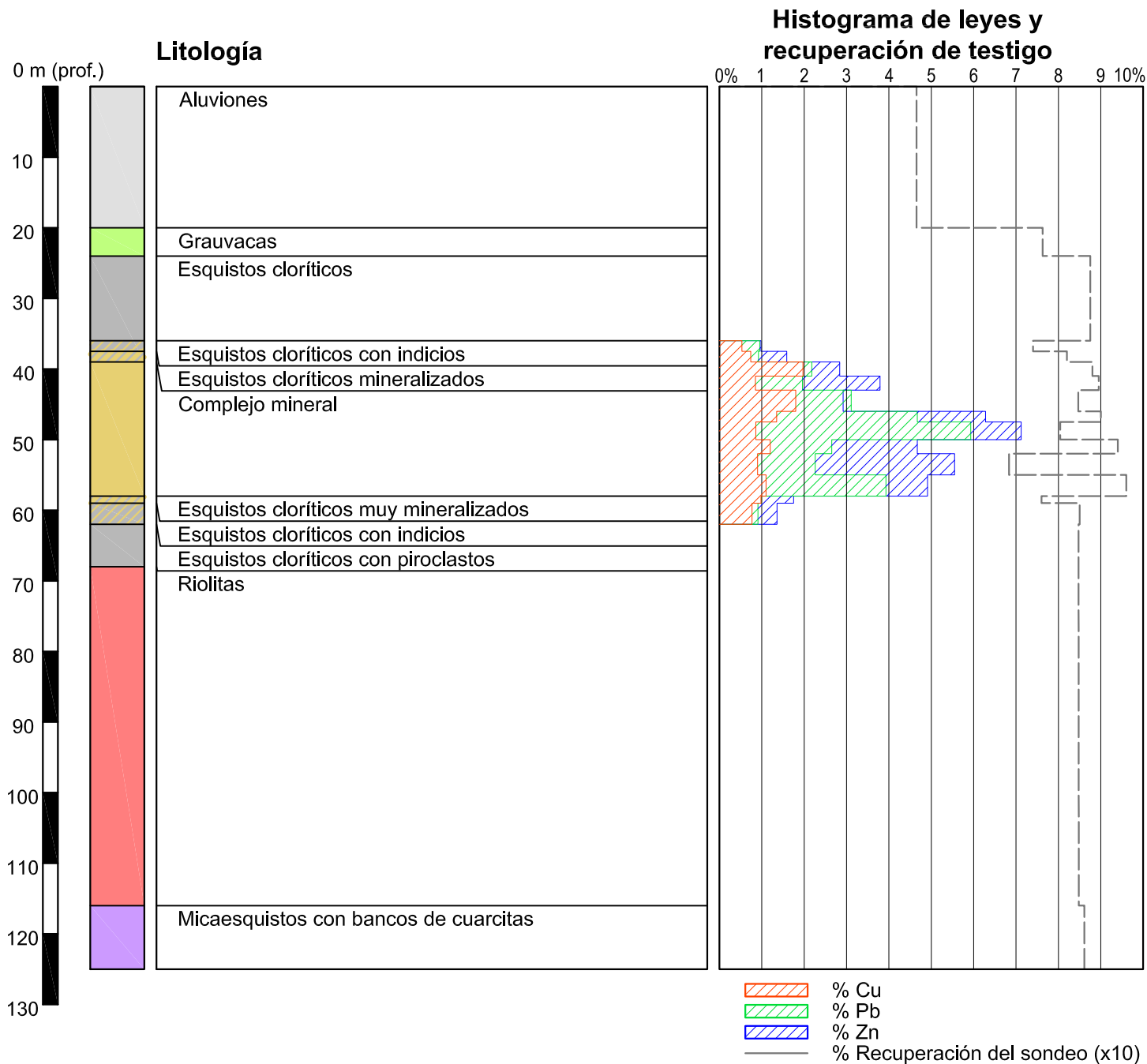


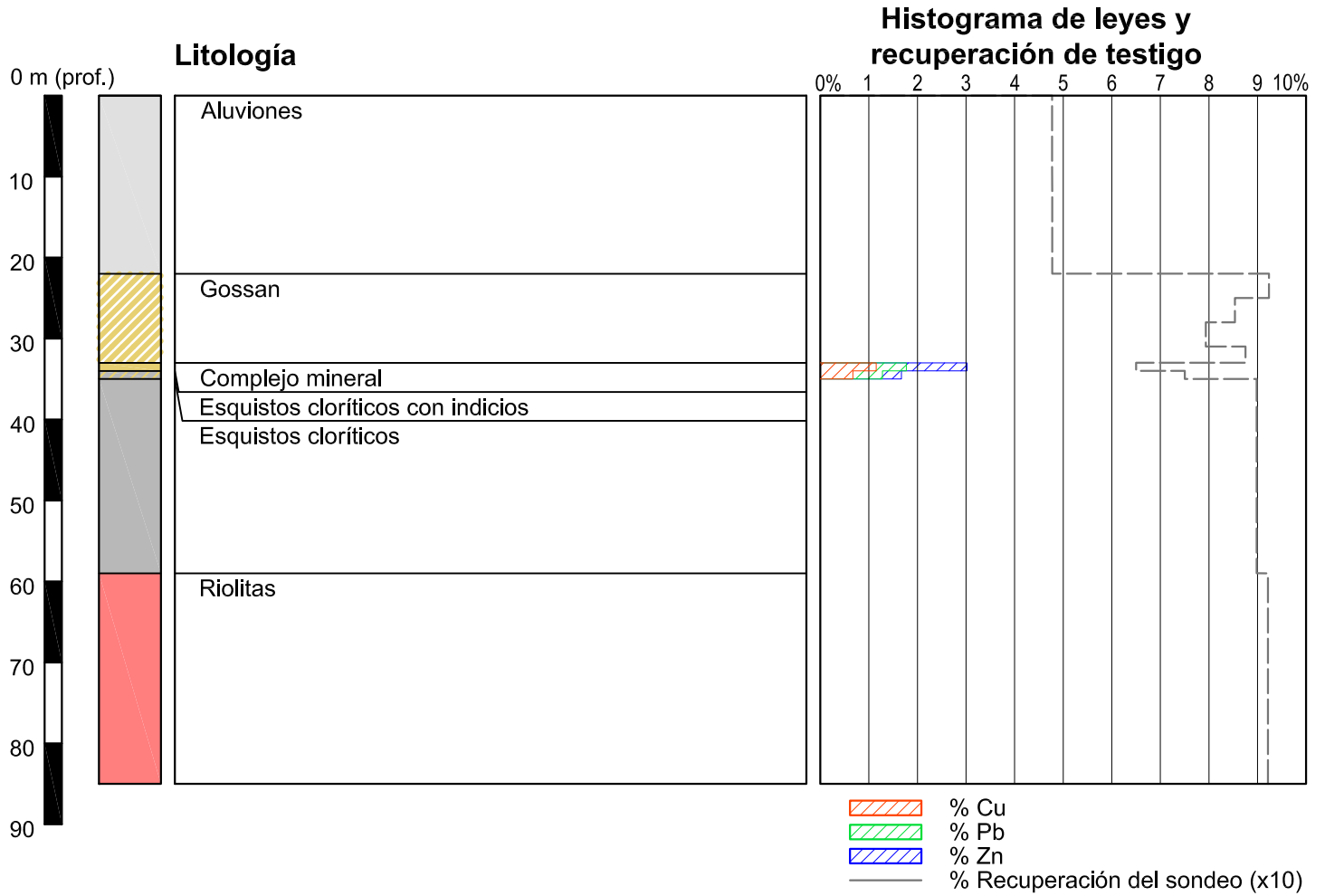


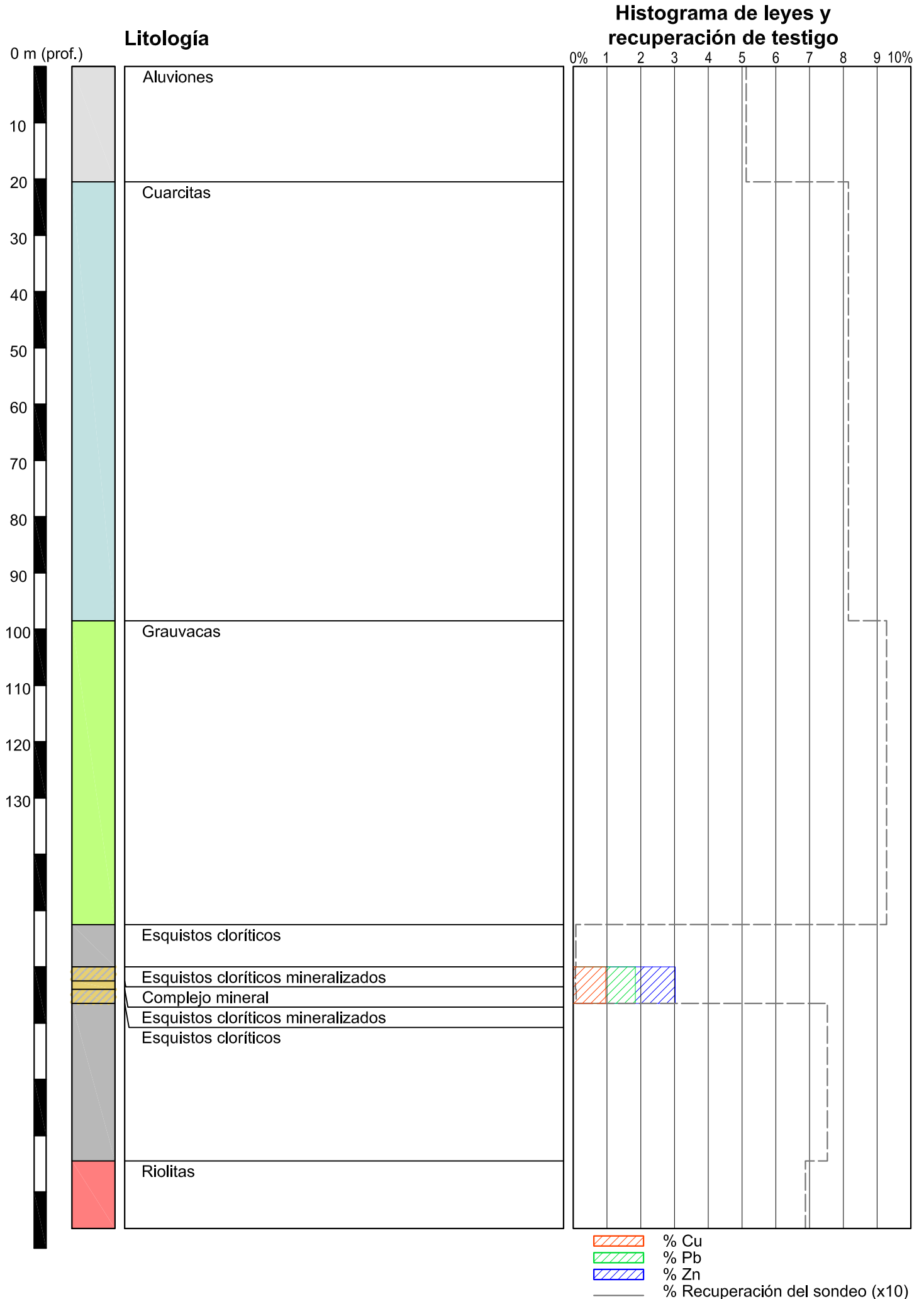


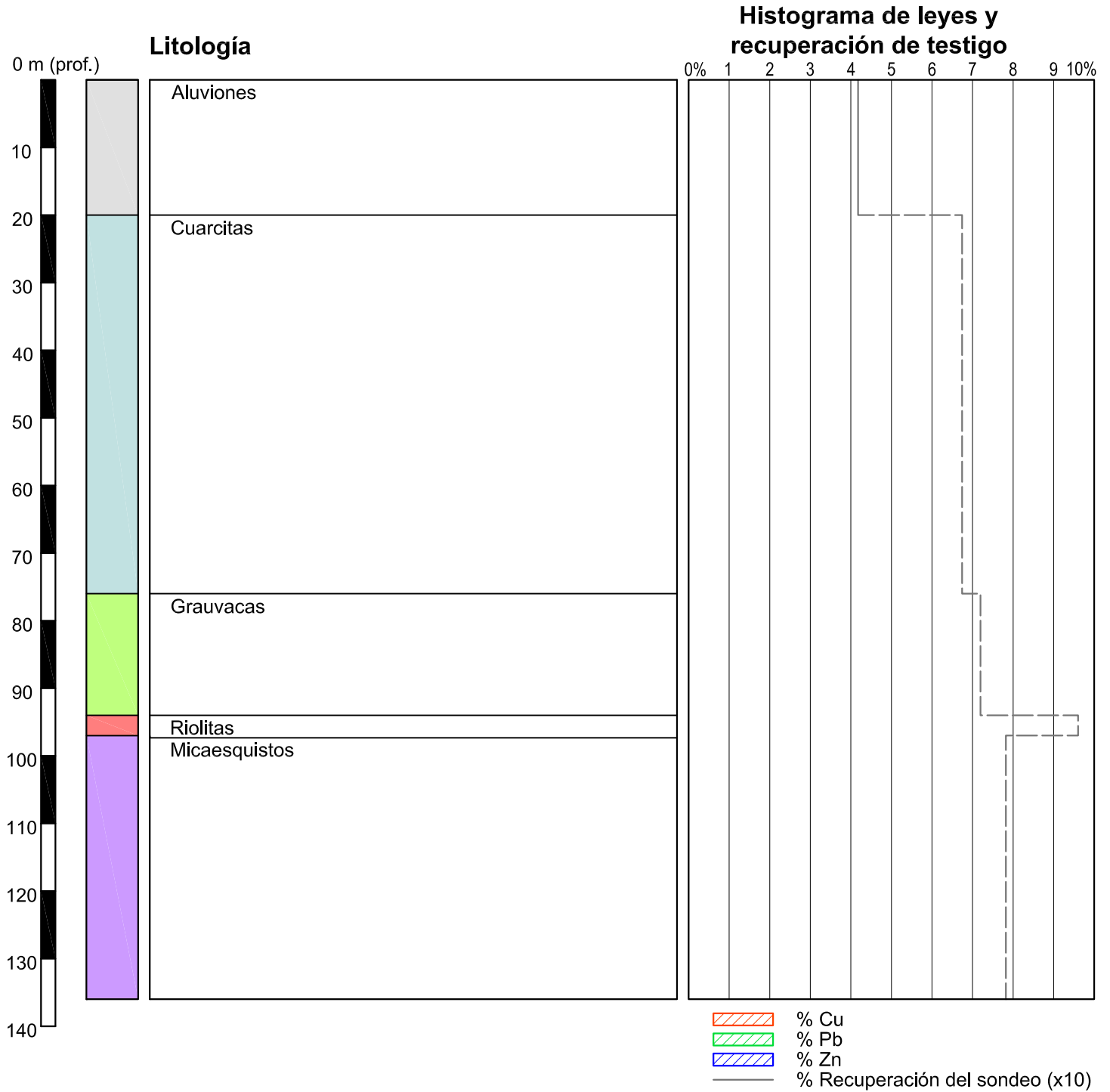


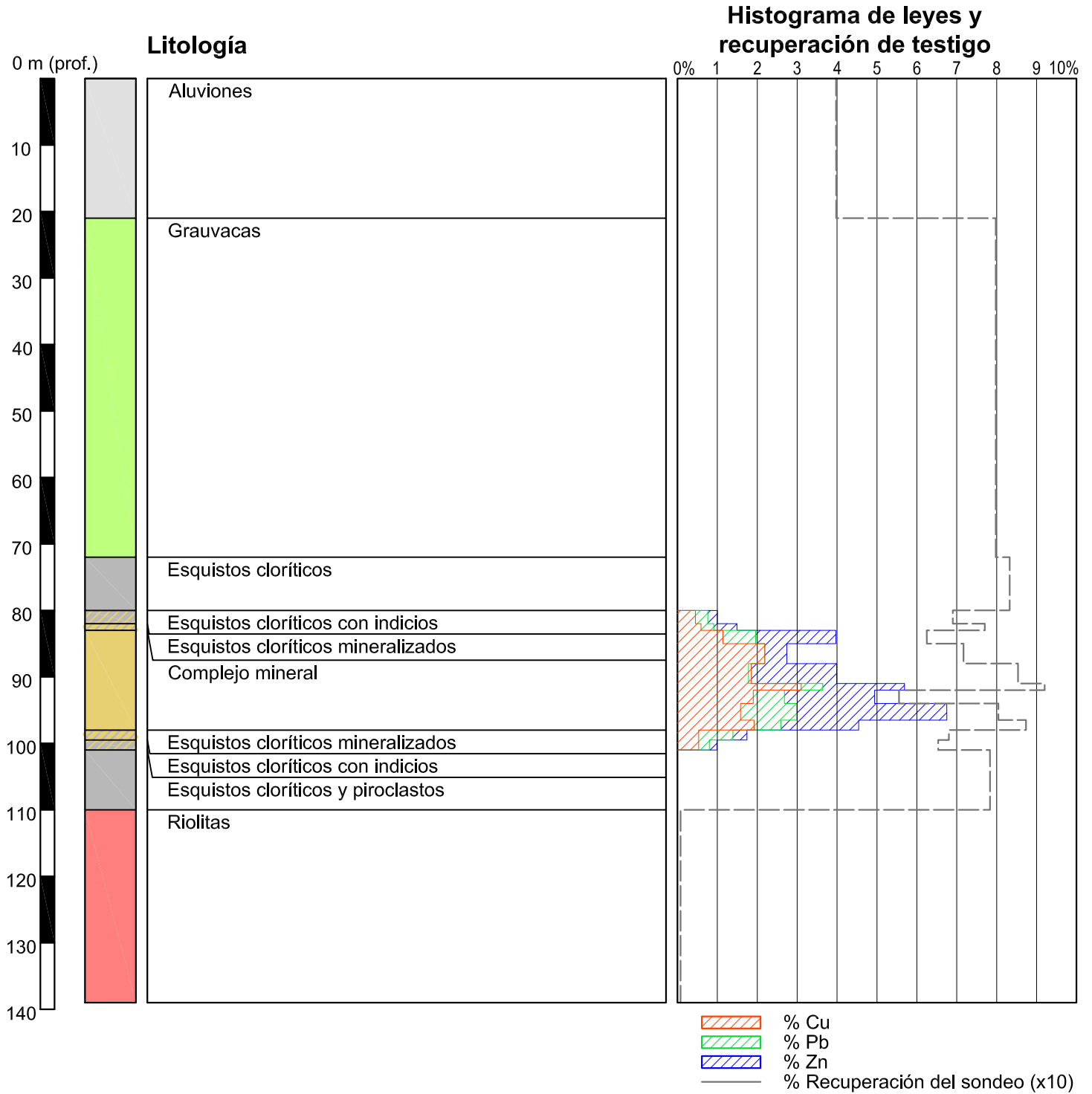




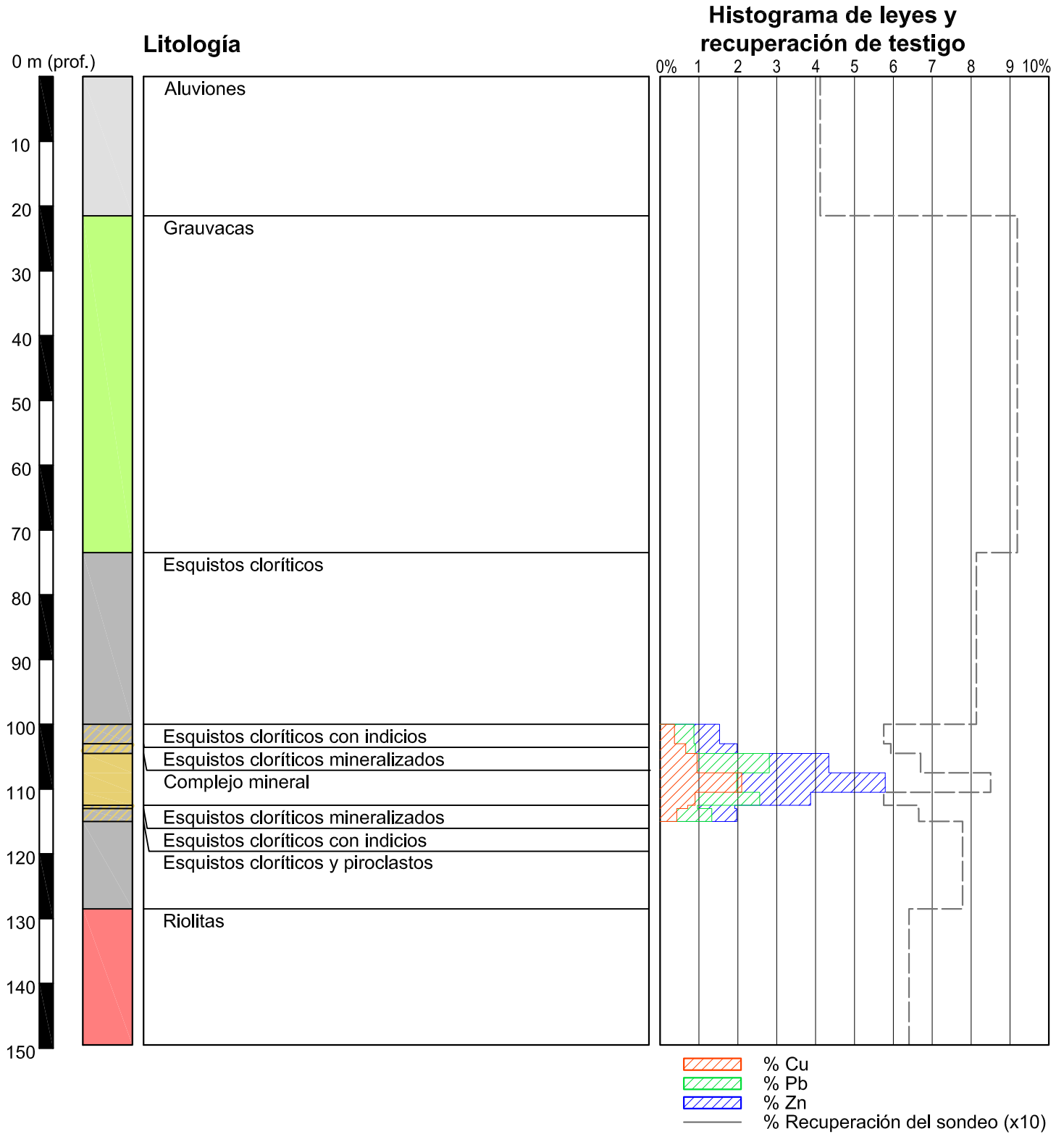


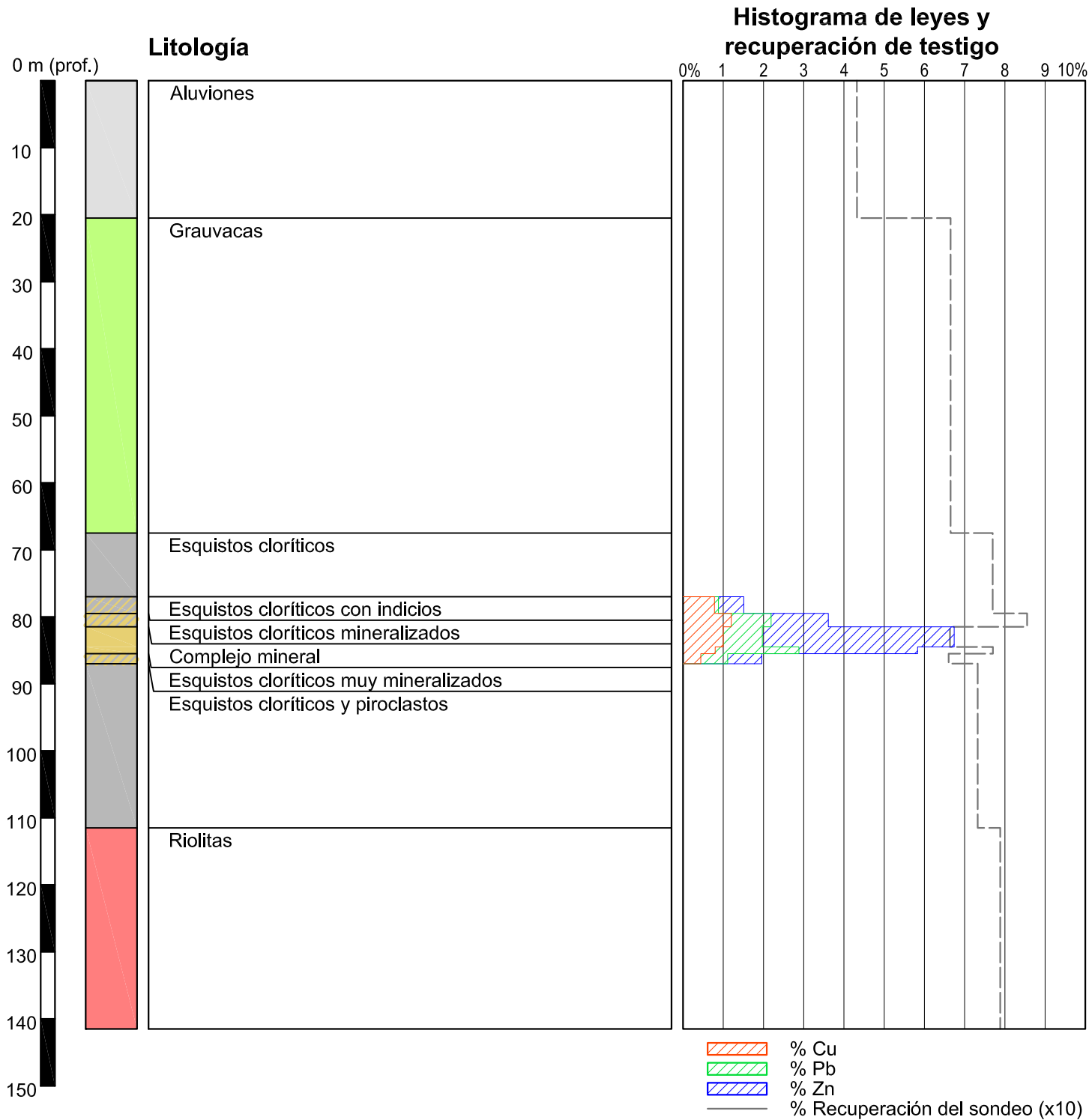


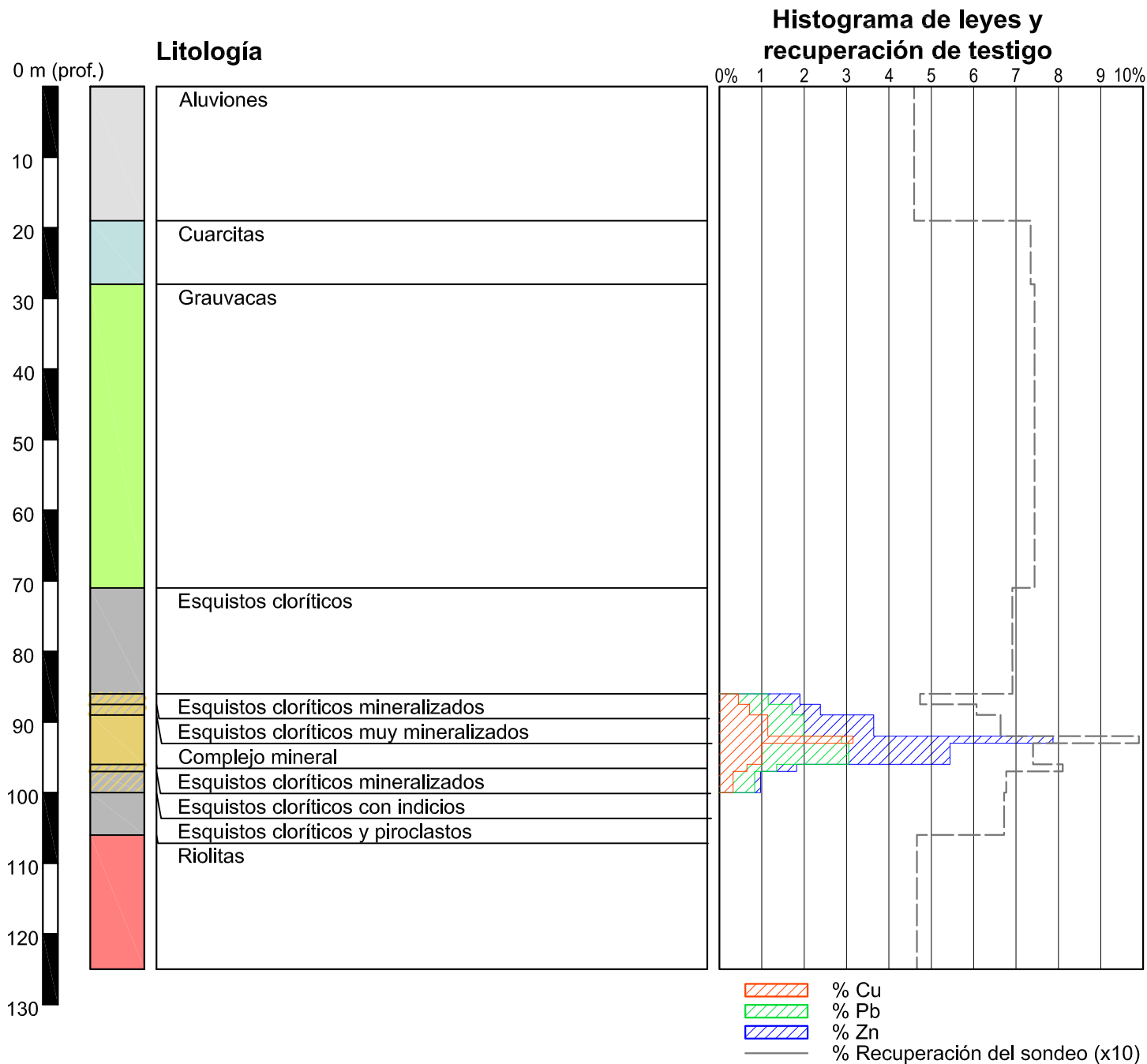


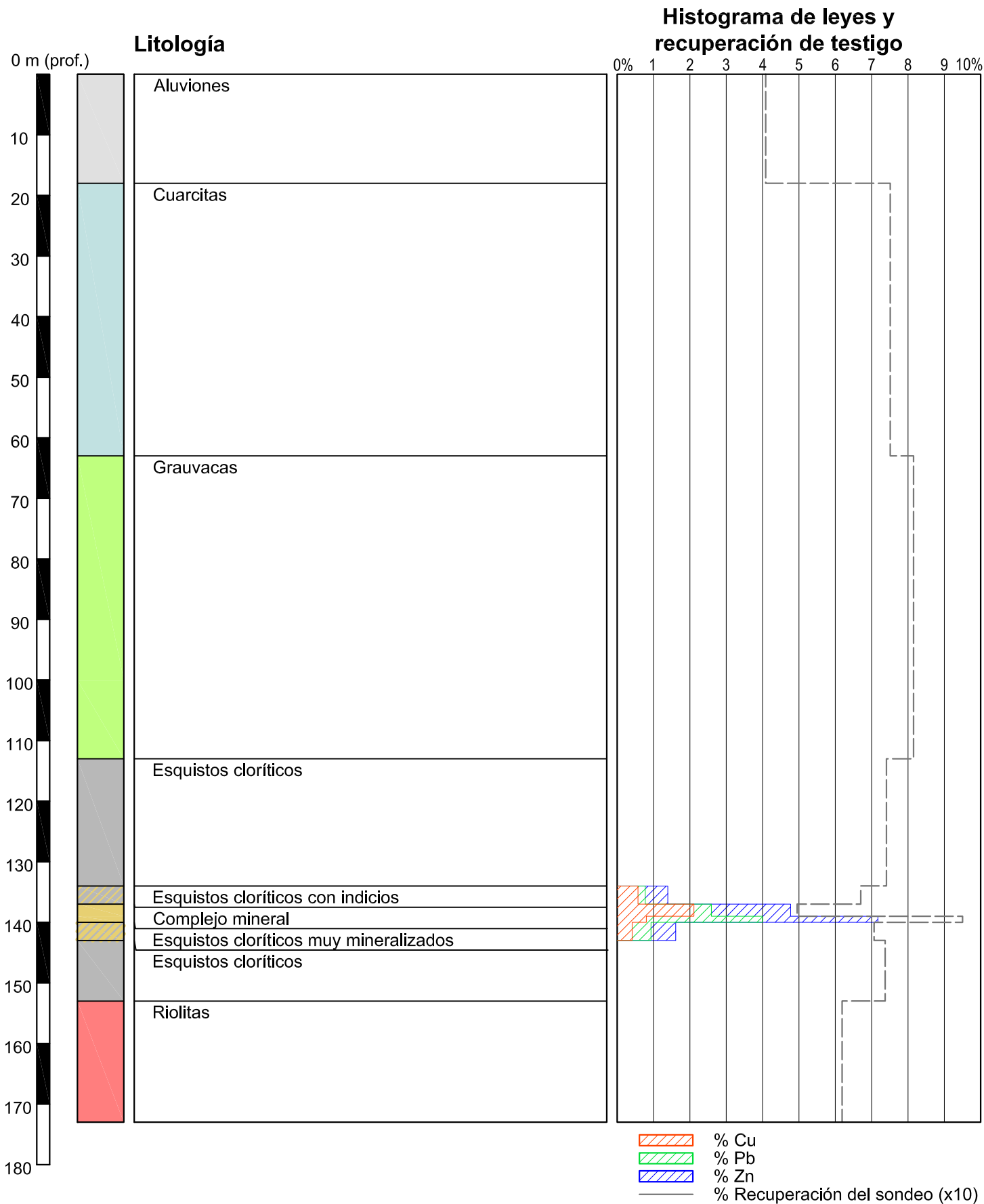


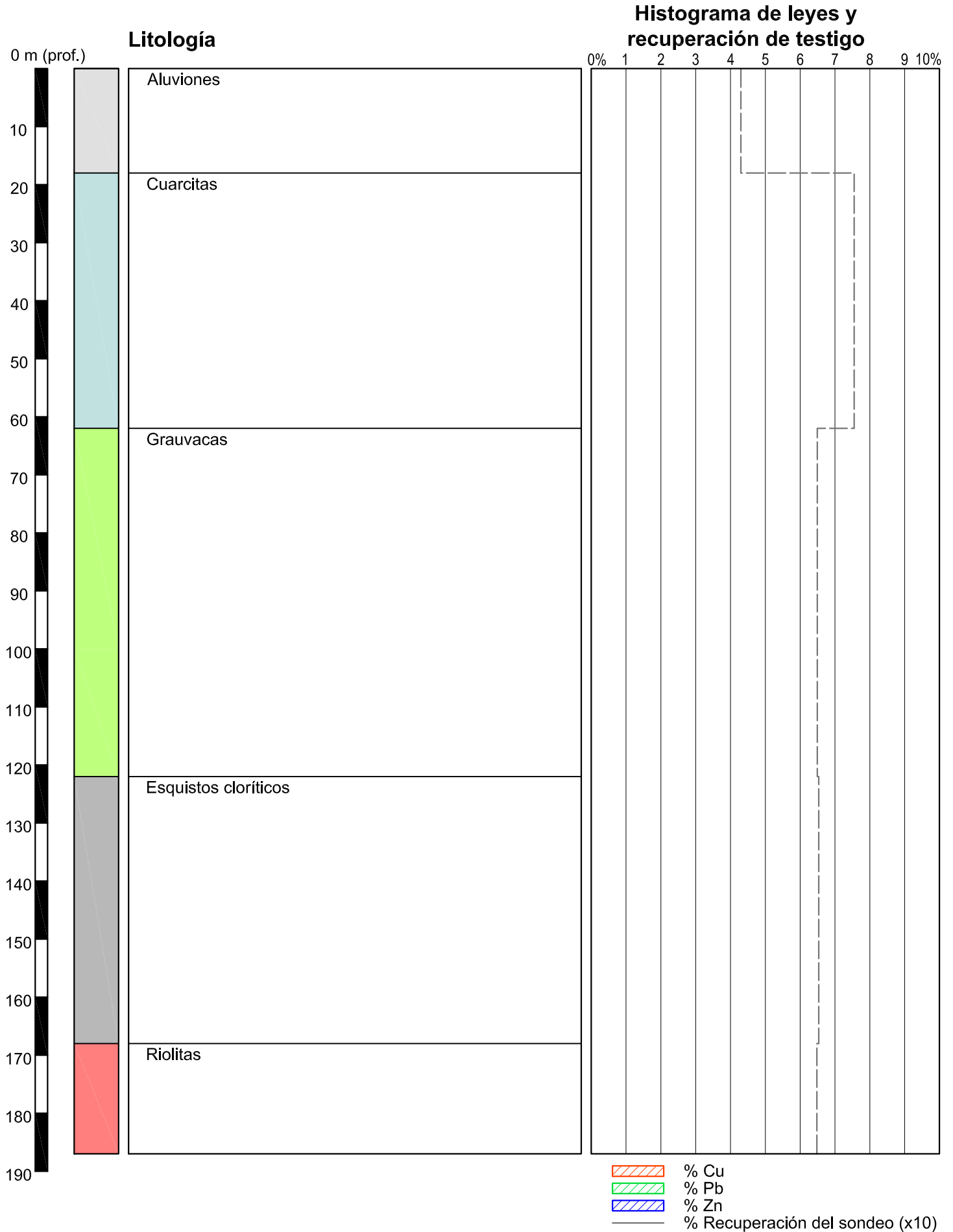


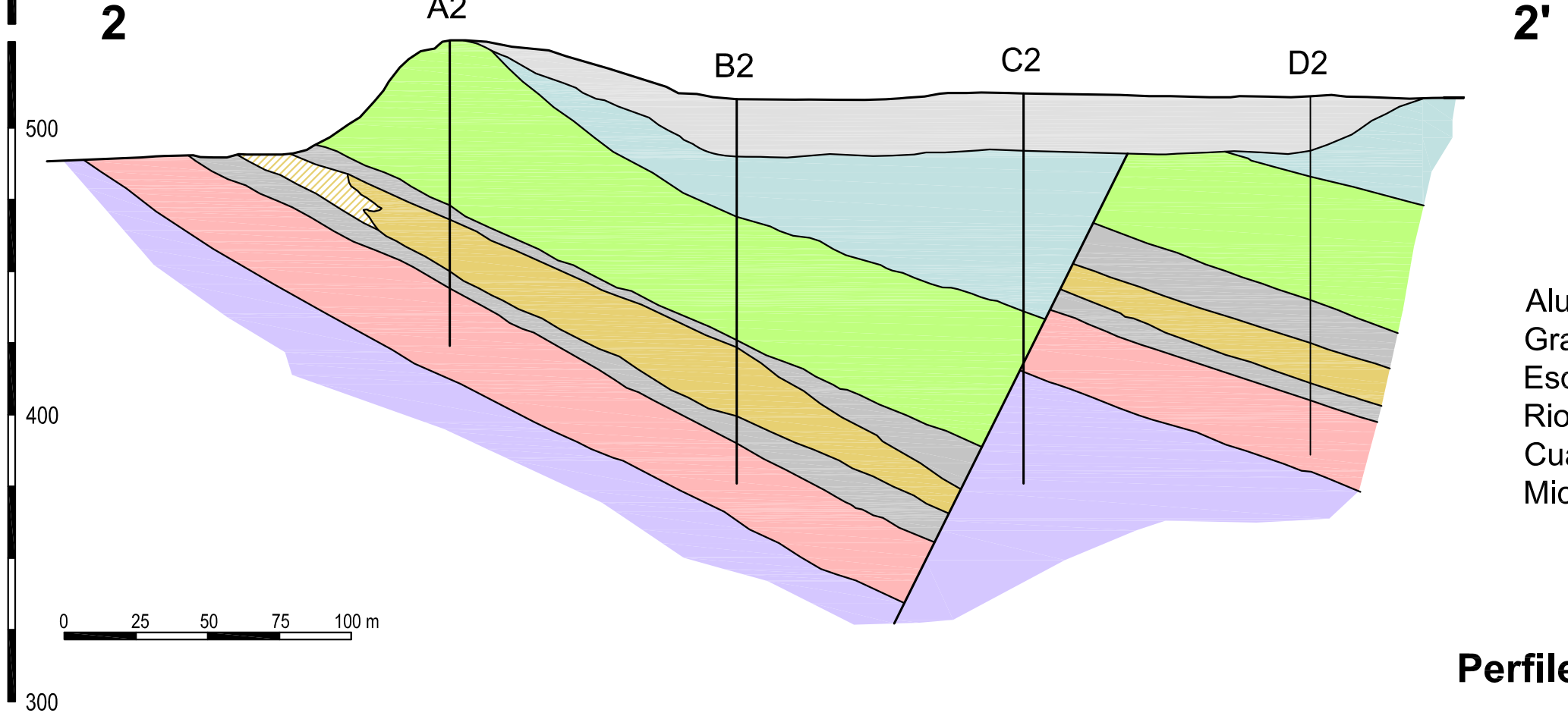
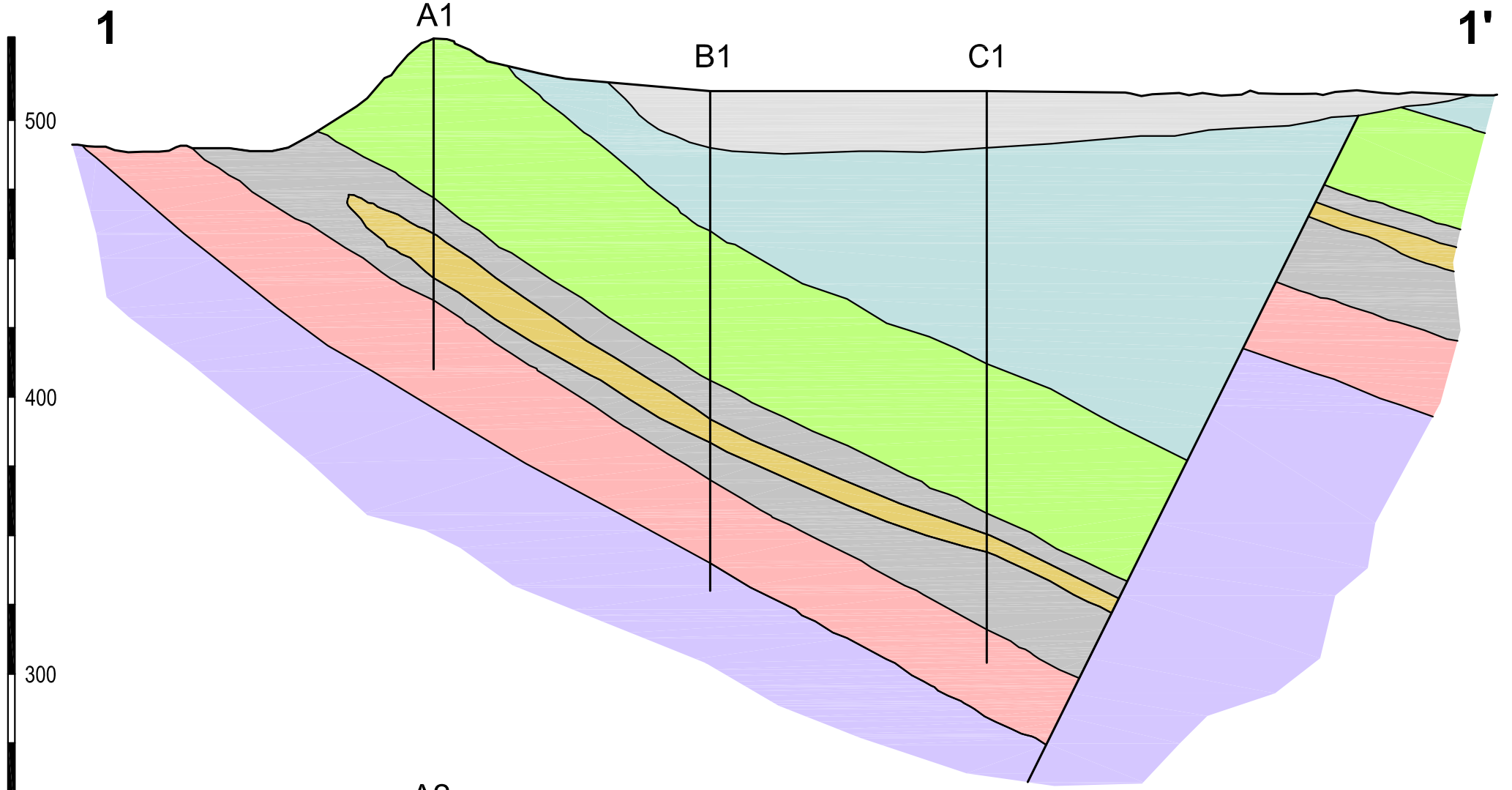




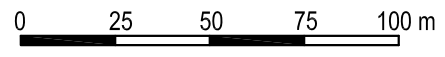




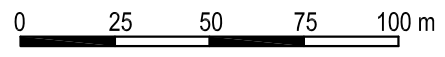
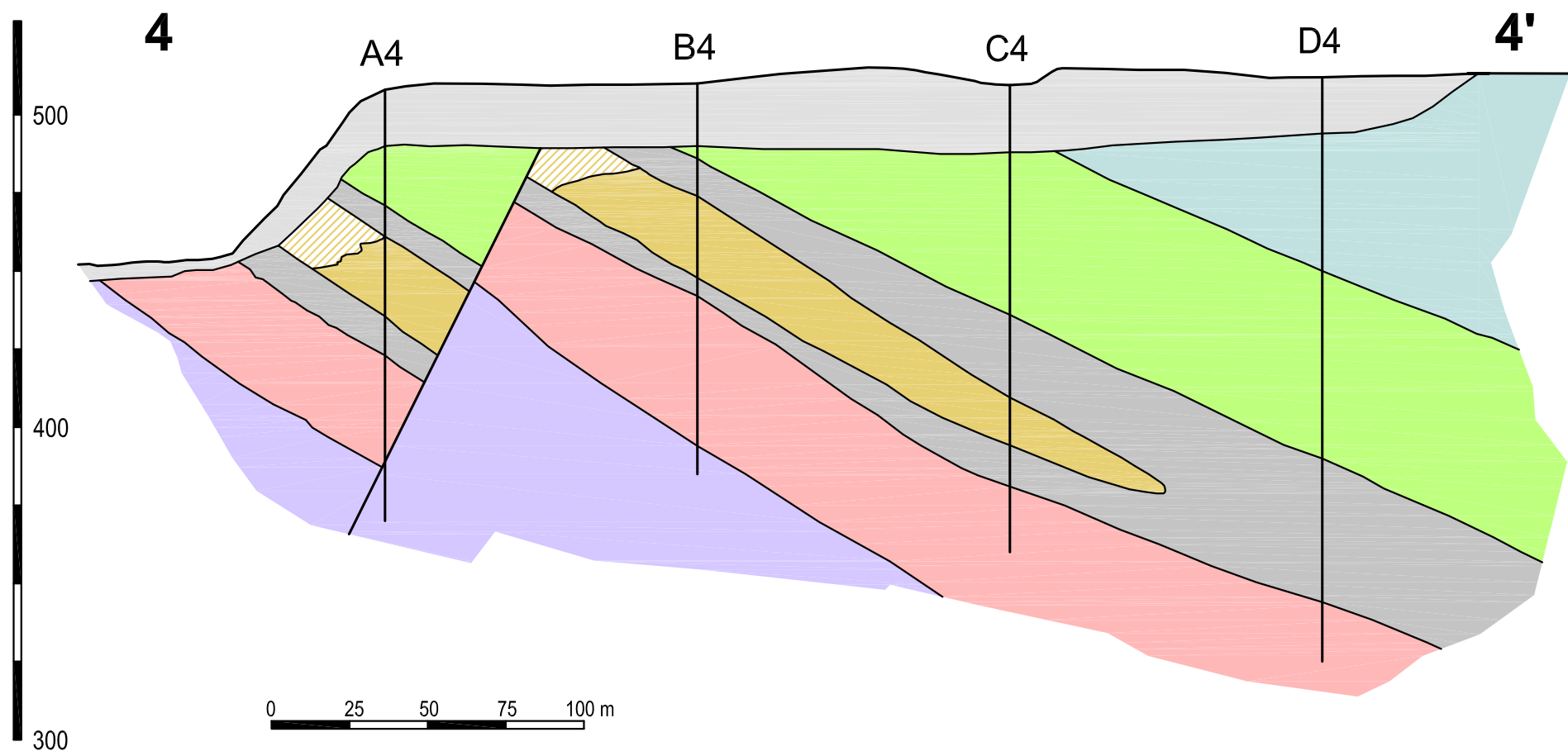
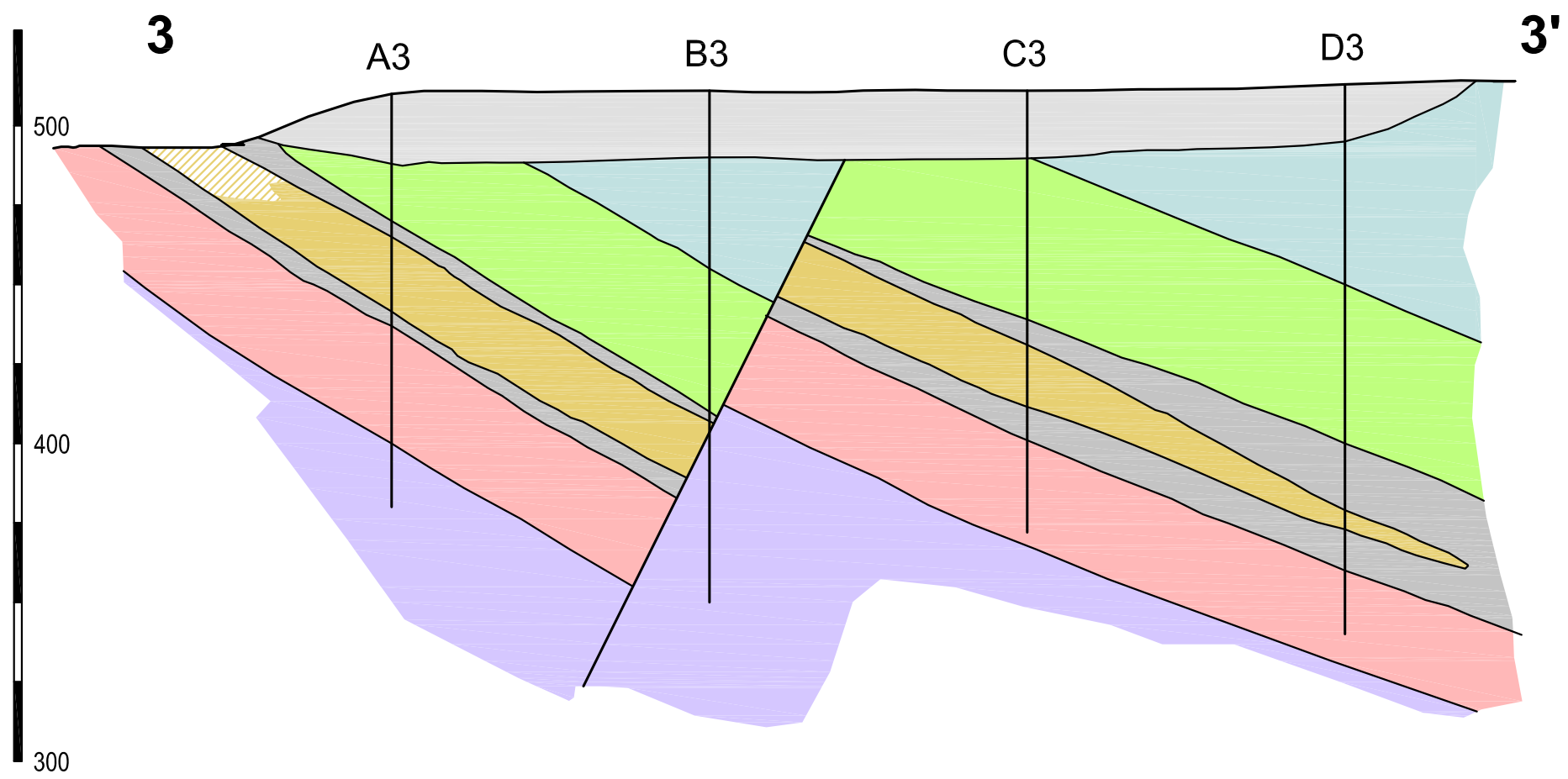




- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos



**Perfiles geológicos Norte-Sur**



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

**Perfiles geológicos Norte-Sur**

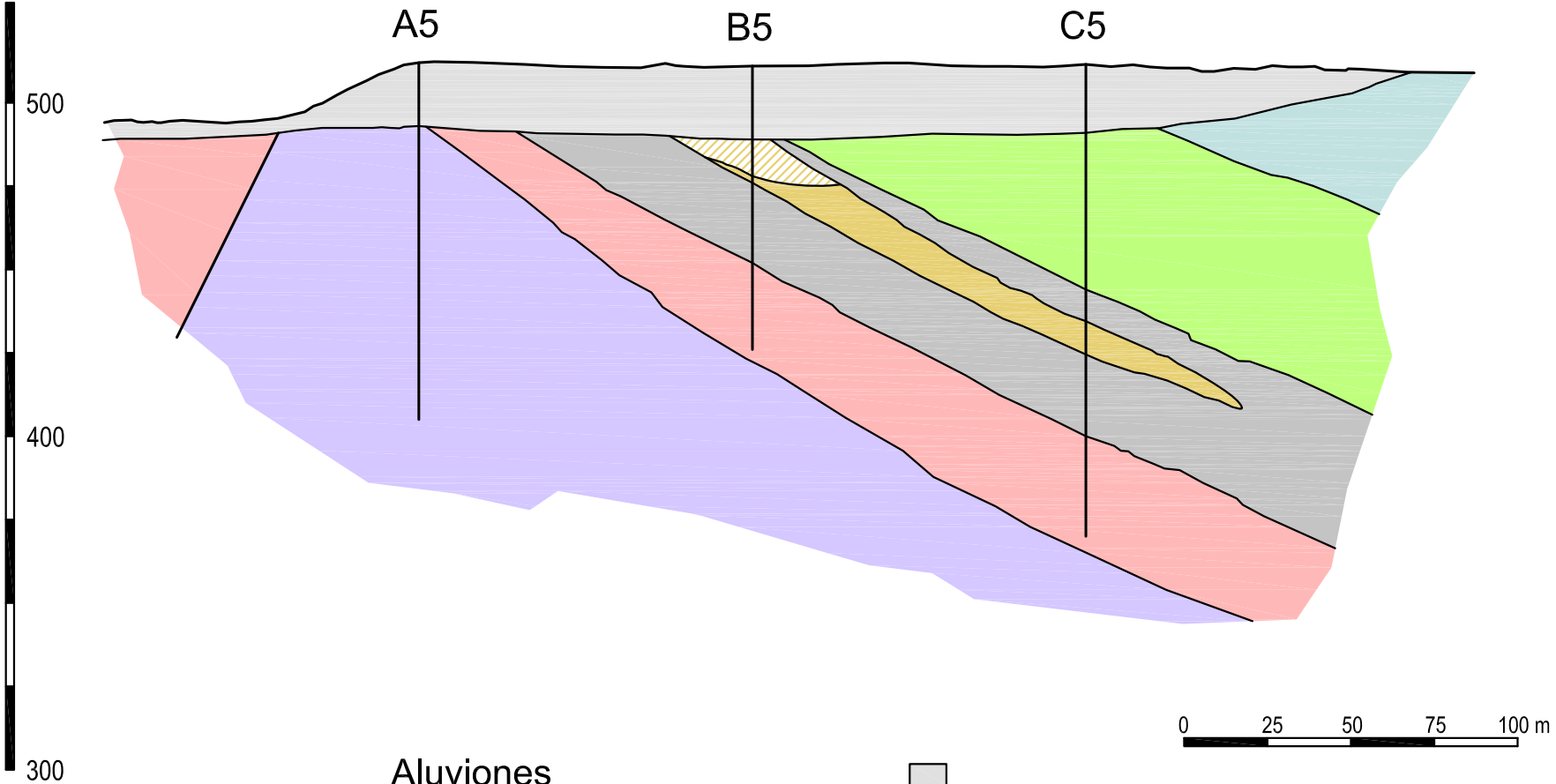
5

5'

A5

B5

C5

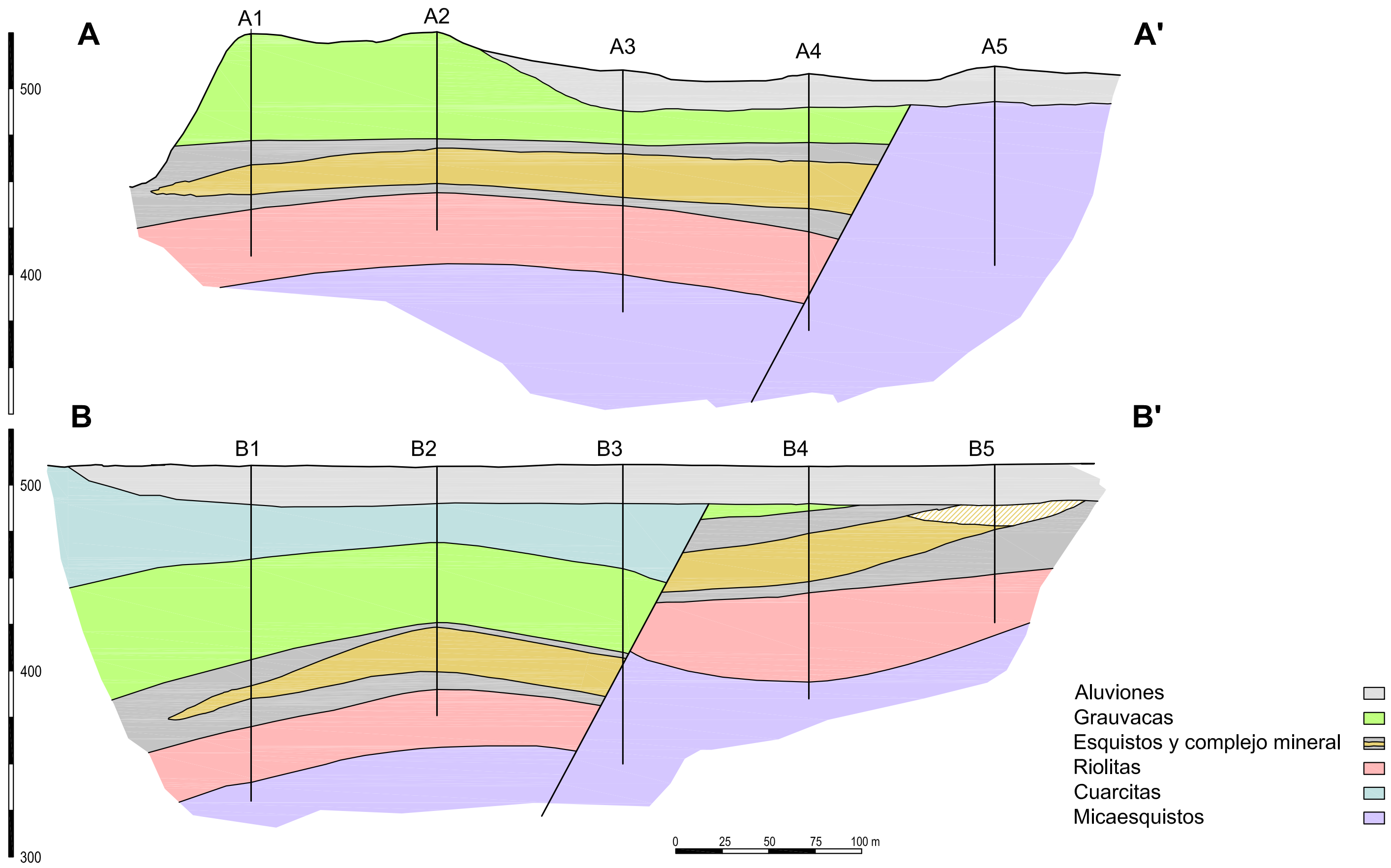


- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

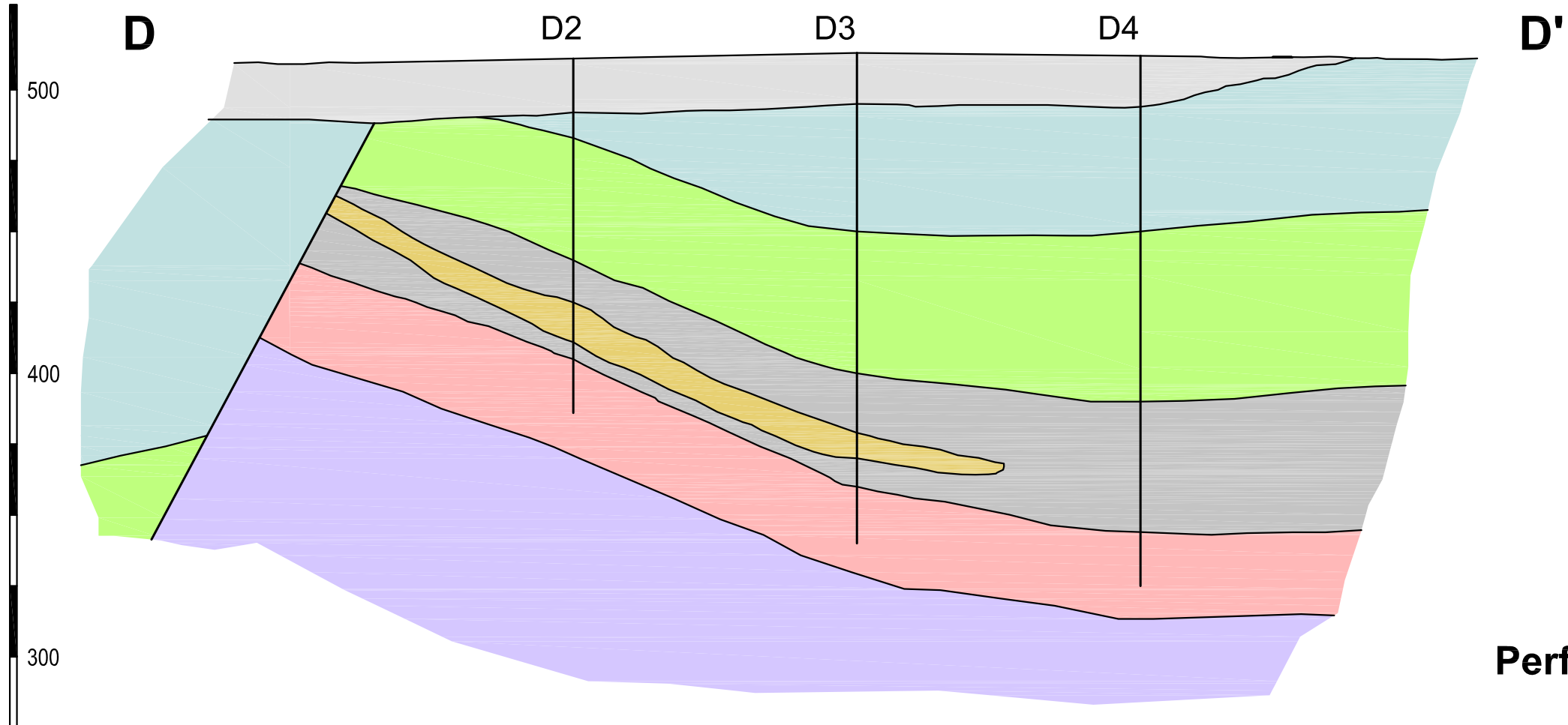
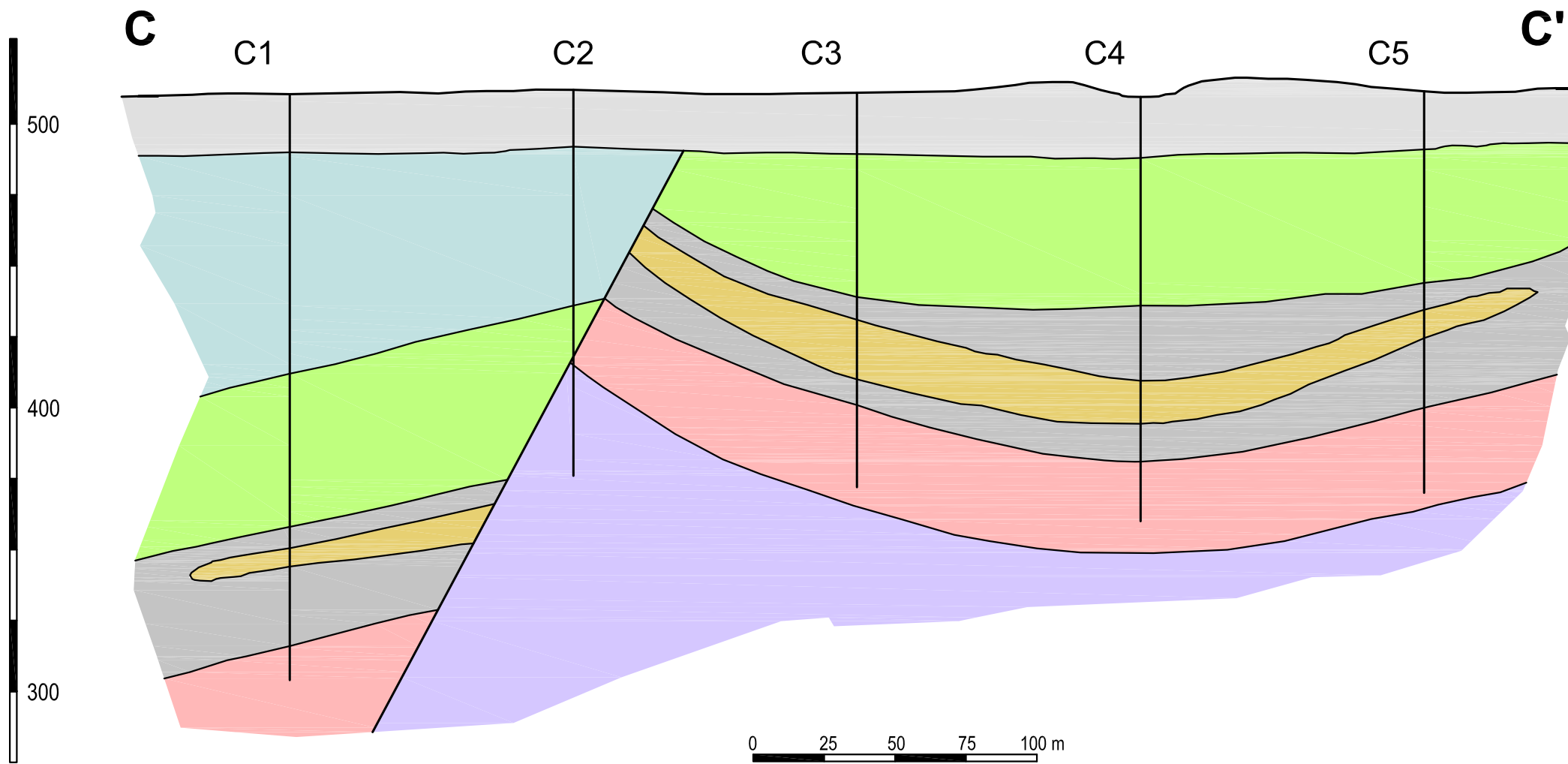


**Perfiles geológicos Norte-Sur**



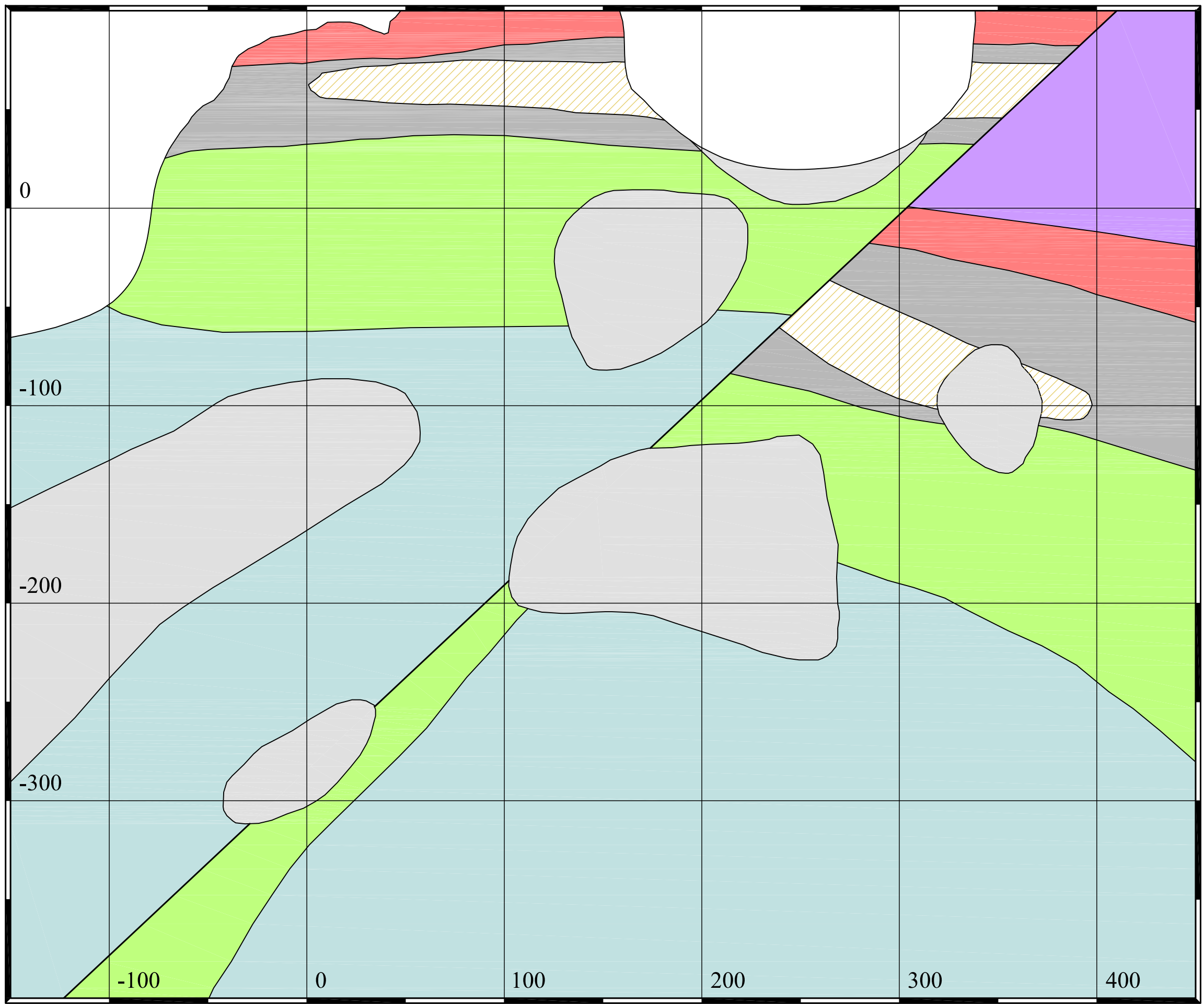


**Perfiles geológicos Este-Oeste**



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarцитas
- Micaesquistos

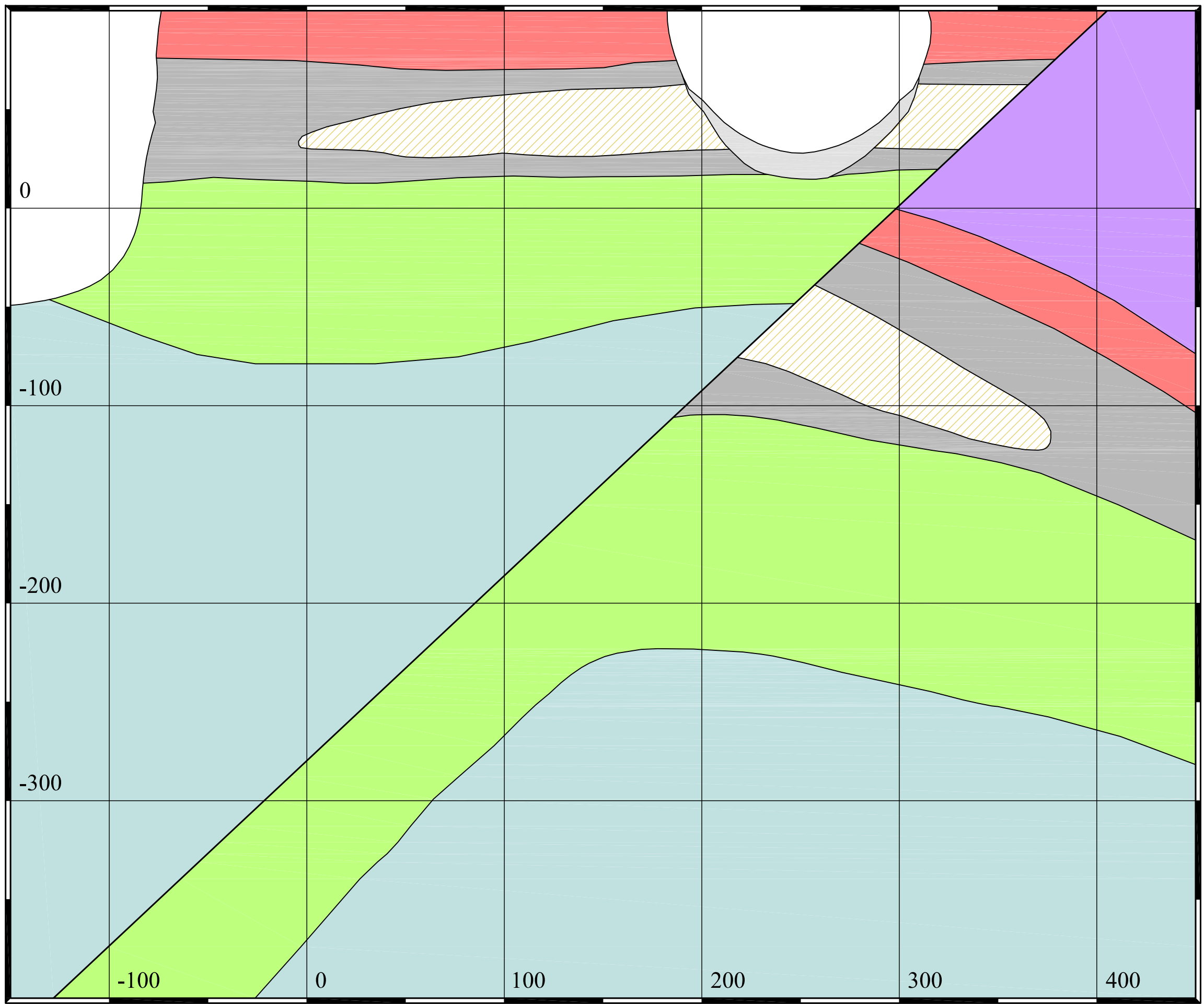
**Perfiles geológicos Este-Oeste**



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

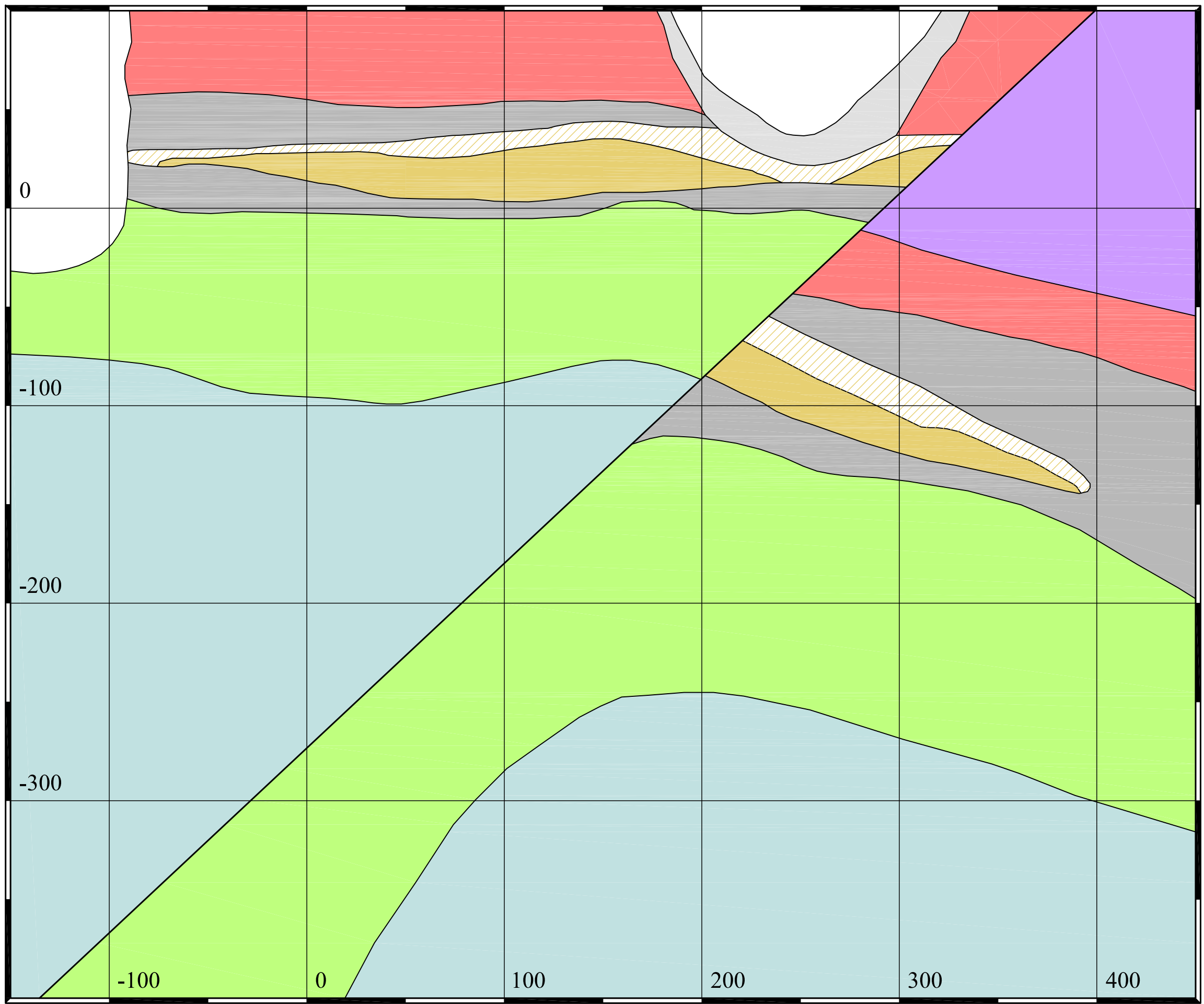
Planta 490



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

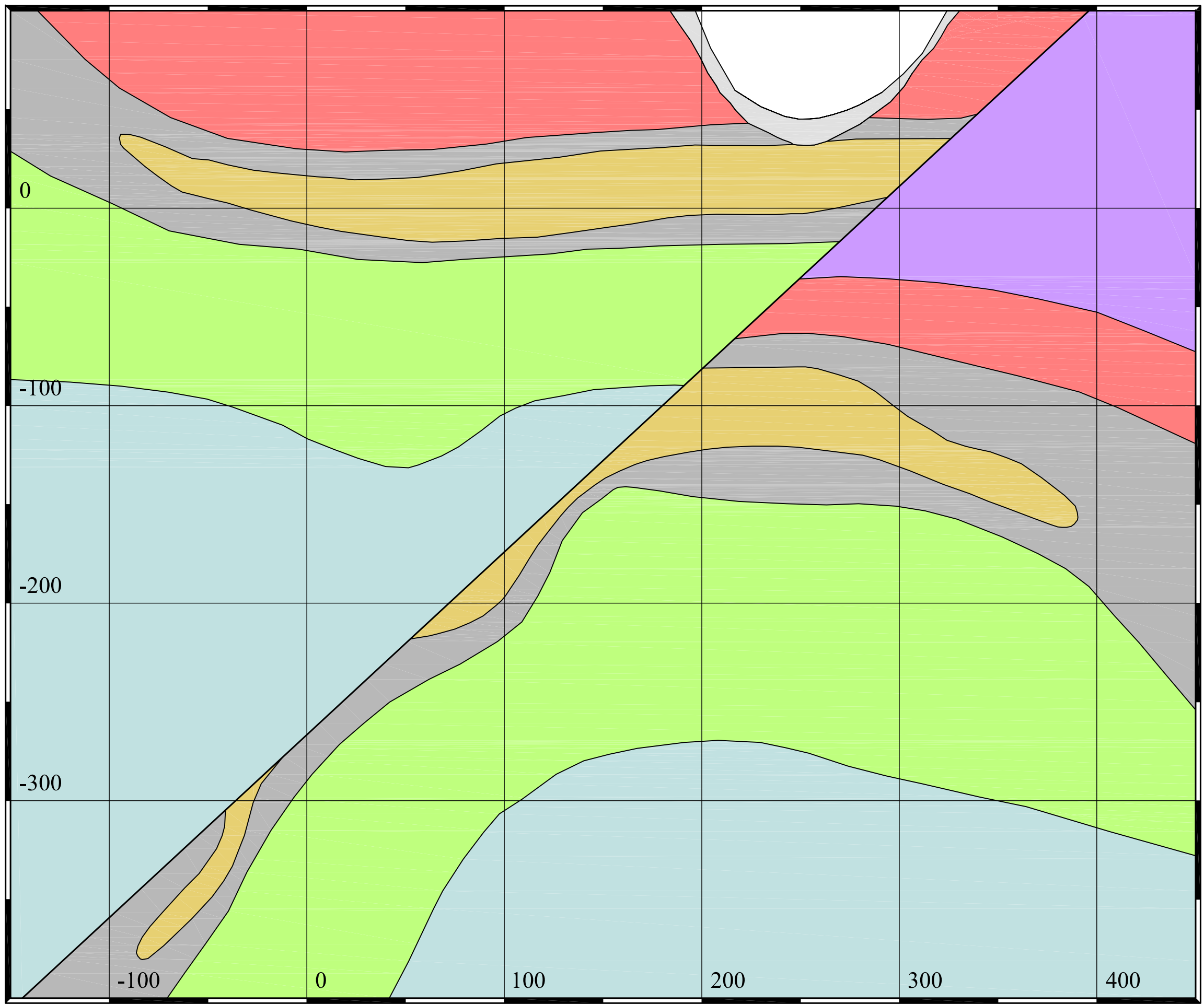
Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

Planta 480



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

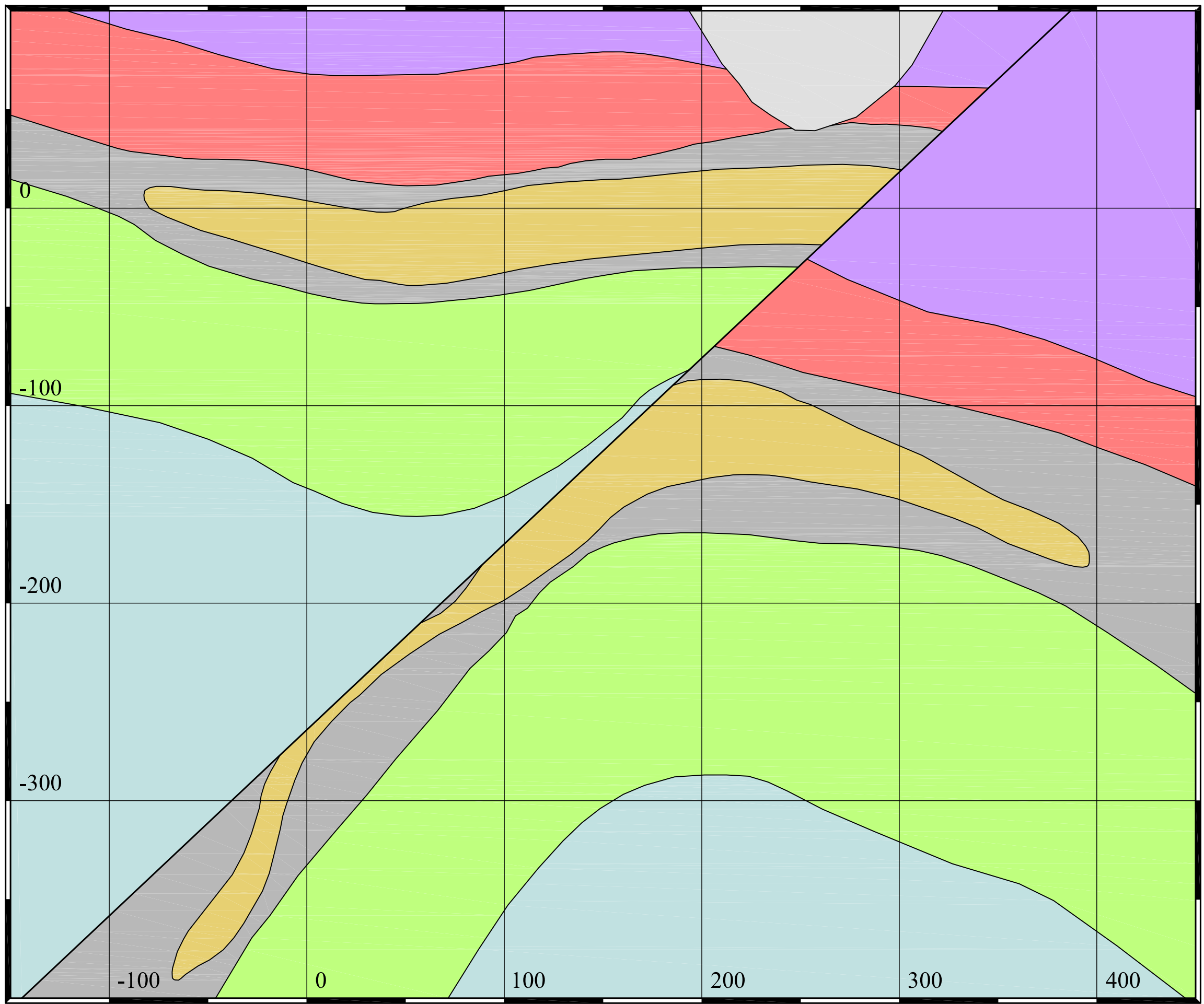
Secciones horizontales  
 Yacimiento Aguas Negras  
 Planta 470



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

Planta 460

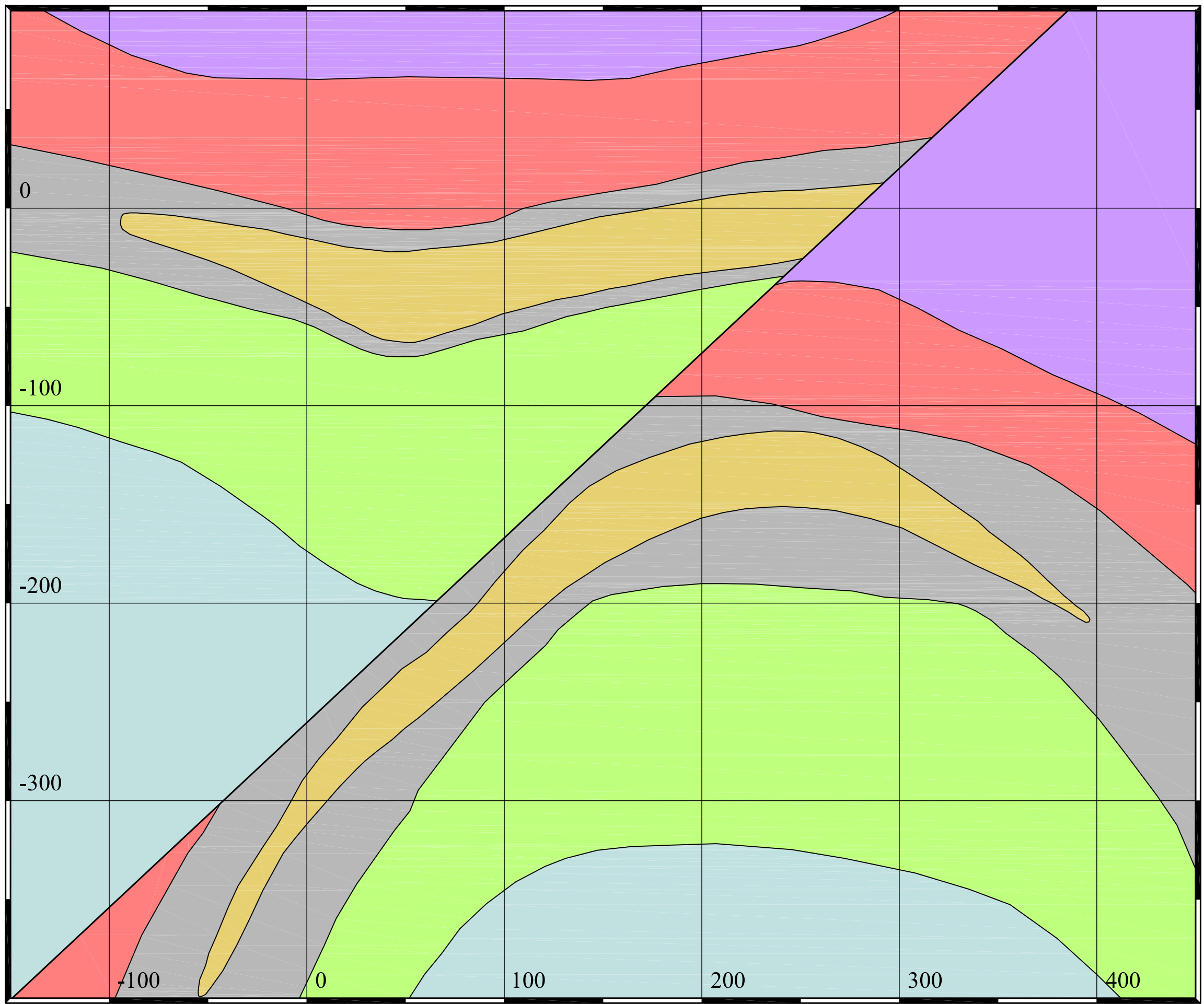


- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

Planta 450



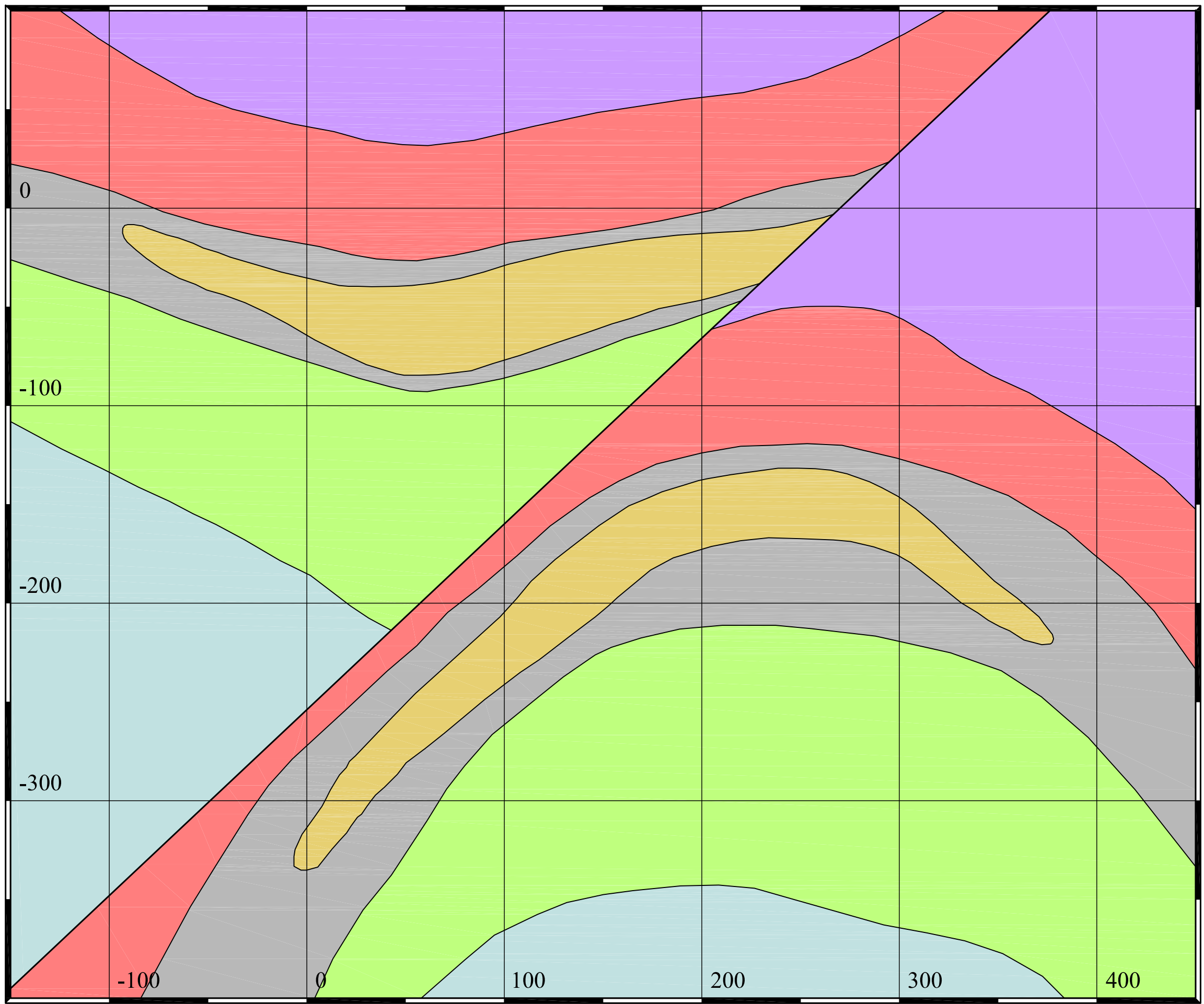


- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

Planta 440

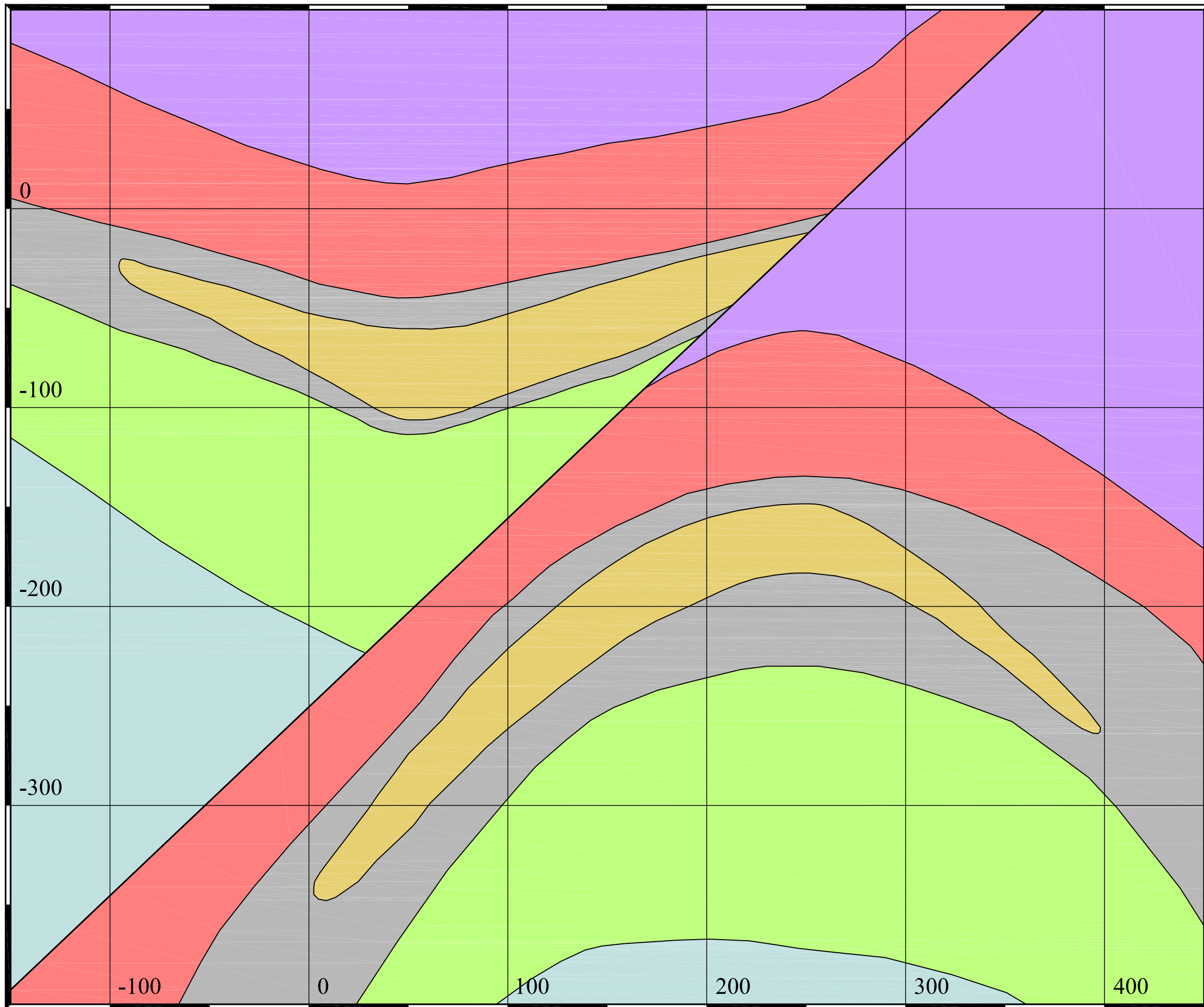




- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

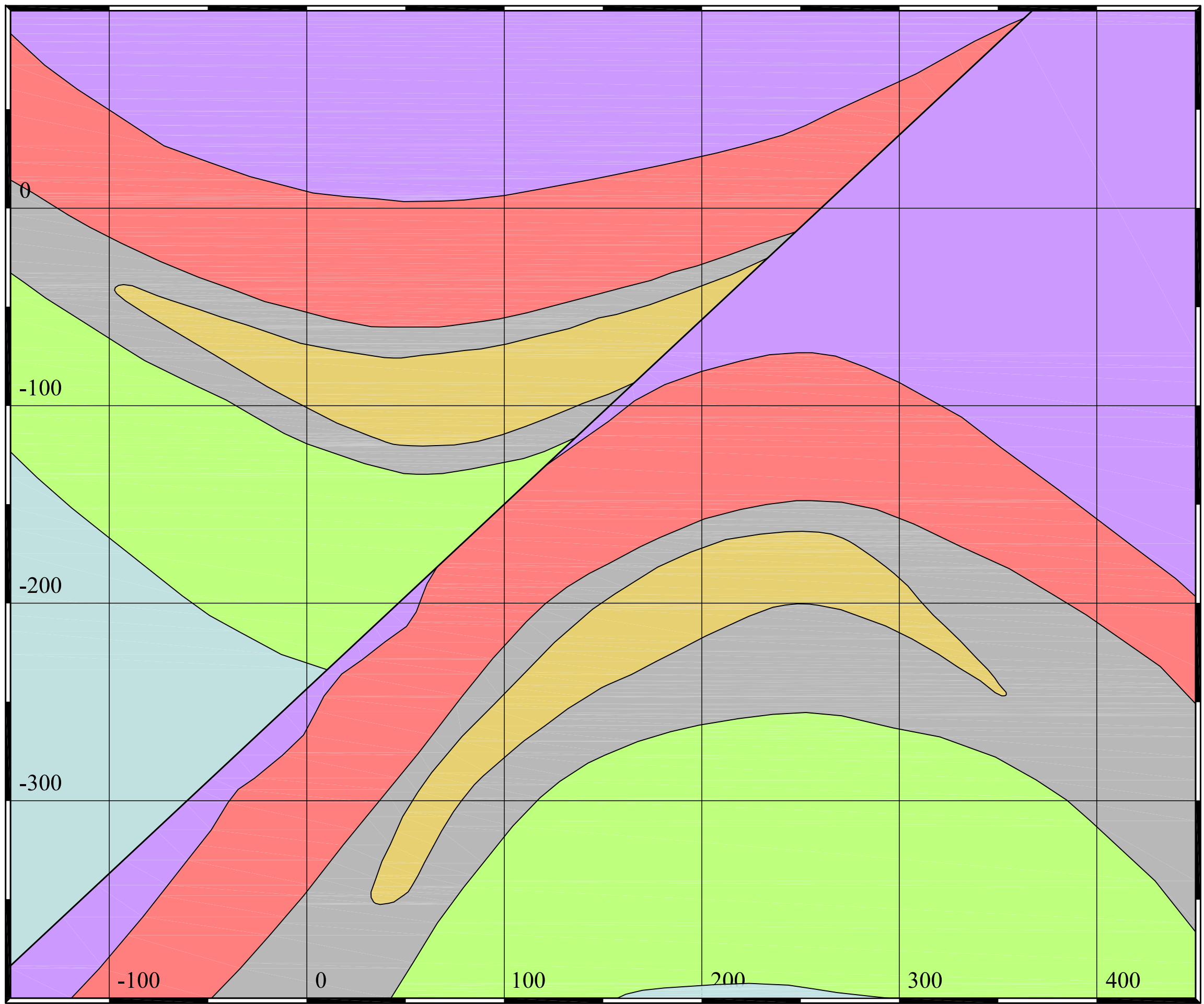
Planta 430



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

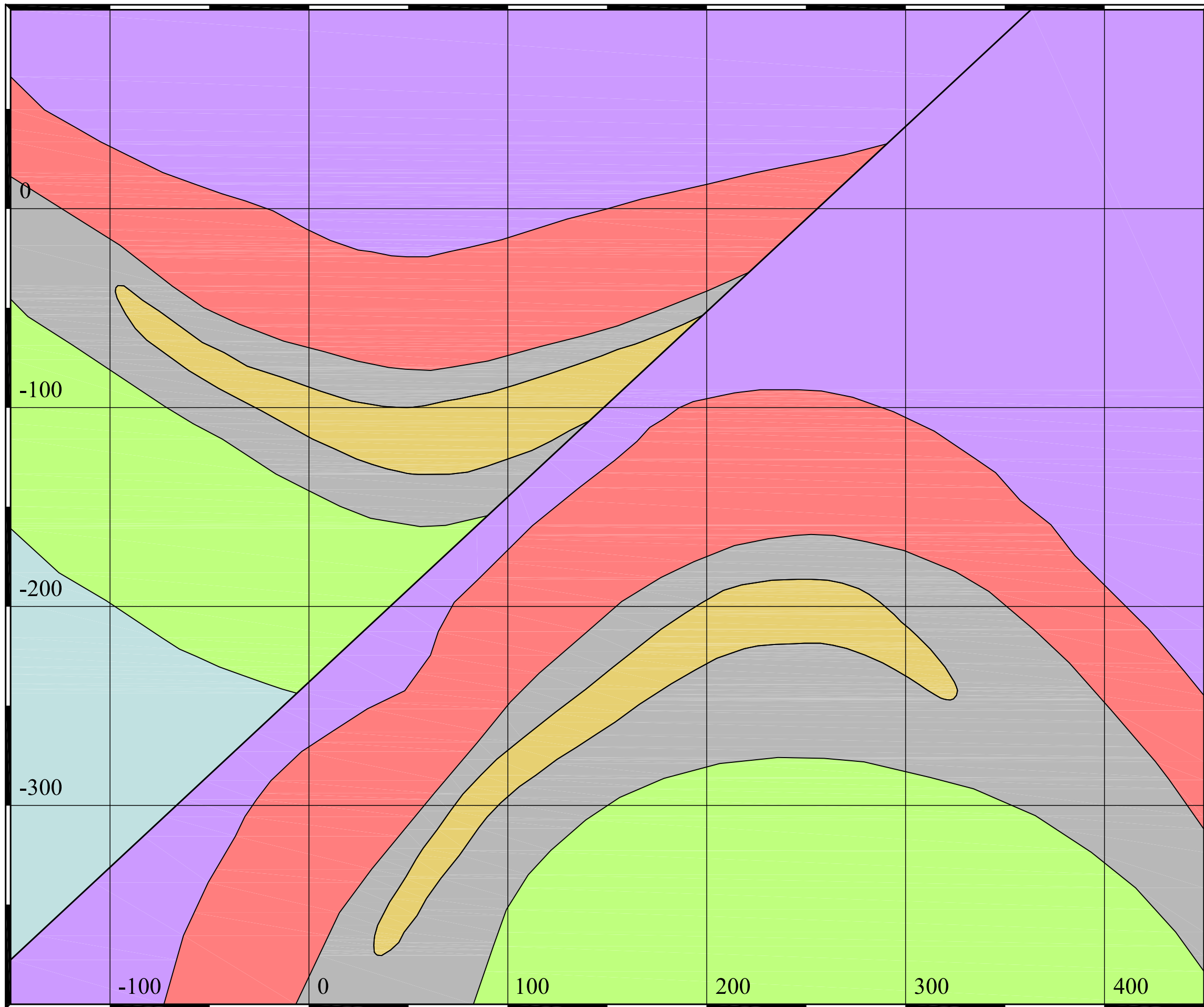
Planta 420



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

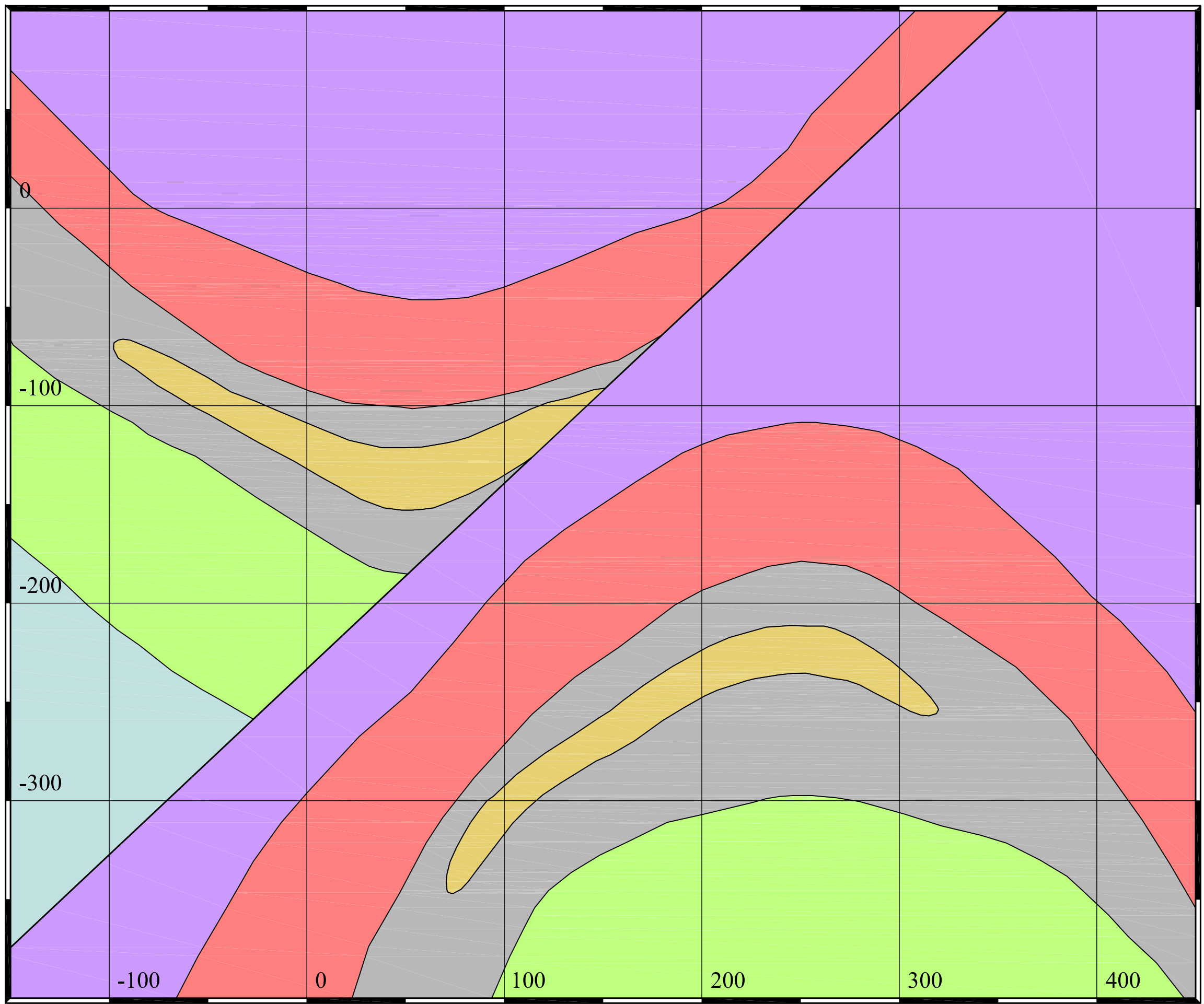
Planta 410



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

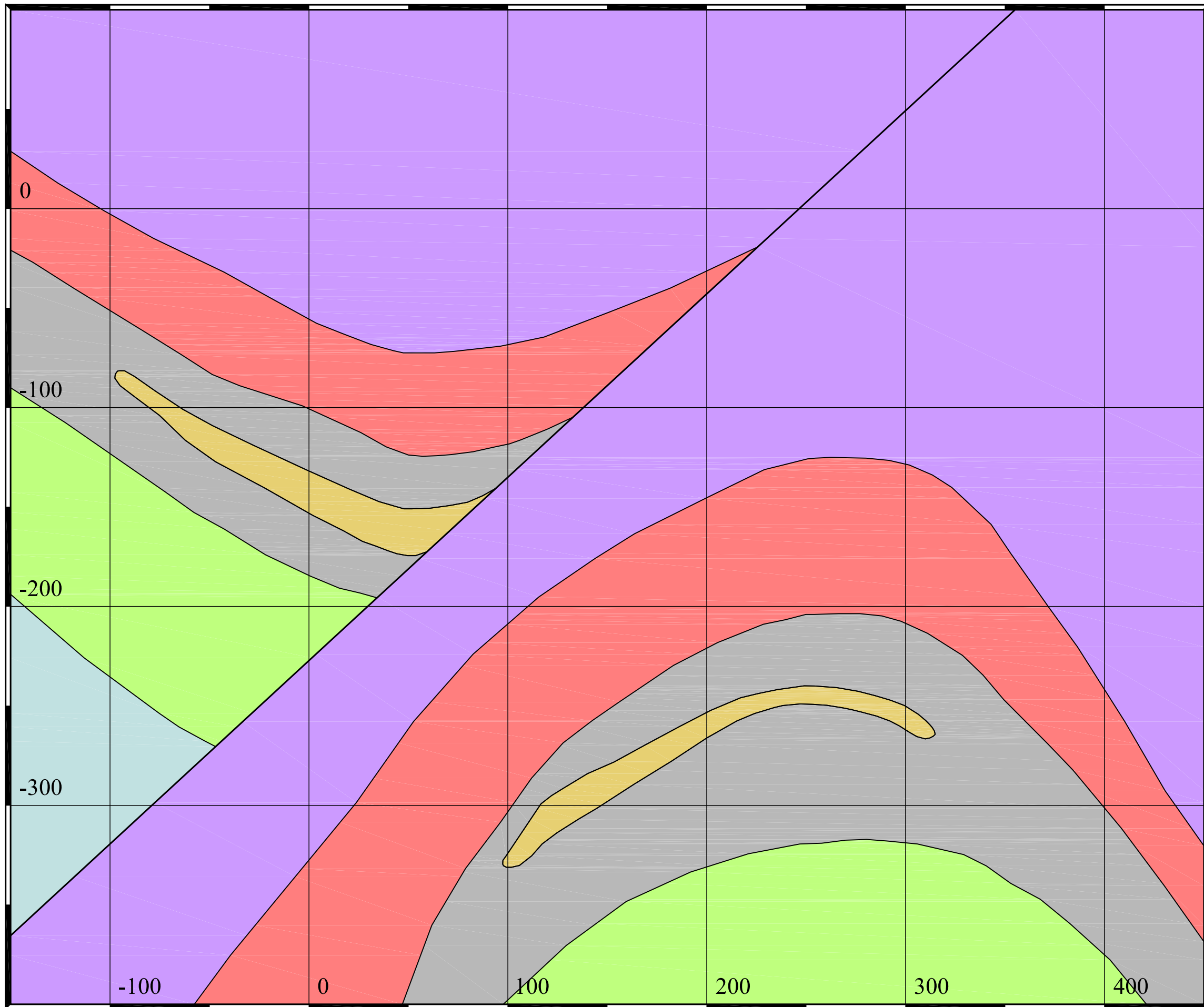
Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

Planta 400



- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
 Yacimiento Aguas Negras  
 Planta 390

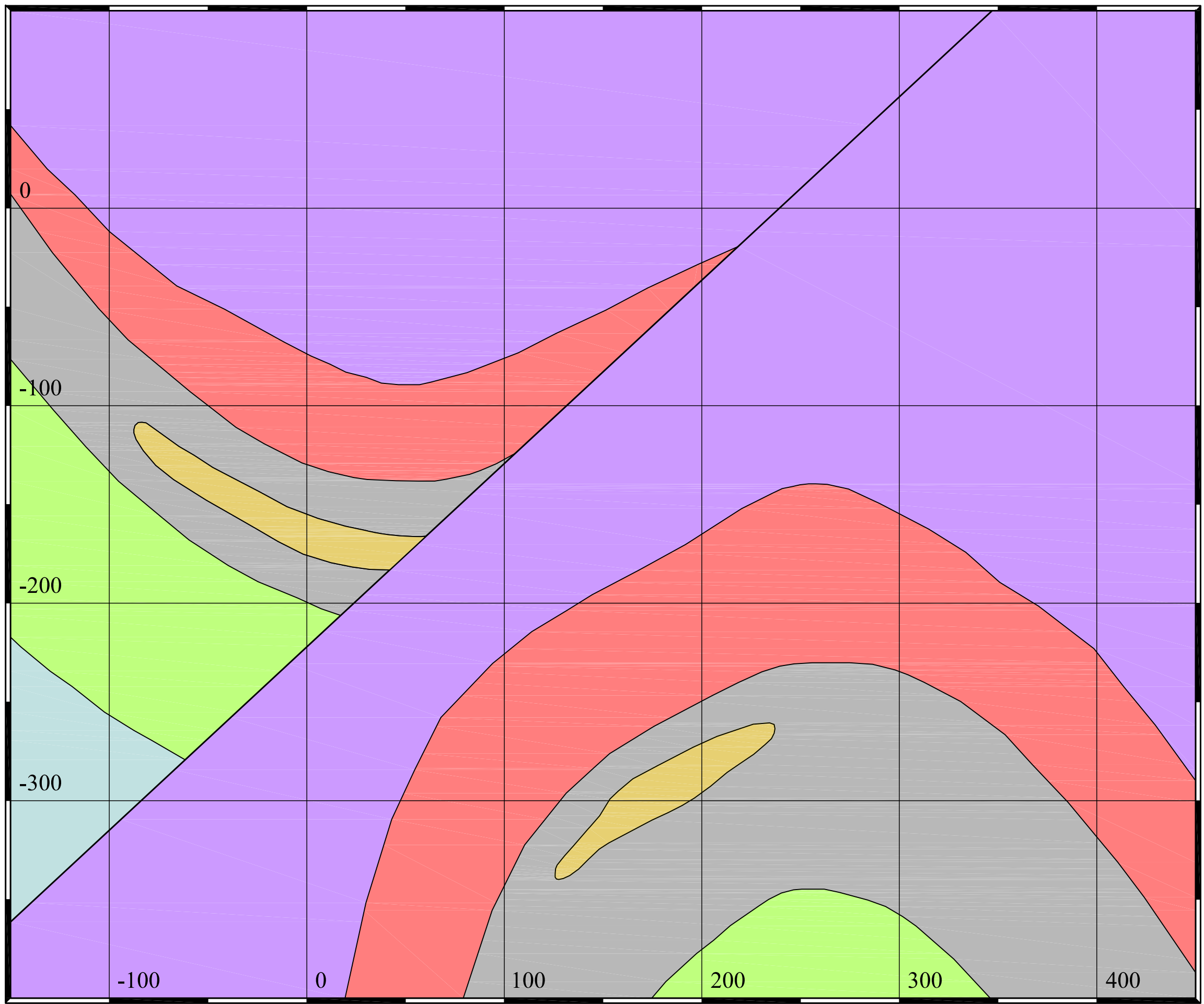


- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

Planta 380

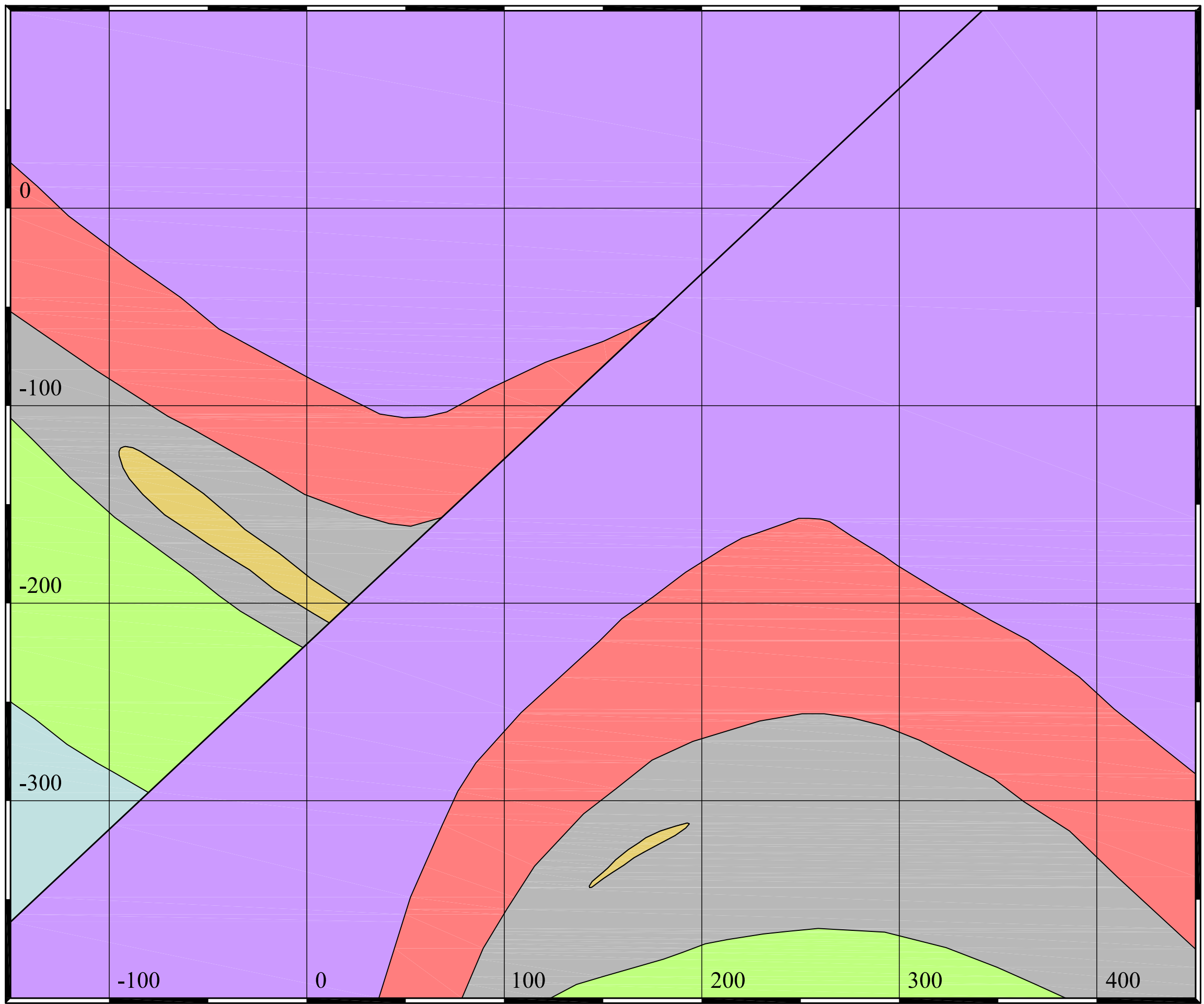




- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

Planta 370

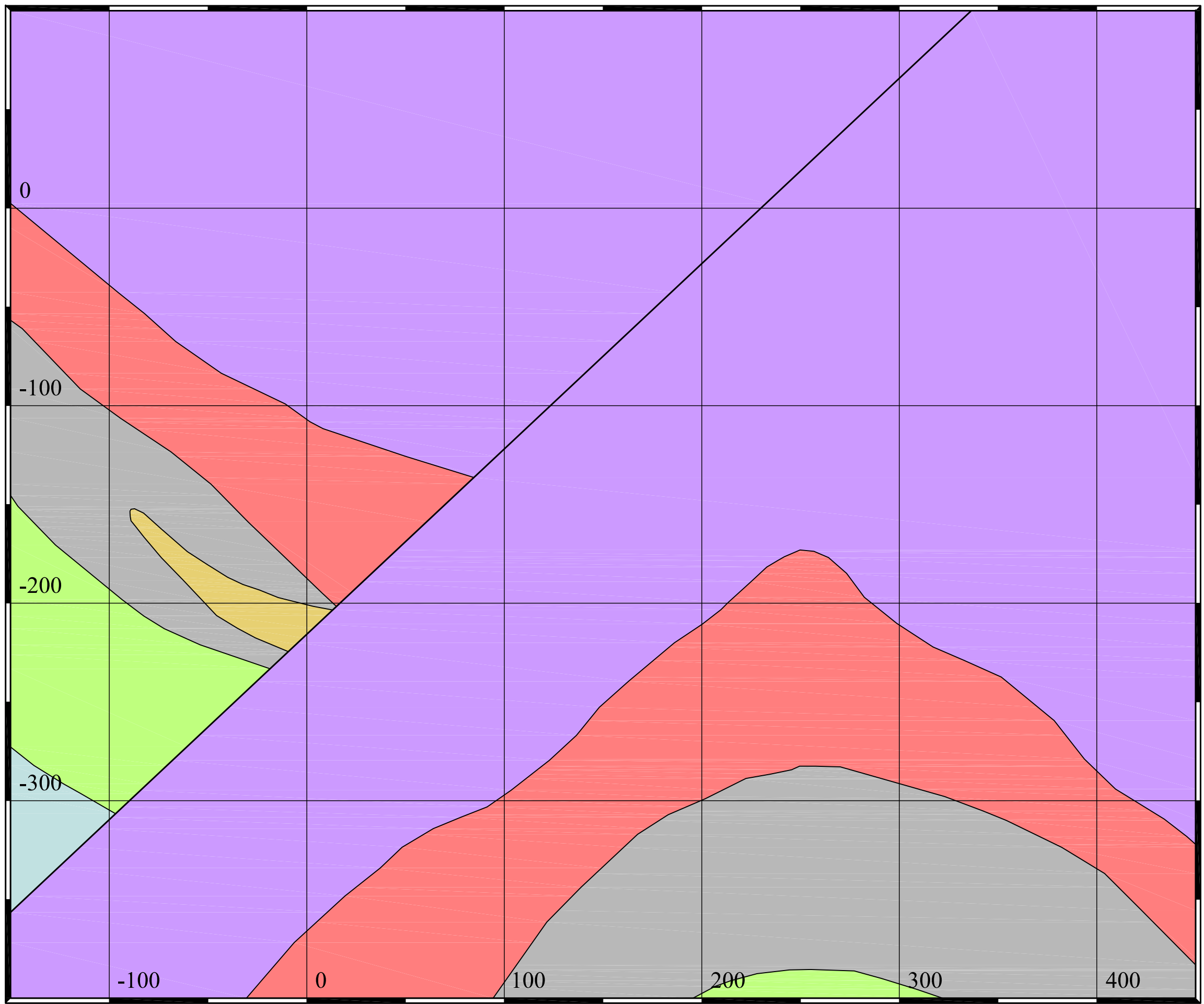


- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

Planta 360

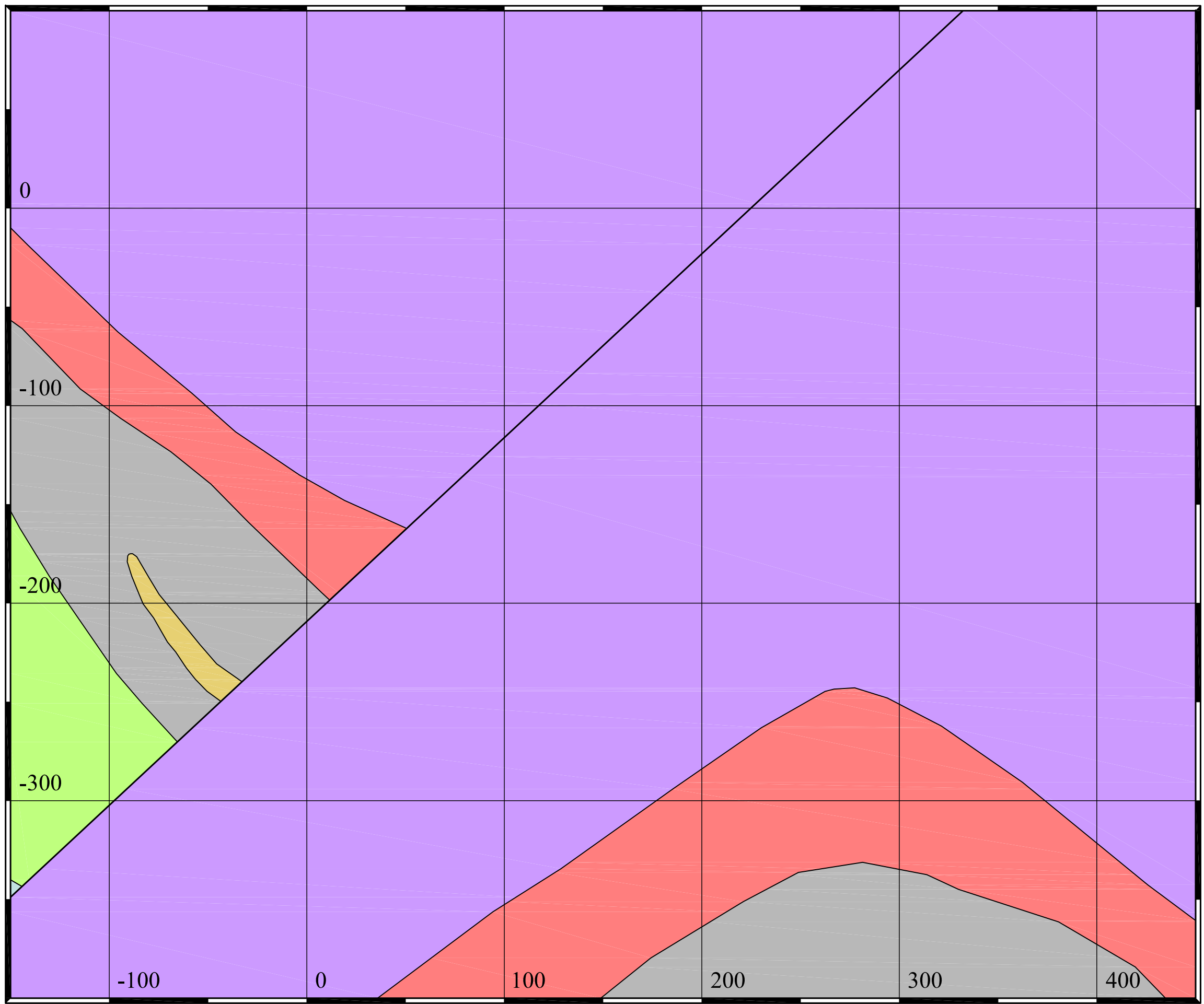




- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

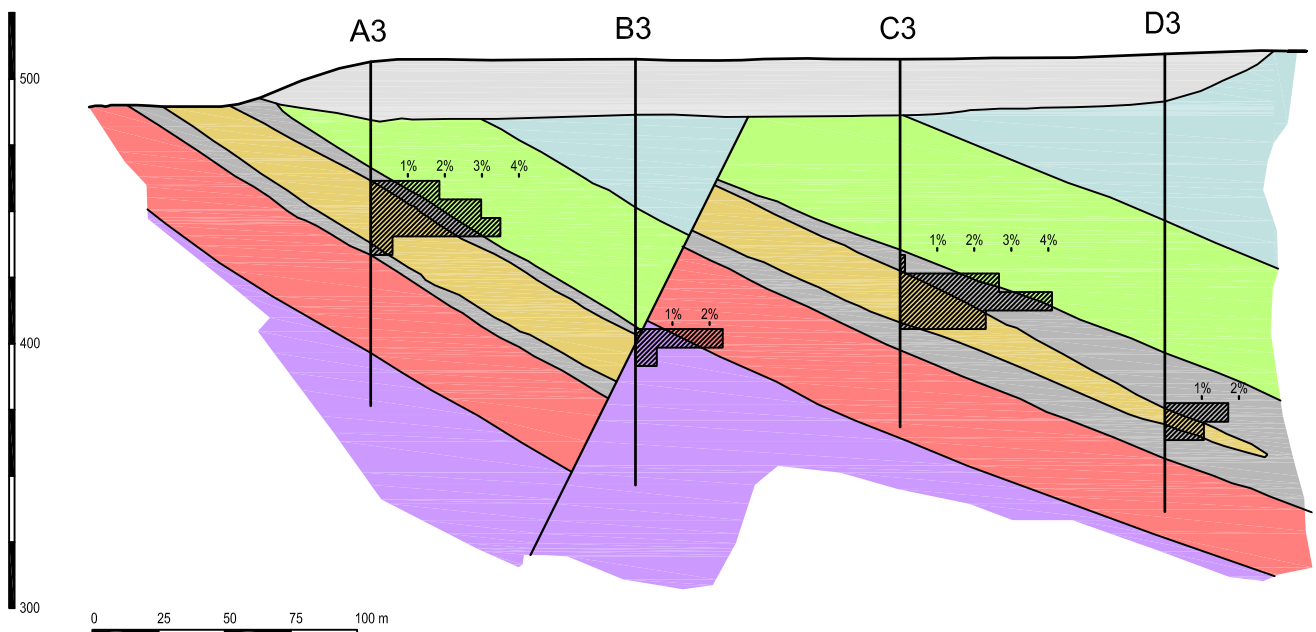
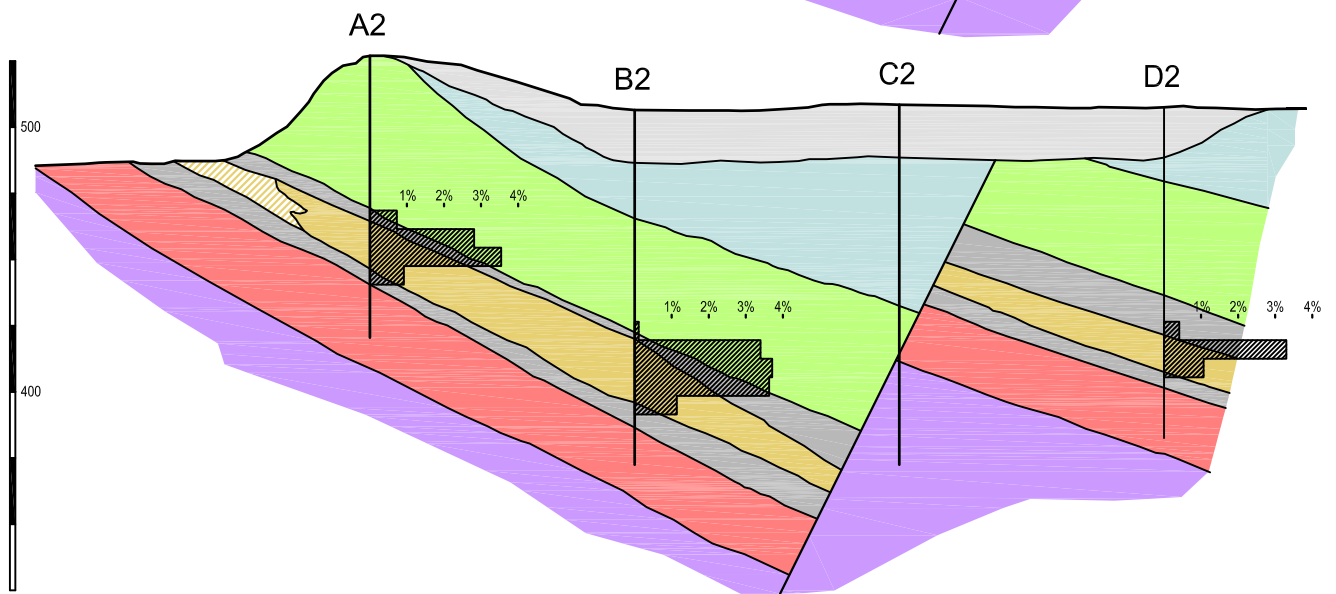
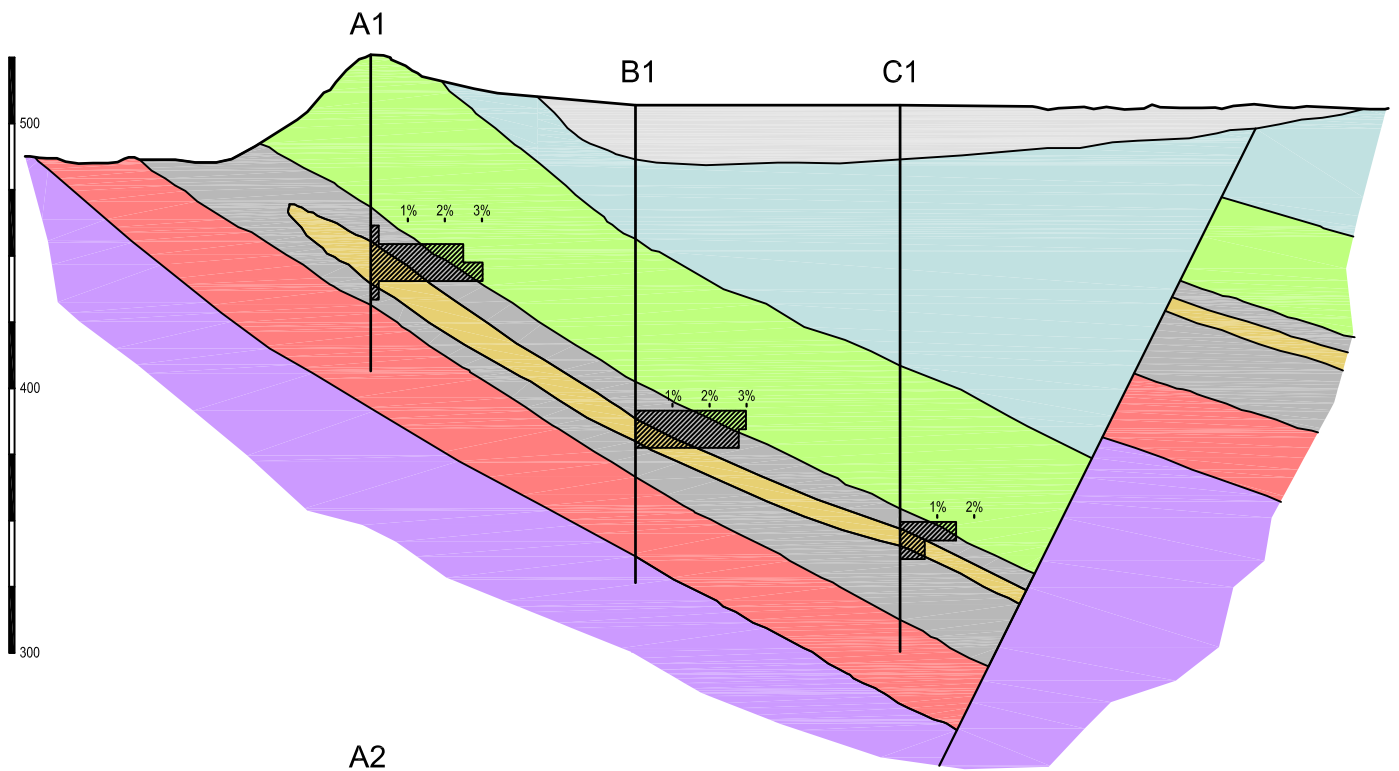
Planta 350



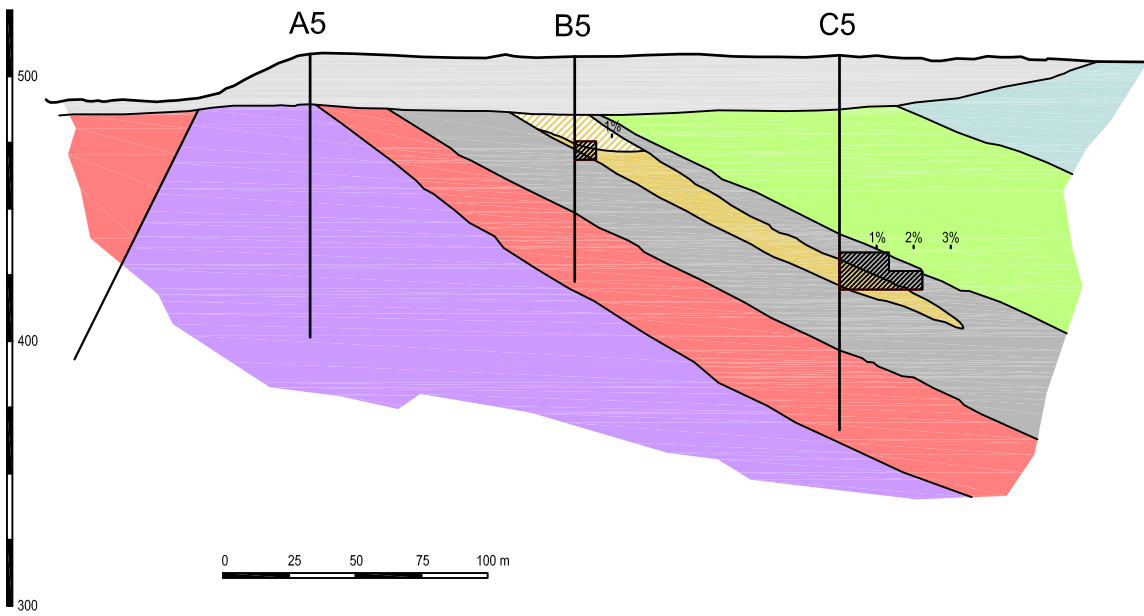
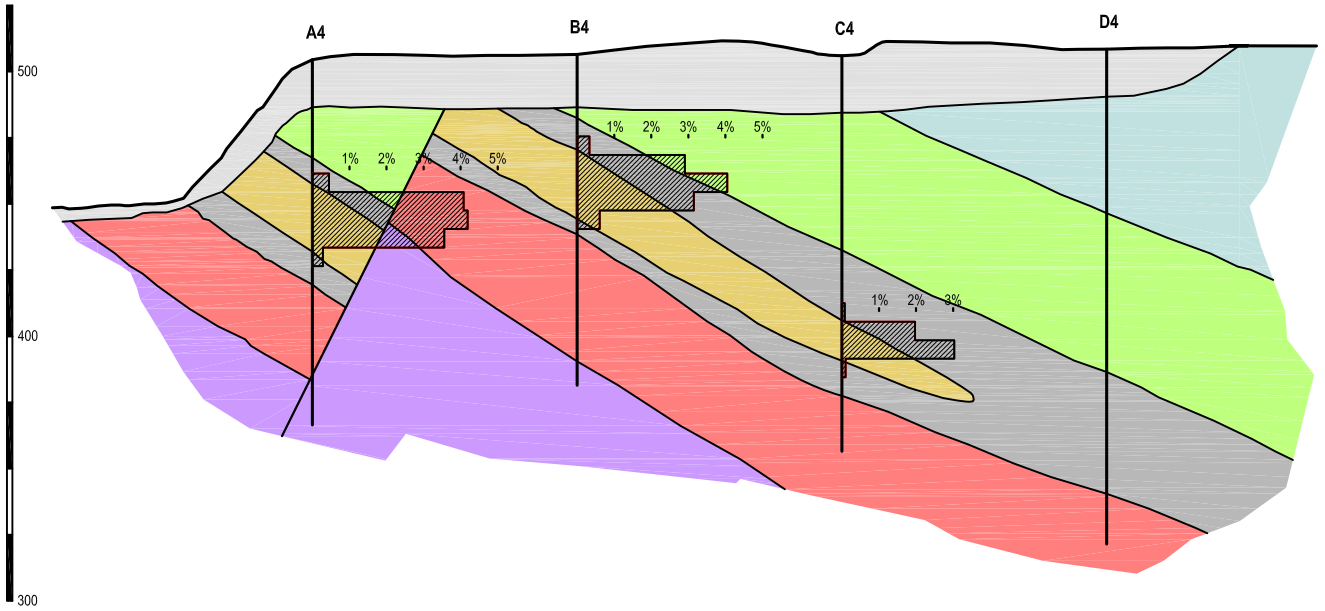
- Aluviones
- Grauvacas
- Esquistos y complejo mineral
- Riolitas
- Cuarcitas
- Micaesquistos

Secciones horizontales  
Yacimiento Aguas Negras

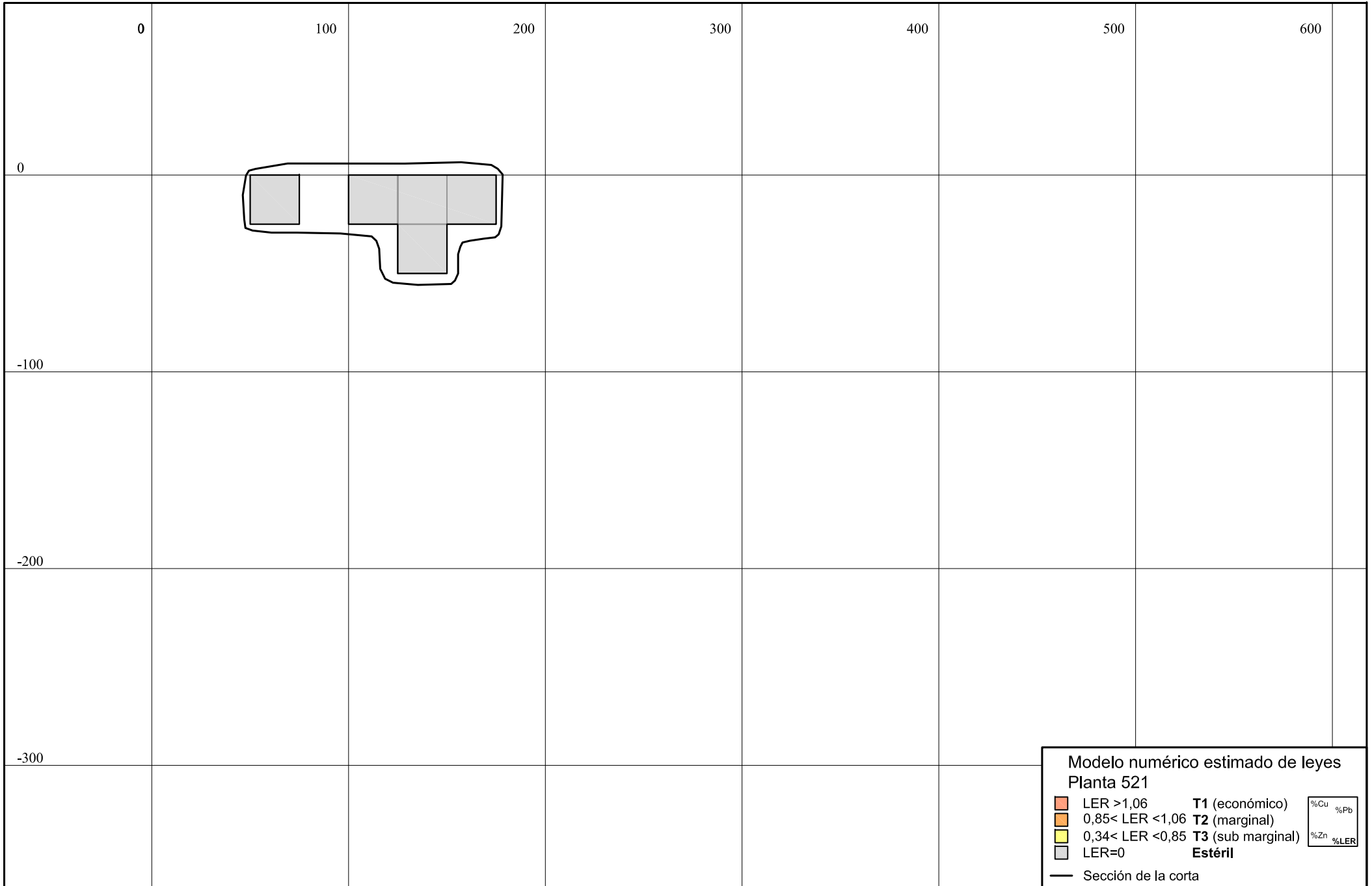
Planta 340



**Perfiles de leyes**



**Perfiles de leyes**



0

100

200

300

400

500

600

0

-100

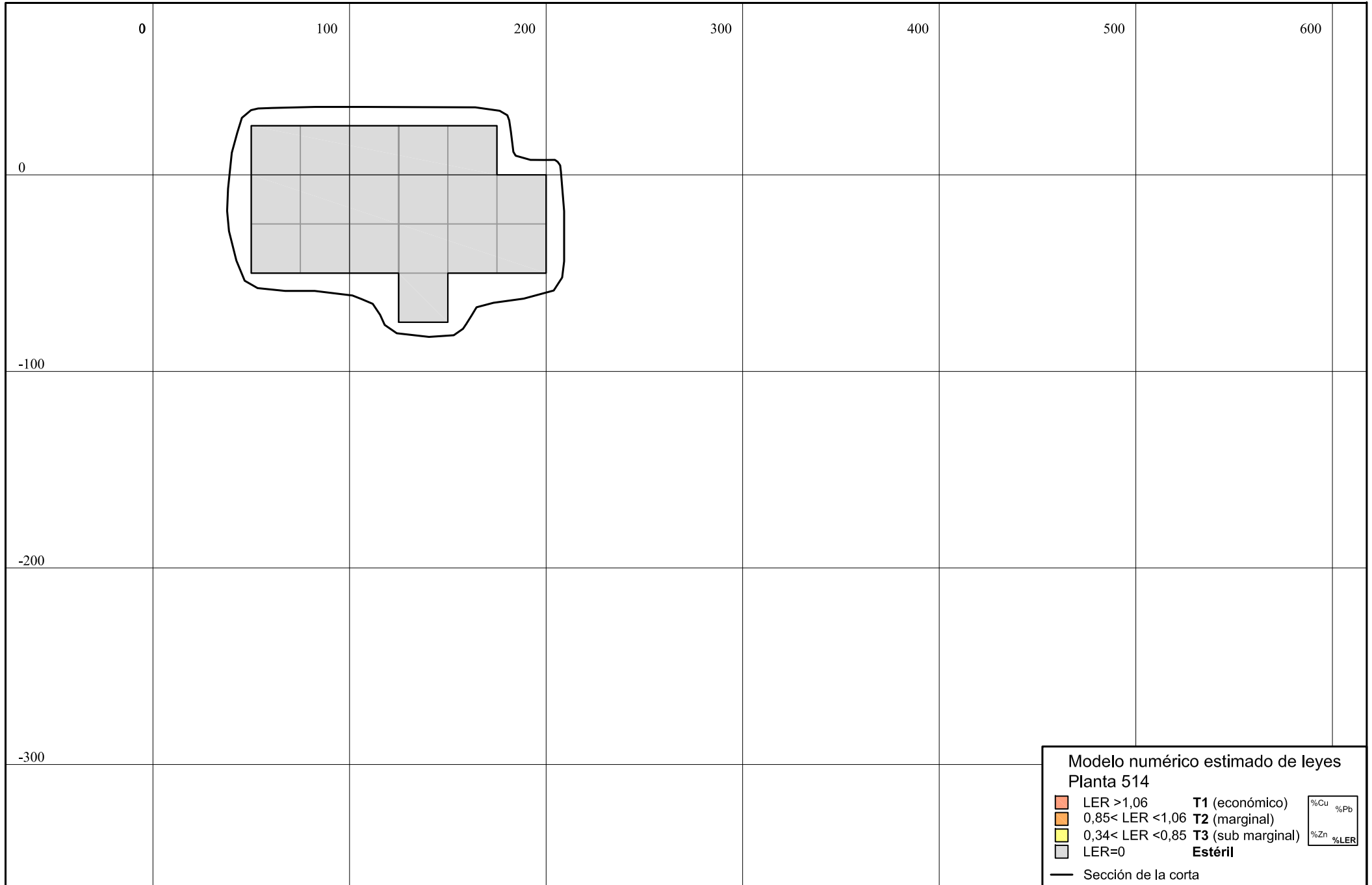
-200

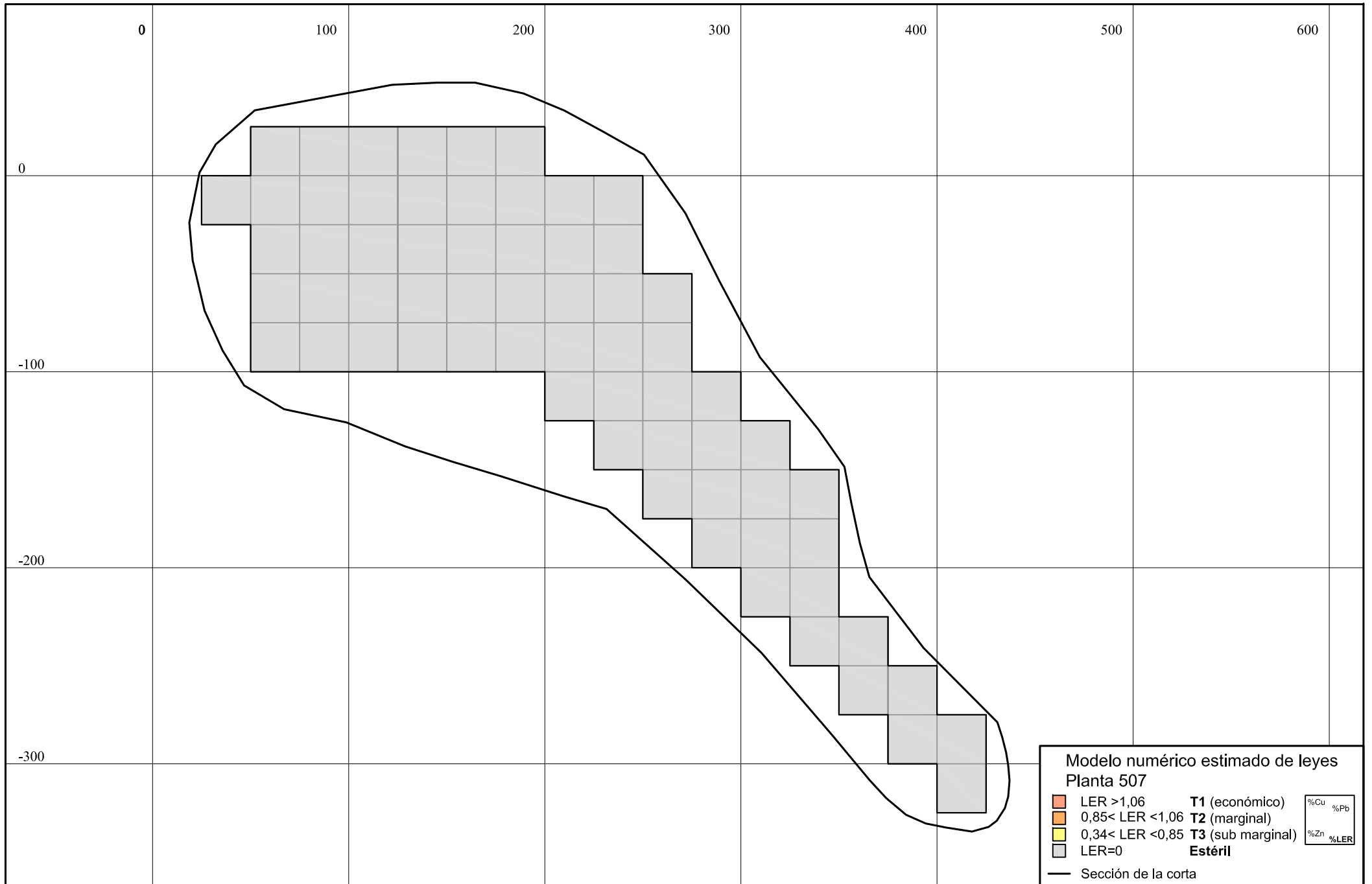
-300

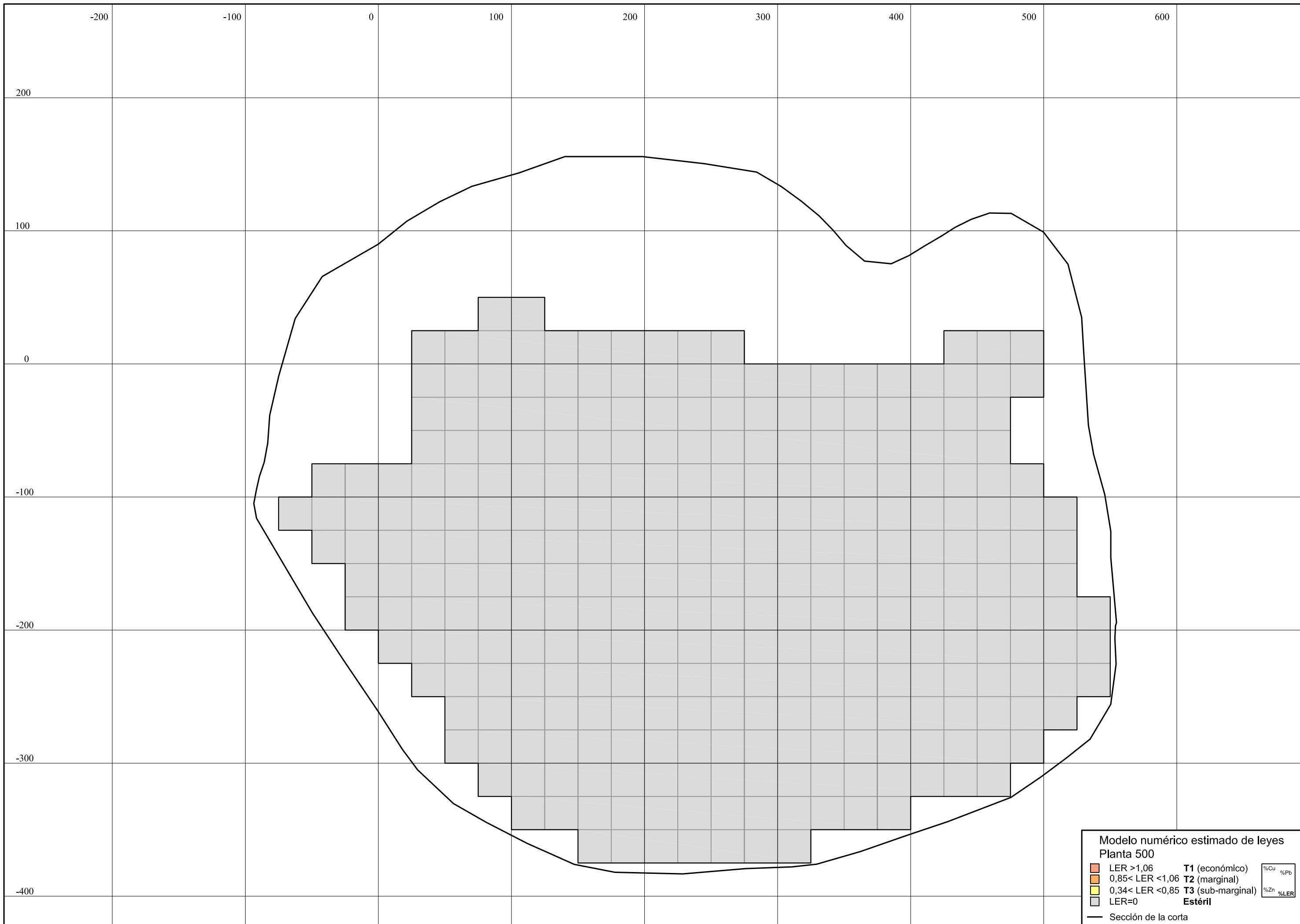
Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 521

- LER > 1,06      **T1** (económico)
- 0,85 < LER < 1,06      **T2** (marginal)
- 0,34 < LER < 0,85      **T3** (sub marginal)
- LER=0      **Estéril**
- Sección de la corta

%Cu	%Pb
%Zn	%LER



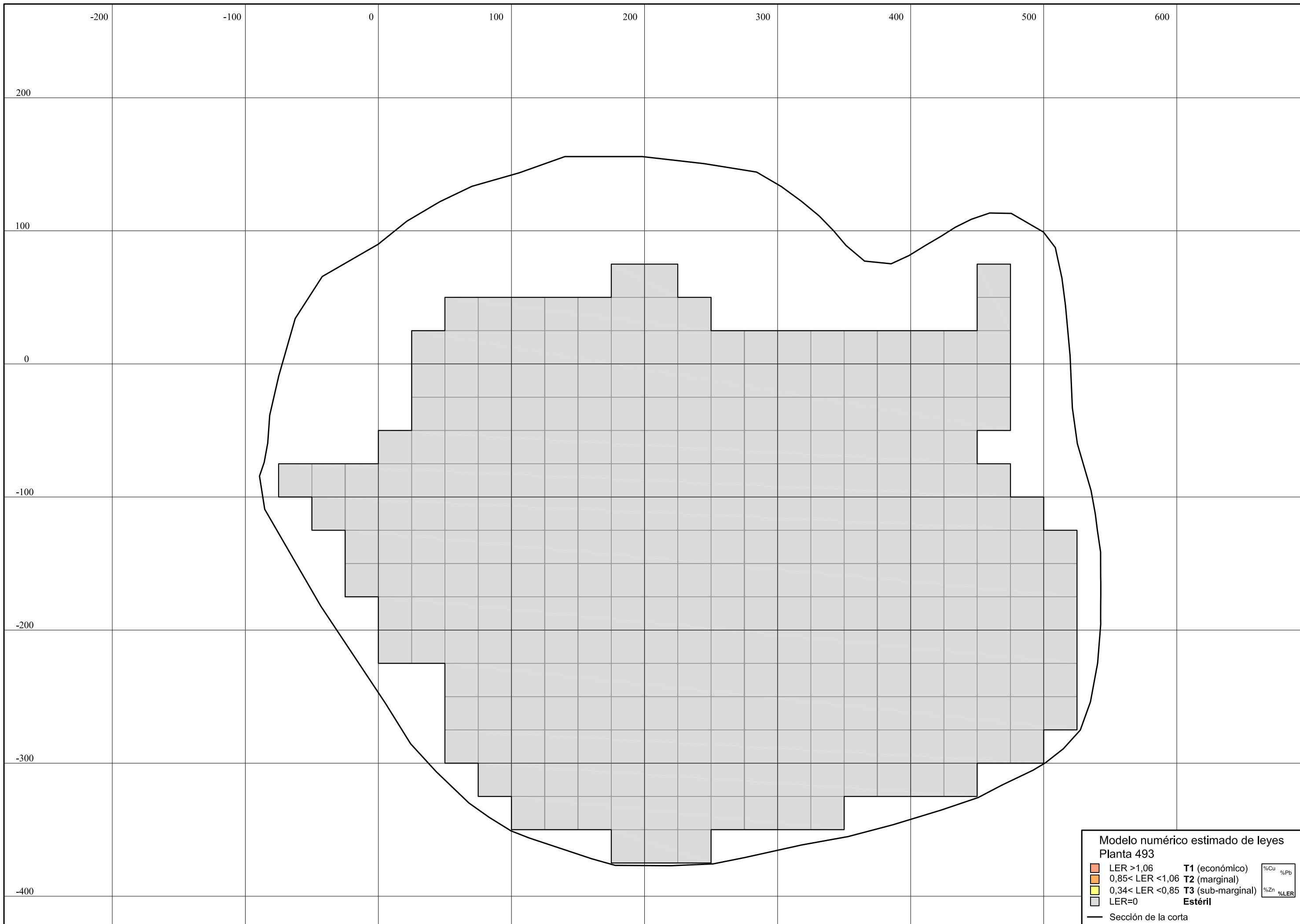




**Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 500**

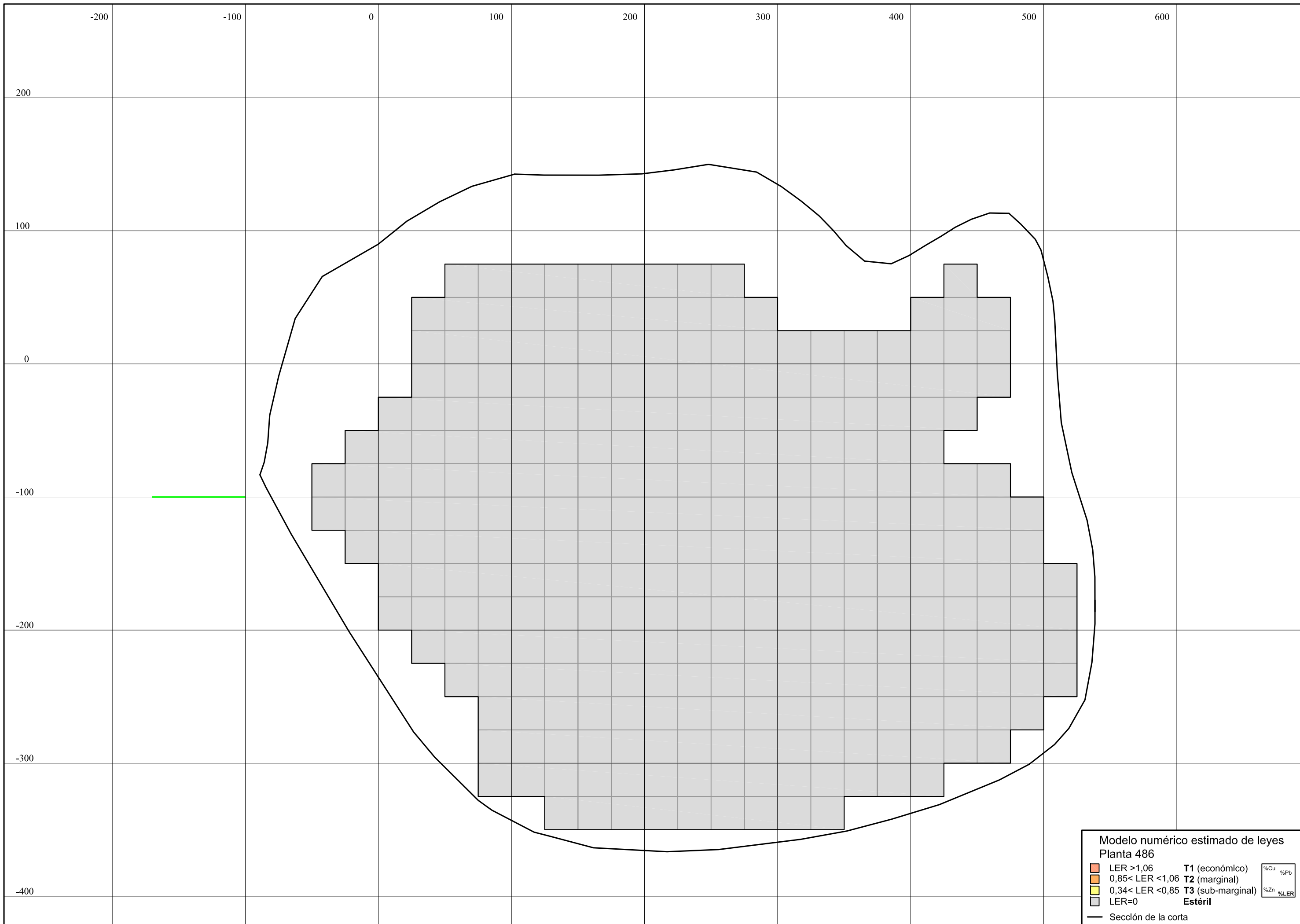
■ LER >1,06	T1 (económico)	%Cu	%Pb
■ 0,85 < LER < 1,06	T2 (marginal)	%Zn	%LER
■ 0,34 < LER < 0,85	T3 (sub-marginal)		
■ LER=0	Estéril		
—	Sección de la corta		





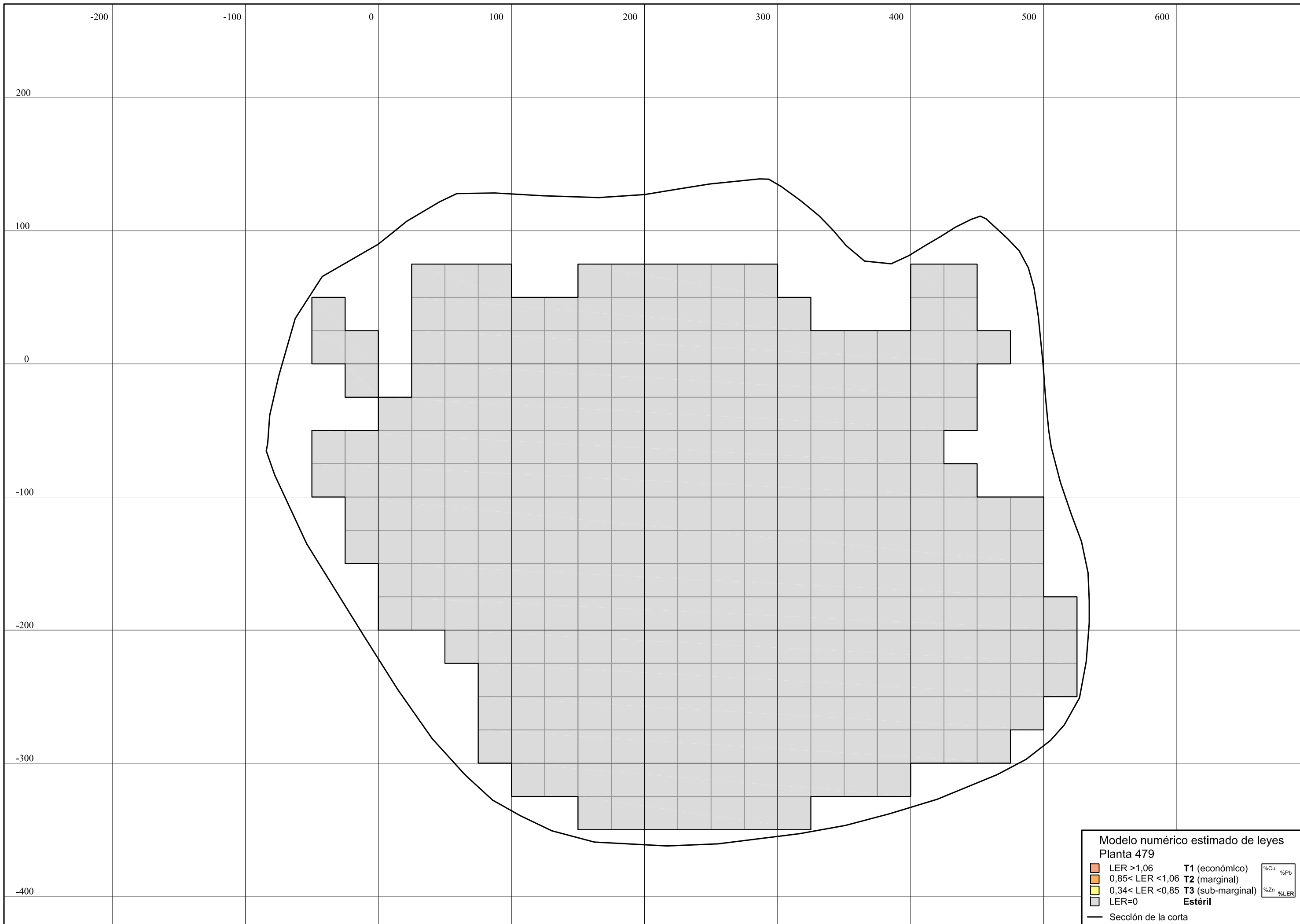
Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 493

LER >1,06	T1 (económico)	%Cu	%Pb
0,85 < LER < 1,06	T2 (marginal)	%Zn	%LER
0,34 < LER < 0,85	T3 (sub-marginal)		
LER=0	Estéril		
— Sección de la corta			



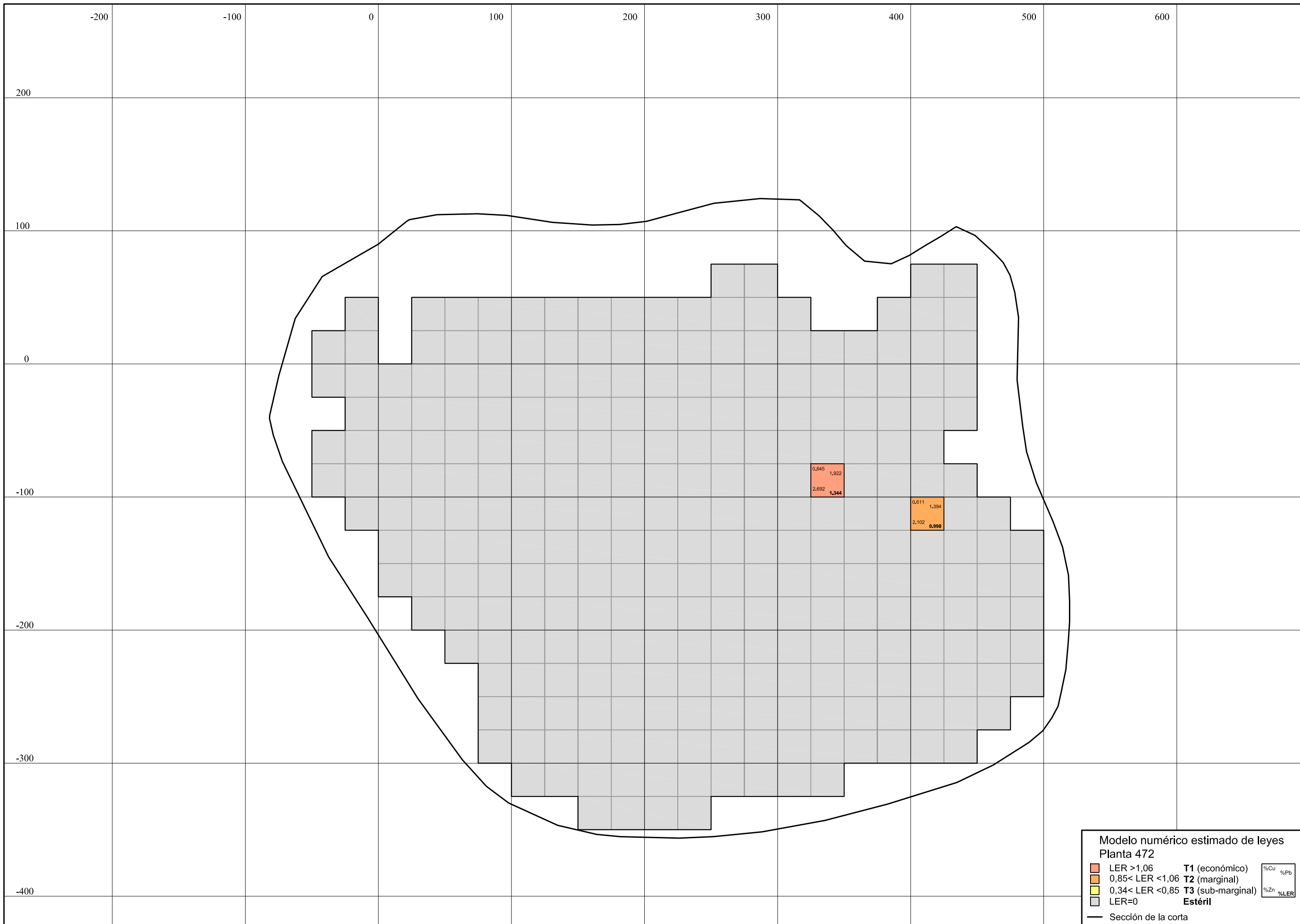
**Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 486**

LER >1,06	T1 (económico)	%Cu	%Pb
0,85 < LER < 1,06	T2 (marginal)	%Zn	%LER
0,34 < LER < 0,85	T3 (sub-marginal)		
LER=0	Estéril		
— Sección de la corta			



**Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 479**

LER >1,06	T1 (económico)	%Cu	%Pb
0,85 < LER < 1,06	T2 (marginal)	%Zn	%LER
0,34 < LER < 0,85	T3 (sub-marginal)		
LER=0	Estéril		
— Sección de la corta			



Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 472

LER > 1,06	T1 (económico)	%Cu	%Pb
0,85 < LER < 1,06	T2 (marginal)	%Zn	%LER
0,34 < LER < 0,85	T3 (sub-marginal)		
LER = 0	Estéril		

Sección de la corta

0,845 1,922  
2,692 1,344

0,611 1,394  
2,102 0,998

-200 -100 0 100 200 300 400 500 600

200

100

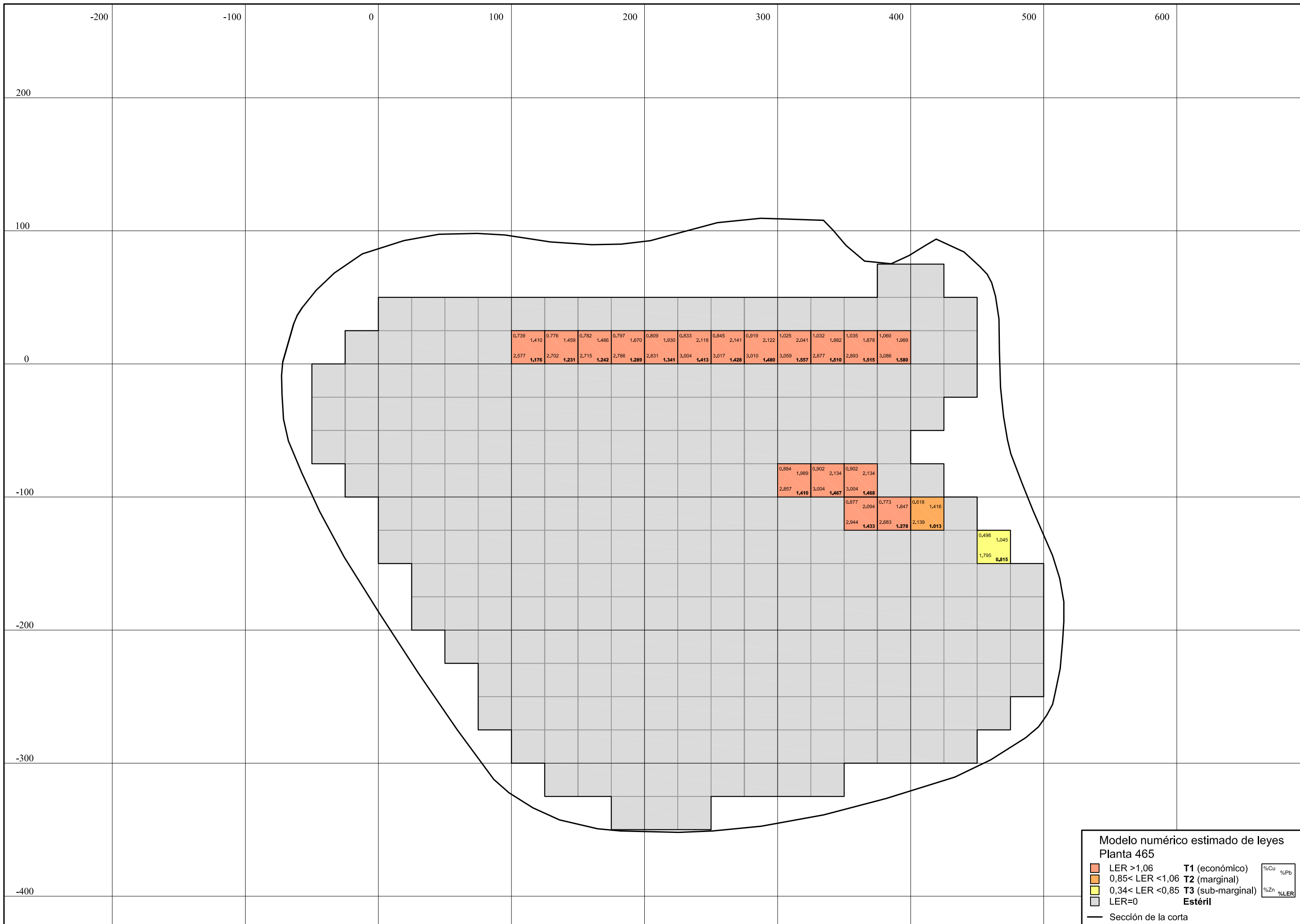
0

-100

-200

-300

-400

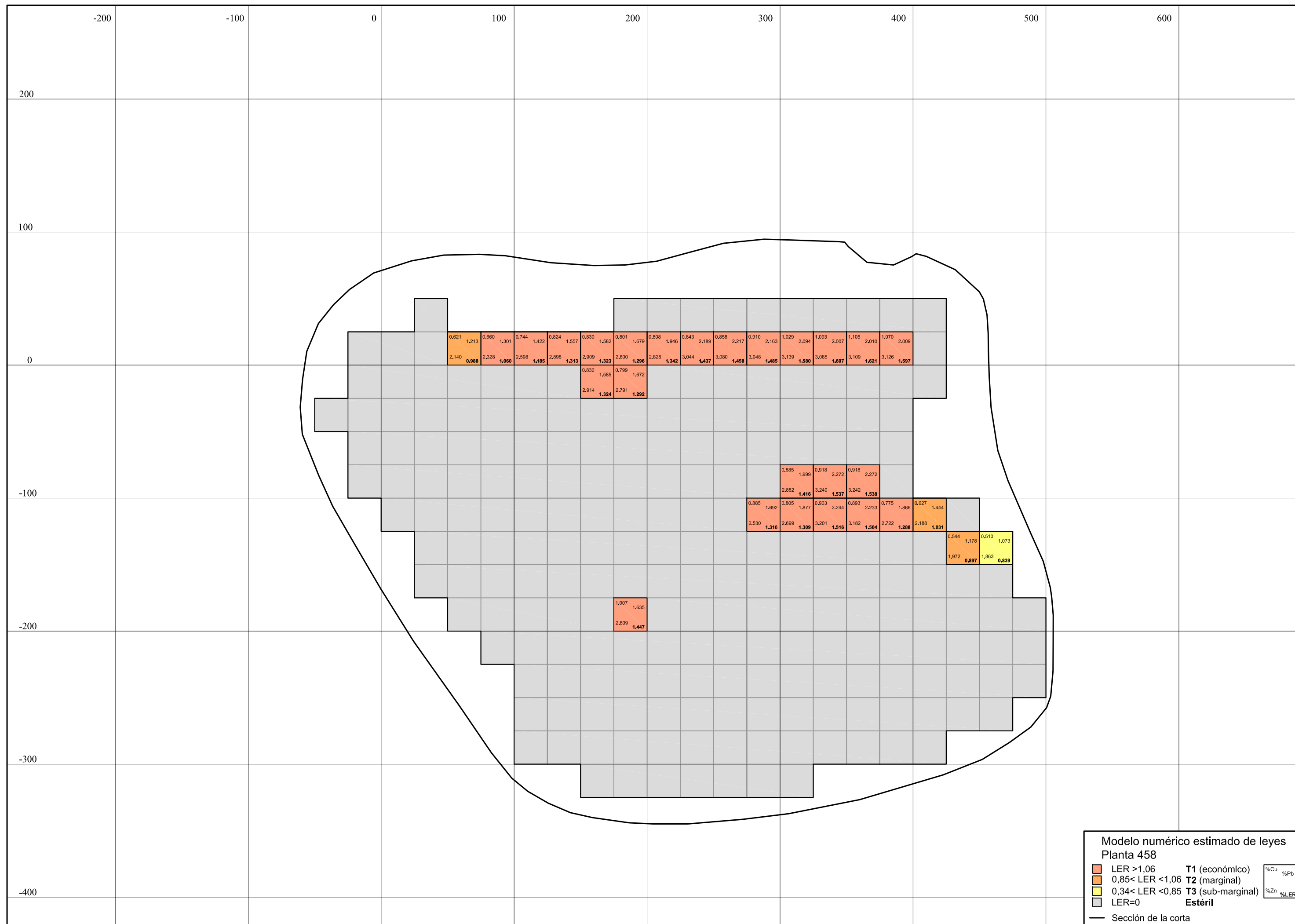


0,739	1,410	0,776	1,459	0,782	1,486	0,797	1,670	0,809	1,930	0,833	2,118	0,845	2,141	0,919	2,122	1,025	2,041	1,032	1,882	1,035	1,878	1,060	1,989
2,577	1,176	2,702	1,231	2,715	1,242	2,786	1,289	2,831	1,341	3,004	1,413	3,017	1,428	3,010	1,480	3,059	1,557	2,877	1,510	2,893	1,515	3,086	1,580

0,884	1,989	0,902	2,134	0,902	2,134
2,857	1,410	3,004	1,467	3,004	1,468

0,877	2,084	0,773	1,847	0,618	1,416
2,944	1,433	2,683	1,278	2,139	1,013

0,498	1,045
1,795	0,815



-200

-100

0

100

200

300

400

500

600

200

100

0

-100

-200

-300

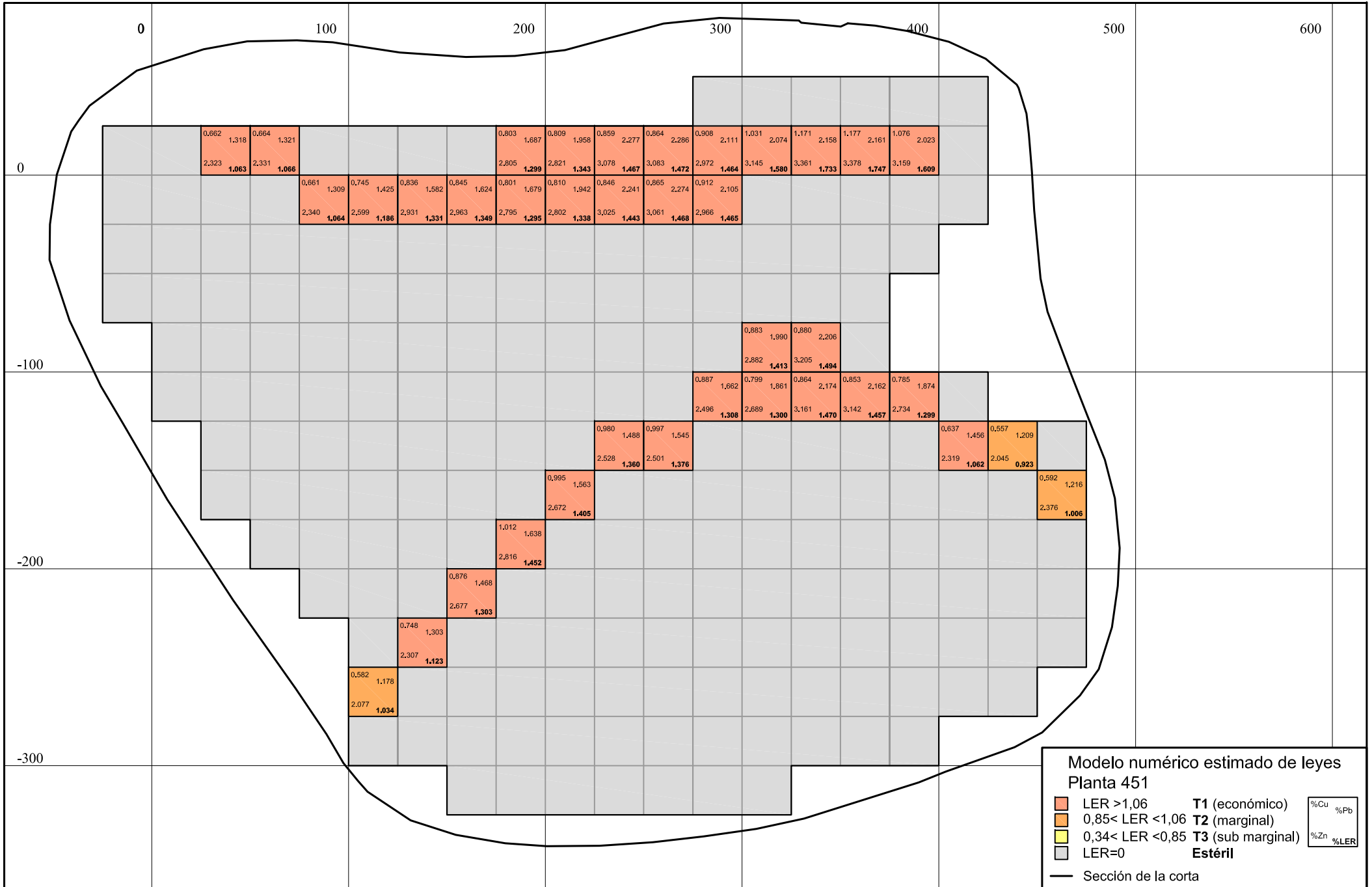
-400

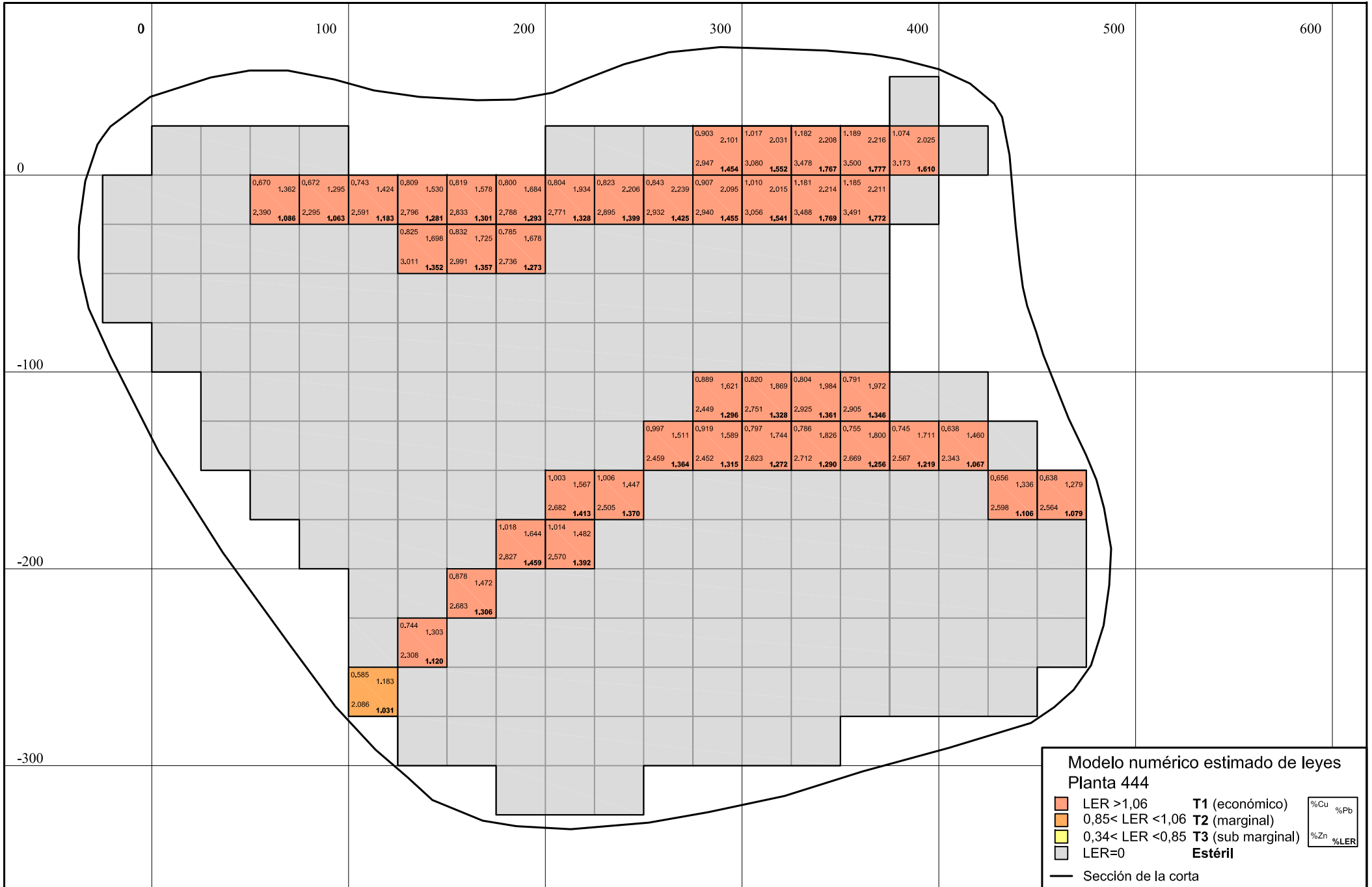
0,621	1,213	0,660	1,301	0,744	1,422	0,824	1,557	0,830	1,582	0,801	1,679	0,808	1,946	0,843	2,189	0,858	2,217	0,910	2,163	1,029	2,094	1,093	2,007	1,105	2,010	1,070	2,009
2,140	<b>0,988</b>	2,328	<b>1,060</b>	2,598	<b>1,185</b>	2,898	<b>1,313</b>	2,909	<b>1,323</b>	2,800	<b>1,296</b>	2,828	<b>1,342</b>	3,044	<b>1,437</b>	3,080	<b>1,458</b>	3,048	<b>1,485</b>	3,139	<b>1,580</b>	3,085	<b>1,607</b>	3,109	<b>1,621</b>	3,126	<b>1,597</b>
						0,830	1,565	0,799	1,672																		
						2,914	<b>1,324</b>	2,791	<b>1,292</b>																		

0,885	1,999	0,918	2,272	0,918	2,272
2,882	<b>1,416</b>	3,240	<b>1,537</b>	3,242	<b>1,538</b>
0,885	1,692	0,805	1,877	0,903	2,244
2,530	<b>1,316</b>	2,699	<b>1,309</b>	3,201	<b>1,516</b>
				0,893	2,233
				3,182	<b>1,504</b>
				0,775	1,866
				2,722	<b>1,288</b>
				0,627	1,444
				2,188	<b>1,031</b>

0,544	1,178	0,510	1,073
1,972	<b>0,897</b>	1,863	<b>0,839</b>

1,007	1,635
2,809	<b>1,447</b>





0

100

200

300

400

500

600

0

-100

-200

-300

0,670 1,362 0,672 1,295  
2,390 1,086 2,295 1,063

0,743 1,424 0,809 1,530 0,819 1,578  
2,796 1,281 2,833 1,301

0,800 1,684 0,804 1,934 0,823 2,206 0,843 2,239  
2,788 1,293 2,771 1,328 2,895 1,399 2,932 1,425

0,903 2,101 1,017 2,031 1,182 2,208 1,189 2,216  
2,947 1,454 3,080 1,552 3,478 1,767 3,500 1,777

1,074 2,025 3,173 1,610 1,010 2,015 1,181 2,214 1,185 2,211

0,825 1,698 0,832 1,725 0,785 1,678  
3,011 1,352 2,991 1,357 2,736 1,273

0,889 1,621 0,820 1,869 0,804 1,984 0,791 1,972  
2,449 1,296 2,751 1,328 2,925 1,361 2,905 1,346

0,997 1,511 0,919 1,589 0,797 1,744 0,786 1,826 0,755 1,800  
2,459 1,364 2,452 1,315 2,623 1,272 2,712 1,290 2,669 1,256

0,745 1,711 0,638 1,460 1,003 1,567 1,006 1,447  
2,682 1,413 2,505 1,370 0,656 1,336 0,638 1,279

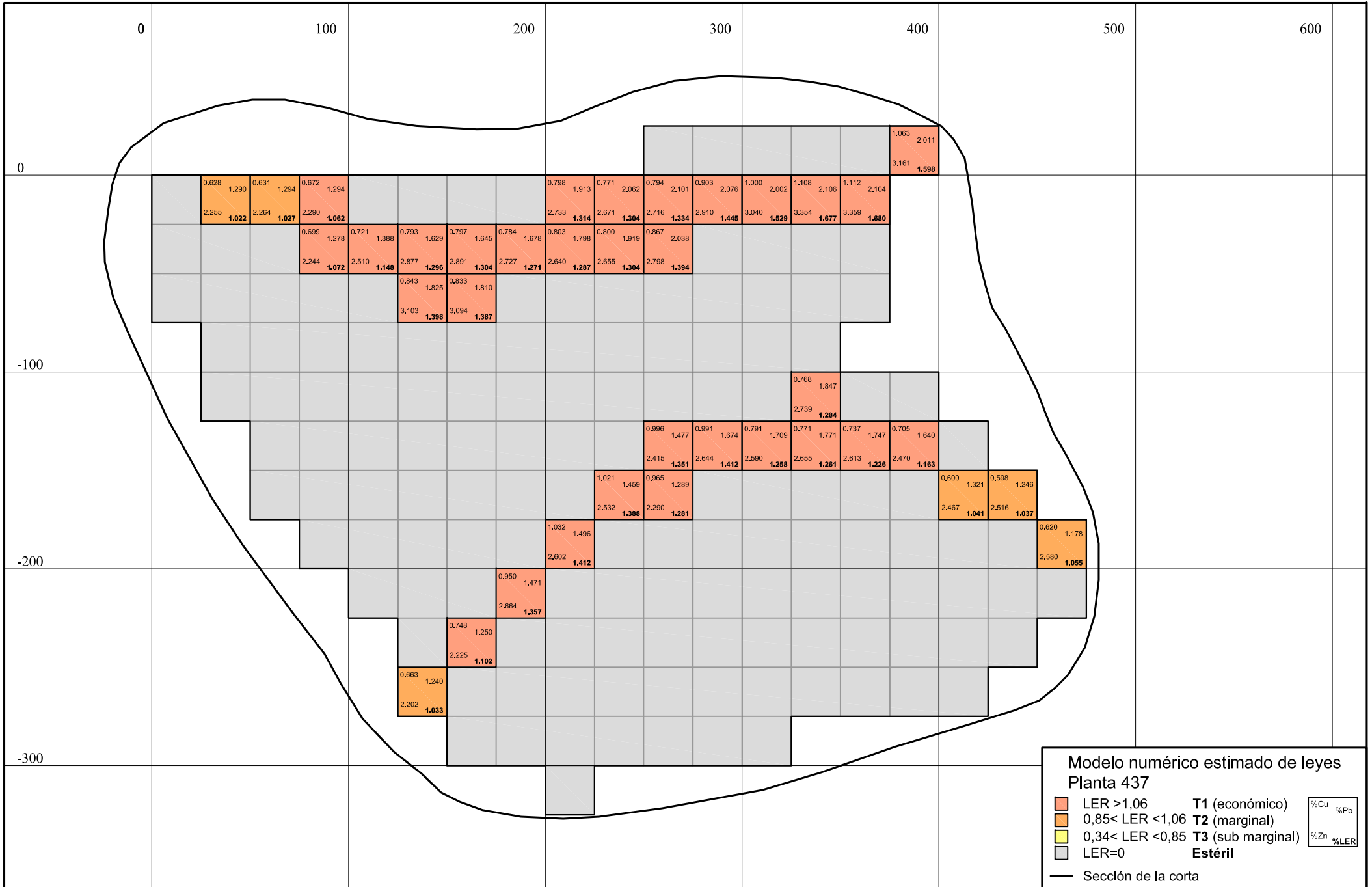
2,598 1,106 2,564 1,079 1,018 1,644 1,014 1,482  
2,827 1,459 2,570 1,392

0,878 1,472 2,683 1,306

0,744 1,303 2,308 1,120

0,585 1,183 2,086 1,031





0

100

200

300

400

500

600

0

-100

-200

-300

0,628	1,290	0,631	1,294	0,672	1,294
2,255	1,022	2,264	1,027	2,290	1,062

0,699	1,278	0,721	1,388	0,793	1,629	0,797	1,645	0,784	1,678						
2,244	1,072	2,510	1,148	2,877	1,296	2,891	1,304	2,727	1,271	2,640	1,287	2,655	1,304	2,798	1,394

0,843	1,825	0,833	1,810
3,103	1,398	3,094	1,387

0,798	1,913	0,771	2,062	0,794	2,101	0,903	2,076	1,000	2,002	1,108	2,106	1,112	2,104
2,733	1,314	2,671	1,304	2,716	1,334	2,910	1,445	3,040	1,529	3,354	1,677	3,359	1,680

0,800	1,798	0,867	2,038		
2,640	1,287	2,655	1,304	2,798	1,394

0,996	1,477	0,991	1,674	0,791	1,709	0,771	1,771	0,737	1,747	0,705	1,640
2,415	1,351	2,644	1,412	2,590	1,258	2,655	1,261	2,613	1,226	2,470	1,163

1,021	1,459	0,965	1,289
2,532	1,388	2,290	1,281

0,600	1,321	0,598	1,246
2,467	1,041	2,516	1,037

1,032	1,496
2,602	1,412

0,950	1,471
2,664	1,357

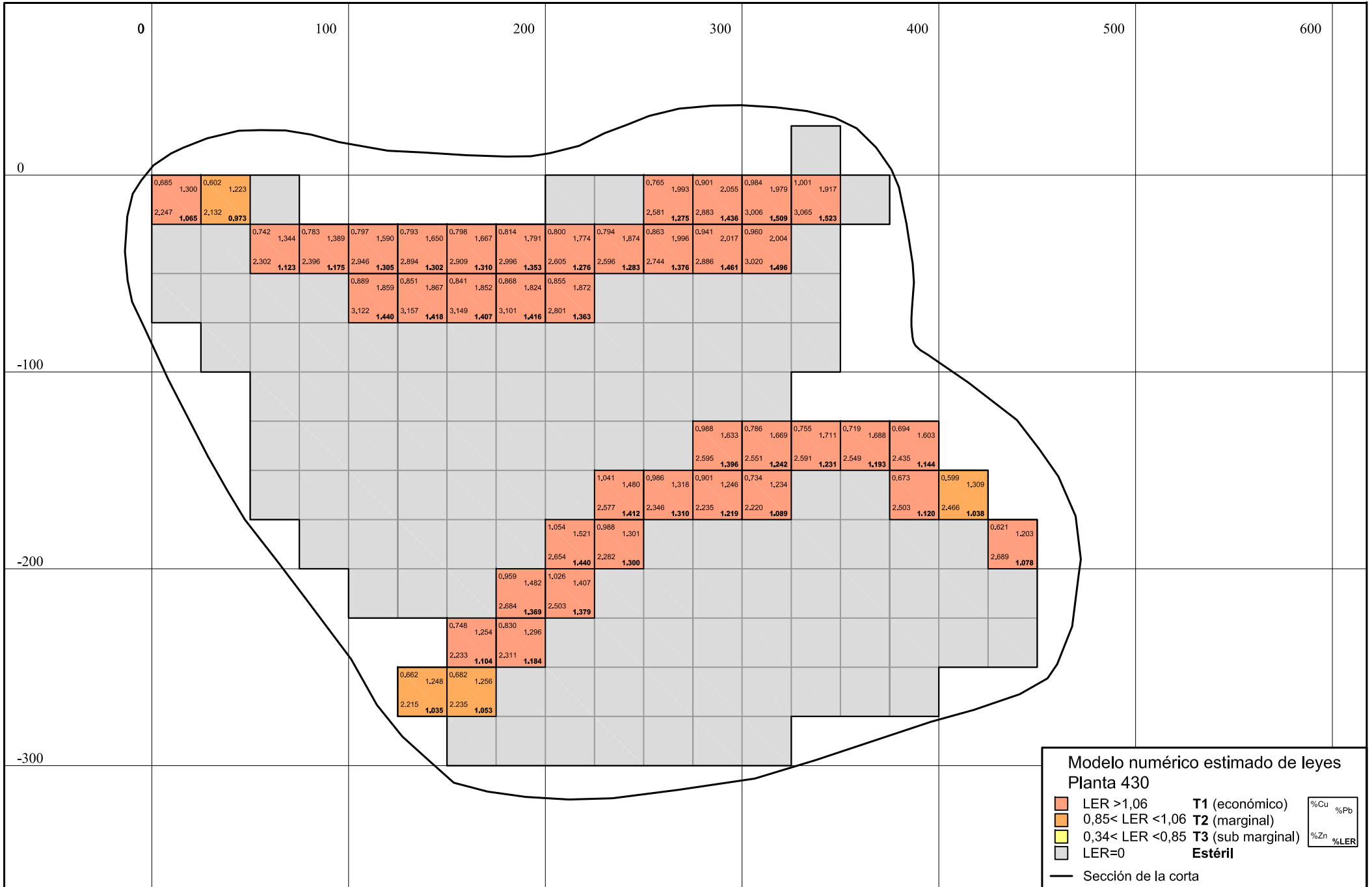
0,748	1,250
2,225	1,102

0,663	1,240
2,202	1,033

1,063	2,011
3,161	1,598

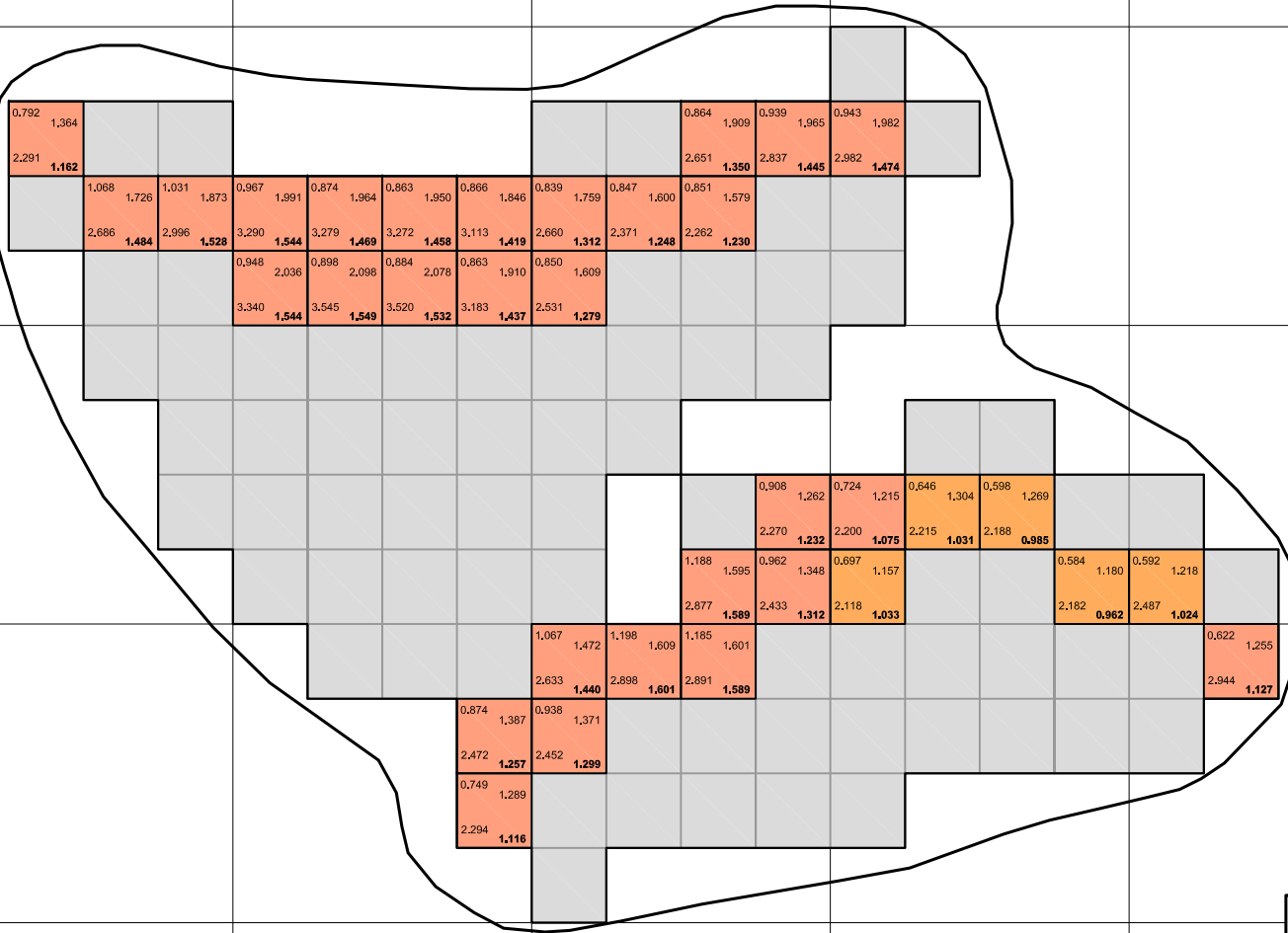
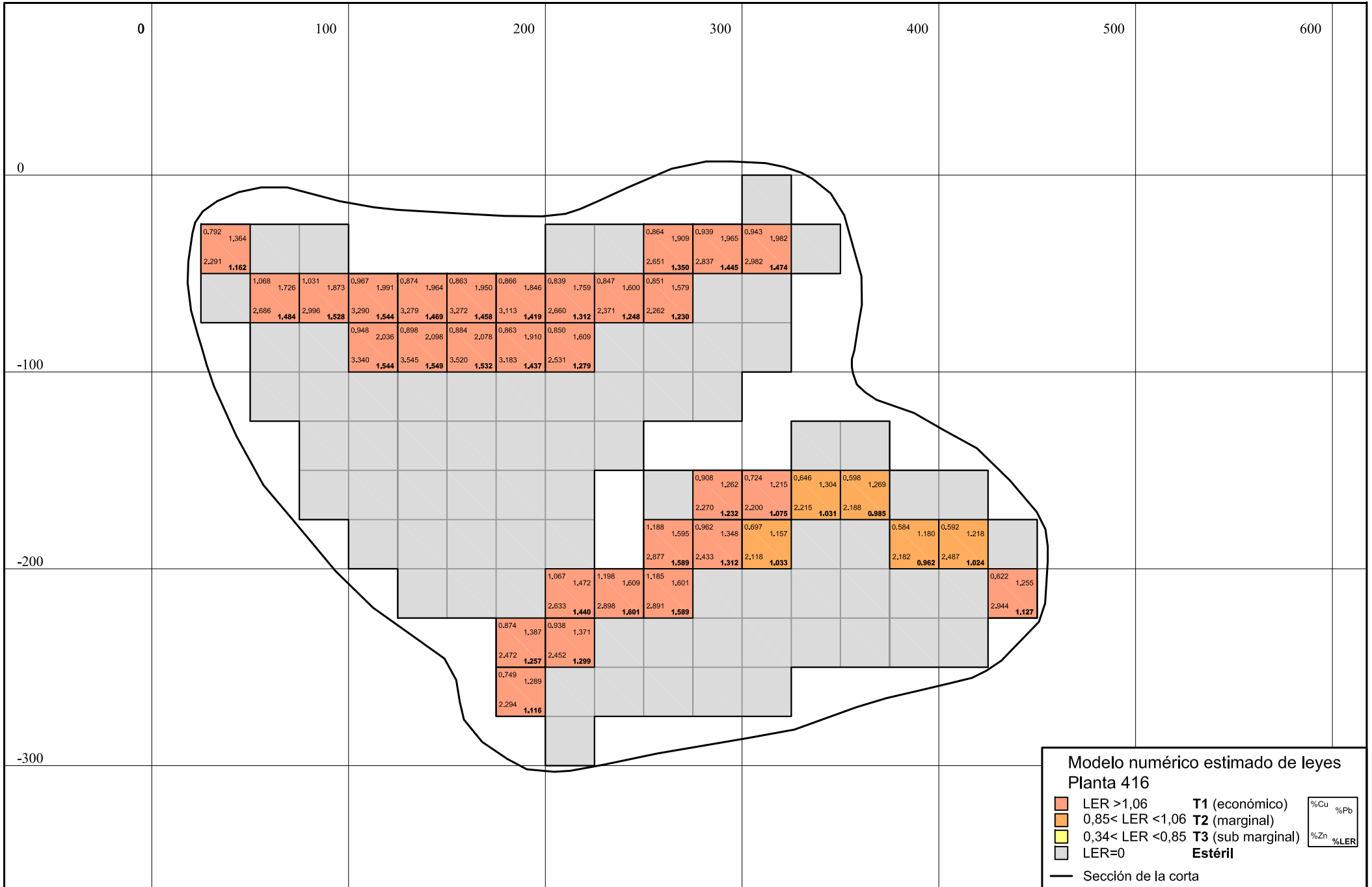
0,768	1,847
2,739	1,284

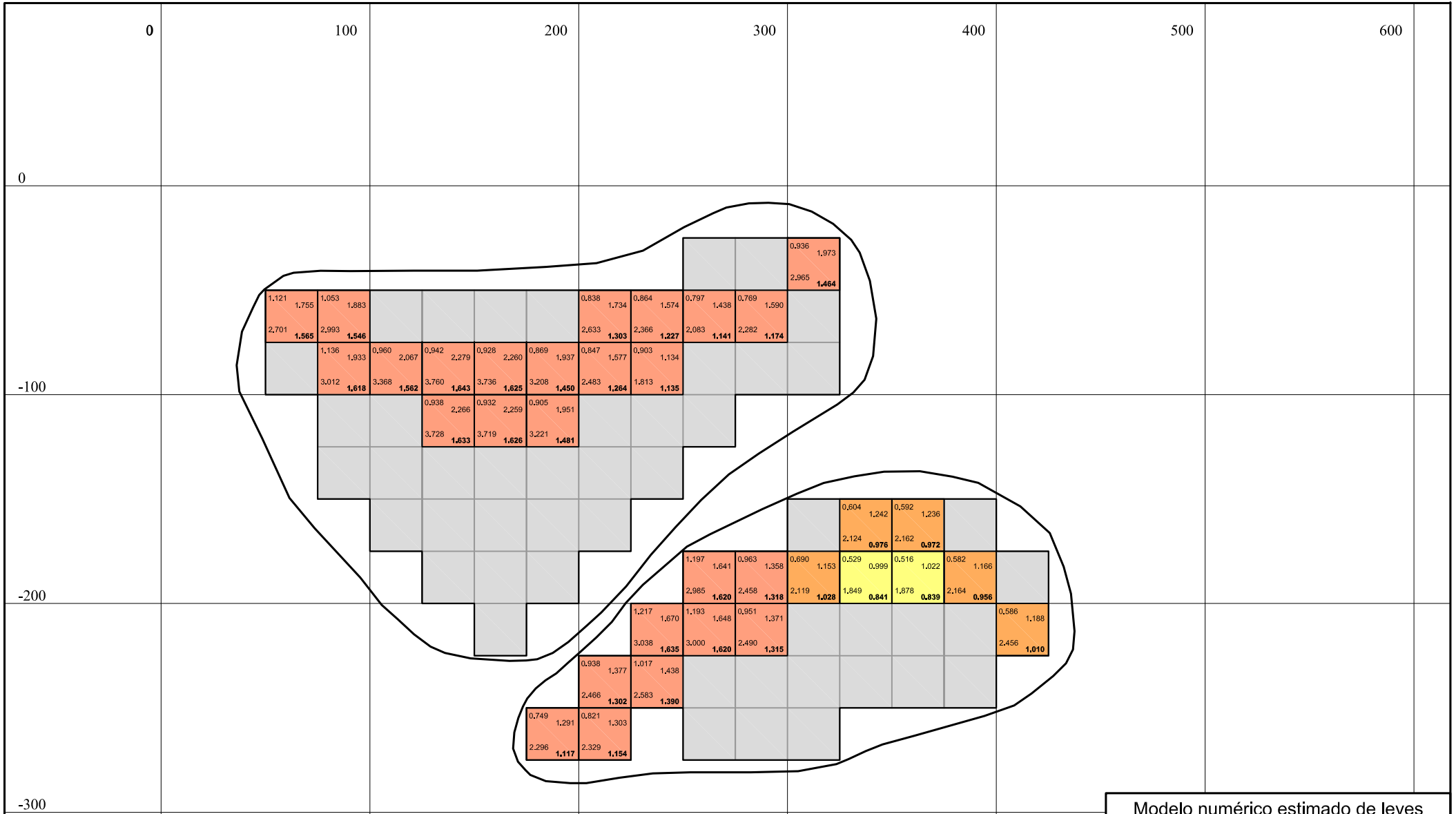
0,620	1,176
2,580	1,055



0	100	200	300	400	500	600
0	0,685 2,247	1,300 1,065	0,602 2,132	1,223 0,973		
-100		0,742 2,302	1,344 1,123	0,783 2,396	1,389 1,175	0,797 2,946
-200			0,889 3,122	1,859 1,440	0,851 3,157	1,867 1,418
-300				0,841 3,149	1,852 1,407	0,868 3,101
				0,814 2,996	1,791 1,353	0,800 2,605
				0,794 2,596	1,874 1,283	0,863 2,744
				0,765 2,581	1,993 1,275	0,901 2,883
				0,984 3,006	2,055 1,436	1,979 1,509
				1,001 3,065	1,917 1,523	
						0,388 2,595
						0,786 2,551
						0,755 2,591
						0,719 2,549
						0,694 2,435
						0,673 2,503
						0,599 2,466
						1,309 1,038
						0,621 2,689
						1,203 1,078
						1,054 2,654
						1,521 1,440
						0,988 2,282
						1,301 1,300
						0,959 2,684
						1,482 1,369
						1,026 2,503
						1,407 1,379
						0,748 2,233
						1,254 1,104
						0,830 2,311
						1,296 1,184
						0,662 2,215
						1,248 1,035
						0,682 2,235
						1,296 1,053

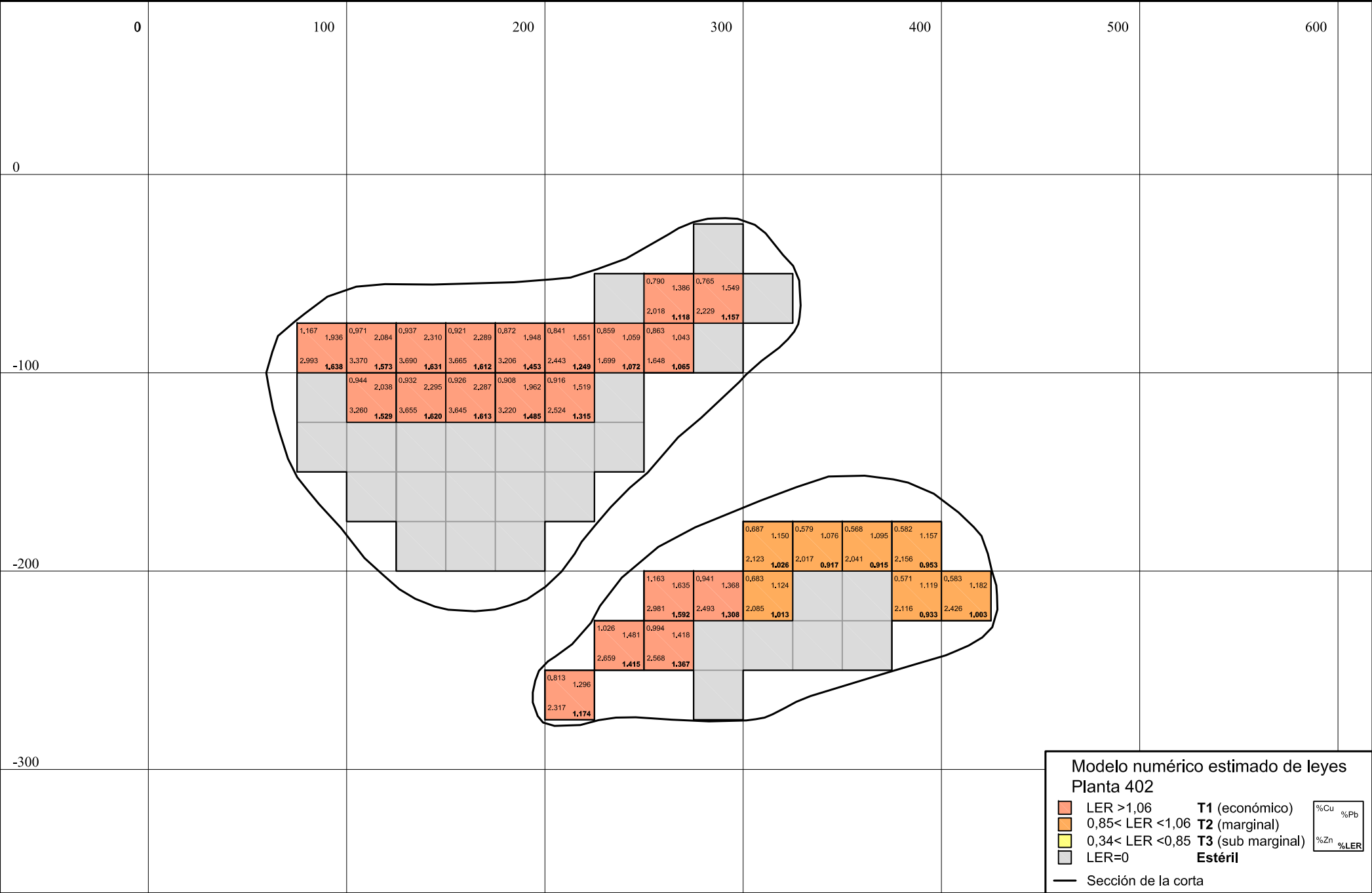


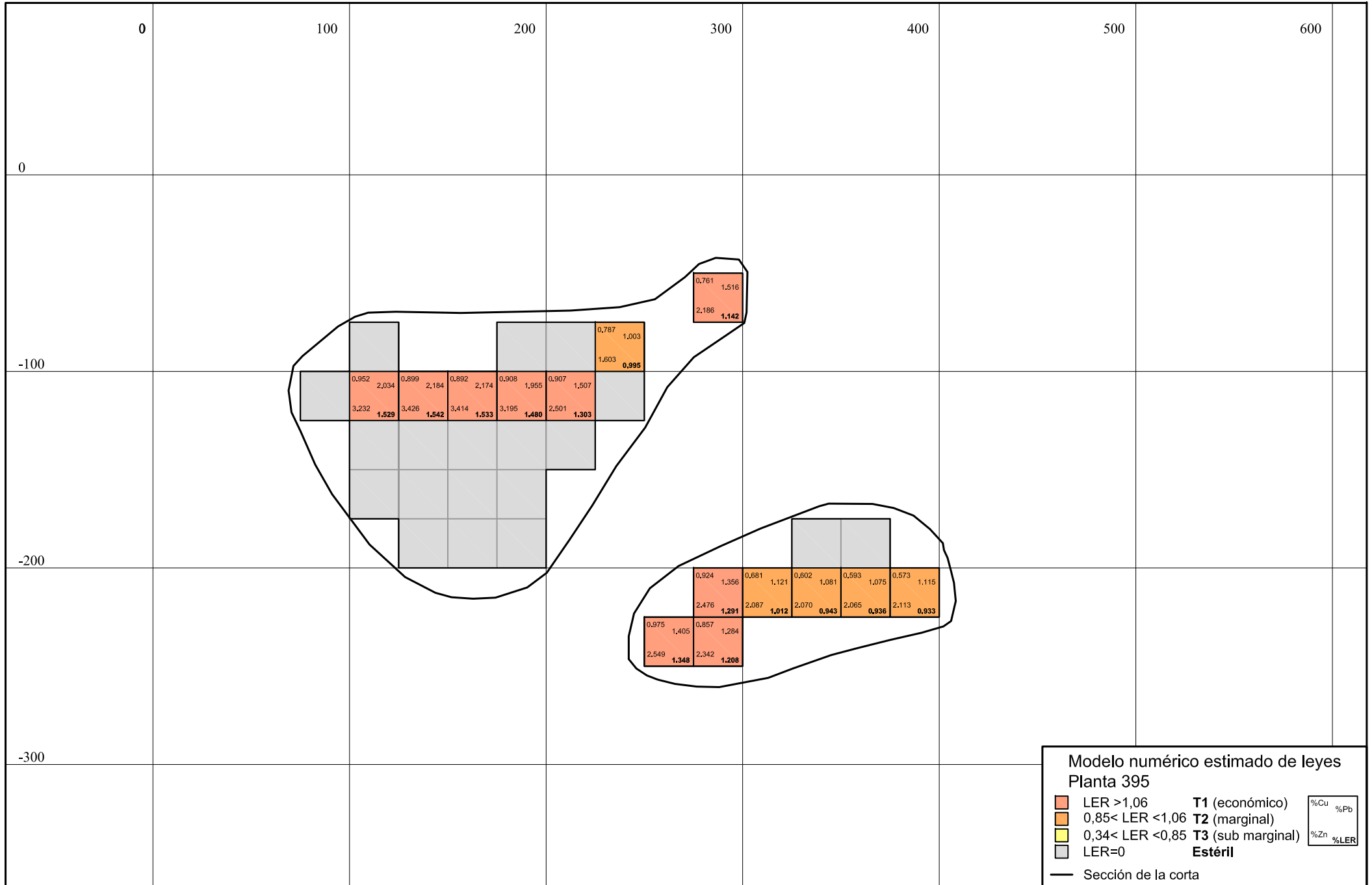




**Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 409**

<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color: #f4a460; border:1px solid black;"></span> LER >1,06	<b>T1 (económico)</b>	%Cu    %Pb %Zn    %LER
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color: #ffcc99; border:1px solid black;"></span> 0,85 < LER < 1,06	<b>T2 (marginal)</b>	
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color: #ffff99; border:1px solid black;"></span> 0,34 < LER < 0,85	<b>T3 (sub marginal)</b>	
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color: #cccccc; border:1px solid black;"></span> LER=0	<b>Estéril</b>	
— Sección de la corta		





0

100

200

300

400

500

600

0

-100

-200

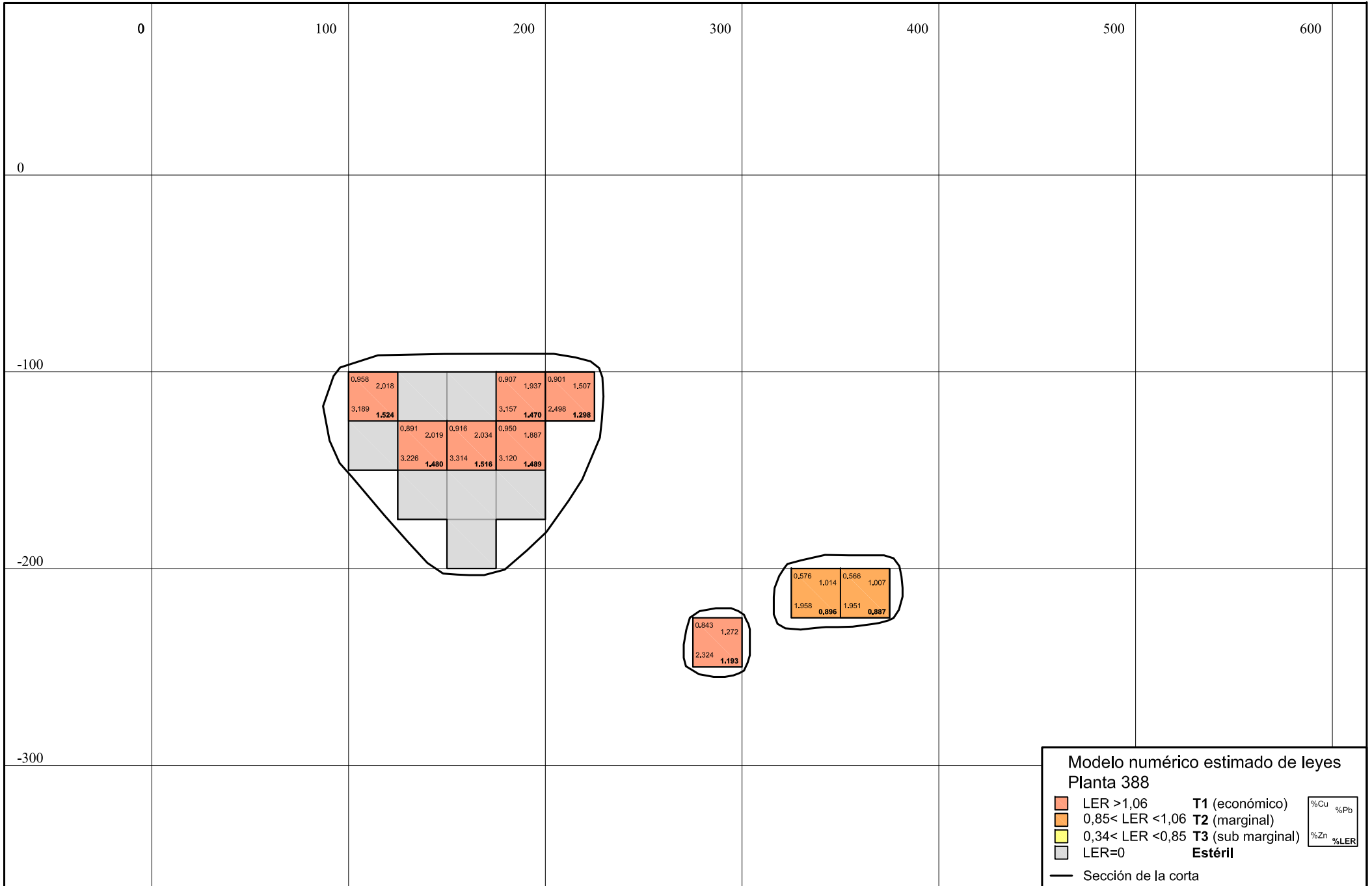
-300

0,761	1,516
2,186	1,142

0,787	1,003
1,603	0,995

0,952	2,034	0,899	2,184	0,892	2,174	0,908	1,955	0,907	1,507
3,232	1,529	3,426	1,542	3,414	1,533	3,195	1,480	2,501	1,303

0,924	1,356	0,681	1,121	0,602	1,081	0,593	1,075	0,573	1,115
2,476	1,291	2,087	1,012	2,070	0,943	2,065	0,936	2,113	0,933
0,975	1,405	0,857	1,284						
2,549	1,348	2,342	1,208						



0

100

200

300

400

500

600

0

-100

-200

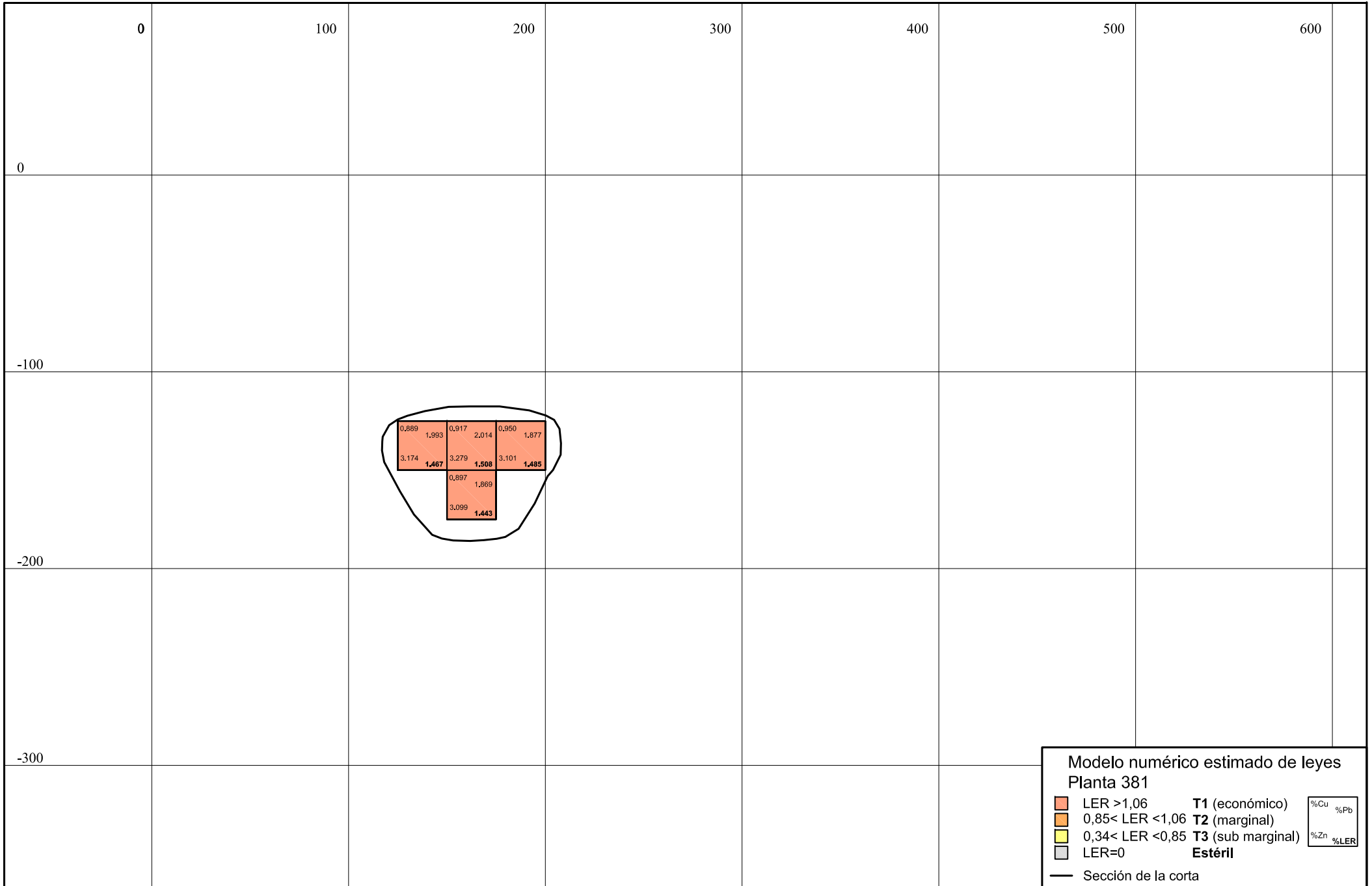
-300

0,958	2,018			0,907	1,937	0,901	1,507
3,189	1,524			3,157	1,470	2,498	1,298
	0,891	2,019	0,816	2,034	0,950	1,887	
	3,226	1,480	3,314	1,516	3,120	1,489	

0,843	1,272
2,324	1,193

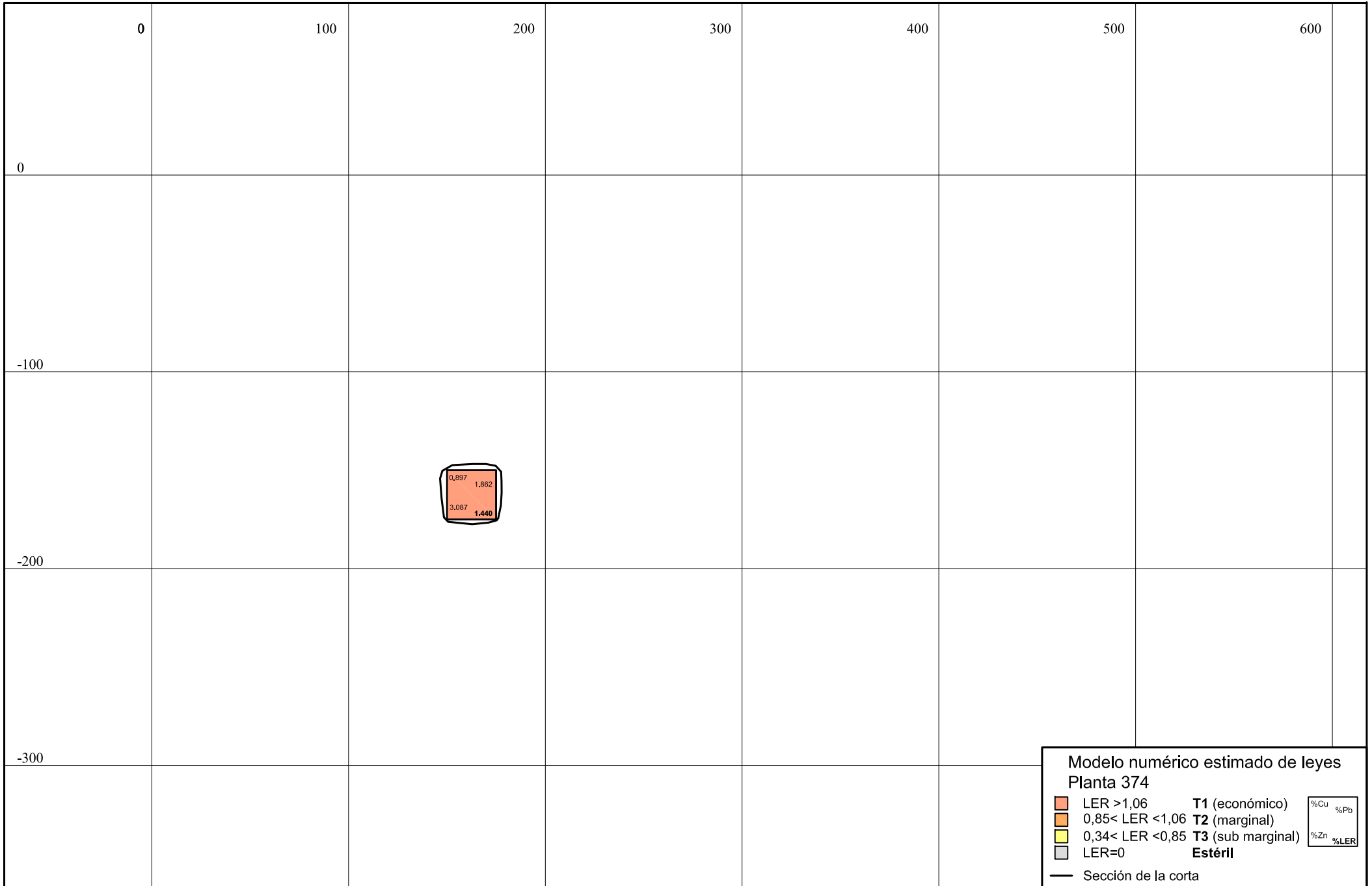
0,576	1,014	0,566	1,007
1,958	0,896	1,951	0,887





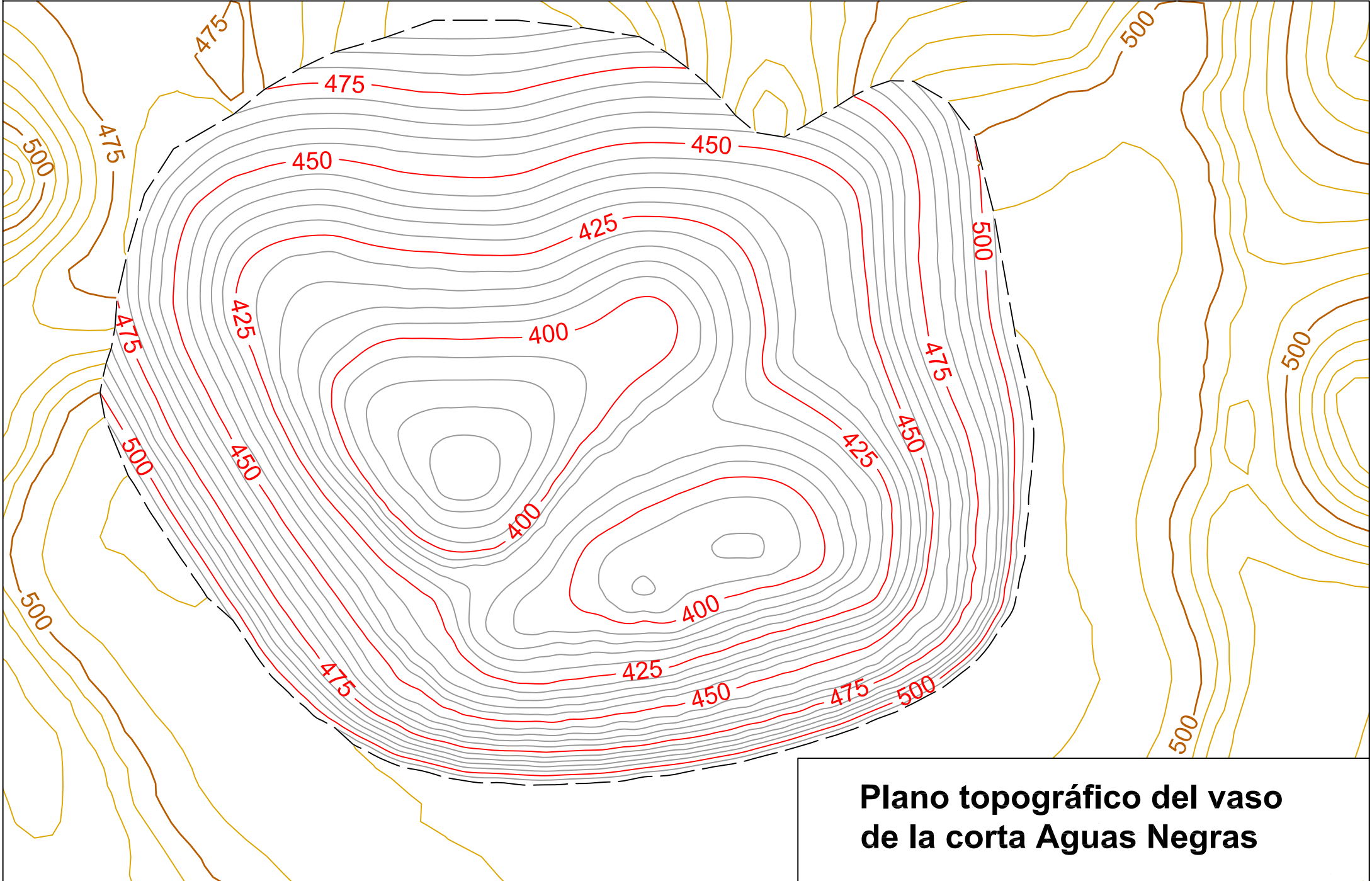
**Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 381**

<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color:orange;"></span> LER >1,06	<b>T1 (económico)</b>	%Cu    %Pb %Zn    %LER
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color:lightorange;"></span> 0,85 < LER < 1,06	<b>T2 (marginal)</b>	
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color:yellow;"></span> 0,34 < LER < 0,85	<b>T3 (sub marginal)</b>	
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color:lightgrey;"></span> LER=0	<b>Estéril</b>	
— Sección de la corta		



**Modelo numérico estimado de leyes  
Planta 374**

<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color: #f4a460; border: 1px solid black;"></span> LER >1,06	<b>T1 (económico)</b>	<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; border: 1px solid black;"></span> %Cu	<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; border: 1px solid black;"></span> %Pb
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color: #f4a460; border: 1px solid black;"></span> 0,85 < LER < 1,06	<b>T2 (marginal)</b>	<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; border: 1px solid black;"></span> %Zn	<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; border: 1px solid black;"></span> %LER
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color: #ffff00; border: 1px solid black;"></span> 0,34 < LER < 0,85	<b>T3 (sub marginal)</b>		
<span style="display:inline-block; width:10px; height:10px; background-color: #cccccc; border: 1px solid black;"></span> LER=0	<b>Estéril</b>		
— Sección de la corta			



**Plano topográfico del vaso de la corta Aguas Negras**