

Instituto Tecnológico
GeoMinero de España

boletín

geológico

y minero

VOLUMEN 107

Septiembre-Octubre y Noviembre-Diciembre 1996

NUMEROS 5 y 6

SIMPOSIO

SOBRE LOS SULFUROS POLIMETALICOS
DE LA

FAJA PIRITICA IBERICA



HUELVA

21 AL 23 FEBRERO 1996

COMITÉ DE LAS EMPRESAS MINERAS DE LA FPI
COLEGIO DE INGENIEROS DE MINAS DEL MEDIODÍA

boletín geológico y minero

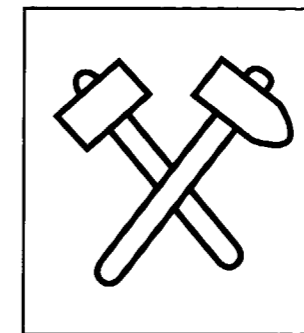
Número doble dedicado al

SIMPOSIO

**sobre los sulfuros polimetálicos
de la
FAJA PIRÍTICA IBÉRICA**

Celebrado en Huelva del 21 al 23 de febrero de 1996

Segunda parte



El Instituto Tecnológico Geominero de España hace presente que las opiniones y hechos consignados en sus publicaciones son de la exclusiva responsabilidad de los autores de los trabajos.

Los derechos de propiedad de los trabajos publicados en esta obra fueron cedidos por los autores al Instituto Tecnológico Geominero de España.

Queda hecho el depósito que marca la ley.

Las ponencias y comunicaciones presentadas en este número se publican a partir de los textos originales enviados por los autores. La coordinación, preparación, revisión de originales y pruebas de los trabajos publicados tanto en este tomo (Segunda parte) como en el anterior (Primera parte) ha sido realizada por D. Alejandro Sánchez Rodríguez.

EXPLICACION DE PORTADA

Cartel anunciador del Simposio sobre los sulfuros polimetálicos de la Faja Pirítica Ibérica (Huelva, febrero 1996)

Depósito legal: M. 3.279 - 1958
ISSN 0366-0176
NIPO 241-96-005-5

Industrias Gráficas CARO. S. L. - Gamonal, 2 - 28031 MADRID

Volumen 107

Números 5 y 6

Septiembre-Octubre y
Noviembre-Diciembre 1996

boletín geológico y minero

revista bimestral de geología, minera y ciencias conexas fundada en 1874 - 5.ª serie

25 MAR 1999



Sumario

Exploración

- R. CASTROVIEJO, R. GABLE, R. CUETO, J. C. FOUCHER, M. SOLER, J. GOUNOT, J. C. BATSALE, A. LOPEZ y M. JOUBERT: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)..... 5
- A. SANTOS, B. CABALLERO y J. M. PRADA: Descripción geológica de los Yacimientos de Sotiel Coronada 31
- P. CARVALHO, N. PACHECO, A. BELIZ y A. FERREIRA: Últimos desenvolvimentos em prospecção realizados pela Somincor 39
- M. GARCÍA MAGARIÑO: Tendencias de la modelización en bloques para la evaluación de Yacimientos 55
- F. GARCÍA PALOMERO y J. MALAVÉ MORA: Conocimientos surgidos de los últimos trabajos de exploración realizados por la empresa Río Tinto Minera, S. A. en la Faja Pirítica..... 65
- E. PASCUAL, A. MAESTRE, J. M. PONS, R. SAEZ, G. R. ALMODOVAR y M. TOSCANO: Geoquímica de los halos de alteración hidrotermal relacionados con los yacimientos de sulfuros masivos de Aznalcóllar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración 71

(continúa)

DIRECCION Y ADMINISTRACION
Ríos Rosas, n.º 23 - 28003-Madrid
Fax (91) 349 57 62

 Instituto Tecnológico
GeoMinero de España



Ministerio de Medio Ambiente

	F. MORENO RUIZ: Avances en la Tecnología de Exploración aplicables a los Yacimientos de Sulfuros de la Faja Pirítica Ibérica.....	79
	C. BRAUX, D. ARTIGNAN y M. JOUBERT: Identification of Areas Favourable for the Presence of Massive Sulphide through Interpretation of Geophysical, Geological and Geochemical Data in a G. I. S.	87
Explotación	M. PESSANHA: Minas y Mercado: Sueño y realidad	95
	A. RUIZ CASTELL: Tendencias en Minería a cielo abierto.....	107
	D. CAUPERS y A. SALVADOR: Recuperação de pilares de soleira em Neves Corvo (Técnicas de Exploração).....	111
	J. M. BOTELLA: Perforación con tubos en minería metálica.....	125
	G. DE TOMI y J. P. GONZÁLEZ: Uso de Técnicas Informáticas para la Optimización de Explotaciones Subterráneas.....	133
Beneficio	A. BALLESTER: Biohidrometalurgia y sulfuros complejos. Investigaciones actuales ..	139
	F. SIERRA GARCÍA: Los residuos piríticos como nuevos recursos mineros	159
	U. MARKLUND: Autogenous grinding within Boliden Mineral.....	173
Nuevos proyectos	J. M. PONS, G. AGMAM y A. J. MAESTRE: Modelo de Zonación de Cu, Pb, Zn y Ag en el yacimiento de sulfuros masivos polimetálicos "Los Frailes". Su aplicación en la realización de un modelo de bloques zonado	183
	P. RODRÍGUEZ, K. ANDERSON y R. HIDALGO: Yacimiento de Sulfuros Polimetálicos Aguas Teñidas	193
	M. DOYLE: Las Cruces Copper Project, Pyrite Belt, Spain.....	201
	J. M. CASTELO BRANCO: O Projecto de Lagoa Salgada. Estado actual do conhecimiento da jazida.....	205

Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)*

Por R. CASTROVIEJO (1), R. GABLE (2), R. CUETO (1), J. C. FOUCHER (2) M. SOLER (3), J. GOUNOT (4), J. C. BATSALE (4), A. LOPEZ (1) y M. JOUBERT (5)

RESUMEN

Se presentan los resultados provisionales de los trabajos iniciales realizados para el *Proyecto Innovative Geothermal Methodology to detect deep blind Polymetallic Ore Bodies*, financiado por la CE (*) y co-financiado por DGICYT (*) y organizaciones participantes. Los principales objetivos de este Proyecto son la cuantificación de los efectos térmicos "in situ" de masas polimetálicas profundas a fin de desarrollar nuevos métodos geotérmicos específicos que puedan detectar depósitos no aflorantes. Dichos métodos deberían proporcionar, previsiblemente, un procedimiento rápido y barato para la detección superficial de cuerpos profundos, midiendo perfiles térmicos en sondeos cortos. La exploración geotérmica permite, a diferencia de otros métodos (por ejemplo gravimetría), discriminar anomalías significativas.

Para detectar pequeñas anomalías de temperatura (teniendo en cuenta que el efecto térmico decrece rápidamente hacia la superficie), la resolución térmica medida debe ser del orden de 0,001°C. Se han calibrado nuevos termistores muy sensibles en el Laboratoire National d'Essais (LNE) de París para obtener la máxima sensibilidad en el intervalo de temperaturas considerado (10 a 60°C). Se miden conductividades térmicas sobre testigos con una precisión del 5% y una reproducibilidad del 2%, que permiten determinar las anomalías del gradiente de temperatura relacionadas con las litologías. Para poner a punto el método, se modelizarán las medidas y se compararán con la realidad de cuerpos conocidos, a fin de establecer un modelo fiable y de aplicación general.

Esta metodología se ensaya en primer lugar en la **MV** (Masa Valverde, Huelva), descubierta y reconocida mediante sondeos por la E.N. Adaro, a fin de partir de un modelo suficientemente preciso para la modelización geotérmica. Los trabajos geológicos realizados integran observaciones de campo, examen y desmuestres de testigos de sondeos, geoquímica, geología estructural y estudio de testigos por diversas técnicas como petrografía, microscopía de menas, DRX, MEB, Microsonda Electrónica, etc. A pesar de la profundidad (en torno a los 600 m.) y de la complejidad de la estructura de MV puesta de manifiesto por el presente estudio, los resultados del primer año de investigación geológica —objeto de esta comunicación—, conducen a un modelo provisional que sirve de base a la interpretación de los datos térmicos.

Dicho modelo difiere de los anteriormente conocidos en aspectos como: la posición, definición e interpretación de ciertos tramos litológicos; la demostración de muy frecuentes contactos tectónicos acompañados de procesos de deformación dúctil a veces muy intensa; la identificación de fallas o cabalgamientos que definen unidades independientes, entre las cuales los tramos litológicos, incluidos los cuerpos mineralizados, no son correlacionables; la estructura del cuerpo mineralizado, caracterizada por una superposición de escamas imbricadas con geometría antiformal, resultado de procesos tectónicos relacionados con la Tectónica de cabalgamientos de la región y recientemente demostrados —ITGE— en la parte española de la **FPI** (Faja Pirítica Ibérica).

Los resultados provisionales arrojan, pues, un resultado coherente desde las diversas perspectivas de trabajo, particularmente por lo que respecta a los modelos geotérmico y geológico - geométrico, y permiten albergar fundadas esperanzas en una rápida puesta a punto del método, para su aplicación en exploración.

Palabras clave: Prospección minera, Método geotérmico, Yacimiento polimetálico, Sulfuros masivos, Vulcanosedimentario, Gradiente geotérmico, Diagrfía temperatura, Modelización de yacimiento, Masa Valverde, Provincia Huelva.

(*) Funding by the EC (Project BRITE-EURAM, CE/DGXII, Contract N° BRE2-CT94-1027) and by the Spanish DGICYT (UE95-007), as well as by BRGM, UPM, SEIEMSA, and LEPT-ENSAM, are gratefully acknowledged. The authors are also grateful to DGM/MINER, E.N. Adaro, and ITGE authorities for their support.

(1) ETSI Minas (UPM), c/ Ríos Rosas 21, 28003-Madrid.

(2) BRGM (DR/HYT), BP 6009 Avenue de Concyr, 45060 ORLEANS CEDEX (FRANCE).

(3) Consultant Geologist, Fdco. García Lorca 4, 28220 Majadahonda, Madrid.

(4) LEPT/ENSAM, Esplanade des Arts et Métiers, 33405 Talence Cedex France.

(5) SEIEMSA, Ed. Foro de Somosaguas, Pl. 1a Modulos 5-6, Pozuelo de Alarcón, 28228 Madrid.

ABSTRACT

Most of the volcanogenic-type deposits discovered in the recent past have been within 100 m of the surface and were generally found through using direct methods rather than indirect ones. After a long period of near-surface mining, the trend has been to look for deep blind deposits mainly through using indirect methods of exploration, essentially geophysics.

The geophysical methodology used in mineral exploration is essentially based upon gravimetric or geoelectrical techniques; for deep targets, electromagnetic techniques have been optimized for measuring and interpreting results obtained by the various FEM techniques and systems. The proposed geothermal methodology would be cheaper than gravity or geoelectrical methods because the thermal effect caused by the high thermal conductivity of a metallic deposit could (in principle) be detected very close to the Earth's surface through temperature profile measurements in shallow bore holes. Although geothermal exploration has been used where the mineralization is associated with geothermal data, the detection of the thermal effect of deep blind orebodies close to the surface has never been attempted by this seemingly realistic method. Another expected advantage of the thermal methodology to be developed would be the specific representativity of thermal anomalies related essentially to metallic deposits, without the difficulties encountered when trying to discriminate between significant and non-significant anomalies derived from other geophysical methods.

The results obtained during the first twelve-month period of the project have made it possible to verify the reality of the earlier theoretical heat transfer modelling over the Masa Valverde sulphide deposit which indicated a temperature increase above the metallic deposit. Precise temperature measurements were recorded in about 20 existing boreholes drilled within a 1 km² area and passing both through and outside the Masa Valverde deposit (Spain). This was followed by two types of field temperature modelling.

1. 2D vertical cross sections to compare with the earlier theoretical modelling.
2. 2D and 3D experimental temperature mapping to control:
 - a) the thermal effect of the metallic deposit by diminishing the number of temperature profiles made in the mineralized wells.
 - b) the temperature effect with depth.

The experimental temperature distribution not only confirmed the reality of the thermal effect above the metallic deposit, as had been indicated by the theoretical modelling, but also have a precise distribution of this heat transfer. The effect can be seen remarkably well on a vertical cross section through the orebody, with maximum effect being recorded in borehole A18 where the sulphide body is the thickest (Fig. 13).

The 2D vertical cross-section and the 2D and 3D experimental temperature mapping are supported by a preliminary geological model of the Masa Valverde structures which has been established on petrographic and on ore-microscopic, SEM and Microprobe studies of the samples, and on mathematical processing of the structural and geochemical data of the borehole cores. Some earlier interpretations are available (e.g. E. N. Adaro 1986-1992, Ramírez Copeiro et al. 1988 a 1993), but a detailed and accurate model is still needed, to provide a reliable reference for the thermal data, and to allow a critical re-appraisal of any interpretive problem. Preliminary results differ from previous interpretations in (a) the demonstration of allochthonous units and tectonic contacts as a very general feature, (b) the definition and interpretation of the lithologies, (c) the position of the stratigraphic unit boundaries, and particularly that between the Culm sediments and the underlying VSC (Volcanic-Sedimentary Complex), and (d) the folding, dips and position of the faults. Some of these results, from on-going field and laboratory work on country rock and DDH samples, can be read from figs. 1 through 3 (general geology of the region and of the Valverde Area), 5 (general log with main lithologic types found in DDH), and 6 through 10 (logs of Drillhole VA-3, -14, -16, -24 with comparison of thermal and lithological data; geochemical ratios). A very simple lithostratigraphic sketch (modified from Ramírez and Navarro, 1982) showing the main geological units in the region is presented in fig. 4, for reference. Figs. 11 and 12 show a sketch section through the sulphide body and a 3D sketch, in which the main features of its structure and geometry can be seen: the orebody is located in a blind block (Unidad Masa), whose upper, southwestern and northeastern boundaries are faults or thrusts. This means that no geological data can be inferred from surface outcrops to be correlated with the Masa Unit which hosts the ores, and that the structure of the orebody must be deduced indirectly from borehole information.

The rocks outcropping in the area correspond to: (i) the **Culm** unit, which overlays the VSC, is composed of slates and meta-greywackes; (ii) The **VSC unit**, including several volcanic and sedimentary lithologies (**V1, V2, V3, Vb; PM** or **PS**, Purple Slates), slightly metamorphosed (up to greenschist facies of regional metamorphism) and often intensively deformed; the **J** (jasper) rocks from the **FM** (Formación Manganesífera) are mainly fine grained silica rocks of various genetic types, some could result mainly from large-scale hydrothermal circulation related to metamorphic-tectonic events; (iii) **PQ (Phyllites & Quartzites) unit**, composed in the Valverde area of meta-lutites and sandy or silty meta-lutites, showing a visible slaty cleavage. It normally underlies the VSC and the ores.

The VSC rocks intersected by the boreholes below the Culm unit cannot be directly related to the outcropping VSC rocks, due to thrusting, as stated. The VA-3 cores, showing the best preserved Culm sequence, have been the first reference as DDH logs (fig. 6), but they have been completed with the study of the remaining boreholes to produce a general log (fig. 5, see also figs. 15 and 16): (i) **Culm materials**, with the following lithologies: *Silty slates, Meta-greywackes, Protomylonites and Phyllonites, Black slates* (usually with a strong ductile deformation), *Carbonate rocks*; (ii) **VSC Materials: MU (Micro-nodular ultramylonites), PS (Purple Slates), VSC Slaty rocks, Jasper / Silicified rocks & Crystalline Carbonate Rocks, Carbonate rocks, Acidic Meta-volcanics, MS (Massive Sulphides and meta-pyritites**, also comprising **C, Sulfuros Complejos** or complex-sulphide levels, Cu-pyritite, Zn-pyritite, etc., with occasional slaty or spongy silicate/exhalative? intercalations, **azufrones**, **ST (Stockwork)**, with *Chloritites* (chlorite hydrothermalites), *Chlt/quartz-sericite hydrothermalites, Qtz-ser. hydrothermalites, Stockwork ores and veins*, comprising sulphide-cemented breccias or veins, massive bodies or pods and disseminations, of the **P (pyritic)** or of the **C (sulfuros complejos: pyrite + base metal sulphides and sulphosalts) types. Mafic intrusive rocks and MBx (Mylonitic breccias with hydrothermal cement).**

As regards the potential for geothermal exploration of deep metallic bodies, one can request any information of the minimum depth of thermal investigation to detect a metallic body at about 600 m. depth. The 50-m-depth temperature map (fig. 14) shows a remarkable surficial thermal effect of the metallic body, as was also seen on the 2D vertical cross-section (fig. 13).

These experimental data interpretations confirm the reality of the thermal effect above the Masa Valverde metallic body and the possibility that it can be detected from it relatively close to the surface. The geothermal methodology could be employed as a rapid and preliminary method following initial exploratory geological drilling.

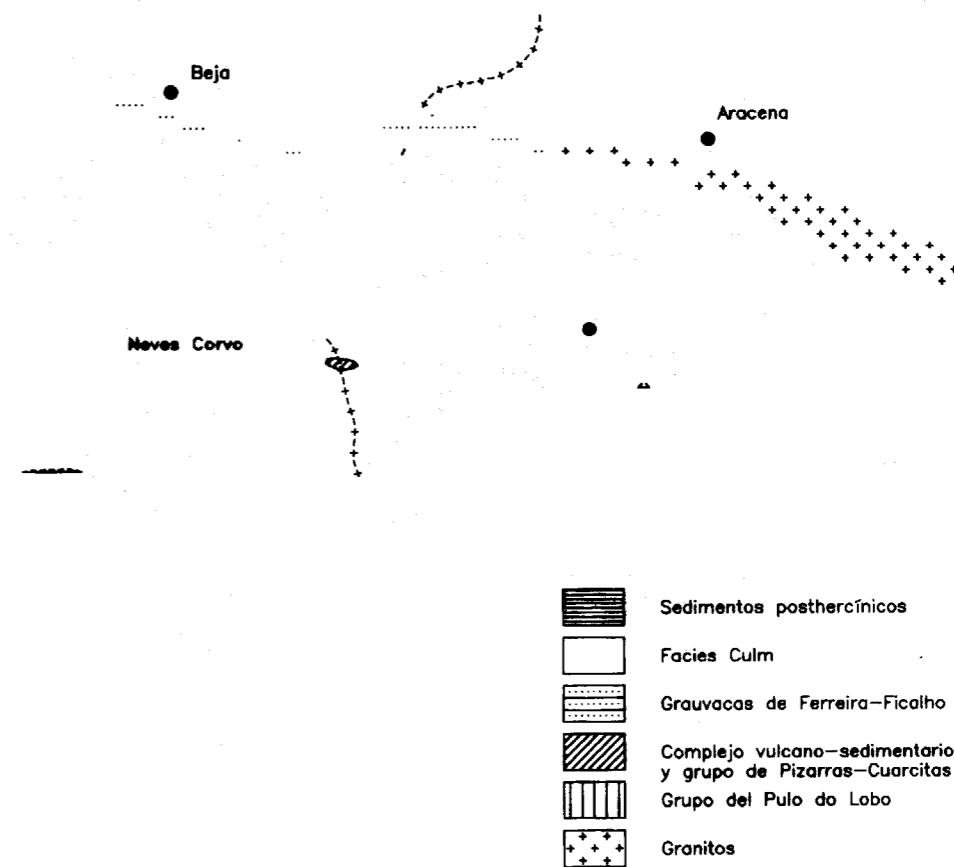
Key words: Mineral exploration, Geothermal method, Polymetallic ores, Volcanogenic Massive sulfide deposits (VMS), Geothermal gradient, Temperature logging, Ore deposits Modelling, Masa Valverde, Huelva.

DUCCIÓN

cubrimiento en 1986 de la Masa Valverde, ig.1), por la E.N. Adaro (Ramírez Copeiro y 1988, 1993) puso de manifiesto una vez el potencial por explorar en la **FPI** (Faja Ibérica), por la existencia de yacimientos bajo los sedimentos del Culm o -en otros terciarios, así como la utilidad de los gravimétricos. No obstante, la respuesta no es específica para cuerpos metálicos, requiriendo la discriminación de éstos un elemento en sondeos.

mediante medidas a niveles someros (vbgr. a 100 m de profundidad) del gradiente geotérmico, con lo que se podrían ahorrar en el futuro muchos km de sondeos, con la consiguiente disminución de costes.

Los trabajos realizados en el primer año del proyecto (Gable y cols., 1995 a,b y 1996; Castroviejo y cols., 1995; Batsale y cols. 1996) consisten en medidas térmicas in situ y en laboratorio, examen de testigos y estudios petrográficos, mineralógicos, geoquímicos y estructurales, precedidos de un breve reconocimiento geológico sobre



Mapa de situación de las principales minas de la Faja Pirítica Ibérica, con Geología Regional.

investigación parte de los trabajos realizados por la E.N. Adaro, aprovechando los sondeos reconocimientos ya realizados sobre la MV (Iso Autonomía), para elaborar al tiempo delo geológico y geotérmico, cuya síntesis ta cuantificar la anomalía térmica producir una importante masa polimetálica (600 m.), a fin de ensayar su detección

el terreno con desmuestre y caracterización petrográfica de las principales litologías aflorantes, como punto de partida de la interpretación estructural. Esta se apoya, además, en las recientes investigaciones del ITGE (Quesada, 1996) en la región. Así se ha ido precisando la geometría de la masa investigada y se han ido analizando y discutiendo sistemáticamente, de forma compa-

rada, los datos geológico estructurales (primera parte del trabajo) y térmicos (segunda parte).

MODELO GEOLOGICO

El objetivo esencial perseguido es la modelización geométrica del cuerpo mineralizado, como referencia básica para el modelo térmico. El necesario estudio detallado de los materiales y de las estructuras permite, asimismo, avanzar conocimientos sobre otros aspectos (genéticos, geoquímicos, tectónicos, etc.) que, aunque rebasan los límites del objetivo inicial, no pueden dejar de ser considerados.

El modelo metalogénico es, en sus rasgos generales, bien conocido, como un ejemplo más de yacimiento de sulfuros masivos de la FPI, caracterizado como del tipo Zn-Pb-Cu de Lydon (1992)¹. Su relación espacial con el *stockwerk* permite atribuir a la Masa Valverde un probable carácter proximal.

El estudio estructural presenta, en principio, serias dificultades por la monotonía de algunas litologías -un obstáculo para las correlaciones, especialmente en el Culm, litología dominante-, por los fenómenos de alteración en el CVS y por la evidencia, pronto demostrada, de numerosos

fenómenos de aloctonía, contactos tectónicos e intensa deformación dúctil. Ello obligó a aplicar un método que integra la información litológica con la estructural, combinando la adquisición de datos sobre testigos de sondeos con el tratamiento informático de los mismos, en el marco de la geología regional, en el que las esquistosidades representan una referencia básica.

MARCO GEOLOGICO-ESTRUCTURAL

La interpretación geométrica y estructural de la MV (Masa Valverde) se apoya en tres pilares: el conocimiento de la geología regional y local (figs. 1 a 3), el estudio mineralógico / geoquímico y petrográfico y el análisis estructural de los testigos de sondeos. La breve descripción que sigue anticipa la información obtenida desde estos tres puntos de vista, para ofrecer un cuadro general de la estructura de la MV (Masa Valverde), como referencia básica.

Desde el punto de vista regional, la MV parece estar situada bajo la denominada escama meridional del Manto de Valverde y muestra una estructura interna imbricada, puesta de manifiesto por la superposición anómala de diversas escamas de stockwerk cabalgantes sobre masas de sulfuros masivos. El conjunto muestra una

geometría antiforme, cuyo eje buza del orden de los 20 grados hacia el ONO. El límite superior es frecuentemente una banda de ultramilonitas, cortada por la mayor parte de los sondeos que atraviesan la masa. Hacia el Norte, esta estructura se hunde bajo el Manto de Valverde, sin que haya sido reconocida por los sondeos. Hacia el Sur, el antiforme aparece cortado por una falla subvertical con fuerte componente de desgarre, que limita el yacimiento en esta dirección.

La escama inferior del Manto de Valverde que cabalga a los sulfuros -Unidad NE, fig. 11- tiene una serie con un vulcanismo ácido peculiar (pórpidos riocácíticos), al que se superponen pizarras grises y moradas y sedimentos de derivación volcánica bastante deformados, que no aparecen en las unidades con sulfuros.

Debajo de la zona con sulfuros aparecen pizarras muy deformadas de edad indeterminada, que pueden atribuirse tanto al CVS (Complejo

Volcano-Sedimentario) como al Culm. En este último caso, la masa estaría implicada en un dúplex, tal como ocurre en otras masas de la Faja Pirítica (Tharsis, La Zarza, Sotiel, etc.).

La estructura descrita se pone de manifiesto tanto en el corte regional (fig. 3) como en los de detalle de la masa, de los que se presenta la Sección 9 (sondeos A-24, -3, -14, -16) como ejemplo. En ésta (fig. 11) puede observarse que la única fuente de información real sobre la MV son los sondeos, ya que la masa aparece limitada a techo y a ambos lados (NE y SO) por contactos mecánicos, que separan sendas unidades diferenciadas tectónica y estratigráficamente, y no hay ninguna unidad aflorante que pueda correlacionarse directamente con dicha masa. Pero también se comprueba la sintonía de la estructura interpretada a partir de los sondeos en el marco geológico de la zona: la Unidad NE se corresponde con el Manto de Valverde; la Unidad SO, separada por una fractura visible en superficie (falla

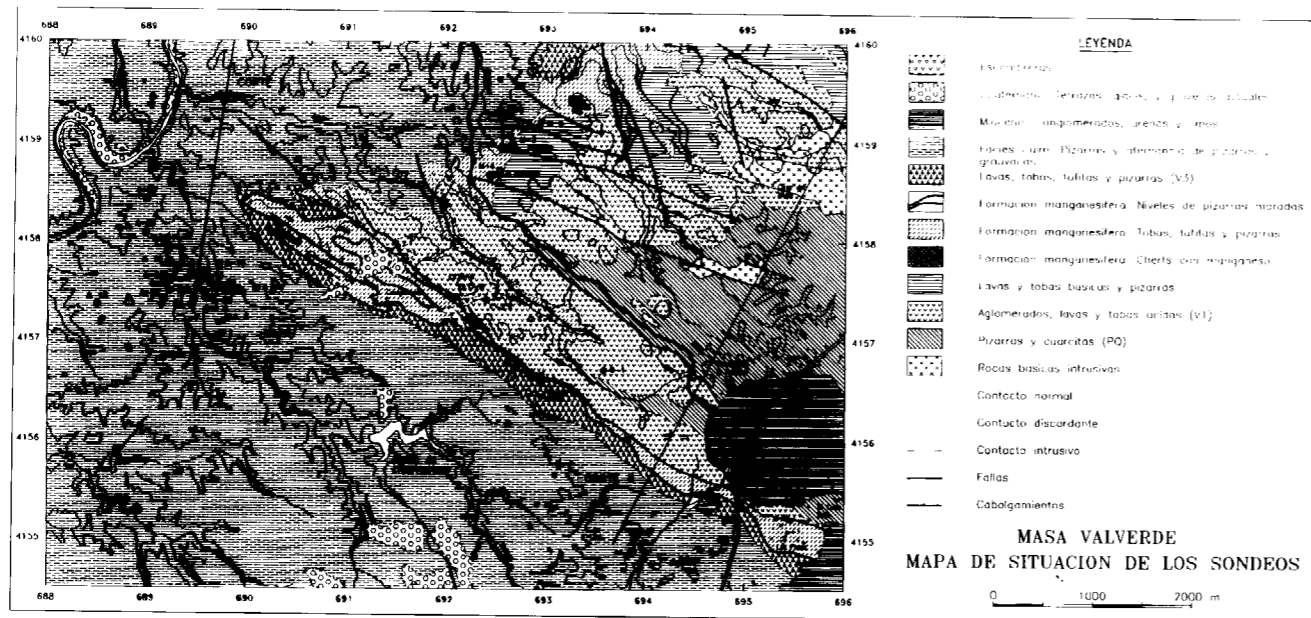


Fig. 2.—Área de Valverde del Camino: Mapa Geológico, con situación de los sondeos sobre la masa Valverde objeto del estudio (A-1 a A-25: Permiso Autonomía) y posición de los cortes de la fig. 3.

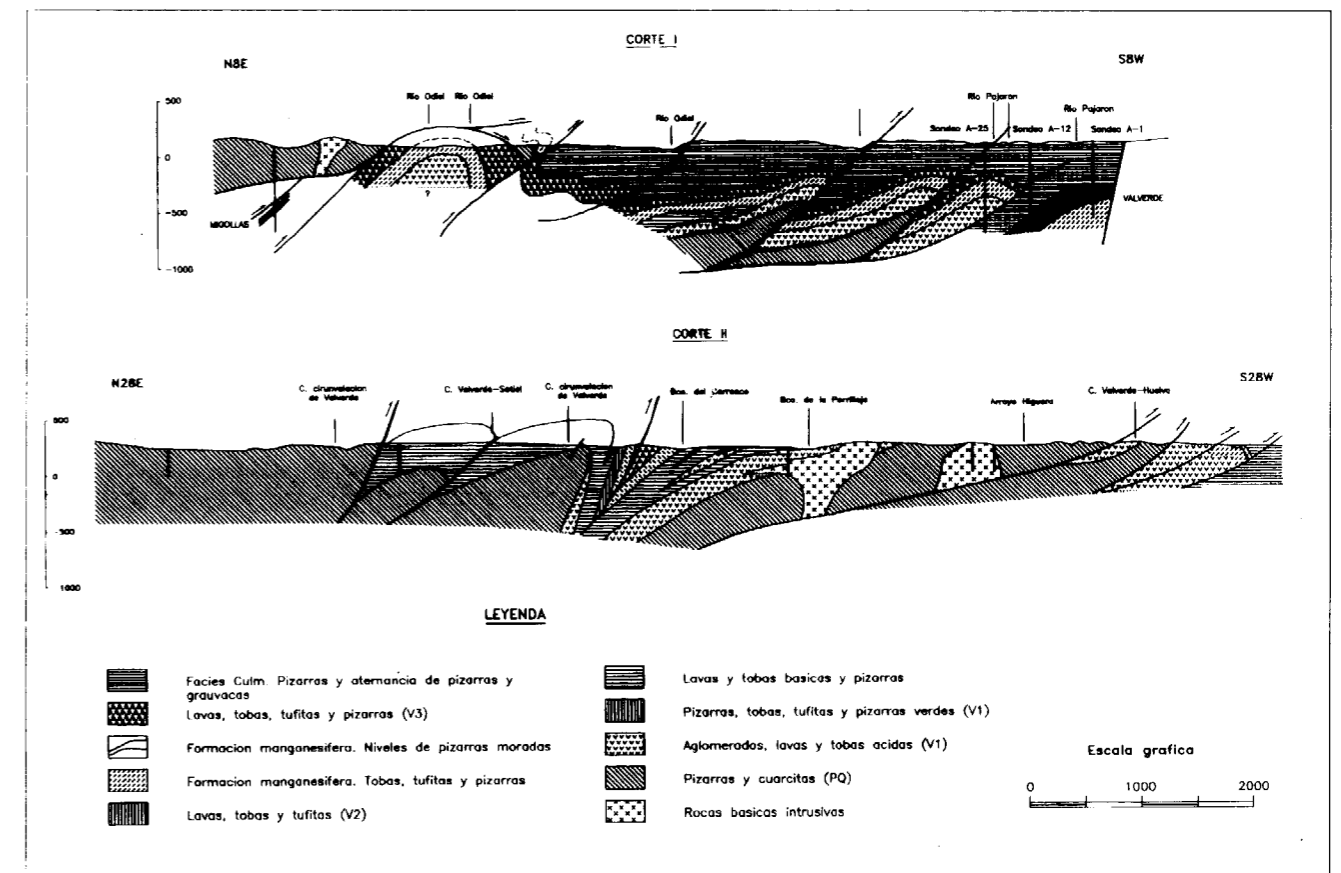


Fig. 3.—Esquema estructural: secciones SO-NE en la región de Valverde del Camino, cuya posición está indicada en la fig. 2 (las secciones presentadas rebasan hacia el N el área de dicha figura).

NO-SE subvertical, con un importante desplazamiento dextral y una zona de brecha de potencia decamétrica, que explica la no intersección de la MV por los sondeos situados al SO del A-1) se relaciona con el Manto de Gibrleón; y la Unidad Masa (no aflorante), que contiene la MV, está cabalgada por el Culm y separada de éste por una notable banda ultramilonítica.

LA MASA VALVERDE

Los 25 sondeos "Autonomía" (A-1 a A-25), situados cerca de Valverde del Camino (fig. 2), cortan materiales de origen sedimentario y volcánico afectados por procesos de metamorfismo regional y dinámico, por lo que habitualmente han de clasificarse como rocas metamórficas (metasedimentos o metavolcanitas), generalmente de grado muy bajo / bajo, pero cuyos protolitos son de difícil identificación a causa de la intensa alteración hidrotermal en el entorno de las mineralizaciones². Dichos materiales pertenecen a dos de las grandes unidades definidas en la FPI (fig. 4): Culm (metasedimentos de Facies Culm) y CVS

(Complejo Vulcano-Sedimentario, que contiene los sulfuros masivos); ningún sondeo corta materiales del PQ (Filitas y Cuarzitas, Devónico Sup.).

El estudio de estos materiales parte de su caracterización petrográfica, mineralógica y geoquímica, lo que permite la definición de litologías, el contraste con las medidas térmicas efectuadas y la comparación de tramos de sondeos. Para asegurar una correlación rigurosa, se ha recurrido a un tratamiento informatizado de todos los datos de sondeo, a fin de eliminar los errores debidos a desviaciones de la sonda (muy fuertes en algunos casos, vbgr. el sondeo A-2) y de corregir las profundidades, en principio referidas a la cota topográfica de cada sondeo, refiriéndolas a valores absolutos (nivel del mar). Los resultados se resumen a continuación.

* CARACTERIZACION LITOLOGICA

Se describe a continuación el conjunto de litologías encontradas en los sondeos, mediante una

PRINCIPALES UNIDADES GEOLOGICAS

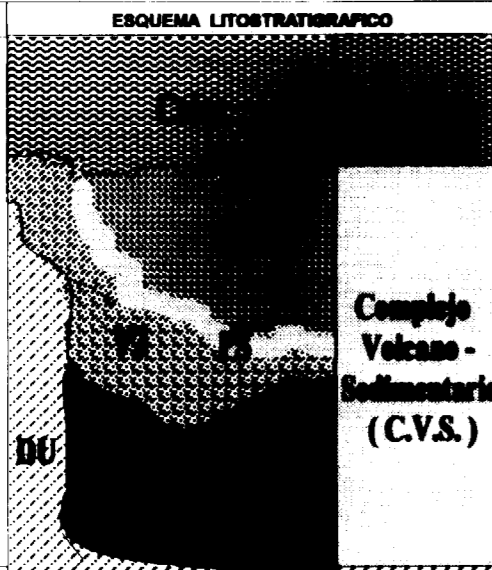
EDAD	ESQUEMA LITOSTRATIGRAFICO	PROTOLITOLOGIA
CARBONIFERO		<p>Sedimentos del Culm: pizarras y grauwackas con posidonias, goniatites y arqueocalamites.</p>
		<p>V3: lavas ácidas e intermedias (rara vez básicas), aglomerados, brechas, tobas y tufitas.</p> <p>P5 (Pizarras moradas): tufitas moradas, tobas y lutitas.</p> <p>V2: lutitas, tufitas y tobas de grano muy fino, lavas ácidas (localmente intermedias), aglomerados, brechas y toba, con jaspes y niveles carbonatados.</p> <p>VB: lavas básicas, tobas, brechas y aglomerados, localmente violetas - verdes o tobas abigarradas.</p> <p>VI: domos ácidos a intermedios, lavas, brechas, aglomerados, ignimbritas, tobas y tufitas.</p>
DEVONICO	PQ	<p>PQ: sedimentos detríticos convertidos en pizarras o filitas y cuarzitas.</p> <p>DU (Unidad Duque): sedimentos detríticos convertidos en pizarras, filitas, cuarzitas cuarzowackas y grauwackas con niveles intercalados de volcanitas ácidas, pizarras moradas y jaspes. Esporádicos nódulos de hierro y manganeso.</p>

Fig. 4.—Esquema litoestratigráfico simplificado de la Faja Piritica Ibérica (modificado de Ramírez Copeiro y Navarro, 1982).

columna tipo simplificada (fig. 5). Las abreviaturas empleadas en el texto (MU, MBx, SM, etc.) son las anteriormente definidas (cf. Gable y cols. 1995 a).

Como ejemplo, se representan también las columnas de los sondeos A-3, -14, -16 y -24 (figs. 6 a 9), con la información utilizada para la Sección 9 (fig. 11) y con los resultados de las

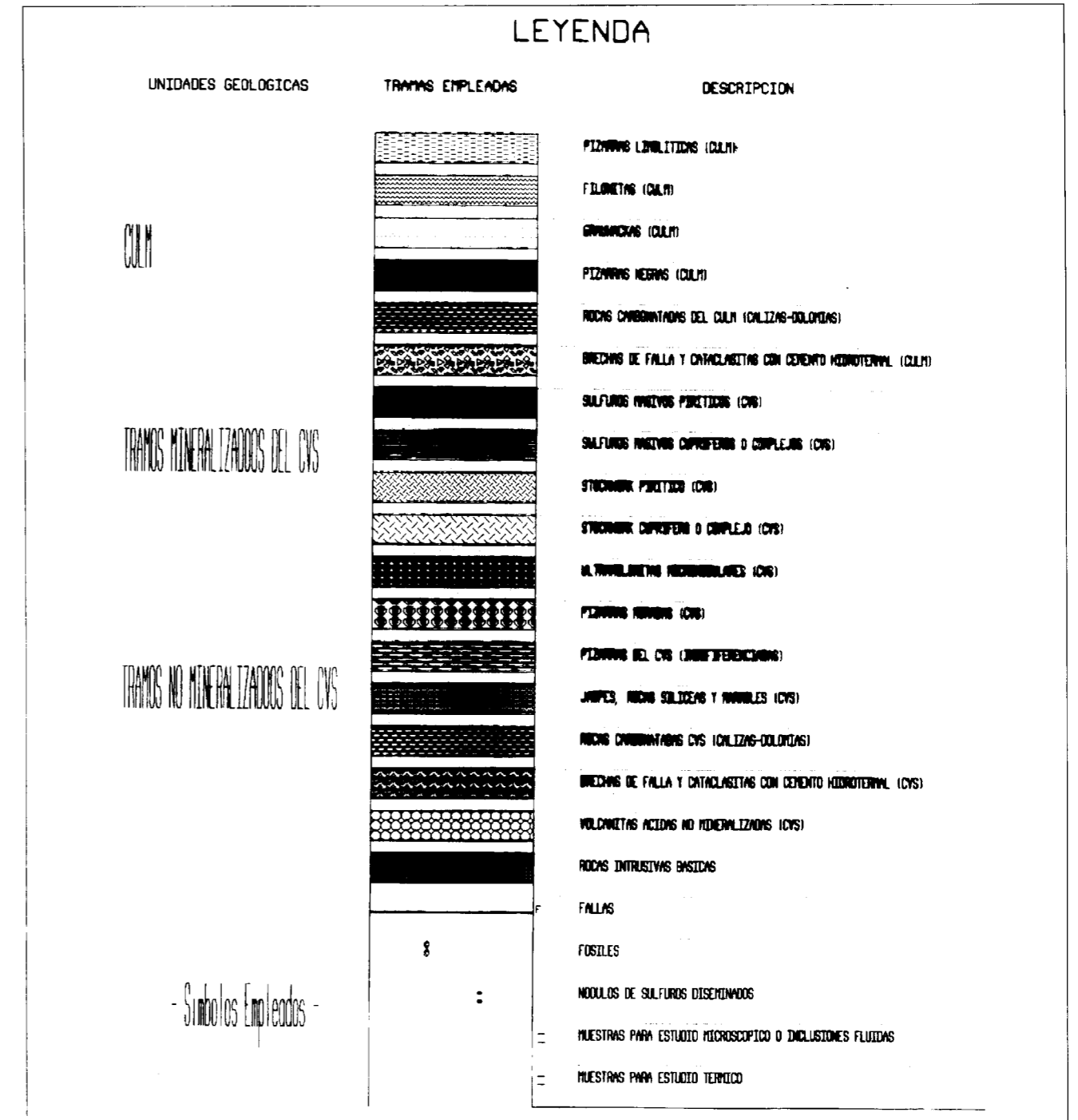


Fig. 5.—Esquema general de las litologías encontradas en los sondeos (la columna representada no implica una secuencia estratigráfica).

medidas térmicas realizadas *in situ*, expresados como curvas de gradiente geotérmico, a la izquierda de cada columna.

Es fácil observar la confirmación del modelo teórico en la acusada disminución del gradiente en el interior de la masa sulfurada, en los sondeos en el interior de la masa sulfurada, en los sondeos que la atraviesan (A-3 y A-14), y su incremento a

techo de la misma (efecto chimenea). Se observa también que al final del sondeo A-3 se esboza un incremento del gradiente que sugiere la presencia de otra masa sulfurada más profunda, lo cual es de notar porque los estudios microscópicos (caracterización de las menas) y la interpretación estructural (fig. 11), independientemente, apuntan a la misma posibilidad.

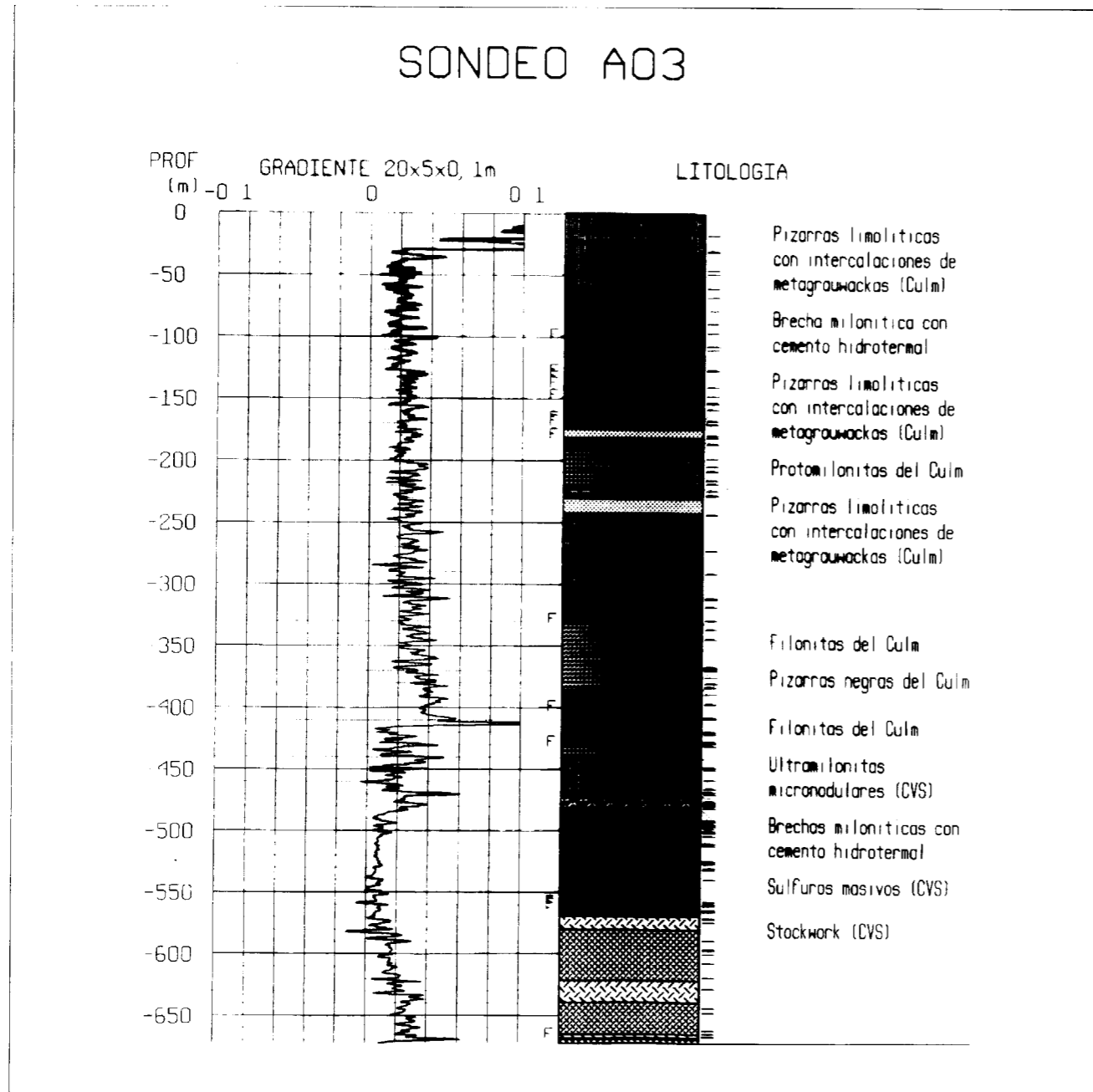


Fig. 6.—Columna del sondeo A-3, con representación de litologías y gradientes geotérmicos reales (medidos *in situ*).

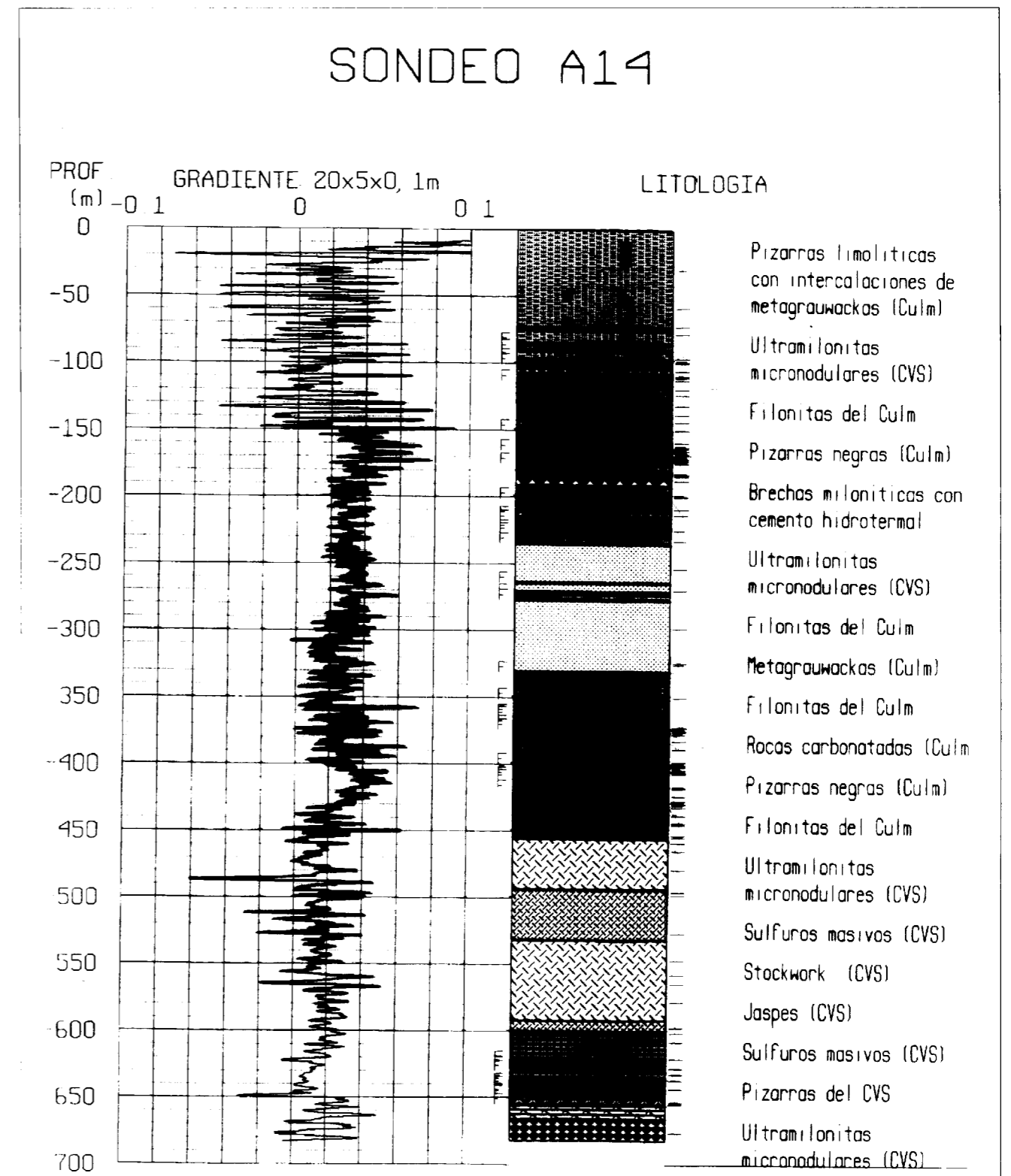


Fig. 7.—Columna del sondeo A-14, con representación de litologías y gradientes geotérmicos reales (medidos *in situ*).

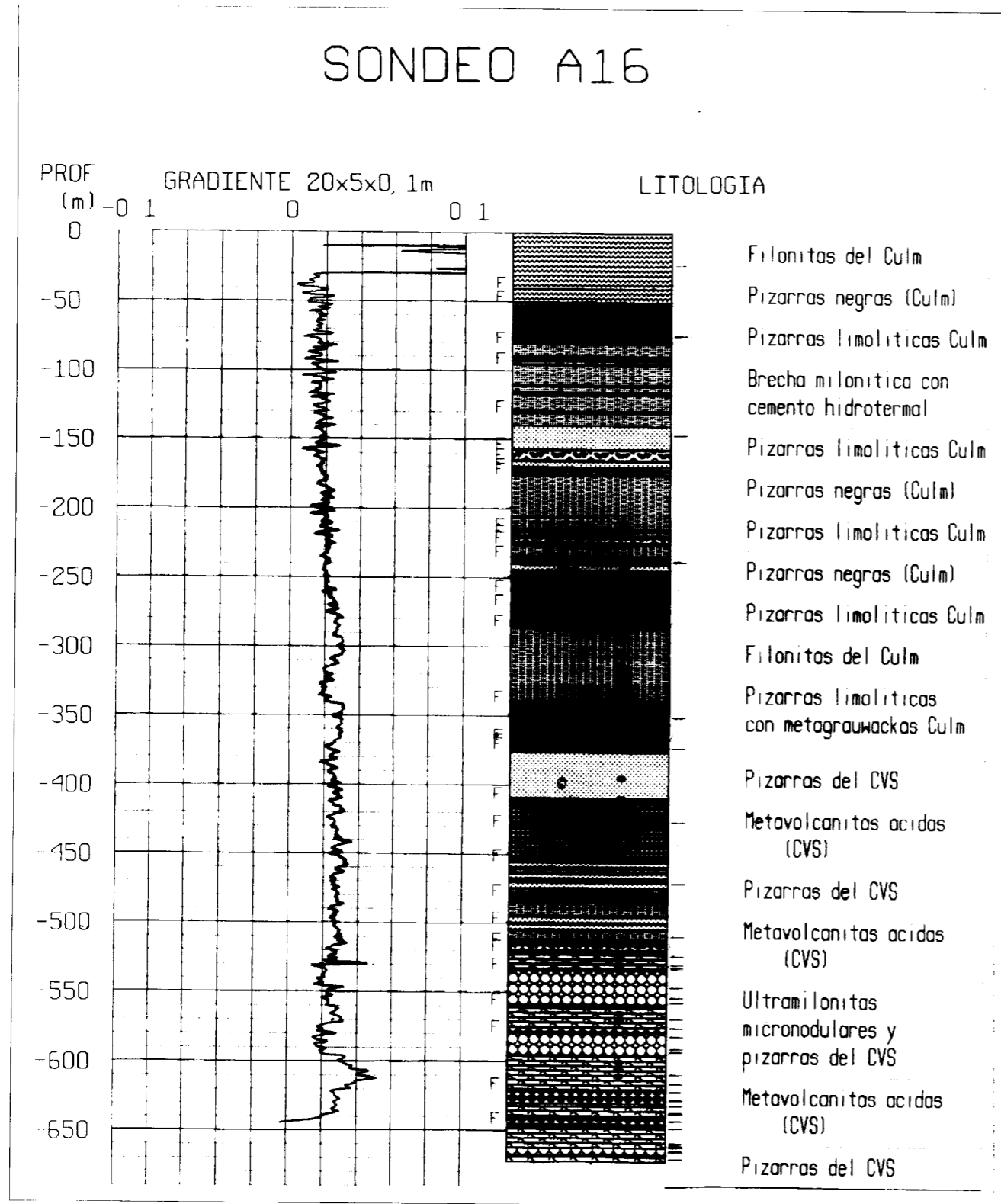


Fig. 8.—Columna del sondeo A-16, con representación de litologías y gradientes geotérmicos reales (medidos *in situ*).

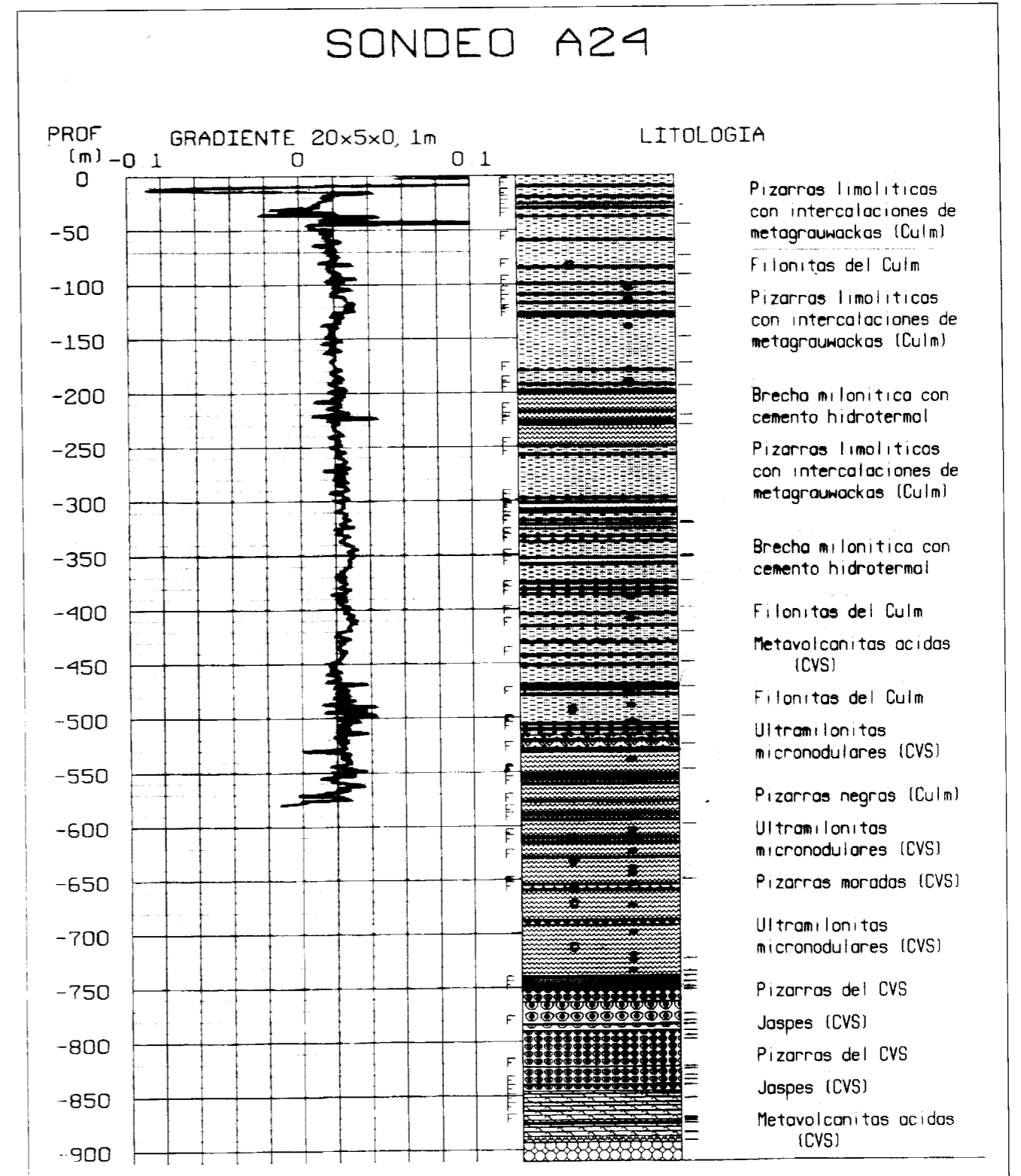


Fig. 9.—Columna del sondeo A-24, con representación de litologías y gradientes geotérmicos reales (medidos *in situ*).

Rocas del Culm

Son las más abundantes en los sondeos considerados, pero no se conservan en su integridad. Esto no representa un obstáculo insalvable, ya que su geometría no tiene continuidad con la de la masa (unidades tectónicas diferentes o contactos mecánicos). Se han distinguido los siguientes tramos:

1.- *Pizarras limolíticas*. Material dominante - varios centenares de metros intersectados-, constituido por laminillas orientadas de filosilicatos (sericita y minerales arcillosos) y materia carbonosa pulverulenta, que definen una o dos direcciones de esquistosidad. Cuarzo detrítico de tamaño limo, pero a veces en microlechos con granulometría arena fina que marcan una S0 relictiva. Abundante cemento carbonatado (ankerita), impregnando la matriz. Microfisuras con distintas generaciones de relleno hidrotermal: cuarzo bipiramidal y/o carbonato (calcita o ankerita). Deformación intensa en ocasiones, dando lugar vbgr. a la obliteración de S0, reducida a relictos con formas sigmoidales.

2.- *Metagrauvacas*. Intercaladas entre las pizarras limolíticas en niveles de potencia variable (dm-m), constan de una fracción detrítica (40-60%) y una matriz esquistosa. La primera se compone de cuarzo subanguloso de tamaño variable, plagioclasa (albita), fragmentos de roca (chert, pizarras, rocas metavolcánicas, etc.) y escasos máficos (clorita y/o anfíbol). La matriz esta formada por minerales sericitico-arcillosos con abundantes opacos granulares dispersos y escasa materia carbonosa (fig. 15c).

3.- *Protomilonitas y filonitas*. Son rocas con intensa deformación (dúctil), probablemente derivadas de las pizarras (1). Matriz muy fina orientada (S1 muy definida), compuesta por filosilicatos (sericita, minerales arcillosos y clorita). Escaso cuarzo, con formas globulosas, que da lugar a fenómenos de cristalización protegida o colas de presión. Frecuentes agregados o microclastos, en forma de ojos, representan relictos de vetillas carbonatadas, de las cuales se observan únicamente escasos vestigios, totalmente transpuestos. En las rocas menos deformadas (protomilonitas) es posible percibir fantasmas de S0 en forma de peces o sigmoides aislados.

4.- *Rocas carbonatadas*. Poco abundantes y de escasa potencia (rara vez métrica), su naturaleza

y génesis son discutibles. Generalmente parecen ser el resultado de procesos de alteración hidrotermal y/o reemplazamiento de antiguas pizarras, obliterados por recristalización ulterior. Su composición es muy simple: ankerita masiva, parcialmente recristalizada, englobando fragmentos carbonatados (micrita / esparita). Existen, no obstante, algunas biomicritas con Goniatites, alternando con pizarras (vbgr. A-14).

5.- *Pizarras negras*. Rocas muy ricas en materia orgánica (75 a 90% de componentes opacos), que les confiere su color característico, y habitualmente miloníticas. Contienen minerales arcillosos detríticos y cuarzo muy fino junto a abundante pirita, framboidal o recristalizada en cubos. A pesar de las evidencias de intensa deformación dúctil, ocasionalmente aparecen fósiles de gran tamaño (Goniatites y Conodontos), relativamente enteros: parecen haber actuado como porfiroclastos en una matriz plástica. Suelen encontrarse en la base del Culm, actuando como niveles de despegue.

Rocas del CVS

Se han encontrado los siguientes tipos litológicos, que se describen, si es el caso, con la designación abreviada asignada previamente (Gable y cols. 1996).

1.- *Ultramilonitas micronodulares (MU)*. Litología muy frecuente en el CVS, fácilmente reconocible a simple vista por su color verdoso. Rocas de grano muy fino, con matriz sericitico-arcillosa orientada, con clorita y escaso cuarzo (< 20 μ m) que definen una esquistosidad S1 muy marcada. Su carácter milonítico es manifiesto por la presencia de micronódulos en forma de ojos, con núcleos carbonatados (fig. 16 a) o silíceos, así como por las colas de presión paralelas a S1, sobre clastos de cuarzo de mayor tamaño. La deformación es tan intensa que ha borrado toda evidencia del posible protolito del que proceden, si bien parecen emparentadas con las cineritas verdes citadas (Soler, 1980) en otras zonas de la FPI.

2.- *Pizarras moradas (PS)*. Es su color morado la característica más relevante de estas rocas, estratigráficamente significativas, en opinión general, como nivel guía que separa V2 y V3. Dicho significado es menos claro en el caso estudiado, por la disposición en escamas cabalgadas que presenta el CVS. Apenas se distinguen

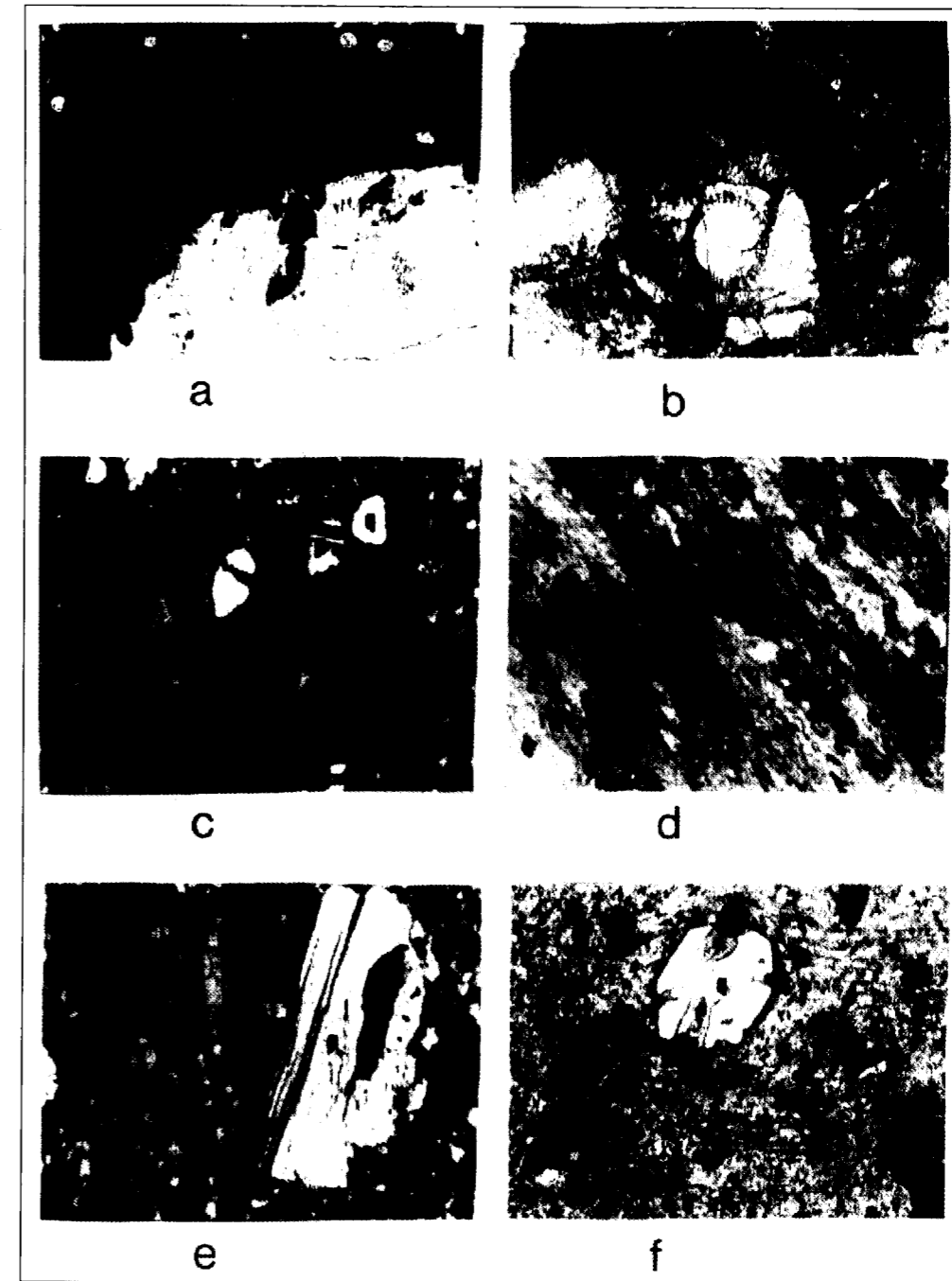


Fig. 15. -Fotomicrografías con luz transmitida de diferentes litologías intersectadas por los sondeos de MV (Masa Valverde) a: Contacto peperítico entre una pizarra fosilífera (fondo oscuro) con radiolarios y una metavolcanita (CVS). A06-502, 70, NX. b: Caliza fosilífera de textura globular con núcleos recristalizados donde se observan restos de tabiques de origen orgánico (CVS). A21-987, 30, NX. c: Metagrauvaca del Culm, con cuarzo (q), plagioclasa (p) y fragmentos (fr) de Chert constituyendo la fracción detrítica en matriz sericitica pizarrosa. A14-326, 25, NX. d: Clorita del Stockwerk. Se observa clorita acicular orientada definiendo una S1 de origen dinámico, junto a agregados micro-lenticulares de carbonato orientados según dicha esquistosidad (CVS). A11-760, 80, N//. e: Pórfido riódacítico con fenocristales de plagioclasa (p) y de sanidina (s) en una matriz secundaria de cuarzo y minerales sericitico-arcillosos (CVS). A20-398, 76, NX. f: Pórfido riolítico con fenocristales de cuarzo (q) de origen magmático, presentando golfos de corrosión, en matriz hidrotermalizada, sericitica (CVS). A11-672, 25, NX. Escala: la longitud real de cada imagen es de 2,4 mm en todas, excepto en la b = 1,2 mm.

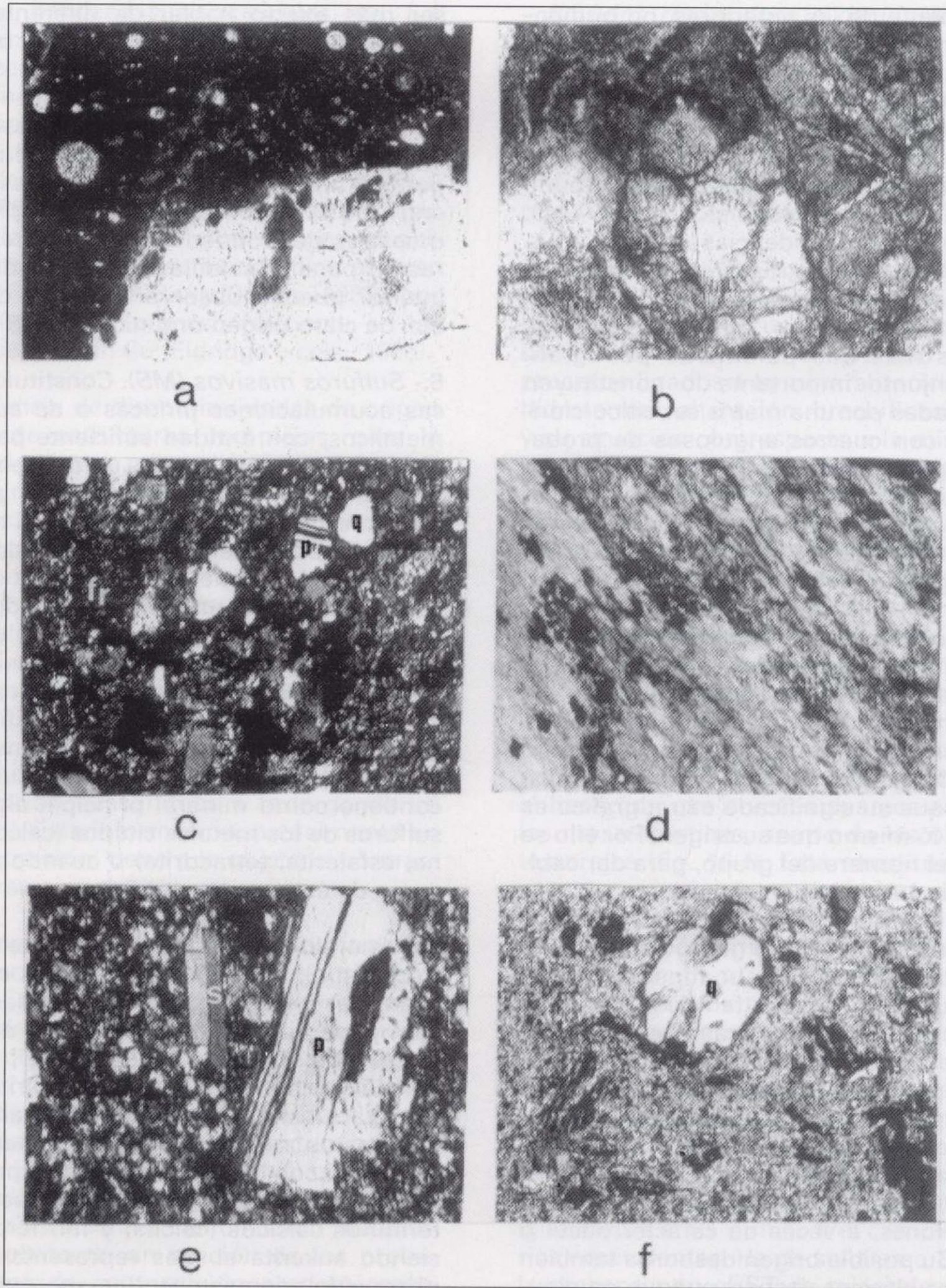


Fig. 15.—Fotomicrografías con luz transmitida de diferentes litologías intersectadas por los sondeos de MV (Masa Valverde)
a: Contacto peperítico entre una pizarra fosilífera (fondo oscuro) con radiolarios y una metavolcanita (CVS). A06-502, 70, NX. **b:** Caliza fosilífera de textura globular con núcleos recrystalizados donde se observan restos de tabiques de origen orgánico (CVS). A23-987,30, NX. **c:** Metagrauvaca del Culm, con cuarzo (q), plagioclasa (p) y fragmentos (fr) de Chert constituyendo la fracción detrítica en matriz sericítica pizarrosa. A14-326, 25, NX. **d:** Clorita del Stockwerk. Se observa clorita acicular orientada definiendo una S1 de origen dinámico, junto a agregados micro-lenticulares de carbonato orientados según dicha esquistosidad (CVS). A11-760, 80, N//. **e:** Pórfido riódacítico con fenocristales de plagioclasa (p) y de sanidina (s) en una matriz secundaria de cuarzo y minerales sericítico-arcillosos (CVS). A20-398, 76, NX. **f:** Pórfido riolítico con fenocristales de cuarzo (q) de origen magmático, presentando golfos de corrosión, en matriz hidrotermalizada, sericítica (CVS). A11-672, 25, NX.
Escala: la longitud real de cada imagen es de 2,4 mm en todas, excepto en la b = 1,2 mm.

petrográficamente de las anteriores, no pudiéndose precisar a qué se debe su distinta coloración; se aprecia un contenido algo mayor en carbonato y opacos (sulfuros), casi ausentes en el caso precedente.

3.- *Otras pizarras del CVS*. Este grupo reúne todas las demás rocas esquistosas del CVS. Algunas de ellas, con evidencias de milonitización, no se diferencian petrográficamente de las filonitas y pizarras negras del Culm. Su asignación al CVS se ha hecho siguiendo criterios estratigráficos más que puramente petrográficos. Otro conjunto importante lo constituyen pizarras formadas por una matriz sericitico-clorítico-arcillosa, con cuarzos angulosos de probable origen piroclástico. Presentan agregados carbonatados. En la Unidad NE existen unas pizarras típicas, ricas en fósiles, con abundantes radiolarios, que aparecen en contacto con rocas volcánicas (fig. 15 a).

4.- *Jaspes, rocas silíceas y mármoles*. Se trata de rocas de colores abigarrados que varían del verde al rosa anaranjado. Aunque tradicionalmente se ha hablado de "Jaspes", asignándolos a la Formación Manganesífera, se ha constatado que bajo tal denominación se incluían rocas dispares, por lo que su significado estratigráfico es cuestionable, lo mismo que su origen. Por ello se ha ampliado el nombre del grupo, para dar cabida a la variedad de rocas encontradas.

En general, presentan un alto grado de recristalización, estando formadas por un mosaico granoblástico de cuarzo de escaso tamaño, rodeando agregados de carbonato. En ocasiones se observa abundante clorita en vetas sobre fragmentos de Chert. Las proporciones entre el carbonato y el cuarzo son muy variables, pasándose de rocas de tipo Chert (con más del 80% de cuarzo) a mármoles recristalizados (80% de carbonato: ankerita o dolomita). Suelen presentar indicios de fuertes deformaciones, a veces de carácter dúctil o frágil-dúctil. Su posible origen desborda también el típico de los clásicos Jaspes: aunque en algunos casos sea exhalativo, en otros es metasomático o resultado de descarga hidrotermal controlada por la tectónica de cabalgamientos.

Aunque en recientes trabajos (vbgr. Leistel y cols., 1995) se reconoce ya cierta variedad de tipos de "chert" en la región, las conclusiones expuestas sugieren que la variedad es mayor y que incluso el término es cuestionable y puede

ser más exacto hablar de diferentes tipos de rocas silíceas -a veces silicificadas- o carbonatadas cristalinas.

5.- *Rocas carbonatadas*. Aunque escasas en el CVS, aquí sí aparecen calizas "sensu stricto", generalmente micritas o biomicritas intercaladas entre las pizarras. Especial interés presentan las muestras del sondeo A23, que muestran texturas en panal y celdillas recristalizadas, en cuyo interior pueden observarse restos de tabiques, etc. de claro origen orgánico (fig. 15 b).

6.- *Sulfuros masivos (MS)*. Constituidos por típicas acumulaciones piríticas o de sulfuros polimetálicos, con entidad suficiente para considerarlas como una roca o unidad estratigráfica significativa, como las *pirititas* de Schermerhorn (1971). Se aplicará el término *piritita* como equivalente de masa pirítica³, frente al de sulfuros complejos, aplicado a las mismas masas cuando contienen a partir de un 5% de sulfuros de Cu, Zn, Pb. Esta distinción, un tanto arbitraria -en la realidad hay transiciones graduales- y esencialmente de naturaleza económica o minera, tiene también un significado geológico, reflejado en la composición mineralógica: se considera compleja la masa sulfurada que contiene como mineral principal alguno de los sulfuros de los metales citados (calcopirita, galena, esfalerita, tetraedrita) o cuando al menos la suma de éstos supera el 5%.

La mineralogía es la habitual en este tipo de yacimientos⁴. El mineral dominante es casi siempre pirita, acompañada de cantidades variables (componente principal o incluso dominante a trazas) de calcopirita, esfalerita⁵, tetraedrita, galena y más raramente arsenopirita, así como de rutilo, esfena / leucoxeno y ganga (cuarzo, carbonatos, sericita, clorita... y minerales arcillosos, junto con trazas de antofilita y prehnita). Los carbonatos pueden variar en composición entre términos cálcicos (calcita) y ferríferos (siderita), siendo ankerita el más representativo. Se han observado además pirrotina, marcasita, estannita y (en sulfuros complejos) bournonita accesorios, así como trazas de metales preciosos (oro y plata nativos o electrum); se han citado también (Ruiz y Arribas, 1993) trazas de casiterita y cubanita. La mineralogía de las menas se completa con la del *stockwerk* (cf. infra).

Las texturas primarias (habitualmente sedimentarias, a veces con rasgos detríticos como *load casts*,

o coliformes, bandeadas, framboidales, etc., fig. 16 b) están en general parcial o totalmente obliteradas por recristalización y, no pocas veces, por intensa deformación frágil o dúctil (brechas, microbrechas, cataclasitas, milonitas...piríticas: figs. 16 c y d). También se observa corrosión y reemplazamiento de los demás sulfuros, particularmente pirita y esfalerita (chalcopyrite disease: reemplazamiento de blenda temprana por calcopirita, con formación de texturas de típico aspecto en emulsión, Barton, 1978, - y Bethke, 1987), por calcopirita (fig. 16 e), proceso frecuente en las zonas enriquecidas en Cu (Eldridge y cols., 1983).

Ante la evidencia de discontinuidades de origen tectónico y de estructuras complejas, para la correlación de tramos mineralizados se combina información mineralógica y geoquímica, ambas cuantificadas. La primera se está obteniendo por medio de técnicas de análisis de imagen (composición modal) y la segunda por el tratamiento informatizado de la analítica de sondeos. Los resultados provisionales confirman la existencia de escamas cabalgadas o invertidas dentro de los niveles sulfurados, las cuales interrumpen o invierten la tendencia evolutiva normal de los cocientes de metales (Cu:Cu+Pb+Zn) o de las composiciones modales, en el mismo sondeo o en la correlación de sondeos a lo largo de un perfil (fig.10). Esta información, actualmente en fase de elaboración, tiene por objeto el contrastar la interpretación estructural.

7. *Metavolcanitas ácidas*. Constituyen, tras las pizarras, el segundo grupo en importancia dentro del CVS. Son rocas fuertemente alteradas por procesos hidrotermales y nunca se han podido observar protolitos intactos: habitualmente la matriz está reemplazada por una paragénesis secundaria de clorita-sericita y/o cuarzo; sólo los restos de fenocristales reflejan la textura porfídica original. El metamorfismo ubicuo que las afecta provoca además un apizarramiento generalizado, de ahí su consideración como metavolcanitas. No obstante, en función de los probables protolitos de composición predominantemente ácida (V₁), se han podido distinguir dos series, que en conjunto constituyen la principal litología de indiscutible origen volcánico:

Porfidos riolíticos. Se encuentran en las unidades Masa y SO, en las que los porfidos volcánicos presentan fenocristales de cuarzo redondeado (tipo riolítico) con frecuentes golfos de corrosión (fig. 15 f).

- *Porfidos riodacíticos a dacíticos*. Observados únicamente en la Unidad NE, son rocas con fenocristales de plagioclasa, generalmente muy alterada a sericita, y sanidino, que predominan tanto en tamaño como en cantidad sobre los de cuarzo (fig. 15 e). Ello hace suponer, contrariamente al caso anterior, un origen ligado a magmas híbridos, conocidos en la región.

8.- *Stockwerk (ST)*. Se trata, en sí, de un término minero y no petrográfico. Aunque, por su naturaleza original, habría de considerarse más bien dentro del tipo anterior (porfido riolítico), los procesos ligados a la mineralización (circulación hidrotermal, alteración, brechificación y relleno) y su situación con respecto a la misma (zona de raíz bajo las masas sulfuradas) lo definen de forma inequívoca. De todas formas, la transición con dicho tipo es gradual, por lo que en ausencia de afloramientos y teniendo en cuenta la frecuencia de contactos mecánicos es inevitable una cierta ambigüedad al aplicar criterios únicamente petrográficos.

En la Masa Valverde el ST alcanza una potencia considerable, de orden hectométrica, pero en no pocos casos se trata de una repetición tectónica por cabalgamiento (*stacking*), como lo evidencia el hecho de que a veces aparece superpuesto a las masas piríticas, aparte de las observaciones texturales (fig. 16 f). Está constituido por rocas con procesos de alteración hidrotermal (clorítica, cuarzo-sericitica y silicificación principalmente) muy intensos: algunas son petrográficamente muy similares a otras volcanitas del CVS (porfidos riolíticos, cf. *supra*), pero otras veces (hidrotermalitas, cf. *infra*) el protolito es irreconocible.

La mineralización sulfurada es de carácter hidrotermal y va asociada a las alteraciones descritas, presentándose como relleno de vetillas o diseminada. Su composición es análoga a la descrita en los sulfuros masivos⁶, distinguiéndose igualmente el ST pirítico y el complejo, por criterios equivalentes. Ha de señalarse, sin embargo, la presencia en el ST de minerales no observados por el momento en las masas citadas, como melnicovita, anatasa, zircón, epidota, talco, boulangierita, jamesonita, wittichenita y cosalita o galenobismutita. Mientras que los primeros no parecen revestir significado especial o se relacionan con procesos de alteración hidrotermal típicos del ST, los tres últimos (sulfosales de Bi y Cu o Pb) podrían interpretarse (Marcoux y cols., 1996) como vestigios de los procesos tardíos

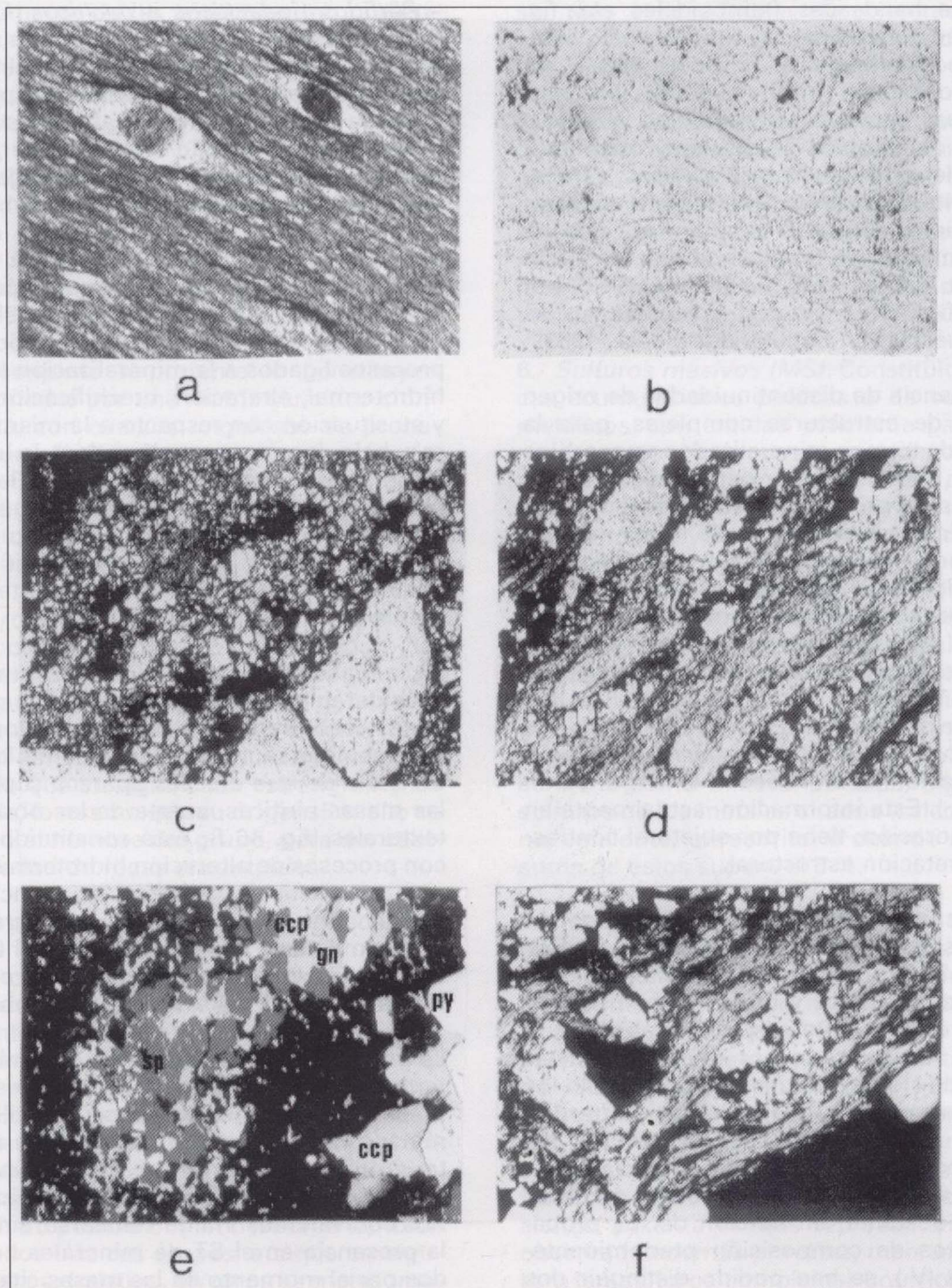


Fig. 16.—Fotomicrografías con luz transmitida (a) y reflejada (b-f) de distintas litologías intersectadas por sondeos MV. N//.

a: Ultramilonita micronodular (MU) del CVS: Matriz sericítica orientada, con escaso cuarzo detrítico y "ojos" con núcleos carbonatados. **b:** Masa pirítica parcialmente recrystalizada, con micro-estructuras sedimentarias (*slumping*) relictas. **c:** Piritita proto-cataclástica (blanca), con cemento carbonatado (gris).

d: Piritita ultramilonítica: pirita (blanca) y ganga sericítico-carbonatada (negro-gris). **e:** Mena compleja: reemplazamiento progresivo de pirita (py), galena (gn) y esfalerita (sp) por calcopirita (ccp), con desarrollo de *chalcopyrite disease* sobre esfalerita (moteado). **f:** Stockwerk complejo blastomilonítico: bandas orientadas de calcopirita / melnicovita (gris, blanco) y sericita (negro), con microclastos de pirita (blancos, pequeñas inclusiones de galena poco visibles a la escala de la fotografía) recrystalizados.

Escala: la longitud real de imagen es de 2,45 mm: b, c, d, f; 1, 2 mm: a; 0,6 mm: e).

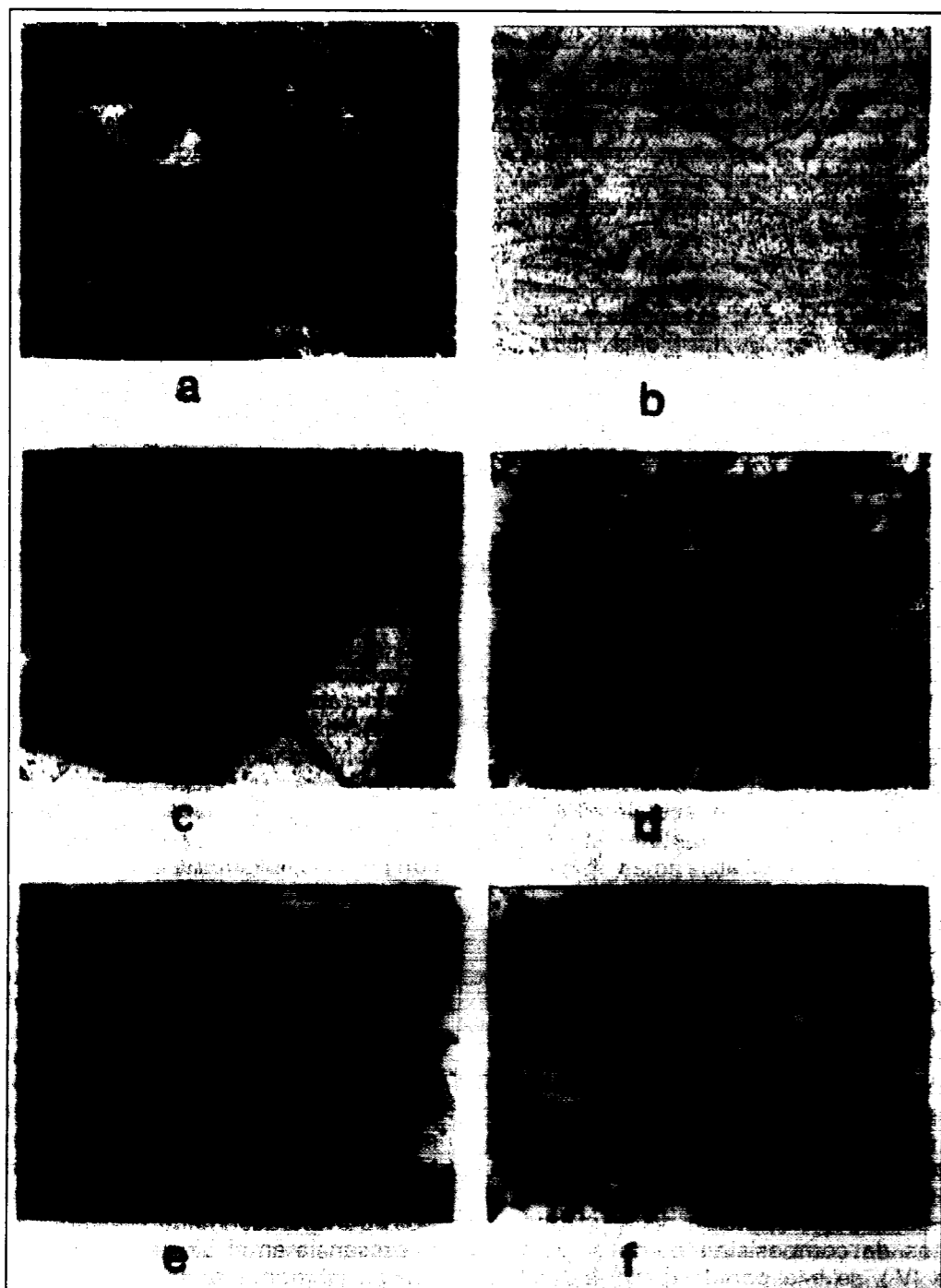


Fig. 16.—Fotomicrografías con luz transmitida (a) y reflejada (b-f) de distintas litologías intersectadas por sondeos MV. N//. a: Ultramilonita micronodular (MU) del CVS: Matriz sericítica orientada, con escaso cuarzo detrítico y "ojos" con núcleos carbonatados. b: Masa pirítica parcialmente recristalizada, con micro-estructuras sedimentarias (*slumping*) relictas. c: Piritita proto-cataclástica (blanca), con cemento carbonatado (gris). d: Piritita ultramilonítica: pirita (blanca) y ganga sericítico-carbonatada (negro-gris). e: Mena compleja: reemplazamiento progresivo de pirita (py), galena (gn) y esfalerita (sp) por calcopirita (ccp), con desarrollo de *chalcopyrite disease* sobre esfalerita (moteado). f: Stockwerk complejo blastomilonítico: bandas orientadas de calcopirita / melnicovita (gris, blanco) y sericita (negro), con microclastos de pirita (blancos, pequeñas inclusiones de galena poco visibles a la escala de la fotografía) recristalizados.

Escala: la longitud real de imagen es de 2,45 mm: b, c, d, f; 1, 2 mm: a; 0,6 mm: e).

li
(E
o
uL
p
ta
a
q
d
d
v
u-
la
e
d
c
ta
d
C
d-
la
a

El

-

•

a enriquecimiento ascendente en Cu e y cols., 1983), lo mismo que la también da *chalcopyrite disease*, proporcionando río adicional para la correlación.

rotermalitas, que habitualmente forman l ST, son rocas con grados de alteración e están compuestas esencialmente por iones hidrotermales (secundarias), en las cticamente la textura y composición inicial s (probablemente volcanitas ácidas) han ecido. Sólo por analogía con otras rocas as algo menos afectadas se puede hacer osición sobre su protolito. Se distinguen:

itas, con al menos un 80% de clorita, en as orientadas que definen una textura sa muy marcada, generalmente crenula- servan microbandas paralelas a S1, con tos (fig. 15/d) y sulfuros, fantasmas de cris- ulares y disseminación de minerales secun- anatasa), o de circón, con halos radiactivos. osibles protolitos se consideran volcanitas o fino, vbgr. metacineritas o tobas.

termalitas cloríticas cuarzo-sericíticas. Son abundantes. Menos ricas en clorita que las es (40-50%), muestran un mayor contenido o secundario, carbonato y sericita, pero es posible distinguir fenocristales de cuar- n magmático. Algunas muestras mues- efectos de deformación (cizalla, kink). • podría corresponder a pórfidos o lavas asivas de tipo riolítico, propias de la for- V1.

rmalitas cuarzo-sericíticas. Se distinguen ores únicamente por la ausencia casi clorita, que sólo aparece, de forma acceso- hidrotermales tardías. Constan de una de cuarzo secundario, con abundante y agregados microplegados, en forma de sericita y posible dickita. Establecer un protolito para estas rocas es muy aventu- bien, en uno de los ejemplares se ha iden- un fenocristal de cuarzo inequívocamente , que las aproximaría a las riolitas clorí- anteriormente.

allicificadas. Se observan en el sondeo intersecta, en la base del ST, unas rocas recristalizadas, formadas por cuarzo y (ankerita), textural y composicionalmen- parecidas a los jaspes. Presentan, no obs- de cristales de cuarzo magmático que

indican protolitos distintos de las jaspilitas. Se observan también fenocristales con bordes de reacción y lo que parecen ser fantasmas de vesícula rellenas por cuarzo.

Rocas intrusivas básicas

Intercalados tanto en el Culm como en el CVS, pueden observarse pequeños tramos, generalmente de escasa potencia, de rocas de color verdoso, intensamente alteradas.

Se trata de diques tardíos, secantes a las estructuras y cuya mineralogía original ha sido reemplazada por una asociación hidrotermal, formada por minerales sericítico - arcillosos, sílice criptocristalina, leucoxeno, clorita, carbonato y sulfuros (pirita, calcopirita y galena). A veces es posible discernir su textura porfídica relictas, con fantasmas de microfenocristales de plagioclasa, carbonatados y sericitizados, con vestigios de anfíbol (antofilita?) y magnetita disseminada, de origen magmático, en cristales parcialmente hematitizados. Abundantes microporos y microfisuras rellenos por ankerita, cuarzo y sulfuros.

Por su supuesta composición primaria se consideran estas rocas como Diabasas fuertemente hidrotermalizadas. Sólo se ha observado una roca rica en biotita con restos de posibles anfíboles que recuerdan a un Lamprófidio.

Brechas miloníticas con cemento hidrotermal (MBx)

Intercaladas tanto en el Culm como en el CVS aparecen unas rocas de tipo brechoide, con intensos procesos de metamorfismo dinámico dúctil-frágil y ulterior relleno hidrotermal, que se traducen en la presencia de clastos de rocas miloníticas y de fragmentos de vetas, cementados por nuevas generaciones hidrotermales con distintos grados de deformación y recristalización. Presentan abundantes peces o agregados de minerales micáceos (sericita, posible dickita), junto a finas bandas replegadas de materia carbonosa pulverulenta, con cemento hidrotermal cuarzo - carbonatado (clorita vermicular ocasional).

Estas rocas de claro origen hidrotermal no deben considerarse como facies características ni del Culm ni del CVS: están relacionadas con fenómenos de deformación tardíos y pueden aparecer en ambas.

Cuestiones pendientes

Existen una serie de cuestiones no resueltas -son todavía objeto de investigación-, que conviene recordar, aunque en general desbordan el marco de esta investigación.

En primer lugar, ya se ha citado la existencia de ciertas litologías en el CVS, de tipo milonítico y ricas en filosilicatos, similares a otras halladas en el Culm desde el punto de vista petrográfico y todavía no caracterizadas geoquímicamente. En algunos casos, dichas litologías se encuentran en puntos clave, p. ej. al final de ciertos sondeos, bajo la MV: aunque se han atribuido al CVS (unidad más cercana) como hipótesis más simple, no se descarta la posibilidad -incluso probabilidad- de que se trate de litologías del Culm, lo que apoyaría la hipótesis tectónica de un mecanismo de dúplex, probable pero no demostrada en la MV.

Por otra parte, en el sondeo A-16 se ha observado un contacto de tipo peperítico entre una roca volcánica ácida (pórfido riolítico) y una pizarra, textural y composicionalmente idéntica a las pizarras limolíticas del Culm. Dado que no se conoce en este sector de la FPI la existencia de fenómenos volcánicos de este tipo coetáneos con los sedimentos de facies Culm, se ha elegido la opción CVS, menos forzada, pero no exenta de dudas. En cualquier caso, la eventual rectificación de esta opción, si por fin hubiese datos que la avalasen, no afectaría en lo esencial al modelo propuesto.

Finalmente, merecen atención otras cuestiones generales, como el estudio de los procesos metamórficos y de alteración hidrotermal, o particulares, como el estudio detallado de los procesos y mecanismos de deformación en las distintas litologías (silicatadas y sulfuradas), la caracterización precisa de los jaspes vs. rocas silíceas o la interpretación de las llamadas pizarras moradas y, desde el punto de vista minero, la delimitación completa, hacia el N y en profundidad, de la masa sulfurada, cuyos contornos a juzgar por los resultados obtenidos no están todavía cerrados.

* GEOQUIMICA PRELIMINAR DE LOS TRAMOS SULFURADOS

Se ha recurrido a la Geoquímica como apoyo complementario de las caracterizaciones litológicas (mineralógicas) realizadas, para la interpretación estructural y geométrica, primer objetivo

propuesto a la modelización geológica. La información de partida son los análisis de testigos de sondeos realizados por la E.N. Adaro, que se han informatizado y tratado por diversos métodos. En particular se aplicó la segmentación automática, los cálculos normativos o modales en tramos sulfurados y diversos cocientes (*ratios*) de composiciones minerales o de metales contenidos, buscando una precisión creciente. Aunque los trabajos todavía no están ultimados, sí pueden esbozarse algunos resultados provisionales.

Los ensayos iniciales pusieron de manifiesto la dificultad de obtener una tendencia evolutiva general coherente con los procesos genéticos conocidos en este tipo de yacimientos si se supone una posición estratigráfica normal; obtiene apoyo así, por otra vía independiente, la interpretación del yacimiento MV como estructura en escamas imbricadas, con superposición de cuerpos mineralizados mediante contactos mecánicos, ya postulada a raíz de los estudios comentados.

Se ha seleccionado como ejemplo (fig. 10) una serie de columnas representativas de la evolución con la profundidad (distintos sondeos) de los parámetros $Cu:Cu+Zn+Pb$ y su correspondiente reflejo en la composición mineralógica (calcopirita : calcopirita + galena + esfalerita), materializadas en las curvas 1 y 2, respectivamente. Se observa en primer lugar la equivalencia de ambos parámetros, ya que las curvas tienen siempre una evolución paralela, aunque ligeramente desplazada hacia valores más altos en la segunda. En segundo lugar, si se compara la columna del sondeo A-1 con la del A-14, se pueden observar dos evoluciones contrapuestas: en A-1 hay un enriquecimiento en Cu en profundidad, con una transición brusca hacia los 410 m.; en A-14 se observa esa tendencia, aunque de forma irregular, en el stockwerk, pero luego tiene lugar una inversión de la misma por encima de 390 m.

Puede explicarse esta diferencia fácilmente desde los supuestos de interpretación enunciados, teniendo en cuenta las observaciones realizadas en diversos yacimientos de sulfuros masivos (p.ej. Eldridge y cols., 1983, en las masas Kuroko) sobre la progresión del enriquecimiento en Cu, como fenómeno relativamente tardío y de alta temperatura, que deja su impronta -reemplazamiento de pirita, galena, esfalerita por calcopirita, esencialmente- sobre la mineralogía ori-

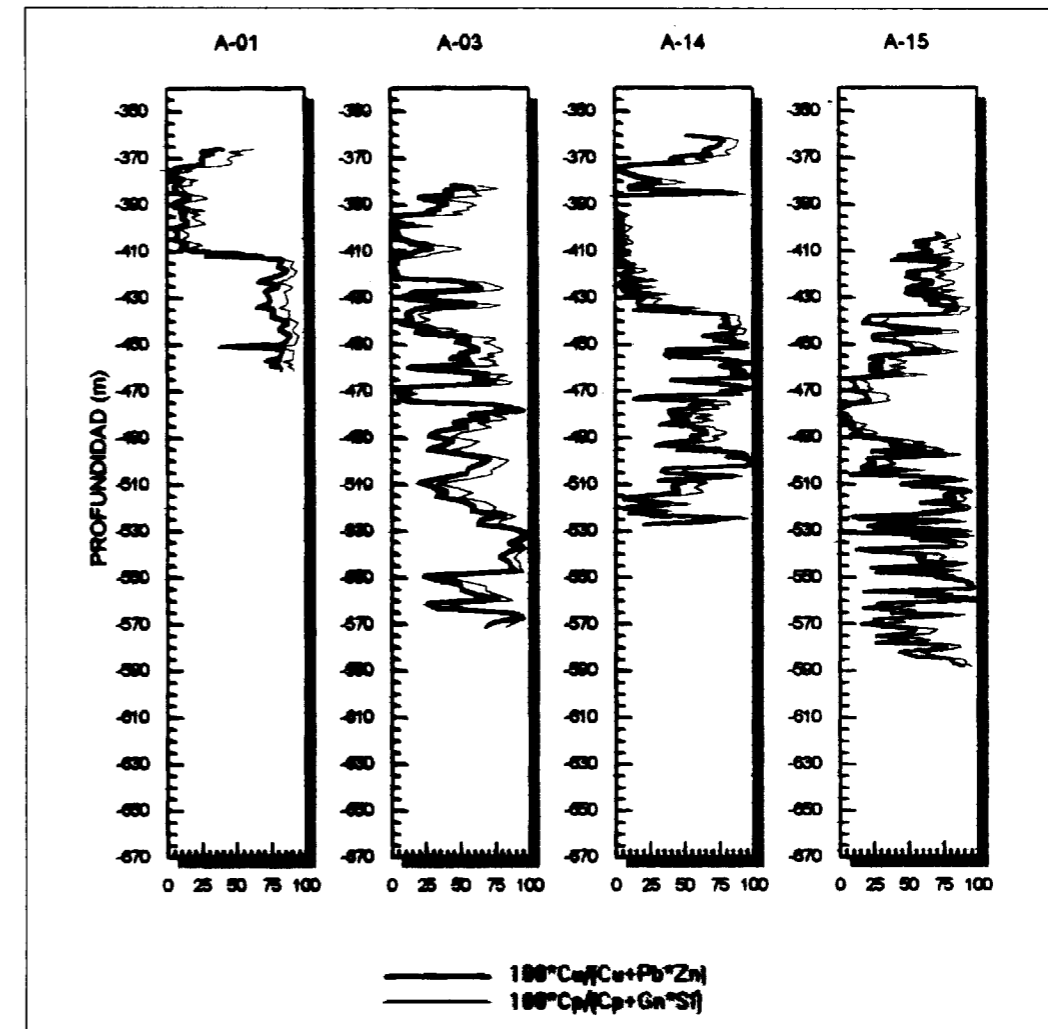


Fig. 10.—Caracterización geoquímica de los cuerpos mineralizados (menas piríticas y complejas, masivas y de *stockwerk*) interrelacionados por los sondeos A-1, A-3, A-14 y A-15, mediante los cocientes obtenidos en: metales $Cu/(Cu+Pb+Zn)$ y minerales calcopirita (Cp) / calcopirita (Cp) + galena (Gn) + esfalerita (Sp). Discusión en el texto.

ginal, a través de un frente ascendente situado entre la zona de raíz, ya enriquecida en Cu, y la superior, pobre en Cu y relativamente más rica en Pb-Zn. La evolución A-1 corresponde a lo que podría esperarse de esta tendencia normal y la citada zona de transición (410 m.), al frente citado. Este caso sería también el de A-14, entre 500 y 390 m. (stockwerk y primer tramo de sulfuros masivos, en posición estratigráfica normal, véase fig. 11), pero la inversión de la tendencia a 390 m. sugiere el posterior emplazamiento mecánico, a techo, de una zona más profunda, previamente enriquecida, en consonancia con la interpretación litológica (stockwerk cabalgante sobre masa pirítica) y estructural.

Recientes observaciones en otros depósitos de la FPI (Marcoux y cols., 1996) parecen avalar el modelo, ya que no sólo constatan este enriquecimiento ascendente en Cu (*interaction zone*), sino que lo asocian a la aparición de sulfosales de Bi como las identificadas en esta investigación en el *stockwerk*.

ANÁLISIS ESTRUCTURAL

El estudio de los testigos de sondeo de la Masa Valverde se ha llevado a cabo partiendo de la constatación en el campo de que la orientación de la esquistosidad S1 y de lineación de inter-

sección L1 se mantiene dentro de unos límites lo suficientemente regulares como para poder ser utilizadas para la orientación de los testigos.

El método utilizado consiste en dibujar sobre un papel transparente enrollado en el testigo las trazas sobre la superficie del mismo de las distintas superficies S0, S1, S2, fracturas etc. Un primer cálculo matemático permite conocer las inclinaciones de los distintos elementos estructurales con respecto al eje del sondeo, así como la orientación relativa de los distintos elementos entre sí.

La representación de estos resultados respecto a la profundidad a la que se han realizado las medidas permite la obtención, por una parte, de un gráfico parecido a los *dipmeter* utilizados en la investigación de hidrocarburos y que puede interpretarse de acuerdo con las mismas reglas que éstos, lo que puede dar indicación de la situación de pliegues y fracturas. Por otra parte, la representación de la orientación relativa a la esquistosidad *versus* profundidad, dada la falta de centro de simetría de los distintos elementos y del eje del sondeo, permite detectar los testigos que han sido colocados en las cajas en posición invertida y corregir este defecto.

El siguiente paso consiste en la orientación de los distintos elementos estructurales, haciendo coincidir éstos con los datos de campo, obteniendo una matriz con el tipo de elemento, su dirección y buzamiento, así como las coordenadas del punto de medida, obtenidas a partir de los datos de desviación del sondeo.

Con el conocimiento de estos datos es posible obtener, sobre cualquier plano, el buzamiento aparente de las distintas superficies, facilitando de este modo el dibujo de secciones o plantas.

La orientación respecto a un elemento estructural obliga a mantener constante la orientación del mismo, lo que implica ignorar sus variaciones locales y en consecuencia introducir ligeros errores en la orientación de los demás, por lo que el número de medidas debe ser lo suficientemente elevado para compensar este defecto y que el conjunto tenga valor estadístico. Nótese que este modo de operar no da una correlación entre los distintos sondeos, pero obliga a dibujar de una manera geoméricamente coherente con los datos de campo y ayuda a comprender la geometría de yacimientos con tectónica compleja, como el considerado.

Aunque el resultado definitivo será el fruto de trabajos en curso, puede hablarse ya de un modelo preliminar -visualizable, en primera aproximación, mediante sección bidimensional, fig. 11- que integra coherentemente la información conocida por el momento: se trata de un apilamiento de escamas con geometría antiformal (v. fig. 12), que multiplica la potencia inicial del yacimiento, al afectar particularmente a los cuerpos sulfurados, debido al fuerte contraste reológico que se genera: por una parte, entre el conjunto de las mineralizaciones más su encajante fuertemente alterado (con abundantes filosilicatos y por tanto mayor ductilidad) y las formaciones supra- o infra-yacentes (no alteradas y más competentes); por otra parte, entre las masas piríticas y su encajante inmediato rico en filosilicatos (hidrotermalitas cloríticas, sericíticas, etc.), que puede actuar fácilmente como nivel de despegue.

MODELO TERMICO

La metodología geofísica usada en exploración minera se basa esencialmente en técnicas gravimétricas o geoelectricas. Para objetos profundos, se han optimizado técnicas electromagnéticas que miden e interpretan los resultados obtenidos por diversas técnicas y sistemas FEM.

La metodología geotérmica propuesta sería más barata que los métodos gravimétricos o geoelectricos, ya que el efecto térmico causado por la alta conductividad térmica de un depósito metálico podría detectarse en principio muy cerca de la superficie por medio de medidas de perfiles térmicos en sondeos someros. Aunque ya se ha usado la exploración geotérmica cuando la mineralización está asociada con fenómenos geotermales, este planteamiento realista no se había aplicado todavía para la detección desde superficie del efecto térmico causado por masas metálicas no aflorantes.

Otra ventaja esperada de la metodología térmica ensayada sería la representatividad específica de las anomalías térmicas, relacionadas esencialmente con yacimientos metálicos, lo que evitaría las dificultades encontradas cuando se trata de discriminar entre anomalías significativas y no significativas derivadas de otros métodos geofísicos.

Los resultados obtenidos durante el primer año del proyecto han puesto en evidencia la realidad del modelo previo, teórico, de transferencia de

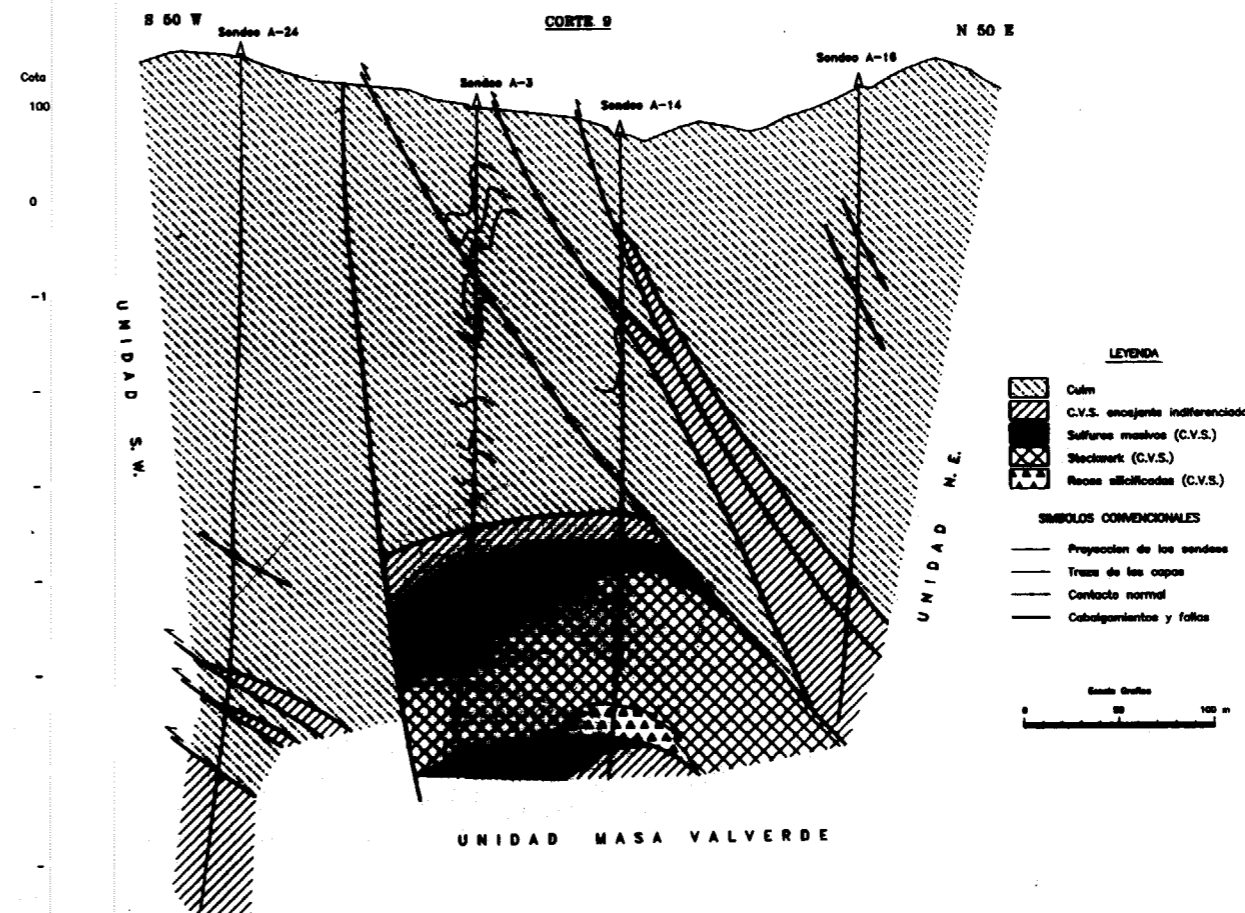


Fig. 11. roquis de la estructura de Masa Valverde según una sección SO-NE (Sección 9: sondeos A-24, A-3, A-14 y A-16), intenciones litológicas y estructurales obtenidos del estudio de testigos.

cal M to Se en apr les za m de 1. 2. a) del

l yacimiento de sulfuros polimetálicos a Valverde), el cual indicaba un aumento de temperatura a techo de dicha masa.

Se tomaron medidas precisas de temperatura en 20 sondeos accesibles en una superficie de 1 km² (fig. 2) sobre la MV, los cuales o intersectan la masa, sino que alcanzan áreas exteriores a la misma. Dichas medidas permitieron dos tipos de modelizaciones de campo: 1) mediciones transversales verticales en dos sondeos (2D) para la comparación con el modelo teórico previo.

2) grafía de temperaturas 2D y 3D experimental, para controlar:

a) la capacidad de detección del efecto térmico de yacimiento metálico al disminuir el número

de perfiles de temperaturas realizados sobre los sondeos que cortan mineralización;

b) la variación del efecto de temperatura con la profundidad.

La distribución experimental de temperaturas no sólo confirmó la realidad del efecto térmico sobre el yacimiento metálico, tal como lo indicaba el modelo teórico, sino que también muestra una distribución precisa de esta transferencia de calor. El efecto se puede ver con notable claridad en la sección vertical nº 8, que atraviesa el yacimiento, con un máximo térmico en el sondeo A18, donde el cuerpo sulfurado es más potente (fig. 13).

Por lo que respecta al potencial del método para la exploración geotérmica de yacimientos metálicos profundos, procede preguntarse cuál es la

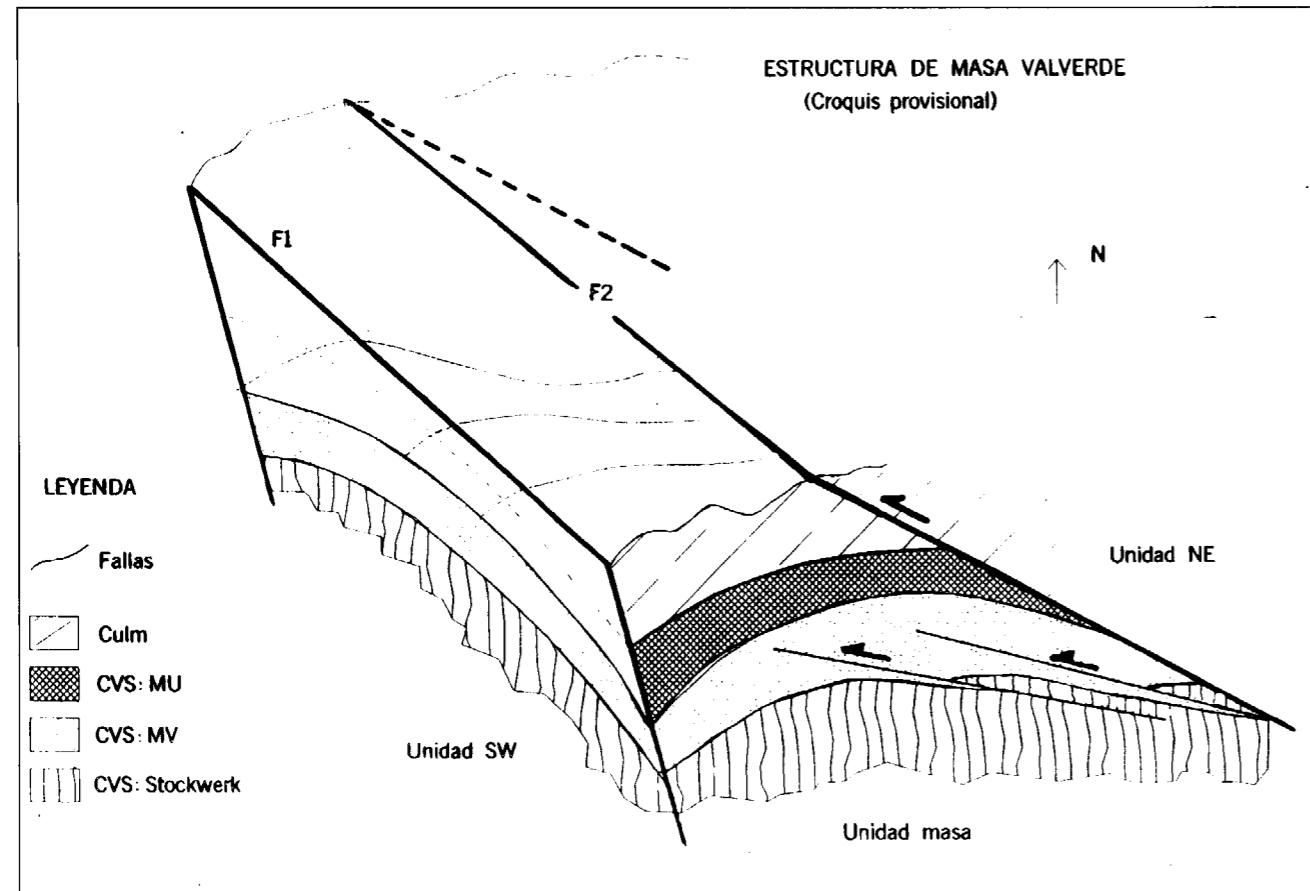


Fig. 12.—Croquis provisional 3-D (en tres dimensiones), de la estructura de Masa Valverde (MV), integrando datos de distintos sondeos. Representación esquemática, muy simplificada; la acumulación repetitiva de escamas (*stacking*) está solo esbozada, para sugerir el estilo tectónico, y no representada en su espesor y complejidad reales (comparar con fig. 11). F1 y F2: falla y cabalgamiento que separan unidades SW y NE respectivamente (vease texto). CVS: Complejo Volcano - Sedimentario; MU: Ultramilonitas micronodulares.

mínima profundidad de investigación térmica para detectar un cuerpo metálico situado a unos 600 m de profundidad. El mapa de temperaturas a 100 m de profundidad (fig. 14) muestra un notable efecto térmico superficial relacionado con el cuerpo metálico, lo que ya se apreciaba a 50 m en la sección 2D vertical (fig. 13).

Estas interpretaciones de datos experimentales confirman la realidad del efecto térmico sobre el cuerpo metálico de Masa Valverde y la posibilidad de detectarlo mediante dicho efecto, a profundidades someras, es decir mediante sondeos poco profundos. La metodología geotérmica podría emplearse como un método rápido y preliminar, que podría seguir inmediatamente a los primeros sondeos de exploración geológica en la secuencia de trabajos de investigación minera.

CONCLUSIONES

Las masas polimetálicas no aflorantes, por su elevada conductividad térmica, son teóricamente susceptibles de detección, midiendo las perturbaciones que deben producir en la distribución de temperaturas (gradiente geotérmico) a techo de las mismas. La puesta a punto del método exige una fase previa de ensayos que permita la comparación del modelo teórico con el experimental resultante de medir las temperaturas -precisión de 0'001 °C-, tomando como patrón una masa profunda de geometría conocida: la Masa Valverde (MV), seleccionada como primer laboratorio para la puesta a punto del método, mediante el estudio combinado de su geología y de sus anomalías térmicas.

La MV es un yacimiento de sulfuros masivos proximal del tipo Zn-Pb-Cu (Lydon, 1992),

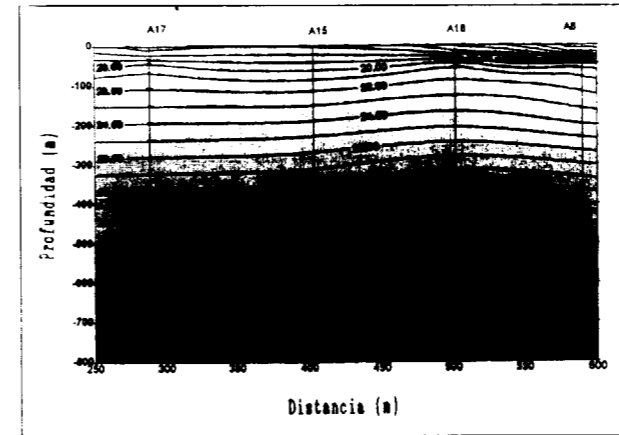


Fig. 13.—Perfil térmico experimental, basado en medidas *in situ* sobre los sondeos A-17, A-15, A-18 y A-8 (Sección 8), con indicación de isotermas y valores de temperaturas reales a distintas profundidades. Masa Valverde en negro. Discusión en texto.

afectado por metamorfismo e intensamente deformado, pero en el que pueden reconocerse todavía las litologías y estructuras características de dicho tipo de yacimientos. Dicho reconocimiento ha sido posible combinando estudios de detalle petrográficos, mineralógicos, geoquímicos y estructurales que han permitido la correlación de sondeos que cortan la MV entre 450 y 900 m de profundidad. Se han definido una veintena

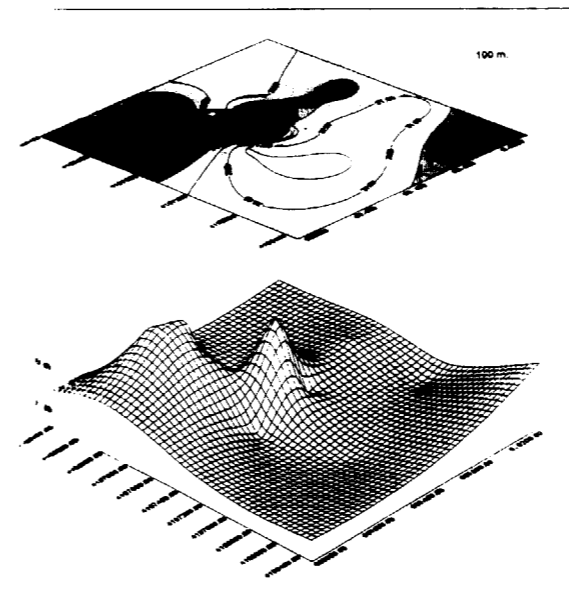


Fig. 14.—Mapa térmico a 100 m de profundidad y su proyección 3D que muestran el efecto superficial de la Masa Valverde, unos 600 m más profunda.

de litologías y la mineralogía de los diversos tipos de mineralizaciones y se han informatizado parámetros geoquímicos y estructurales, como base estadística del modelo geológico.

La geometría inicial del depósito ha sido profundamente dislocada por la tectónica de cabalgamientos general en la región, cuyos efectos se hacen sentir particularmente sobre los cuerpos mineralizados, gracias a los contrastes reológicos locales inducidos por los procesos de mineralización y las consecuentes alteraciones hidrotermales. Dichos efectos consisten en la superposición de escamas cabalgantes de *stockwerk* y de masas sulfuradas, que se repiten por apilamiento, multiplicando la potencia inicial.

La estructura resultante es la de una antiforma de eje NO-SE, cuyo techo y cuyos límites SO y NE son contactos tectónicos: cabalgamiento del Culm sobre el CVS, falla NO-SE sub-vertical, con un componente dextral importante, y cabalgamiento o serie de fallas inversas tendidas relacionadas con el borde meridional del Manto de Valverde, respectivamente. La masa se hunde hacia el NE bajo este último accidente y no ha sido delimitada por sondeos en su totalidad, lateralmente ni en profundidad.

Los temperaturas medidas *in situ* sobre los pozos de sondeo acusan ya a 50 m la perturbación térmica causada por el yacimiento a 600 m de profundidad; es previsible que las medidas realizadas a 100 m de profundidad sean ya suficientemente fiables para exploración, por su menor riesgo de influencia por parte de fenómenos originados en superficie.

Los modelos bi- y tri-dimensionales de anomalías térmicas se correlacionan bien con el modelo geológico y dan un máximo de anomalía sobre las zonas de mayor potencia de la masa sulfurada. La modelización teórica en curso ofrece perspectivas para la detección precisa de los cuerpos mineralizados y de aspectos como su morfología, posición, profundidad, etc. El nuevo método podría ser aplicable desde las fases iniciales de la exploración geológica y podría suponer un considerable ahorro en la investigación minera, evitando sondeos sobre anomalías no significativas.

AGRADECIMIENTOS

Programa BRITE-EURAM (Cont. N° BRE2-CT94-1027) y DGICYT (UE95-007). Los autores desean

agradecer el apoyo de DGM/MINER, E.N. Adaro e ITGE y la valiosa colaboración científica de sus colegas de Adaro (J. Ramírez-Copeiro, F. Rosales, S. Maroto) e ITGE (A. Sánchez, C. Quesada, L.A. Cueto, M. Fernández).

BIBLIOGRAFIA

– BARTON P.B., Jr. (1978) Some Ore Textures Involving Sphalerite from the Furutobe Mine, Akita Prefecture, Japan. *Mining Geology*, 28, 293-300.

– BARTON P.B., BETHKE P.M. (1987) Chalcopyrite disease in sphalerite: pathology and epidemiology. *Am. Mineral.* 72: 451-467.

– BATSALE ET AL. (1996) Infrared Camera Measurement for Heat Determination. 2nd Int. Conference on inverse problems in engineering: theory and practice. La Croisic, France, 9-14 June 96.

– CASTROVIEJO R., GABLE R., CUETO R., GOUNOT J., SOLER M., JOUBERT M., FOUCHER J.C., LÓPEZ A., BATSALE J.C., LESCUYER J.L. and FERNÁNDEZ M. (1995) New insights into the exploration geology of the SWIPB (South West Iberian Pyrite Belt), Spain. *Mineral Deposits Study Group. 1995 Annual Meeting. Univ. of Manchester.* pp. 16-17.

– ELDRIDGE C.S., BARTON P.B. JR., OHMOTO H. (1983) Mineral textures and their bearing on formation of the Kuroko orebodies. *Econ. Geol. Monogr.* 5, pp. 241-281.

– E.N. ADARO (1986-1992) Informes sobre el Descubrimiento e Investigación de Masa Valverde. DGM/MINER, Madrid (contienen: Geología, Métodos de Exploración, columnas de sondeos, Secciones de la Masa Valverde, etc. por el equipo de la E.N. Adaro, coordinado por J. Ramírez Copeiro, así como el primer estudio mineralógico de Masa Valverde / A-1, por Castroviejo R., 1986).

– GABLE R., CASTROVIEJO R., GOUNOT J., FOUCHER J.C., CUETO R., BATSALE J.C., LOPEZ A., SOLER M., JOUBERT M. (1995 a) Innovative Geothermal Methodology: Twelve Monthly Progress Report and Publishable Summary (10 Nov. 1995), BE-8227, BRITE EURAM, CE/DGXII, Brussels, 55 p.

– GABLE R., CASTROVIEJO R., FOUCHER J.C., CUETO R., GOUNOT J., BATSALE J.C. and JOUBERT M. (1995 b) Innovative Geothermal Methodology to detect deep blind polymetallic orebodies. *Mineral Deposits Study Group. 1995 Annual Meeting. Univ. of Manchester.* pp. 26-27.

– GABLE R., CASTROVIEJO R., FOUCHER J.C., CUETO R., GOUNOT J., SOLER M., BATSALE J.C., JOUBERT M. and LOPEZ A. (1996) Geothermal Exploration of Deep Polymetallic Orebodies. III Simp. Sulfuros Polimetálicos de la Faja Pirítica Ibérica. Exploración Explotación y Beneficio, Huelva, 21-23 feb. 96.

– LEISTEL J.M., MARCOUX E., DESCHAMPS Y. (1995) Chert and associated facies of the Iberian Pyrite Province: Petrography and Geochemistry. Proc. 3rd. Biennial SGA Meeting, Praha, August 28-31, Annex (Polymetallic orebodies in Southern Spain).

– LYDON J.W. (1992) Volcanogenic Massive Sulphide Deposits, Part 1: A Descriptive Model. *Geosc. Canada Repr. ser.* 3, p.145-153.

– MARCOUX E., MOËLO Y., LEISTEL J.M. (1996) BISMUTH and cobalt minerals as indicators of stringer zones to massive sulphide deposits, Iberian Pyrite Belt. *Mineral. Deposita* 31, pp. 1-26.

– QUESADA C. (1996) Recapitulación sobre el desarrollo y resultados de la primera fase del "Proyecto Integrado de Estudio Geológico y Metalogenético de la F.P.I." del ITGE. Confª Fundación Gómez Pardo (ETSI Minas), Madrid, 11 junio 1996.

– RAMÍREZ COPEIRO DEL VILLAR J., NAVARRO D. (1982). Hoja Geológica Valverde del Camino (nº. 960) y Memoria. MAGNA (Mapa Geológico de España, 1:50.000), IGME, Madrid.

– RAMÍREZ COPEIRO DEL VILLAR J., ROSALES CALVO F., MAROTO ARANDA S., BELLAMY J. (1988) Metodología de la investigación que ha dado lugar al descubrimiento de una nueva masa de sulfuros al SO de Valverde del Camino (Faja Pirítica de Huelva). VIII Congr. Internac. de Minería y Metalurgia, Oviedo, oct. 1988, 24 p.

– RAMÍREZ COPEIRO DEL VILLAR J., MAROTO ARANDA S., ROSALES CALVO F., FAURA MORÓN J. (1993) Metodología de Investigación de Yacimientos Ocultos bajo el Culm. Experiencia de Masa Valverde. Congr. Evora, Portugal, 19 p.

– RUIZ C., ARRIBAS A. (1993) Types of Mineralization in the Blind massive sulphide deposit of the "Masa Valverde" (Huelva, Spain), in the Iberian Pyrite Belt. Pp. 377-380, in: *Current Research in Geology Applied to Ore Deposits.* Fenoll Hach-Ali, Torres-Ruiz & Gervilla (eds.). ISBN 84-338-1772-8.

– SCHERMERHORN L.J.G. (1971) Pyritite emplacement by gravity flow. *Bol. Geol. y Minero*, LXXXII, III-IV, 304-308.

– SOLER E. (1980) Spilites et métallogénie. La province pyrito-cuprifère de Huelva (SW Espagne). *Sciences de la Terre (CNRS)*, Nancy, Mem. 39, 500 pp.

NOTAS AL PIE

1 Según las primeras estimaciones, basadas en los datos de la E.N. Adaro (1987, sondeo A-1), su cociente Zn/(Zn+Pb) se situaría en torno a 0,75. Sin embargo, del tratamiento informatizado de los datos disponibles, incluyendo los demás sondeos, resultan valores más heterogéneos, aunque nunca superiores a 0,9; por tanto se mantienen en el mismo campo, es decir el del tipo Zn-Pb-Cu de Lydon (1992). En ausencia de cifras definitivas sobre reservas reales, se esboza una distribución bipolar, con valores máximos (0,6-0,9) en los tramos de sulfuros complejos y mínimos (0,4-0,7) en los piríticos.

2 No se entra, por el momento, en el estudio y caracterización de los distintos procesos de metamorfismo y alteración hidrotermal que han dejado su impronta en las litologías consideradas. Para comprender su complejidad basta tener en cuenta la sucesión normal de episodios post-deposicionales que pueden afectar a las mismas: metamorfismo hidrotermal y diversos episodios de

hidrotermalismo ligados al magmatismo ácido, a los circuitos convectivos submarinos y a la génesis de las mineralizaciones, metamorfismo regional y metamorfismo dinámico, acompañado o no de retro-metamorfismo, ligados a su transporte y apilamiento hasta las posiciones actuales.

3 Es decir, roca formada esencialmente por pirita. Con ello (y sin salir del ámbito de formación de los sulfuros masivos) se prescinde de implicaciones genéticas particulares, vbgr. del mecanismo de *gravity flow* propuesto por el autor citado para alguno de los cuerpos que estudia.

4 En sus rasgos esenciales, sigue siendo válida la caracterización preliminar realizada durante la fase de exploración, cuando se descubrió la MV, sobre las primeras menas intersectadas (Castroviejo, 1986, in: E.N. Adaro, 1986-92).

5 A fin de facilitar el cálculo del análisis modal para el estudio geoquímico, se ha determinado por Microsonda Electrónica (M. Fernández, ITGE, in: Progress Report 1, BE-8227, CE/DGI, Bruselas, 1995; Castroviejo y cols., 1995) la composición de la esferita, relativamente próxima a la estequiométrica, obteniendo contenidos de Fe relativamente bajos (entre 1,63 y 4,9 %) y de Cu variables entre 0,18 y 3,64 %, como únicos factores de variación apreciables; los contenidos en Cd son bajos (inferiores a 0,15 %).

6 Según Ruiz y Arribas (1993) en el ST hay también trazas de bornita y cubanita, pero ausencia total de galena. Sin embargo, ésta sí ha sido observada en el presente estudio en diversas muestras de ST.

Descripción geológica de los yacimientos de Sotiel Coronada

Por A. SANTOS, B. CABALLERO y J. M. PRADA (*)

RESUMEN

El complejo mineralizado de Sotiel Coronada está constituido por un conjunto de cuerpos de sulfuros que presentan características particulares que los definen frente a los demás así como una relación entre ellos que permite hablar de tres Yacimientos:

Yacimiento Sotiel.

Yacimiento Zona Este de Sotiel.

Yacimiento Migollas.

Es sobre el primero donde se desarrolla la actividad mineroquímica de Almagrera, S.A. desde el año 1983 fruto de investigaciones propias y previamente de la Empresa Nacional Adaro. Los otros dos son resultado de campañas de investigación realizadas por Almagrera, S.A. sobre su concesión minera "Ampliación a Sotiel" y el "Bloque XIX de la Reserva del Estado".

El conjunto de estos Yacimientos abarca una corrida mineralizada del 3000 m con potencias y morfologías variables. El tonelaje calculado para él supera los 120 Mt.

En la presente comunicación se recogen detalles relacionados directamente con las mineralizaciones, aspectos texturales y estructurales, así como posibles relaciones entre ellos.

Palabras clave: Sulfuros masivos, Yacimiento sedimentario, Pizarra, Corte geológico, Estructura sedimentaria, Culm, Provincia Huelva, Sotiel, Migollas.

ABSTRACT

The mineralized deposit of Sotiel Coronada consists of an assembly of sulfide bodies with particular characteristics that define them with respect to the other as well as a relationship between them that permits to talk of three deposits:

Sotiel deposit.

East of Sotiel deposit.

Migollas deposit.

It is on the first where Almagrera, S.A. develops the mining activity since 1983, as a result of both "Compañía Nacional Adaro" and own researches. The others two are the results of research campaigns carried out by Almagrera, S.A. on its mining concessions "Ampliación a Sotiel" and the "Block XIX of the State Reserve".

The assembly of these Deposits encompasses a mineralized strike of 3000 m with variable thickness and morphologies. The current reserves are estimated at 120 Mt.

Details directly related with the mineralizations, textural and structural aspects, as well as possible relationships between them are collected in the present paper.

Key words: Massive sulfide deposits, Sedimentary ore, Slates, Sections, Sedimentary structures, Culm, Huelva Province, Sotiel, Migollas.

INDICACIONES GEOLOGICAS GENERALES

En comunicaciones anteriores se describió con detalle el modelo geológico aplicable en Sotiel Coronada (ASPECTOS GEOLOGICOS DEL YACIMIENTO MIGOLLAS, Evora 1993) en el cual se indica la posición de la mineralización.

Como resumen de esto se puede decir que:

— Existen dos dominios con características propias. Uno de ellos constituye una lámina alóctona, manto, mientras que en el autóctono nos encontramos los materiales del Anticlinal de Sotiel.

(*) Dpto. Investigación de Recursos Mineros (ALMAGRERA, S. A.).

— Los materiales del manto están constituidos fundamentalmente por los terrígenos del Grupo PQ, pizarras y cuarcitas con algunos niveles volcánicos y tufíticos intercalados a manera de actividades ígneas prematuras y por una serie volcanosedimentaria de poca potencia en su conjunto, fundamentalmente debido a la poca presencia de los primeros estadios volcánicos.

— En posiciones autóctonas, formando parte del anticlinal de Sotiel, la secuencia de materiales del Complejo Volcanico Sedimentario es mucho más completa, con amplia representación de términos volcánicos asociados a distintos episodios. Por encima de éstos se encuentran las series flysch del Culm.

— La relación entre ambos dominios es tectónica, cabalgando los materiales del Grupo PQ al CVS, en una estructura final en duplex imbricado del cual forman parte los niveles mineralizados en uno o varios horses.

Mapa geológico de Sotiel y corte tipo con la situación de la mineralización son recogidos en las figuras 1 y 2.

DETALLES GEOLOGICOS DE LAS MINERALIZACIONES

Se tratarán en este capítulo las particularidades estratigráficas, litológicas, texturales y estructurales apreciadas en la mineralización y su encajante.

Situación estratigráfica

Diferenciamos aquí:

Volcanismo inicial.

Amplia representación a muro de la mineralización así como en el autóctono del anticlinal de Sotiel. A nivel general presenta gran variación de facies y composición, desde facies aglomeráticas hasta tufitas finas y gradando aparentemente de forma preferencial sus contenidos en sílice, de tal manera que aumentan hacia el Sur, Oeste y techo de esta unidad, situándose los términos más básicos al NE (muro del Yacimiento Migollas).

La morfología es irregular, con frecuentes cambios de facies a materiales terrígenos, pizarrosos normalmente llegando a desaparecer totalmente al Nordeste, en posiciones profundas del Yacimiento Migollas.

Pizarras del nivel portador

Englobamos aquí a los materiales terrígenos, frecuentemente asociados con términos tufíticos que forman el encajante de la mineralización. Se distinguen dos subunidades:

— Pizarras negras carbonosas, con niveles milimétricos de sulfuros, pirita de grano grueso y otros tufíticos.

Su posición estratigráfica es concordante con los materiales volcánicos descritos anteriormente.

— Pizarras con carbonatos, distribuidos en lentejones de formas irregulares. Son frecuentes hacia Norte (posición de Yacimiento Migollas) nivelillos y lenticulas de cuarcitas.

Su posición estratigráfica es concordante a muro de la mineralización mientras que con las pizarras negras carbonosas es tectónico.

Sulfuros masivos.

Se disponen intercalados entre las pizarras anteriormente descritas, formando cuerpos lentejones de potencia, extensión, quimismo y relación textural entre especies mineralógicas variable que los caracterizan.

Su posición estratigráfica está siempre ligada al segundo tipo de pizarras referidas. La relación entre éstas y los paquetes pizarrosos y materiales volcánicos situados por debajo es tectónica. No hay relación directa entre estas lavas inferiores y los niveles mineralizados.

Como excepción única reconocida se debe reseñar una mineralización de sulfuros masivos, textura bandeada y grano fino situada en la parte central del Yacimiento Sotiel, cuya potencia y extensión es métrica, la cual se sitúa concordante e inmediatamente a techo de los materiales volcánicos.

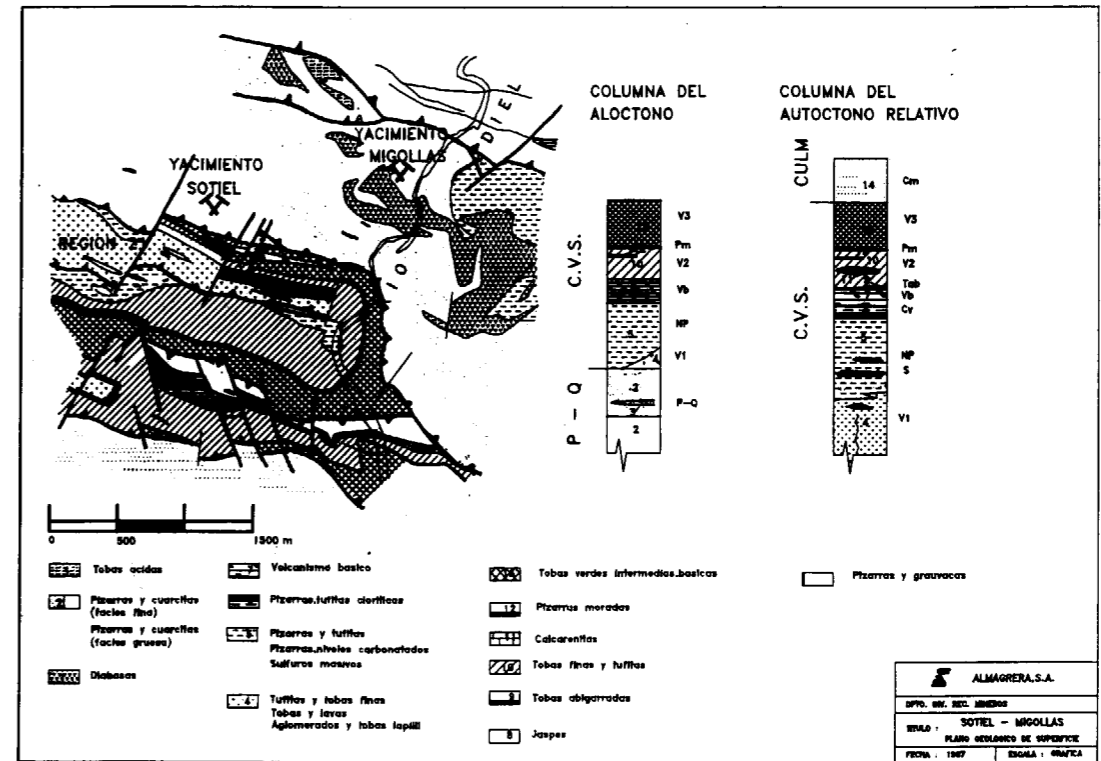


Fig. 1

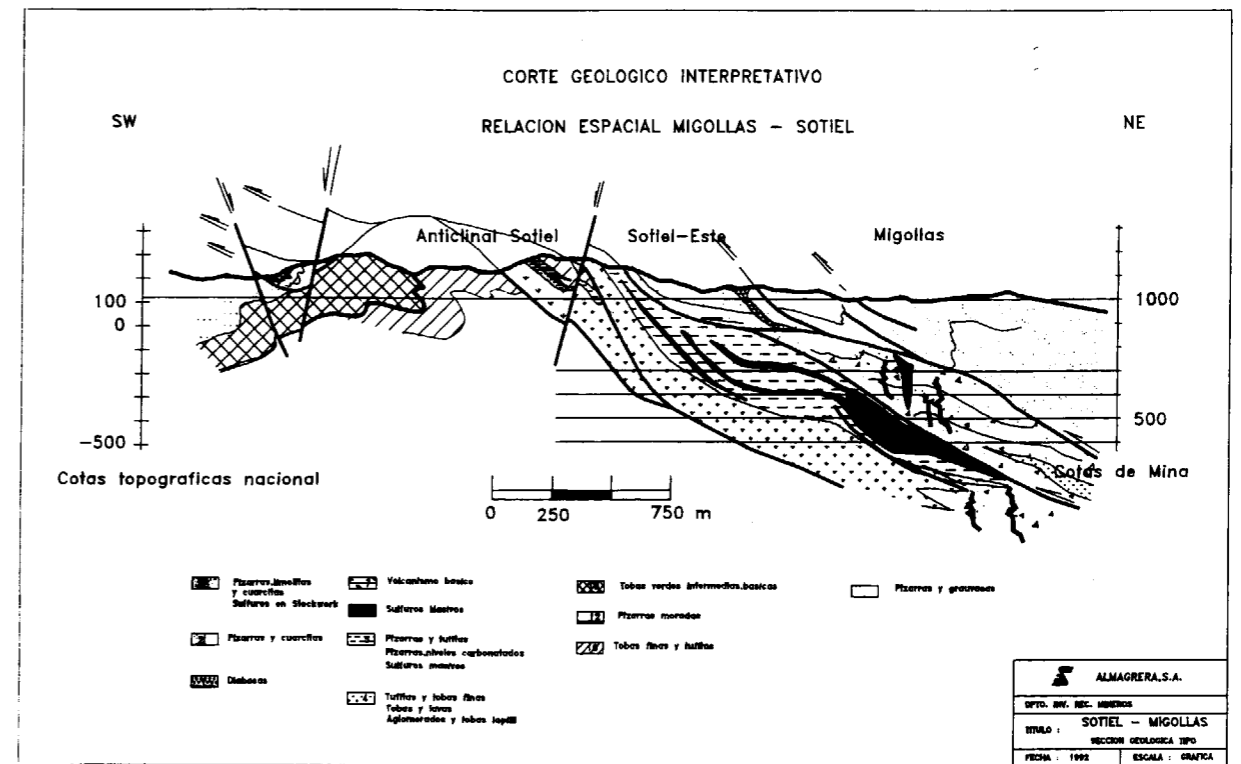


Fig. 2

Pizarras y/o tufitas verdes

Está situada encima del nivel portador (pizarras y sulfuros masivos), e inmediatamente debajo del cabalgamiento.

Unidad compleja, litológicamente formada por pizarras, términos volcánicos finos y cuarcitas.

Su estructura es fuertemente milonítica, con cuarzos de Sc y en ocasiones abundante mineralización hidrotermal.

La cloritización, posiblemente tectónica, le proporciona su característico color verde.

Situación estructural

Esquemáticamente representado en la figura 3 (Planta al nivel 600) se contempla la disposición estructural de los Yacimientos.

Las características más notables son:

- La mineralización forma parte de un horse por debajo del manto y superpuesto al autóctono.
- A este horse se superpone otro con mineralización hidrotermal en Stockwork, el cual arma sobre materiales terrígenos (PQ).
- Buzamiento variable en función de su posición en rampas o rellanos de cabalgamientos.
- Asociados a los cabalgamientos se desarrollan plegamientos con interferencias de fases. La forma observada en planta es debida a plegamiento con fuerte inmersión hacia el Oeste de las estructuras.
- Las fallas tardías, según dos sistemas conjugados N30-E y N30-O, tienen poca incidencia en los Yacimiento en cuanto a desplazamiento (inferior a 2m) a excepción de la Falla Tiberio en el Oeste de Sotiel, la cual tiene el salto en la vertical de 50 m.

La densidad de estas fallas y diaclasas es sin embargo alta.

Descripción de los Yacimientos

Sotiel:

Se diferencian de modo general tres masas de sulfuros masivos superpuestas, con denominación de techo a muro "Norte", "Centro" y "Sur".

La separación entre ellas la constituyen niveles pizarrosos de potencia variable con máximo de 20 m.

La de mayor continuidad lateral es la "Centro" con más de 1500 m de corrida. La "Norte" es la más irregular en potencias y morfología, alternando lenticulas de sulfuros masivos en cambio de facies a niveles de sulfuros inter sedimentados con pizarras (azufrón).

La "Sur" es el horizonte mineralizado de muro con límite en el Oeste, en la parte central de Sotiel, aunque llega a desaparecer como tal al fundirse con la "Centro".

La potencia total del paquete mineralizado y los niveles pizarrosos que separan las masas es de 70 m.

Los cuerpos mineralizados de Sotiel están constituidos por una matriz pirítica, masiva, de grano fino, con niveles bandeados de blenda y galena fundamentalmente. La calcopirita es más escasa, apareciendo en niveles diferenciados, generalmente a muro del Yacimiento.

La mayor presencia de blenda y galena define las partes de "sulfuros complejos", base de la explotación de Pb + Zn de Almagrera S. A. Estos niveles aparecen según horizontes paralelos a los contactos de techo y muro de los cuerpos, dando un marcado carácter estratigráfico al conjunto. Laminaciones paralelas, gradaciones composicionales y de tamaño de grano confieren génesis fundamentalmente sedimentaria al Yacimiento Sotiel.

Zona Este de Sotiel:

Constituido por 6 niveles mineralizados denominados de muro a techo como "MASA 1", "MASA 2", "MASA 3", ..., "MASA 6".

La separación entre sulfuros se hace a través de niveles pizarrosos, ocasionalmente con débil mineralización.

Está constituido por cuerpos de morfología netamente tabulares con grandes extensiones laterales (mayor de 150 m) y poco espesor. La corrida reconocida es de 340 m con un apile total de sulfuros de 50 m.

La disposición es bandeada, con escasez de texturas masivas y abundantes estructuras sedimenta-

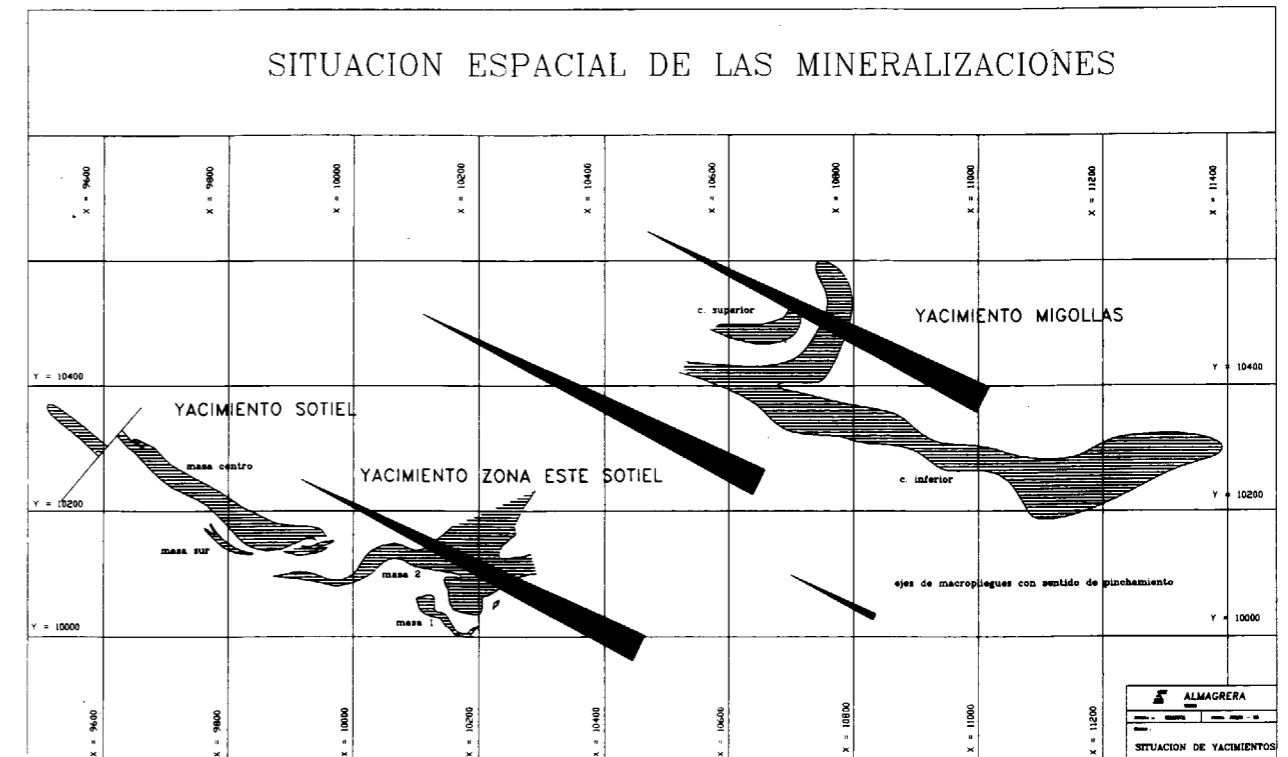


Fig. 3

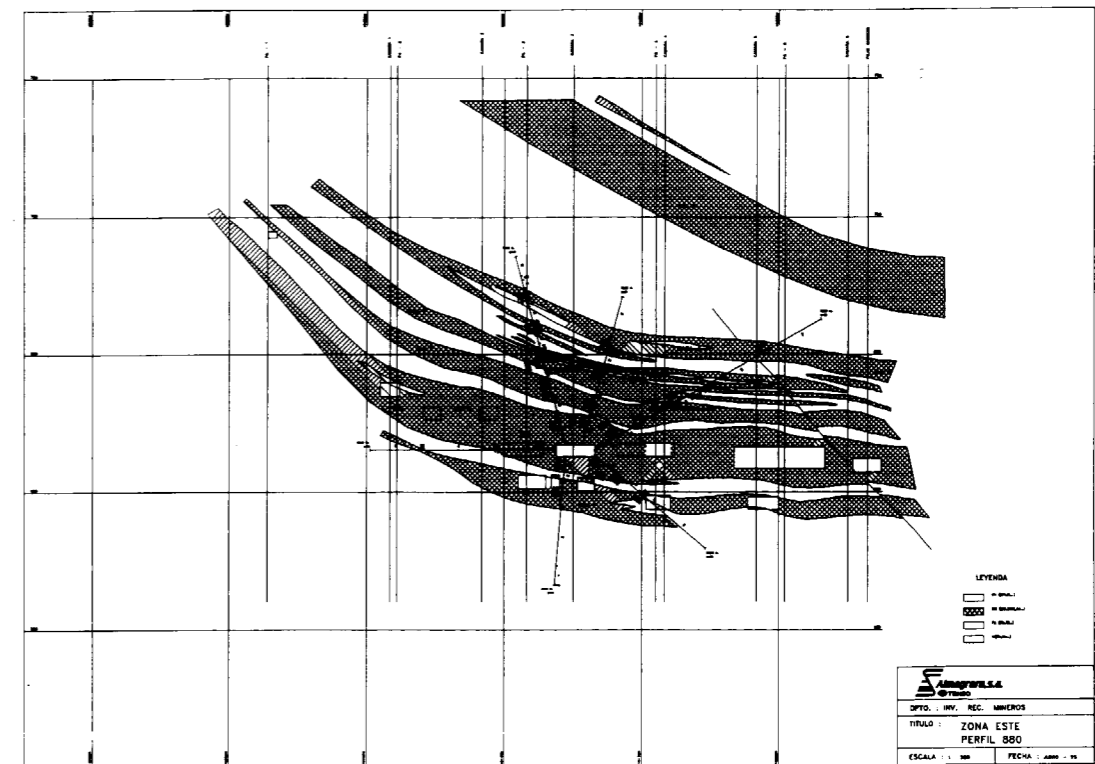


Fig. 4

rias tipo granoclasificación, rellenos geopetales y de carga. El conjunto del Yacimiento constituye una ritmita de sulfuros y materiales pelíticos.

Gran parte de estos bandeados corresponden a niveles de blenda y galena que le dan gran potencial minero a la zona, fundamentalmente en los cuerpos inferiores, constituidos esencialmente por sulfuros complejos.

La posición ocupada por la Zona Este, frente al área fuente de los sulfuros de Sotiel ha de ser más marginal, con mayor aporte de terrígenos y dominio de procesos sedimentarios frente a cualquier otro.

Migollas:

Este Yacimiento está constituido por dos cuerpos de sulfuros separados por un nivel pizarroso con escasas tufitas de potencias variables entre 5 metros como mínima en la parte Oriental y de 40 m máxima hacia el Oeste.

Las dimensiones son:

Para el cuerpo inferior más de 1 km de corrida, potencia media de 50 m, con máxima de 120 y de 500 m según buzamiento.

El cuerpo superior tiene 200 m de corrida, potencias menores de 40 m y tercera dimensión con 250 m.

La morfología de los cuerpos de Migollas, a diferencia de los de Sotiel y Zona Este, es muy irregular, presentan engrosamientos y cambios de facies muy bruscos, con dos zonas de mayor potencia, una en la zona Oriental con más de 100 m de sulfuros y otra en la Centro-Occidental con 80m. Entre ambas la mineralización se estrecha hasta 25 m de potencia.

El límite reconocido en este momento hacia el Este es neto, en cambio de facies a terminos terrígenos perdiéndose potencias superiores a 50 m en corto espacio de metros.

Hacia el Sur y Oeste, este Yacimiento se desmembra en cuerpos de menor potencia y de difícil correlación, con los datos actuales, en lo que es su paso al Yacimiento Zona Este.

Migollas presenta un marcado carácter Zonal en cuanto a distribución de especies mineralógicas

y, por tanto, a contenidos metálicos, pudiendo ser diferenciadas dos áreas:

Zona 1 :

Es la más oriental del Yacimiento y se caracteriza por:

- La mineralización está constituida por un solo cuerpo: el inferior.
- Grandes potencias con apiles de sulfuros de 120 m y morfología masiva, con pocas o ninguna intercalación pelítica dentro de la mineralización.
- Texturas predominantemente brechoides, con matriz constituida por carbonatos, siderita, calcita y dolomita, y clastos de sulfuros de naturaleza variable: pirítico (dominante), calcopirítico y complejos.
- Polaridad en cuanto a distribución de elementos metálicos, con enriquecimiento en Pb+Zn desde el Este hacia el Oeste situándose blenda y galena fundamentalmente a muro de la mineralización. La calcopirita y, por tanto, los contenidos en Cu, están dispersos dentro de todo el cuerpo con zonas de contenidos medios-altos.

Zona 2:

- Constituida por dos cuerpos, siendo el inferior la continuación occidental de la Zona 1.
- Potencia máxima de 90 m, 60 m en el cuerpo inferior y 30 en el superior.
- Morfologías irregulares en ambos cuerpos pero fundamentalmente en el superior, donde su límite Este presenta morfologías caóticas.
- Textura predominantemente brechoide, con relleno de carbonatos como en la Zona 1. El techo del cuerpo inferior está constituido por calcopirita masiva con poca presencia de carbonatos.
- Mineralógicamente destaca la abundante presencia de calcopirita, lo que le da gran interés minero.

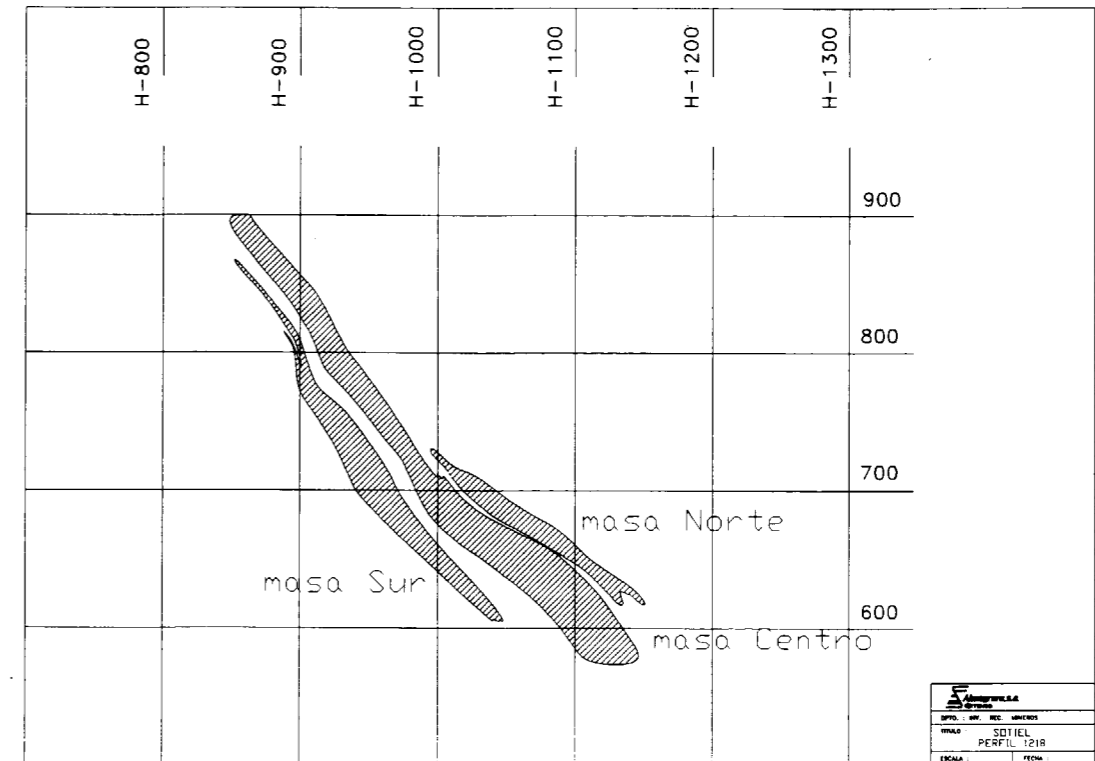


Fig. 5

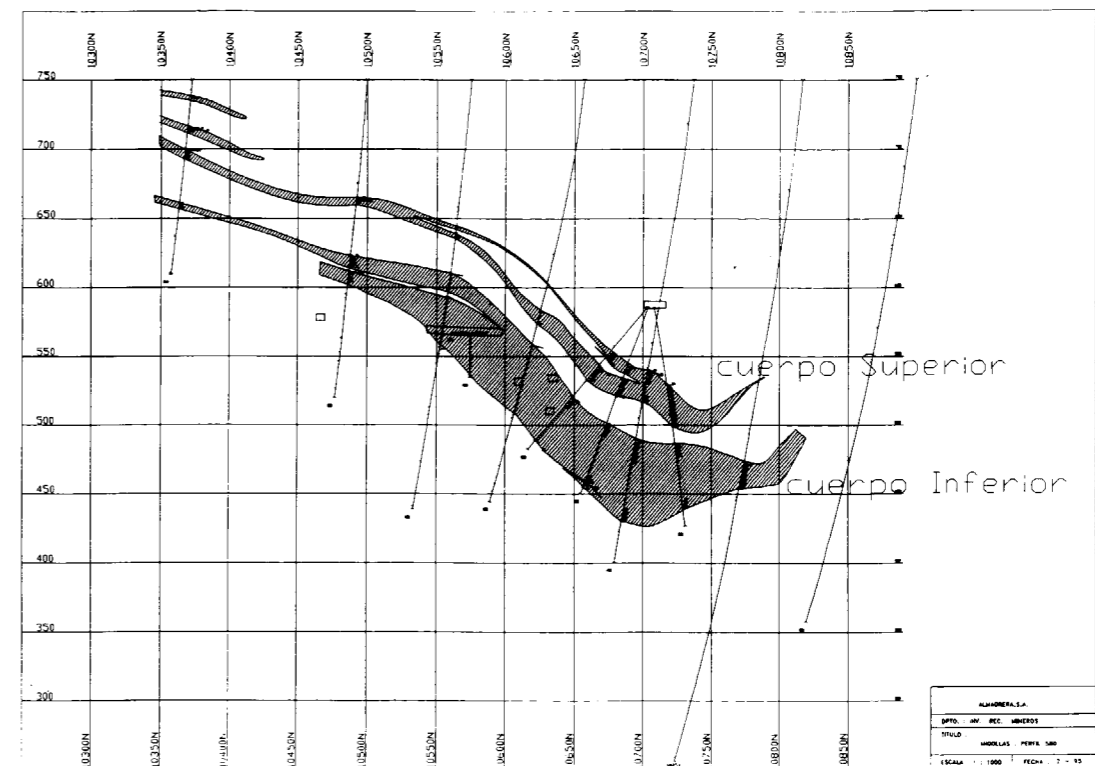


Fig. 6

- En el cuerpo inferior forma parte de los clastos de sulfuros entre la matriz, en venillas de direcciones variables rellenando diaclasas (calcopirita secundaria de removilización) o según niveles bandeados en horizontes situados a techo del cuerpo, con potencia de 12-15 m donde la calcopirita es el mineral dominante.
 - En el cuerpo superior aparece también este tipo de mineralización pero su morfología es más irregular.
 - Blenda y galena se sitúan preferentemente hacia el muro del cuerpo inferior de la mineralización según niveles de mucha continuidad lateral y potencia de pocos metros.
 - Asociado a los niveles más ricos en Cu aparece un fino bandeo de pirrotina con la calcopirita.
 - Presencia de oro en el cuerpo inferior. Su posición es debajo de los niveles cobrizos de techo e inmediatamente por encima de los complejos de muro. Su distribución no es errática ni en contenidos (> 1,5 g/t) ni en forma (20-25 m de potencia). La especie mineral identificada es el electrum.
- tificados. La roca encajante son pizarras con mayor o menor contenido en material volcánico.
 - Las correlaciones entre mineralizaciones de Sotiel y Zona Este son establecidas por observaciones en interior de mina y sondeos mecánicos. Así la Masa Sur de Sotiel tiene continuación en la Masa 2 de la Zona Este y la Masa Centro tiene su equivalencia en las 4 y 5. Los tránsitos entre ambos Yacimientos se hacen por zonas de estrechamiento o práctica desaparición de la mineralización masiva.
 - La mineralización de Migollas, aún no demostrada físicamente, parece tener correlación con alguna de las Masas situadas por encima de la Masa 2 de la Zona Este.
 - Yacimiento Sotiel y Zona Este de Sotiel pueden interpretarse como distales frente a la posición de un foco emisor, origen de mineralizaciones. Así los sulfuros complejos, con profusión de estructuras sedimentarias son el exponente más característico de ambos.
 - Las facies minerales, aglomeráticas, de Migollas, sus formas irregulares, y la presencia de Cu y Au en grandes cantidades apuntan a una posición proximal de este Yacimiento. El Stockwork atravesado por sondeos y galerías se sitúa por encima de la mineralización de forma tectónica. Deshaciendo el juego de estas estructuras marca el Norte de Migollas como su raíz y por tanto apoya la tesis de proximalidad de Migollas frente a los otros dos.

CONSIDERACIONES FINALES

Como resumen de lo expuesto en capítulos anteriores se puede decir que :

- El nivel portador de sulfuros en el área de Sotiel es uno para los tres Yacimientos iden-

Ultimos desenvolvimentos em prospecção realizados pela Somincor.

Por P. CARVALHO, N. PACHECO, A. BELIZ Y A. FERREIRA (*)

RESUMEN

SOMINCOR es la compañía minera que explota el depósito de sulfuros masivos polimetálicos denominado Neves-Corvo, en el sector portugués de la Faja Pirítica Ibérica. SOMINCOR, con la intención de extender su actividad y prolongar la vida de la mina, decidió continuar los esfuerzos en exploración fuera de los límites del derecho minero, con un programa que se inició en 1990 y duró 5 años, sobre un área de 600 Km², localizada al NE de la mina.

Impleando una metodología clásica de aproximación, los resultados demostraron tener un interés estratégico, ya que confirmaron los modelos geológicos y estructurales propuestos, utilizando la gravimetría como método geofísico básico. Asimismo, esta combinación de factores ha contribuido a nuevos descubrimientos, tales como el depósito de Lombador Norte y el indicio de Monte Branco, ambos extendiéndose fuera de los límites de la concesión, hacia el N y el S respectivamente, ratificando la renovación (hace poco, en 1995) de los contratos de exploración.

Palabras clave: Prospección minera, Prospección gravimétrica, Sulfuros masivos, Yacimiento polimetálico, Anomalia Bouguer, Control tectónico, Reserva mineral, Volcanosedimentario, Faja Pirítica, Bajo Alentejo, Neves-Corvo, Somincor.

ABSTRACT

Somincor is the mining company that operates the Neves-Corvo polymetallic massive sulphide deposits, in the Portuguese sector of the Iberian Pyrite Belt. Wishing to extend its activity and mine life, Somincor decided to continue the exploration efforts outside the limits of the mine lease, which programme, starting in 1990, lasted 5 years, on an area of 600Km² located northeast of the mine.

Using a classical methodology approach the results proved to be of strategic interest due to the confirmation of the geological and structural models proposed using gravimetry as the basic geophysical method. In addition, this combination of factors has contributed to new discoveries like the Lombador North deposit and the Monte Branco occurrence, both extending out of the limits of the mine lease toward North and South respectively validating to the renewal of the exploration contracts, recently in 1995.

Key words: Mineral exploration, Gravity exploration, Massive sulfide deposits, Polymetallic ores, Bouguer anomalies, Structural controls, Reserves, Volcanoclastics, Pyrite Belt, Baixo Alentejo, Neves-Corvo, Somincor.

INTRODUÇÃO

Em 1990, a Somincor assinou com o Estado Português um contrato de prospecção e pesquisa para uma área de 600Km², situada a norte e nordeste da Mina de Neves-Corvo, com uma duração de 5 anos, e o objectivo de prospecção e pesquisa de depósitos minerais de sulfuretos maciços polimetálicos. Com recurso a uma metodologia clássica, a 1ª fase, estratégica,

constou do estudo regional e selecção de alvos anómalos, para confirmação de valor numa segunda fase, táctica, tendo-se então desenvolvido estudos localizados nas anomalias mais promissoras para decisão final de investigação por sondagens.

A interligação deste contrato com a actividade efectuada dentro da concessão mineira e os resultados obtidos durante os últimos anos, reflectiram-se no prolongamento da vida útil da Somincor e no modo como se assegurou a continuação da prospecção e pesquisa a partir de 1995.

*) SOMINCOR, Sociedade Mineira de Neves-Corvo, S.A., Portugal

ENQUADRAMENTO GERAL

Desde a sua constituição em 1980, a Somincor tem vindo a dedicar-se de modo continuado à actividade de prospecção e pesquisa na área da concessão mineira de Neves-Corvo e fora desta, no restante Sector Português da Faixa Piritosa Ibérica.

Os objectivos que presidiram à opção de prospecção e pesquisa na concessão mineira, basearam-se na necessidade de se avaliarem os depósitos minerais descobertos, pelo consórcio de prospecção que deu lugar à Somincor, no período entre 1977 e 1980, como Neves, Corvo, Graça e Zambujal, e de se reconhecerem extensões e eventualmente descobrir novos depósitos na sua imediação. Estes objectivos foram plenamente atingidos, tendo-se evidenciado o modelo de distribuição mineral, e o enquadramento litoestratigráfico e estrutural

detalhado dos vários tipos de mineralização, permitindo a adequada definição dos recursos e em particular da reserva actualmente em exploração mineira. Além disso resultou na descoberta da interligação mineral dos vários depósitos e na sua extensão para as áreas limítrofes da concessão mineira, nomeadamente através de Lombador Sul em 1988 e Lombador Norte em 1994. Estes resultados tiveram um significado muito importante, não só pelo aumento da reserva de minérios de cobre e estanho e dos recursos de zinco, mas também por revelar um quadro de potencial que permanece intocado, reforçando a política de prospecção, com reflexos na actividade que a Somincor vem desenvolvendo à volta da concessão mineira.

Os objectivos traçados nesta segunda área de actividade fora da concessão mineira (fig.1), foram orientados para a descoberta de novos depósitos minerais, com características semel-

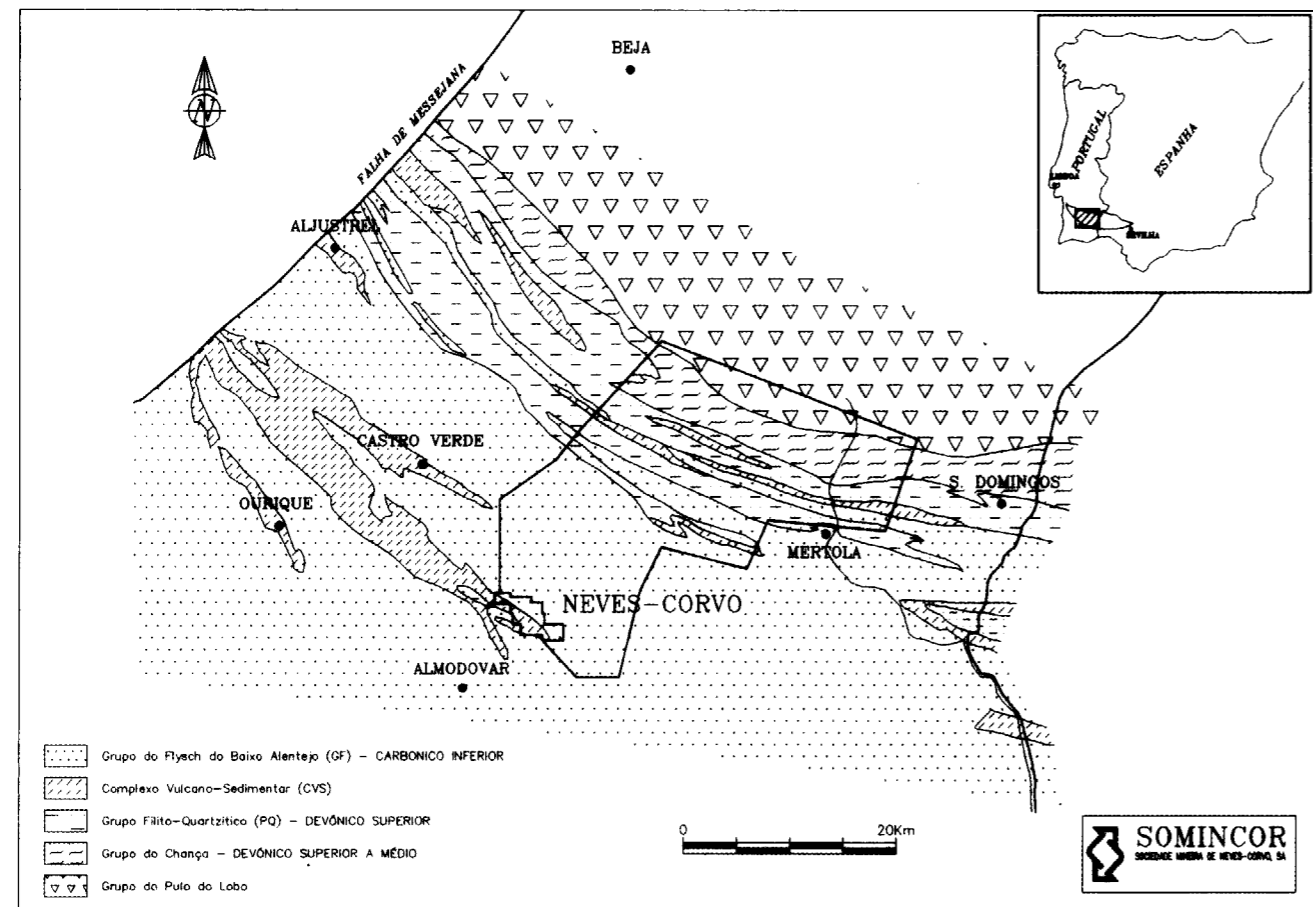


Fig. 1 — Localização geográfica da concessão mineira de Neves-Corvo e da área de prospecção e pesquisa 1990-1995.

hantes aos de Neves-Corvo, ou seja, de grande dimensão (superior a 100x10⁶ ton), elevado conteúdo metálico (Cu, Sn) e localizados até ao limite de cerca de 1000 metros de profundidade.

Esta actividade foi consubstanciada na actual década, pelo contrato de prospecção e pesquisa assinado com o Estado Português em 1990, válido por um período de 5 anos e envolvendo uma área original de 600Km², localizada a norte e nordeste de Neves-Corvo, com extensão até ao Grupo do Chança, já fora do limite tradicional da Faixa Piritosa (fig.2).

A metodologia usada, que se pretendeu multidisciplinar, teve como contributo de excepcional importância os ensinamentos sobre a geologia e metalogenia do jazigo de Neves-Corvo, adquiridos a partir das sondagens, amostragem e cartografia de detalhe na concessão mineira. Além disso colheram-se ilações positivas da uti-

lização intensiva de Neves-Corvo, como modelo, nos testes efectuados com uma variada gama de métodos geofísicos e geoquímicos, entre outros com particular destaque para os métodos magnetotélúrico, electromagnético transitório e sísmica de reflexão. A sua utilização em complementaridade com a gravimetria, que se afirmou como o método geofísico de eleição, obedeceu assim a critérios de natureza prática como a experiência adquirida.

Os resultados obtidos durante o período do contrato de prospecção e pesquisa saldaram-se pela intersecção de mineralização do tipo stockwork, esparsa e infraeconómica, numa sondagem a sul da concessão mineira e pela mais valia do conhecimento da geologia e estrutura adjacentes aos jazigos de Neves-Corvo (fig. 3). A isto, juntaram-se os resultados na concessão mineira, possibilitando o reconhecimento progressivo do horizonte mineralizado até uma distância aproximada de 5Km do actual jazigo.

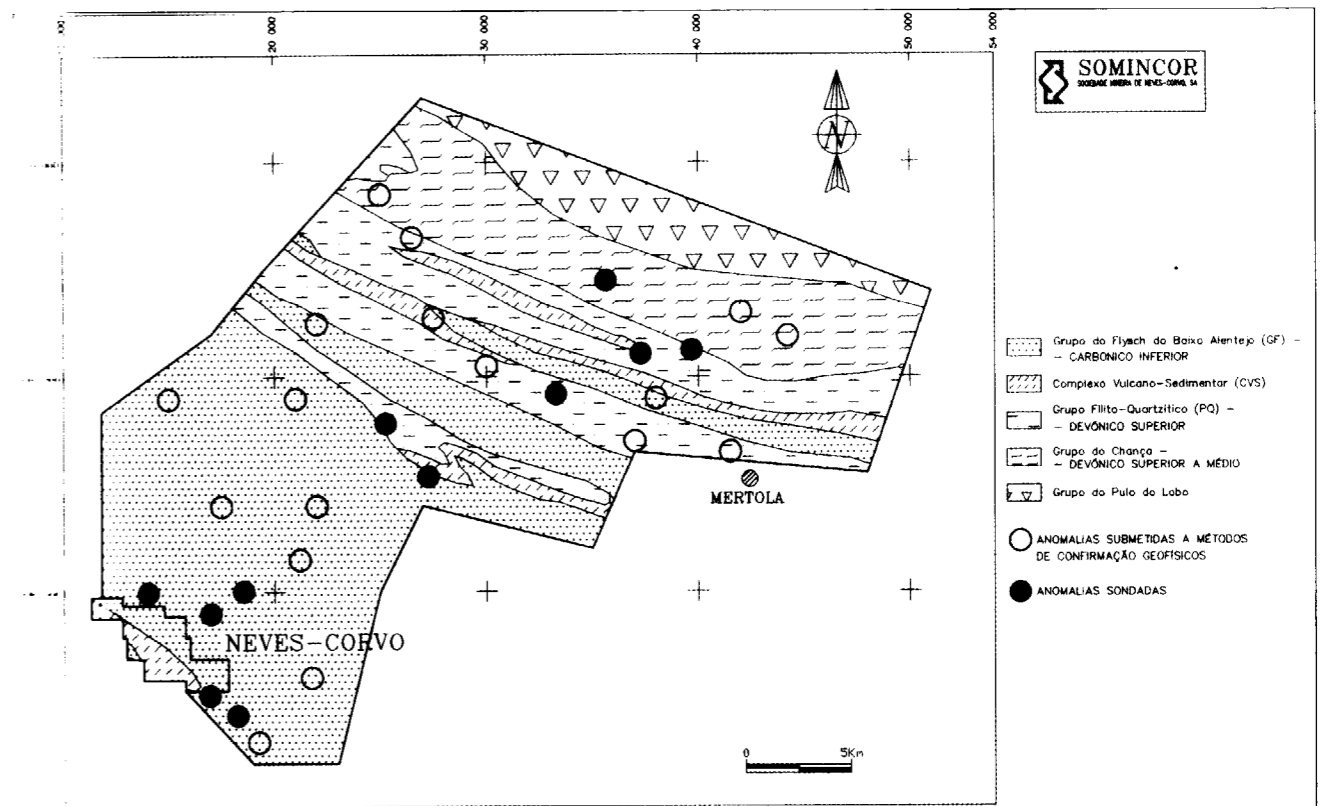


Fig. 2 — Localização das anomalias da área de Prospeção e Pesquisa.

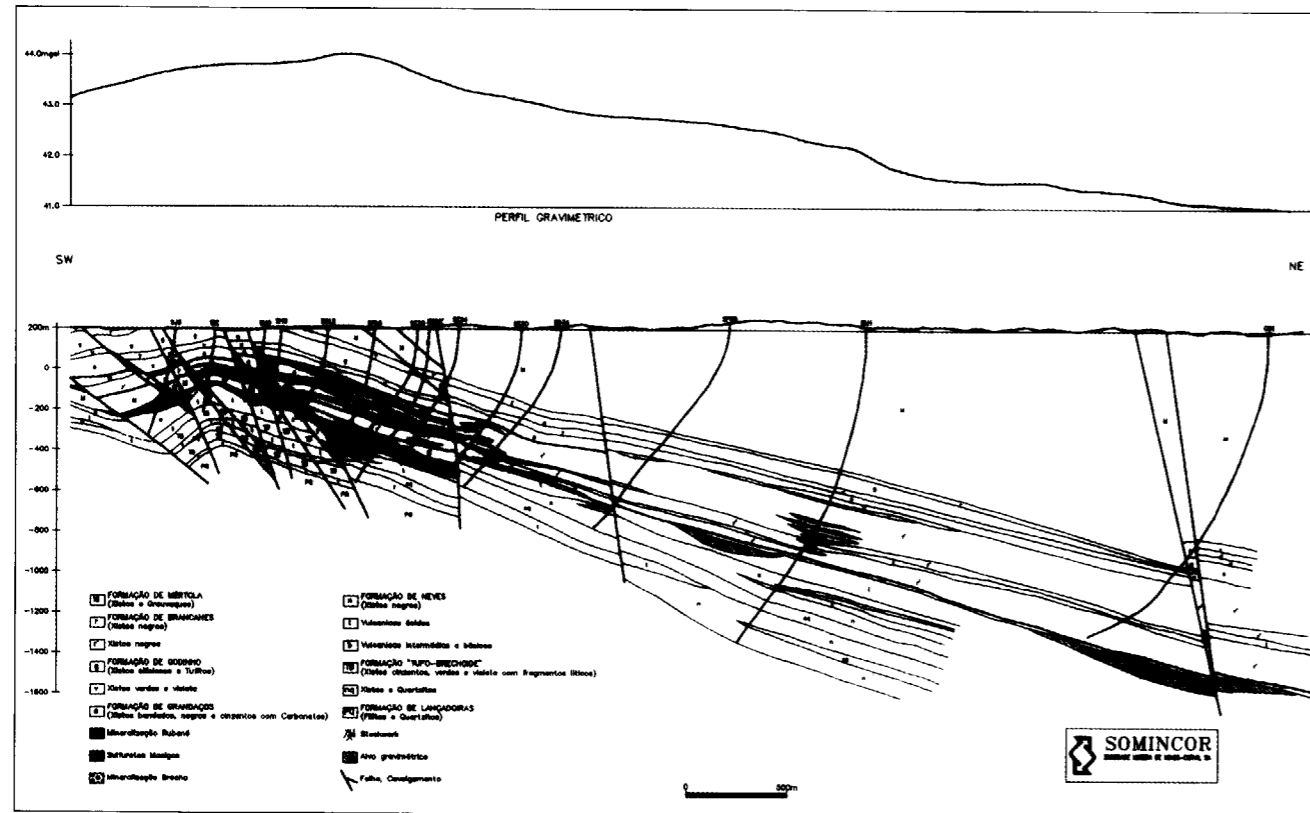


Fig. 3 — Corte geológico graça — Corvo — Chanoca Sul.

Na restante área do contrato cessante, continuou a verificar-se a existência de enquadramentos favoráveis, em particular nas anomalias situadas no Grupo do Chança, no parautoctone de Serra Branca/Barrinhos e em João Serra, com a decisão de abandono a dever-se sempre à grande profundidade de investigação, o que não exclui a possibilidade de um retorno posterior em condições técnico-económicas diferentes das actuais e mais favoráveis.

Face aos resultados expostos, a Somincor formalizou o pedido de uma nova área de prospecção e pesquisa, envolvente da concessão mineira, numa área total de 100Km², como base para um novo contrato assinado no final de 1994, válido para o período até 2004.

GEOLOGIA

As várias massas de sulfuretos maciços polimetálicos (fig. 4) que constituem os depósitos mine-

rais de Neves-Corvo, ocorrem num horizonte singular do Complexo Vulcano-Sedimentar, estreitamente associados a uma importante manifestação de vulcanismo ácido e intensa actividade hidrotermal, num contexto geológico, estrutural e estratigráficamente complexo (Carvalho P. et al., 1993).

Embora se conheçam localmente outros posicionamentos da mineralização e sequências litoestratigráficas diferentes de região para região, ela está sempre em intrínseca associação com o Complexo Vulcano-Sedimentar, sendo por isso normal que a actividade de prospecção e pesquisa na Faixa Piritosa Ibérica se tenha centrado principalmente na investigação deste conjunto formacional portador. Desde a década de oitenta, tem-se vindo a verificar uma deriva progressiva para o estudo das áreas de afloramento do Grupo do Flysch, de que são exemplo a descoberta da massa Valverde em Huelva (Villar J.R.C. et al., 1993) e massa Lombador em Neves-Corvo (Carvalho P. et al., 1993), ambas

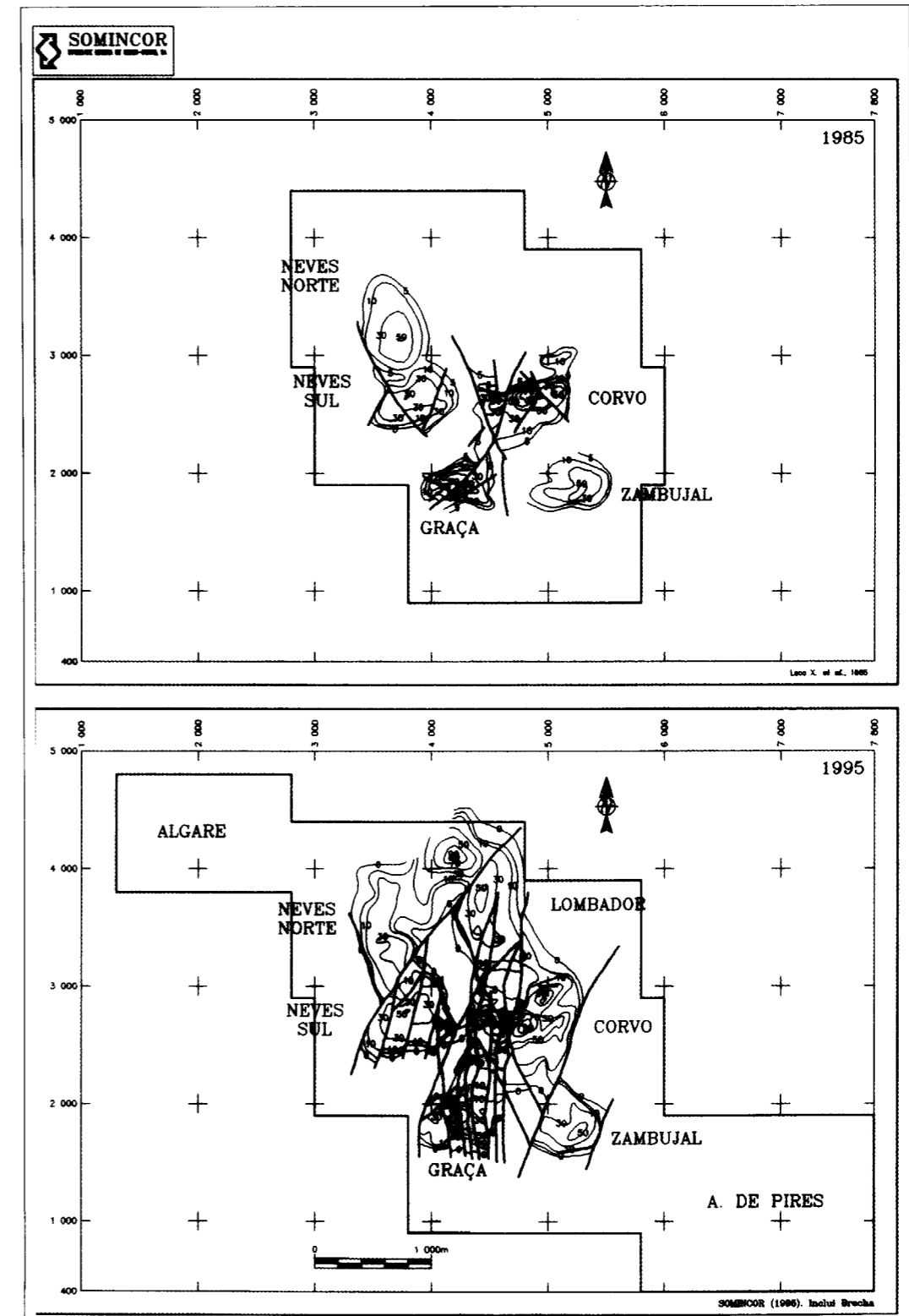


Fig. 4 — Isoessuras dos sulfuretos maciços.

situadas a grande profundidade. Esta deriva deu-se também nas áreas de afloramento do Grupo Filito-Quartzítico, quando em situação de evidente aloctonia, exemplificado com a descoberta da massa Migollas em Sotiel (Santos A. et al., 1993).

O contrato de prospecção e pesquisa assinado em 1990 abrangeu os vários enquadramentos citados, sendo aqueles exemplos uma prova efectiva do potencial da Faixa Piritosa Ibérica e um desafio em relação aos recursos minerais ainda por desvendar.

De facto a área seleccionada (fig. 1) é caracterizada pela sua subdivisão em sectores principais. O primeiro, situado nas imediações de Neves-Corvo é dominado pelas estruturas enraizadas parautoctones do anticlinório Ourique/Castro Verde, que apresenta em afloramento, os três grupos formacionais mais importantes descritos, como o Grupo Filito-Quartzítico, Complexo Vulcano-Sedimentar e Grupo do Flysch, com idades compreendidas

entre o Devónico Superior e o Viseano Superior.

O segundo sector, situado para norte do primeiro, é formado por uma faixa predominantemente alóctone, entre os carreamentos de Galé-Cela e de Mértola (Silva J.B. et al., 1990), onde sobressaem os afloramentos filito-quartzíticos e em menor abundância os do Complexo Vulcano-Sedimentar. Este último conjunto formacional pode aflorar também na sua posição parautoctone como acontece no anticlinório de Serra Branca/Barrinhos.

Mais para o interior e para norte da área, sobressai ainda um terceiro sector constituído pelo Grupo do Chança, já fora dos limites tradicionalmente considerados para a Faixa Piritosa, com a qual contacta através do carreamento de Galé-Cela (Silva J.B. et al., 1991). O Serviço de Fomento Mineiro do Instituto Geológico e Mineiro realizou trabalhos importantes neste sector, nomeadamente na anomalia Corte Gafo (fig. 5), para a qual chamou a atenção da Somincor durante o processo de assinatura do contrato.

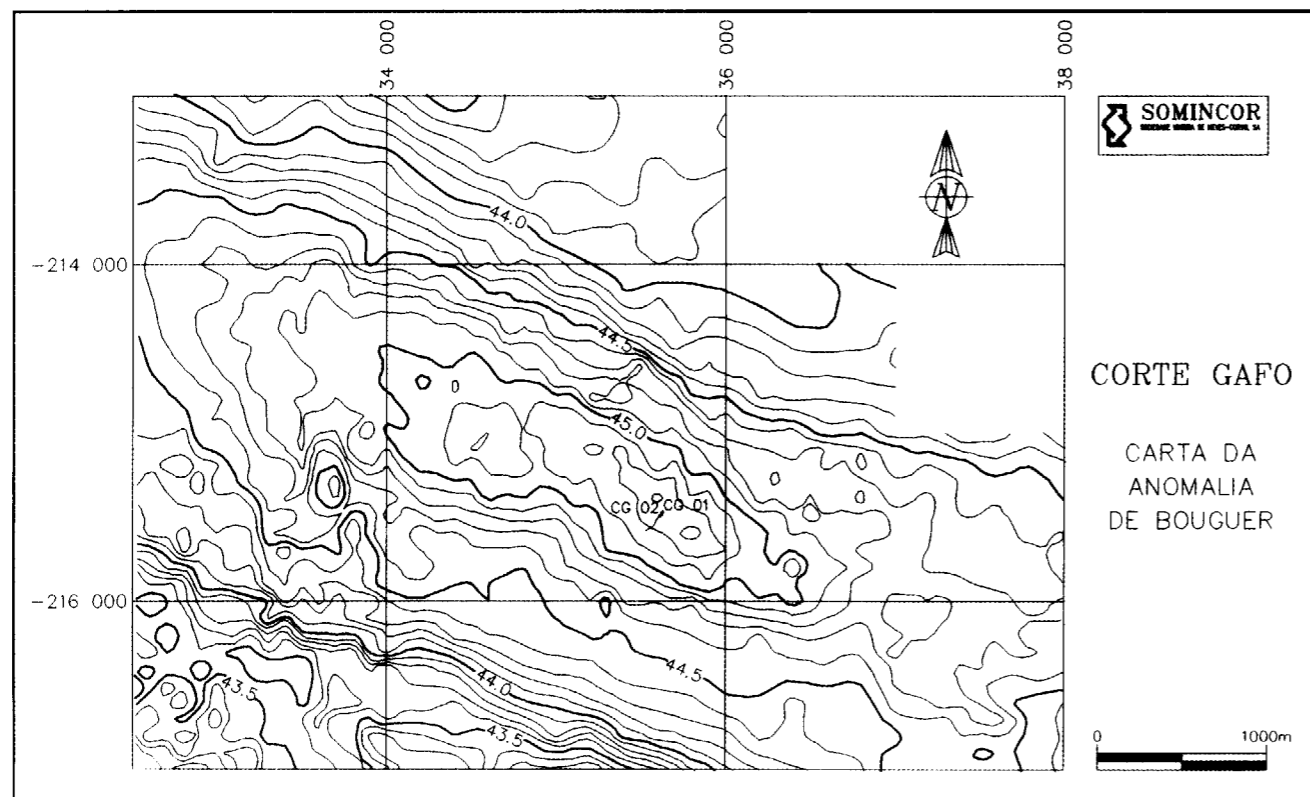


Fig. 5 - Corte Gafo - Carta da anomalia de Bouguer.

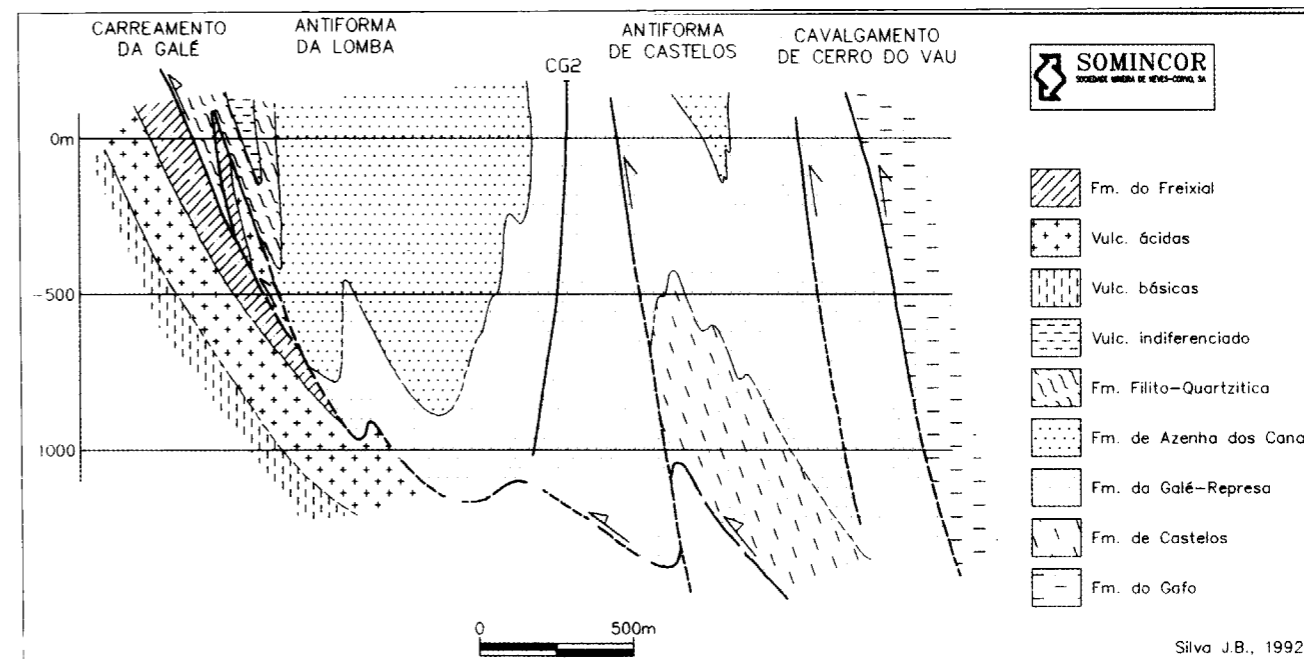


Fig. 6 - Corte interpretativo de corte gafo.

De notar que o Grupo do Chança tem idades mais antigas variando do Devónico Superior a Médio, no entanto com semelhanças às formações da Faixa Piritosa, quer por apresentar vulcanismo bimodal, quer por apresentar características turbidíticas em algumas das suas unidades litoestratigráficas (fig. 6), justificada na sua evolução diacrónica em relação aos grupos formacionais que se desenvolvem mais para sul da Zona Sul Portuguesa (Carvalho D., 1976).

Em resumo, no primeiro sector os resultados obtidos estão directamente ligados aos programas estabelecidos no interior da concessão mineira, na qual se tem feito um cada vez mais detalhado reconhecimento da mineralização e das suas extensões. É possível afirmar que Neves-Corvo representa hoje um nível mineralizado que se desenvolve para fora dos limites da concessão mineira, a comprovar os pressupostos usados nas negociações do novo contrato de prospecção, actualmente em vigor. Estes indícios vieram a provar-se reais por se ter intersectado mineralização de tipo stockwork, essencialmente piritosa e infraeconómica, na orla sudoeste da concessão mineira, em Monte Branco, e por se ter intersectado uma nova massa Lombador Norte, contígua a Lombador Sul, com extensão já reconhecida para fora do

limite norte da concessão mineira (fig.4). Estes trabalhos permitiram também ampliar o conhecimento geológico e estrutural do flanco nordeste do anticlinal central de Neves-Corvo, na estrutura anticlinal Ourique-Castro Verde, confirmando tratar-se de um flanco longo subhorizontal e com inclinação regular (fig.3). Este conhecimento foi determinante para a delimitação da nova área de prospecção e pesquisa, onde as profundidades de investigação são ainda adequadas.

No segundo sector, apesar de não ter havido lugar a qualquer descoberta de ocorrências minerais, salienta-se a comprovação do modelo estrutural proposto, nomeadamente em Barrinhos e em João Serra (fig.7), onde se confirmaram os dois mantos de carreamento principais existentes, respectivamente Galé-Cela e Mértola, verificando-se o retorno em profundidade às formações parautoctones do Grupo do Flysch e do Complexo Vulcano-Sedimentar, depois da intersecção das formações aflorantes do Grupo Filito-Quartzítico.

No terceiro sector, correspondente ao Grupo do Chança, é de salientar que não foram atingidos os objectivos de pesquisa da formação mais promissora, nomeadamente a investigação da

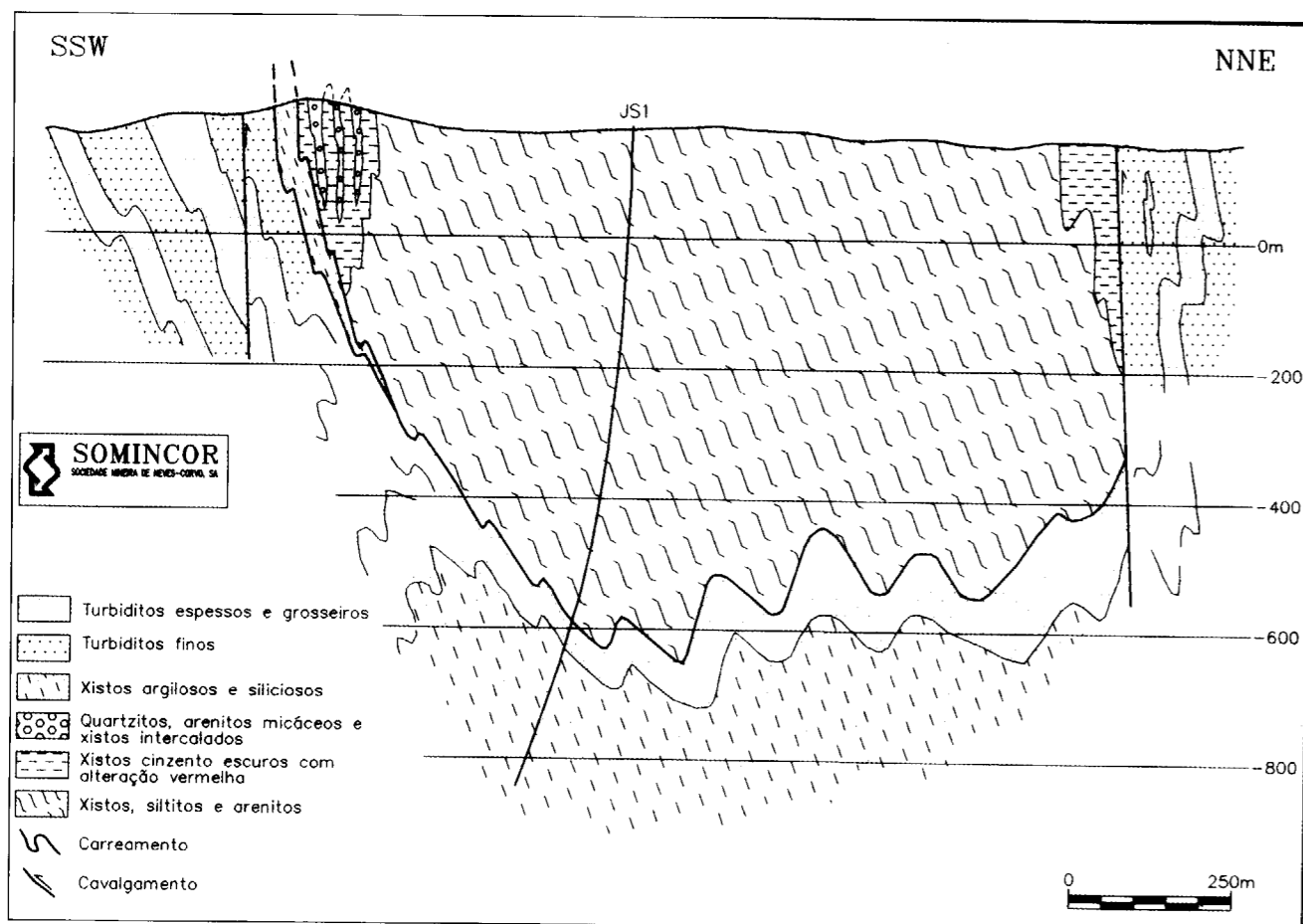


Fig. 7 — João Serra — Corte geológico adaptado de Oliveira J.T., 1991 (Pacheco N., 1992).

Formação de Castelos sob a anomalia Corte Gafo (fig.5), que apresenta características vulcano-sedimentares com evidência de vulcanismo ácido, semelhante ao da Faixa Piritosa Ibérica e ocorrências minerais conhecidas. As principais razões seriam por estarmos na presença de estruturas sub-verticais dobradas e muito enraizadas. Por este motivo, também não foi possível intersectar em profundidade as formações parautoctones vulcano-sedimentares de Serra Branca, supostas existir por debaixo do carreamento Galé-Cela na sua extensão para norte (fig. 6).

PROSPECÇÃO, PESQUISA E AVALIAÇÃO GEOLÓGICA NA CONCESSÃO MINEIRA

Desde a descoberta do jazigo em 1977, realizaram-se cerca de 360 sondagens de superfície,

com mais de 220 Km perfurados e mais de 1400 sondagens de avaliação geológico-mineira, a partir de trabalhos mineiros, com cerca de 140 Km de perfuração.

Esta investigação tem vindo a ocorrer de modo continuado e sistemático com uma metodologia que passa pela procura da ampliação e valorização dos recursos minerais de Neves-Corvo, segundo critérios de detalhada caracterização geológica dos diferentes depósitos minerais e sua correlação com os dados geofísicos existentes.

A pesquisa sistemática com sondagens de superfície, embora prioritizada nas áreas com potencial de cobre e estanho, insere-se num âmbito mais global para dar cobertura à investigação do jazigo, segundo os resultados da inventariação e distribuição do potencial mineral estabelecido.

A avaliação geológica com sondagens de fundo obedeceu ao critério de definição detalhada dos recursos geológicos, para melhorar o seu grau de conhecimento e permitir a reclassificação destes recursos para categorias de reservas indicadas e medidas, para serem utilizadas em planeamento mineiro, metalúrgico e comercial da empresa. Esta resposta às necessidades de produção é realizada através de campanhas de reconhecimento, as quais obedecem ao acesso faseado a novas áreas do jazigo para avaliação com uma antecipação mínima de 2 anos em relação à produção.

Os resultados obtidos têm um reflexo importante na actividade mineira da Somincor, como a racional e adequada exploração do jazigo, e a ampliação global do recurso mineral de Neves-Corvo (fig.4), que mostramos no seguinte quadro:

Evolução do recurso mineral de Neves-Corvo

RECURSO MINERAL	1982			1986			1995		
	t x 10 ⁶	% Cu	% Zn	t x 10 ⁶	% Cu	% Zn	t x 10 ⁶	% Cu	% Zn
COBRE/ESTAN...	34.8	6.63	1.39	33.4	7.75	1.25	42.2	7.59	1.18
ZINCO	36.7	0.48	5.88	32.6	0.46	5.72	47.2	0.48	6.16
PIRITE	57.4	0.41	0.34	73.3	0.49	0.31	180.7	0.51	0.23
TOTAL	128.9	2.11	2.20	139.3	2.22	1.80	270.1	1.61	1.42

Os valores apresentados referem-se ao recurso original e não têm por isso qualquer dedução do montante de minérios de cobre e estanho, explorados no período de 1988-1995. De referir que o estanho passou a ser mencionado nas estimativas dos recursos de Neves-Corvo a partir de 1987 e que no quadro anterior representa 4.3×10^6 toneladas com 2.46% Sn.

PROSPECÇÃO E PESQUISA FORA DA CONCESSÃO MINEIRA

Para a área de prospecção e pesquisa referente ao contrato de 1990 a metodologia utilizada baseou-se numa estratégia clássica, envolvendo na primeira fase os seguintes estudos regionais:

- Cartografia Geológica
- Geoquímica (Solos 200m x 200m, litogeoquímica, sedimentos de linhas de água)
- Gravimetria (200m x 200m e 100m x 100m)

- Magnetometria (200m x 200m)

Depois da conclusão destes trabalhos, com o que se completou o levantamento integral da área de 600Km², procedeu-se a uma análise de conjunto, tendo-se seleccionado um total de 28 anomalias (fig. 2) que se hierarquizaram em função do seu potencial, para serem alvo de levantamento de detalhe, para confirmação de valor, através de:

- Cartografia Geológica à escala de 1:5000;
- Electromagnético Transitório (perfil)
- Magnetotelúrico (perfil)
- Sísmica de Reflexão (perfil)

Salienta-se a utilização do levantamento regional aeromagnético e radiométrico, para toda a área de 600Km², efectuado pela RioFinex e dis-

ponibilizado à Somincor, que veio refinar ainda mais os critérios de selecção então aplicados.

No total deste programa realizaram-se:

- Aeromagnetometria e Radiometria (RioFinex), 600Km²
- Gravimetria e Magnetometria, 9 015 pontos, 314.5Km²
- Magnetometria, perfis, 40,0 Km
- Electromagnético Transitório, perfis, 215,5Km
- Magnetotelúrico, perfis, 27,0Km
- Sísmica de Reflexão, perfis, 24,0Km
- Diagrafias em Sondagens: Resistividade, Sónico, 2,0Km

Electromagnético Transitório, 2,5Km

Neves, e pelo magnetotélurico na interligação das massas Graça e Corvo, e extensão nordeste de Neves.

- Geoquímica:
Solos, 7 428 amostras, 314,5Km²
Litogeoquímica, 600,0Km²
Aluvião, 631 amostras, 600,0Km²

Do total das 28 anomalias seleccionadas, 18 foram objecto de estudos de confirmação recorrendo sempre à utilização de pelo menos dois métodos geofísicos, sendo de referir que a Sísmica de Reflexão de Alta Resolução foi apenas utilizado no sector sul da área, onde existiam condições geológico-estruturais favoráveis.

- Cartografia Geológica 1:5 000, 40,0Km²

- Sondagens, 10, 12,4 Km

Depois de aplicados os métodos de confirmação e analisados os seus resultados decidiu-se realizar sondagens em 10 destas anomalias, sendo que, duas destas sondagens, efectuadas nas anomalias Monte Branco e Lombador Norte, intersectaram mineralização venular esparsa e

e notar que a opção por estes métodos, deveu-se ao conhecimento directo da sua capacidade e resposta pelo facto de terem sido testados durante a década oitenta, sobre o jazigo de Neves-Corvo salientando-se os bons resultados obtidos pelo electromagnético transitório que apontou a extensão sudoeste da massa de

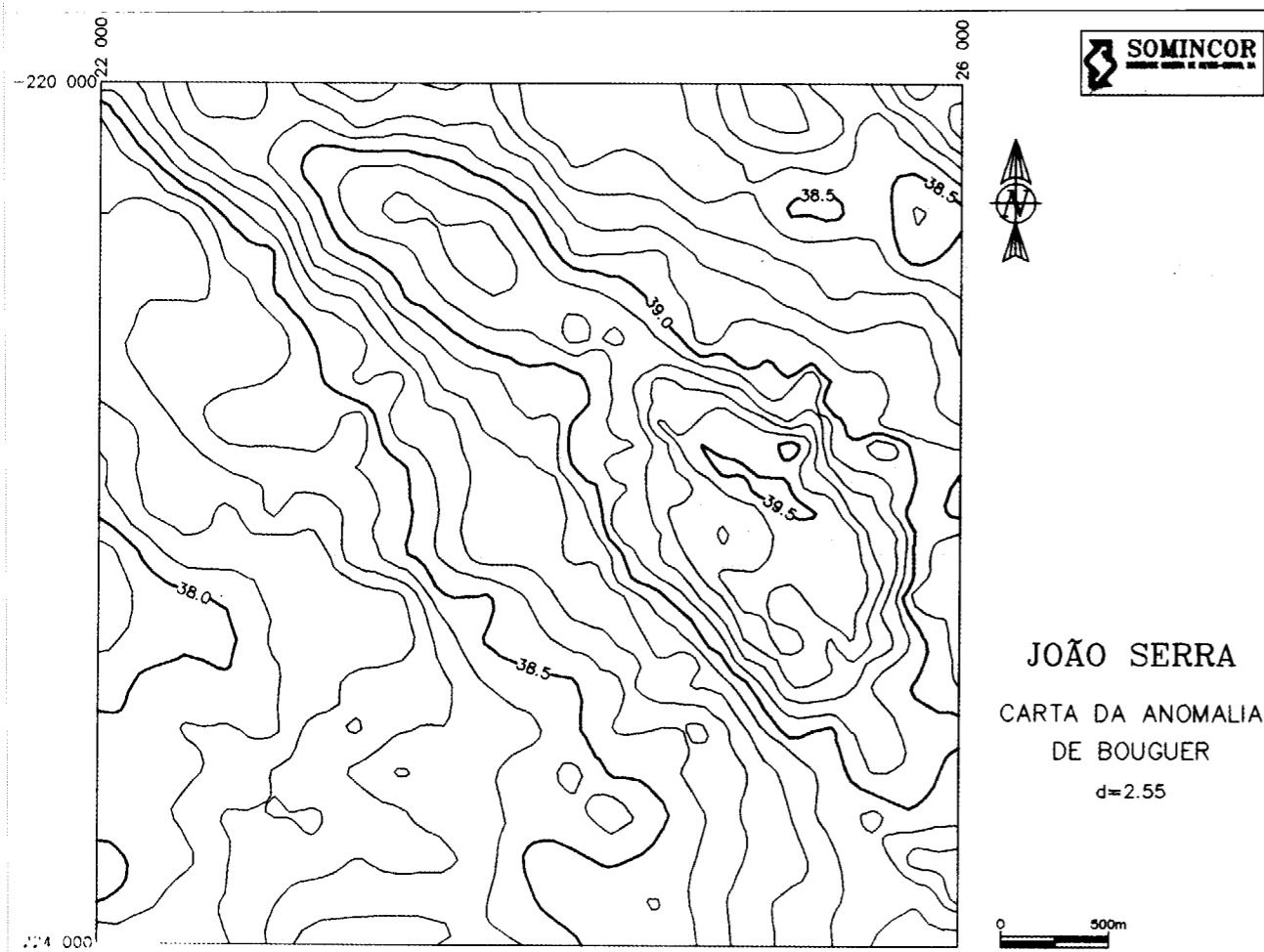


Fig. 8 — João Serra — Carta da anomalia de bouguer.

i
s
e
a

onómica do tipo stockwork, encontrando-as na proximidade da concessão mineira o atravessado o horizonte de referência, do às mineralizações de Neves-Corvo.

q
s
u
n
t
s
f
a

antes oito sondagens, não intersectaram er tipo de mineralização. No entanto, o ultado não se pode considerar negativo, ez que em nenhuma delas se atingiu o ortador da mineralização, tudo indicando permanecido em formações geológicas res, correspondendo no entanto a proades de investigação para além das condições técnico-económicas.

á
f

se, no entanto, em aberto o potencial da ara a existência de mineralizações de sul-polimetálicos, cuja profundidade de

investigação é, como se disse, elevada.

Como exemplo, pode-se apresentar o resultado da sondagem efectuada na anomalia de João Serra (fig. 8), localizada no segundo sector da área de prospecção e pesquisa, que se encontra sobre formações alóctones do Grupo Filito-Quartzítico, interpretadas como pertencentes ao manto de carreamento de Mértola, e mesmo do manto mais antigo de Galé-Cela (fig. 9).

Esta interpretação veio a ser confirmada pela sondagem, que depois de ter atravessado formações do Grupo Filito-Quartzítico, passou ao Grupo do Flysch e deste a xistos siliciosos com afinidade ao Complexo Vulcano-Sedimentar, atribuídos à sequência superior do Complexo Vulcano-Sedimentar (fig. 9).

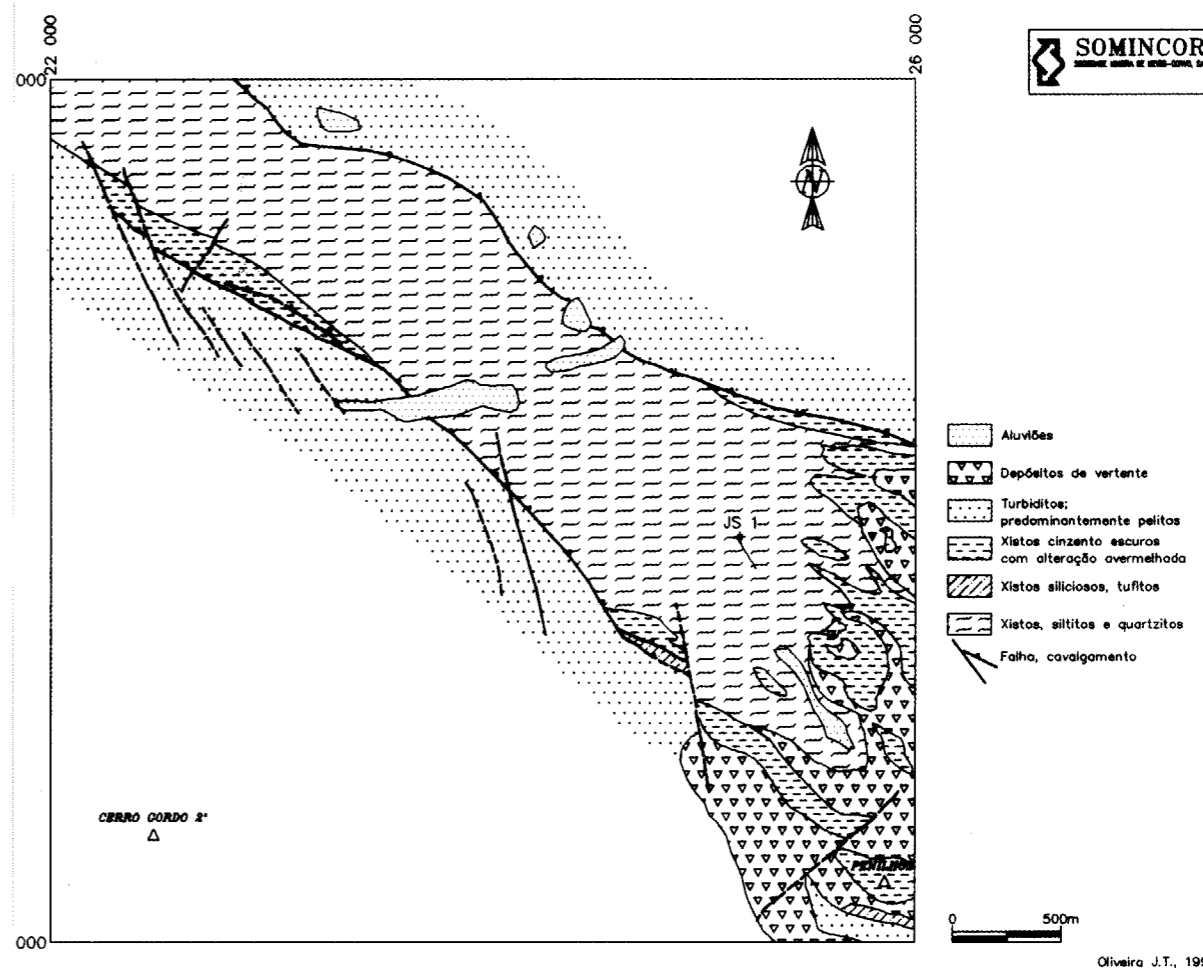


Fig. 9 — João Serra — Carta geológica.

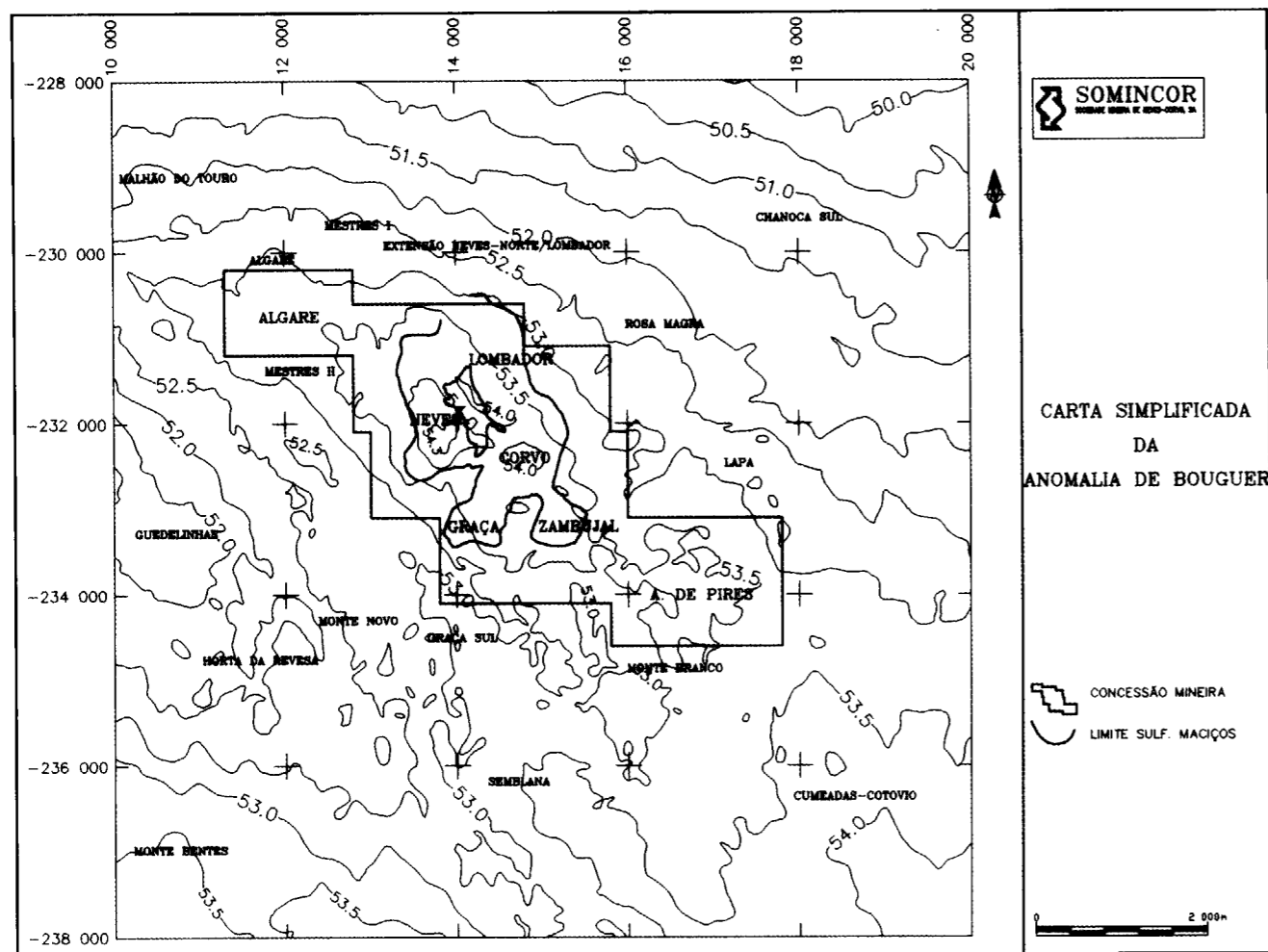


Fig. 10 — Carta da anomalia de Bouguer da área de prospecção referente ao contrato de 27-11-94.

Assim, os trabalhos de prospecção e pesquisa foram focalizados, em particular no último ano do contrato, nas imediações da concessão mineira de Neves-Corvo, e mesmo no seu interior. O objectivo foi o de reconhecer, de dentro para fora, com critérios de profundidade de investigação mais estritos porque melhor conhecidos, a evolução do horizonte mineralizado até uma distância aproximada de 5Km do jazigo, marcada pelas duas principais anomalias sondadas no período inicial do contrato, no flanco nordeste e ao longo do eixo sudeste da estrutura de Neves-Corvo, respectivamente Chanoca Sul e Cumeadas-Cotovio (fig. 10) mas cujos resultados, como mencionado atrás, deixam em aberto a possibilidade de retorno futuro.

Esta nova fase de actividade justificou a necessidade de se pesquisar um vasto conjunto de anomalias "satélites", de pequena dimensão, que se viram assim valorizadas e estiveram na base dos pressupostos apresentados no pedido de contratação para a nova área de prospecção e pesquisa na envolvente de Neves-Corvo.

Confirmando esta opção, esteve a descoberta da massa Lombador Norte, em finais de 1994, no extremo norte da concessão mineira, com uma intersecção de 100m de sulfuretos maciços (fig.4). Este novo depósito mineral está em fase de reconhecimento, sendo a sua extensão para fora da concessão um problema ainda em aberto, mas já plenamente confirmada.

Os métodos de confirmação usados, em particular o electromagnético e magnetotélúrico, têm mostrado algumas dificuldades como o baixo poder de resolução, provavelmente devido à grande profundidade de penetração exigida (>1000m), podendo resultar da influência de vários níveis condutores ao longo das sequências estratigráficas observadas, nomeadamente de xistos negros piritosos e grafitosos, e pelo efeito cumulativo de grandes massas rochosas.

A Sísmica de Reflexão de Alta Resolução, parece ser o método que apresenta melhor capacidade de resposta com boa diferenciação dos reflectores observados e de acordo com a diversidade rochosa da área, tendo-se revelado um precioso auxiliar de diagnóstico nas condições de investigação a grande profundidade, com estruturas subhorizontais favoráveis, como as que ocorrem na imediação de Neves-Corvo.

O desenvolvimento do programa de investigação do novo contrato de prospecção poderá confirmar a validade desta relação na correspondência entre os reflectores e o horizonte mineralizado que, como se disse, não pôde ser verificado no contrato precedente.

CONCLUSÕES

A actividade de prospecção e pesquisa desenvolvida pela Somincor durante o período 1990/1994 foi de fundamental interesse estratégico, pois permitiu retirar as seguintes conclusões:

- Confirmação dos modelos geológico-estruturais propostos para a Faixa Piritosa Ibérica, factor de extrema importância para a definição das estratégias de prospecção, a revelar também a necessidade de se pesquisar cada vez a maior profundidade e com maior suporte geológico. A importância do conhecimento adquirido sobre a geologia, metalogenia, e estrutura dos jazigos de Neves-Corvo é, disso, o melhor exemplo;
- Confirmação da Gravimetria como "Método Geofísico de Base", quer na versão das cartas da anomalia de Bouguer, quer nas suas derivadas, a permitir a definição e selecção de anomalias e o reforço da importância de outras já

existentes, como exemplificado com a descoberta da massa Lombador Norte, na concessão mineira de Neves-Corvo;

- As dificuldades dos Métodos Electromagnético e Magnetotélúrico, com baixo grau de resolução a grande profundidade, nomeadamente na detecção e definição de corpos condutores associados a massas de sulfuretos maciços, dada a grande complexidade geológico-estrutural da Faixa Piritosa Ibérica, onde se situa a área de pesquisa. No entanto, a experiência adquirida com os levantamentos efectuados, abre boas perspectivas para o futuro, desde que se altere a metodologia, como a dimensão e orientação dos loops e dos perfis e maior capacidade de filtragem dos "ruídos culturais" provocados por cercas, linhas de alta tensão, linhas de telefone, etc.;
- Confirmação da Sísmica de Reflexão como método potencial capaz de dar resposta em profundidade sobre as características geológicas e estruturais, nas condições reinantes em Neves-Corvo, como a subhorizontalidade e a diferenciação estratigráfica e litológica, se bem que não se tenha ainda podido confirmar a sua capacidade de resposta à presença de mineralização.

Os resultados obtidos na concessão mineira de Neves-Corvo com a descoberta de Lombador Norte, e nas suas imediações com Monte Branco, suporta a validade destas conclusões e leva a que a Somincor mantenha o seu interesse em prospecção e pesquisa na Faixa Piritosa, como foi consubstanciado pela assinatura do novo contrato.

AGRADECIMENTOS

A actividade de prospecção e pesquisa na Faixa Piritosa Ibérica tem merecido a especial atenção da Somincor. A todos os que nela têm trabalhado e aos que a Neves-Corvo dedicaram o seu contributo, nós saudamos com a nossa gratidão. À Somincor e ao seu Director Industrial, Eng. F. Real, pelo incentivo à nossa actividade o nosso obrigado.

BIBLIOGRAFIA

- Albouy L., Conde L.N., Foglierini F., Leca X., Morikis A. (1981). Le gisement de sulfures massifs polymétalliques de Neves-Corvo (Baixo Alentejo, Portugal). *Chron. Rech. Min. (Orleans)*, 460.
- Barriga F.J.A.S., Carvalho D. (1983). Carboniferous volcanogenic sulphide mineralizations in southern Portugal (Iberian Pyrite Belt). In: *The Carboniferous of Portugal* (M.J. Lemos de Sousa and J.T. Oliveira, eds.), Mem. Serv. Geol. Portugal, Lisbon, 29, pp. 99-113.
- Barriga F.J.A.S. (1990). Metallogensis in the Iberian Pyrite Belt, South Portuguese Zone. *Pre-Mesozoic Geology of Iberia*. Dallmeyer R. D., Martinez Garcia E. (eds), Springer-Verlag Berlin, Heidelberg, pp. 369-379.
- Bonnemaison M., Braux C., Joubert M., Mercier F. (1993). Estudio con Técnica de gestión en la Investigación de Sulfuros Polimetálicos: Herrerías, Antiforma de Puebla de Guzman (Huelva, España). Valverde. *Proceedings do Simpósio Sulfuretos Maciços Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica, Évora, Portugal*, 15p.
- Boogárd M. Van den (1967). *Geology of the Pomarao region (Southern Portugal)*. Doct. Thesis, Univ. Amsterdam. Rotterdam, Deltro 113.
- Carvalho D., Goinhas J., Oliveira V., Ribeiro A. (1971). Observações sobre a geologia do Sul de Portugal e consequências metalogénicas. *Estudos Notas Trabalhos, Serv. Fom. Mineiro*, vol. XX, fasc. 1-2, pp. 153-199.
- Carvalho D., (1976). Considerações sobre o vulcanismo da região Cercal-Odemira. Suas relações com a Faixa Piritosa. *Comun. Serv. Geol. Portugal*, tomo LX, pp. 215-238.
- Carvalho D. (1972). The Metallogenetic consequences of plate tectonics and the upper paleozoic evolution of Southern Portugal. *Estudos Notas e Trabalhos, Serv. Fom. Mineiro*, vol XX, fasc. 3-4, pp. 297-320.
- Carvalho D., Conde L., Enrile J.H., Oliveira V., Schermerhorn L.J.G.S. (1976). Livro-guia das excursões geológicas na Faixa Piritosa Ibérica (24-27 Junho de 1975). *Comun. Serviços Geol. Portugal*, v.60, pp. 271-315.
- Carvalho D. (1977). Lineament Patterns and Hypogene Mineralization in Portugal. *Estudos Notas e Trabalhos, Serv. Fom. Mineiro*, vol XXIII, pp. 91-106.
- Carvalho D. (1979). Geologia, metalogenia e metodologia de investigação de sulfuretos polimetálicos do Sul de Portugal. *Comun. Serv. Geol. Portugal*, tomo 65, pp. 169-191.
- Carvalho D. (1982). New Paths to Massive Sulphides Exploration in the Pyrite Belt. *Comun. Serv. Portugal*, tomo 68, fasc. 2, pp. 149-162.
- Carvalho D. (1982). Neves-Corvo, uma nova mina em Portugal. *Bol. Minas, Lisboa*, v. 18, Nr. 4, pp. 1-9.
- Carvalho D. (1986). Outline of the geology and mineral deposits of South Portugal Iberian Pyrite Belt. *Lab. Geol. Inst. Sup. Tech. (Lisboa)* 1-82. *Guide Book for the Iberian Field Conference of the Society for Geology Applied to Mineral Deposits, SGA, 11-22 April 1986*, pp. 1-82.
- Carvalho D. (1991). A case study of the Neves-Corvo Massive Sulphide Deposit, Portugal, and Implications for Future Discoveries. *Econ. Geol. Mon 8 Genetic Concepts and Case Histories*, pp. 314-334.
- Carvalho P. (1986). An introduction to the Neves-Corvo Copper Mine, Portugal. *Lab. Geol. Inst. Sup. Tecn, Lisboa. Guide Book for the Iberian Field Conference of the Society for Geology Applied to Mineral Deposits, SGA, 11-22 April 1986*, pp. 1-82.
- Carvalho P., Ferreira A. (1993). Geologia de Neves-Corvo: Estado Actual do Conhecimento. *Proceedings do Simpósio Sulfuretos Maciços Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica, Évora, Portugal*, 21p.
- Fantinet D. (1971). Mise en évidence d'un chevauchement d'âge varisque et étude de ses déformations ultérieures (Région de Mertola, Baixo Alentejo, Portugal). *C.R. Ac. Sc., Paris, sér. D*, t.272, pp. 3122-3125.
- Faura Moron J., Ramos Ortiz A. (1989). The role of the state exploration company "ADARO" in the systematic exploration of mineral resources in Spain during the period 1985-89. *Mineral Exploration Programmes'89, Madrid, Spain*, 10p.
- Isaksson I. (1989). *Boliden Exploration Goes Abroad - A Spanish Case Study*. Mineral Exploration Programmes'89, Madrid, Spain, 10 p.
- Leca X. (avec la collaboration de Ribeiro A., Oliveira J.T., Silva J.B., Carvalho P., Merino H.). (1983). *Cadre géologique des minéralisations de Neves-Corvo (Baixo Alentejo, Portugal)*. Lithostratigraphie, Paléogéographie et Tectonique. Bureau de Recherches Géologiques et Minières Orléans. Mem B.R.G.M. No. 121.
- Leca X., Albouy L., Aye F., Picot P. (1985). *Caractéristiques principales du gisement de Neves-Corvo (Portugal)*. *Chron. Rech. Min. (Orleans)* No. 481, pp. 53-58.
- Leca X. (1985). La découverte des amas sulfurés cachés de Neves-Corvo (Sud du Portugal). *Essai de methodologie*. *Chron. Rech. Min. (Orleans)*. No 479, pp. 51-62.
- Leca X. (1990). Discovery of concealed massive-sulphides bodies at Neves-Corvo, southern Portugal - a case history. *Trans. Inst. Min. Metall. (Sect. B. Appl. earth sci.)*, 99, pp. B139-152
- Lemos de Sousa M.J., Oliveira J.T. (Eds.) (1983). *The Carboniferous of Portugal*. *Memórias dos Serviços Geológicos de Portugal*. No. 29, Lisboa.
- Munhá J. (1983). Hercynian Magmatism in the Iberian Pyrite Belt. In: *The Carboniferous of Portugal* (M.J. Lemos and J.T. Oliveira, eds.), Mem. Serv. Geol. Portugal, Lisbon 29, pp. 39-82.
- Munhá J., Barriga F.J.A.S., Kerrich R. (1986). High 18O ore-forming fluids in volcanic-hosted base metal massive sulphide deposits: Geologic, 18O/16O, and D/H evidence from the Iberian Pyrite Belt. *Crandon, Wisconsin; and Blue Hill, Maine: Econ. Geol.*, v. 81, pp. 530-552.
- Munhá J. (1990). Metamorphic Evolution of the South Portuguese/Pulo do Lobo Zone. *Pré-Mesozoic Geology of Iberia*. Dallmeyer R. D., Martinez Garcia E. (eds), Springer-Verlag Berlin, Heidelberg, pp. 363-368.
- Murray D.N., Real F. (1987). The Neves-Corvo Project. RTZ Mining and Mineral Processing Conference, Namibia. RTZ Abstracts, RTZ TSL, Bristol.
- Oliveira J.T. (1983). The Marine Carboniferous of South Portugal: A Stratigraphic and Sedimentological Approach. In: *The Carboniferous of Portugal* (M.J. Lemos de Sousa and J.T. Oliveira, eds.), Mem. Serv. Geol. Portugal, Lisboa, 29, pp. 3-38.
- Oliveira J.T. (1990). Introduction to the South Portuguese Zone. *Pré-Mesozoic Geology of Iberia*. Dallmeyer R. D., Martinez Garcia E. (eds), Springer-Verlag Berlin, Heidelberg, pp. 334-347.
- Oliveira J.T. (com colaboração de Romão J.A.), (1991). *Estudo Geológico da região de João Serra - S. João dos Caldeireiros*. *Contrato Somincor/Serviços Geológicos de Portugal, Relatório Interno*, 17p.
- Oliveira V., Matos J. (1993). *Prospecção de Sulfuretos Maciços Polimetálicos na Bacia Terciária do Sado - Metodologia Utilizada na Recente Descoberta da Jazida de Lagoa Salgada*. *Proceedings do Simpósio Sulfuretos Maciços Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica, Évora, Portugal*, 21p.
- Palomero F., Mora J.M., Fernández J.L.B. (1993). *Trabajos de Exploración de Sulfuros Masivos y Diseminados en el Flanco Norte del Sinclínorio de Rio Tinto Valverde*. *Proceedings do Simpósio Sulfuretos Maciços Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica, Évora, Portugal*, 6p.
- Real F., Murray D.N. (1990). The Neves-Corvo Mine. Paper presented at Metal Bulletin 4th International Copper Conference, Santiago, Chile, April 1990.
- Ribeiro A., Antunes M.T., Ferreira M.P., Rocha R.B., Soares A.F, Zbyszewski G., Almeida F.M, Carvalho D., Monteiro J.H. (1979). Introduction à la géologie générale du Portugal. *Lisboa, Serviços Geol. Portugal, spec. plub.*, 114p.
- Ribeiro A., Silva J.B. (1983). Structure of the South Portuguese Zone. In: *The Carboniferous of Portugal* (M.J. Lemos de Sousa, J.T. Oliveira, eds.), Mem. Serv. Geol. Portugal, Lisboa, 29, pp. 83-90.
- Richards D.G., Ferreira A.V.M.M. (1991). Metal Zoning in the Graça Orebody, Neves-Corvo. *Minerals Industry International. Bulletin of the I.M.M.*, March 1992, No. 1005, 5p.

Richards D., Carvalho P., Sides E. (1991). Geology and reserves of complex sulphides at Neves-Corvo. Symposium "Los Sulfuros Complejos del Suroeste de España, Sevilla.

Richards D., Sides E.J. (1991). Evolution of ore reserve estimation strategy and methodology at Neves-Corvo. Trans. Inst. Min. Metall. (Sect.B: Appli. earth sci., 100, Sept.-Dec. 1991).

Rocha Gomes A.A., Silva F.J. (1955). Prospecção de pirites no Baixo Alentejo. Estudos Notas Trabalhos, Serv. Fom. Mineiro, vol. 10, fasc. 1-2, pp. 37-77.

Rocha Gomes A.A. (1991). Discovery of concealed massive sulphide bodies at Neves-Corvo, southern Portugal, a case history. Discussion. Contributed remarks on paper Leca X. (1990). Trans. Inst. Min. Metall., sect. B, 100, pp. B45-B46.

Routhier P., Aye F., Boyer C., Lecolle M., Moliere P., Picot P., Roger G. (1978). La ceinture sud-ibérique à amas sulfurés dans sa partie espagnole médiane. Tableaux géologique et métallogénique. Synthèse sur le types amas sulfurés vulcano sédimentaires. Mém. B.R.G.M., n° 94, 265p.

Santos A., Prada J.M., Rosales F. (1993). Aspectos Geológicos y Geofísicos del Yacimiento Migollas. Proceedings do Simpósio Sulfuretos Maciços Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica, Évora, Portugal, 19p.

Schermerhorn L. J. G., Stanton W. Z. (1969). Folded overthrusts at Aljustrel. Geol. Mag., vol. 106, n° 2, pp. 130-141.

Schermerhorn L.J.C. (1970). The deposition of volcanics and pyrite in the Iberian Pyrite Belt. Mineral. Deposita, 5, No. 3, pp. 273-279.

Silva J. B. (1989). Estrutura de uma geotransversal da Faixa Piritosa. Zona de deformação não coaxial. Tese de Doutorado, Universidade de Lisboa, 249p.

Silva J.B., Oliveira J.T., Ribeiro A. (1990). Structural Outline, South Portuguese Zone. Pre-Mesozoic Geology of Iberia. Dallmeyer R. D., Martinez Garcia E. (eds), Springer-Verlag Berlin, Heidelberg, pp. 348-362.

Silva J.B. (1991). Estudo de cartografia estrutural na zona de Corte-Gafo (Região de Mértola). Contrato Somincor/Instituto de Ciência Aplicada e Tecnológica/Departamento de Geologia da Faculdade de Ciências da Universidade de Lisboa, Relatório interno, 26p.

Strauss G. K., Madel J. (1974). Geology of massive sulphide deposits in the Spanish - Portuguese Pyrite Belt. Rundschau, pp. 191-211.

Strauss G.K., Madel J., Alonso F.F. (1977). Exploration practice for strata-bound volcanogenic sulphide deposits in the Spanish-Portuguese Pyrite Belt: Geology, geophysics and geochemistry. In: Time and Stratabound Ore Deposits, Springer Verlag, pp. 55-93.

Thadeu D. (1965). Carta Mineira de Portugal, Notícia explicativa. Serv. Geol. Portugal, 47p.

Gaspar P., Pinto A. (1993). Neves-Corvo, A Kuroko Type Deposit in the Iberian Pyrite Belt. Resource Geology, Special Issue, Nr. 17, pp. 249-262.

Villar J.R.C., Aranda S.M., Calvo F.R., Mórón J.F. (1993). Metodología de Investigación de Yacimientos Ocultos bajo El Culm. Experiencia da Masa Valverde. Proceedings do Simpósio Sulfuretos Maciços Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica, Évora, Portugal, 18p.

Tendencias de la modelización en bloques para la evaluación de Yacimientos

Por M. GARCIA MAGARIÑO (*)

RESUMEN

En este trabajo se da un breve repaso al estado actual y la evolución de los últimos años en el terreno de la modelización en bloques de yacimientos mediante geoestadística, citando diversos ejemplos de proyectos realizados en la Faja Piritica y comentando brevemente algunas de las ventajas que nos proporcionan para la evaluación y estudio de los yacimientos.

Palabras clave: Evaluación Yacimiento, Modelo, Reserva Mineral, Geoestadística, Variograma, Krigeaje.

ABSTRACT

In this work a brief review is given of the actual state and evolution of the last few years in block modeling of orebodies by geostatistical methods, citing various examples of projects made in the Pyrite Belt and briefly commenting on some of the advantages given to help in the evaluation and study of the orebodies.

Key words: Economic evaluation, Models, Reserves, Geostatistics, Variograms, Kriging.

1. INTRODUCCION

Durante la última década Río Tinto Minera, S.A. ha realizado un considerable esfuerzo para, en primer lugar, conocer lo mejor posible sus reservas en los distintos tipos de mineral en el área de Riotinto, y, en segundo lugar, localizar y evaluar yacimientos en otras áreas para intentar garantizar una continuidad en sus operaciones mineras, a medida que se fueran agotando las reservas de Riotinto.

Dentro de esa filosofía, y con el objetivo de hacer una evaluación precisa de estos yacimientos y disponer de modelos de bloques para la realización de diseños mineros, fue creado el equipo de Geoestadística y Tratamiento de Datos de Exploración Minera.

Durante estos años además de ayudar a la exploración mediante el archivo y dibujo de datos de

campo, se han modelizado y evaluado 14 áreas distintas de gossan con Au y Ag en Riotinto y otros 15 yacimientos de muy distinto tipo dentro y fuera de la Faja Piritica, utilizando para ello diferentes medios y equipos, que han ido evolucionando y modernizándose, acorde con el gran avance de la informática de los últimos años.

2. EQUIPO

En la actualidad el equipo informático de Exploración Minera está formado por una red local mixta de Ordenadores Personales y Estaciones de Trabajo SUN-Sparc operando sobre UNIX, con la mayor parte de los datos centralizados en uno ellos, que trabaja como servidor de red.

Para cada yacimiento o zona estudiada se crea su propia base de datos de sondeos, geoquímica, líneas de geofísica, etc., que es administrada por un gestor de base de datos y que junto con la información digitalizada de los planos geológicos y topográficos, sirve de punto de partida para todos los estudios posteriores. (Figura 1)

(*) Jefe Geoestadística y Tratamiento de datos de Exploración
Río Tinto Minera, S. A.

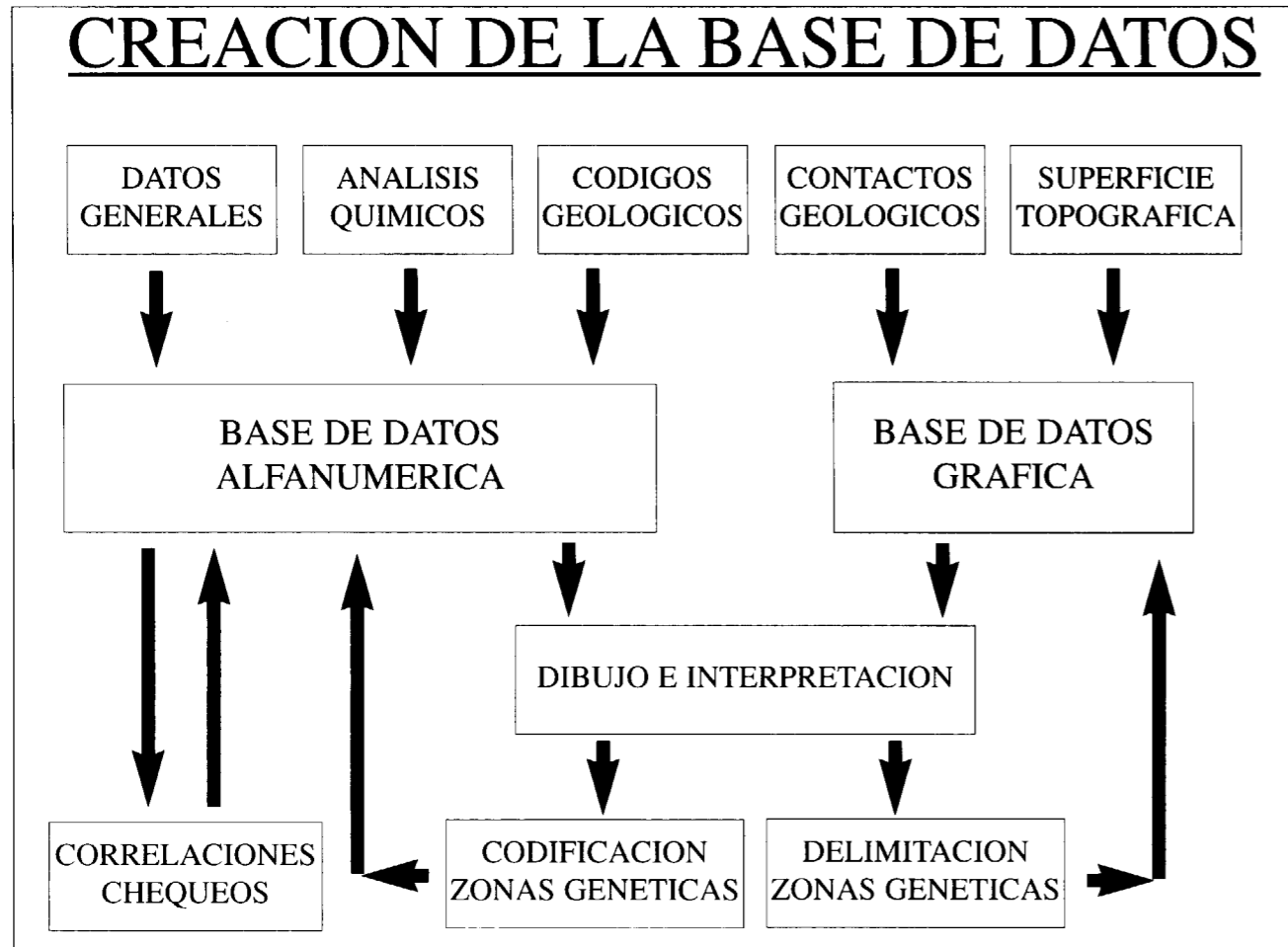


Fig. 1

3. DISEÑO DE VOLÚMENES

3.1. Tipos de diseño

Para el modelado tridimensional de los yacimientos en matrices de bloques, se ha evolucionado desde la asignación casi directa de códigos a los bloques encerrados dentro de un perímetro digitalizado, hasta las técnicas más actuales de creación de volúmenes cerrados (Modelado por sólidos) o superficies abiertas (Modelado por superficies), formadas por redes de triángulos (TIN).

Un ejemplo de modelado mediante sólidos es el realizado sobre el yacimiento de Concepción situado a unos 20 Km al NW de Riotinto, donde se digitalizaron secciones verticales y plantas horizontales cada 25m. Los perímetros así generados fueron posteriormente unidos, generando superficies tridimensionales cerradas que definen las distintas rocas y zonas del mineral.

Posteriormente, para definir la matriz de rocas, son asignados distintos códigos a los bloques situados dentro de cada uno de los sólidos así definidos.(Figura 5)

En el caso de cuerpos mineralizados estratiformes y de escasa potencia, como es el caso de algunas escombreras de gossan actualmente explotadas para Au y Ag en Riotinto (1), se han definido los límites del mineral mediante la intersección de la superficie topográfica actual, con la superficie del fondo o topografía original, definida a partir de los datos de sondeos y planos antiguos. (Figura 2)

Una vez creadas e introducidas en el ordenador ambas superficies, se asignan los códigos a cada bloque según su posición a un lado u otro siguiendo una dirección fijada previamente. (Figura 3)

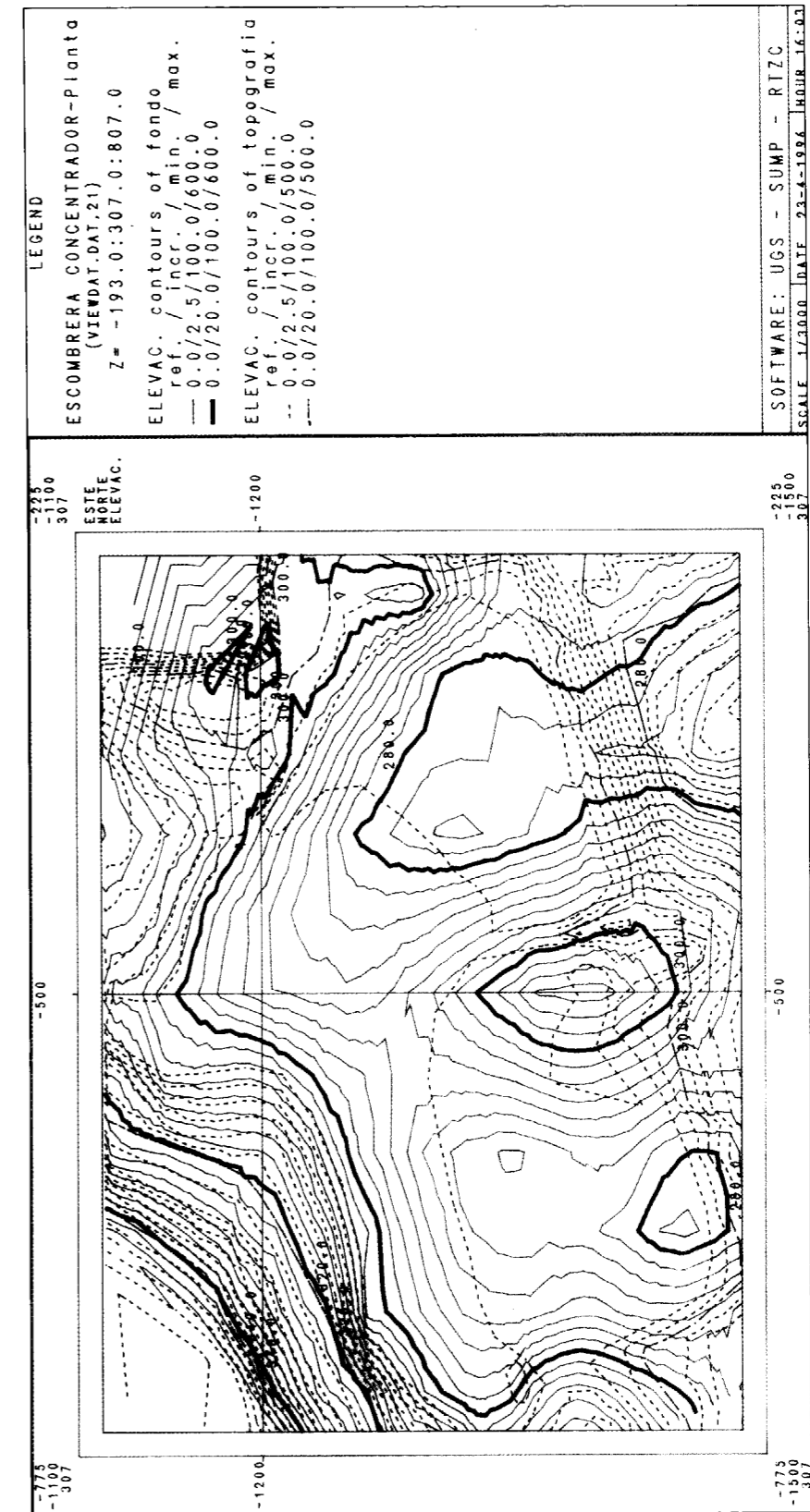


Fig. 2 — Isolinias de la topografía primitiva (línea continua) y actual (línea de trazos) de la represa del antiguo concentrador de Riotinto.

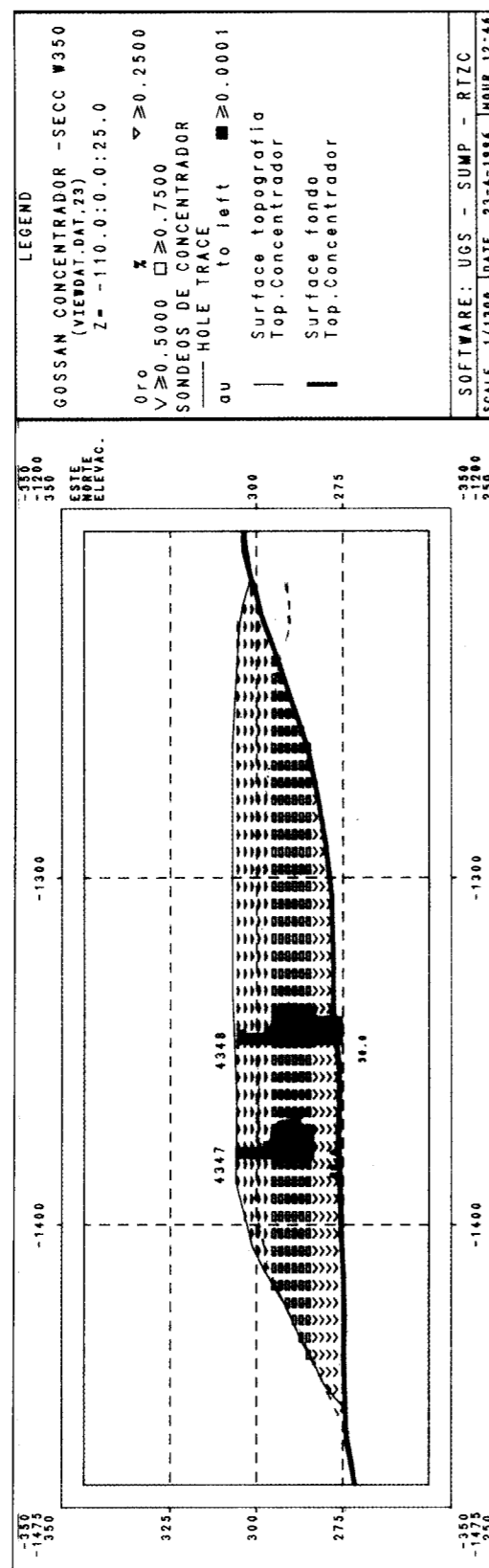


Fig. 3 — Sección N-S de la represa del antiguo concentrador de Riotinto, mostrando los sondeos y bloques con su contenido en oro.

3.2. Ventajas e inconvenientes

Estos métodos no suponen una mayor precisión en la creación del modelo, pero si un ahorro considerable de tiempo, al no tener que dibujar y digitalizar cada hilera de bloques, lo cual permite en definitiva trabajar con bloques mas pequeños y matrices mas grandes, automatizando en gran medida el proceso.

Otra ventaja adicional al disponer de las superficies tridimensionales del yacimiento, es la de poder hacer una representación espacial de estos cuerpos para tener una visión global del conjunto del yacimiento.

Existe sin embargo el inconveniente de la existencia de un cierto nivel de incertidumbre en la forma en que se realizan las uniones (links) de los perímetros para crear sólidos, especialmente cuando la geología es compleja o hay cambios bruscos en la forma del mineral. En estos casos es conveniente interpretar mayor número de secciones o plantas y controlar las uniones de los perímetros manualmente, visualizando la formación de los triángulos.

4. LA MATRIZ DE BLOQUES

4.1. Matriz simple

Una matriz de bloques, al igual que las imágenes "raster" usadas en los programas de tratamiento de imágenes, es en realidad un fichero secuencial, donde se encuentran en primer lugar, los datos de cabecera y a continuación el resto de los datos correspondientes a cada punto. Sin embargo y a diferencia de las imágenes "raster", que son matrices bidimensionales con sólo filas y columnas, las matrices de bloques de los yacimientos son tridimensionales, y necesitan además, para ser reconstruidas, que la cabecera contenga el número de niveles de la matriz y la altura de los bloques.

Inicialmente, una única matriz vertical se utilizaba para cubrir toda la zona de interés, formada por el cuerpo mineralizado y la extensión cubierta por la posible explotación. Debido a la forma irregular de los lentejones de sulfuros masivos y a la forma mas o menos cónica de las explotaciones a cielo abierto, la matriz no se adaptaba bien, utilizando gran cantidad de bloques vacíos en zonas sin interés.(Figura 4)

4.2. Multimatrices

El uso de multimatrices formadas por un grupo de submatrices contiguas pero independientes, permite prescindir de aquellas que no tienen interés en un determinado momento o no contienen información. De esta manera se puede adaptar mejor la matriz de bloques a los límites reales del yacimiento, ahorrando espacio en los ficheros y consecuentemente se puede trabajar con mayor detalle y un tamaño de bloque menor en las zonas de interés.(Figura 5)

Actualmente el uso de multimatrices está bastante generalizado, ya que el software disponible permite, una vez definido el tamaño y número de las submatrices, un manejo simple, como si de una sola matriz se tratara.

4.3 Matrices orientadas

Otra forma de mejorar la adaptación del modelo de bloques a la morfología del yacimiento son las matrices orientadas. En ellas, tanto los ejes de la matriz como los bloques están girados en el espacio siguiendo la dirección preferente de la masa de mineral.

Estos modelos orientados pueden ser de interés en ciertos yacimientos mas o menos planos y con fuerte buzamiento, especialmente si van a ser explotados por minería de interior, ya que los bloques se pueden adaptar mejor a la forma de los contactos geológicos y al posible diseño minero. Este fué el caso del yacimiento de Romanera (2) situado cerca de la frontera con Portugal, formado por un lentejón casi plano de sulfuros masivos.(Figura 6)

Sin embargo este tipo de matrices presentan algunas dificultades en su manejo y representación, ya que las hileras de bloques pueden no ser paralelas a los planos de dibujo.

5. GEOESTADÍSTICA

5.1. Variogramas

Aunque el modelo geoestadístico mas común para el análisis de las varianzas en la zona mineralizada es el semivariograma, hay ocasiones en que éste aparece con bastante "ruido" y resulta

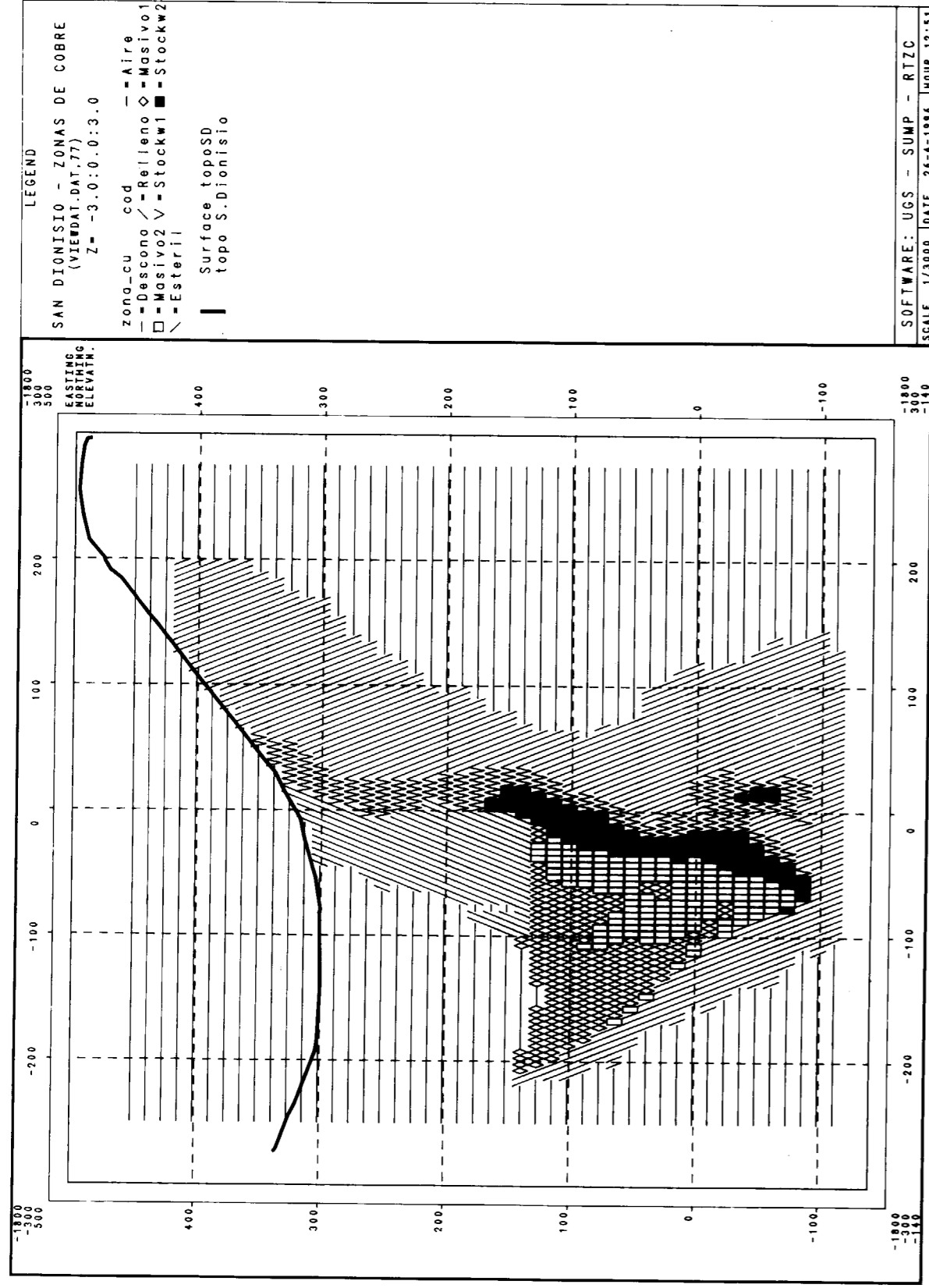


Fig. 4 — Sección N-S de masa S. Dionisio (Riotinto) mostrando las zonas de cobre en los dos tipos de mineral (masivo y stockwork) y la amplia zona de esteril, mineral ya extraído (relleno) y desconocido, cubierta por una matriz simple.

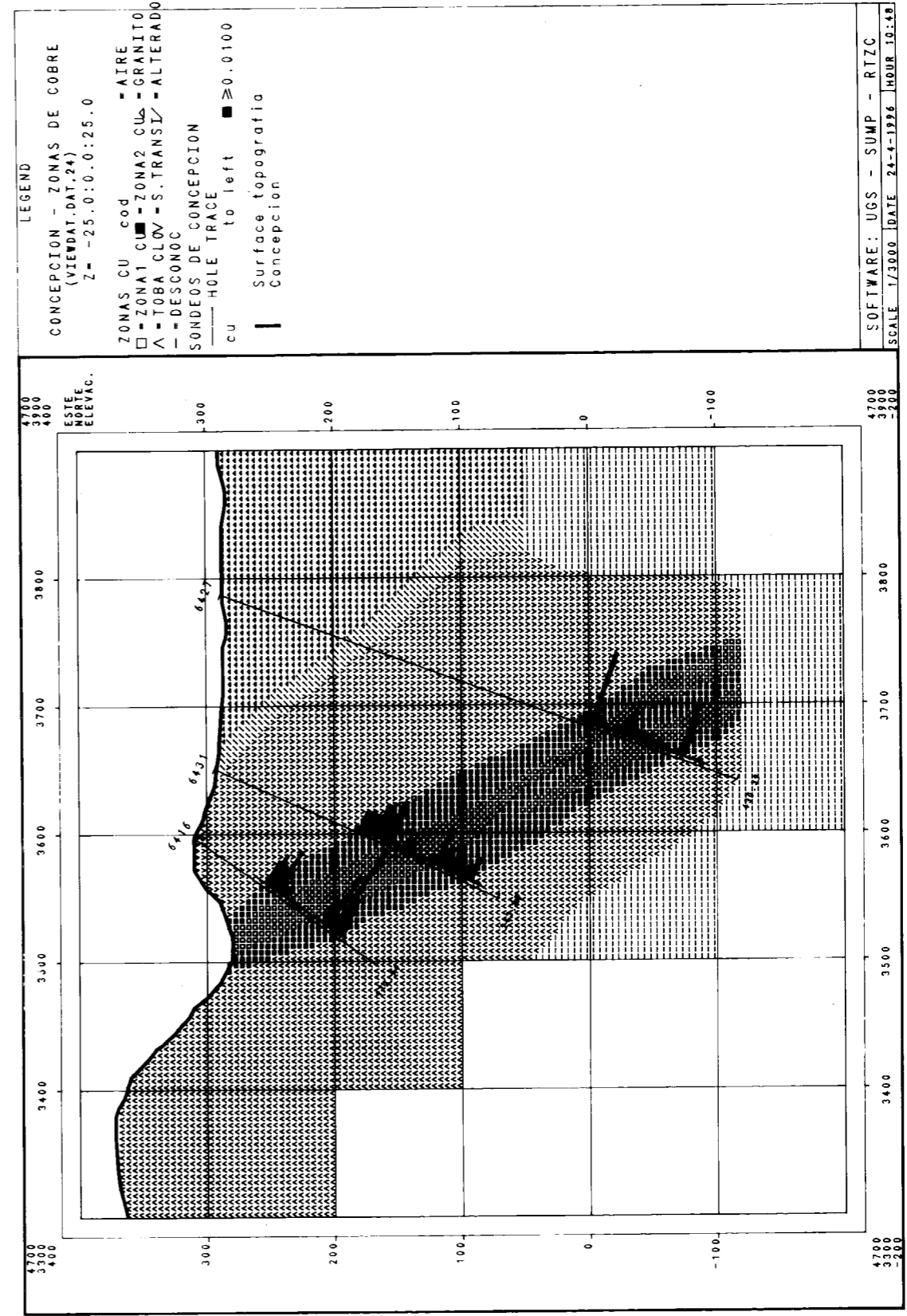


Fig. 5 — Sección N-S del yacimiento de Concepcion (Huelva) mostrando la multimatriz formada por submatrices de 100 x 100 m. con la geología y zonas con alto (2) y bajo (1) contenido de cobre.

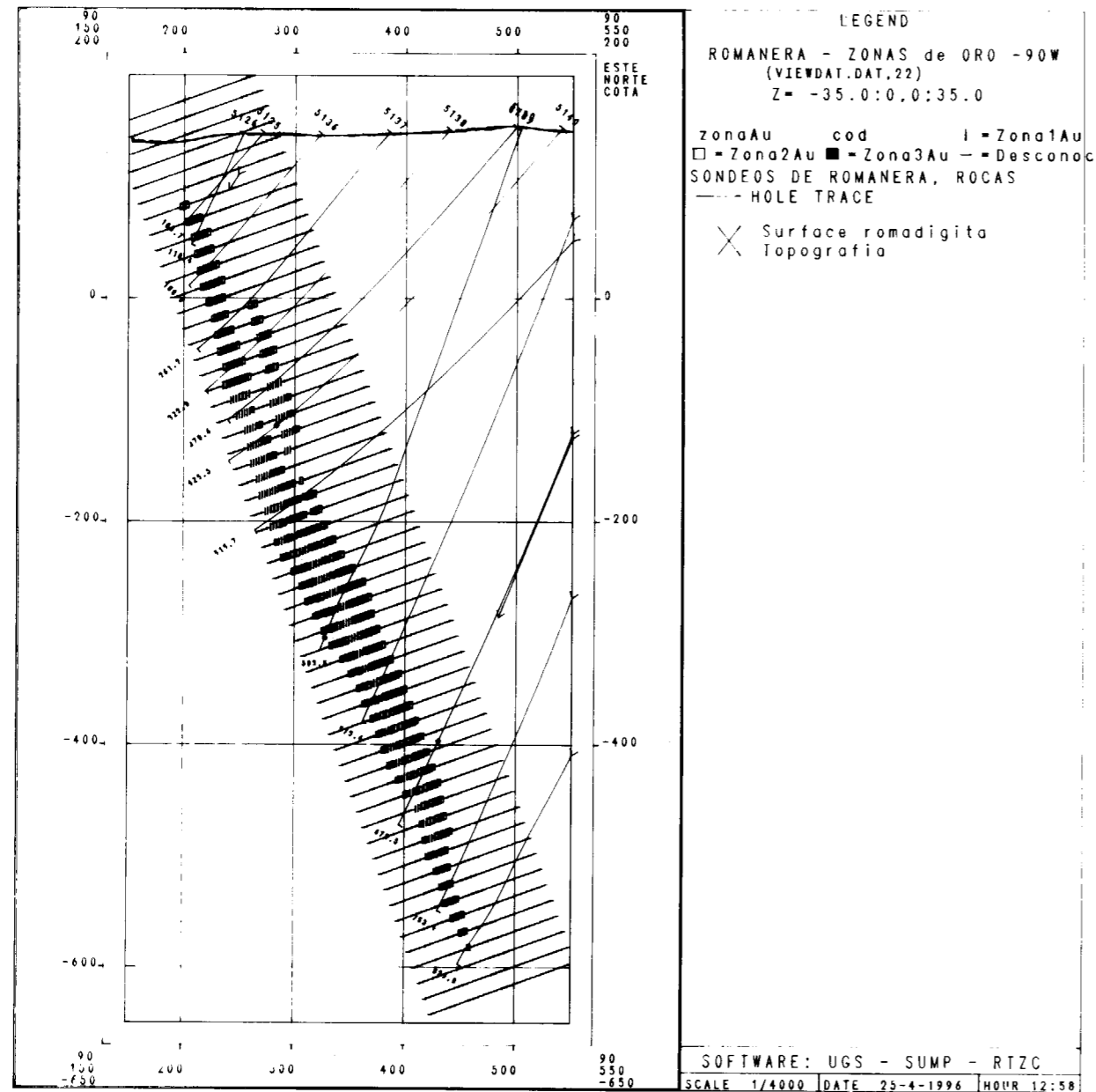


Fig. 6 — Sección N-S del yacimiento de Romanera (Huelva) con los sondeos y distintas zonas de oro de la matriz orientada en la dirección de la masa mineralizada.

difícil ver su tendencia, bien sea por la presencia de varias zonas mineralizadas superpuestas, muestras poco homogéneas, etc.

En estos casos conviene probar otros tipos de modelo, como el covariograma, que al confeccionarse mediante comparaciones con la media del yacimiento en lugar de parejas de muestras directamente, permite evitar el efecto de periodicidad o repetición de distintas zonas, marcando una tendencia más clara y facilitando la selección del modelo geostatístico para la interpolación de las leyes y densidades.

En la figura 7 se pueden ver los covariogramas correspondientes al yacimiento de níquel y cobre recientemente descubierto de Agua Blanca (Badajoz).

5.2. Variogramas direccionales

Dentro del estudio geostatístico y concretamente en el análisis mediante variogramas de la anisotropía del yacimiento, una evolución importante dentro del software utilizado, fue la posibilidad de realizar el análisis y posteriormente la interpolación o kriging de leyes, en cualquier dirección del espacio, siguiendo las directrices genéticas y la morfología del yacimiento (Figura 7).

En el caso más complejo de yacimientos estratiformes y plegados se marca una dirección de cálculo de los variogramas, distinta en cada zona del yacimiento, siguiendo la dirección de la estructura, o de la génesis.

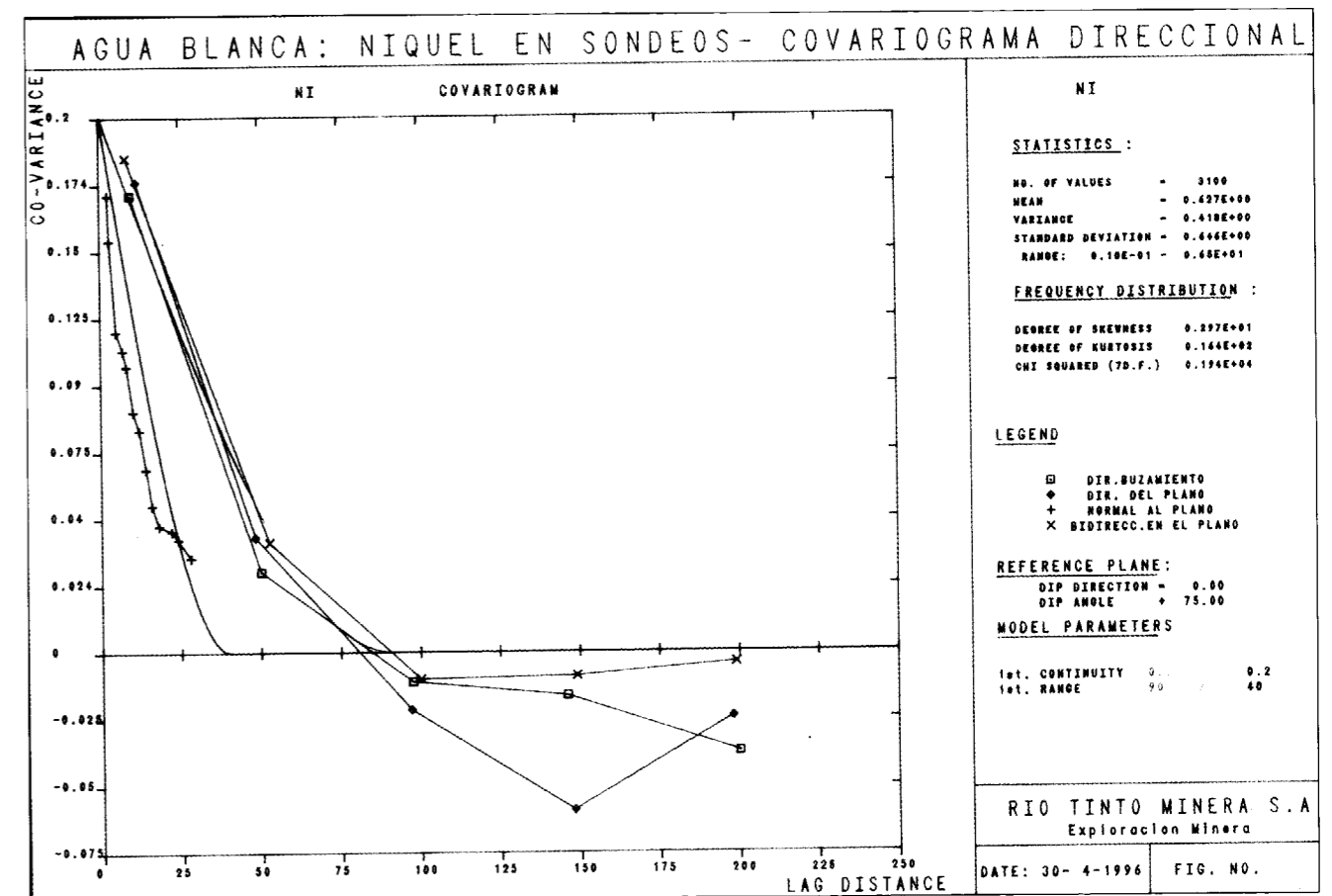


Fig. 7 — Covariogramas de níquel pertenecientes al yacimiento de Agua Blanca (Badajoz) realizados sobre los ejes principales de la mineralización.

Si está muy replegado, se puede llegar a desplazar las coordenadas de las muestras a su posición original durante la génesis del mineral, siguiendo una superficie de referencia genética introducida previamente en el ordenador, y así poder calcular correctamente los variogramas y el modelo para el Kriging.

Esta técnica fué utilizada con éxito en el yacimiento de Arinteiro (Santiago de Compostela) (3) con una mineralización de calcopirita en una capa de anfibolitas intensamente plegada, sin embargo dada su complejidad y siempre que sea posible, es preferible ir a soluciones más simples, como la de dividir el yacimiento en varias zonas y hacer el análisis geoestadístico por separado en cada una de ellas.

Por ejemplo, masa S. Dionisio (Riotinto) que forma un sinclinal, fue dividida en dos zonas y se realizó el cálculo geoestadístico siguiendo la orientación de cada uno de los flancos Norte y Sur. (Figura 4)

6. CONCLUSION

El modelado en bloques de los yacimientos y el análisis e interpolación de los valores mediante geoestadística ha evolucionado y hoy día se dispone de una amplia variedad de programas y técnicas capaces de adaptarse a las necesidades de la mayoría de los proyectos mineros.

El resultado final son unos modelos de bloques conteniendo la información necesaria (densidad, leyes, tipos de rocas, etc.) para la evaluación mediante el cálculo de curvas Tonelaje/Ley y muy útiles en la realización de diseños de explotación y planificación minera.

REFERENCIAS

ALFARO,M.(1974): Introduccion práctica a la Geoestadística. Centro de cálculo de E.T.S. de Minas de Madrid.

BAK,P.R.G. and Mill.(1989): Three dimensional representation in a Geoscientific Resource Management System for the minerals industry. Taylor & Francis, London.

DAVID,M.(1988): Geostatistical Ore Reserve Estimation. Elsevier Scientific Publishing Company, London.

GIBBS,B.(1990): Mineral Industry Software. Mining Annual Review. Mining Journal Publications. London.

2-MAGARIÑO, M. G.; PALOMERO, F. G. y MALAVE, J. M. (1992): Criterios de exploración de los sulfuros masivos polimetálicos. Ingeopres. Editorial EG. Madrid. pp41-47.

PALOMERO, F. G.; BEDIA, J. L. y MAGARIÑO, M. G. (1988): Estudios de preconcentración y evaluación en oro y plata en una escombrera de Riotinto. VIII Congreso Internacional de Minería y Metalurgia (Oviedo). Area V-2. pp394-403.

PALOMERO, F. G.; MAGARIÑO, M. G.; MALAVE, M. J. y E. SIDES. (1988): Modelos geológicos para la exploración y cálculo de reservas en el yacimiento de cobre de Cerro Colorado (Riotinto). Boletín Geológico y Minero. ITGE. XCIX-I. pp83-101.

1-PALOMERO, F. G.; BEDIA, J. L.; MAGARIÑO, M. G. y SIDES, E. J. (1986): Nuevas investigaciones y trabajos de evaluación de reservas de gossan en Riotinto. Boletín Geológico y Minero. Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid. XCVIII-V pp622-642.

3-SIDES, E. J. (1992): Modelling three-dimensional geological discontinuities for mineral evaluation. Thesis for degree of Doctor. Royal School of Mines. Imperial College. London. pp54-58.

Conocimientos surgidos de los últimos trabajos de exploración realizados por la empresa Río Tinto Minera, S. A. en la Faja Pirítica.

Por F. GARCIA PALOMERO (*) y J. MALAVE MORA (**)

RESUMEN

En este artículo se describen de manera resumida los trabajos de exploración realizados por R.T.M., S.A. en la Faja Pirítica Ibérica. Se enumeran los diferentes métodos geofísicos utilizados y los criterios de selección de áreas. Finalmente se presentan los resultados obtenidos entre los que destacan las evaluaciones de Romanera y Concepción, así como la localización de varias zonas con grandes posibilidades de albergar sulfuros masivos polimetálicos. Se describen en dos de estas áreas los rasgos geológicos y geofísicos como base para futuros proyectos de exploración detallada.

Palabras clave: Informe actividad, Prospección minera, Montera hierro, Yacimientos polimetálicos, Sulfuros masivos, Geoestadística, Faja Pirítica, Río Tinto Minera, S. A., España.

ABSTRACT

This paper describes a summary of the exploration program done by R.T.M., S.A. in the Iberian Pyrite Belt. The geophysical methods used and the criteria to select priority areas are given. The results are finally presented among which stand out the evaluations of Romanera and Concepcion as well as the localization of various areas with great possibilities of containing volcanogenic massive sulphides. A description of the geological and geophysical characteristics are given in two of these areas as a basis for future detailed exploration projects.

Key words: Progress report, Mineral exploration, Gossan, Polymetallic ores, Massive sulfide deposits, Geostatistics, Pyrite Belt, Río Tinto Minera, S. A., Spain.

1. INTRODUCCION

Desde el comienzo de los años 80, con la nueva distribución de bloques de Reserva del Estado, unido a una política de adquisición de derechos mineros de titularidad privada, RTM ha venido realizando exploraciones sistemáticas con métodos selectivos en función del modelo de yacimiento que se buscaba.

Durante estos años la exploración se ha centrado en dos objetivos bien definidos. Por un lado se buscaban mineralizaciones superficiales tipo gossan cuyas leyes en oro y plata permitieran su

explotación rápida y tratamiento en la planta de Riotinto. Por otro lado se buscaban yacimientos de sulfuros polimetálicos (Cu, Zn, Pb, Au y Ag) cuya explotación garantizase la continuidad de la actividad en la planta de Riotinto una vez que se acabaran las reservas de gossan.

Las exploraciones de Gossan se han realizado en Riotinto y otras varias zonas de la Faja Pirítica.

La explotación de estas zonas se ha realizado en la planta de Riotinto cuya capacidad de tratamiento pasó de 1,8 a 7,5 millones de tm/año.

La exploración de masas de sulfuros se ha realizado de forma continua pero con intensidad variable condicionada por las situaciones finan-

(*) Director de Explotación Minera. - R.T.M., S. A.
(**) Jefe de Exploración de Faja Pirítica. - R.T.M., S. A.

cieras de RTM, así como por la necesidad de concentrar los presupuestos en objetivos concretos (gossan, rocas ornamentales, tierras raras, yacimientos de Romanera, y Concepción, nuevos tipos de mineralización como el Ni de Agua Blanca, etc.). Esta es la causa de que actualmente y después de varios años de actividad, el potencial explorado se limite a un 20-25% del potencial total de los derechos mineros de RTM. (Figura 1)

Desde 1982 los trabajos realizados por RTM se pueden resumir de la forma siguiente:

- Superficie de derechos mineros controlados por RTM. 200.000 Ha
- Prospección geofísica. Gravimétrica y Electromagnética. 65.000 Ha
- Sondeos con recuperación de testigos. 36.687,40 m

(No incluidos los sondeos de cubicación de Romanera y Concepción).

2. METOLOGÍA UTILIZADA

La metodología utilizada en la localización de mineralizaciones de sulfuros, (no incluimos la exploración de gossan), es la clásica seguida universalmente en este tipo de yacimientos, y que consiste en una exploración con métodos geofísicos sobre zonas geológicamente favorables.

Los criterios seguidos en la realización de los trabajos han sido los siguientes:

- 1 - El método electromagnético se ha utilizado preferentemente en áreas de rocas volcánicas aflorantes.
- 2 - El método gravimétrico se ha utilizado preferentemente en zonas de Culm, aunque en los últimos años su uso se ha ampliado a zonas de rocas volcánicas.
- 3 - La Polarización Inducida se ha utilizado en zonas de rocas volcánicas con posibilidades de albergar una mineralización tipo stockwork.

4 - Los sondeos con recuperación de testigo se han utilizado para explorar mineralizaciones de sulfuros.

5 - Los sondeos de circulación inversa se han utilizado para explorar mineralizaciones de gossan.

El orden de preferencia dado a las diferentes zonas de exploración, anomalías, indicios, etc es el siguiente:

- 1 - Exploración sobre explotaciones antiguas (normalmente poco ó nada exploradas).
- 2 - Sobre indicios superficiales de sulfuros.
- 3 - Horizontes piroclásticos, reconocidos como portadores de mineralizaciones.
- 4 - Zonas de rocas volcánicas con alteraciones hidrotermales.
- 5 - Rocas volcánicas en general.
- 6 - Zonas de Culm con posibles rocas volcánicas próximas a superficie.
- 7 - Resto de zonas de Culm.
- 8 - Zonas de Devónico ó de granitos cabalgando sobre rocas volcánicas próximas a superficie.
- 9 - Zonas con recubrimiento de Terciario.

Los diferentes métodos empleados son aplicables, según nuestra experiencia, a situaciones geológicas concretas y de acuerdo con ella podemos sacar las siguientes conclusiones:

- Los métodos electromagnéticos de impulsos (P.E.M. y EM37) son aplicables en una zona restringida seleccionada con otros métodos. Nuestra experiencia al aplicarlo sobre grandes áreas como método de rastreo nos reveló la presencia de multitud de conductores relacionados con contactos litológicos y pizarras que incluso enmascaran a conductores relacionados con masas de sulfuros.
- El método gravimétrico, a pesar de obtener anomalías sobre zonas no mineralizadas, nos parece el mejor método aplicable como método de rastreo para seleccionar áreas. Aunque también existen minerali-

zaciones con escasa expresión gravimétrica (Romanera).

— La Polarización Inducida nos ha resultado de gran utilidad en la detección de sulfuros diseminados y stockwork. En cuanto a la resistividad, parámetro que se utiliza junto al anterior, las conclusiones son similares al electromagnético, si bien la interpretación es más problemática.

— El Electromagnético utilizado en los primeros sondeos de un área determinada nos ha sido de gran ayuda tanto en sentido positivo como negativo.

Como conclusiones podemos decir que la gravimetría es el método más adecuado para cubrir grandes superficies y en zonas anómalas se puede usar P.E.M. ó I.P. como paso previo a los sondeos. Estos sondeos se deben testificar con métodos electromagnéticos para ver la presencia de conductores próximos y no intersectados.

3. RESULTADOS Y OBJETIVOS FUTUROS DE EXPLORACIÓN

En cuanto a los resultados obtenidos hasta el momento en la localización de sulfuros se pueden establecer las siguientes conclusiones:

- 1 - Con criterios geológicos y gravimétricos se han localizado extensiones de yacimientos conocidos. Estas extensiones son de escasa cuantía en algunos casos (La Rica, Cueva de la Mora, Castillo de Buitrón, Alto del Agua, etc). En otros casos como Concepción y Romanera se han definido mediante sondeos yacimientos de tamaño medio (30 - 50 millones de tm de sulfuros) lo que constituye realmente nuevos yacimientos teniendo en cuenta las reservas conocidas anteriormente (1 a 2 millones de tm). En el caso de Romanera el criterio seguido fue geológico al localizar un lentejón importante en profundidad y en el caso de Concepción el criterio fue una anomalía gravimétrica que no coincidía con el mineral conocido.
- 2 - Con criterios geológicos y gravimétricos se han puesto de manifiesto importantes "estructuras" con sulfuros tipo stockwork, diseminados y algunos tramos masivos.

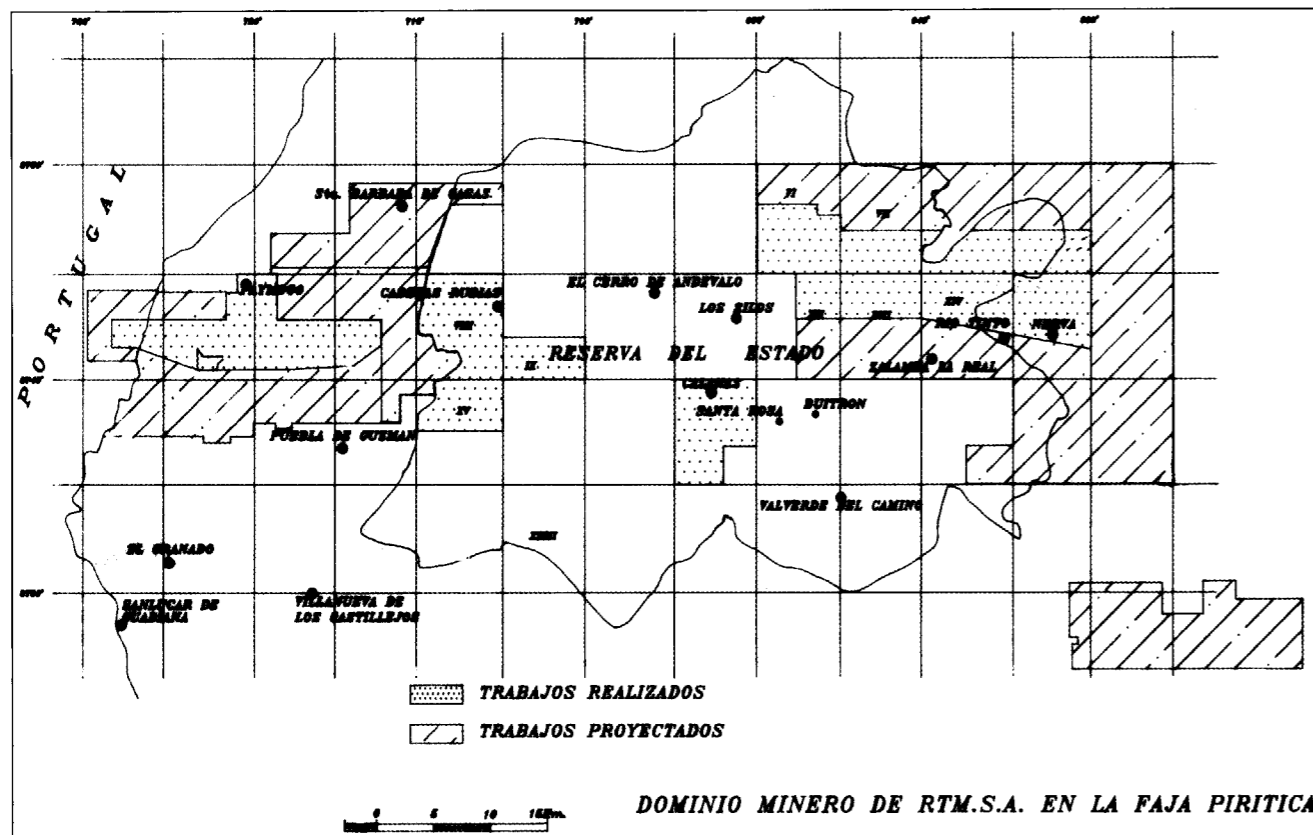


Fig. 1

Dichas estructuras con extensiones de más de 2 km y potencias de más de 100 m son futuros objetivos de exploración por la posibilidad de albergar grandes yacimientos en sus proximidades.

A continuación describimos dos de estas zonas haciendo hincapié en el modelo geológico y su expresión gravimétrica.

1) Zona del Chanza

Geográficamente se sitúa en la zona fronteriza entre España y Portugal afectando a ambos países. (Figura 2)

La anomalía gravimétrica tiene una extensión > 2 km en sentido E-W, 1 km en sentido N-S y amplitud de > 1 mgal.

Desde el punto de vista geológico la zona corresponde a la terminación perianticinal hacia el W del anticlinal de rocas volcánicas del Sur de Paymogo que alberga yacimientos

como Sierrecilla, El Cura, Romanera, Trimpancho y Vuelta Falsa.

La zona central del anticlinal corresponde a un domo riolítico en cuyos flancos aparecen brechas y aglomerados con alteración clorítica.

En gravimetría el domo riolítico se corresponde con un mínimo gravimétrico, desarrollándose en el flanco N una anomalía gravimétrica importante. (Figura 3)

Se han realizado dos sondeos hasta el momento y se ha atravesado una zona potente con sulfuros diseminados con algún nivel de sulfuros masivos.

La zona será objeto de futuras investigaciones dado el potencial que alberga, sobre todo teniendo en cuenta la cantidad de sulfuros que contiene y que el horizonte se hunde al Norte, debajo de pizarras.

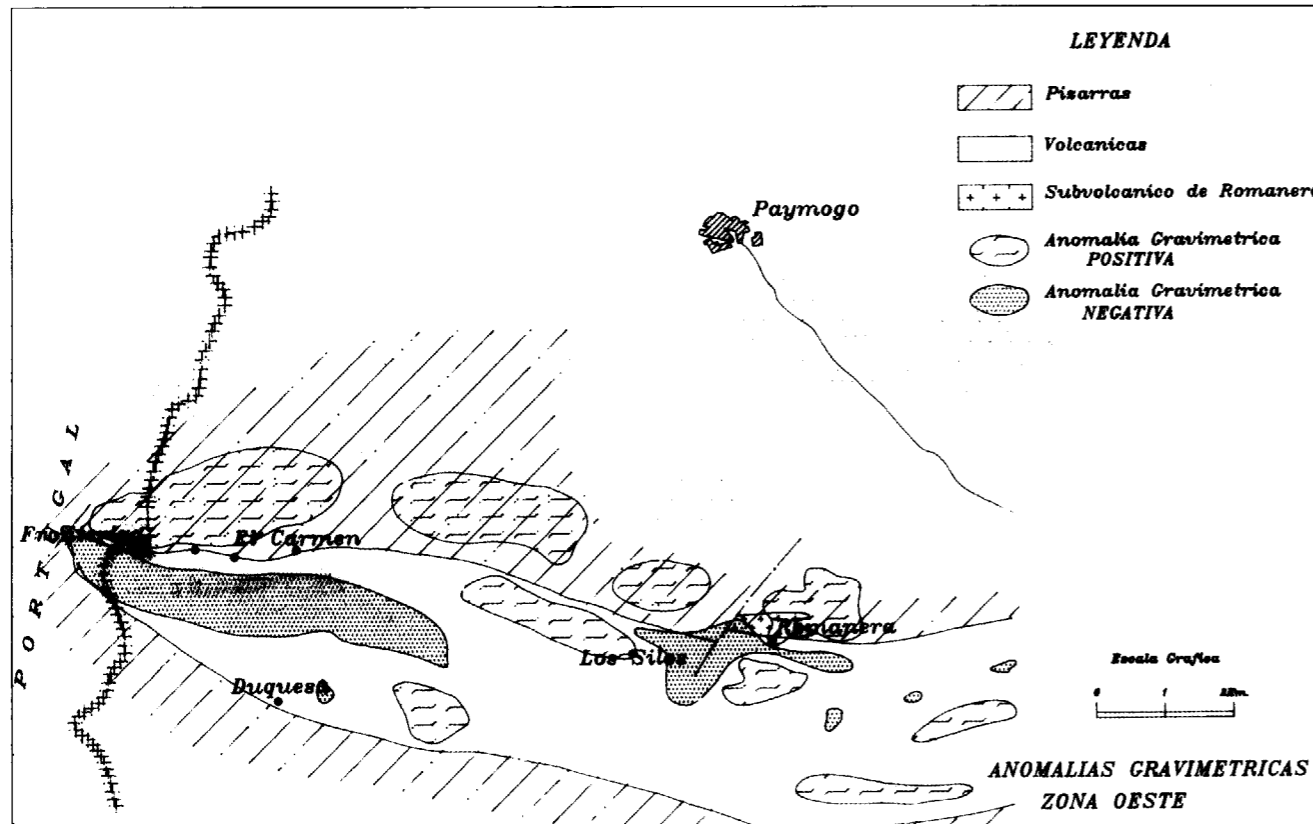


Fig. 2

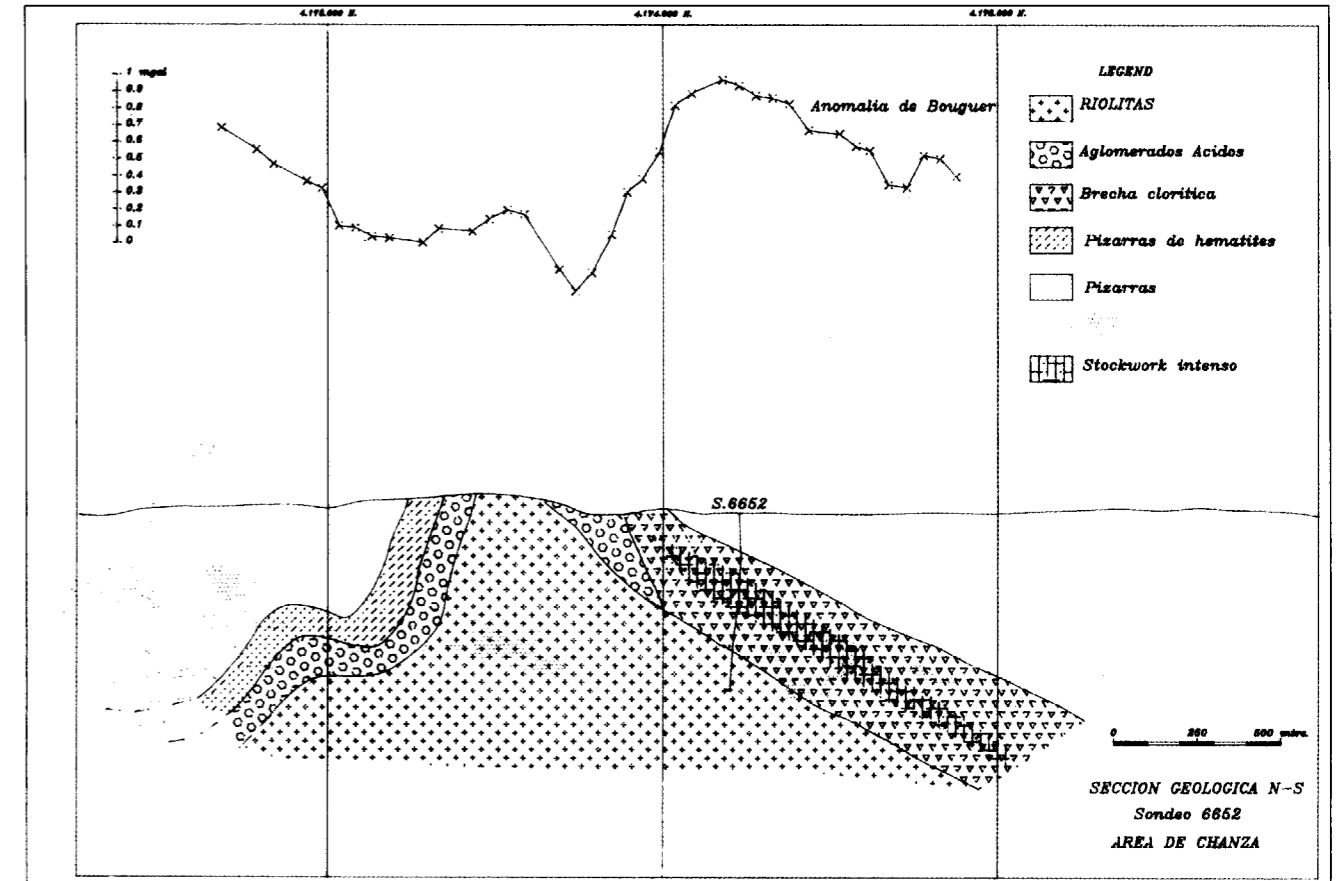


Fig. 3

2) Zona de Chaparrita - Peña de Hierro

Se trata de otra zona con alteración hidrotermal en el flanco Sur del anticlinal de Campofrío.

El modelo geológico es similar al anterior, es decir, un núcleo riolítico (fundamentalmente lávico) con flancos de rocas vulcanosedimentarias en facies de grano fino con intercalaciones pizarrosas. En este último horizonte se desarrollan en ambos flancos fuertes alteraciones hidrotermales (pirita, clorita, sericita) con la presencia de sulfuros masivos (Chaparrita y Peña de Hierro) y diseminados. (Figura 4)

La expresión gravimétrica de este fenómeno es similar al caso anterior,

es decir, un mínimo gravimétrico sobre el asomo riolítico con máximos en ambos flancos.

En esta misma sección aparece otro nivel portador de sulfuros diseminados y niveles de jaspe con manganeso en una posición más distal con respecto al domo riolítico. También responde con un máximo gravimétrico.

Como en el caso anterior la exploración de esta zona continúa y será necesario la realización de sondeos de reconocimiento.

Se han localizado otras zonas con características similares en los Bloques XV, VII y 13 que también serán objeto de futuras exploraciones.

Creemos necesario poner énfasis en la importancia de estas "estructuras" comparables (por la cantidad de sulfuros puestos en juego) con el anticlinal de Riotinto. El reconocimiento de estas áreas, orientado a la localización de masas con contenidos metálicos económicos es uno de los objetivos de exploración de R.T.M. S.A.

Otros de los objetivos de esta empresa es completar la exploración de todo el dominio minero de acuerdo con la metodología explicada anteriormente.

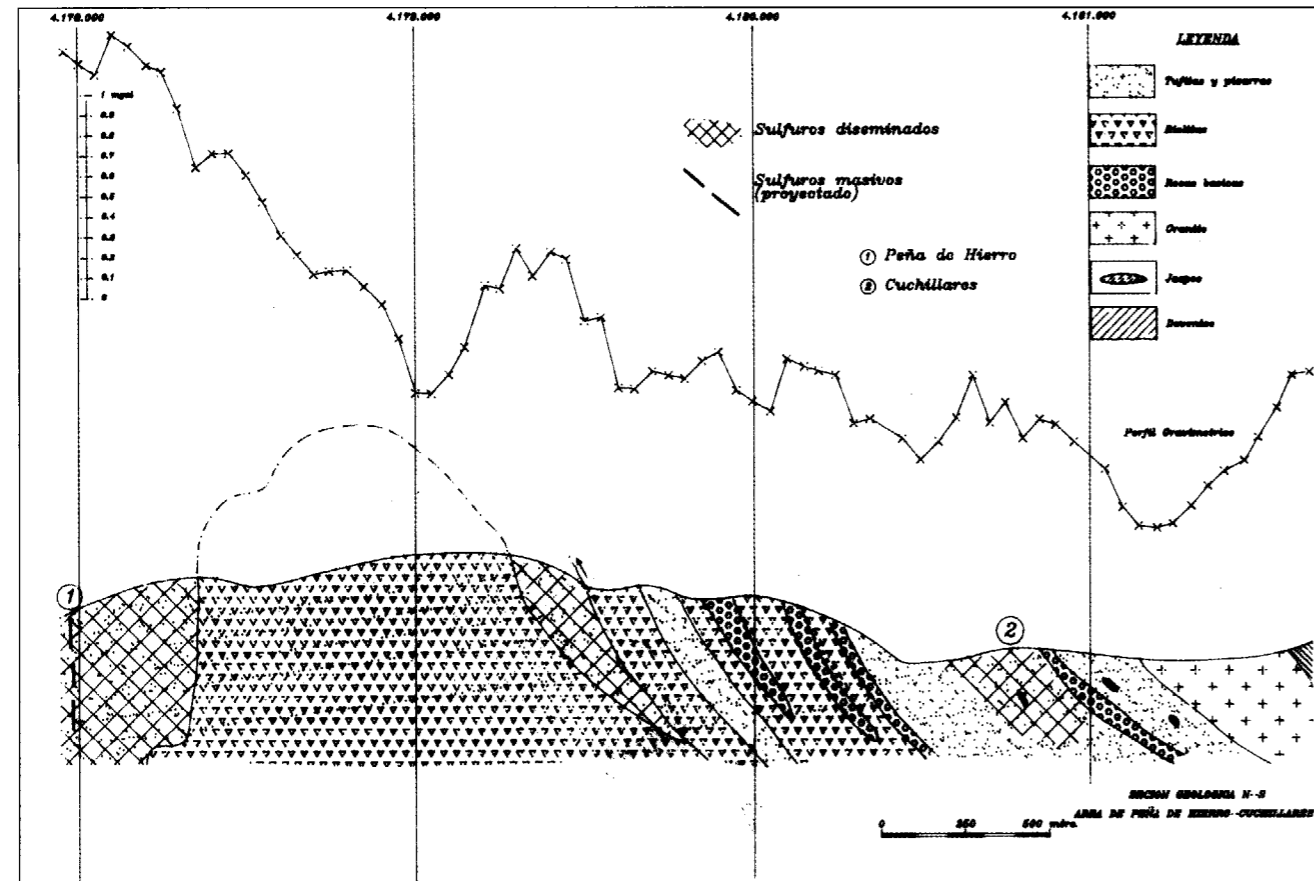


Fig. 4

Geoquímica de los halos de alteración hidrotermal relacionados con los yacimientos de sulfuros masivos de Aznalcóllar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración

Por E. PASCUAL (*), A. MAESTRE (**), J. M. PONS (**), R. SAEZ (*), G. R. ALMODOVAR (*) y M. TOSCANO (*).

RESUMEN

El estudio mineralógico y petrológico comparativo de rocas volcánicas, sulfuros masivos, y mineralizaciones de tipo stockwork en el área de Aznalcóllar-Los Frailes ha permitido distinguir las rocas volcánicas que sólo han sufrido alteración regional de las zonas de stockwork, que además han sufrido alteración hidrotermal.

Se han estudiado las variaciones químicas relacionadas con la circulación hidrotermal para rocas volcánicas con unos mismos rasgos petrográficos iniciales, de acuerdo con la nomenclatura estratigráfica y petrológica modificada. Se han obtenido las siguientes conclusiones principales:

- Se observa que la razón Co/Ni es un buen indicador de la intensidad de la alteración hidrotermal en el área estudiada.
- En la zona más interna de los halos de alteración cloriticos se movilizan intensamente la mayor parte de los elementos químicos, incluidos REE, Y, Zr, y Hf, Ti y P son los únicos elementos *relativamente* inmóviles en las rocas estudiadas.
- Tanto la razón Co/Ni como la movilidad de elementos trazas pueden ser usadas como instrumentos de prospección geoquímica a mayor escala. Con una evaluación adecuada, estos valores pueden discriminar las zonas que hayan sufrido alteración hidrotermal más intensa.
- Por el contrario, el uso de elementos trazas para discriminar series de rocas ígneas, o el entorno geodinámico del vulcanismo, tiene que ser considerado con precaución, puesto que la mayor parte de los elementos implicados, que se cree son inmóviles, pueden ser movilizados en zonas con circulación hidrotermal intensa.

Palabras clave: Alteración hidrotermal, Sulfuros masivos, Cloritización, Movilización geoquímica, Provincia Sevilla, Aznalcóllar - Los Frailes.

ABSTRACT

A comparative petrological and mineralogical study on volcanic rocks, massive sulphides and stockwork mineralizations in the Aznalcóllar-Los Frailes area has permitted to distinguish volcanic rocks having suffered only regional alteration from those in the stockwork zones, which have been subjected in addition to hydrothermal alteration.

According to a modified stratigraphic and petrologic nomenclature, chemical variations related to hydrothermal circulation have been studied for volcanic rocks exhibiting the same (initial) petrographic features. The following main conclusions have been obtained:

- Despite the superimposition of regional and hydrothermal alteration stages, some chemical features and variations, related to igneous differentiation processes, are still preserved in the volcanic rocks. These features permit to hypothesize some of the volcanic petrogenesis.
- The Co/Ni ratio is found to be a good geochemical indicator of the intensity of the hydrothermal alteration in the studied area.
- Most of chemical elements, including REE, Zr, Hf and Y, are strongly mobilized in the inner chloritic alteration zones. Ti and P are the only *relatively* "immobile" elements in the studied rocks.

(*) Dpto. de Geología. Universidad de Huelva. 21819 La Rábida, Huelva. Spain.

(**) Boliden-Apirsa, 41890 Aznalcóllar, Sevilla, Spain.

- Both Co/Ni and trace mobility may be useful as geochemical tools at a larger scale. If properly evaluated, these values can discriminate those zones having suffered a more intense hydrothermal alteration.
- In contrast, the use of trace elements to discriminate series of igneous rocks, or a tectonic setting for volcanism, must be considered with caution, since most of the chemical elements involved, which are considered to be immobile, may be highly mobile in rocks close to the hydrothermal circulation zones.

Key words: Hydrothermal alteration, Massive sulfide deposits, Chloritization, Mobilization, Seville Province, Aznalcollar-Los Frailes.

INTRODUCCION

El distrito minero de Aznalcóllar, situado en el extremo SW de la Faja Pirítica Ibérica (fig. 1), comprende mineralizaciones de sulfuros masivos (Los Frailes, Aznalcóllar) y zonas de stockwork, de interés económico en el caso de Aznalcóllar, además de un cierto número de mineralizaciones no explotadas (Caridad, Zarcita). En la actualidad, el yacimiento de Aznalcóllar continúa siendo explotado por BOLIDEN-APIRSA, que prevé además de forma inminente el inicio de la explotación del yacimiento de Los Frailes.

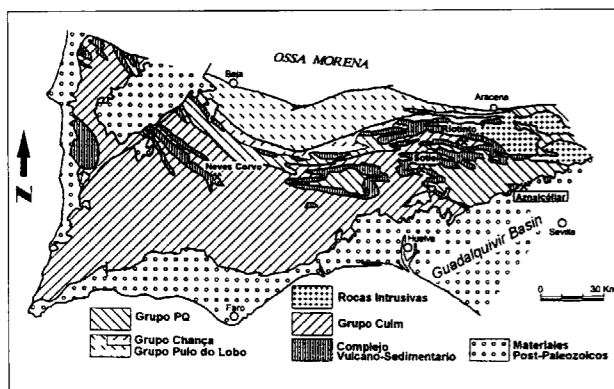


Figura 1. — Situación del área de Aznalcóllar en la Faja Pirítica Ibérica.

El presente trabajo parte de otro anterior (Pons *et al.*, 1993), en el que se mostraban los primeros datos obtenidos hasta entonces en el marco del Contrato BRT-EC92-0299 por los equipos de trabajo de APIRSA y la Universidad de Sevilla (actualmente integrado en la Universidad de Huelva). Aparte de confirmar lo esencial de los datos geológicos, su objetivo central es mostrar nueva información geoquímica del área, que consideramos de interés para el conocimiento geológico de la Faja Pirítica y que además indica un comportamiento peculiar de ciertos elementos químicos durante los procesos de alteración hidrotermal, los cuales generan a escala

regional tanto las masas de sulfuros masivos como las zonas de stockwork de interés económico. En el área estudiada, los datos obtenidos permiten caracterizar las zonas de máxima intensidad de la actividad hidrotermal mediante el uso de ciertos parámetros geoquímicos (no citados con anterioridad en la literatura). Sugerimos que dichos parámetros pueden ser usados como guías geoquímicas válidas a escala regional.

MARCO GEOLOGICO: NUEVOS DATOS E INTERPRETACIONES

Los datos geológicos obtenidos han hecho variar en detalle algunas de las interpretaciones reflejadas en el trabajo antes citado (Pons *et al.*, 1993); sin embargo, lo esencial de las conclusiones allí expuestas continúa siendo válido. Por tanto, referiremos de forma resumida tan sólo nuevos datos y/o interpretaciones relevantes. La terminología local utilizada es la misma que en dicho trabajo, en donde se discuten otras cuestiones que no se tratan ahora específicamente.

Se han precisado algunos datos sobre la **secuencia litoestratigráfica del CVS en el área de Aznalcóllar**. Así, se concluye ahora que las dos series previamente diferenciadas a escala local (llamadas serie de Aznalcóllar-Los Frailes y serie del S de la corta) pueden ser sincrónicas, aunque depositadas, respectivamente, en áreas de intensa actividad volcánica y fuerte subsidencia y en áreas relativamente estables. Además, en la serie de Aznalcóllar-Los Frailes se ha podido precisar en algunos puntos la naturaleza del contacto del CVS con el Grupo Pizarroso cuarcítico (PQ). El contacto normal de ambas formaciones está marcado por un nivel tufítico, con fenocristales de cuarzo, más abundantes hacia el techo, en una matriz pizarrosa. Por último, en la columna se han distinguido algunos términos que no habían sido caracterizados con anterioridad, tal como refleja la figura 2. La interpretación de la **estructura** del área ha sido también modificada en detalle.

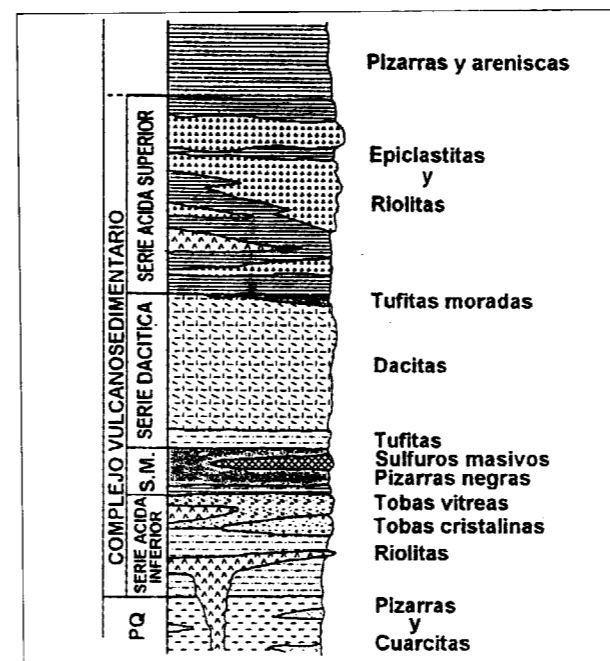


Figura 2. — Serie estratigráfica de la corta de Aznalcóllar.

Sin embargo, continúan siendo válidas las conclusiones estratigráficas y estructurales cruciales para la interpretación de los depósitos de interés económico, tal como se expresaron en el trabajo previo:

— Las mineralizaciones de sulfuros masivos se desarrollan sobre pizarras negras situadas a techo de una formación volcánica piroclástica. A su vez, los sulfuros masivos son anteriores a un segundo episodio volcánico representado esencialmente por lavas.

— Las zonas de stockwork relacionadas con los depósitos de sulfuros masivos se desarrollan sobre tobas vitreas/cristalinas o sobre pizarras negras. Especialmente en el primero de estos casos, la anisotropía mecánica de la roca condiciona una geometría peculiar de la zona de stockwork. Por otra parte, la litología primitiva de los materiales puede ser claramente identificada por su textura, incluso en las zonas de más intensa alteración hidrotermal.

— Debido a la tectónica de cabalgamientos, la mineralización de stockwork de interés económico se encuentra sobre la de sulfuros masivos en la corta de Aznalcóllar; sin embargo, los distintos términos de la serie afloran en contacto normal en un número de puntos suficiente para

confirmar que la secuencia estratigráfica propuesta no es meramente el producto de superposición tectónica de unidades no relacionadas entre sí.

VARIACION QUIMICA IGNEA DEL CVS EN EL AREA DE AZNALCOLLAR

La mayor parte de las rocas volcánicas del entorno de Aznalcóllar están intensamente alteradas, como en general en toda la Faja Pirítica Ibérica. Además, esa alteración no sólo se ha producido por circulación hidrotermal ligada al depósito de sulfuros masivos, sino también por alteración regional y eventualmente por metamorfismo de muy bajo grado. Por otra parte, la composición original de las rocas ígneas puede cambiar también por procesos como interacción magma-sedimentos, bien en ambiente volcánico o subvolcánico. La alteración hidrotermal, a su vez, consiste en el área estudiada en dos zonas de intensidad decreciente, denominadas, como en otras muchas localidades, zonas de alteración clorítica y sericitica.

En estas condiciones, la mayor parte de los rasgos químicos ígneos originales pueden haber sido modificados, de forma que la caracterización geoquímica del vulcanismo continúa siendo un problema mayor en toda la región. La solución comúnmente adoptada para lograr esa caracterización -especialmente con el objetivo de precisar el entorno geodinámico del vulcanismo- parte de la consideración de que algunos elementos traza permanecen inmóviles, incluso durante procesos hidrotermales que implican una alteración pervasiva (v., p. ej., Finlow-Bates y Stumpfl, 1981). En Aznalcóllar, puesto que las rocas ígneas de la zona de stockwork afloran también en puntos en que no existe alteración hidrotermal, se ha logrado diferenciar algunos rasgos ígneos originales del vulcanismo mediante muestreo y análisis químico detallado de rocas volcánicas especialmente favorables y de sus fragmentos.

En efecto, la variación coherente de algunos elementos mayores y trazas, especialmente en rocas no afectadas por alteración *hidrotermal*, se relaciona con procesos de diferenciación magmática en reservorios poco profundos, de acuerdo también con criterios petrográficos y de campo (Pascual *et al.*, 1994). En definitiva, se adscriben a procesos ígneos aquellas variacio-

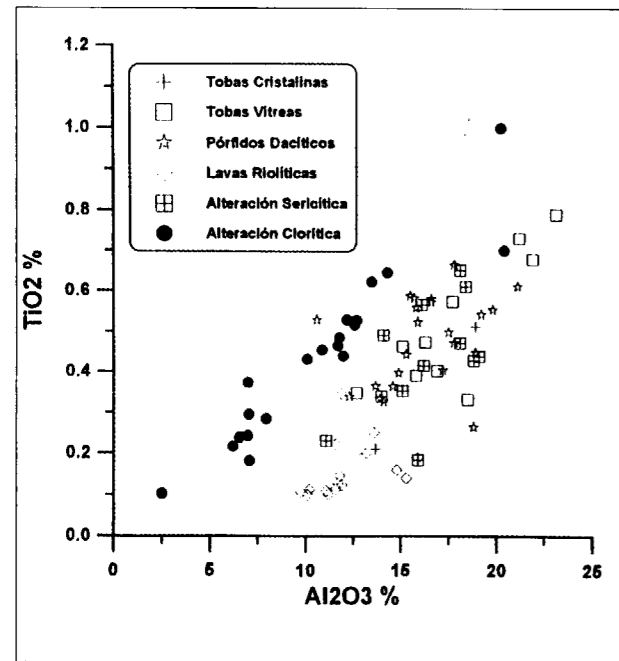


Figura 3. — Diagrama general Al_2O_3 frente a TiO_2 de rocas volcánicas y subvolcánicas ácidas del área de Aznalcóllar. Nótese que las rocas con alteración clorítica muestran una tendencia similar a las rocas que están afectadas sólo por alteración regional, pero con contenido en aluminio sensiblemente inferior.

nes que se correlacionan con variaciones de rasgos petrográficos como, por ejemplo, la naturaleza o el contenido en cristales de los clastos vítreos. Las figuras 3 y 4 muestran la variación conjunta de elementos mayores y trazas en diagramas de Harker y en "spider diagrams" para elementos trazas.

ALTERACION HIDROTERMAL: MOVILIDAD DE ELEMENTOS TRAZAS EN LA ZONA DE ALTERACION CLORITICA

La alteración clorítica cambia la composición mineralógica de las tobas vítreas dacíticas de la zona de stockwork a una asociación compuesta por Fe-clorita + cuarzo + pirita + calcopirita + rutilo + circón siderita ± sericita ± esfalerita ± cobaltita. El rasgo petrográfico más llamativo es comúnmente la abundancia de pequeños cristales de circón que parecen texturalmente relacionados con la cloritización misma. La alteración sericítica, por su parte, se caracteriza por una asociación compuesta por sericita + cuarzo + rutilo + pirita + esfalerita ± clorita ± albita galeña.

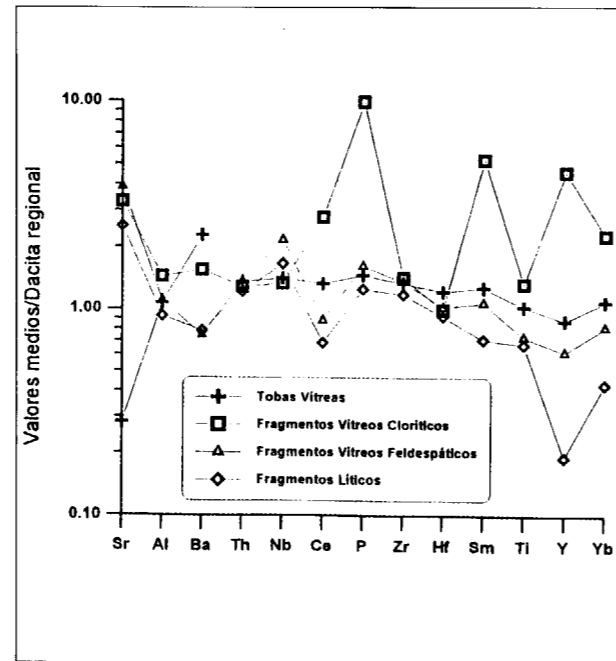


Figura 4. — Spider diagram para tobas vítreas de Aznalcóllar y sus fragmentos. Obsérvese el carácter complementario de la composición química de diferentes tipos de fragmentos. Ver también Pascual *et al.*, 1994.

La similitud de los rasgos químicos en rocas regionales y con alteración sericítica, así como la conservación de las tendencias ígneas de variación, sugieren que los cambios químicos durante la alteración regional y/o sericítica son limitados en comparación con los que se observan en las rocas con alteración clorítica (cfr. fig. 3), lo que indica que los cambios químicos específicamente relacionados con alteración hidrotermal deben estudiarse en estas últimas. Por lo tanto, en la discusión que sigue se distinguirán sólo dos grupos de rocas: las que muestran alteración regional y sericítica, en un grupo único, y las que tienen alteración clorítica. En cualquier caso, las muestras con alteración sericítica ocupan una posición intermedia en la mayor parte de las tendencias de variación producidas por alteración.

Una diferencia mayor entre las rocas cloríticas y el resto de rocas ígneas estudiadas es el comportamiento relativo de cobalto y níquel. Como se ve en el diagrama binario Co vs. Ni (fig. 5) la variación de níquel que ocurre en las tobas vítreas y sus fragmentos fuera de la zona clorítica se produce con bajo contenido en cobalto, mientras

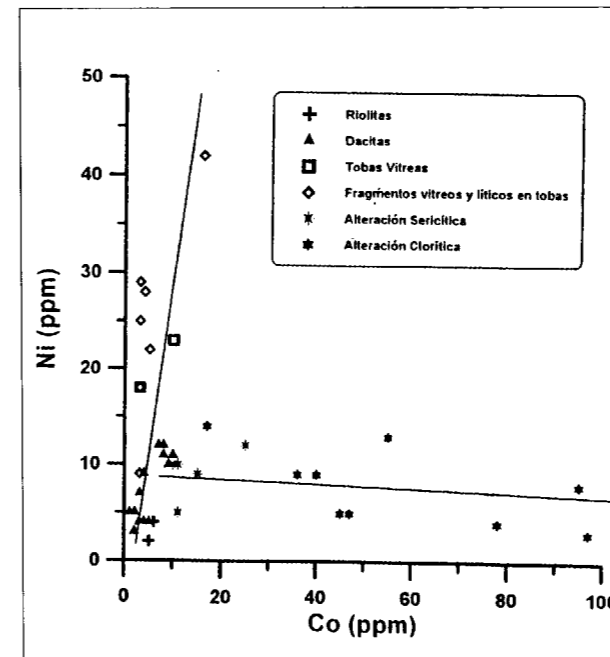


Figura 5. — Diagrama Co vs. Ni para rocas regionales y de la zona de alteración clorítica del área de Aznalcóllar. Explicación en el texto.

que el aumento de Co en la zona clorítica tiene lugar con muy bajo contenido en Ni. Los mayores contenidos en Ni corresponden a los clastos vítreos más "básicos" de las tobas vítreas del área (Pascual *et al.*, 1994), lo que indica que su variación es fundamentalmente magmática. En cambio, el enriquecimiento de cobalto en las rocas cloríticas no va acompañado de enriquecimiento de níquel.

Este enriquecimiento en Co debe, pues, relacionarse con la alteración hidrotermal, como también lo indica la presencia de fases minerales como la cobaltita en la zona de alteración clorítica. En cambio, no corresponde directamente a un aumento del contenido en sulfuros, como lo muestra la falta de correlación entre los contenidos de S y Co. Por otra parte, la alteración clorítica implica probablemente un empobrecimiento en níquel, dado que en la zona de alteración clorítica no se ha encontrado ninguna muestra con alto contenido en dicho elemento. En cualquier caso, de los datos se deduce la posibilidad de uso de la razón Co/Ni como un indicador de la intensidad de la alteración hidrotermal, tanto en Aznalcóllar como en otras áreas de la Faja Piritica Ibérica.

Además, si se toma la razón Co/Ni como indicador de la intensidad de alteración hidrotermal, se obtienen buenas correlaciones negativas con otros elementos trazas, en particular con elementos que generalmente se considera inmóviles en la literatura (Almodóvar *et al.*, 1995). Así, el empobrecimiento en circonio, hafnio itrio y tierras raras con el aumento de la razón Co/Ni se muestra en la figura 6. En cambio, parte, los contenidos relativos en tierras raras (por ejemplo, las razones Eu/Eu^* , o LREE/HREE) no se modifican sensiblemente durante la alteración, como muestra la figura 7.

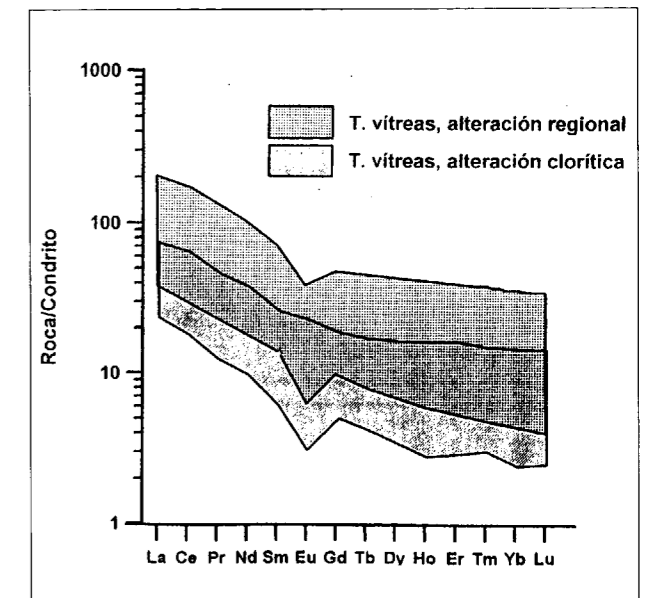


Figura 7. — Empobrecimiento de tierras raras en las zonas de alteración clorítica de Aznalcóllar y Los Frailes. Comparar con la figura 6. Nótese que tanto la relación LREE/HREE como la anomalía de Eu son comparables en las zonas de alteración clorítica y de alteración regional (sin alteración hidrotermal asociada).

CONCLUSIONES

El uso combinado de los parámetros químicos arriba citados ha permitido en el área estudiada la estimación de la intensidad de la alteración hidrotermal, ligada a procesos de formación de depósitos de sulfuros masivos. Es probable que una metodología semejante se pueda aplicar en otras zonas en la Faja Piritica Ibérica. No obstante, esta metodología requiere en primer lugar un conocimiento detallado de los rasgos geológicos

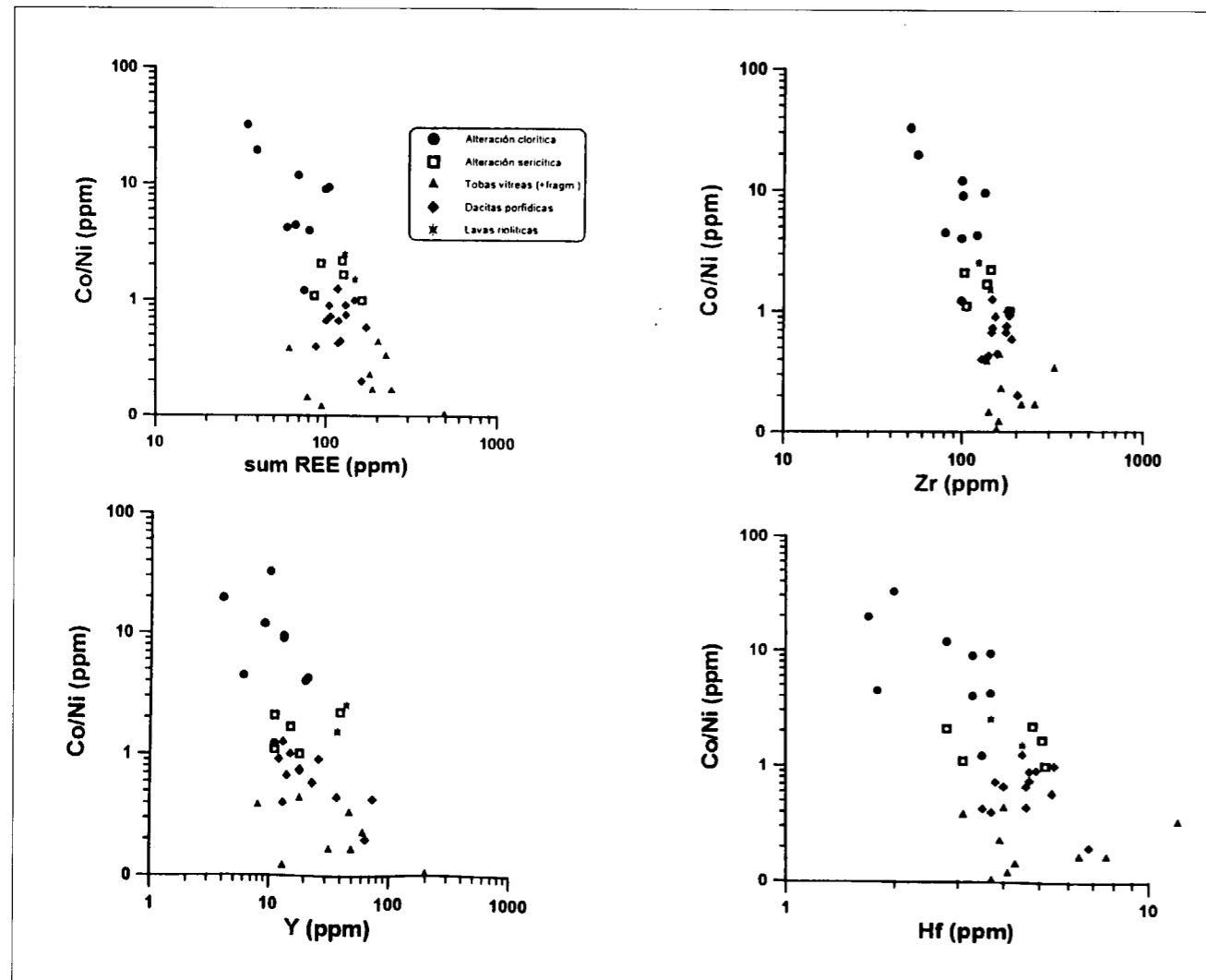


Figura 6. — Movilidad de diversos elementos "inmóviles" con aumento de la razón Co/Ni en el área de Aznalcóllar. Explicación en el texto.

y de la petrología de las rocas volcánicas en cada área de aplicación, por varias razones:

- Los problemas geológicos básicos (p. ej., cartografía, estructura, petrografía) deben ser resueltos previamente para una aplicación propia de la metodología, puesto que ésta se basa en el examen de rocas que antes del inicio de la actividad hidrotermal tuvieron una composición mineralógica y química comparable (aunque no necesariamente idéntica).
- Los contenidos *absolutos* en cada uno de los elementos reseñados pueden ser muy

distintos a los mostrados en este trabajo, puesto que las rocas sobre las que se desarrolla un sistema hidrotermal pueden ser también de diferente naturaleza.

- Los procesos magmáticos (diferenciación, contaminación, etc.) podrían también influir sobre la composición de las rocas de distinta manera a como tiene lugar en el área estudiada (por ejemplo, produciendo en otros puntos variaciones elementales semejantes a las que en Aznalcóllar se generan por alteración).
- La alteración hidrotermal, finalmente, no se desarrollará en todas las áreas de la

región en las mismas condiciones físico-químicas.

Sin embargo, ninguna de estas limitaciones desvirtúa, en nuestra opinión, la validez de las guías geoquímicas propuestas. Lo único que indican es que los parámetros usados son válidos de forma orientativa, pero sobre todo que son válidos en el contexto de un estudio geológico y petrológico cuidadoso, que es el que, en definitiva, permite —también en este caso— interpretar y ordenar los datos geoquímicos.

Finalmente, el hecho de que ciertos elementos "inmóviles", como las tierras raras y el circonio, sean móviles en sistemas hidrotermales de la Faja Pirítica Ibérica, indica que no todas las rocas ígneas regionales pueden ser usadas indiscriminadamente para deducir el ambiente geodinámico en que fueron generadas, ni aún con diagramas de clasificación basados en elementos inmóviles. En muchos casos, y dada la abundancia de mineralizaciones hidrotermales de muy diversos tipos, dichos elementos pueden también ser movilizados. En consecuencia, sólo rocas totalmente desligadas del entorno de las mineralizaciones pueden ser usadas, tras cuidadoso examen, con esa finalidad.

REFERENCIAS

- ALMODOVAR, G. R.; SÁEZ, R.; TOSCANO, M., and PASCUAL, E. (1995): Co, Ni and immobile element behaviour in ancient hydrothermal systems, Aznalcóllar, Iberian Pyrite Belt, Spain. En *Mineral Deposits: from their origin to their environmental impacts*, Pasáva J., Křibek B. & Žak K. (eds.), Balkema, Rotterdam, 217-220.
- FINLOW-BATES, T., and STUMPFL E., F. (1981): The behaviour of so-called immobile elements in hydrothermally altered rocks associated with volcanogenic submarine-exhalative ore deposits. *Mineral. Deposita*, 16, 319-328.
- PONS, J. M.; SÁEZ, R.; RUIZ DE ALMODOVAR, G.; LÓPEZ, J. R.; MORENO, C.; TOSCANO, M.; DONAIRE, T.; MAESTRE, A., y PASCUAL, E. (1993): Geología y estructura de los yacimientos de sulfuros masivos de Aznalcóllar y Los Frailes. En *Polymetallic sulphides of the Iberian Pyrite Belt*, 19, 1-16.
- PASCUAL, E.; ALMODOVAR, G.; SÁEZ, R.; TOSCANO, M., y DONAIRE, T. (1994): Petrología y geoquímica de tobas vítreas del área de Aznalcóllar (Faja Pirítica Ibérica). *Bol. Soc. Esp. Min.*, 17-1, 155-156.

Avances en la Tecnología de Exploración aplicables a los Yacimientos de Sulfuros de la Faja Pirítica Ibérica

Por F. MORENO RUIZ

SUMEN

Consideraciones sobre los datos básicos de una campaña de sondeos, que permitan planificar adecuadamente los sistemas y programas de perforación, en bien del costo de la misma. Avances Tecnológicos sobre la perforación dirigida.

Palabras clave: Planificación, Proyección minera, Sulfuros masivos, Sondeo mecánico, Sondeo direccional, Estudio caso.

STRACT

Considerations over the basic data of a drilling campaign, which allow an adequate planning of perforation systems and programs, to the benefit of the cost of the same. Technological advances on directional drilling.

words: Planning, Mineral exploration, Massive sulfide deposits, Drilling, Directional drilling, Case studies.

INTRODUCCION

En el marco de la ponencia sobre "Avances en la Tecnología de Exploración aplicables a los Yacimientos de Sulfuros de la Faja Pirítica Ibérica", se incluye una exposición sobre la evolución tanto organizativa como técnica de la perforación.

Queremos analizar aquellos factores que, cumpliendo los objetivos de información previamente establecidos en una campaña, mejoren la fiabilidad de los datos, mejoren la calidad de ejecución e incidan directamente en un abaratamiento del coste de los sondeos.

En el marco de estos factores, nos interesa analizar aquellos relacionados directamente con la organización y planificación de sondeos, así como, las principales novedades técnicas en la materia,

analizando algún ejemplo práctico de sus aplicaciones.

2. ORGANIZACION Y PLANIFICACION

Dada la política que han adoptado prácticamente todas las compañías mineras de nuestro entorno de no contar con departamentos de perforación propios, el análisis de este punto lo realizaremos desde el hecho de que en la gran mayoría de las campañas iniciadas por una empresa minera se contrata la perforación a una empresa especializada.

La confiabilidad de los objetivos que se pretenden conseguir con un sondeo, tiempos atrás motivó que existiese una absoluta falta de información para la compañía ejecutante del mismo y, como consecuencia de ello, en bastantes casos, se planificara mal, no se eligiese el siste-

ma de perforación más adecuado y encareciere el coste para ambas partes contratantes.

2.1. Información previa a la ejecución

Con el tiempo, se ha ido ampliando la información básica que se suministra para idealizar un sondeo o una campaña de exploración, aunque aún no se ha llegado a la optimización de la información para conseguir la planificación y diseño ideales.

Es habitual encontrarnos con sondeos que sin haber cumplido el objetivo, estén ejecutados con un diámetro inadecuado que no permite su continuidad. Ante esta situación se comienza a improvisar y a encarecer un trabajo que planificado adecuadamente no habría producido estos problemas. Por este motivo, la petición de oferta debe contener el máximo de información sobre puntos tales como:

- Situación del área a perforar.
- Descripción del terreno e incidencias geológicas conocidas.
- Topografía.
- Breve descripción del objetivo.
- Número de sondeos y profundidades estimadas.
- Distancia entre sondeos.
- Información si se posee de campañas anteriores.
- Infraestructura cercana.
- Existencia de agua para perforar.
- Etc.

2.2. Diseño y Programa. Ventajas

Con los datos obtenidos en el apartado anterior, y tras visitar directamente la obra, la empresa ejecutora deberá presentar un diseño de perforación que, coordinado con el cliente, optimice los sistemas de perforación, los medios y precios de ejecución.

Esta mayor coordinación entre ambas empresas, tiene numerosas ventajas. Entre ellas, podríamos destacar las siguientes:

- Mayor implicación de la empresa ejecutora en los objetivos de la empresa contratante.
- Elección del sistema adecuado de perforación.

- Más fiabilidad en las muestras obtenidas.
- Mejora de la información.
- Mayor rapidez en la ejecución.
- Evita tiempos muertos.
- Se consigue la mejor relación calidad-costes.
- Abarata el precio del sondeo.

Con respecto al tema del precio de los sondeos, en la mayor parte de los simposios y congresos de los últimos 20 años celebrados en España, cuando se ha tratado sobre ellos, siempre ha surgido el alto costo de éstos dentro de una campaña de exploración, además comparándose con los existentes en otros países mineros. Es cierto que los precios han estado altos en la década de los años 70 y 80, motivado fundamentalmente por:

- Pequeña dimensión de las campañas.
- Falta de continuidad en el sector.
- Dispersión del mercado.
- Alto coste de materiales.
- Alto coste de personal.

La unión de estos puntos provocó desaparición de compañías de perforación, falta de innovación de las existentes y precios por encima de otros países con mayores operaciones mineras que el nuestro.

En la década de los años 80 y 90 comenzaron a operar en la Faja Pirítica Ibérica diferentes compañías extranjeras y algunas nacionales, con programas de exploración amplios, que necesitaban mayor equipamiento de las empresas de perforación y mejor preparación técnica de las mismas. Ante estas nuevas expectativas, varias empresas invirtieron y se reconvirtieron para afrontar la nueva dimensión del sector, consiguiendo además que los precios se abarataran.

Comparándonos a Chile, en el momento actual, nuestros precios serían los siguientes:

SISTEMA	CHILE	ESPAÑA
Extracción Testigo	100	80
Circulación Inversa	100	70
Roto-percusión	100	60

Como puede observarse, los precios en España son bastante más baratos, pero habría que indi-

car también que en Chile el coste de la mano de obra está al 70% con respecto a España.

3. INNOVACIONES TECNICAS

3.1. Evolución de Máquinas y Sistemas de Perforación

Según Gerard Blachère, "la industrialización es la utilización de tecnologías que sustituyen la habilidad del artesano por el uso de la máquina". Esto que parece ser una realidad en cualquier proceso industrial, no lo es tanto en el tema que nos ocupa.

La perforación para investigación minera no permite completamente la sustitución de la habilidad del artesano. Para hacer un buen trabajo es necesaria la habilidad del sondista y la sensibilidad del equipo, de ahí que las máquinas de perforación no hayan evolucionado notablemente y sólo las innovaciones consistan en mejoras de los sistemas anteriores, pero no nada revolucionario.

La industrialización de nuestro sector pasa por conceptos diferentes a los normales y que aplicados ordenadamente redundan en mejora de rendimientos y calidad. Básicamente dimanar de la implantación de objetivos como:

- Mantenimiento eficaz de equipos.
- Formación de personal.
- Agilidad estructural.

Donde la evolución técnica ha tenido un mayor desarrollo ha sido en los sistemas, en donde, además del convencional y "wire - line" para obtención de testigo, han aparecido la circulación inversa y roto-percusión para recuperación de ripio.

Actualmente, y dependiendo del tipo de campaña, se emplean unos u otros sistemas. La evolución en la que las compañías especializadas estamos trabajando, vendrá por la combinación adecuada de los sistemas mencionados dentro de un mismo sondeo.

Para conseguir un mayor avance de estos planteamientos, habrá que solventar los problemas técnicos dimanantes de los sistemas, como son la desviación en destrucción y la adecuación del sondeo para su continuidad con recuperación de testigo.

Como hemos mencionado con anterioridad, para planificar el empleo de los sistemas combinados habrá que conocer en detalle los objetivos del contratante.

En los últimos tiempos, entre las novedades más destacadas, podemos mencionar la existencia de mecanismos que permiten realizar una perforación dirigida hacia una cota objetivo sin la utilización de cuñas de desviación.

3.2. Sondeos dirigidos

Un problema usual en perforaciones profundas en la Faja Pirítica Ibérica es la desviación de los taladros.

Tanto si se buscan objetivos concretos como si se evalúa un yacimiento, es determinante la dirección e inclinación de la perforación. Sin embargo, los medios empleados hasta el momento no han tenido la eficacia deseada:

- Se han realizado taladros dirigidos mediante cuñas extraíbles con unos costos operacionales que no han permitido su industrialización.
- Se han colocado cuñas perdidas y orientadas para correcciones concretas, no pudiendo, debido a su rigidez, el empleo de varias dentro de un mismo taladro.
- También se ha perforado con herramientas tales como estabilizadores, cabezas de tubo, tubos poligonales, etc., aunque ninguna de las enumeradas se ha considerado del todo eficaz.

Con objeto de realizar un trabajo en la Faja Pirítica Ibérica que consistía en alcanzar a los 900 metros de profundidad, partiendo de un sondeo ya realizado, una desviación inferior a 30 m de radio de la zona de impacto prevista, buscamos los medios con los que poder cumplir este objetivo, descubriendo la existencia del aparato que describimos a continuación.

3.3. Aparato desviador de sondeos

El mecanismo más moderno para corregir los efectos de la desviación, consiste en un motor en fondo accionado por una bomba de inyección de lodos, con un caudal de 20/50 GPM y una presión de 900 P.S.I.

Dicho motor en fondo va provisto de un dispositivo rotativo porta-coronas, que es el único elemento rotativo del aparato desviador, llevando en su parte inferior una corona ciega de diamante con descarga frontal de fluido para su refrigeración, elevación y evacuación de detritus de la perforación. Esta corona gira a 500/1200 r.p.m.

Al motor se le acopla un adaptador acodado (0,5°, 0,75° ó 1°). La utilización de un adaptador u otro depende de las características litológicas y de los resultados que se vayan obteniendo.

En la parte superior del dispositivo se acoplan tres varillas no magnéticas del mismo diámetro del tren de varillaje. A esta altura se alojará un aparato fotográfico que nos proporcionará los datos referidos a dirección e inclinación del sondeo.

Para poder desarrollar esta técnica tenemos que tener en cuenta diversos factores:

- No debemos estar situados próximos a labores mineras en donde se puedan producir pérdidas totales del lodo de perforación.
- La trayectoria de la perforación debe evitar zonas muy tectonizadas que puedan producir el agarre del tren de varillaje.
- Con los datos topográficos de inicio y situación del objetivo, se realizará mediante un programa informático, un cuadro de valores intermedios de la trayectoria del sondeo.

En cuanto a las operaciones de perforación, ésta se comenzará con sistemas convencionales hasta la profundidad inicialmente prevista en el plan "ideal" del sondeo. De haberse cumplido las previsiones de desviación, se introducirá el motor hasta el fondo del taladro. A continuación se alojará el aparato fotográfico en las varillas antimagnéticas, tomando la primera fotografía, que servirá para colocar el adaptador acodado (también denominado cuña-zapata) en la posición adecuada para conducir la perforación hacia la dirección que se desee.

Mediante el bombeo de fluido se conseguirá accionar el motor en fondo, permaneciendo sin rotación el varillaje. Abriendo mínimamente la válvula de empuje de la sonda, se produce un avance de 1"/min.

La perforación se realiza a destrucción hasta conseguir situar la trayectoria del sondeo en la

posición determinada. En esta fase no se recupera testigo.

Dependiendo de la dureza de la roca, se recuperará o no el ángulo buscado, obligándonos a rectificaciones de posición de cuña-zapata o de ángulo de cuña si no se consiguiera el objetivo buscado.

Mientras se efectúa la perforación de corrección, se irán tomando medidas para conocer las coordenadas del taladro.

Se repetirán estas operaciones tantas veces como se hubiera planificado o como exija la perforación para cumplir el objetivo.

Igual que con cualquier otro sistema de perforación, los lodos deberán refrigerar perfectamente la corona y útiles de desvío, elevar los detritus de perforación y lubricar el varillaje. Teniendo en cuenta los diferentes cambios de dirección e inclinación que se producen con las correcciones, en los que se aumenta el rozamiento, y la aplicación de mover el motor de fondo, para el perfecto desarrollo de esta técnica es imprescindible la vigilancia y el tratamiento exhaustivo de los lodos.

- Algunas otras aplicaciones de este servicio de perforación direccional son las siguientes:
- Hacer múltiples ejes de un simple pozo.
- Alcanzar áreas previamente consideradas como inaccesibles.
- Controlar sondeos en vetas de carbón para drenaje de gases.
- Limpieza de pozos petrolíferos para quitar parafina, cemento, tapones, etc.

4. EJEMPLO DE APLICACION DE LA PERFORACION DIRECCIONAL

4.1. Datos del Sondeo

Denominación: Sondeo S-1
 Fecha de Inicio: 05/07/94
 Fecha de Finalización: 12/09/94
 Profundidad total: 929,10 metros.
 Inclinación: 10°
 Diámetro Final: NQ

4.2. Comienzo de Operaciones

Para la realización de esta perforación, nuestra Compañía puso en obra una sonda testiguera

modelo Longyear - 44, montada sobre un camión todo-terreno Reo Kaiser 6 x 6.

Para la ejecución de dicho sondeo, se utilizaron como equipos auxiliares los siguientes:

- Bomba de Lodos Bean - Royal 535.
- Agitador de Lodos Abella - Minor.
- Cisterna autopropulsada de 12 m³ de agua.

El inicio del sondeo se llevó a cabo con diámetro 116 tipo B, hasta atravesar la zona de suelo vegetal y/o roca muy alterada, siendo revestido con tubería de 104 x 113 mm.

Posteriormente se continuó la perforación con sistema "wire - line" en diámetro HQ hasta los 335,00 metros, revistiéndose esta perforación con tubería de diámetro NW.

A partir de este punto, se prosigue la perforación con diámetro NQ hasta la profundidad prevista de 400 - 425 metros.

En este punto y en coordinación con la empresa contratante, se decide utilizar el aparato desviador y prolongar el sondeo hacia otra cota objetivo.

4.3. Operación aparato desviador

Una vez decidida su utilización, nuestra Compañía preparó urgentemente todo lo necesario para la operación de desvío dirigido, mientras la sonda prosiguió la operación de perforación.

La perforación en diámetro NQ se llevó hasta 593,00 metros, a partir de los cuales se introdujo el desviador, previa realización de una medida de desviación con un Eastman Multishot para determinar la dirección e inclinación de la trayectoria, así como la correcta posición del aparato de desvío.

La medida realizada a los 593,00 metros indicó una dirección N 38° E y una inclinación de 15°. La trayectoria marcada como objetivo debía ser de N 10° E y una inclinación de 26°.

Para el funcionamiento del mecanismo se requieren unas condiciones de presión y caudal determinados, por lo que se puso en obra una bomba de lodos Gardner - Denver FD - FXX con la capacidad suficiente para alcanzar los parámetros de funcionamiento del aparato.

La operación comienza girando todo el dispositivo hacia la trayectoria pretendida. Para ello, hemos de girar en la boca del sondeo una sarta de perforación de BQ hasta el ángulo objetivo. La comprobación de su posición se efectuará mediante medidas con el aparato Eastman.

Una vez orientado, se comienza la perforación a destrucción al ritmo de 1"/min. de manera que el avance sea el oportuno para la dureza de la litología perforada y de la matriz de la corona ciega de diamante de concreción que posee el dispositivo.

Cada 3 metros de perforación con el dispositivo se confirma la orientación del aparato mediante las medidas del Eastman Multishot, corrigiendo de nuevo desde la boca de sondeo la trayectoria idónea.

Desde el inicio de la operación se utilizó una cuña zapata de 0,5° orientada a la dirección a conseguir. Esta cuña-zapata tuvo que ser cambiada a los 638,00 metros por otra de 0,75° debido a que la corrección de trayectoria se podía prolongar demasiados metros ya que la dureza del terreno era alta y el desvío que se producía era poco progresivo.

4.4. Finalización

La operación con el aparato de desvío se dió por finalizada a la profundidad de 695,00 metros. A partir de esa cota se sacó el dispositivo y se prosiguió la perforación con sistema "wire - line" en diámetro NQ hasta finalizar el sondeo a 929,10 metros.

A continuación en el Cuadro N° 1, les mostramos las diferentes operaciones realizadas así como la evolución de la dirección e inclinación de la trayectoria del sondeo.

CUADRO 1

Nº	COTA SONDEO	EASTMAN MTS.	INCLINACION	DIRECCION	CUÑA	SISTEMA	DIAM.
1	0	—	10º	—	—	TESTIGO	116-B
2	3	—	10º	—	—		
3	25	—	10º	—	—		HQ
4	50	—	10º	—	—		
5	75	—	10º	10º NE	—		
6	100	—	10º	13º NE	—		
7	125	—	10º	14º NE	—		
8	150	—	10.25º	14º NE	—		
9	175	—	10.25º	16º NE	—		
10	200	—	10.50º	17º NE	—		
11	225	—	10º	18º NE	—		
12	250	—	10.25º	20º NE	—		
13	275	—	10º	20º NE	—		
14	300	—	11º	21º NE	—		
15	325	—	11º	21º NE	—		
16	350	—	11º	22º NE	—		NQ
17	375	—	11,5º	23º NE	—		
18	400	—	12º	22º NE	—		
19	425	—	12º	22º NE	—		
20	450	—	13º	20º NE	—		
21	475	—	13º	24º NE	—		
22	500	—	13,5º	28º NE	—		
23	525	—	13,5º	31º NE	—		
24	550	—	13,75º	34º NE	—		
25	575	—	13,80º	34º NE	—		
26	593	590	14.5º	38º NE	0,5º	DESTRUCCION	
27	596	593	14.75º	38º NE	—		
28	599	596	15º	38º NE	—		
29	602	599	15.75º	39.5º NE	—		
30	605	602	16.75º	40º NE	—		

CUADRO 1

Nº	COTA SONDEO	EASTMAN MTS.	INCLINACION	DIRECCION	CUÑA	SISTEMA	DIAM.
31	608	605	17,5º	41º NE	—		
32	611	608	17,5º	40º NE	—		
33	614	611	18º	42º NE	—		
34	617	614	18º	40,5º NE	—		
35	620	617	18º	39,5º NE	—		
36	623	620	18,5º	38º NE	—		
37	626	623	19º	37,5º NE	—		
38	629	626	19º	35,5º NE	—		
39	632	629	19,2º	35º NE	—		
40	635	632	19,2º	34º NE	0,75º		
41	638	635	20º	35º NE	—		
42	641	638	20º	34º NE	—		
43	644	641	20º	33º NE	—		
44	647	644	20º	32,5º NE	—		
45	650	647	21º	32º NE	—		
46	653	650	21º	30,5º NE	0,75º	DESTRUCCION	NQ
47	656	653	—	—	—	TESTIGO	
48	659	656	—	—	—		
49	662	659	22º	27º NE	0,75º	DESTRUCCION	
50	665	662	21,5º	26,5º NE	—		
51	668	665	21,5º	25º NE	—		
52	671	668	22º	25º NE	—		
53	674	671	22º	24º NE	—		
54	677	674	22º	23º NE	—		
55	680	677	22,5º	22º NE	—		
56	683	680	23º	23º NE	—		
57	686	683	23º	22º NE	—		
58	689	686	23º	22º NE	—		
59	692	689	23º	23º NE	—		
60	695	692	23º	23º NE	—		

CUADRO 1

Nº	COTA SONDEO	EASTMAN MTS.	INCLINACION	DIRECCION	CUÑA	SISTEMA	DIAM.
61	720		23º	24º NE		TESTIGO	
62	745		23,5º	24º NE			
63	770		24º	25º NE			
64	795		24º	24º NE			
65	820		25º	25º NE			
66	845		25,5º	25º NE			
67	870		26º	21º NE			
68	895		27º	20º NE			
69	928		26º	19º NE			

Identification of Areas Favourable for the Presence of Massive Sulphides through Interpretation of Geophysical, Geological and Geochemical Data in a G. I. S.

Por C. BRAUX (*), D. ARTIGNAN (*) y M. JOUBERT (**)

RESUMEN

Se analiza la aplicación de un análisis multicriterios (datos geológicos, geofísicos y geoquímicos) para la localización de masas de sulfuros polimetálicos en el área de la mina Las Herrerías (Puebla de Guzmán, Huelva), situada en la Faja Piritica Ibérica (programa científico respaldado por la CEE y el BRGM, en colaboración con SEIEMSA).

El BRGM ha desarrollado una herramienta, flexible y adaptable tanto al sistema vectorial como al "raster", para la integración de todo tipo de datos geológicos, denominada SYNERGIS.

El planteamiento adoptado consta de las siguientes etapas:

1. Construcción de la base de datos.
2. Determinación de los atributos característicos del modelo.
3. Utilización del soporte lógico SYNERGIS en la localización de un objetivo dentro de la zona de estudio.

Los datos integrados se clasifican según el peso asignado a cada método. Se ha desarrollado un método para extraer las singularidades que corresponden a los atributos de los modelos y sus combinaciones. Consta de tres fases:

1. Elaboración de mapas de criterios geoquímicos (factor metálico asociado Zn-Pb-Cu).
2. Obtención de anomalías gravimétricas positivas como posibles indicadores de cuerpos mineralizados ocultos.
3. Combinación de los datos.

Este enfoque multicriterios proporciona objetivos más centrados que los que se obtienen con sólo la interpretación geoquímica o geofísica, y además ha probado ser selectivo con referencia al significativo número de anomalías geofísicas detectadas. Todo esto permite al geólogo situar los sondeos en las áreas más favorables.

Palabras clave: Prospección minera, Sulfuros masivos, Base datos, Sistema Información Geográfica, Faja Piritica, Ossa Morena, Provincia Huelva, Las Herrerías.

ABSTRACT

An interpretation of multi-source data (geological, geophysical and geochemical) in looking for massive polymetallic sulphide deposits has been realised in the Las Herrerías mine area of the South Iberian Pyrite Belt near Puebla de Guzmán. (Scientific program supported by EEC and BRGM in collaboration with SEIEMSA).

BRGM has developed a flexible and evolutive raster-vector tool called SYNERGIS for geoscience data combination.

The approach adopted consists of the following stages:

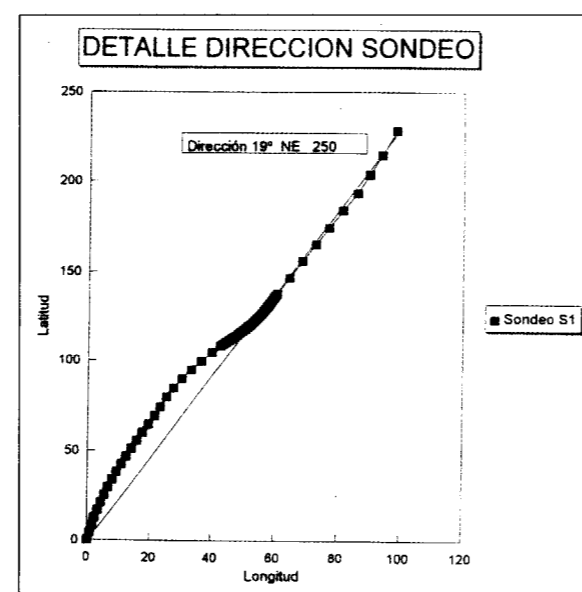
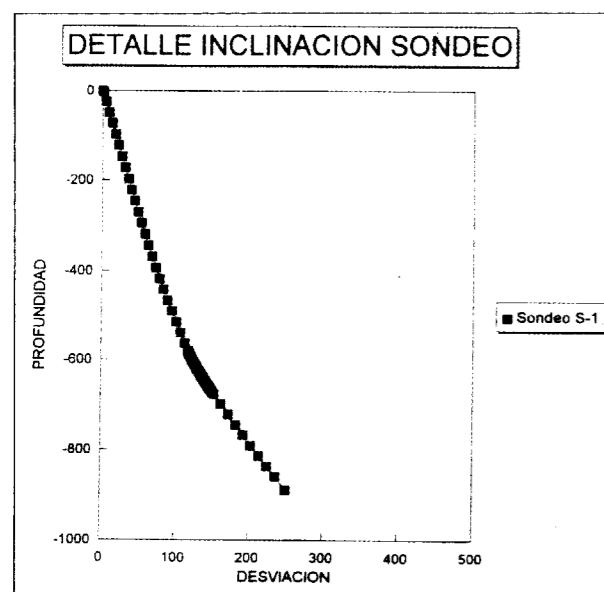
1. Construction of a computerized data base
2. Determination of the characteristic attributes of the model
3. An objective search within the study zone using the SYNERGIS software

The combined data are sorted with respect to the weight assigned to each method. A methodology has been developed for extracting the signals that correspond to the model's attributes and combining them. This consists of three phases:

1. Constructing maps of the geochemical criteria (metal factor map associating Zn-Pb-Cu)
2. Extracting heavy gravimetric anomalies possibly indicating the existence of blind orebodies
3. Crossing the data

(*) BRGM Orléans France.

(**) SEIEMSA Madrid Spain.



This multidataset approach provides a better-focused target than does the sole use of geochemical or geophysical interpretation, and has proved selective with respect to the significant number of geophysical anomalies detected. It thus enables the geologist to site drill holes in the most favourable areas.

Key words: Mineral exploration, Massive sulfide deposits, Data bases, Geographic Information Systems, Pyrite Belt, Ossa Morena, Huelva Province, Las Herrerías.

INTRODUCTION

This paper concerns the interpretation of multi-source data (geological, geophysical and geochemical) in looking for massive polymetallic sulphide deposits in the Las Herrerías mine area of the South Iberian Pyrite Belt near the town of Puebla de Guzmán (fig. 1). The study formed

part of a scientific program supported by EEC and BRGM in "study area" collaboration with SEIEMSA (a Spanish subsidiary of BRGM).

The areas of about 20 km², is covered by concessions over which SEIEMSA (a Spanish subsidiary of BRGM) is carrying out mineral exploration.

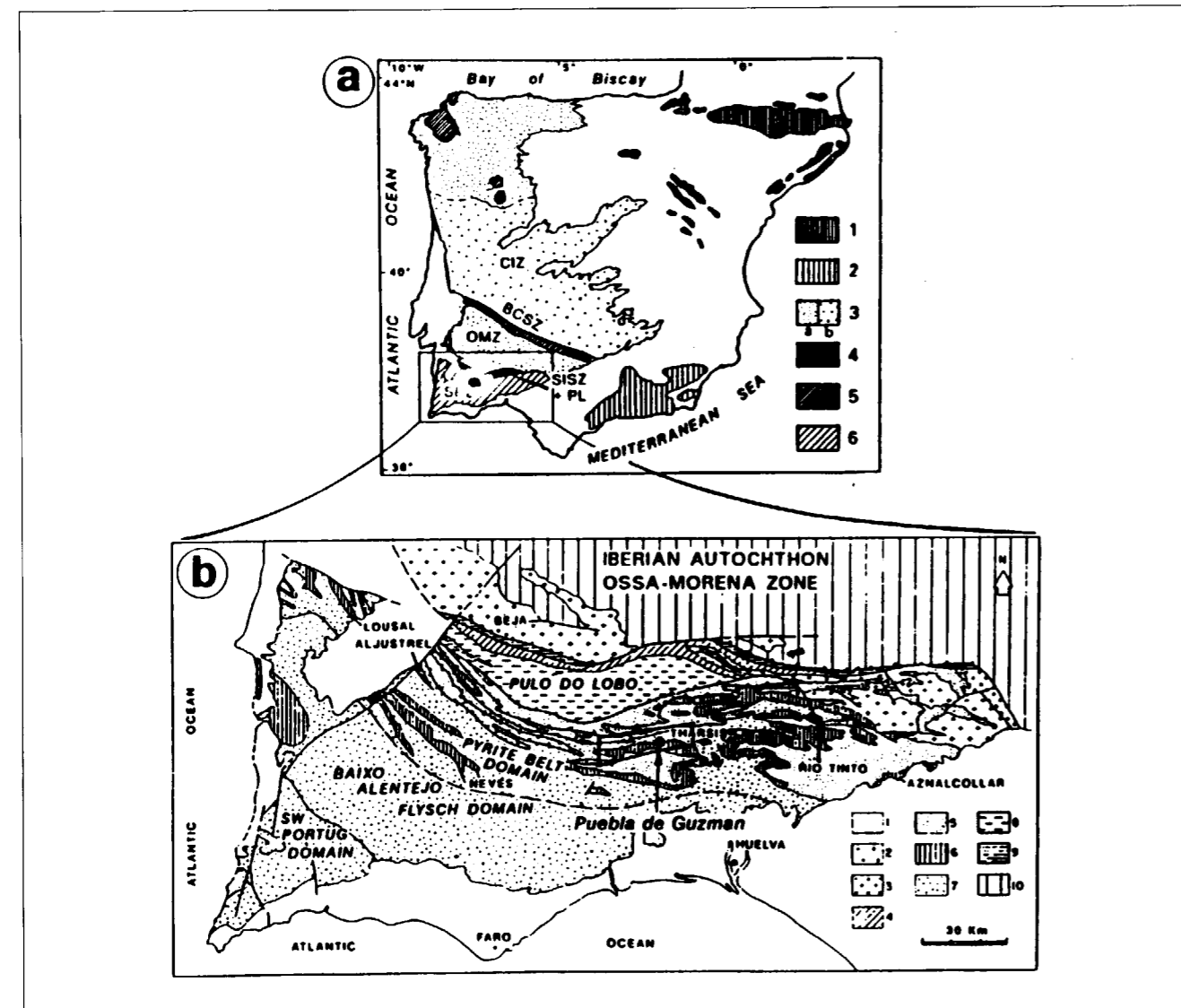


Fig. 1 — Location of the study area.

Decision in mineral exploration require the utilization and combination of variety of types of information. Predictive maps can be drawn up with the assistance of Geographic Information Systems (GIS). BRGM has developed a raster-vector tool on top of ARC/INFO, called SynARC, for geosciences data combination. This software enables direct use of data from, for example, remote sensing, geology, geophysics, geochemistry, metallogeny and mineralogy. The use of GIS software not only replaces the long and fastidious manual superposition of data by rapid computer processing based on a chosen model, it also guarantees objectivity in the approach. The system is flexible and evolutive because the digitized and stored information can be updated at any time, and the model adjusted in the light of developing geological knowledge concerning the region or the types of mineralization being sought.

The approach adopted here consists of the following stages:

1. Construction of a computerized data base including geophysical (gravimetry), geological and geochemical information over the area studied, as well as the locations of manganese and/or sulphide occurrences: these data were provided by SEIEMSA.
2. Determining the characteristic attributes of the model: this stage is based on literature research and on separate interpretation of the different data.
3. An objective search within the study zone, using the SynARC software, for areas equivalent to the chosen model.

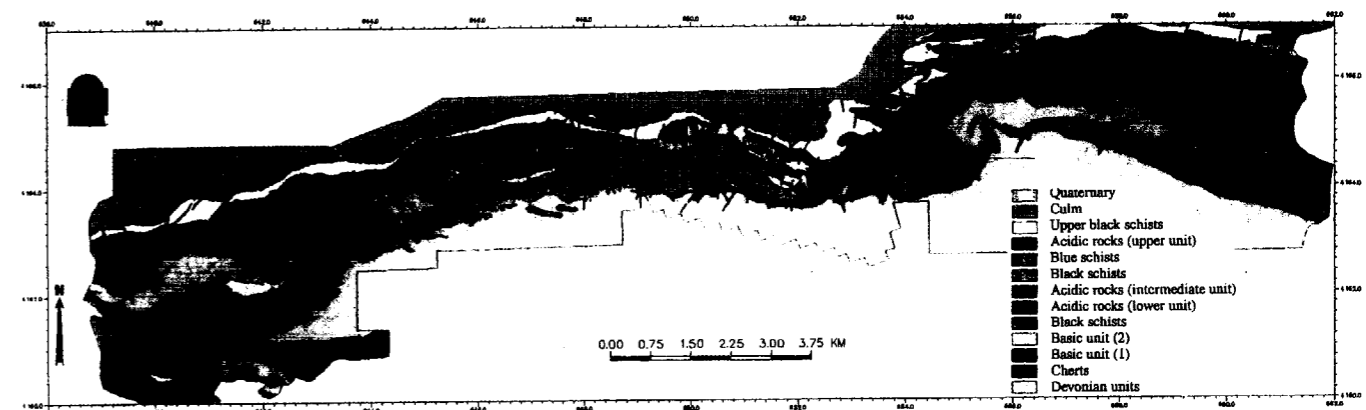


Fig. 2 — Geological map of the Las Herrerías area.

CONSTRUCTION OF THE DATA BASE

Geological data

The geological boundaries (Fig 2) were digitized from a SEIEMSA document at 1:10,000 scale. Broadly, from the base up, the lithostratigraphic column at Las Herrerías comprises Devonian shale and quartzite, an intermediate volcanic to volcano sedimentary sequence (VS), and shale and greywacke (Culm).

The intermediate volcanic sequence, intercalated within shale and tuffite, shows two basic episodes (one intrusive and one extrusive) and three acidic episodes which comprise rhyolite and tuff, dacite and rhyodacite, and fine-grained volcanoclastites, pyroclastites and coarse-grained epiclastites. The known massive sulphide deposits of the South Iberian Pyrite Belt are located mainly at the top of the first two acidic episodes: the third episode appears to be barren.

Geophysical data

The gravimetric data used derive from geophysical programmes carried out by the BRGM Department of Geophysics and by Adaro (a Spanish company). The profiles were spaced at 200 m (locally 400 m) intervals with measurement stations every 50 m, except for the west part of the northern belt where the profiles were 400 m apart.

The specific processing carried out was as follows:

1. Calculation of the Order 3 residual from Bouguer anomalies with a density of 2.7.

Decision in mineral exploration require the utilisation and combination of variety of types of information. Predictive maps can be drawn up with the assistance of Geographic Information Systems (GIS). BRGM has developed a raster-vector tool on top of ARC/INFO, called SynARC, for geosciences data combination. This software enables direct use of data from, for example, remote sensing, geology, geophysics, geochemistry, metallogeny and mineralogy. The use of GIS software not only replaces the long and fastidious manual superposition of data by rapid computer processing based on a chosen model, it also guarantees objectivity in the approach. The system is flexible and evolutive because the digitized and stored information can be updated at any time, and the model adjusted in the light of developing geological knowledge concerning the region or the types of mineralization being sought.

The approach adopted here consists of the following stages:

1. Construction of a computerized data base including geophysical (gravimetry), geological and geochemical information over the area studied, as well as the locations of manganese and/or sulphide occurrences: these data were provided by SEIEMSA.
2. Determining the characteristic attributes of the model: this stage is based on literature research and on separate interpretation of the different data.
3. An objective search within the study zone, using the SynARC software, for areas equivalent to the chosen model.

CONSTRUCTION OF THE DATA BASE

Geological data

The geological boundaries (Fig 2) were digitized from a SEIEMSA document at 1:10,000 scale. Broadly, from the base up, the lithostratigraphic column at Las Herrerías comprises Devonian shale and quartzite, an intermediate volcanic to volcano sedimentary sequence (VS), and shale and greywacke (Culm).

The intermediate volcanic sequence, intercalated within shale and tuffite, shows two basic episodes (one intrusive and one extrusive) and three acidic episodes which comprise rhyolite and tuff, dacite and rhyodacite, and fine-grained volcanoclastites, pyroclastites and coarse-grained epiclastites. The known massive sulphide deposits of the South Iberian Pyrite Belt are located mainly at the top of the first two acidic episodes: the third episode appears to be barren.

Geophysical data

The gravimetric data used derive from geophysical programmes carried out by the BRGM Department of Geophysics and by Adaro (a Spanish company). The profiles were spaced at 200 m (locally 400 m) intervals with measurement stations every 50 m, except for the west part of the northern belt where the profiles were 400 m apart.

The specific processing carried out was as follows:

1. Calculation of the Order 3 residual from Bouguer anomalies with a density of 2.7.

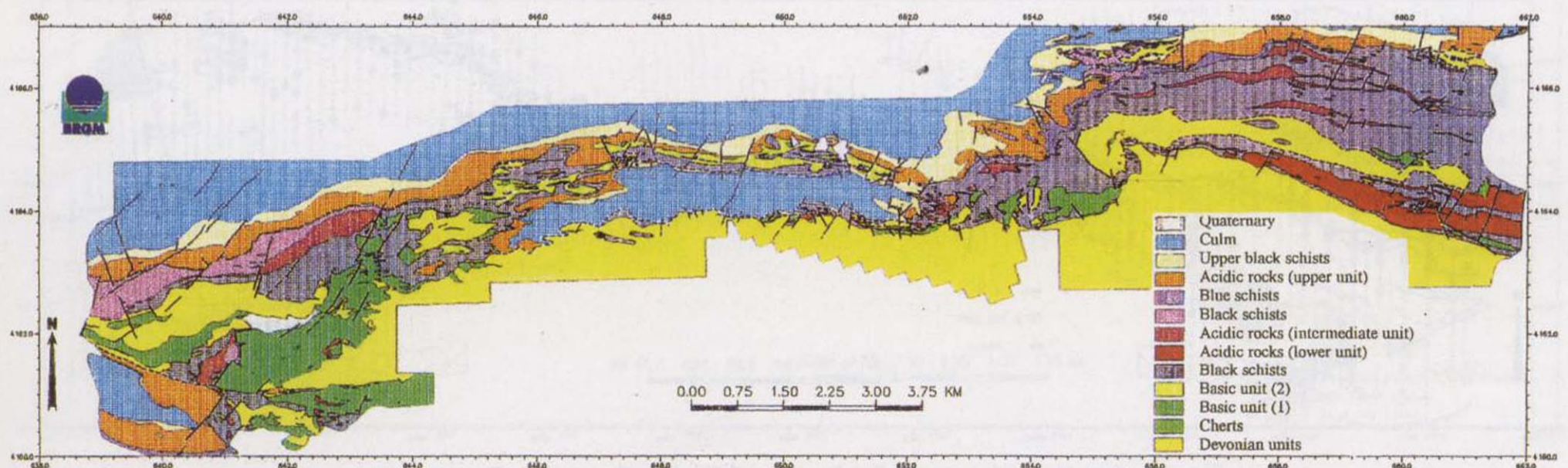


Fig. 2 — Geological map of the Las Herrerías area.

2. Calculation of the vertical gradient of the Bouguer anomaly upward extended by 50 m.

For the data crossing, the values of the residual were transferred to a SynARC base from ASCII files (X, Y, value). They were then interpolated and plotted as isovalue maps with steps of 0,25 mgal. (Fig.3).

Geochemical data

The geochemical data come from soil samples collected from alternate gravity measurement stations along the geophysical survey lines ; 2556 samples were analysed by ICP at BRGM Orléans.

The first phase consisted in the study of the single element distributions, mainly for those elements characteristic of sulphide mineralization;

The distribution of Pb, Cu and Zn anomalies is shown in figure 4 from which it can be seen that:

1. Pb, Zn and Cu superpose perfectly in the Las Herrerias Mine area.
2. Cu (commonly associated with MnO) characterise the purple schist marker bed. Outside of this bed, the MnO anomalies (grouped or dispersed) are commonly located close to Pb-Zn anomalies (with or without Cu) and probably reflect manganese associated with the sulphide orebodies, but distal from them.
3. Broad and contrasted Zn anomalies associated with Pb values occur in the detrital Culm of the western part and within the basic intrusive formations (volcanism 1) of the western part. The former anomalies could be related

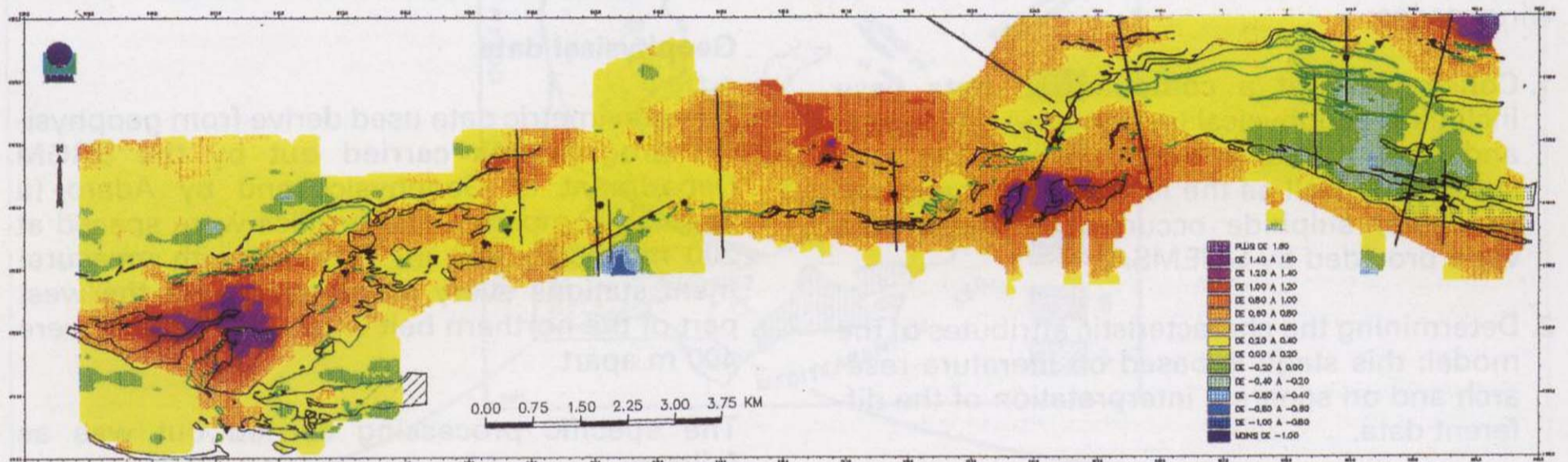


Fig. 3 — Geophysical data in the Las Herrerias area: plot of residual values from Bouguer anomalies (overlay indicate main geological units: see fig 2)

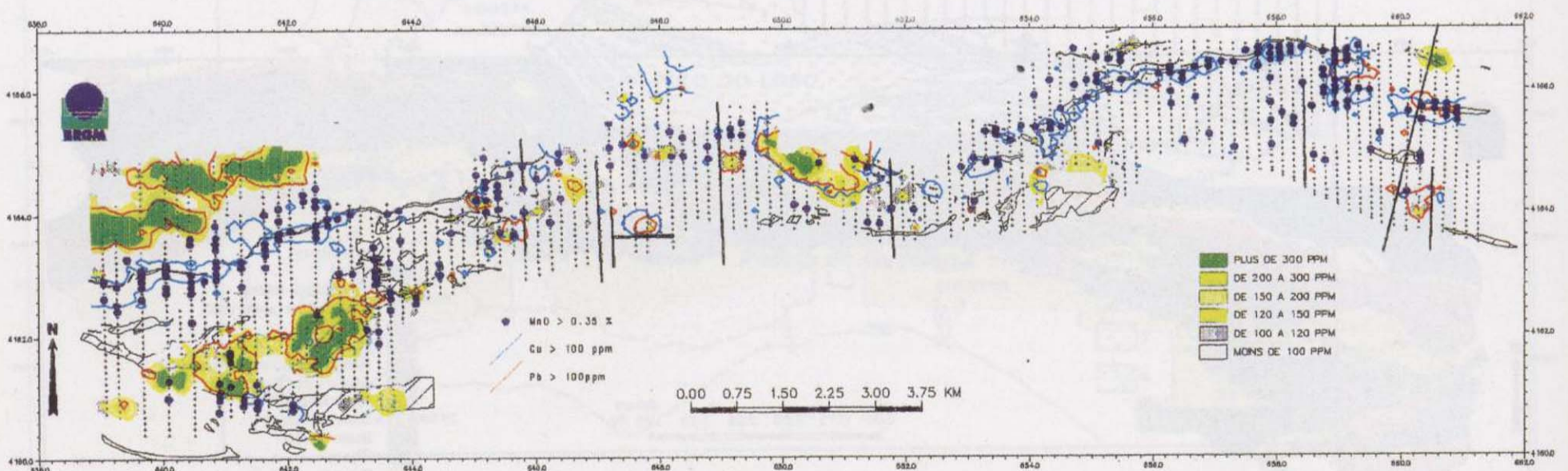


Fig. 4 — Las Herrerías area: distribution of Zn, Pb, Cu and MnO anomalies (overlay indicate main geological units: see fig 2)

to extensive Late Hercynian microfracturing with quartz veinlets and oxide coatings, or they could correspond to remobilization from an hypothetical metal stock hidden beneath the Culm cover.

The latter anomalies are commonly located near relics of volcano sedimentary formations over the basite and could represent residual anomalies marking fracture leakages from a metal stock beneath the basite.

The Sn concentrations are generally low (10-25 ppm, maximum 174 ppm). They form a relatively broad anomaly (>15 ppm) around the Herrerías Mine area (maximum 55 ppm); else where, the distribution is very erratic and discreet. Generally the anomalies are located within the area of base-metal anomalies (notably Pb);

Arsenic correlates relatively well with Sn at the level of the Mine (maximum 536 ppm), and also within spot anomalies.

Valorisation of the geochemical data also includes looking for signatures that could indicate hydrothermal phenomena. Despite good geochemical response, it soon became apparent that it was necessary to use element ratios (fig. 5) to amplify the commonly discreet signals. The BaO/CaO ratio is used to delimit the areas of potassic alteration, since barium varies in the same way as potassium. Because calcium is leached from the plagioclases during alteration, the BaO/CaO ratio increases. The MgO/TiO₂ ratio it is possible to differentiate between the magne-

sium of the basite and the magnesium related to chloritization. As titanium is stable, and not enriched through chloritization, the ratio is amplified.

These ratios were filtered, formation by formation, so as to obtain only peaks that are clearly higher than the average background value characteristic of each formation. the color map of these ratios is not published in this paper for editorial reasons. With such hydrothermal alteration factors it is possible to detect areas that could correspond to alteration haloes centred on hydrothermal events with wich proximal mineralization could be associated.

SELECTION CRITERIA

A multidataset study requires model-defined criteria that can be used to select and classify limited areas favourable for the presence of mineralization.

Using gravimetry, the objects sought are reflected by anomalies that are positive with respect to the country rock background. Modelling has shown that residual anomalies of 0.3 to 0.6 mGal above the background gravimetric signal of the country rock can be caused by blind massive sulphide orebodies.

Using geochemistry, interpretation of the data has shown that, depending on the sampling grid used, the mineralization is characterized by the Pb, Zn and Cu signatures. Other elements may be present (Sn, Sb, etc.) but, due to their

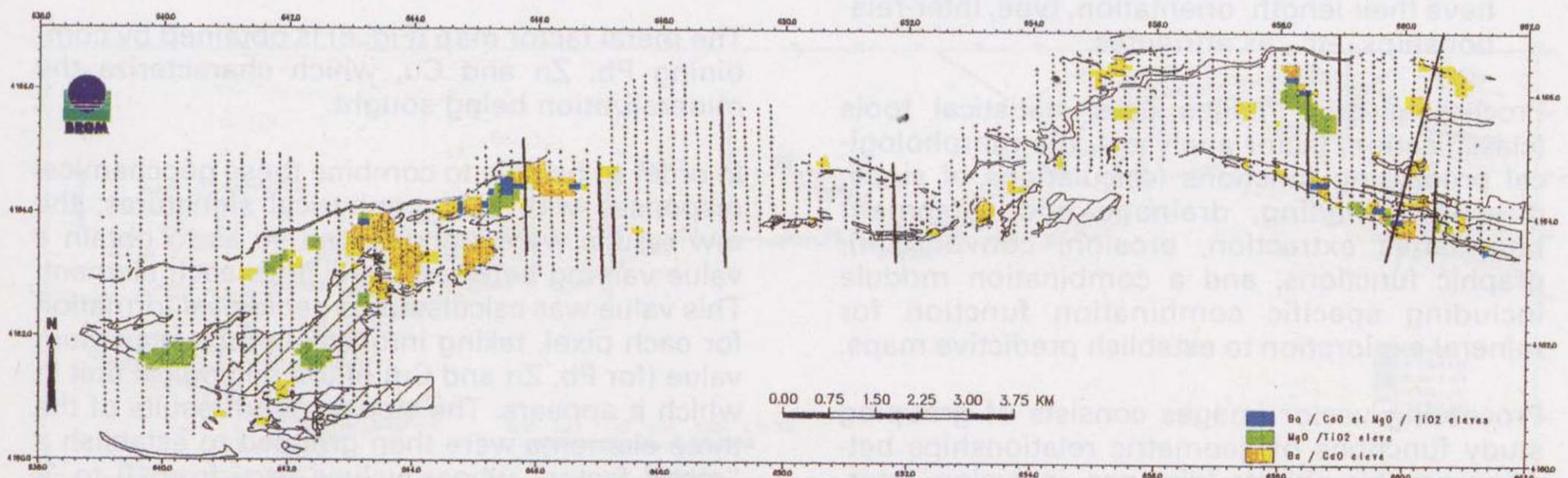


Fig. 5 — Geochemistry: signature for hydrothermal phenomena (overlay indicate main geological units: see fig 2)

weak values, their detection is haphazard and so they cannot be used as discriminatory factors.

Finally, the geological data are used to place the geochemical data in their geological context.

COMPUTER TOOL

Data processing was carried out using SynARC, the tool for earth sciences data combination, developed by BRGM which enables data of different origins (geophysical, remote sensing, geochemical, geological, etc.) to be processed together. This tool, compatible with ARC/INFO®, is dedicated to the geologist who want to identify the most favourable areas for natural resources or understand the environment and its risks.

Data representation is given in two modes:

1. A raster or 'grid' mode in which each mesh (or pixel) contains real, unit, ternary or binary values according to the requirements and the nature of the data. This software makes it possible to manipulate quantitative-type continuous images (numerical models, geochemical and geophysical results, etc.) and qualitative-type (geology, etc.) or pseudo-quantitative-type (variation map relative to the interest for a particular substance) coded images.
2. A 'vector' mode which uses elemental graphic objects (points, lines, areas) to which geometric, relational and thematic graphic attributes are associated. For example, line objects representing discontinuities would have their length, orientation, type, inter-relationships, etc., as attributes.

Processing grid images uses statistical tools (classification, factor analyses), the morphological processing functions (calculations of slope, direction, shading, drainage and catchment boundaries extraction, erosion, convolution), graphic functions, and a combination module including specific combination function for mineral exploration to establish predictive maps.

Processing vector images consists of grouping study functions of geometric relationships between graphic objects (distance, inclusion, intersection). It is also possible to interrogate the data-base vectors on the attributes (e.g. the rela-

tionship between discontinuities with lengths greater than 1 km and orientations between 45° and 55° E).

SynARC also includes earth sciences utilities as strike and dip display, structural sketch mapping, multicriteria symbols....

Specific functions provide links between the vector and raster (grid) models.

SELECTION OF FAVOURABLE AREAS

The combined data are sorted into an order of comparable size. Due to reasons of signal level, however, it is not possible to combine raw geochemical results with the geophysical results, which are real or binary (presence or absence): a result of several hundred ppm cannot be compared with gravimetric results of a few mGal or with 1 and 0 in the case of a presence or an absence.

A methodology has been developed both for extracting the signals that correspond to the model attributes and for combining them. This approach consisted of three phases:

1. Constructing maps of the geochemical criteria (metal factor map associating Zn, Pb and Cu),
2. Extracting heavy gravimetric anomalies possibly indicating the existence of blind orebodies,
3. Crossing the data.

Metal factor map

The metal factor map (Fig. 6) is obtained by combining Pb, Zn and Cu, which characterize the mineralization being sought.

In order to be able to combine these geochemical responses with the geophysical signatures, the raw results were standardized so as to obtain a value varying between 0 and 1 for each element. This value was calculated by geological formation for each pixel, taking into account the maximum value (for Pb, Zn and Cu) of the geological unit in which it appears. The standardized results of the three elements were then grouped to establish a "metal factor" whose values vary from 0 to 3. Mapping this factor makes it possible to visualise the relatively complex anomalous areas.

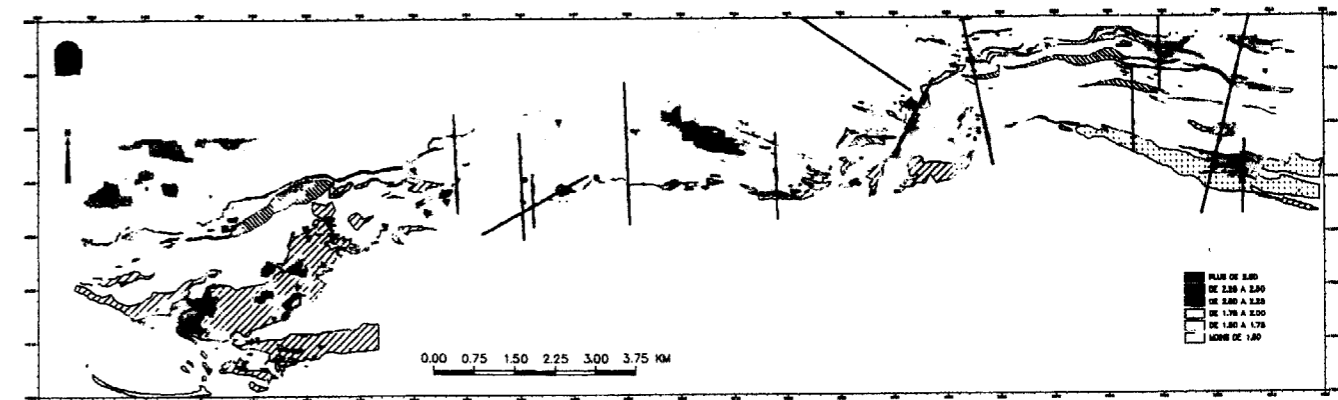


Fig. 6 — Las Herrerías area: plot of the metal factor (combined Zn, Pb, Cu) (overlay indicate main geological units: see fig 2)

The important points shown by this map are:

- a. The presence of anomalous patches in the centre (Mine and its ESE extension), in the Northwest corner (Culm country rock), in the western part around the basic volcanic rocks 1 and, to a lesser degree, in the eastern part.
- b. The presence of contrasted anomalies (signature similar to that of the Mine) within these anomalous patches.

Extraction of heavy gravimetric anomalies

The extraction of the heavy gravimetric anomalies from their heavy or light environments is not a simple thresholding.

In the first instance, an average local value was computed on the residual value of the gravimetry within a sliding window of 225 x 225 m.

The difference between the residual value and the local mean then enabled the response of the country rock to be eliminated and the heavy anomalies (with respect to the country rock) to be extracted.

Data crossing (geochemistry and geophysics)

The two maps (metal factor and heavy gravimetric anomalies) were then combined using an approach based on a thematic weighting. So as not to disadvantage the geophysical results with respects to the metal factor, which varies between 0 and 3, a weight of 3 was assigned by geologists for the presence of heavy anomalies.

Figure 7 shows the areas that correspond to the concurrence of geophysical anomalies and the metal factor. The adopted scale represents increasing favourability from white to dark blue.

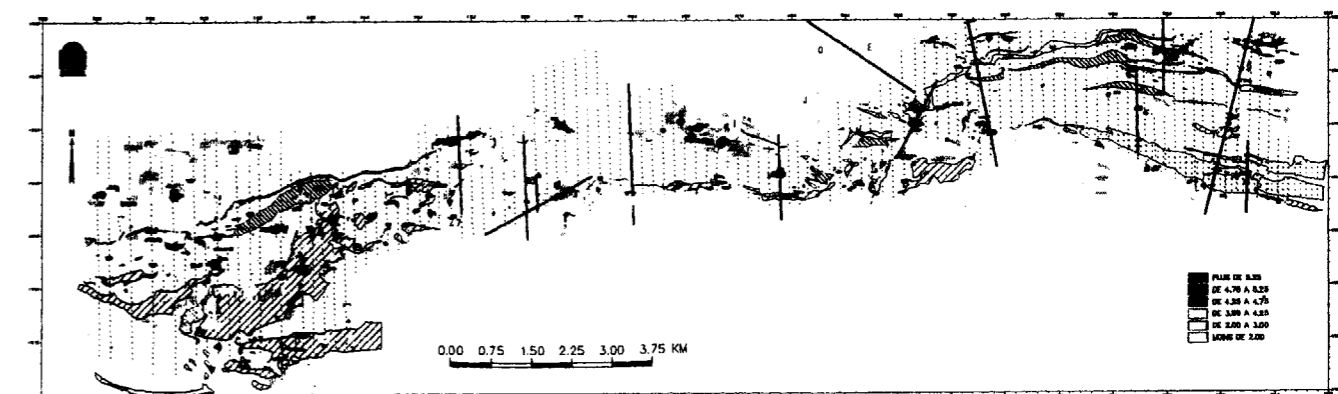


Fig. 7 — Las Herrerías area: predictive map: combination between metal factor and gravimetric anomalies. (overlay indicate main geological units: see fig 2)

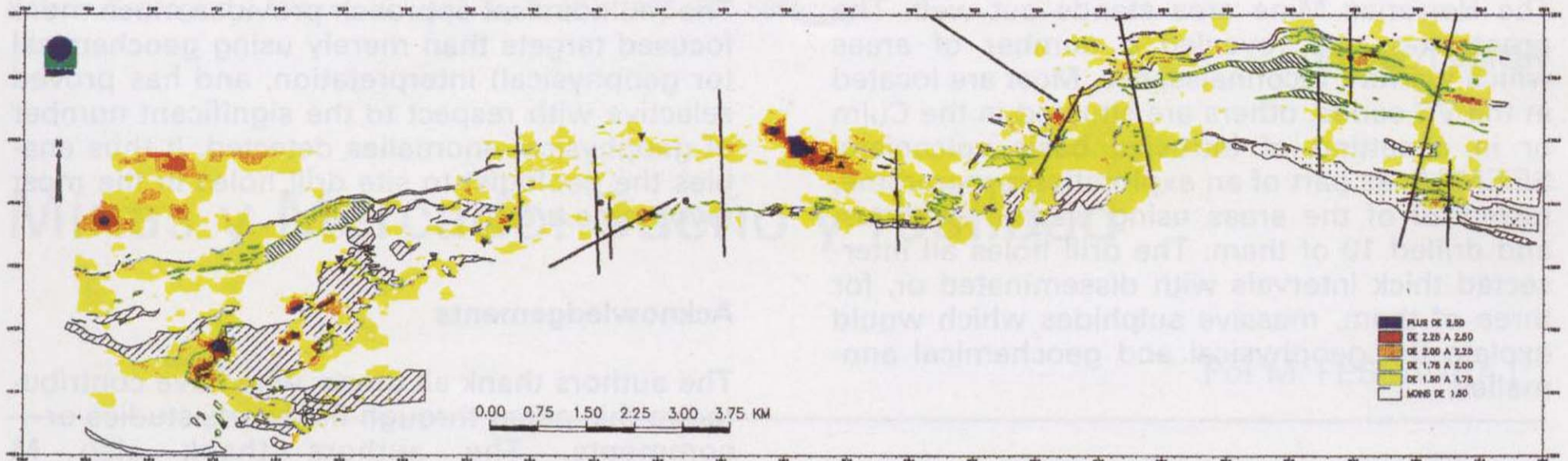


Fig. 6 — Las Herrerias area: plot of the metal factor (combined Zn, Pb, Cu)
(overlay indicate main geological units: see fig 2)

The important points shown by this map are:

- The presence of anomalous patches in the centre (Mine and its ESE extension), in the Northwest corner (Culm country rock), in the western part around the basic volcanic rocks 1 and, to a lesser degree, in the eastern part.
- The presence of contrasted anomalies (signature similar to that of the Mine) within these anomalous patches.

Extraction of heavy gravimetric anomalies

The extraction of the heavy gravimetric anomalies from their heavy or light environments is not a simple thresholding.

In the first instance, an average local value was computed on the residual value of the gravimetry within a sliding window of 225 x 225 m.

The difference between the residual value and the local mean then enabled the response of the country rock to be eliminated and the heavy anomalies (with respect to the country rock) to be extracted.

Data crossing (geochemistry and geophysics)

The two maps (metal factor and heavy gravimetric anomalies) were then combined using an approach based on a thematic weighting. So as not to disadvantage the geophysical results with respects to the metal factor, which varies between 0 and 3, a weight of 3 was assigned by geologists for the presence of heavy anomalies.

Figure 7 shows the areas that correspond to the concurrence of geophysical anomalies and the metal factor. The adopted scale represents increasing favourability from white to dark blue.

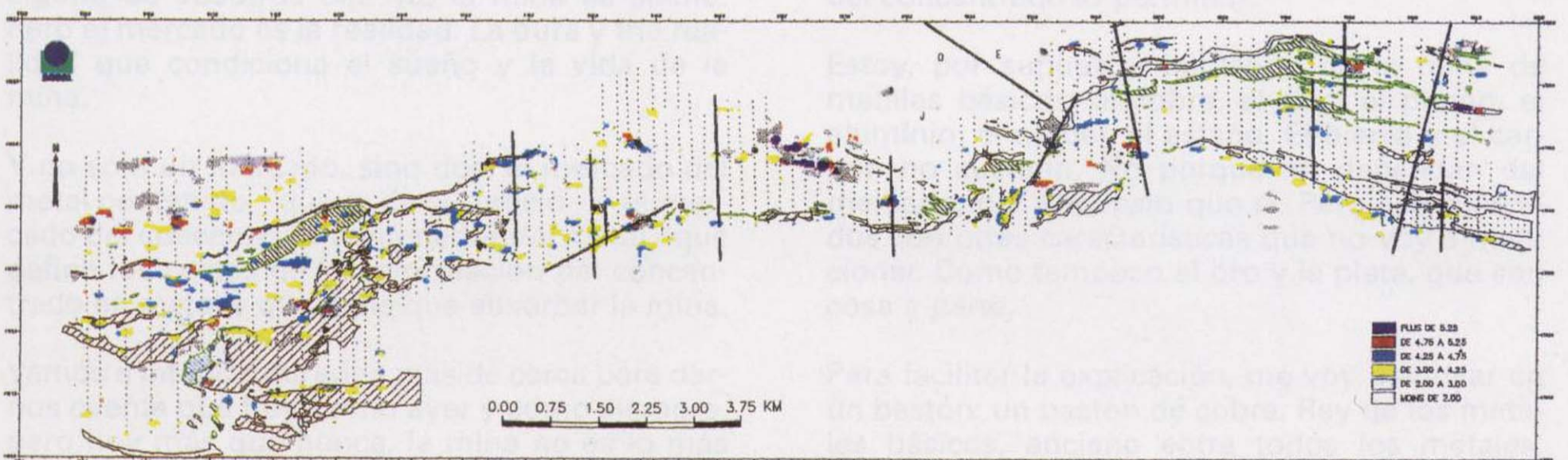


Fig. 7 — Las Herrerias area: predictive map: combination between metal factor and gravimetric anomalies.
(overlay indicate main geological units: see fig 2)

The Herrerías Mine area stands out well. The processing also revealed a number of areas which warrant reconnaissance. Most are located in the VS series, others are situated in the Culm or in a setting of intrusive basic volcanism. SEIEMSA, as part of an exploration programme, tested 20 of the areas using electric methods, and drilled 10 of them. The drill holes all intersected thick intervals with disseminated or, for three of them, massive sulphides which would explain the geophysical and geochemical anomalies.

CONCLUSION

This study on the Las Herrerías area has enabled a new process of data combination (geochemistry, gravimetry and geology) to be developed in the search for massive sulphide orebodies.

The multidataset approach provides much more focused targets than merely using geochemical (or geophysical) interpretation, and has proved selective with respect to the significant number of geophysical anomalies detected. It thus enables the geologist to site drill holes in the most favourable areas.

Acknowledgements

The authors thank all those who have contributed to this paper through fieldwork, studies or comments. The authors thank also M Bonnemaïson, SEIEMSA manager, for the permission to publish the results. This work was financially supported by the EEC and BRGM.

Minas y Mercado: Sueño y realidad

Por M. PESSANHA (*)

RESUMEN

Se repasan conceptos generales sobre el significado económico de una mina o negocio minero y de la importancia y trascendencia de los mercados en la vida de una explotación. Las condiciones de venta de una producción es determinante en la viabilidad de la marcha y futuro del proceso minero. Las modalidades de las transacciones efectuadas en los mercados o bolsas de metales suponen disponer de mecanismos financieros para asegurar los resultados del negocio minero en un marco económico siempre cambiante.

Palabras clave: Filosofía, Mina, Mercado, Metal sustancia, Precio, Oferta, Demanda.

ABSTRACT

This paper reviews some general concepts about the mining business and the markets significance in the development of a mining exploitations. The sales conditions of the production are decisive in the feasibility and future of a mining activity. The types of transactions in markets or metals exchange usually imply the needs of financial means in order to ensure the results of the mining business in an ever changing economic environment.

Key words: Philosophy, Mines, Markets, Metal ores, Price, Supply, Demand.

Para entrar en la materia, un poco de escándalo: la mina no tiene existencia propia. La mina no es más que un pobre mercado dependiente.

El sueño del geólogo es descubrirla. El sueño del minero es explotarla y parafraseando lo que alguno de vosotros dijo ya: la mina es sueño. Pero el mercado es la realidad. La dura y fría realidad que condiciona el sueño y la vida de la mina.

Y no sólo un mercado, sino dos: el mercado del metal contenido - que le da su precio - y el mercado del concentrado contenedor del metal - que define los costes de transformación del concentrado en metal y que tiene que absorber la mina.

Vamos a intentar mirarlos más de cerca para darnos cuenta que hoy, como ayer y como siempre, pero hoy más que nunca, la mina no es lo más

importante, sino que lo son los mercados en los que se mueve. Por mucho que los ingenieros de minas se esfuercen, por mucho que mejoren la productividad de la mina, por mucho que bajen los costes de producción, una mina sólo vive y sobrevive si los mercados cruzados del metal y del concentrado lo permiten.

Estoy, por supuesto, hablando de la mina de metales básicos: el cobre, el zinc, el plomo, el aluminio, el níquel, el estaño. El hierro y el carbón no cuentan. No porque no dependan del mercado, por supuesto que sí. Pero son mercados con otras características que no voy a mencionar. Como tampoco el oro y la plata, que son cosa a parte.

Para facilitar la explicación, me voy a apoyar en un bastón: un bastón de cobre. Rey de los metales básicos, anciano entre todos los metales, antiguo como la Antigüedad, el metal amigo del hombre desde que el hombre salió del neolítico

(*) SOMINCOR S.A., Portugal.

y, hoy más que ningún otro, dependiente del mercado.

Descubrir una mina de cobre siempre fue y seguirá siendo un momento de alegría y entusiasmo para los geólogos. Y todavía, la cuestión que inmediatamente se plantea, sea la mina lo que sea, esté donde esté, es: ¿Va el mercado dejarla vivir?. En términos técnicos a eso se le llama estudio de viabilidad, lo que quiere decir sencillamente: ¿soporta el mercado sus costes de producción o no los soporta?. Y si la mina es sueño, como pudiera haber dicho un castellano, soportar o no soportar, es el dilema, como lo pudiera haber dicho un inglés.

El primer mercado es el del concentrado:

¿Cuáles van a ser los costos de transformación y de refinado, las famosas TC/RC's?.

¿A qué capacidad minera se va a sumar la de la nueva mina?

¿Qué capacidad de fusión existe?

¿Dónde está?

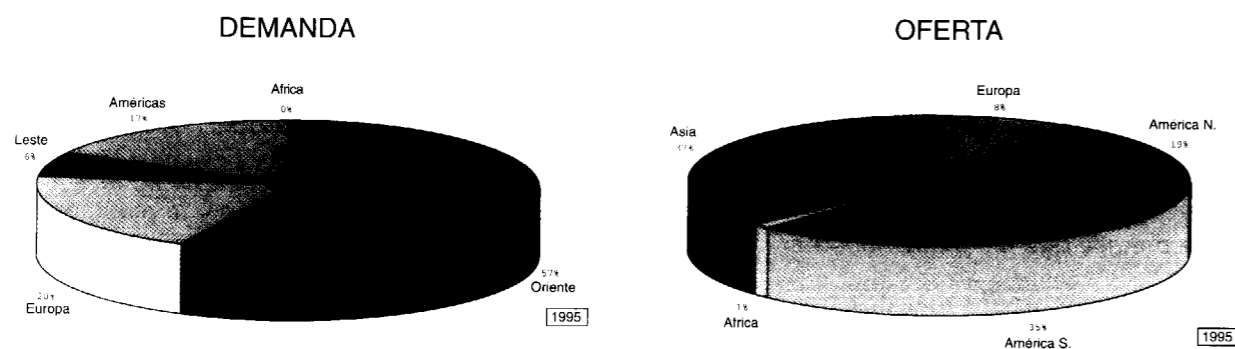
Vamos a simplificar un poco más y dejemos a parte las integraciones mina-metalurgia. Fijémonos en la mina que va a intentar vivir y prosperar en el mercado abierto, el *custom concentrates market* (Figura 1), ya que el inglés, hoy por hoy, es la lengua en la que nos entendemos.

DIMENSION DEL "CUSTOM CONCENTRATE MARKET"

	1994	1995
('000tons conc)		
DEMANDA	6.579	6.933
OFERTA	6.224	7.030
('000tons Cu contenido)		
DEMANDA	2.171	2.288
OFERTA	2.054	2.320

Para el cobre, el *custom concentrates market* es hoy cerca de 7 millones de toneladas de concentrado, más o menos 2,3 millones de toneladas de metal. En él tienen que convivir concentrados con un 20% de cobre y concentrados con un 43% de cobre, más los contenidos intermedios. ¿Dónde está la capacidad de fusión? (Figura 2). En Japón, con un 50%, en Europa, con 21%, en Corea, en Canadá, en Brasil, y algo en Rusia y en los EE.UU. ¿Y las minas? (Figura 3). En Chile, en Indonesia, en Papúa-Nueva Guinea, en Canadá (pero al otro lado del continente americano), un poco en Polonia y en Mongolia, un 6% en Portugal.

REPARTICION DEL CUSTOM CONCENTRATE MARKET



BALANCE DEL "CUSTOM CONCENTRATE MARKET"

('000t Cu contenido en concs)	1994	1995	1996	1997	1998	1999
Demanda Occidental	2117	2151	2343	2601	2790	2874
Expo Leste	54	137	165	195	190	190
Total demanda	2171	2288	2508	2796	2980	3064
Total oferta	2054	2320	2492	2442	2708	3148
Balance	-117	32	-16	-354	-272	84

Y, como si no bastaran ya las TC/RC's, ahí llega otra componente económica de la viabilidad de la mina: el costo del transporte mina-metalurgia, que casi siempre lo tiene que absorber la mina.

Veamos las siguientes tablas (Figuras 4 y 5). En ellas está el balance conocido, hasta la fecha de hoy, de la capacidad minera y de la capacidad de fusión de cobre que se mueven en el *custom concentrates market*.

EVOLUCION DE LA CAPACIDAD DE FUSION

('000t Cu)	1992	1993	1994	1995	dif 1992/95
ALTERACIONES PRINCIPALES					
Tamano JSP	228	257	257	257	
Southern Copper S. Copper	60	70	85	85	
Leyte Pasar	140	173	173	173	
Mount Isa MIM	190	220	220	220	
Olympic Dam WMC	65	65	72	72	
Harjavalta Outokumpu	100	100	100	140	
Huelva RTM	150	150	165	180	
Hamburg NA	200	200	200	220	
Ronnskar Boliden	120	120	120	130	
Chuqui Codelco	485	525	525	525	
Chagres Disputada	85	90	90	115	
La Negra Refimet	0	40	90	96	
Horne Noranda	220	220	220	230	
Garfield Kennecott	150	150	150	200	
El Paso Asarco	104	125	135	135	
Miami Cyprus	155	180	180	180	
Hidalgo P. Dodge	180	220	220	220	
S. Manuel Magma	280	310	327	360	
White Pine Cooper Range	75	80	80	0	
Lubumbashi Gecamines	170	170	170	0	
TOTAL	3,157	3,465	3,579	3,538	
OTRA CAPACIDAD	5,719	5,705	5,733	5,694	
TOTAL	8,876	9,170	9,312	9,232	NET 356

y, hoy más que ningún otro, dependiente del mercado.

Descubrir una mina de cobre siempre fue y seguirá siendo un momento de alegría y entusiasmo para los geólogos. Y todavía, la cuestión que inmediatamente se plantea, sea la mina lo que sea, esté donde esté, es: ¿Va el mercado dejarla vivir?. En términos técnicos a eso se le llama estudio de viabilidad, lo que quiere decir sencillamente: ¿soporta el mercado sus costes de producción o no los soporta?. Y si la mina es sueño, como pudiera haber dicho un castellano, soportar o no soportar, es el dilema, como lo pudiera haber dicho un inglés.

El primer mercado es el del concentrado:
 ¿Cuáles van a ser los costos de transformación y de refinación, las famosas TC/RC's?
 ¿A qué capacidad minera se va a sumar la de la nueva mina?
 ¿Qué capacidad de fusión existe?
 ¿Dónde está?

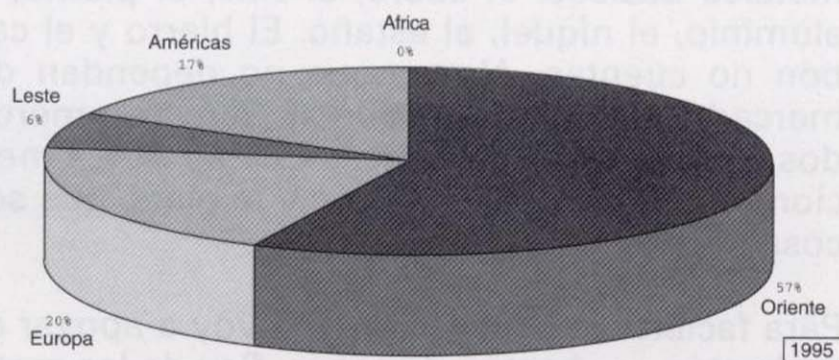
Vamos a simplificar un poco más y dejemos a parte las integraciones mina-metalurgia. Fijémonos en la mina que va a intentar vivir y prosperar en el mercado abierto, el *custom concentrates market* (Figura 1), ya que el inglés, hoy por hoy, es la lengua en la que nos entendemos.

DIMENSION DEL "CUSTOM CONCENTRATE MARKET"		
	1994	1995
('000tons conc)		
DEMANDA	6.579	6.933
OFERTA	6.224	7.030
('000tons Cu contenido)		
DEMANDA	2.171	2.288
OFERTA	2.054	2.320

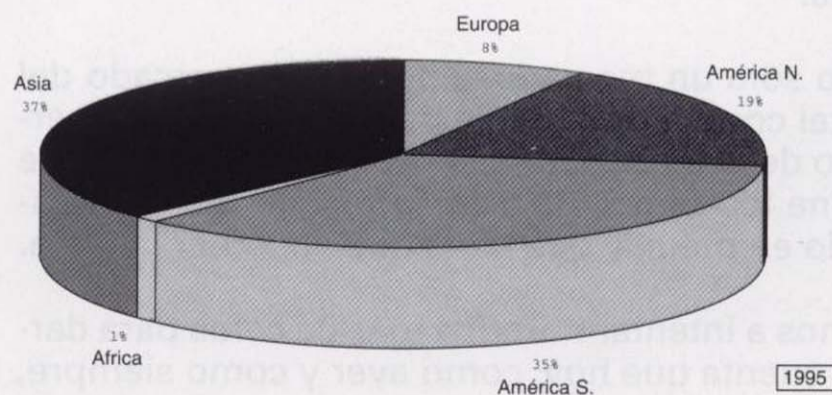
Para el cobre, el *custom concentrates market* es hoy cerca de 7 millones de toneladas de concentrado, más o menos 2,3 millones de toneladas de metal. En él tienen que convivir concentrados con un 20% de cobre y concentrados con un 43% de cobre, más los contenidos intermedios. ¿Dónde está la capacidad de fusión? (Figura 2). En Japón, con un 50%, en Europa, con 21%, en Corea, en Canadá, en Brasil, y algo en Rusia y en los EE.UU. ¿Y las minas? (Figura 3). En Chile, en Indonesia, en Papúa-Nueva Guinea, en Canadá (pero al otro lado del continente americano), un poco en Polonia y en Mongolia, un 6% en Portugal.

REPARTICION DEL CUSTOM CONCENTRATE MARKET

DEMANDA



OFERTA



EVOLUCION DE LA CAPACIDAD DE FUSION

('000t Cu)		1992	1993	1994	1995	dif 1992/95
ALTERACIONES PRINCIPALES						
Grasberg	Freeport	281	299	322	453	
Benambra	Denehurst	3	19	19	17	
Ok Tedi	Ok Tedi	187	200	200	210	
Los Bronces	Disputada	69	114	116	120	
Escondida	Escondida	330	381	466	475	
Candelaria	Candelaria	0	0	23	110	
Cananea	Cananea	37	50	49	77	
Tintaya	Magma	48	48	48	65	
Flambeau	Flambeau	0	22	40	50	
Bingham	Kenncott	271	290	300	300	
TOTAL		1,226	1,423	1,583	1,877	
OTRA CAPACIDAD		5,354	5,185	4,893	4,943	
TOTAL		6,580	6,608	6,476	6,820	NET 240

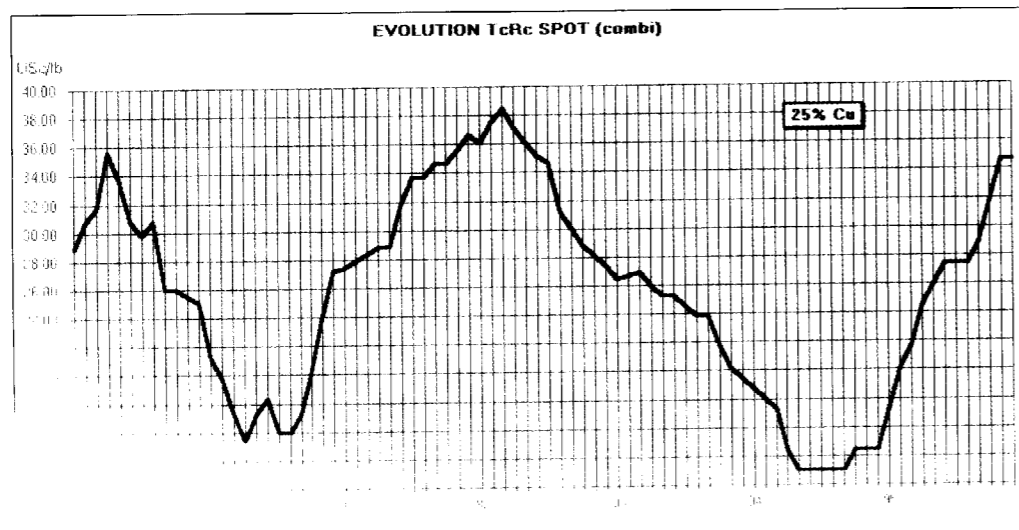
Las perspectivas parecen buenas para las minas: un déficit de cobre contenido, para los años 1996 y los siguientes, que deja las metalurgias carentes de concentrado. Pero no hay que fiarse: estos números son una perspectiva, no son una realidad fija.

Entre 1992 y 1995 la demanda de fusión, sin que se construyeran metalurgias nuevas, creció 356 000 t. Pero en las mismas fechas, la capacidad minera creció también 240 000 t. Si hoy se descubriera una mina nueva, aunque relativa-

mente pequeña y a cielo abierto se necesitarían hasta 3 años como mínimo para ponerla en funcionamiento.

Y en tres años todo cambia y se podría llegar al 98, empezar a producir y tener una situación totalmente distinta y un mercado adverso.

Veamos este otro cuadro: la evolución de las TC/RC's desde el año 89 en el mercado *spot*. A las alegrías (para las minas) de los años 90 y 94 se suceden los sustos de 1992 y de 1995 (Figura 6).



Pero una mina no va a vender sólo en el mercado *spot*, va a vender, sobre todo, en el mercado de los contratos a largo plazo. La situación mejora en la medida en que ni los sustos te dan pánico ni las alegrías te dejan exuberante (Figura 7). Hacer una proyección creíble de evolución de las TC/RC's a medio plazo no es tan arriesgado como apostar todo su dinero en las quinielas, pero no es ciertamente, un ejercicio seguro. Y, si nuestra mina produce un concentrado de baja ley, entre el 20 y el 30% de cobre, atención: las subidas de la TC, o sea de los costos de transformación, se reflejan de forma mucho más dramática en los costos comerciales. Ved aquí como, para las mismas TC/RC's de 80\$/dmt y de 8,0¢/lb Cu, el valor combinado de la TC/RC en centavos por libra de cobre - que es lo que al final cuenta en los cálculos - es mucho más alto para una mina de baja ley (Figura 8).

Si a eso sumamos que, además del cobre, el producto lleva añadido algún arsénico, algún antimonio y algún mercurio, pues por ahí se van algunos centavos más en penalidades por impurezas. Enseguida viene el transporte, de la mina al puerto y del puerto de embarque al puerto de destino (Figura 9). Un flete Europa-Japón cuesta, hoy por hoy, 50\$/t. De Europa a Brasil está en los 25\$/t. De Europa del Sur a Europa del Norte, entre 12\$ y 18\$/t. Y en cuanto lo transformemos en centavos por libra de cobre, cuanto más baja sea la ley, más alto será el costo.

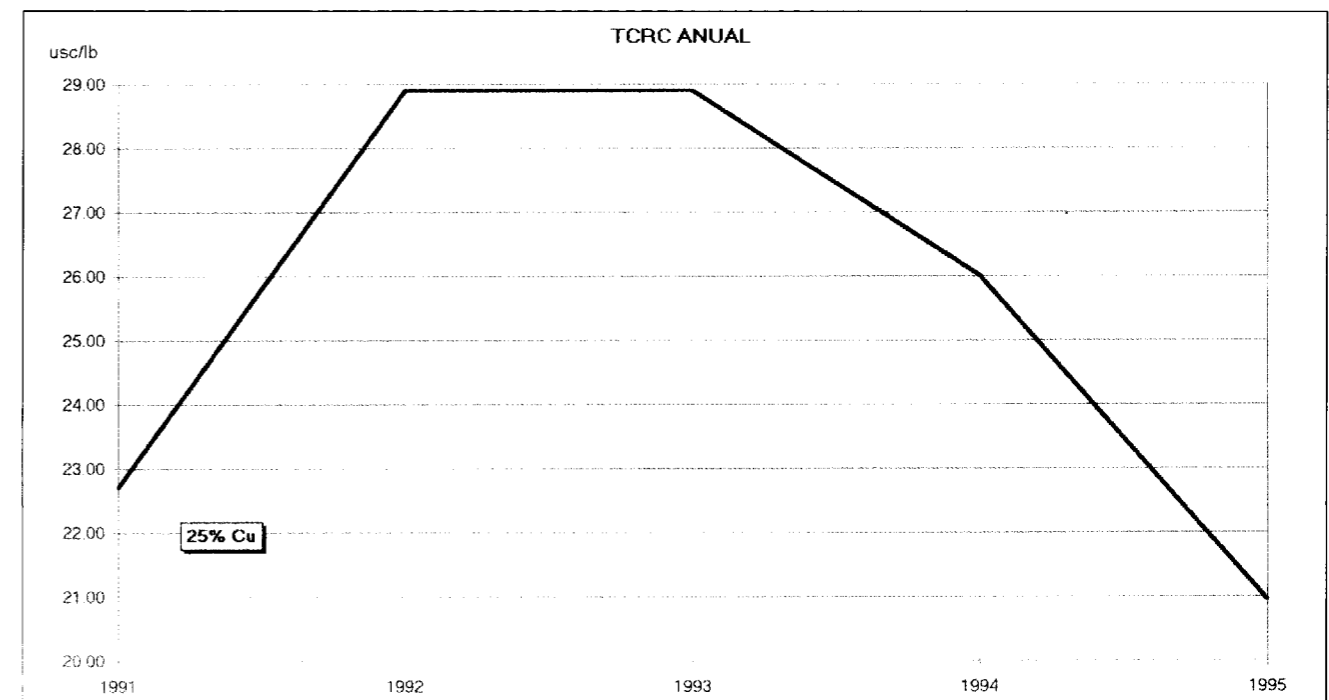
Todo eso, TC/RC's, penalizaciones, flete, hay que restarlo al valor del cobre contenido, y siempre parece mucho, sobre todo a los ingenieros de minas, que se esfuerzan por cortar costos centavo a centavo y en seguida ven cómo los comerciales los desbaratan sin medida.

CALCULO TC/RC COMBINADAS

	TC (us\$/t)	RC (usc/lb)	Tc/Rc combi (usc/lb)
25% Cu (ded 1)	80	8	23.12
40% Cu (ded 1.3)	80	8	17.38

CALCULO DE FLETES

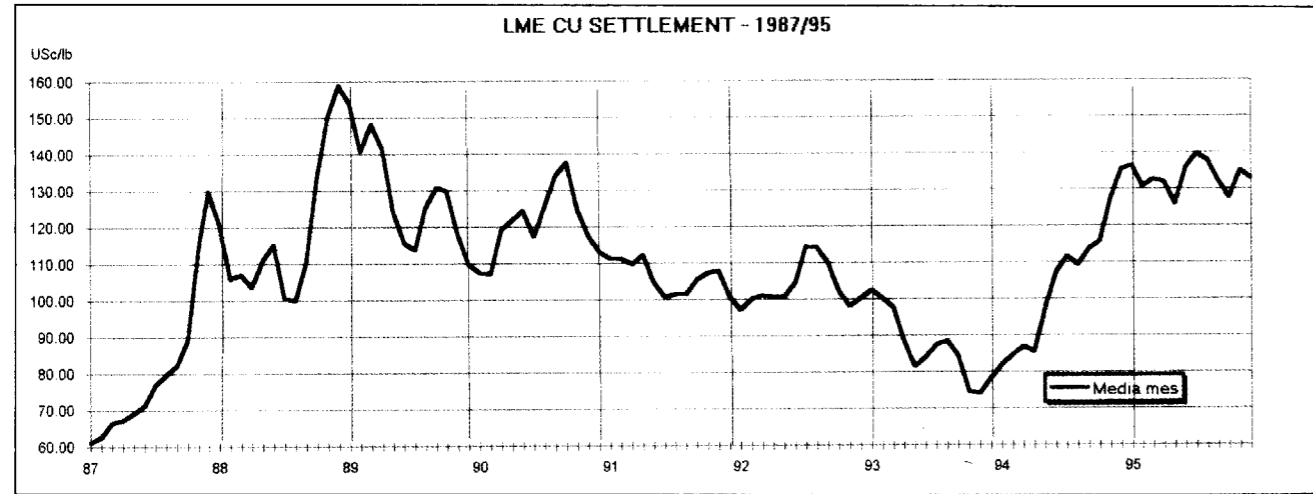
Flete (us\$/dmt)		Flete (usc/lb)
50	40% Cu	5.67
	25% Cu	9.07
25	40% Cu	2.83
	25% Cu	4.54



No está tan mal, si el precio del metal es bueno. Pero, ¿lo es siempre?

Veamos, en el gráfico (Figura 10), cómo el precio del cobre ha cambiado desde el año 87: de los 70 centavos hasta los 160¢, hay precios para todos los gustos.

Tiene que ver también con el desarrollo tecnológico que no se basa sólo en nuevas aplicaciones: puede ser una ley en un determinado país que impone, o prohíbe, tuberías de cobre para la distribución de agua potable. O puede ser el duelo entre fibras ópticas e hilo de cobre para las telecomunicaciones. O la



Más aún que en las TC/RC's, es en el precio del cobre en lo que se basa un estudio de viabilidad. Así, ¿es posible hacer una proyección válida del precio a medio plazo?. La respuesta es no. Lo único seguro es que el precio va a tener fluctuaciones inesperadas, imprevisibles y algunas veces dramáticas. Y eso, ¿por qué?

Mucho tiene que ver con la coyuntura macro-económica: si la economía está bien, si la gente se siente segura el consumo sube y las metalurgias funcionan en pleno. Desafortunadamente, no es tan sencillo, porque si los EE.UU. van bien, Europa aún no lo está y Japón está indeciso. En cuanto Europa mejore, empeora Japón y si los dos van bien, los EE.UU. entran en recesión.

O sea, que es difícil conciliar en una previsión los comportamientos económicos de los tres grandes bloques industriales del mundo.

Eso, sin hablar de si China va o no va a tener índices de desarrollo económico superiores a los conocidos, si América del Sur está o no estable y si los Tigres de Asia (Taiwan, Malasia, Indonesia, Corea, zonas chinas de mercado libre) crecen más o menos.

distribución de energía eléctrica en alta y baja tensión.

En resumen, la demanda de metal tiene tantos miles de componentes, que no es posible, por el análisis de cada uno de ellos, llegar a una proyección segura, o por lo menos razonable, del precio de ninguno de los metales.

Sólo existe una cosa cierta: que el precio del metal se forma todos los días y en cada uno de ellos, a través de la combinación de todos ellos con la oferta.

El precio del cobre, y demás metales básicos, se forma en la Bolsa de Metales de Londres o sea, el LME (y para los EE.UU. en la COMEX de Nueva York). Ahí se reflejan todos los parámetros del mercado, ahí, cada día, prácticamente en subasta libre, se determina hasta donde están preparados los compradores para pagar, en función del producto disponible.

Cualquiera que haya asistido a una sesión del LME habrá observado con curiosidad y alguna estupefacción que a los 5 minutos de cada subasta (una para cada uno de los metales), sale el precio del metal a 3 meses, es decir, que es lo

que está preparado para pagar hoy un comprador que sólo va a tomar posesión de su producto dentro de 90 días.

La explicación viene de antiguo, y los 3 meses son sencillamente el tiempo que en la segunda mitad del siglo XIX tardaba un barco mercante desde Chile a Liverpool. El precio *cash*, o sea, hoy mismo, se forma sumando la *backwardation* al precio a 3 meses, en período de demanda, o restándole el *contango* en período de exceso de oferta.

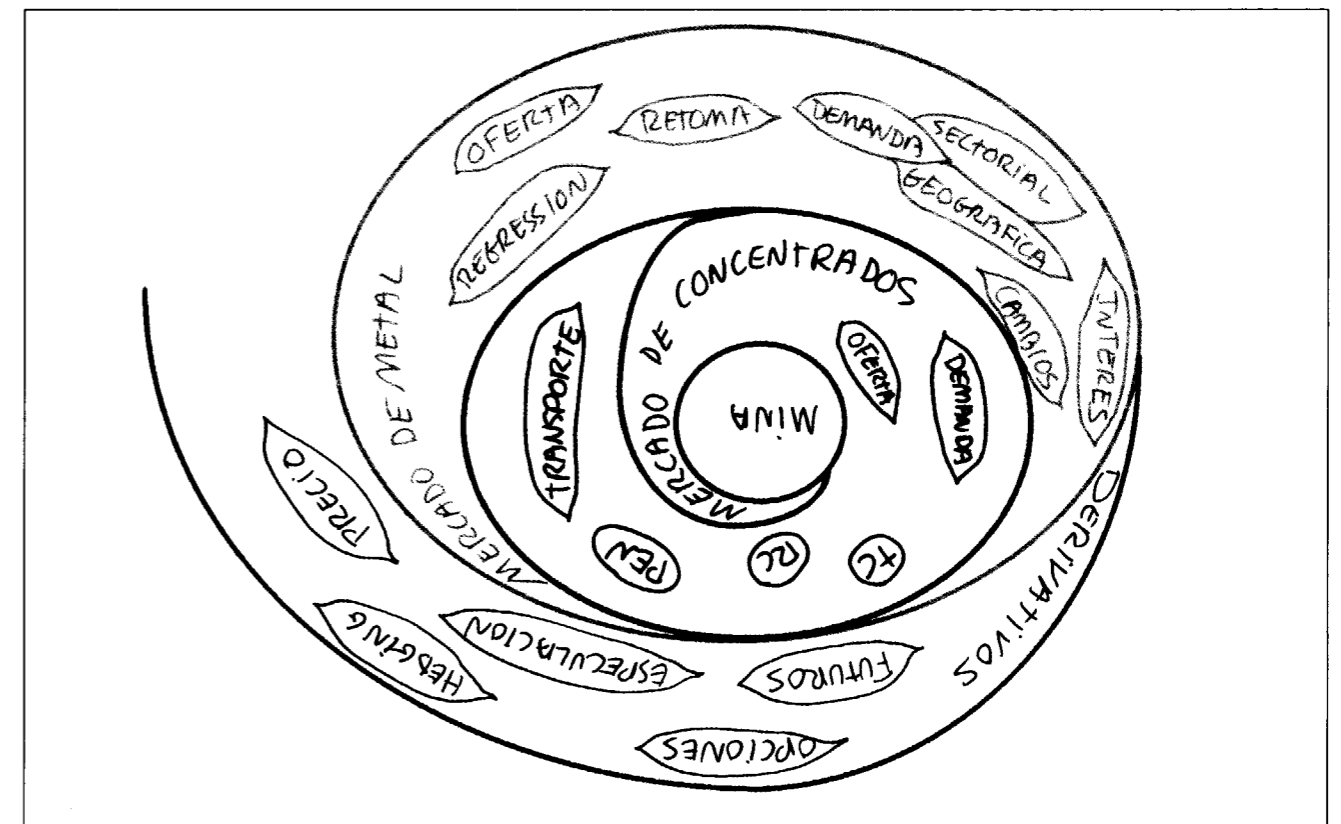
Y desde el precio de hoy, o sea, *cash*, hasta el precio del 27º mes después de hoy para el cobre (14 meses para otros metales), cada mes tiene su precio, algunos meses en *contango*, es decir con precio en ese mes superior al precio de hoy, y otros en *backwardation*, o sea, con precio en ese mes por debajo del precio de hoy.

Y ¿cómo se forman o definen los *contangos* y las *backwardations*?. En mercado libre y en función de la demanda y de la oferta para cada uno de los 27 meses siguientes. Su distribución a lo largo de esos meses se le denomina *spread*.

Y ¿qué tiene la mina que ver con eso?. Mucho, poco o nada, dependiendo sobre todo de quién define su actitud en función del mercado del metal.

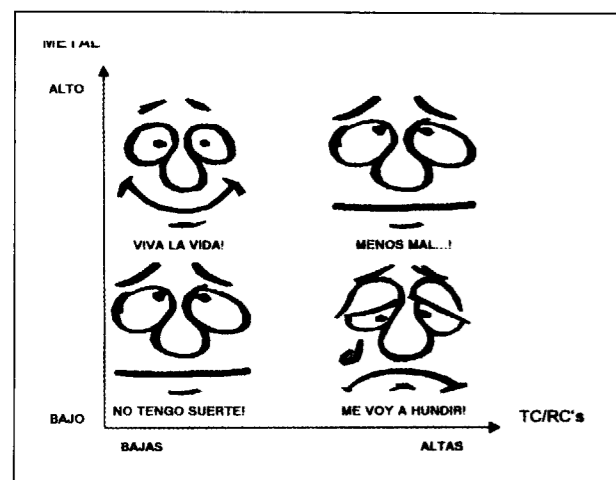
A la mina le interesa el precio del metal pero no tiene ninguna influencia sobre él. Puede soportarlo tal como venga o puede intentar aprovechar determinadas circunstancias para fijar el precio de venta, de su metal contenido, en un valor que, en un determinado momento, le parezca bueno, o sea, que le permita pagar todos sus costos y obtener un beneficio.

En este artículo, he intentado colocar a la mina donde verdaderamente está (Figura 11): en medio de unos elementos que no controla, sufriendo los efectos combinados de dos mercados que se mueven totalmente fuera de su mano. Antes de ver más de cerca cómo es posible que una mina aproveche la Bolsa de Metales para lanzar algunas anclas que le den una estabilidad en medio de los vientos donde está metida, veamos cómo se pueden presentar esos vientos, que pueden variar desde la brisa favorable hasta la borrasca destructiva.



El cruce del mercado de concentrados con el mercado del metal se traduce para la mina en cuatro situaciones posibles (Figura 12):

- Precio alto, TC's bajas - ¡Viva la vida!
- Precio alto, TC's altas - Menos mal que aún podría ser peor...
- Precio bajo, TC's bajas - ¡Nunca tengo suerte!
- Precio bajo, TC's altas - ¡Me voy a hundir!



De un año al otro se puede pasar del ¡Viva la vida! al ¡Me voy a hundir!. Y eso sin previo aviso, por muchos consultores que se contratan y muchas publicaciones que se abonen y se lean con atención y esfuerzo. Los consultores y analistas son especialistas en explicar, a posteriori, por qué el precio ha bajado o las TC's han subido, pero son mucho menos efectivos en la previsión de estos hechos.

¿Tiene la mina que vivir en esta incertidumbre? La respuesta honesta es sí. Pero, también con algo de honestidad se puede contestar: si, tiene que vivir con incertidumbres, pero puede añadirle algunas certezas.

Las certezas añadidas dependen en mucho de la dimensión de la mina y de su capacidad operativa, económica y financiera. Hay que distinguir aquí, sólo para este propósito, dos tipos de minas:

- aquéllas que por su capacidad garantizan un envío regular a lo largo de todo el año de cantidades significativas de concentrado. Vamos a denominarlas minas grandes.

- y aquéllas otras que no tienen esa dimensión y envían cuatro o cinco veces al año un embarque de concentrado de cinco a diez mil toneladas (seguimos hablando del cobre), y vamos a denominarlas minas pequeñas.

La primera defensa de la mina grande es el contrato a largo plazo. El contrato a largo plazo es una defensa contra la inestabilidad del mercado de concentrados.

Los términos económicos del contrato - o sea, las TC/RC's, - se negocian en años sucesivos con cada uno de los clientes para los próximos, digamos, tres años, aunque pueda serlo por otros períodos.

Con tres contratos a largo plazo, cuyas TC's se negocien en tres años sucesivos, al fijar las TC's de cada contrato en distintos años, se aprovechan (o se sufren) las oscilaciones del mercado de concentrado para una parte significativa de la producción, un poco menos de 1/3 suponiendo que sólo tiene esos 3 contratos y dedica una parte de la producción al mercado *spot*.

Los costos de transformación de un determinado contrato, negociado con TC's altas, vienen así compensados por los costos de transformación de otros contratos negociados con TC's bajas y el costo medio global de transformación se estabiliza.

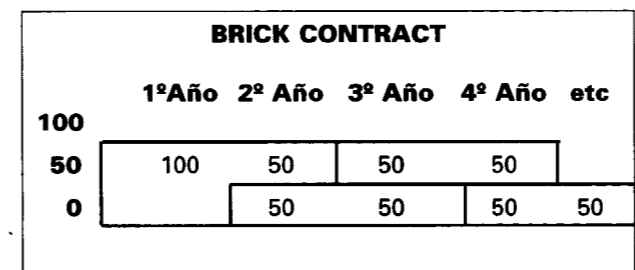
La mina pequeña tiene más dificultad en hacerlo, ya que dividir una producción anual de unas 30 000 t en tres contratos a largo plazo de 10 000 t/año cada uno, es menos práctico y efectivo que dividir una producción de 350 000 t/año en tres contratos de 100 000 t/año, dejando unas 50 000 t/año para el mercado *spot*.

Por otra parte, colocar toda su (pequeña) producción en un solo contrato a largo plazo con un solo comprador es arriesgado, ya que el efecto de compensación entre contratos se pierde y además negociar con un único cliente, sin alternativas prácticas, no es una negociación fácil.

Personalmente, creo que para una mina pequeña, la mejor solución contractual es dividir su producción en dos o tres partes y negociar por contratos anuales.

En este sentido, me parece también que una relación segura y duradera con un *trader* de primera línea puede añadir alguna seguridad.

Una variante de esta estrategia, a que puede recurrir la mina grande, son los llamados "*brick contracts*", lo que en castellano se convierte en la hermosa denominación de "contratos en ladrillo" (Figura 13).



O sea, que un contrato de 100 000 t/año con un determinado comprador, se subdivide, para efectos de negociación de TC/RC's, en dos contratos de 50 000 t/año, cuyos términos se negocian para dos años, en años alternativos.

Una vez obtenida alguna estabilidad con relación a los costos de transformación, queda la cuestión de la estabilidad del precio del metal. En este área, también las alternativas son distintas para las dos minas.

Para una mina grande, con cantidades significativas enviadas todos los meses del año y,

por lo tanto, con metal valuado todos los meses del año, la primera prioridad es obtener un precio medio anual de venta que no sea inferior al precio medio anual del metal en el LME.

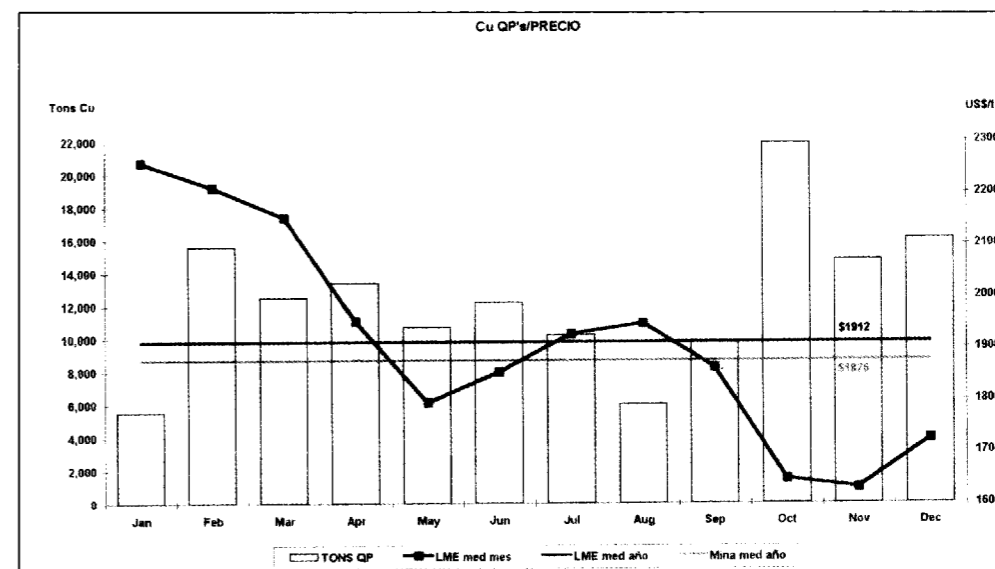
Una vez que el ritmo mensual de embarque es aleatorio y los períodos de cotización de cada uno de ellos son distintos, sólo por pura casualidad va el precio anual de venta a coincidir con el precio medio anual del LME. Si los meses de mucha cantidad de metal en período de cotización coinciden con precios medios mensuales bajos y viceversa, se pierde la media.

Una operación cuyo principio es sencillo, aunque su aplicación sea compleja, es vender en el LME en los meses cortos y comprar las mismas cantidades en los meses largos.

A eso se llama el *smoothing* de los QP's y con eso se consigue un único objetivo: obtener un precio medio anual de venta que coincida con el precio medio anual de la Bolsa de Metales.

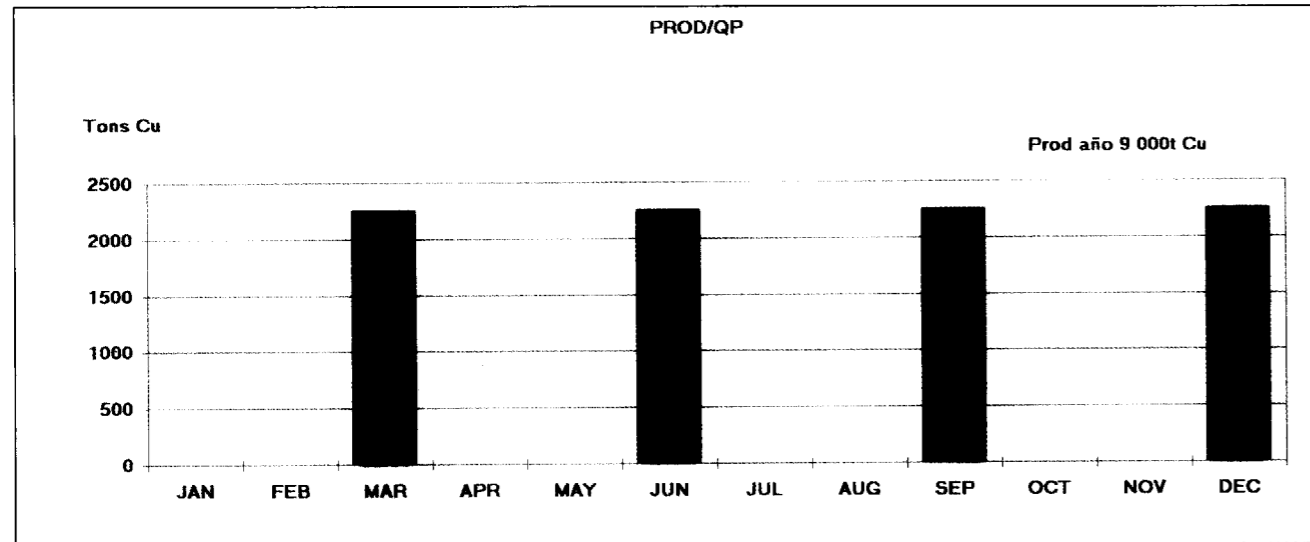
Es una operación que teóricamente no da ni beneficio ni pérdidas y cuyos costos son las comisiones (relativamente pequeñas) del *ring dealer* con quien se trabaje. Su único riesgo es que las *backwardations* puedan perjudicar el objetivo final y quedarse lejos de la media del LME (Figura 14).

Está claro que para una mina pequeña, cuyo perfil de períodos de cotización tenga muchos



meses en blanco, la operación, aún siendo posible, resulta poco práctica y menos efectiva (Figura 15).

opción no es más que un futuro con un seguro por detrás y, por lo tanto, con una prima de seguro a pagar.



Atención: si por casualidad, los precios altos coinciden con los meses largos y los precios bajos con los meses cortos, el financiero de turno va a empezar a protestar que todo el dinero que viene de las ventas físicas se va al LME.

Y, finalmente, entramos en la última defensa contra los precios malos: el mercado de los derivados, los futuros y las opciones.

Futuros y opciones: palabras enigmáticas que parecen esconder misterios y trucos, artificios, que parecen hechos a propósito para intrigar a los espíritus claros, lógicos y científicos que son los mineros. Por eso, claramente también, os digo: mejor, desde ahora, que los mineros puros, que se preocupan de desmontes, explosivos, recuperaciones, leyes del mineral y molinos de bolas, todo o blanco o negro, todo ciencia exacta, que no se entrometan, a menos que pretendan dejar de ser mineros.

Mejor que cada uno se ocupe de sus cosas: la mina a los mineros, la venta y la protección del precio a los gestores comerciales.

Futuros y opciones: la misma cosa. Los futuros no tienen costos y tienen riesgos. Las opciones son futuros con costos y menos riesgos. La

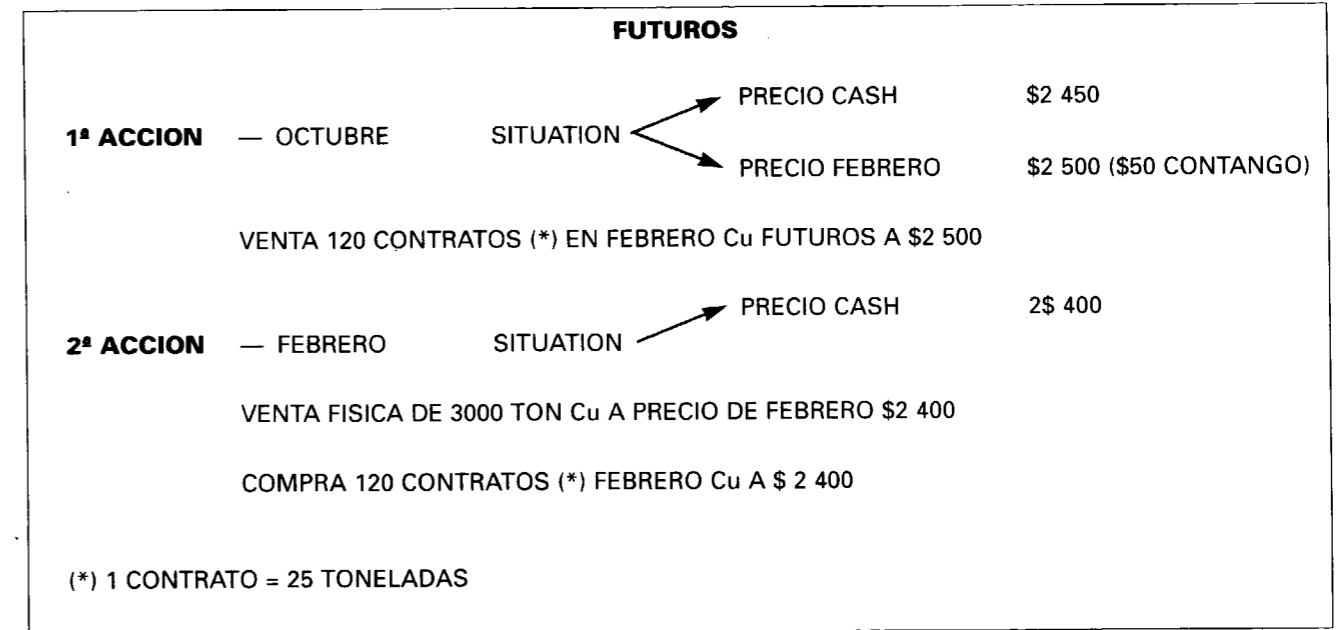
Cuántas veces un consejero de una compañía minera, y no digo de mina, sino de compañía, no habrá pensado: ¡qué bueno es el precio del cobre! Me gustaría vender toda mi producción, o parte de ella, a este precio.

Para eso sirve el futuro, para fijar el precio de venta en el LME. ¿Cómo funciona?. Supongamos que estamos en Octubre, que la mina tiene una venta con QP en Febrero para 3 000 t de metal y que el precio en Octubre para Febrero es de 2 500\$/t. Sencillamente, lo que hay que hacer es vender sus 3 000 t de metal en el LME, en Febrero, a 2 500\$ (Figura 16).

Enseguida, cuando llegue Febrero con el producto de la venta física de sus 3 000 t de metal a su cliente (metalurgia o trader), y que va a ser valorada al precio de Febrero, recompra en el LME sus 3 000 t de metal al precio de Febrero. Y su precio se queda fijado en 2 500\$/t.

Sencillo, ¿verdad?. Con esos precios de venta cubre sus costos y obtiene beneficios que quedan desde ese momento establecidos.

Todo bien, si el precio, al llegar Febrero, está por debajo de los 2 500\$. Todos se quedan contentos y todos se creen muy listos. Pero, ¿y si llegado ese mes, el precio es de 2 800\$?. Ahí vie-



nen las recriminaciones. ¿Por qué se fijó el precio por debajo de lo que se podría haber conseguido?

Todos se quedan infelices. El precio, que parecía tan bueno en Octubre, porque daba seguridad y beneficio, ya no es bueno. Pero ahora es tarde para volver atrás.

Con la opción, ¿qué pasa?. Que vamos a comprar en Octubre la posibilidad, pero no la obligación, de vender en Febrero, a 2 500\$. Si cuando Febrero llega, el precio está por debajo de 2 500\$, se activa la opción y se asegura el precio de venta de 2 500\$. Pero si el precio subió, supongamos que a los 2 800\$, se deja caer la opción y se aprovecha el precio más alto.

Con un pequeño detalle: mientras que el futuro no costaba nada, la opción tiene un precio. Para vender en los meses futuros a los precios que, en un principio nos parecen buenos, hay que pagar, ahora, ya en Octubre, una determinada prima. Esa prima se paga siempre, tanto si que se ejerce la opción como si no.

Así, el verdadero precio de venta es el precio en Febrero, por ejemplo 2 500\$ si se ejerce la opción, o 2 800\$ si no se ejerce, menos la prima. Y la prima puede ser importante, digamos de 200\$/t. O sea, que el precio final viene a ser en un caso 2 300\$ y en el otro 2 600\$. El riesgo de perder un precio más alto se cubre, pero con un "coste": el precio de la opción.

Para ir por este camino, todavía se necesita alguna estabilidad financiera y la cooperación de un dealer del LME:

- Estabilidad financiera para poder financiar las operaciones, ya que el dealer va a pedir unos depósitos previos (*initial call* y *margin call*), como seguridad.
- Y la cooperación del dealer para tener su experiencia y consejo en la definición de las operaciones.

Tendencias en Minería a cielo abierto

Por A. RUIZ CASTELL (*)

RESUMEN

Las explotaciones a cielo abierto de yacimientos marginales, con elevados volúmenes a mover y grandes profundidades, sólo son posibles con la introducción de equipos de gran capacidad que exigen el empleo de una alta tecnología en la selección de los materiales constructivos, así como en su diseño. Igualmente es necesario la incorporación a los equipos mineros de los últimos avances informáticos y de comunicación, que permiten un control eficiente de la operación y una disminución de los tiempos de paradas por mantenimiento y averías, consiguiendo una importante reducción en los costes de extracción.

Palabras clave: Investigación en curso, Explotación mina, Cielo abierto, Sondeo mecánico, Explosivo, Carga, Transporte.

ABSTRACT

The mining in open pits of marginal mineralizations with volumes and great depths is only possible with the introduction of high capacity equipment which requires the use of high technology in the selection of the construction materials as well as of its design. Equally important is the incorporation of the latest advances in data processing which allows an efficient control of the operation and diminishes the time of stops for maintenance and break downs. In this way an important reduction of the extraction costs will be achieved.

Key words: Current research, Mining, Open-pit mining, Drilling, Explosives, Loading, Transport.

1. INTRODUCCION

Al ser cada vez más escasas las reservas de yacimientos ricos, es necesario la explotación de yacimientos marginales, con elevados volúmenes a mover y grandes profundidades. Al mismo tiempo la necesidad de cuidar el deteriorado medio ambiente, exige el empleo de una alta tecnología, basada fundamentalmente en los avances informáticos y en la aplicación de la tecnología de posicionamiento por satélite (GPS) que permiten un control muy eficiente de las operaciones, una disminución de los tiempos de paradas por averías y mantenimiento, un mejor uso de los explosivos y un control y restauración dinámica de las zonas afectadas.

Con las últimas tendencias aplicadas a la minería a cielo abierto se está consiguiendo importantes reducciones en los costes de extracción.

Por otra parte la introducción de las técnicas láser en los aparatos topográficos, así como la utilización de inclinómetros y extensómetros para el control de taludes permite la tendencia a trabajar con taludes más inclinados y cortas más profundas al disponer de unos controles en tiempo real que mejoran sensiblemente la seguridad.

2. DESCRIPCIÓN DE NUEVAS TENDENCIAS

A continuación vamos a describir algunas de las principales innovaciones tecnológicas introducidas en las distintas actividades operativas en la minería a cielo abierto :

2.1 Perforación

Las nuevas generaciones de perforadoras eléctricas rotativas de grandes diámetros permiten ir a esquemas de perforación amplios y variables en función de las características del terreno. Esta

(*) BOLIDEN-APIRSA.

nueva generación de perforadoras son máquinas diseñadas para trabajar automáticamente, por lo que su rendimiento no depende en un alto porcentaje de la habilidad del operador.

Las máquinas van dotadas de un innovador sistema de control programado de la perforación. Consiste en un sofisticado sistema de aplicación informática, donde se introducen los datos referentes a las características del terreno y, automáticamente, actúa variando los parámetros básicos de la perforación tales como: empuje, rotación, aire de barrido e inyección de agua, lo que permite disminuir las averías, alargar la vida de los triconos y barras y obtener unos rendimientos de perforación muy elevados.

Las perforadoras incorporan microprocesadores y aparatos de programación lógica para saber en todo momento el estado del equipo y controlar la mayoría de las averías. Estos aparatos monitorizan los motores, sistemas hidráulicos, compresores y sistemas de lubricación para avisar inmediatamente de las posibles desviaciones de funcionamiento de los sistemas y prevenir las averías antes de que éstas ocurran. De esta forma se consigue disminuir las horas de mantenimiento y reparación, con lo que se obtiene una alta disponibilidad y unos bajos costes de mantenimiento.

Otro factor importante que incorporan las nuevas perforadoras, es la utilización de amplias cabinas de trabajo, separadas de la sala de máquinas, totalmente presurizadas e insonorizadas, con lo que el nivel de ruidos que soporta el operador está por debajo de los 75 decibelios.

Las máquinas incorporan unos cabrestantes automáticos para el manejo de los triconos que son accionados por el operador desde el interior de la cabina. Al mismo tiempo unos sensores indican el estado del tricono y su recomendación de cambio.

El empleo de las nuevas perforadoras ha permitido en poco tiempo duplicar los rendimientos habituales de perforación. Al mismo tiempo, al haber un mejor aprovechamiento de las energías de corte, el consumo energético por tonelada ha disminuido sensiblemente. Las disponibilidades han aumentado considerablemente y los costes de perforación se han reducido un 50%.

2.2 Explosivos

Las exigencias cada vez mayores de un estricto control de las vibraciones, tanto desde el punto de vista medioambiental, como por los daños que producen en los taludes de la propia explotación, ha llevado a desarrollar nuevos explosivos que sustituyan a los convencionales, así como a desarrollar numerosos programas de simulación de voladuras por ordenador que permitan actuar sobre los distintos parámetros que intervienen en el diseño de una voladura, para, en cada caso, obtener la mejor eficiencia y minimizar los efectos de las vibraciones.

Fruto de esta necesidad se están desarrollando emulsiones explosivas bombeables, que pueden ser utilizadas incluso en barrenos con agua, soportan perfectamente grandes oscilaciones de temperaturas, son muy seguras en su manejo y permiten una alta mecanización de la carga en los barrenos, pudiendo permanecer las voladuras varios días cargadas sin riesgo a que se deteriore el explosivo. Por otra parte, el uso de tubos noñel de propagación de alta resistencia a las condiciones climáticas más adversas, así como el desarrollo de nuevos tipos de conectores, permiten secuenciar las voladuras a nuestra entera voluntad de una forma fácil y rápida.

Todos los factores anteriormente indicados están permitiendo ir a grandes voladuras, que producen escaso nivel de vibraciones y ondas sonoras y que proporciona una buena fragmentación, consiguiendo un considerable aumento de la eficiencia de la operación y por consiguiente una reducción en los costes totales de extracción.

2.3 Carga

La tendencia en las grandes minas donde hay que mover anualmente importantes tonelajes, es ir a equipos de carga que permitan grandes producciones con pocos frentes de trabajo.

A partir del año 90, ha aparecido en el mercado una nueva generación de excavadoras de cables de grandes dimensiones. El duro trabajo a que son sometidas estas máquinas ha exigido el empleo de materiales de alta calidad, así como el empleo de sofisticados sistemas computarizados de diseño y el desarrollo de alta tecnología en su construcción.

Son excavadoras que permiten utilizar cazos de más de 40 m³, pudiendo cargar camiones de más de 200 t en dos o tres pases con lo que se reduce los tiempos de carga con el consiguiente abaratamiento de los costes. Estas máquinas tienen un elevado peso en operación y una gran altura, lo que le permite cargar y sanear bancos de hasta 20 m de altura. A pesar de sus elevados pesos, la presión sobre el suelo suele ser bastante menor que la de la generación de excavadoras anteriores, gracias a los diseños de sus trenes de orugas.

Van dotadas de una cabina para el operador situada a gran altura e independiente de la sala de motores. Se construyen con materiales que permiten una gran visibilidad y aislamiento, reduciéndose el nivel de ruidos por debajo de 75 decibelios. En el interior de la cabina llevan instalado un controlador programable lógico que permite detectar posibles averías. Además lleva un sistema de microprocesadores que ajusta la potencia límite de elevación y empuje, siendo programables desde la cabina del operador y en función de las características del material volado.

Los resultados que se están obteniendo con estas excavadoras son ciertamente espectaculares, obteniéndose ciclos promedios de carga inferiores a 25 segundos y producciones superiores a las 5.000 t/hora. El consumo energético por tonelada se ha disminuido espectacularmente, así como los tiempos de parada para reparaciones y mantenimiento, por lo que los costes de carga se han reducido sensiblemente.

A pesar de la espectacularidad de estas grandes excavadoras de cable, quizás la tendencia más clara en la operación de carga viene marcada por el fuerte incremento de la utilización de excavadoras hidráulicas de gran capacidad. Estas excavadoras se han estado utilizando anteriormente en la carga de materiales blandos y con cazos con una capacidad inferior a los 10 m³. A partir del final de la década de los 80, las grandes mejoras técnicas de los sistemas hidráulicos ha permitido ir a máquinas de gran capacidad, superior a los 20 m³ y a la posibilidad de utilizarlas en la carga de materiales duros.

La gran ventaja que presentan estas excavadoras hidráulicas frente a las de cable es su gran movilidad y la no servidumbre de grandes tendidos de cables eléctricos. La tendencia a la utiliza-

ción de este tipo de excavadora sigue en aumento, hasta el punto que fabricantes especialistas en máquinas de cable, han empezado a diseñar y fabricar excavadoras hidráulicas para uso en minería a cielo abierto.

2.4 Transporte

En las grandes explotaciones a cielo abierto, con importantes volúmenes a mover y grandes profundidades, el capítulo transporte suele representar un 50% del coste total de operación, de ahí la importancia de elegir una flota de camiones adecuados para los grandes equipos de carga y dotados de sistemas automáticos de control que permitan optimizar los siguientes factores:

- Minimización de los tiempos de espera
- Maximización de los equipos de carga
- Optimización del ciclo de trabajo
- Localización rutinaria de los camiones en la mina
- Optimización de la disponibilidad de los camiones

La tendencia a partir de los años sesenta fue aumentar el tamaño de los camiones, pasando de las 50 t de capacidad a los camiones de 220 t de capacidad. Al mismo tiempo las transmisiones mecánicas que al principio se utilizaban sólo hasta los camiones de 75 t, hoy compiten perfectamente con las transmisiones eléctricas en camiones de 220 t de capacidad.

Por otra parte es de destacar dentro de las explotaciones mineras la creciente aplicación del GPS para el control y gestión de los vehículos de transporte, que ha generalizado la realización y desarrollo de proyectos, cuyo objetivo principal ha sido evitar los tiempos improductivos producidos por desajustes entre los ciclos de carga y transporte de las minas.

Estos proyectos están basados en la aplicación de la tecnología de posicionamiento por satélite (GPS), que permite el control y seguimiento de los camiones en una mina a cielo abierto, mediante el conocimiento de los parámetros (posición, velocidad, dirección, sentido del movimiento y carga del mismo) en tiempo real. Estos datos se incorporan, junto con los de posición y estado de trabajo de los equipos de carga, a un ordenador que deberá procesar la información para realizar las tareas de distribución y optimi-

zación de los elementos de producción. Estos sistemas permiten realizar cuantas simulaciones de ciclos productivos se consideren necesarias, consiguiendo una disminución en los costes de transporte.

3. CONCLUSIONES

Creemos que la tendencia en la minería a cielo abierto es la utilización de equipos de gran capacidad, dotados de los más sofisticados avances que incorporen controles electrónicos integrados, microprocesadores, ordenadores de a bordo, equi-

pos radio-enlace y receptores G.P.S. Con la incorporación de esta alta tecnología se podrá tener un control exhaustivo de la explotación, permitiendo abaratar costes, haciendo rentable minas a cielo abierto de mayor profundidad.

Al mismo tiempo, a la vez que se estudien nuevos proyectos de explotación a cielo abierto, hay que acompañarlos de proyectos de restauración muy sugestivos que se adapten a las circunstancias socioeconómicas del área y que contemplen la posibilidad de usos de gran demanda, tales como campos de golf, carriles de bicicletas, circuitos de cross...

Recuperação de pilares de soleira em neves corvo (Técnicas de Exploração)

Por D. CAUPERS y A. SALVADOR (*)

RESUMEN

La mina de Neves-Corvo, situada en la Faja Pirítica Ibérica, se encuentra en producción desde finales de 1988, la producción anual prevista, para 1995, era de 1 700 000 t de mineral cuprífero, con el 8,22% de Cu, y 100 000 t de mineral estannífero, con el 5,35% de Sn.

Debido a la geometría de los yacimientos, a los elevados contenidos, así como a la necesidad de separar los diferentes tipos de menas, se eligió como método de exploración en "Drift and Fill", que permite unas altas tasas de recuperación y una elevada selectividad.

Una vez seleccionado el método, se inició la extracción en dos niveles de los yacimientos de Corvo y Graça, de modo que se cumpliera el plan de producción, dando origen a tres pilares corona ("pilares soleira").

En Neves-Corvo estos pilares fueron definidos como los 20m de mineral que se encuentran en la vertical del enriquecimiento superior, conteniendo, en su origen, un total 2270000 t de mineral con el 11,7% de Cu.

En esta publicación, se pretende describir la estrategia de arranque adoptada con vistas a asegurar la maximización en la recuperación de estas reservas, incluyendo aspectos relacionados con las secuencias de arranque, monitorización, modelización y apremios logísticos.

Palabras clave: Explotación mina, Mina, Yacimiento polimetálico, Movimiento tierras, Relleno hidráulico, Instrumentación, Portugal, Mina Neves Corvo.

RESUMO

A Mina de Neves Corvo, situada na faixa Piritosa Ibérica, encontra-se em produção desde finais de 1988, estando planeado para 1995 uma produção anual de 1 700 000 toneladas de minérios cupríferos com 8.22% Cu e 100 000 toneladas de minérios estanníferos com 5.35% Sn.

Devido à geometria dos jazigos, a os teores elevados, bem como à necessidade de separar os diversos tipos de minério, foi escolhido o método de desmonte "Drift and Fill" permitindo assim altas taxas de recuperação e elevada selectividade.

Uma vez o método de desmonte escolhido, a produção iniciou-se em dois níveis nos jazigos de Corvo e Graça, de modo a satisfazer a produção planeada, dando origem a três pilares de soleira.

Em Neves Corvo, estes pilares foram definidos como sendo os 20 metros de minério que se encontram na vertical do enchimento superior, contendo na sua origem um total de 2 270 000 toneladas de minério com 11.7% Cu.

Este artigo pretende descrever a estratégia de desmonte adoptada de modo a assegurar a maximização da recuperação desta reserva, incluindo aspectos relacionados com sequências de desmonte, monitorização, modelização e constrangimentos logísticos.

Key words: Mining, Mines, Polymetallic ores, Earthworks, Hydraulic filling, Instrumentation, Portugal, Neves Corvo Mine.

1.—INTRODUÇÃO

A mina de Neves Corvo (N.C.) fica situada no sul de Portugal na faixa Piritosa Ibérica, perto das vilas de Castro Verde e de Almodôvar estando a ser explorada pela SOMINCOR SA.

A mina neste momento está a operar em 3 jazigos diferentes: Corvo, Graça e Neves Norte, estando prevista a entrada de Graça Sudeste para meados de 1995 e de Neves Sul para 1997.

Neves Corvo iniciou a produção em 1989 com um ritmo de produção de 1 000 000 de toneladas, tendo esta vindo a crescer ao longo dos anos,

(*) SOMINCOR SA, Sociedade Mineira Neves Corvo, SA

estando planeada para 1995 uma extracção de 1 800 000 toneladas. Em 1999 pretende-se atingir um ritmo de extracção anual de 2 000 000 de toneladas.

A tonelagem prevista para 1995 divide-se por 4 tipos de minérios diferentes, dado terem que ser submetidos a diferentes tipos de tratamento mineralúrgico :

- Minério MC - 1 300 000 ton/ano a serem tratadas na Lavaria do Cobre produzindo concentrado de cobre standard.
- Minério MH - 100 000 ton/ano a serem tratadas por campanhas na Lavaria do Cobre produzindo concentrados sujos devido ao seu alto teor em elementos penalizantes.
- Minério MS - 300 000 ton/ano a serem tratadas na Lavaria do Estanho produzindo concentrados de cobre standard e concentrados de estanho.
- Minério RT - 100 000 ton/ano a serem tratadas na Lavaria do Estanho produzindo concentrados de estanho.

Dado os diversos tipos de minério, o alto valor deste e a inclinação dos jazigos optou-se pelo método de "Drift and Fill" uma vez que é extremamente selectivo, permitindo maximizar a recuperação dos jazigos. Já em 1995 numa zona do jazigo de Neves Norte onde só existe o tipo de minério MC optou-se por um método de desmonte mais produtivo denominado "Bench and Fill".

Devido ao ritmo de produção inicialmente proposto a produção iniciou-se tanto no Jazigo de Corvo como no Jazigo de Graça em dois níveis diferentes :

- Graça Nível 776 - Base do Jazigo da Graça.
- Graça Nível 844 - Nível intermédio do Jazigo de Graça.
- Corvo Nível 700 - Correspondente ao nível mais inferior da mina quando do arranque desta. As reservas abaixo deste nível estavam categorizadas como Inferidas.
- Corvo Nível 812 - Nível intermédio entre o topo do Jazigo de Corvo e o nível 700.

Para testar o método de desmonte "Drift & Fill" foi realizado em 1988 um desmonte experimental no nível 782. Este desmonte foi inteiramente

monitorizado e permitiu confirmar a aplicabilidade do método de desmonte ao caso de Neves Corvo.

Deste modo foram criados 4 Pilares de Soleira (v. Fig.1):

- Pilar de Soleira de Graça - Formado pelo minério por baixo do enchimento do nível 844.
- Pilar de Soleira de Corvo I - Formado pelo minério por baixo do enchimento do nível 812.
- Pilar de Soleira de Corvo II - Formado pelo minério por baixo do enchimento do Desmorte Experimental.
- Pilar de Soleira de Corvo III - Formado pelo minério por baixo do enchimento do nível 700.

Assim, desde 1991 que a Somincor empreende estudos de modo a maximizar a recuperação da reserva contida nestes pilares.

2.—ESTUDOS E ALTERNATIVAS DE MÉTODO DE DESMONTE.

Desde 1991 que a Somincor tem levado a cabo um conjunto de modelizações (v. Fig. 2), que permitiram a verificação das tensões instaladas no pilar de soleira. Este facto levou à constatação de que quando se reduzisse o pilar a menos de 20 metros as tensões levariam a uma alteração significativa das condições de terreno.

Esta condições seriam mais agravadas na zona onde o enchimento superior se sobrepusesse com o nível de exploração inferior. Este facto levou a que fosse definido como Pilar de Soleira os 20 metros de minério que se encontram na vertical do enchimento superior (v. Fig.3) , isto para o nível de tensões e resistência do maciço rochoso de Neves Corvo.

Assim, foi possível definir e quantificar a reserva Geológica que se encontrava na situação de Pilar de Soleira (v. tabela 1).

Como se depreende o valor do metal existente nos Pilares de Soleira justificava um estudo bastante elaborado de modo a maximizar a extracção desta reserva.

O conjunto de estudos empreendidos, culminou em Setembro de 1991 com um encontro entre

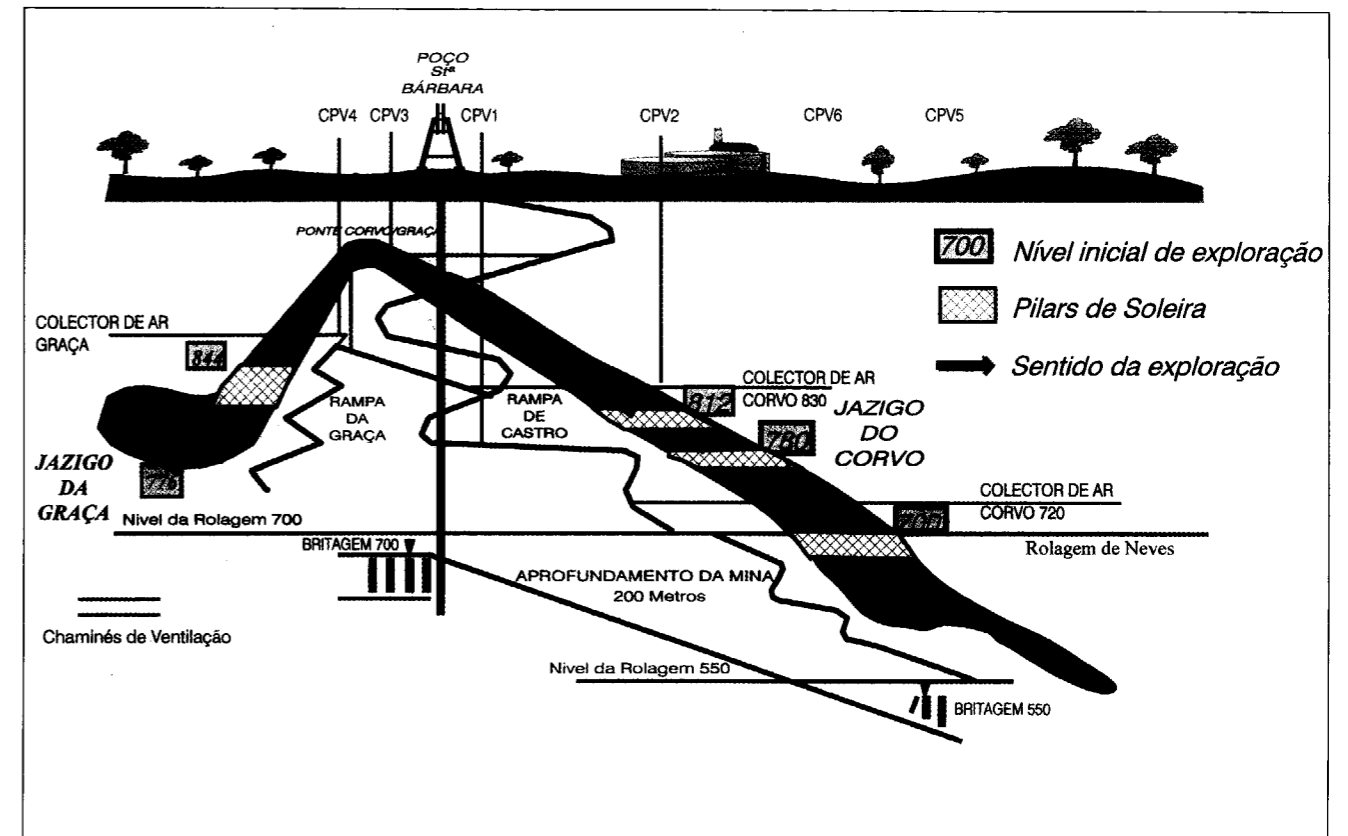


Fig. 1. Corte estilizado dos Jazigos Graça e Corvo e dos Pilares de Soleira.

técnicos da Somincor e da Boliden, tendo como objectivo a análise e o estudo das alternativas de desmonte para esta reserva.

Da análise da situação revelaram-se as características a seguir enunciadas:

- Elevado teor do minério existente nos pilares.
- Jazigos pouco inclinados ($\pm 20^\circ$).
- Espessuras horizontais dos Jazigos bastante elevadas, podendo atingir os 70 metros.
- O enchimento dos pisos iniciais tinha sido realizado com 12% de cimento, 15% de estêreis de Lavaria e 73% de areia eólica, colocando-se em dúvida a qualidade deste.
- Grau de impregnação de água no enchimento desconhecido.
- Necessidade de ritmos de produção relativamente elevados.

Pilar	Zona	Toneladas	% Cu	Metal
Graça 844/824		571273	12.15	69410
Corvo 782/762	Norte	301358	9.41	28358
	Sul	371515	11.15	41424
	Total	672873	10.37	69782
Corvo 812/792		799958	12.04	96315
Corvo 700/680		234235	13.32	31200
TOTAL		2278339	11.71	266707

Tabela 1. Reserva Geológica contida nos Pilares de Soleira

De acordo com as especificações enunciadas foram estudadas a aplicabilidade de quatro métodos de desmonte:

- "Drift and Fill" adaptado para desmontes transversais.
- "The Rake", acesso longitudinal no minério

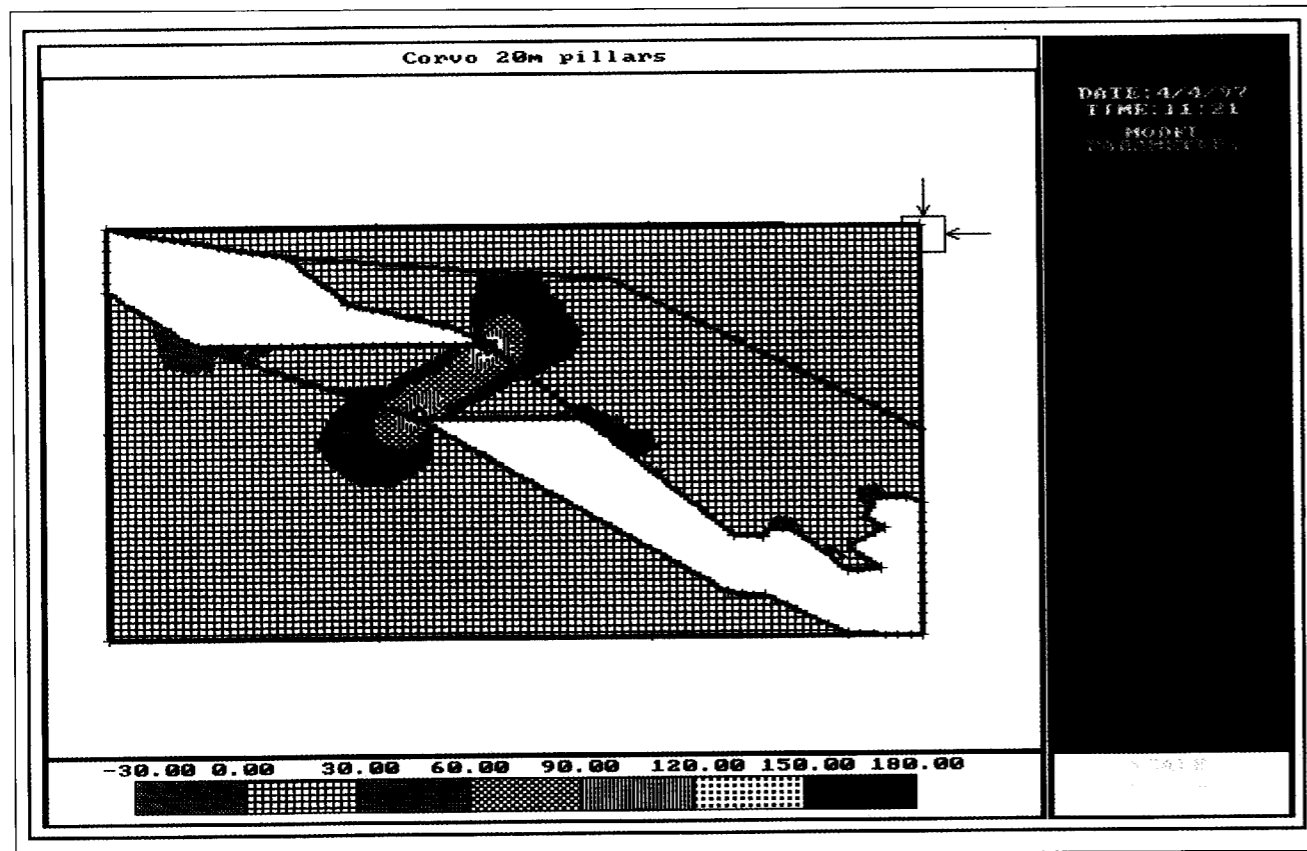


Fig. 2. Tensão principal (Sigma 1) num pilar com 20m.

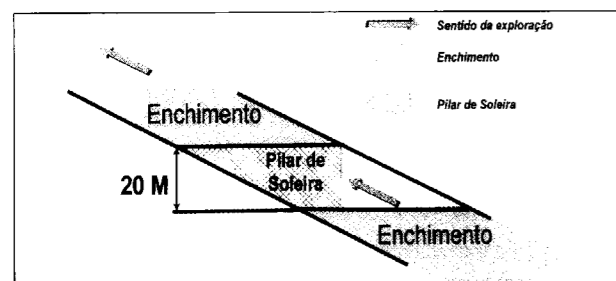


Fig. 3 - Definição de Pilar de Soleira em N.C.

seguido por desmontes transversais com desmontes primários e secundários.

- "Cut and Fill" com desmontes primários e secundários.
- "Bench and Fill".

Em todas as alternativas colocava-se a hipótese de realizar primeiro um nível de "Undercut and

Fill" logo abaixo do enchimento do nível superior, de modo a colocar um enchimento com um mínimo de 20% de cimento.

A realização de um nível de "Undercut and Fill" de modo a criar um enchimento resistente poderia ser tomada em consideração, caso investigações posteriores revelassem que o enchimento original não oferecia a qualidade/segurança pretendida.

Devido à fraca resistência dos xistos negros do contacto muro era esperado que o minério esmagasse os mesmos à medida que aumentasse o nível de tensões. Em consequência, todas as alternativas consideradas implicavam um método de desmonte transversal de modo a expôr o muro numa extensão o mais curta possível.

Analisando separadamente cada uma das hipóteses de método de desmonte temos :

2.1 Drift and Fill

Este primeiro método estudado é em tudo semelhante ao usado em Neves Corvo, estando bastante adequado a sucessivos aumentos de níveis de tensões. Assim, aconselhava-se que a orientação dos desmontes fosse transversal, com um vão fixo e uma sequência de desmonte bastante rígida.

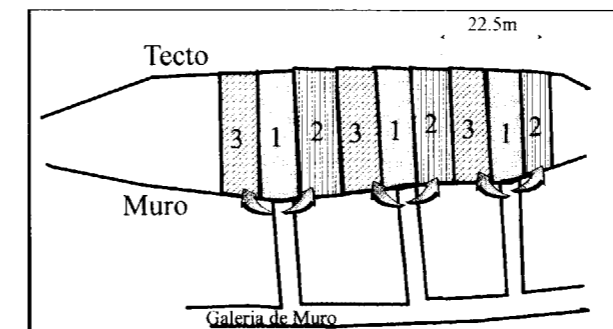


Fig. 4 - Método de Desmonte Drift and Fill Transversal - Planta

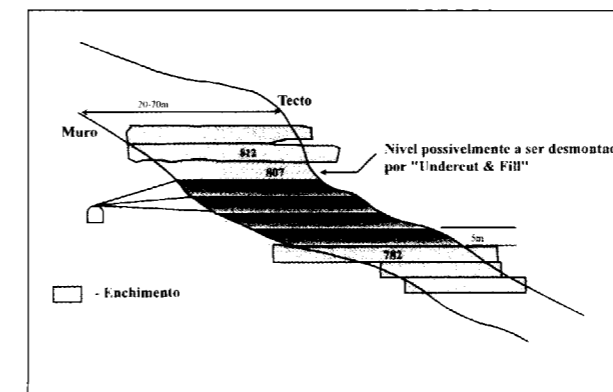


Fig. 5 - Método de Desmonte Drift and Fill - Secção Transversal

Nas figuras 4 e 5 podemos observar o método de desmonte proposto.

A sequência pensada era a seguinte :

- Realizar uma galeria de nível a muro paralela ao contacto e igual à efectuada para desmontes normais.
- Realizar um acesso ao minério cada 22.5 metros. (No método "Drift & Fill" o espaçamento é de $\pm 50m$.)

- Desmontar os desmontes primários (tipo 1).
- Encher estes desmontes com enchimento cimentado.
- Desmontar e encher os desmontes secundários (tipo 2).
- Desmontar os desmontes terciários (tipo 3), podendo estes ser cheios com enchimento não cimentado.
- Realçar o acesso e voltar a realizar os passos i até vi. Aqui, como nos desmontes normais, o acesso é realçado 3 vezes para cada galeria de muro.

Este método tem como vantagem principal manter os vãos pequenos e intersectar o contacto muro perpendicularmente. A maior desvantagem caracteriza-se na necessidade de duas vezes mais desenvolvimento em escombros que o habitual.

2.2 "The Rake"

Método em que se utiliza o Cut and Fill transversal, mas desmontando inicialmente desmontes primários com enchimento cimentado, seguindo-se os desmontes secundários com enchimento não cimentado.

Logo, cada desmonte primário seria desmontado até se atingir o enchimento superior, seguindo-se os desmontes secundários.

O acesso a estes desmontes seria realizado por um acesso longitudinal dentro do minério, podendo-se observar o método de desmonte idealizado nas figuras 6 e 7.

Forma e sequência do desmonte:

- Realizar um acesso a muro paralelo a este.
- Realizar um acesso cada 50m até se atingir o minério.
- Realizar um acesso longitudinal dentro do minério, 25m para cada lado do acesso.
- Realizar desmontes transversais com 7.5m de largura e 5m de altura, enchendo-os de seguida (desmontes 1).
- Realçar o acesso e voltar a realizar os passos ii a iv, até se atingir o enchimento superior.
- Realizar novos acessos ao minério paralelos aos primeiros a cerca de 10 metros de distância destes.
- Atravessar o enchimento e desmontar o minério dos secundários (2) com enchimento não cimentado.
- Realçar estes acessos e repetir o processo até se chegar ao enchimento superior.

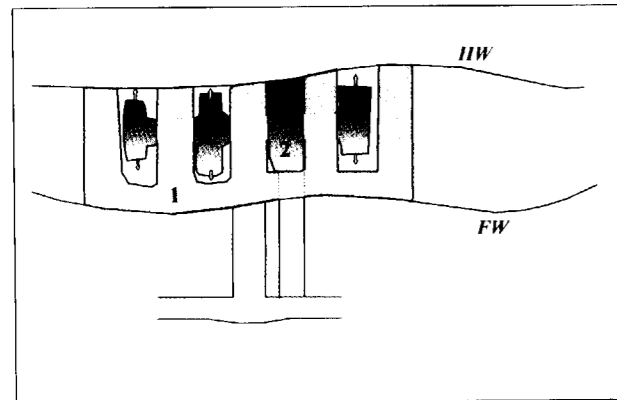


Fig. 6 - Método de Desmonte "The Rake" - Planta

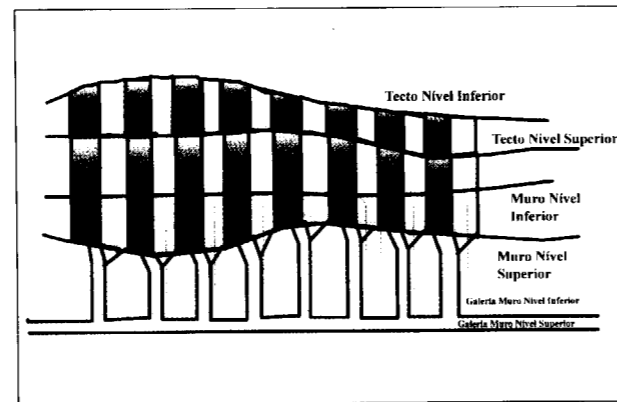


Fig. 8 - Método de Desmonte Cut and Fill Transversal - Planta

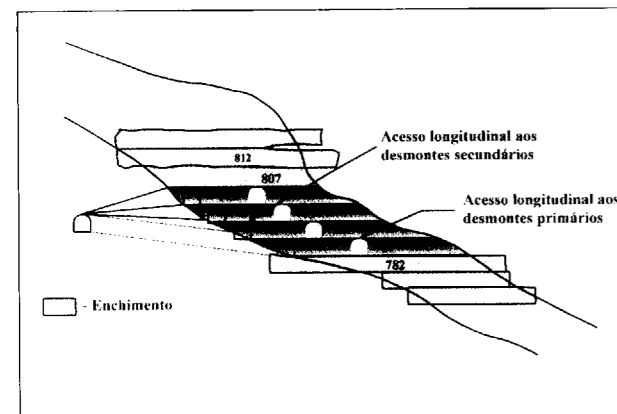


Fig. 7 - Método de Desmonte "The Rake", Seção Transversal.

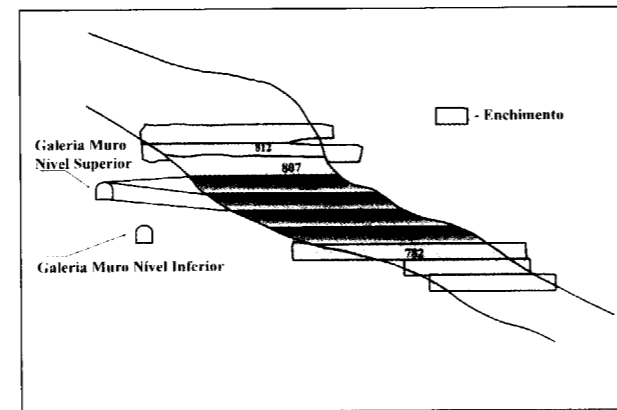


Fig. 9 - Método de Desmonte Cut and Fill Transversal, Seção Transversal

A principal vantagem deste método é o impedimento de relaxamento do terreno com a interrupção do vão pelos pilares secundários. Em comparação com o método "Bench", este limita a altura das paredes de enchimento expostas durante a recuperação dos desmontes secundários. Contudo, a extração dos desmontes secundários tornar-se-ia bastante difícil derivada da falta de confinamento (tensões).

2.3 Cut and Fill Transversal

Método similar ao "Rake" onde se explora todo o pilar com desmontes primários seguido dos secundários. No entanto ao contrário do método anterior as tensões transversais não são cortadas pelo acesso longitudinal existente no método "Rake".

Nas figuras 8 e 9 podemos observar o método de desmonte descrito, sendo a sequência pensada a seguinte :

- i. Realizar duas galerias a muro paralelas a este.
- ii. Realizar um acesso ao minério cada 15 metros a partir da galeria a muro inferior.
- iii. Retirar os desmontes primários e encher com enchimento cimentado.
- iv. Realçar o acesso, desmontar e encher os desmontes primários.
- v. Realizar novos acessos da galeria a muro superior.
- vi. Continuar a retirar e encher os desmontes primários.
- vii. Escavar o escombros colocado para realce nos acessos inferiores.
- viii. Explorar os desmontes tipo 2 utilizando enchimento não cimentado.
- ix. Refazer a rampa em escombros e continuar a retirar e encher os desmontes secundários.
- x. Escavar o escombros dos acessos superiores.
- xi. Repetir os passos vii, viii, ix nos desmontes secundários.

Entre todos os métodos este apresenta a vantagem de necessitar a maior quantidade de desenvolvimento em escombros.

2.4 Bench and Fill

Neste método toda a altura do pilar é explorada por abatimento com desmontes primários e secundários, evitando assim que os desmontes passem por um gradual acréscimo de tensões. Nas figuras 10 e 11 podemos observar a descrição deste método de desmonte.

A sequência necessária para a realização deste método é a seguinte :

- i. Realizar a muro ou a tecto duas galerias de nível paralelas ao contacto, uma superior e outra inferior.
- ii. Realizar acessos ao minério em cada 30 metros, tanto da galeria superior como da inferior.
- iii. Explorar os desmontes tipo 1 dos níveis superiores e inferiores.
- iv. Executar furação do nível superior ou inferior, abatendo o restante pilar por disparos sucessivos, executando a remoção por controle remoto.
- v. Realizar no final de cada desmonte enchimento cimentado.
- vi. Repetir os passos de iii a v para os desmontes tipo 2.
- vii. Repetir os passos iii a v para os desmontes tipo 3, podendo estes ser cheios com enchimento não cimentado.
- viii. Repetir os passos iii e iv para os desmontes tipo 4, podendo estes ser cheios com enchimento não cimentado.

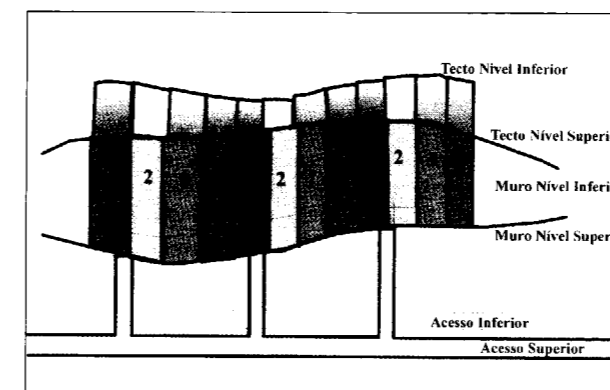


Fig. 10 - Método de Desmonte Bench and Fill - Planta

Este método tinha como vantagem o custo mais baixo de produção, tendo porém como grande desvantagem o facto de impossibilitar a separação dos tipos de minério (perda do estanho e possibilidade de produzir concentrados fora das especificações). Também não explora os últimos ± 4 metros de minério, dado que não é possível fazer desmontes desta dimensão com tectos de enchimento; tem também como efeito a perda da cunha de muro dado a inclinação do jazigo não permitir o escorregamento do material por gravidade.

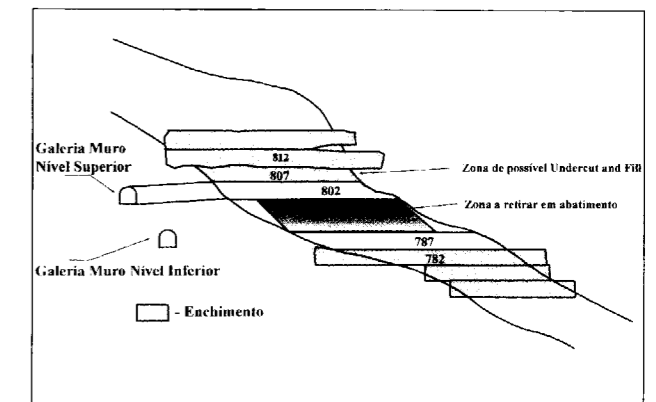


Fig. 11 - Método de Desmonte Bench and Fill, Seção Transversal

Por fim, as tensões principais (transversais) induziriam pressões extremamente altas nos terceiros e/ou quartos desmontes. Por estas razões foi eliminada a viabilidade de execução deste método.

2.5 Análise da opção de "Undercut and Fill"

Dado existirem um conjunto de dúvidas sobre a qualidade do enchimento dos níveis iniciais, colocou-se a possibilidade de executar um nível imediatamente inferior ao enchimento de modo a colocar um enchimento de elevada resistência. Assim, conseguiram-se aumentar as hipóteses de extração total desta reserva (v. Fig. 12).

Para tal foi executado um projecto para este nível em cada um dos pilares avaliando-se qual seria a produção de minério daí resultante. De igual modo procedeu-se a uma avaliação dos custos operacionais deste método, que eram bastante elevados.

De seguida analisou-se o "Net Present Value" (NPV) da mina em duas vertentes: a execução de

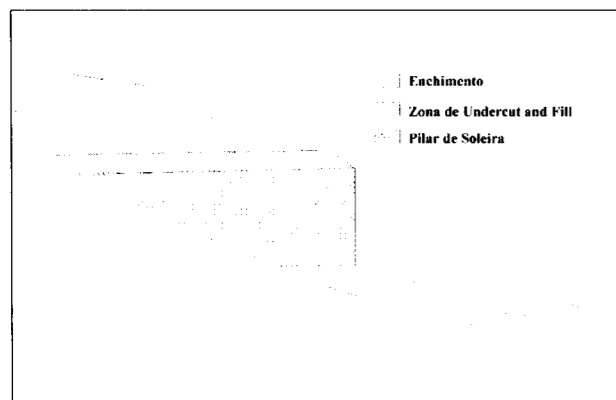


Fig. 12 - Zona proposta para Undercut and Fill

um nível de "Undercut and Fill" e o abandono dos últimos 4 metros de minério extraídos por este método. Do confronto dos dados apurados, a conclusão deste estudo mostrou que o NPV da Mina de Neves Corvo permaneceria inalterado dados os elevados custos deste método.

Ao adoptarmos a execução de um nível de "Undercut & Fill" o resultado levaria na prática à realização de dois níveis tendo por tecto enchimento, com a agravante dos circunstancialismos inerentes à falta de conhecimentos precisos sobre a qualidade deste.

Dado o elevado risco envolvido na execução deste método, aliado ao facto de não existir nenhuma compensação económica optou-se por pôr de parte a ideia de executar um nível de "Undercut and Fill".

Assim, após estudos onde foram analisados os três métodos de "Cut and Fill", decidiu-se manter o actual método de "Drift and Fill", com determinadas modificações.

3.—MÉTODO "DRIFT & FILL"- ADAPTAÇÃO FINAL

As alterações implantadas no método final visam dar resposta aos eventuais modos de ruptura do pilar. Estas abarcam desde o sustimento, passando pela geometria, até à orientação e seqüências de desmonte.

À medida que a espessura do pilar de soleira diminui e as escavações começam a interagir, alterando significativamente o regime de tensões, a ruptura iniciar-se-á ou como resultado de

se exceder a resistência em compressão do minério ou por ruptura do "alicerce" do pilar, i.e., o esmagamento ou deslizar do minério nos xistos negros relativamente fracos.

Após ruptura do pilar, a carga previamente sus-tida pelo mesmo será redistribuída para as extremidades do jazigo. As tensões horizontais que inicialmente ajudavam a confinar o tecto serão extremamente reduzidas ou mesmo eliminadas, diminuindo assim a estabilidade. Em resultado da ruptura o pilar apresentar-se-á mais fracturado, aumentando substancialmente a sua vulnerabilidade a potenciais desabamentos.

A resistência do pilar de soleira relaciona-se com o rácio entre a espessura/altura, a resistência uniaxial (RCU) da rocha intacta que compõe o pilar e a classificação do maciço rochoso ("rock mass rating"). Hoek e Brown (1981, pp205, Fig. 105) relacionaram estes parâmetros num gráfico. A relação foi desenvolvida para pilares horizontais, no entanto, serve-nos como ponto de partida.

Confrontados com a realidade geométrica do nosso jazigo, a altura do pilar foi considerada como sendo a distância entre as duas escavações, isto é, a altura vertical restante. A largura foi considerada como a distância transversal de sobreposição. No caso de um pilar com inclinação de 30° e uma largura horizontal de minério de 40m obtêm-se os seguintes rácios:

- i. 3 níveis restantes (15m) - 1
- ii. 2 níveis restantes (10m) - 0.43

Para pilares com uma qualidade de maciço rochoso boa (RMR=60+), seria de esperar uma resistência do pilar de 0.3 e 0.1 vezes a resistência da rocha intacta, respectivamente.

A RCU do minério cuprífero é aproximadamente 200MPa, levando a que a resistência de um pilar com 15m de espessura seja ±60MPa, enquanto que a de um pilar com 10m é pouco menos de ±20MPa. De acordo com os níveis de tensões pré-exploração na ordem de 15MPa é de esperar que o pilar entre em ruptura antes de chegar a uma espessura de 10m. No entanto, com 15m de espessura o seu estado apresenta-se ainda suficientemente intacto de forma a permitir a colocação de cabos de sustimento.

Na hipótese de ruptura do "alicerce" esperase que as condições do terreno, junto do contacto

muro, estejam bastante degradadas. Como agravante, a geometria do pilar não permite um pré-reforço completo da zona de contacto.

3.1 "Layouts"

O "layout" propõe como regra empírica um decréscimo nos vãos mantendo um rácio 1:1 com a espessura do pilar. Esta alteração tem até à presente data demonstrado resultados significativamente favoráveis.

A inovação da realização de uma galeria de acesso longitudinal a tecto permite explorar desmontes orientados perpendicularmente ao muro com os vãos desejados, tornando desnecessário elevadas quantidades de desenvolvimento em escombro.

3.2 Controle de Cotas

Os desmontes de pilar de soleira têm de respeitar cotas pré-definidas para que o pilar final tenha como espessura mínima 3m em toda a sua

extensão. Julga-se que esta espessura seja a mínima exigível para um pilar que após colocação de sustimento se torne auto sustentável. Para além disso, o último nível requer uma altura de 5m, para que a altura total do desmonte não seja superior a 8m após extracção do pilar caso se mantenha o equipamento actual em utilização. Assim sendo, é importante que o tecto do penúltimo nível esteja posicionado exactamente a 8m do enchimento superior.

3.3 Sustimento

A aplicação normal de sustimento nos desmontes de "Drift & Fill" em N.C é feito por parafusos swellex de 2.4m de comprimento. Ocasionalmente estes são suplementados por cabos em zonas de contactos, falhas e no minério Rubane e por betão projectado em zonas friáveis.

No entanto nos pilares, seria necessário instalar sustimento que, ao contrário dos swellex,

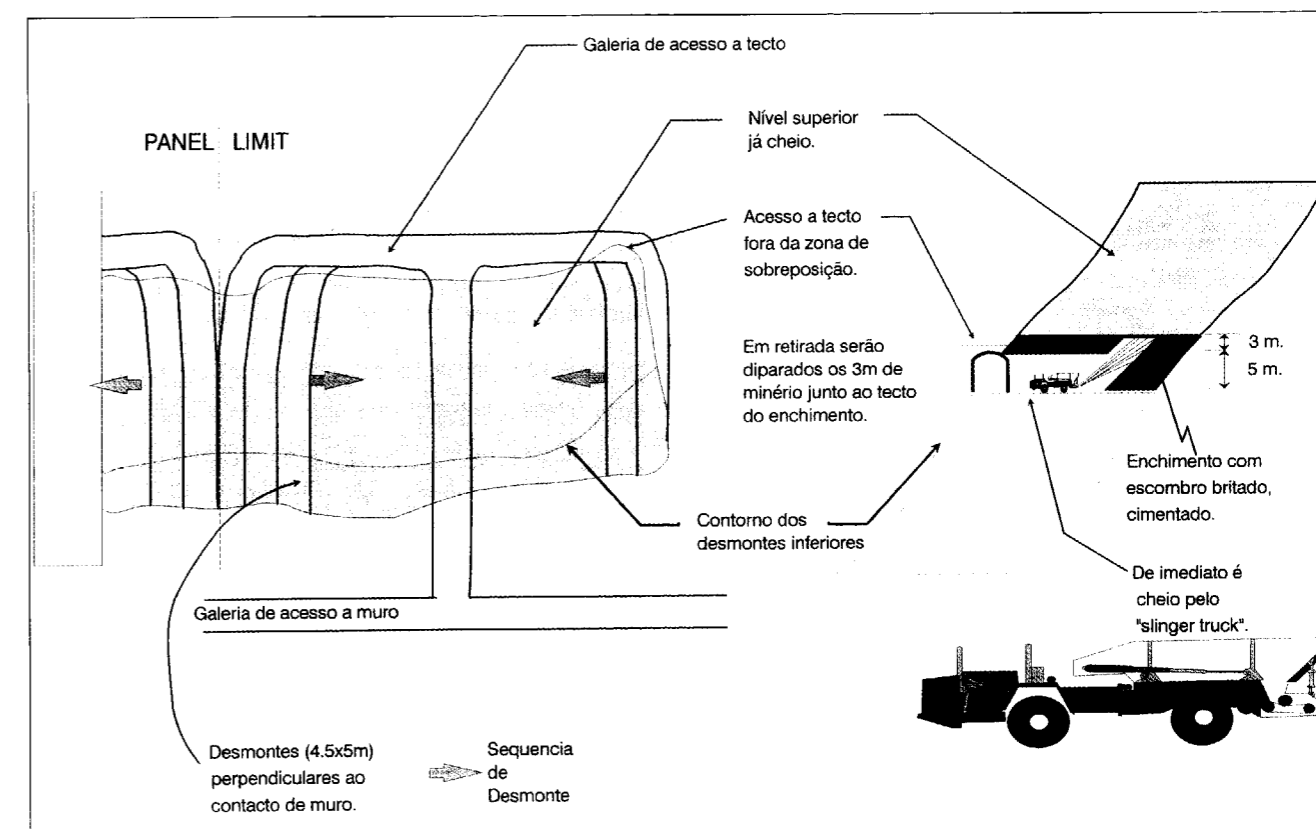


Fig. 13 - "Layout" estilizado e sequencia para o último nível.

aguentasse grandes aumentos de carga e de deformação. Este sustimento deveria ser instalado o mais cedo possível para minimizar os efeitos de relaxamento, a dificuldade de furação e a colocação do mesmo nos últimos níveis.

Por isso foram recomendados e instalados cabos de sustimento com um comprimento igual à espessura do pilar. Com estes cabos é possível providenciar um método de pré-reforço capaz de grandes deformações em corte e de união de blocos no caso de ruptura do pilar seguido por um decréscimo no nível de tensões "in-situ". Cada cabo de sustimento é composto por 2 cabos de aço de 15.2mm _ cimentados em furos de 58mm _ espaçados 2m X 2m.

Os cabos têm sido instalados em todo o pilar. Para além da zona de sobreposição também são colocados cabos, 5-10m para tecto, para pré-reforçar a galeria de acesso a tecto, v. Fig. 14. O comprimento destes cabos estende-se 3m para além da cota do enchimento superior.

Finalmente no penúltimo nível são instalados cabos na cunha de contacto muro onde não há cobertura pelos cabos verticais.

No caso dos furos para cabos produzirem água, é necessário permitir que esta seja drenada. Se o furo não parar de produzir água, outro furo paralelo é furado para drenagem e no original é colocado o cabo. É de salientar que, com excepção da zona junto do contacto muro, os furos que produzem água normalmente secam durante o 1º dia. Assim, é provável que a água seja proveniente do contacto muro, situação típica, e não do enchimento superior como se temia.

Inicialmente houve alguma preocupação com a qualidade da instalação dos cabos. No entanto, com novos níveis a intersectar os cabos previamente instalados tem sido possível confirmar a boa qualidade de instalação. Realiza-se um esforço contínuo no fabrico da calda de cimento com razão água/cimento de 0.3, assegurando assim a óptima resistência do cimento e mantendo a calda dentro do furo sem perigo de escorrer.

Para o último nível, com os cabos já instalados e com as actuais condições de terreno, prevê-se que a colocação de chapas nos cabos (tensionadas a 5ton) e a instalação de swellex sejam suficientes para sustimento superficial.

É hoje possível indentificar o período em que os pilares se encontravam mais carregados como o momento em que se apresentavam com 15m de espessura. Se, por hipótese, no último nível (3m de espessura) o pilar sofrer tensões a ponto de cortar os swellex ou se as tensões desaparecerem por completo tornando indisponível o confinamento necessário para o bom funcionamento do swellex, está prevista a necessidade de aplicação de parafusos de heliaço com resina.

Neste nível, em zonas de terreno friável, contactos e falhas torna-se ainda mais importante a colocação atempada de betão projectado para prevenir a perda de espessura do pilar. Entende-se como fundamental para a estabilidade deste, a manutenção de uma espessura mínima constante de 3m. Para uma resposta eficaz prevê-se, em termos de disponibilidade, a manutenção na área de meios de projecção constantes.

4.—DESMONTE EXPERIMENTAL DE SOLEIRA - C7007B

Para ensaiar a logística de como retirar um pilar superior com 3m e imediatamente abaixo do enchimento original da mina, foi explorado um desmonte 3m abaixo do painel 7B do nível 700. (Nível inicial do jazigo de Corvo.)

O exercício permitiu simular a exploração do último nível dos pilares segundo todas as perspectivas à excepção do regime de tensões. Embora este desmonte se localize a uma profundidade 100m superior à dos pilares e numa extremidade da zona já explorada, as tensões deviam estar aquém das dos pilares de soleira.

O estudo revelou-se um sucesso na medida em que se demonstrou que o enchimento colocado à 5 anos é suficientemente resistente para se suportar exposto no tecto numa extensão de 20m e numa largura de 4.5m.

O desmonte também se revelou útil na demonstração das dimensões mínimas de exploração adequadas ao nosso equipamento.

5.—ENCHIMENTO

5.1 Enchimento Hidráulico (superior)

Após uma exposição, com sucesso, do enchimento do C7007B foi preparado uma sonda para recuperação não destrutiva do enchimento supe-

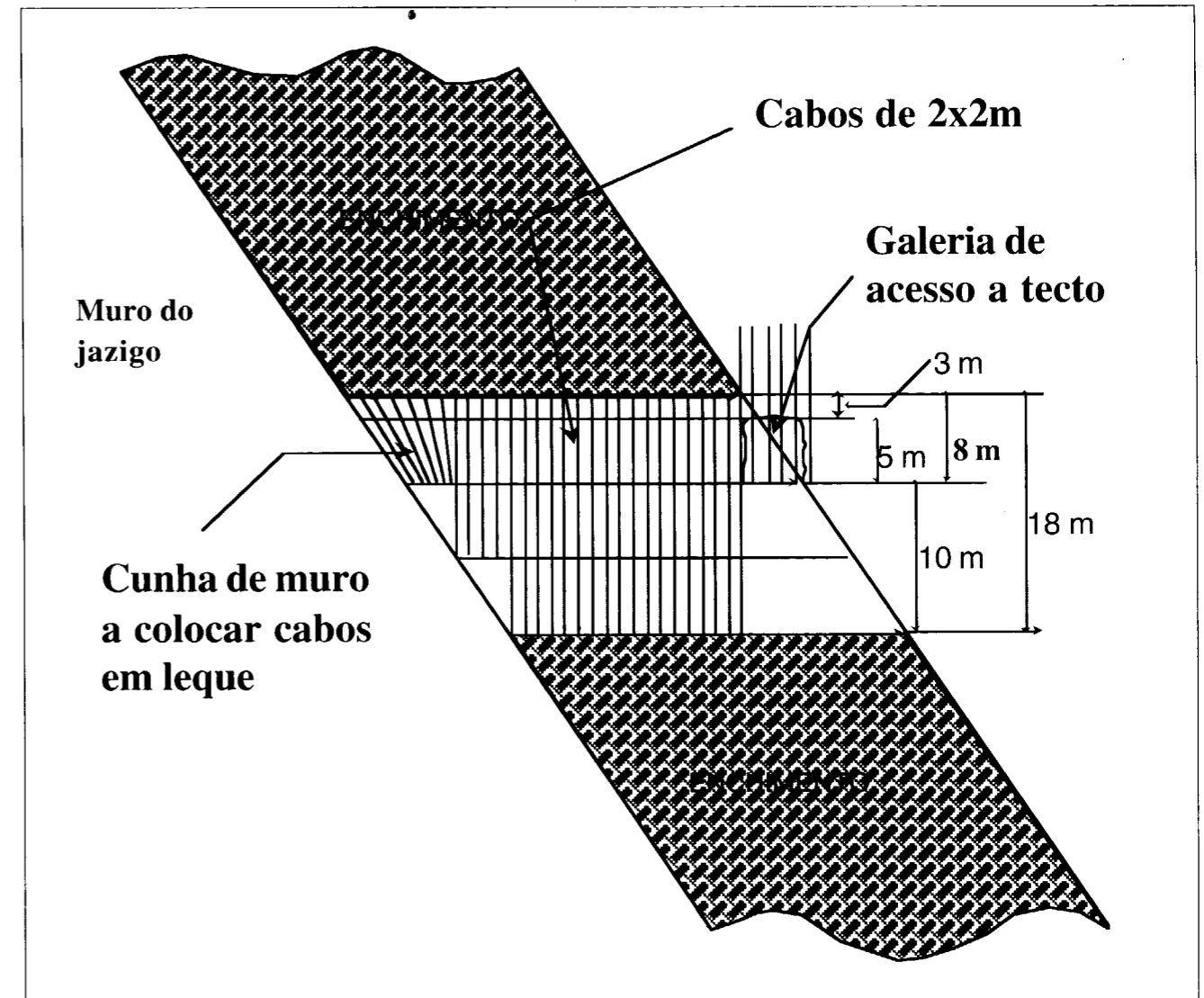


Fig. 14 - Reforço dos Pilares de Soleira com cabos.

rior aos desmontes dos pilares de soleira. Foram recolhidas amostras de 50% dos desmontes da Graça (Nível 844) e até à data de 25% dos desmontes do Corvo (Nível 782).

Até à presente data os resultados têm sido extremamente positivos. Todas as amostras recolhidas apresentam resistências uniaxiais >1 Mpa exceptuando um desmonte do Corvo, V. Apendice 1.

5.2 "SLINGER TRUCK"

O método de desmonte requer que sejam envidados desmontes com 8m de altura após ser des-

montado o pilar de 3m em retirada. Para além disso é necessário que o tecto de enchimento seja exposto o mínimo de tempo possível sendo necessário um método de enchimento em contínuo.

As necessidades de resistência do enchimento são calculados tendo por base a exigência de este se manter auto sustentável (até 8m de altura) e o facto de, em certa medida, funcionar como suporte do enchimento hidráulico do nível de cima.

A carga a sustentar é calculada em função do peso específico do enchimento (escombros)

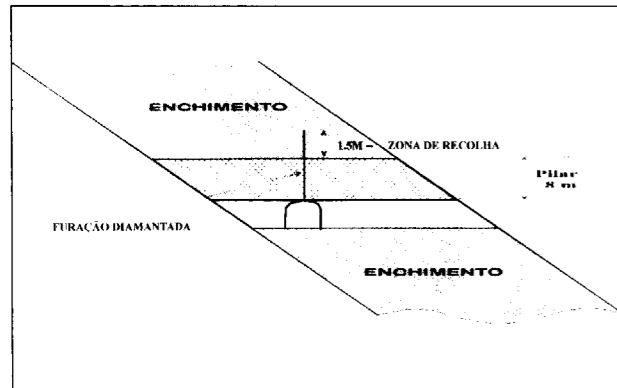


Fig. 15 - Método de recolha de enchimento hidráulico dos níveis superiores.

cimentado/rockfill) e da altura da parede exposta. Para um peso específico de 0.019MN/m^3 e uma altura de 8m:

$$\begin{aligned} *c_f &= (\cdot h) \\ &= 0.019 \times 8 \text{ MN/m}^2 \\ &= 0.15 \text{ Mpa} \end{aligned}$$

Assumindo uma ruptura de um nível de enchimento hidráulico, essa carga terá que ser sustida pelos desmontes ainda por desmontar, pelos desmontes cheios e confinados e pelo enchimento recentemente colocado. Se este enchimento recentemente colocado (rockfill) tiver que sustentar o enchimento hidráulico até ao meio de cada desmonte de ambos os lados, então as pressões serão:

$$*c_f = 2 ((\cdot h))$$

aonde:

(- é o peso específico do enchimento hidráulico.
h - é a altura do enchimento deslocado.

$$\begin{aligned} *c_f &= 2 (0.017 \times 5) \text{ MN/m}^2 \\ &= 0.17\text{MPa} \end{aligned}$$

A resistência total necessária para o enchimento (rockfill) é 0.32MPa . Partindo do princípio que a resistência "in-situ" ronda 50% dos valores laboratoriais, em consequência das irregularidades na mistura e da segregação resultante da colocação, então será necessário resistências no laboratório de 0.64MPa .

O sistema avançado para atingir os requisitos de enchimento é o sistema "slingerbelt" desenvolvido pela Meggen Mine, Germany. Este camião permite a projecção de escombros

cimentado (rockfill) até uma altura de 8m e para além de 15m de distância. O "slingerbelt" providencia a compactação do escombros cimentado mas mais importante ainda é o facto que se traduz na eliminação da necessidade de acesso por debaixo do enchimento.

Ensaio laboratoriais de enchimento composto por materiais a ser utilizados no sistema slinger truck revelam resistências $1.5\text{-}2\text{MPa}$ a 7 dias.

6.—INSTRUMENTAÇÃO

Os resultados da instrumentação serão objecto de um estudo mais aprofundado após a conclusão da extracção do(s) pilar(es) e de um "back-analyses".

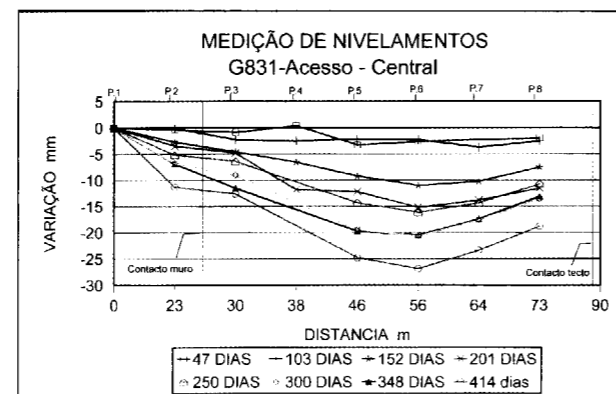
A instrumentação instalada é composta por extensómetros no tecto do jazigo, na galeria de acesso a intersectar o contacto muro e por pontos de nivelamento de 7 em 7 metros nas galerias de acesso incluindo a galeria de acesso a tecto.

Os nivelamentos de precisão são pontos ancorados a 2.4m de profundidade no tecto das galerias sendo as suas cotas lidas semanalmente.

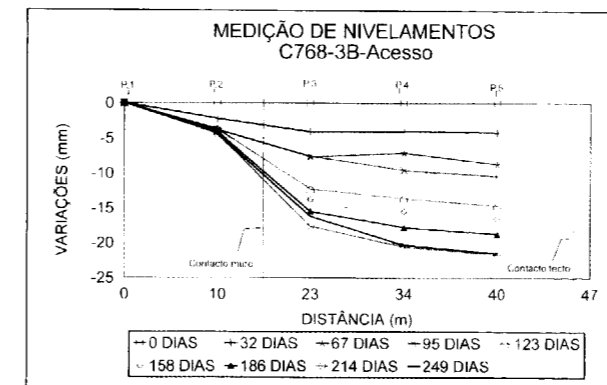
Até à data os pontos revelaram os principais resultados, V. Fig. 16 :

- I. O tecto desce à medida que o tempo passa e em função do ritmo de extracção.
- II. O tecto desce mais rapidamente junto ao tecto do jazigo do que junto ao muro do jazigo.
- III. Por fim, o tecto deforma-se a um ritmo semelhante para pontos localizados longitudinalmente dentro do pilar.

a)



b)



c)

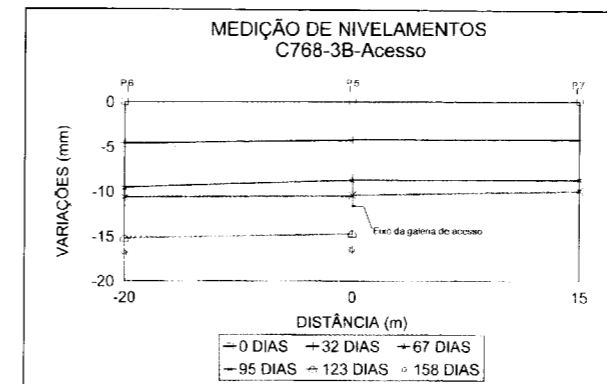


FIG. 16 - Pontos de Nivelamento
a) Pilar Graça c/8m, corte transversal
b) Pilar Corvo II c/8m, corte transversal
c) Pilar Corvo II c/8m, corte logitudinal

7.—CONCLUSÕES

A adaptação cuidadosa levada a cabo no método de desmonte, com o objectivo de uma consideração completa sobre todos os possíveis modos de ruptura dos pilares de soleira, permitiu uma extracção até à presente data de 60% da reserva aí contida.

Na maioria dos casos as alterações têm resultado num decréscimo do relaxamento do terreno, o que se traduz numa melhoria das condições de terreno comparativamente ao pré - pilar.

Os últimos níveis de cada pilar serão monitorizados com pontos de nivelamento de precisão, agora ancorados a duas profundidades 1.5 e 2.5m de forma a possibilitar a medição da integridade do pilar (de 3m) em toda a sua espessura. A monitorização dos contactos muros na galeria de acesso realizar-se-á por intermédio de extensómetros instalados perpendiculares e sub paralelos ao mesmo.

Por último, todas as operações pós remoção do pilar (de 3m) estão a ser preparadas para controlo à distância. Para a sua concretização estão planeados testes para ensaio do "slinger truck", já disponível, de modo a ser possível identificar eventuais problemas operacionais; no mesmo sentido até o levantamento topográfico final será feito por comando à distância, via um laser motorizado, actualmente a ser testado e a obter resultados positivos.

8.—AGRADECIMENTOS

Os co-autores agradecem à SOMINCOR SA a oportunidade que lhes foi concedida para publicar este artigo. Agradecem também a colaboração e o empenho prestado por vários membros da Direcção de Trabalhos Subterrâneos através de discussões técnicas ao longo de todo o desenvolvimento do processo.

REFERÊNCIAS

- HOEK, E. and BROWN, E.T., 1981. Underground Excavations in Rock. The Institution of Mining and Metallurgy, London.
BRADY, B.H.G and BROWN, E.T., 1993. Rock Mechanics for Underground Mining. Chapman & Hall, London.

ANEXO - 1

Ensaio ao enchimento hidráulico recolhido dos enchimentos iniciais.

SONDAGEM Nº	ÁREA	DE	PARA	ENCHIMENTO (Média/sondagem):			MINÉRIO:			
				RCU (MPa)	DEF. À P. MAX. (%)	ÁGUA * (%)	R.C. TRIAXIAL (Sigma1) (MPa)			RQD : (%)
							0.1	0.2	0.4	
1	GRAÇA	G831-GW-02	G844-GW-05	1.26	1.67	15.40	1.54	2.32	2.87	>80%
2		G831-GC-022	G844-GW-04	1.23	2.05	14.00	2.00	3.75	3.54	"
3		G831-GE-01	G844-GW-04	1.11	1.57	14.71	1.72	2.72	3.13	"
4		G831-GW-05	G844-GW-07	2.16	1.58	13.28	2.72	3.96	5.99	"
5		G831-GE-02	G844-GE-01	1.22	1.86	14.39				
1	CORVO	C768-4B	C7803B05ES	0.37	1	13.50				
2		C768-3B (junto ccdr11)	C7803B03	1.26	1.4					
3		C768-3B (junto ccvd23)	C7803B03	sem consistência						
4		C768-3B	C7823B05	2.65	1.6	17.50 40.70				

* - resultados influenciados por água de sondagem.

Perforación con tubos en minería metálica (*)

Por J. M. BOTELLA (**)

RESUMEN

El uso de barrenos mas largos y de mayor diámetro en los métodos de explotación por Subniveles, Realce desde Subniveles y Subniveles hundidos ha estado tradicionalmente limitado por el grado de desviaciones y la calidad del barreno. A continuación se describe la evolución de estos métodos de explotación unidos a los sistemas de perforación utilizados en la mina Sueca Kiruna (LKAB). Se analizan las propiedades de la perforación con Martillo en Cabeza y Tubos y se evalúa la precisión de la perforación en función de la profundidad para los distintos sistemas de perforación. Demostrando que la Perforación con Tubos y Martillo en Cabeza no solo es una alternativa viable a otros sistemas de perforación sino que aumenta la eficacia de los métodos de explotación al aumentar su campo de aplicación y producir una economía total, basada en factores de escala.

Palabras clave: Sondeo mecánico, Explotación mina, Metal sustancia, Barreno.

ABSTRACT

The use of longer and larger diameters holes with the Sublevel Stopping and Sublevel Caving methods has traditionally been limited by the extent of deviations and hole quality. Below we describe the evolution of these mining methods linked to the drilling systems used in the Kiruna (LKAB) Swedish mine. We analyze the drilling properties with Top Hammer and Tubes and assess the drilling precision as a function of the depth for the different drilling systems, proving thereby that the Top Hammer and Tubes Drilling is not only a viable alternative to other drilling systems but it boosts the mining methods efficiency by increasing their application field and by producing an overall economy based on scale factors.

Key words: Drilling, Mining, Metal ores, Hole.

El sistema de perforación con tubos constituye hoy en día una alternativa a los sistemas tradicionales, que reporta a los trabajos de arranque con explosivos numerosas ventajas. Además de la mayor calidad de los barrenos y el mejor barrido de estos durante su ejecución, se consigue una mejor fragmentación de la roca con un menor consumo específico de explosivos y, en definitiva, mejores costes.

Entre los métodos de explotación utilizados en la minería metálica, la utilización de barrenos largos para las voladuras ha hecho que los métodos de explotación por Subniveles Hundidos (Sublevel Caving) y Realce desde Subniveles (Sublevel Stopping) sean mas rentables y eficientes.

Estas son algunas de las razones que conducen a estas ventajas:

- Al aumentar la profundidad de los barrenos la superficie de la cuadrícula aumenta y con ella el mineral volado en cada sección.
- Al aumentar el diámetro del barreno se incrementa la carga específica y se puede variar la cuadrícula aumentando la piedra y el espaciamento, lo que dará como resultado más roca volada por metro perforado.
- Las labores de preparación, muy costosas en los métodos de subniveles, quedan diluidas entre un mayor número de toneladas producidas.
- La mayor verticalidad debida al aumento en altura de las pilas mejora notablemente el rendimiento del transporte al disminuir la distancia a la machacadora.
- La economía producida por el efecto de escala permite el desarrollo y uso de sistemas computarizados que aumentan la eficiencia del método.

(*) Publicado en la Revista Ingeopres, pero por su interés se reproduce en este número monográfico.

(**) Ing. Minas. SECOROC, S. A.

La combinación de perforadoras de mayor potencia (hasta 40 kW, como la COP 4050) y el uso de sargas de perforación mas rígidas, como el Sistema de Perforación con Tubos, ha reducido las desviaciones a valores totalmente aceptables que mejoran notablemente los resultados obtenidos con otras combinaciones de varillaje de martillo en cabeza.

EVOLUCIÓN DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES

El resultado del uso de barrenos mas largos y de mayor diámetro queda claramente de manifiesto en la Mina Sueca Kiruna (LKAB), Fig. 1. En esta mina el aumento sucesivo del esquema de perforación y voladura les llevó desde producciones de 1.000 t/abanico volado hasta las 5.000 t/abanico volado actuales.

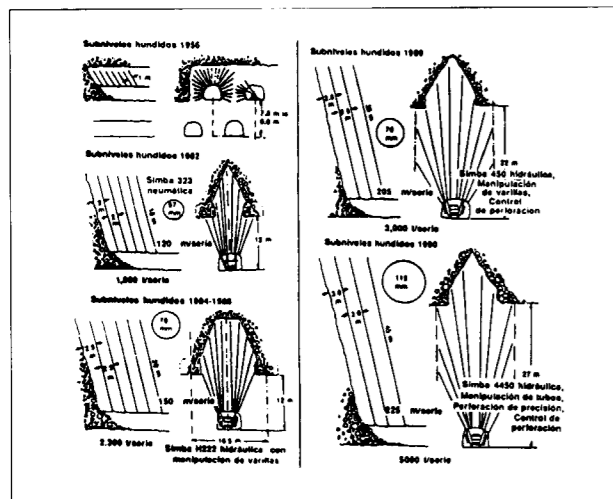


Fig. 1.— Evolución del método de explotación por subniveles en la mina Kiruna (LAB).

Entre 1982 y 1984 el intervalo entre subniveles era de 12 m y la distancia entre abanicos de 2 m. Se perforaban 120 m por abanico con perforadoras neumáticas y bocas 57 mm de diámetro. Como ya se ha dicho la producción era de 1.000 t/abanico volado.

Entre 1984 y 1989, con la introducción de la perforación hidráulica, se va aumentando el intervalo entre subniveles pasando a ser este de 22 m. Se perforan 205 m por abanico con bocas de 76 mm, siendo la profundidad máxima del barreno 35 m y la distancia entre abanicos 2,5 m. Se obtienen 3.000 t/abanico volado.

En 1987 comienza la explotación de grandes cámaras vacías por el método de Realce desde Subniveles, siendo la altura de la cámara de 154 m. Los barrenos se dividen en ascendentes, de 24 m, y descendentes, de 130 m. La perforación se realiza con martillo en fondo (DTH) a alta presión y bocas de 165 mm de diámetro.

En 1990, con la llegada de la tercera generación de perforadoras hidráulicas, con potencias de 30-40 kW, se introduce la perforación con tubos, aumentándose el intervalo entre subniveles hasta 27 m. Se perforan 225 m. por abanico con un diámetro de perforación de 115 mm, siendo la distancia entre abanicos 3 m y el barreno mas largo de 45 m.

En 1993 la producción total de mineral bruto en Kiruna fue de 18,3 Mt y de esta cantidad se arrancaron 12,5 Mt por subniveles hundidos y 4,1 Mt por grandes cámaras vacías, el resto del mineral se obtuvo en labores de preparación.

El 70% del mineral obtenido por subniveles hundidos en 1993 se extrajo de pilas de mineral con subniveles a 27 m. La previsión de labores para 1994 indicaba un ligero aumento de la producción por subniveles hundidos y una disminución de la producción por grandes cámaras.

PERFORACIÓN CON TUBOS Y MARTILLO EN CABEZA

Como se ha visto, entre los métodos de perforación a rotopercusión, martillo en fondo y martillo en cabeza, en los últimos tiempos viene ganando posiciones un tercer sistema, la perforación con tubos y martillo en cabeza, que ha hecho posible aumentar, en algunos casos, los límites de utilización rentable de estos equipos.

Sin entrar a describir las ventajas e inconvenientes de los sistemas de perforación a rotopercusión, en la Fig. 2 se puede ver sus campos de aplicación.

De un somero análisis de dicha figura se ve que la perforación de barrenos de pequeño diámetro (100 mm, 4 pulgadas) y en profundidades inferiores a 15 m, no ofrece ningún problema con martillo en cabeza. Sin embargo, la experiencia nos demuestra que la utilización de este sistema puede llegar a hacerse imposible en determinadas situaciones, como pueden ser: perforación en terrenos fracturados con pérdida de barrido, o en terrenos

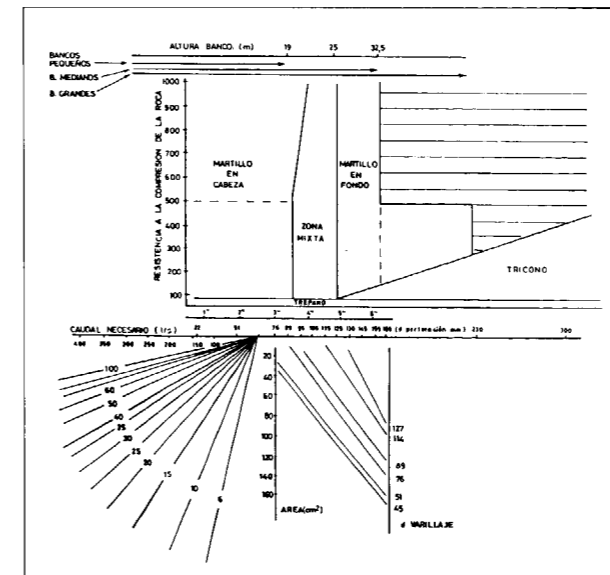


Fig. 2.— Campos de aplicación de los distintos métodos de perforación o rotopercusión.

que favorezcan las desviaciones aumentando el riesgo notablemente, cuando nos movemos en los límites de utilización del martillo en cabeza.

Y es aquí donde el sistema de perforación con tubos gana puestos, en cuanto a una perforación rentable se refiere, y, en algunos casos, se presenta como única solución posible, para perforar con equipos de martillo en cabeza en terrenos y profundidades, tal vez, más propios de un martillo en fondo.

Como se ha visto, para una fragmentación eficiente y una buena recuperación del mineral es imprescindible una perforación precisa con un mínimo de desviaciones.

El sistema de tubos tiene tres características principales que le dan una ventaja considerable sobre el varillaje convencional.

RIGIDEZ

Los tubos son considerablemente más rígidos y esto tiene un efecto positivo en la rectitud de los barrenos, con los siguientes beneficios:

- Reducción de las necesidades de perforación para una producción dada o la posibilidad de aumentar la producción.
- Menor consumo de explosivos.
- Mejora de la fragmentación y recuperación del mineral.

MEJOR BARRIDO

La alta capacidad de trituración de las perforadoras hidráulicas modernas con martillo en cabeza (entre 0,25 y 1 kg/s) hace necesario una mayor capacidad de extracción del detritus que permita golpear a los botones, en cada nuevo impacto, sobre roca limpia, evitando la sobre-perforación del detritus y disminuyendo el desgaste de los botones y el acero de la boca y como consecuencia la velocidad de penetración.

La velocidad ascensional del aire de barrido en un barreno, para una roca de densidad 2,0 t/m³, debe ser de al menos 10 m/s. Esta velocidad puede ser disminuida si la densidad de material es menor, y aumentada si fuese mayor, por ejemplo para un mineral de hierro con una densidad de 4 t/m³ se necesitara una velocidad ascensional de 25-30 m/s.

Dado que el agua tiene una mayor capacidad de elevación que el aire será suficiente tener una velocidad ascensional de 0,5 m/s en la sección anular.

En la Fig. 3 se puede ver un gráfico para la determinación del caudal de agua necesario. Recuérdese que cuando se perforan barrenos ascendentes tendremos que vencer el peso propio de la columna de agua y que esta contrapresión es equivalente a 0,1 MPa por cada 10 m.

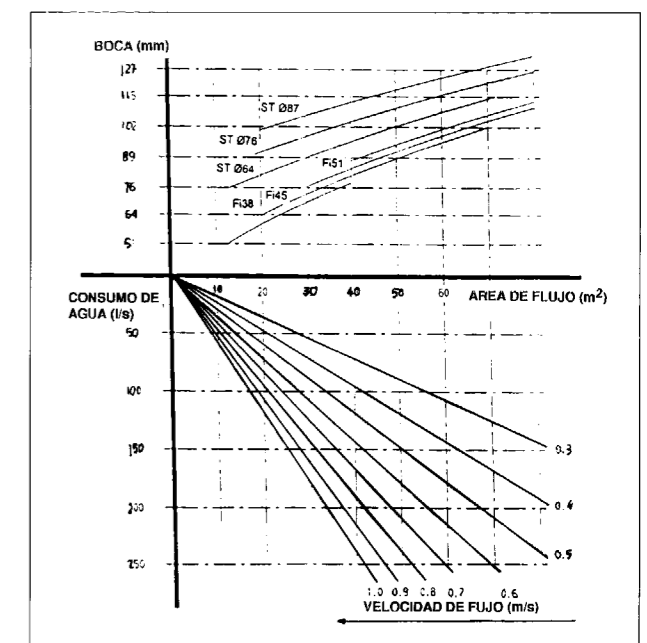


Fig. 3.— Determinación del caudal de agua de barrido.

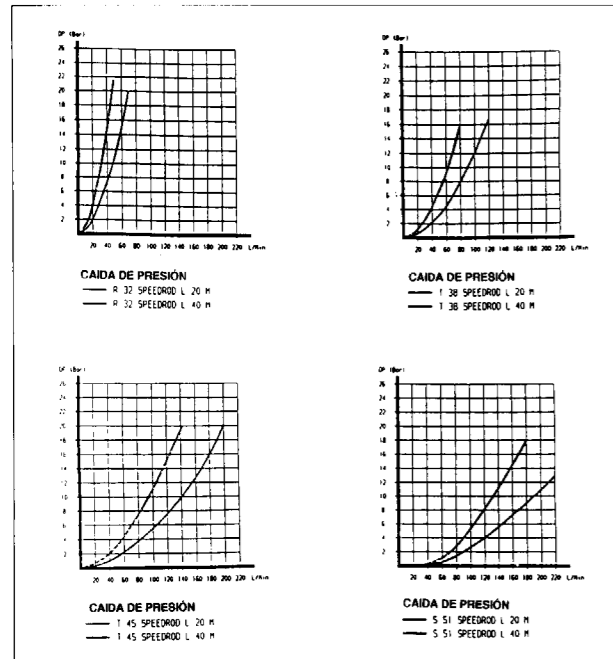


Fig. 4.— Caidas de presión en el varillaje en función del caudal de barrido y la profundidad.

En las Fig. 4 pueden comprobarse las caídas de presión para los distintos tipos de varillaje en función del caudal y de la profundidad. En la Fig. 5 se

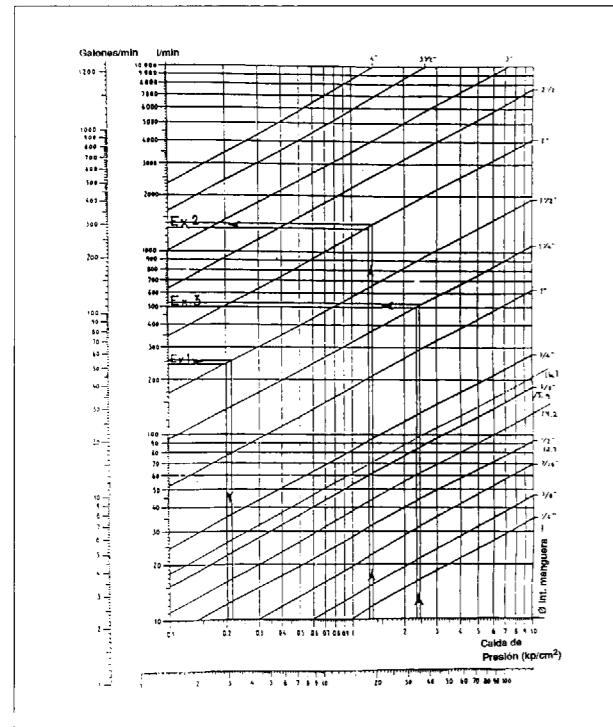


Fig. 5.— Caidas de presión en las mangueras en función del diámetro interior y el caudal.

muestran las caídas de presión en las mangueras en función del diámetro interno y el caudal.

Los tubos tiene notables características para mejorar el barrido. La primera es que su gran diámetro interior permite el paso de un mayor caudal de agente de barrido y además el gran diámetro exterior en relación con el diámetro del barreno permite una mayor velocidad ascensional, aún en roca fisurada, lo que permitirá un aumento del diámetro de perforación o de la altura del banco.

Salvo que se quiera obtener muestras inalteradas, no hay ninguna razón para utilizar el aire como agente de barrido en la perforación subterránea de producción con tubos.

El aire como agente de barrido está perdiendo día a día protagonismo en las labores de interior, siendo hoy en día solo utilizado cuando se perfora con martillo en fondo.

MEJOR CALIDAD DE LOS BARRENOS

Los tubos están dotados con roscas macho-hembra para su conexión, y su diámetro exterior se mantiene constante incluso en las juntas, lo que de lugar a una buena calidad de los barrenos incluso en roca altamente fisurada o suelta.

Los beneficios principales que de esto se deducen son:

- Paredes estables en los barrenos.
- Mejora en la carga de los explosivos.
- Disminución de la sobreperforación.
- Mejora de la producción al disminuir el tiempo de limpieza de los barrenos antes de la carga de los explosivos.

Por el contrario, los tubos son más caros que el varillaje convencional y requiere equipos que tengan cargador mecanizado capaz de manejarlos, pero incluso cuando se trabaja con alimentación manual de barras de extensión, se puede potenciar la producción, introduciendo un tubo de perforación en cabeza de la sarta. Verdad es que sólo se mejorará el barrido en los primeros metros del tubo, pero usando un tubo se obtendrá un barreno más estable y recto, con menor desviación.

Las causas más comunes de desviaciones en los barrenos son:

- Error de posicionamiento.
- Emboquillado deficiente.

- Deslizadera mal alineada.
- Sobreperforación.
- Combinación de parámetros inadecuada.
- Selección del varillaje.

Se estima que los tres primeros errores (fallos achacables a la falta de equipo de medición y/o a fallos humanos) juntos producen una desviación del barreno del 3%, y la desviación en metros aumenta proporcionalmente con la profundidad, ya que no se tiene en cuenta ninguna desviación del barreno.

La perforación moderna de producción ha solventado en buena medida estos errores reduciéndolos al mínimo.

El error de posicionamiento se soluciona con proyectores de rayos láser en el equipo de perforación y señales en las paredes de la mina.

El emboquillado deficiente se ha intentado hacer lo mas preciso posible con programas de parámetros reducidos y guías para las bocas de perforación.

El desalineamiento de la deslizadera y la sobreperforación se han corregido con la utilización de equipos de medición de ángulos y profundidad, incorporados hoy en día en los modernos equipos de perforación.

La irrupción de la electrónica ha permitido la regulación automática de los parámetros de perforación, aumentando la precisión de la perforación y permitiendo obtener a la vez información valiosísima sobre el mineral que se perfora. que será el que se extraiga, al poderse registrar las variaciones de estos parámetros.

Sí la desviación del barreno es excesiva, aún habiendo solventado los cinco primeros puntos habrá que elegir un varillaje que produzca barrenos más rectos.

Fue el contratista australiano Eltin quien necesitando una perforación mas precisa y rápida comenzó a utilizar el Sistema de Perforación con Tubos en la mina Australian Olympic Dam.

El test de aptitud del Sistema de Perforación con Tubos tuvo lugar en la mina Kiruna en 1989. Los requerimientos de la mina para el futuro sistema de perforación a utilizar en la nueva explotación por Subniveles Hundidos, donde la profundidad máxima a perforar sería de 45 m, eran:

- Error de emboquillado máx.: ~ 0,20 m.
- Error de posicionamiento máximo: ~1,0° radial
- Desviación máxima del barreno: 2%

Antes de comenzar las labores de preparación de los nuevos subniveles se hizo un programa exhaustivo de medición de desviaciones en los abanicos de las series de perforación situadas en los subniveles espaciados en 22 m, con una profundidad máxima de 35 m. de perforación.

El programa incluía la medición de desviaciones en los siguientes tipos de sartas de perforación:

- 1.- La sarta convencional usada en los antiguos subniveles (los espaciados 12 m). Formada por barras MF Fi38 (con manguito incorporado) y bocas en X de 76 mm.
- 2.- Sarta formada por barras MF Fi45, barra guía y boca guía de 76 mm.
- 3.- Sistema de perforación con tubos de 64 mm Ø y boca guía de 76 mm.
- 4.- Sistemas de perforación con tubos de 87 mm Ø y boca guía de 115 mm.

Los resultados de este programa forman parte de la tesis doctoral Hole Deviations in Percussion Drilling and Control Measures. Thomson Sikala (1989) y se resumen en la Fig 6.

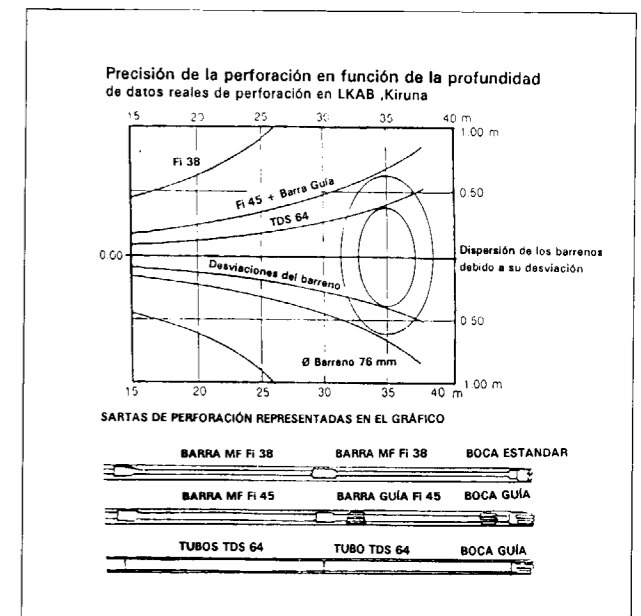


Fig. 6.— Precisión de la perforación en función de la profundidad.

Los comentarios sobre los elementos usados en cada una de las sartas son los siguientes:

Barra Guía:

Como punto positivo, la rectitud del barreno <2%; como punto negativo, se atranca más fácilmente y tiene un alto precio.

Tubo Guía:

Tiene a su favor la rectitud de los barrenos, el hecho de que no se atranque fácilmente y el buen emboquillado que produce debido a su rigidez.

En su contra sólo se puede decir que es difícil de cambiar la boca al no poder sacar el tubo de la deslizadera al carrusel.

SISTEMA DE PERFORACIÓN CON TUBOS

Fue el que mejor rectitud dio de todos, <2%; mejora el barrido, muy importante en perforación descendente; no se atranca, como en la alternativa anterior; su rigidez favorece un buen emboquille y es muy fácil de cambiar la boca de perforación.

En su contra su alto coste por metro perforado. Pero con una notable mejora de la economía global gracias a la reducción de las desviaciones.

Los resultados obtenidos indicaban la posibilidad de seguir adelante con el Sistema de Perforación con Tubos.

Se sustituyó el equipo de perforación Simba por uno nuevo con una perforadora 4050 y se perforó con tubos de 87 mm de diámetro y bocas de 115 mm. Los resultados obtenidos mostraron desviaciones menores del 2% (Fig 7).

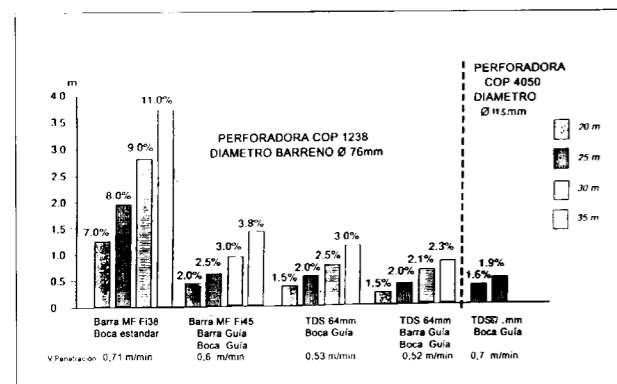


Fig. 7 — Desviación de los barrenos en función de la perforadora utilizada

El notable aumento de la velocidad de penetración, en el caso perforación con bocas de 115 mm y tubos de 87 mm (más pesados) se debe al uso de la perforadora 4050 con 30 kW de potencia.

Estudios sobre la velocidad de penetración indican que aproximadamente se pierde un 3% en cada junta.

El resumen de los datos de esta prueba se muestran en el Cuadro 1.

Diámetro (mm)	115	76
Profundidad máxima (m)	35	20
Profundidad media (m)	21	12
Velocidad penetración (m/min)	0,7	0,9
Desviación de barrenos (%)	<2	<2
Sistema de perforación	ST68 O87	ST38 O64
Vida media del tubo (m)	440	370
Vida media del adaptador (m)	3.300	2.000
Vida media de la boca (m)	600	630

CUADRO I

Como se ha dicho, los tubos tienen un alto valor de adquisición y como se ve su rendimiento en metros no es muy elevado. Pero si se utilizan para perforar una roca mala que provoque desviaciones, o una roca fracturada en la que las paredes del barreno se colapsen atrancando el varillaje, o si se incluyen los beneficios económicos en forma de mayor velocidad de penetración, menor consumo de energía, menos barrenos, producción ininterrumpida, mejor eficacia de voladura, menos competitividad, voladuras secundarias y transporte simplificado, entonces mejora la economía total, y esta última es la que reporta beneficios y la perforación con tubos resultará más económica.

Como regla general, cuanto más frágil y fisurada es la roca, mayor es la necesidad de tubos. puesto que mayor influencia tendrá la calidad de perforación en el coste total.

Los costes de perforación suelen ascender a un 10% del coste total del ciclo perforación + voladura, con lo que un pequeño ahorro en el otro 90% puede compensar con creces un varillaje de perforación más costoso.

Comparando las tubos con el martillo en fondo, los dos dan una buena calidad del barreno, pero

el sistema de tubos tiene la ventaja de una mayor velocidad de penetración y una gran reducción en el consumo de energía, así como una mayor variedad de diámetros, como se puede ver en el Cuadro II.

	MARTILLO EN FONDO	MARTILLO EN CABEZA
Diámetro barreno	85-165 mm	89-127 mm
Profundidad del barreno	máx. 130 m	máx. 51 m
Capacidad	100%	150%
Desviaciones con equ. guiado	<1%	<2%

CUADRO II

En cuanto a la calidad del barreno (paredes limpias y estables, y rectitud) es la misma siempre que se utilice el mismo diámetro de boca.

El Cuadro III compara algunos de los datos fundamentales de los dos sistemas.

	S.TUBOS	DTH 12 bar	DTH 20 bar
Consumo de aire (m³/min)	0	9	15
Motor (kw)	180	105	270
Consumo gas-oil (l/h)	22	16	35
Producción bruta (m/h)	35	15	25
Consumo gas-oil (l/m producto)	0,63	1,07	1,4

Nota: el modo de accionamiento, en este caso, por tratarse de equipos de superficie, era diesel.

CUADRO III

En el Cuadro IV se resumen los resultados de las desviaciones productivas en una de las cámaras de la Mina Sotiel, de Almagrera S.A., comparando ambos sistemas.

INCLINACIÓN (°)	LONGITUD (m)	DESVIACIÓN S. TUBOS (m)	DESVIACIÓN DTH 12 bar(m)
90	19,0	0,33	0,8
90	19,0	0,18	0,9
90	19,0	0,56	0,92
81	23,2	0,83	0,83
72	23,2	0,89	0,69

Datos:
Sist. tubos: Perforadora HL 1000, Boca Ø 102 mm, tubos ST 68 Ø 89 mm.
DTH: martillo COP 44, Boca Ø 105 mm, tubos Ø 89 mm.

CUADRO IV

Los datos de desviación incluyen tanto la desviación del barreno como los errores de posicionamiento y emboquille.

Como se ve los tubos resultan una alternativa viable para aumentar la eficacia de algunos métodos de explotación al aumentar su campo de aplicación y producir una economía total basada en factores de escala.

Uso de Técnicas Informáticas para la Optimización de Explotaciones Subterráneas

Por G. DE TOMI y J. P. GONZÁLEZ (*)

RESUMEN

La optimización y análisis de sensibilidad de límites finales en minas a rajo abierto son en el presente técnicas aceptadas para estudios de planificación de rajos abiertos. Ejemplos de esto son las técnicas de Cono Flotante y Optimización de Lerchs-Grossmann que están disponibles comercialmente hace algunos años. Sin embargo, no existen técnicas ampliamente usadas para auxiliar el posicionamiento y el seleccionamiento de la ley de corte para diseño de minas subterráneas. Este trabajo presenta una discusión de algunas técnicas de optimización para minas subterráneas recientemente desarrolladas, incluyendo métodos de definición de la envolvente de cámaras subterráneas. Son también presentados algunos ejemplos de aplicación de estas técnicas de optimización en minas subterráneas.

Palabras clave: Optimización, Explotación minera, Mina subterránea, Cámara, Modelo tres dimensiones.

ABSTRACT

In the open pits planning projects are accepted currently the optimisation and sensibility final edge analysis. The Flotation Cone and The Lerchs-Grossmann optimisation techniques are some good examples of methods commercially available in the past few years. In spite of this, there are no widely used techniques to aid positioning and selection of the cut-off, in the case of under-ground mines.

This paper deals with some optimisation techniques recently developed for under-ground mines, including the Floating Stope method. Some practical examples, of applications in under-ground mines, are also presented.

Key words: Optimization, Mining, Underground mining, Floating Stope, Three-dimensional models.

INTRODUCCION

La aplicación de técnicas informáticas para el diseño de minas es ampliamente aceptado en la actualidad. Estas técnicas, tradicionalmente, establecen métodos para el diseño interactivo incremental de minas a rajo abierto y subterráneas, como por ejemplo, el secuenciamiento de producción y localización de rampas en rajo abierto, el posicionamiento de piques, planos inclinados, dimensionamiento de cámaras y pilares en minas subterráneas. Estos métodos ayudan la evaluación y visualización de diseños mineros, pero no garantizan una solución óptima.

Existen técnicas aceptadas y comercialmente disponibles para la definición óptima de los límites finales de rajo abierto, como Cono Flotante y Optimización de Lerchs-Grossmann. Además, recientemente investigaciones en este campo están introduciendo nuevas técnicas matemáticas, como "network flow", programación lineal y "graph theory" para reducir los tiempos de proceso.

Para auxiliar el diseño y la operación de minas subterráneas, existen varias técnicas informáticas que se concentran en los aspectos de alta labor del diseño, como desarrollo de niveles, diseño de cámaras, transferencia de datos topográficos, producción de mapas y secciones. Sin embargo, al contrario de rajos abiertos, no exis-

(*) DATAMINE International, Old Deanery Stables, Wells Somerset, BA5 2UE, U.K.

ten técnicas ampliamente aceptadas para la formulación matemática y optimización de diseño de minas subterráneas. Esto se torna más importante porque existe una tendencia creciente de mover minas a rajo abierto para subterráneas, además de la instalación de nuevas minas subterráneas. Las decisiones para soluciones óptimas, de métodos de diseño, selección de las dimensiones geométricas de las cámaras y análisis de ley de corte son normalmente dependientes de la práctica corriente y la experiencia del ingeniero responsable por el diseño.

Existen desarrollos e investigaciones en progreso para la formulación matemática y optimización en varias áreas de la minería subterránea, como la selección del método de extracción, diseño y localización de cámaras, secuenciación de producción, "blendagen" (combinación) de leyes, transporte de material, programación de producción, ventilación, y otras. Este trabajo se concentra en dos áreas específicas del diseño de minas subterráneas, describiendo la técnica Floating Stope (Alford [1995] y Newton [1995]) y la optimización de ley de corte (Whittle y Wharton [1995]).

OPTIMIZACIÓN DE CÁMARAS (FLOATING STOPE)

La técnica de optimización de cámaras (Floating Stope) se concentra en la definición de las reservas extraíbles, también llamada definición de la envolvente de extracción en cámaras. El origen del problema es la clasificación de un recurso geológico en reserva extraíble tomando en consideración los parámetros mineros.

Optimización Floating Stope

1. ¿El bloque es *mineral* (i.e., la ley es mayor que la ley de corte)?
2. Puede este bloque ser incluido en una cámara que cumple la restricción de ley promedio mínima para la cámara?
3. Si las condiciones (1) y (2) son cumplidas, el bloque es incluido en la cámara de *mayor* ley promedio.

Fig. 1. — Lógica de la optimización Floating Stope (modificada de Newton [1995]).

Usando métodos tradicionales, las fuentes principales de datos son mapas y secciones mostrando la distribución de leyes y los controles geológicos. El ingeniero de planificación decide entonces donde posicionar las cámaras basándose en parámetros económicos, pero limitando su decisión en informaciones bi-dimensionales.

El método Floating Stope considera un gran número de posiciones de cámaras y cada posición presenta un retorno económico. De esta forma es posible estudiar tri-dimensionalmente, tanto las informaciones estructurales como la variabilidad de leyes. La información de variabilidad de leyes es tomada a partir de un modelo de bloques geológicos.

Para cada bloque en el modelo, el proceso inicialmente decide si el bloque es mineral, i.e., si la ley promedio es mayor que la ley de corte. Si la ley es mayor que la ley de corte, la próxima decisión será si el bloque puede ser incluido en una cámara de extracción (Figura 1). En este caso, si ambas condiciones son cumplidas, el bloque puede eventualmente ser incluido en diferentes cámaras. Por lo tanto, la decisión será la de incluir el bloque en una de las cámaras o en todas las cámaras. Esta es una decisión compleja: si apenas una cámara es seleccionada, entonces estará siendo definida una envolvente INTERNA, o envolvente MINIMA; si, por otro lado, el bloque fuera asignado a todas las cámaras aceptables, entonces estará siendo definida una envolvente EXTERNA, o envolvente MAXIMA. El proceso de optimización calcula las dos envolventes. El cálculo de la envolvente externa no significa que todo el contenido es económico; esta muestra en realidad el límite máximo, fuera del cual no puede ser definida ninguna cámara económica.

El nombre 'Floating Stope' (cámara flotante) es derivado del hecho que una cámara de una geometría preestablecida es movida alrededor de cada bloque en el modelo, para identificar la mejor posición para la cámara. El criterio de 'mejor' posición depende del criterio de optimización seleccionado.

La figura 2 muestra una sección a través de un modelo de bloques simples, con bloques de 10x10m en sección, con 5 bloques de mineral y el restante como estéril. El criterio de optimización es obtener la máxima ley promedio en la cámara. Si definimos cámaras de 20x20m

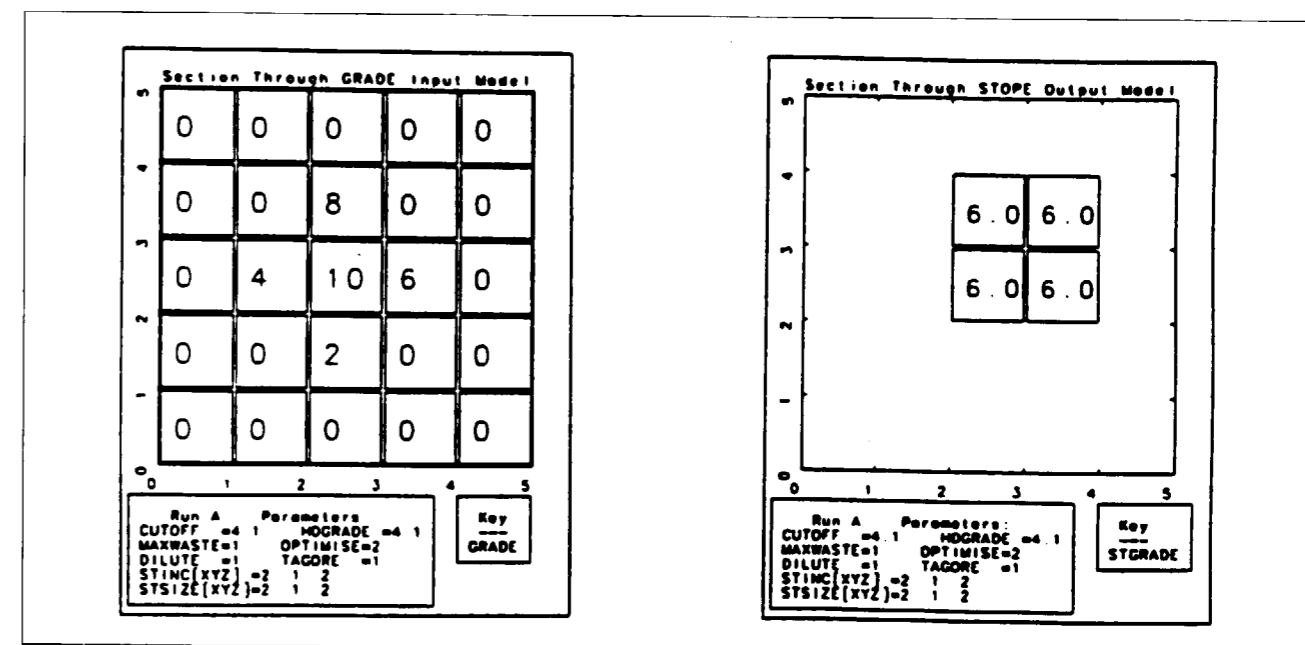


Fig. 2. — Sección a través de los modelos de input y output para la envolvente máxima (modificada de Newton [1995]).

en sección, entonces la cámara de máxima ley incluye los bloques 10, 8, 6 y 0, con ley promedio de 6.0. Estos bloques definen la envolvente INTERNA o MINIMA. Todos los bloques en el lado derecho de la figura tienen ley 6.0, porque esta es la ley promedio de la cámara formada.

Si seleccionamos una restricción de ley promedio mínima de 4.1 para la cámara, podrán ser definidas dos posiciones diferentes para la cámara: una con los bloques 10, 8, 4 y 0 (ley promedio de 5.5) y otra con los bloques 10, 6, 2 y 0 (ley promedio de 4.5). En el caso de los bloques 10, 4, 2 y 0 la ley promedio sería 4.0 y como no es mayor que la ley mínima por cámara, esta cámara no es considerada económica. La envolvente por las dos cámaras económicas representa la envolvente EXTERNA o MAXIMA. Un ejemplo de envolventes máximas y mínimas está mostrado a continuación en la figura 3.

El diseño de la cámara final claramente va a incluir otras consideraciones operacionales y económicas. Sin embargo, la cámara final deberá ser la más próxima posible de la envolvente interna, siempre dentro de la envolvente externa. El método entonces establece los límites mínimos y máximos del diseño, entre los cuales el diseño final deberá ser localizado.

El método es más una técnica de procura heurística, que una optimización matemática. Sin embargo, el método establece una solución práctica y muy cerca de la solución óptima, de manera mucho más rápida de lo que sería posible con otros métodos. La principal ventaja de este método es la facilidad del análisis de sensibilidad que puede ser ejecutada sobre los parámetros de diseño.

Los parámetros de entrada para este método, son descritos a continuación en la Figura 4.

El diagrama de flujo del proceso Floating Stope está descrito en figura 5.

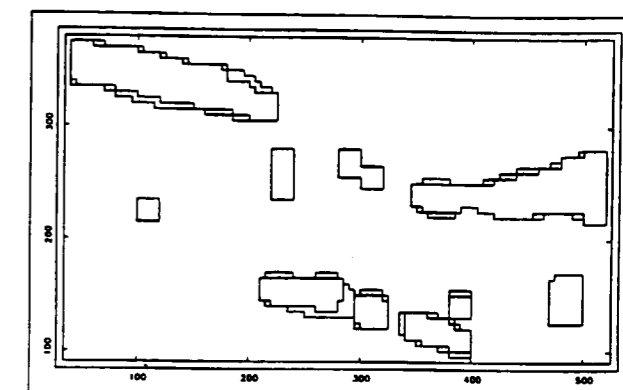


Fig. 3. — Envolventes Mínima y Máxima de las Cámaras de Extracción (Modificado de Newton [1995]).

Parámetros de Entrada para Floating Stope

1. Modelo de bloques geológicos del depósito.
2. Geometría de la cámara, incluyendo las dimensiones mínimas en cada dirección (X, Y, Z).
3. Incrementos de la cámara en cada dirección (X, Y, Z).
4. Ley de corte para determinar si un bloque geológico es mineral o estéril.
5. Ley promedio mínima para las cámaras.
6. Criterio de optimización, que puede ser:
 - minimizar cantidad por cámara;
 - maximizar ley promedio por cámara;
 - maximizar el contenido de metal;
 - maximizar valor acumulado (por ejemplo, US \$).
7. Criterio de Dilución:
 - cálculo de ley promedio entre mineral y estéril;
 - cálculo de ley con extracción selectiva.
8. Definición de zonas de exclusión, donde no pueden ser definidas cámaras.

Fig. 4. — Parámetros de Entrada para Floating Stope.

El método de Floating Stope está en uso en diversas minas. Un caso de aplicación fue el depósito Ranger de oro y uranio localizado en Australia. El depósito fue modelado como una serie de unidades estratigráficas contiguas, con la mineralización "krigada" con un control estratigráfico aplicado usándose una técnica de 'desdoblamiento' ("unfolding").

El método Floating Stope fue usado para determinar el recurso geológico restringido, eliminando los bloques aislados y los bloques abajo de la ley de corte. Los resultados del método Floating Stope fueron testados contra un plano detallado de localización de cámaras y desarrollos calculados manualmente. La comparación resultó muy

cercana en diversos casos, de modo que el ingeniero de planificación pasó a usar el método de Floating Stope para investigar nuevas cámaras y nuevas leyes de corte para la mina.

Otro estudio similar fue usado en el depósito de Pb-Zn-Ag de Cannington, BHP, también en Australia. El depósito también fue modelado como una serie de unidades estratigráficas plegadas. El método Floating Stope fue aplicado para evaluar el mineral que puede ser recuperado en cámaras de diferentes dimensiones, para establecer informaciones para el estudio de factibilidad de la mina. Los resultados obtenidos confirmaron las tendencias que los ingenieros responsables por el diseño habían anticipado. La figura 6 ilustra una representación tri-dimensional de Floating Stope.

OPTIMIZACIÓN DE LA LEY DE CORTE

Los métodos tradicionales de cálculo de la ley de corte consideran el balance de los costos fijos, y costos variables de extracción y proceso contra el retorno. Conceptos más modernos ya consideran el cálculo de la ley de corte no en base a la maximización del flujo de caja, pero si a la maximización del Valor Presente Bruto (Net Present Value, NPV) de la mina. Un ejemplo de la definición más detallada de este concepto es presentado por Lane [1988]. La aplicación práctica de este concepto para minas subterráneas y a rajo abierto está descrita en Whittle y Wharton [1995] y está revisada a continuación.

Los puntos básicos del uso de la técnica de optimización de ley de corte pueden ser descritos como:

1. Uno de los modos de incrementar el flujo de caja en los primeros años de operación es aumentar la ley de corte, que proporciona leyes promedias más altas en la alimentación de la planta de proceso. La pregunta es, ¿cuanto es conveniente aumentar la ley de corte y por cuanto tiempo?
2. El material extraído que no es necesariamente estéril, pero que no alimenta a la planta, puede ser acopiado temporalmente. Esta decisión de usar acopio es difícil de determinar porque depende de factores complejos como la distribución de leyes en la secuencia de producción de la mina, la capacidad de producción y almacenamiento,

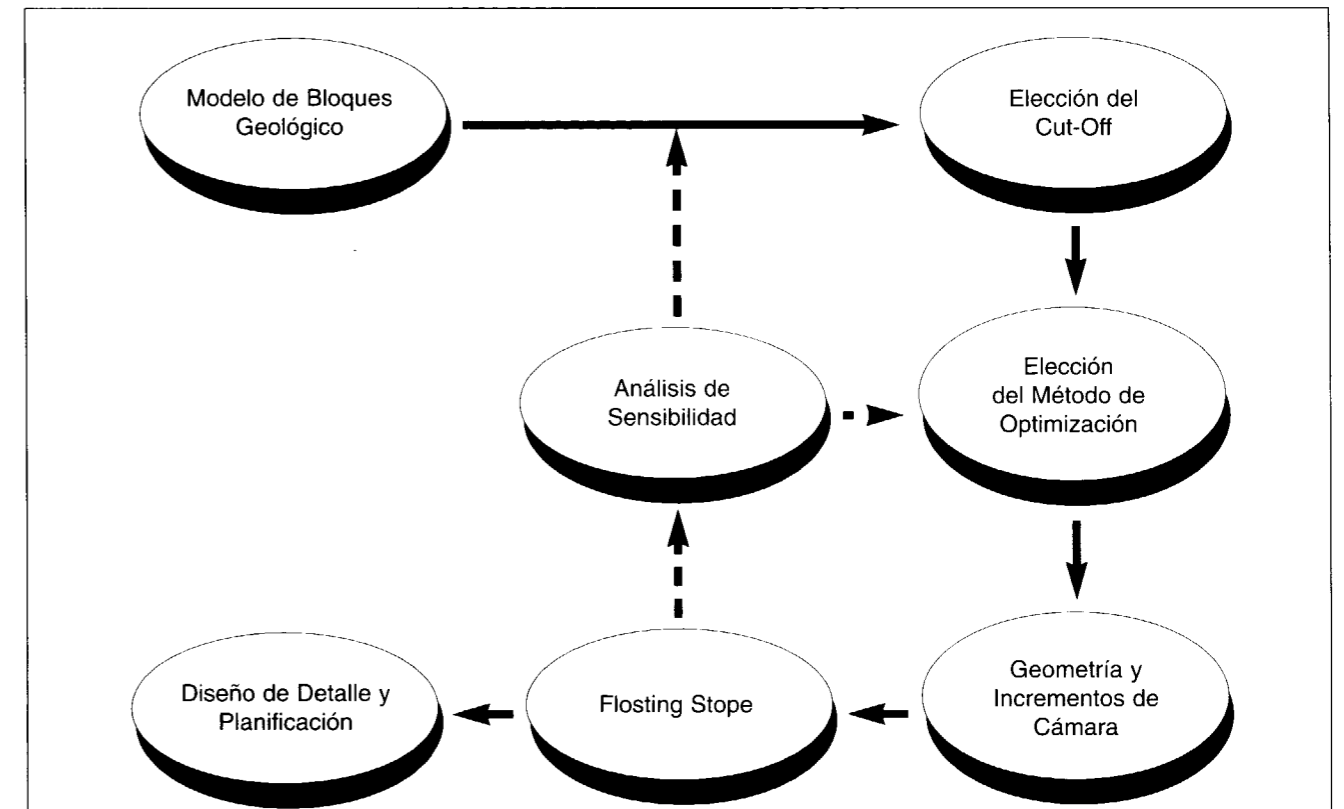


Fig. 5. — Sumario de Eventos en Floating Stope.

el costo específico de almacenamiento. Como determinar si es económico o no usar acopio de material con ley marginal?

3. Normalmente en la vida de la mina, factores operacionales y económicos cambian frecuentemente. ¿Como la ley de corte debe ser actualizada, para tomar en cuenta los cambios de estos factores operacionales y económicos?

En resumen, si la ley de corte de un depósito es aumentada, el material con ley marginal no es aprovechado, y la ley promedio de la alimentación a la planta es mayor, generando un mayor flujo de caja por año. Sin embargo, esta situación depende de algunas decisiones sobre aumentar la ley de corte y por cuanto tiempo, y también el posible uso de acopio del material marginal. La posibilidad de modificar la ley de corte permite no solo maximizar el NPV de la mina, además también establecer un análisis de sensibilidad sobre la variación de la ley de corte. También es importante, en cualquier estudio de

factibilidad de minas subterráneas, estudiar escenarios posibles de ocurrencia en la vida de la mina, como:

1. Necesidad o imposibilidad de uso de acopio;
2. Limitación de la capacidad de producción;
3. Efectos del cambio en el precio del mineral.

CONCLUSIÓN

Si bien los métodos de optimización de planificación de minas a rajo abierto son comúnmente usados en la industria minera, apenas recientemente se introducirán técnicas de optimización para minas subterráneas. Tal situación se presenta principalmente debido a la alta complejidad de los problemas de minas subterráneas. Los desarrollos recientes están asociados al progreso presentado en la industria en aplicaciones de informática específicas para el diseño de minas subterráneas. Dos aplicaciones recientes

están delineadas y descritas aquí: el método Floating Stope, que ofrece herramientas poderosas para la optimización y análisis de sensibilidad sobre reservas extraíbles y geometría de cámaras; y, por otro lado, la optimización de ley de corte, que permite la maximización del NPV de la mina y el análisis de variabilidad de la ley de corte. Como para rajos abiertos, los procedimientos de optimización descritos para minas subterráneas ofrecen datos e informaciones necesarias para el diseño de la mina, pero la intervención del ingeniero de planificación para el diseño detallado y operacional es fundamental para completar el proceso en forma correcta. El objetivo, es que el diseño final tome en cuenta los parámetros operacionales, siguiendo lo más cerca posible los límites establecidos por el procedimiento de optimización.

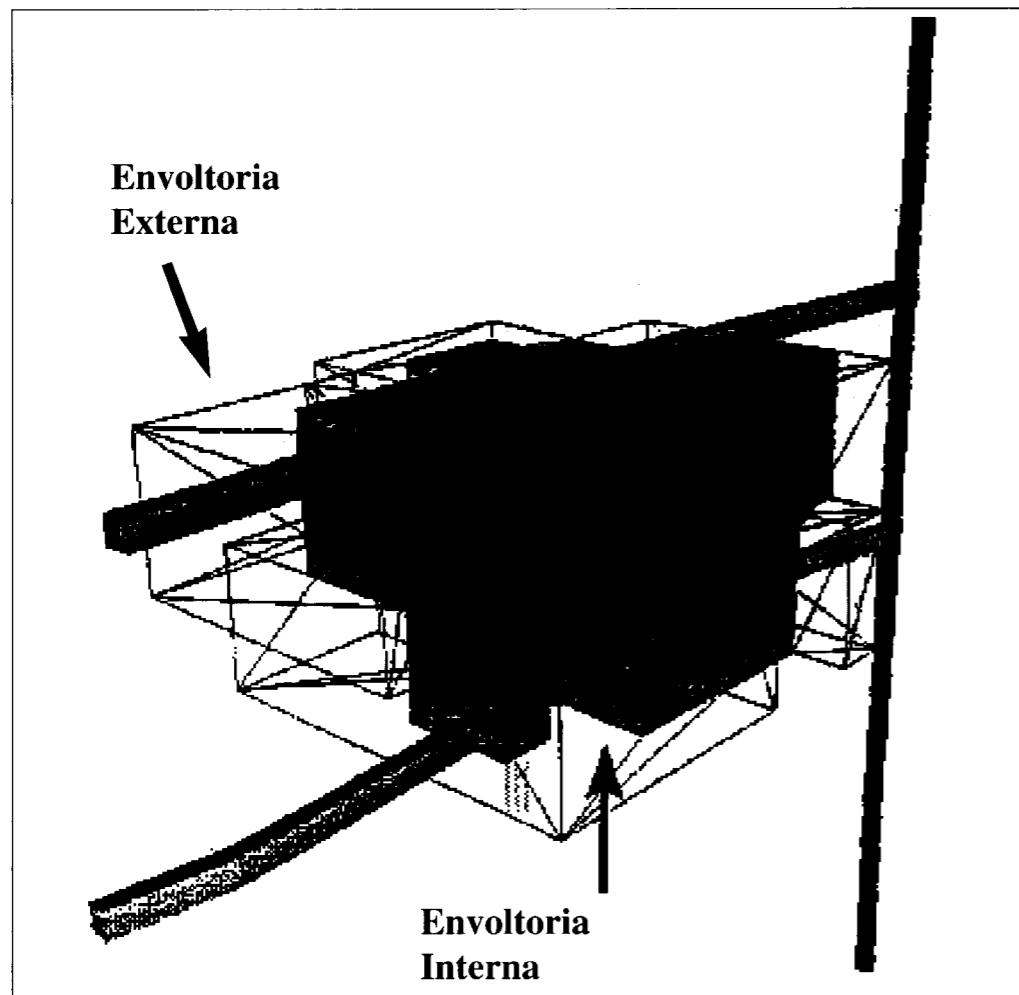


Fig. 6. — Vista 3D de las envoltorias Externa e Interna.

REFERENCIAS

- ALFORD, C (1995): Optimisation in Underground Design, in Proceedings of APCOM XXV (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne).
- NEWTON, M. (1995): Floating Stope Optimiser, in Proceedings of Mineral Resources Evaluation '95 (University of Leeds, UK).
- LANE, K. F. (1988): The Economic Definition of Ore (Mining Journal Books, Limited, London).
- WHITTLE J. and WHARTON, C. (1995): Optimizing Cut-Off Grades, in Proceedings of Optimizing with Whittle (Whittle Programming Pty Ltd, Australia).

Biohidrometalurgia y sulfuros complejos. Investigaciones actuales

Por A. BALLESTER (*)

RESUMEN

La biolixiviación es una técnica hidrometalúrgica que junto a indudables ventajas derivadas del uso positivo de las bacterias, pero también y curiosamente de la mala situación actual de la industria extractiva metálica, presenta alguna desventaja muy determinante desde el punto de vista de su aplicación comercial. Entre éstas, su lenta cinética es la más importante. Para resolver este problema y para tratar de ser cada vez más competitiva, la biolixiviación, como biotecnología asociada a distintas disciplinas, puede recurrir a la biología, a la genética molecular, a la microbiología o la metalurgia química. Precisamente, en la presente comunicación, se resumen algunos de los resultados de los estudios del grupo de Hidrometalurgia de la Universidad Complutense tratando de aportar soluciones a los problemas tanto desde el punto de vista microbiológico como desde el químico-metalúrgico. En este sentido, se hace especial hincapié en el aislamiento de nuevas cepas de bacterias termófilas lixivadoras que presentan una excelente capacidad para la solubilización de metales, estando una de ellas bajo solicitud de patente. Finalmente, se discute el uso de distintos cationes en solución para mejorar las velocidades y el rendimiento de la biolixiviación tanto con bacterias mesófilas como con bacterias termófilas.

Palabras clave: Biohidrometalurgia, Biolixiviación, Microorganismo, Bacteria, Sulfuros masivos.

ABSTRACT

Bioleaching has important advantages as a consequence of the use of bacteria for the attack of sulphide ores. However its commercial implantation is difficult due to its decisive disadvantages, which have not been resolved yet. Among these, its slow kinetics is the most important. To overcome this situation, different approaches to the problem can be tested from different fields of knowledge: microbiology, biochemistry, molecular genetics, and chemical metallurgy. In this paper, some of the results obtained by the Hydrometallurgy group of the Complutense University are reported to provide solutions from the point of view both of microbiology and metallurgy. In this sense, two unknown thermophilic bacteria were isolated from the water of a mine, which have an excellent capacity for metal solubilization from different mineral sulphides. One of these bacteria is being patented. Finally, the use of different cations in solution to improve the rate and the efficiency of bioleaching was checked in the presence of mesophilic and thermophilic bacteria.

Key words: Biohydrometallurgy, Biolixiviation, Microorganism, Bacteria, Massive sulfide deposits.

INTRODUCCION

La industria extractiva de metales está sufriendo una gran depresión, durante ya hace demasiados años, debido a distintos problemas relacionados tanto con aspectos económicos como con aspectos técnicos y medioambientales. En relación a

los primeros, habría que mencionar el bajo precio de los metales en los mercados internacionales y los altos costes del dinero cuando se abordan reformas en las instalaciones para implantar nuevos procesos o mejorar los que se encuentran en uso. Con respecto a los segundos, las leyes de los minerales son cada vez más bajas y paralelamente las reservas son más escasas. Finalmente, la sociedad está ejerciendo, cada vez más, una decidida presión sobre este tipo de industria pesada aplicándole unas normativas medioambientales terriblemente estrictas y

(*) Departamento de Ciencia de Materiales e Ingeniería Metalúrgica. Facultad de Ciencias Químicas. Universidad Complutense 28040 Madrid

muchas veces, es cierto, no acomodadas a la realidad industrial del sector. En cualquier caso, a nadie se le oculta la necesidad de ser cada vez más cuidadosos con este último aspecto lo cual significa grandes inversiones y por tanto encarecimiento de los procesos extractivos.

Ante esta situación, se están haciendo grandes esfuerzos para tratar de implantar procesos que incorporen tecnologías baratas y al mismo tiempo respetuosas con el medio ambiente. Por su propia naturaleza, la *biolixiviación*, o *lixiviación bacteriana*, podría ser una alternativa, a corto plazo, a los procesos convencionales de tratamiento de materias primas metálicas.

La biolixiviación se define como el ataque químico de una determinada materia prima con la colaboración directa o indirecta de distintas bacterias, bien sea mesófilas (creciendo hasta unos 40°C) o termófilas (creciendo por encima de la anterior temperatura). Entre las primeras es necesario mencionar las del género **Thiobacillus** y **Leptospirillum** y entre las segundas las del género **Sulfolobus**.

Durante los últimos 30 años, se han hecho esfuerzos muy importantes para poder aplicar esta biotecnología en la hidrometalurgia de distintas materias primas. En la actualidad, se aplica con éxito al tratamiento de minerales pobres o marginales de cobre y de uranio, y en la metalurgia por vía húmeda para la recuperación de oro y plata a partir de minerales refractarios sulfurados.

Las ventajas de la biolixiviación son importantes, aunque desde un punto de vista industrial todavía hay que hacer grandes esfuerzos para resolver sus principales desventajas. Entre éstas merece la pena resaltar las siguientes:

- Obtención de disoluciones diluidas que, a menudo, no son directamente utilizables en la precipitación de los metales contenidos.
- Producción de efluentes ácidos que deben ser neutralizados antes de su vertido.
- Falta de reactores adecuados y, sobre todo, optimizados para realizar la lixiviación de concentrados en sistemas agitados.
- La generalmente mala situación de la industria extractiva que no permite aventuras en

cuanto a la implantación de nuevos procesos con ciertas incertidumbres tecnológicas.

- Pero sobre todo, las lentas cinéticas de reacción que no permiten manejar tiempos de lixiviación comparables a los de la hidrometalurgia convencional.

Debido a estos problemas, la biolixiviación no es aplicable de manera general a minerales de ley alta o a concentrados, como podrían ser los de los sulfuros polimetálicos o complejos. Por esta razón, la investigación debe ser dirigida a determinar los mecanismos de esta biotecnología que permitan su mejor conocimiento y por lo tanto la posibilidad de reducir o eliminar las desventajas ya comentadas. A nivel internacional, los esfuerzos están siendo dirigidos hacia distintos objetivos que se pueden concretar en distintas líneas de investigación:

- Bioquímica y genética molecular
- Microbiológica
- Químico-metalúrgica.

Desde la *bioquímica*, se han realizado múltiples y variadas investigaciones, que si bien, es cierto, han profundizado en el conocimiento de los mecanismos biológicos de los microorganismos que toman parte en la biolixiviación, no han conseguido mejoras que aporten nuevos alicientes industriales a la operación. En este sentido, el conocimiento de las enzimas que toman parte en el proceso no ha avanzado lo suficiente. Desde la *genética molecular*, se ha avanzado en el conocimiento del mapa genético de un organismo como **Thiobacillus ferrooxidans** pero las manipulaciones genéticas, aunque se han realizado, no ha sido posible mantenerlas en condiciones de trabajo real y por lo tanto su aplicación industrial no ha sido posible.

Desde la perspectiva de la microbiología, las mayores aportaciones han venido de la mano del aislamiento de nuevos o, mejor, desconocidos microorganismos que han permitido, sobre todo, el trabajar en condiciones de temperaturas extremas facilitando, por tanto, la cinética de las reacciones desde un punto de vista químico, además de biológico.

Finalmente, desde un punto de vista químico o metalúrgico, la mejora del proceso de biolixiviación pasa por favorecer el mecanismo electro-

químico de disolución de los sulfuros. Según Habashi [1], la cinética de estos procesos está influenciada por la estructura cristalina del sólido y por la presencia de defectos e impurezas en su red cristalina. Así, las impurezas en solución sólida, la presencia de diferentes fases minerales y el uso de diferentes iones en solución son muy importantes. Estas características del mecanismo electroquímico influyen directamente la cinética porque modifican la velocidad de transferencia electrónica a través del sólido y finalmente la cinética de reacción. Por ejemplo, la presencia de impurezas acelera esta transferencia de electrones y hace la lixiviación más fácil. Esto ha sido muy bien desarrollado por Vaughan [2] y demostrado durante el ataque oxidante de sulfuros tales como la esfalerita [3-5].

Desde otro punto de vista, la presencia de diferentes fases minerales provoca la formación de pares galvánicos en los cuales el sólido con el potencial de reposo más alto y negativo se lixivia preferencialmente. Además, estas interacciones hacen la transferencia electrónica más fácil y son fundamentales en los concentrados de sulfuros polimetálicos en los que aparecen pirita, calcopirita, esfalerita, galena, etc. En relación a este fenómeno, se han publicado muchos trabajos tanto en ausencia [6-9] como en presencia de bacterias [10-18].

Por último, diferentes iones en solución pueden modificar el comportamiento electroquímico de un sólido después de haberse fijado sobre su superficie. Esta posibilidad es la más adecuada para favorecer el proceso puesto que, a diferencia de lo que ocurre con las impurezas y con los pares galvánicos, el sistema se puede modificar externamente. Sobre esta última posibilidad se ha trabajado mucho últimamente y se aborda con mayor profundidad en los párrafos siguientes.

Ante esta situación, a continuación, se resumen algunos de los resultados más importantes generados por las investigaciones que han sido realizadas, durante los últimos diez años, por el grupo de Hidrometalurgia de la Universidad Complutense de Madrid. En función de lo expuesto, los campos en que se ha centrado la investigación están referidos a la microbiología de especies desconocidas y a la mejora del proceso electroquímico de disolución de sulfuros en presencia de bacterias y de distintos iones en solución.

AISLAMIENTO DE MICROORGANISMOS DESCONOCIDOS

Durante los últimos años, y como resultado de la colaboración del citado grupo de la Universidad Complutense y un grupo de Microbiología de la Universidad Autónoma de Madrid, dirigido por el Prof. Ricardo Amils, se han desarrollado distintas investigaciones que han dado como resultado el aislamiento de dos nuevos microorganismos desconocidos hasta este momento [19]. De ellos, uno es termófilo moderado (TMRT) y el otro extremo (TERT). En la tabla I se muestran sus características morfológicas y metabólicas fundamentales. A continuación, por su mayor interés aplicado, nos referiremos al segundo de estos microorganismos.

Desde el descubrimiento de **T. ferrooxidans** y la determinación de su papel en la biolixiviación [20], se han aislado otros microorganismos, a partir de aguas de minas, capaces de participar en este tipo de procesos. Al comienzo, la mayoría de los nuevos microorganismos fueron mesófilos y junto al citado **T. ferrooxidans** se aislaron otros como **T. thiooxidans**, **L. ferrooxidans** y otras especies del género **Thiobacillus**.

Como se apuntaba anteriormente, los procesos industriales que emplean estas bacterias tienen problemas debido a que sus cinéticas son demasiado lentas. El éxito en el aislamiento de varias especies termófilas capaces de crecer sobre sulfuros minerales como fuente de energía ha provocado un nuevo medio de resolver este problema capital de la biolixiviación y, de hecho, varios investigadores han recomendado su uso para mejorar la cinética de lixiviación de una gran variedad de minerales y concentrados [21-22]. Además, el incremento en la temperatura del proceso favorece la velocidad de las reacciones químicas.

Las bacterias termófilas más utilizadas en biolixiviación son las del género **Sulfolobus** [23]. En este sentido, recientemente, un nuevo microorganismo, antes referido como TERT, fue aislado a partir de mineral originario de Río Tinto (Huelva, España) cuando se procedía a determinar microorganismos preexistentes en un mineral rico en cobre. Se le ha asignado el nombre científico de **Sulfolobus rivotincti**. Este microorganismo es distinto a todos los conocidos hasta el momento y presenta una interesante capacidad para extraer metales a partir de calcopirita y

sulfuros polimetálicos complejos. Es una arqueobacteria termófila extrema, quimiolitótrofa estricta, acidófila extrema, aerobia, móvil, no esporulante, de forma esférica, ligeramente irregular y de aproximadamente 1 micrómetro de diámetro. Por sus propiedades diferenciales con respecto a otras bacterias que se desarrollan en habitats similares, esta bacteria ha sido patentada [24].

La capacidad de extracción metálica del nuevo microorganismo se comprobó sobre tres concentrados de sulfuros complejos, en los que la solubilización de cobre fue mayor que en el caso de otras bacterias estudiadas hasta el momento. También se han realizado pruebas con calcopirita, un mineral de difícil biolixiviación, solubilizándose la mayor parte del cobre presente en las muestras.

Tabla I. Características morfológicas y fisiológicas de los nuevos microorganismos termófilos aislados.

Características	TMRT	<i>Sulfolobus rivotincti</i> TERT
Tamaño	0,5x1,5-2,0 µm	1,0x1,0 µm
Forma	Bacilos irregulares. Individuos aislados o cadenas cortas de 3-4 individuos	Cocos. Casi siempre aislados y en muy raras ocasiones en parejas
Esporas	No	No
Pared celular	Gram negativa	
Lípidos de membrana	Esteres (eubacteria)	Eteres (arqueobacteria)
Movimiento	Flagelo polar	Pilios (¿?)
Fuentes de energía	Quimiolitótrofo estricto	Quimiolitótrofo estricto
S elemental	+++	+
Fe ²⁺	-	+
Sulfuros minerales naturales	++	+++
Sustancias orgánicas	-	-
Rango de pH (Óptimo)	0,8-4,5 (2,0) Acidófilo extremo	0,9-4,5 (1,5) Acidófilo extremo
Rango de temperatura (Óptimo)	30-<60° C (48-50° C) Termófilo moderado	50-74° C (68,5° C) Termófilo extremo
Relación con el oxígeno	Aerobio	Aerobio
DNA (G+C)	61,7	-
	Posiblemente una nueva especie del género <i>Thiobacillus</i>	Nueva especie del género <i>Sulfolobus</i>

Su capacidad de lixiviación se determinó mediante experimentos en que la fuente de energía para el desarrollo del microorganismo eran concentrados de sulfuros polimetálicos complejos, con una densidad de pulpa del 3%. Se utilizaron tres concentrados minerales distintos con las composiciones químicas y mineralógicas que se muestran en la tabla II.

Después de la biolixiviación de los concentrados, la cual se realizó con agitación orbital y a 68° C, se observó una alta concentración de cobre y cinc

en solución (figuras 1 y 2), muy por encima de las alcanzadas en los ensayos estériles, lo que puso de manifiesto la participación de las bacterias en el proceso. Con respecto al hierro, en el concentrado CCu (figura 3), su concentración en la solución fue mucho más pequeña que durante el ataque de los otros concentrados (figuras 4 y 5) debido a que el pH (figura 6) que se mantuvo durante el ensayo provocó una gran precipitación de sales férricas. La mayor parte del hierro estaba en forma férrica, lo que indica el carácter ferroxidante de los microorganismos.

Tabla II. Composición química y mineralógica de los concentrados atacados con *Sulfolobus rivotincti*.

	CCu	CCuL	CGRT
Procedencia	Boliden Aznalcollar	Riotinto Minera, SA	Riotinto Minera, SA
Cobre (%)	16,2	15,7	14,0
Hierro (%)	31,9	17,1	25,0
Cinc (%)	7,3	5,5	17,1
Plomo (%)	4,8	¿?	1,7
Fases minerales	Calcopirita, calcosina, pirita, blenda y galena	Calcopirita, pirita y blenda	Calcopirita, blenda y pirita

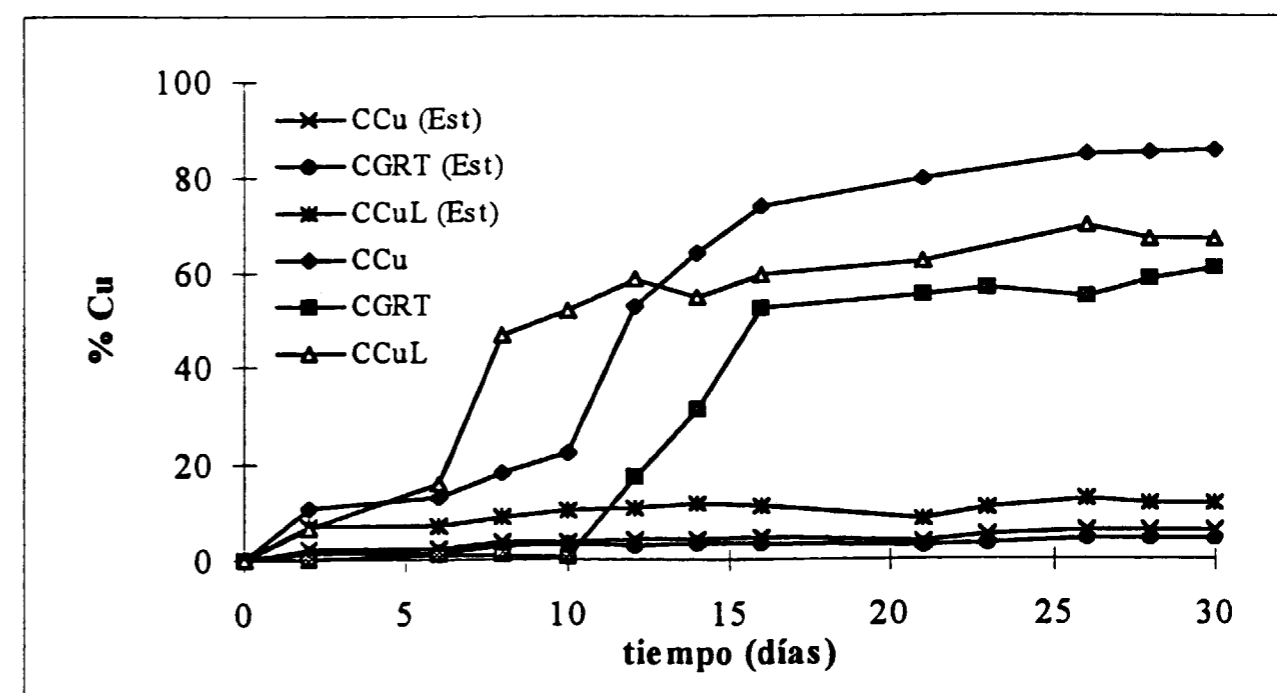


Figura 1. — Disolución de cobre a partir de los diferentes concentrados usando el microorganismo TERT.

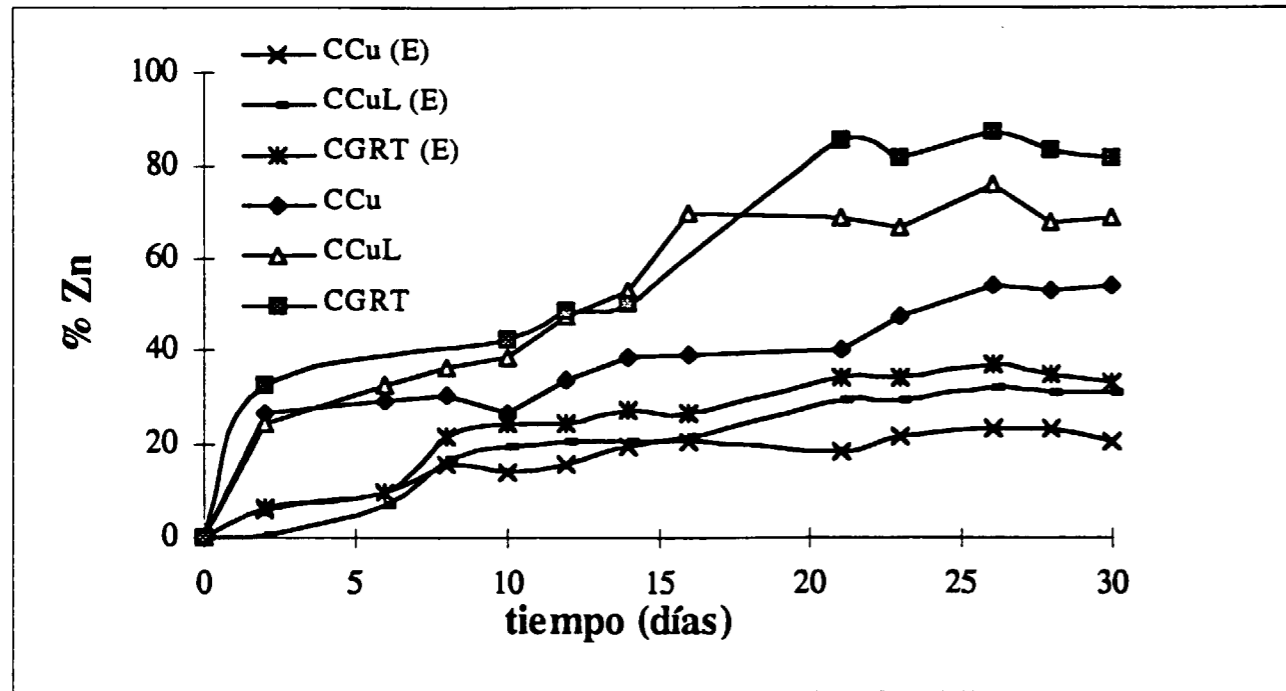


Figura 2. — Disolución de cinc a partir de los diferentes concentrados usando el microorganismo TERT.

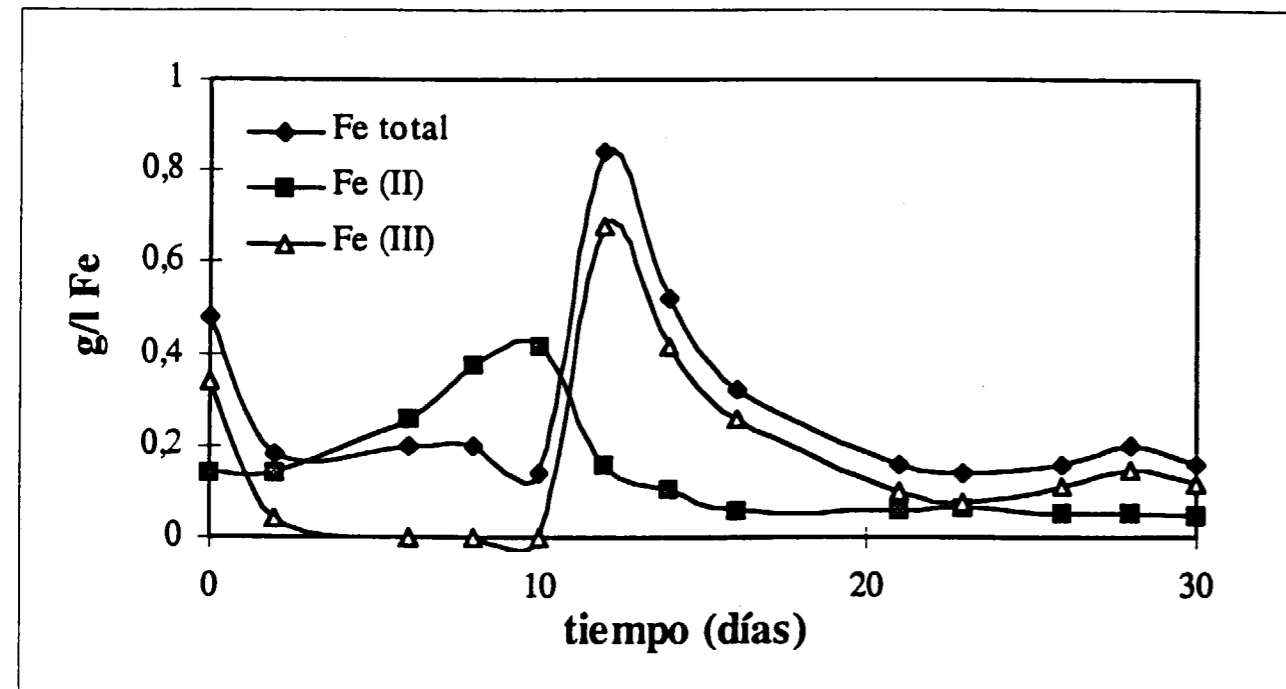


Figura 3. — Estado de oxidación del hierro en el ensayo inoculado con TERT sobre el concentrado CCu.

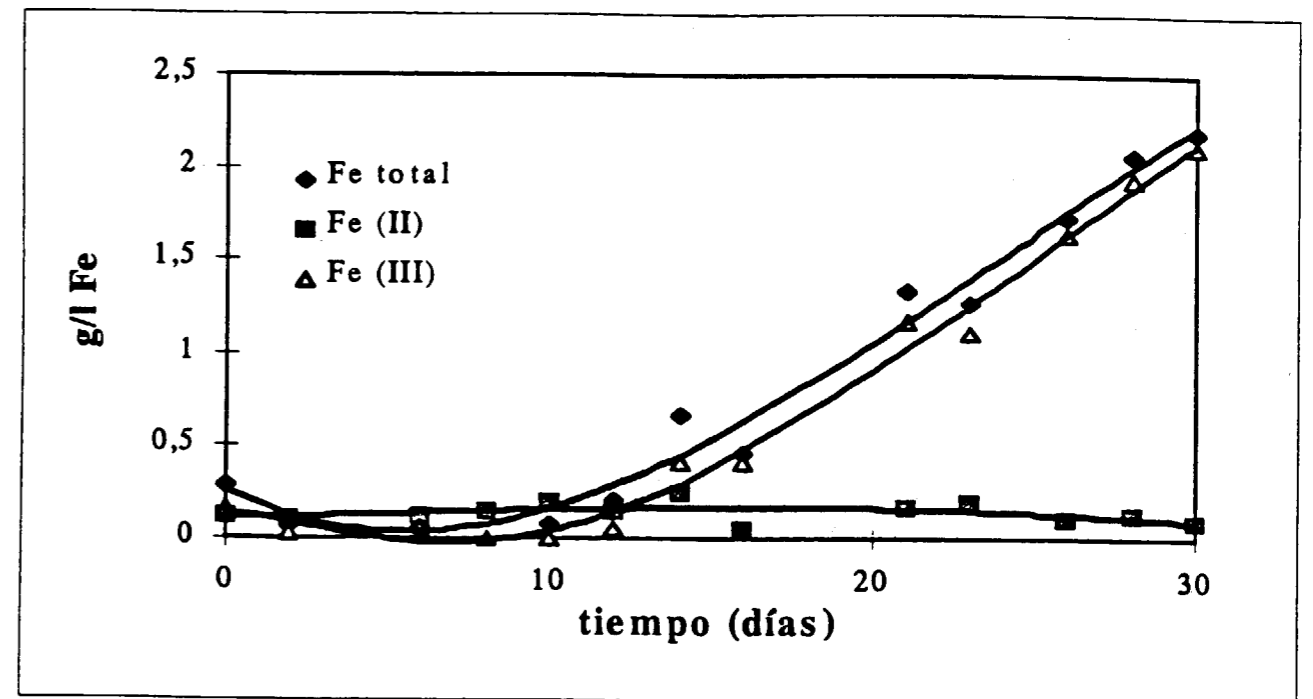


Figura 4. — Estado de oxidación del hierro en el ensayo inoculado con TERT sobre el concentrado CGRT.

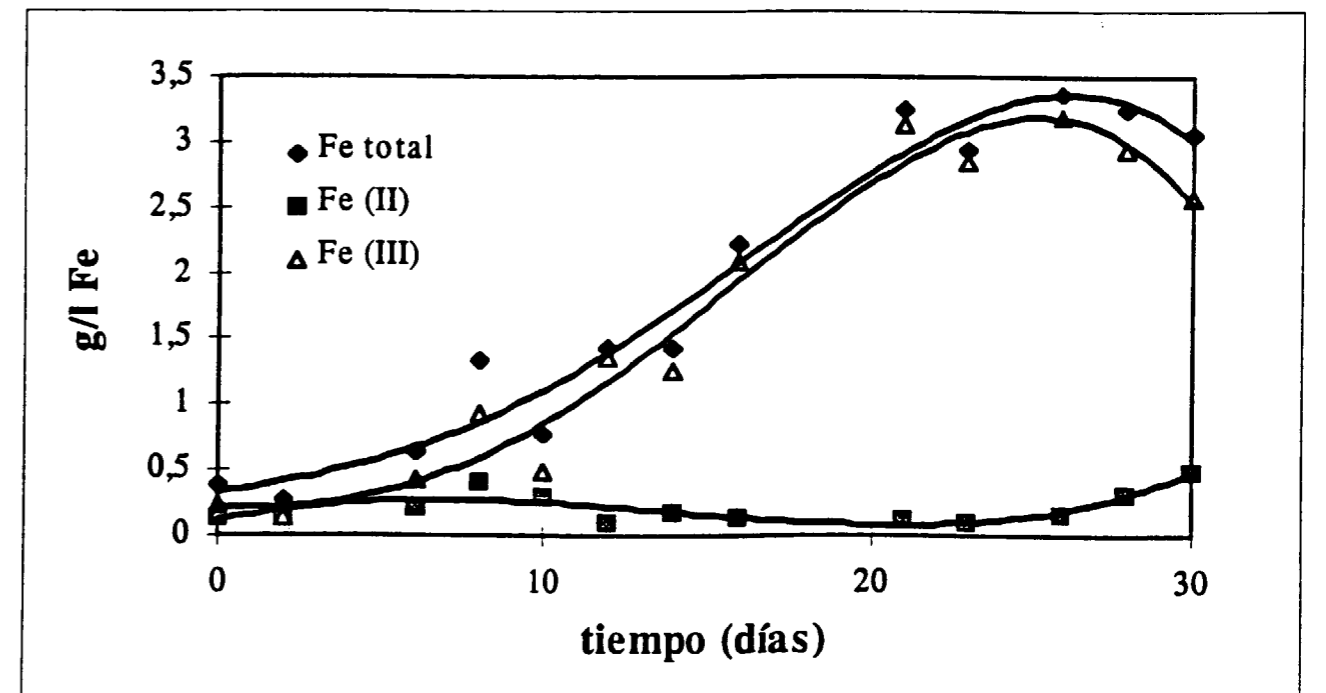


Figura 5. Estado de oxidación del hierro en el ensayo inoculado con TERT sobre el concentrado CCuL.

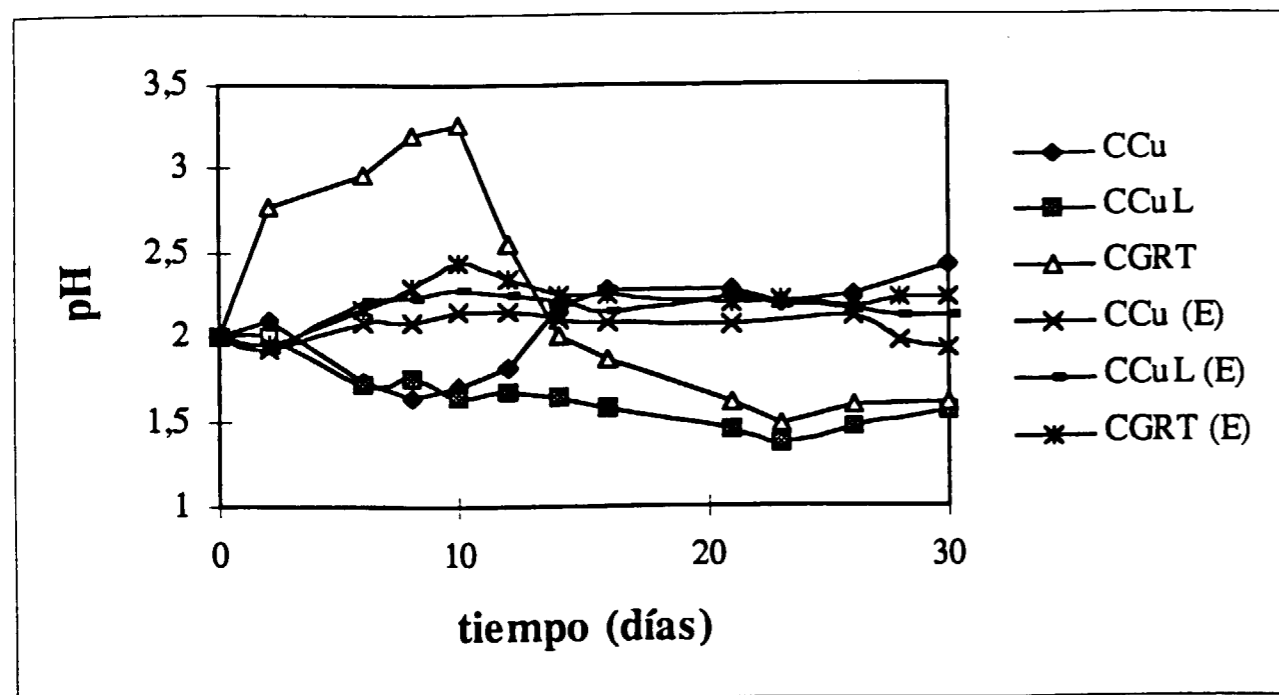


Figura 6. Evolución del pH en los ensayos realizados sobre los diferentes concentrados inoculados con el microorganismo TERT.

MEJORA DEL MECANISMO ELECTROQUÍMICO DE DISOLUCIÓN

Antecedentes

Dentro de las acciones que más arriba se comentaban como posibles para mejorar el mecanismo electroquímico de lixiviación de los sulfuros, el uso de iones en solución que favorezcan el proceso es la única que se presenta como viable. Las otras dos, impurezas en solución sólida y formación de pares galvánicos, son consubstanciales al mineral a atacar y por tanto no modificables externamente para mejorar la cinética del sistema.

Esta línea de investigación ha sido desarrollada por nuestro equipo de investigación durante los últimos años con varias importantes ayudas de la Comisión Interministerial de Ciencia y Tecnología y la Comisión de la Unión Europea. Fruto de todos estos proyectos han sido varias Tesis Doctorales y numerosas publicaciones tanto a nivel básico (mecanismo) como a nivel aplicado (cinéticas de reacción en distintos tipos de reactores). Las citas más importantes se recogen en la bibliografía [25-36].

Los primeros estudios de este tipo fueron realizados por Scott y Dyson [37] quienes investigaron el efecto de varios metales sobre la lixiviación a presión del sulfuro de cinc. Desde entonces, se han publicado distintos trabajos describiendo la lixiviación de los sulfuros metálicos más comunes en presencia de cationes como cobre, bismuto, molibdeno, rutenio, hierro, plata, etc. Concretamente, este último metal ejerce una gran influencia en la lixiviación de la calcopirita.

En el caso del ZnS, Scott y Dyson indicaron que cuando un ion actúa sobre el sulfuro lo hace a través de un mecanismo electroquímico con la reacción anódica de disolución del cinc y una reacción catódica de reducción del oxidante, en este caso el oxígeno. Además, para que tales iones puedan catalizar el proceso se deben cumplir las siguientes condiciones:

- 1) El cristal del sólido debe ser activado por la incorporación de los iones catalizadores a la superficie del mineral desplazando al metal formador del sulfuro inicial.
- 2) El catalizador debe ser capaz de formar un par redox que participe en las reacciones químicas entre el sulfuro y el oxidante en solución.

Peters [38] introduce un nuevo factor a tomar en consideración, a saber, que el catalizador debe incrementar la rugosidad de la superficie con la consecuencia de que las áreas catódicas sobre el sólido aumenten y por lo tanto la eficacia del ataque.

Un buen ejemplo de la influencia de estos iones es el caso del ataque de la calcopirita en presencia de un oxidante y de iones plata. La calcopirita es uno de los más insolubles entre los sulfuros más comunes. Este es el caso también durante la biolixiviación. Sin embargo, la recuperación y la cinética de la reacción son mejoradas apreciablemente, incluso en presencia de bacterias, utilizando plata que se añade al sistema de lixiviación.

El primer estudio en ausencia de bacterias dio lugar a dos patentes [39-40]. Después, otros autores publicaron sus resultados sobre el mecanismo de la reacción [41-43] y finalmente se propuso un diagrama de flujo para una operación a gran escala [44].

La plata ha sido utilizada también como catalizador en la biolixiviación de la calcopirita [45] y se han realizado varias investigaciones interesantes en este campo [46-48]. El proceso, además de incrementar la velocidad de lixiviación y la extracción del cobre, transforma el azufre sulfuro en azufre elemental.

Otros autores han estudiado la reacción en presencia de bacterias [25, 49-52]. Ballester y col. [25, 49] y Ahonen y Touvinen [50,51] han propuesto, en presencia de bacterias, un mecanismo similar al de Miller y col. [41] y Price y Warren [42], en un medio abiótico. La bacteria juega un papel indirecto en el proceso facilitando la oxidación del hierro ferroso a férrico y despolarizando la semireacción catódica. Un análisis del trabajo desarrollado hasta la fecha muestra que el mecanismo real que se pone en juego en estos sistemas no es totalmente conocido y es necesario realizar nuevos estudios básicos con herramientas como la microscopía electrónica, espectroscopía Auger, XPS y técnicas electroquímicas.

Resultados en presencia de microorganismos mesófilos

Para conocer el efecto de distintos cationes sobre la biolixiviación con un cultivo mixto

mesófilo formado esencialmente por **T. ferrooxidans**, **T. thiooxidans** y **L. ferrooxidans**, se eligió el concentrado CGRT descrito en un apartado anterior (tabla II) el cual tenía un tamaño inferior a 22 micrómetros en un 80 % de su peso. Los ensayos se realizaron en incubador orbital a 120 rpm y con una densidad de pulpa del 5 %. La temperatura fue 35° C y se utilizó un medio nutriente 9K con un pH inicial ajustado a 2 con ácido sulfúrico. Los cationes fueron introducidos en el medio de lixiviación a través de las siguientes sales respectivas: Ag_2SO_4 , $Bi(NO_3)_3 \cdot 5H_2O$, $HgSO_4$ y $SnCl_2 \cdot 2H_2O$.

Junto a los ensayos para conocer la influencia del correspondiente catión, se realizaron otros tres ensayos de control. El primero, o de referencia, se realizó con inoculación pero sin catalizador. El segundo y tercero fueron mantenidos estériles y el mineral fue atacado bien con medio nutriente (estéril 1) o bien con medio nutriente y catión (estéril 2).

Efecto de la plata

La figura 7 muestra los resultados de la lixiviación en presencia y ausencia de este catión a las concentraciones señaladas. Las curvas de disolución de cobre muestran que la plata juega un importante papel en la solubilización de este metal y que, dentro de las concentraciones ensayadas, esta variable no fue importante. En el caso de la disolución del cinc, la plata prácticamente no ejerció efecto alguno.

Efecto del mercurio

La figura 8 muestra la disolución del cobre y del cinc en presencia de tres concentraciones distintas del catión. El mercurio aumentó la velocidad de disolución de ambos metales y además la recuperación del cinc. Sin embargo, la extracción en ausencia de bacterias fue muy pobre.

Efecto del bismuto

La figura 9 muestra los resultados en presencia de este nuevo catión, también a tres concentraciones distintas. En ausencia de bacterias, el bismuto no tuvo efecto sobre la disolución del cobre y del cinc. Sin embargo, su adición al medio de reacción, en presencia de bacterias, incrementó las velocidades de disolución de ambos metales aunque no la recuperación final.

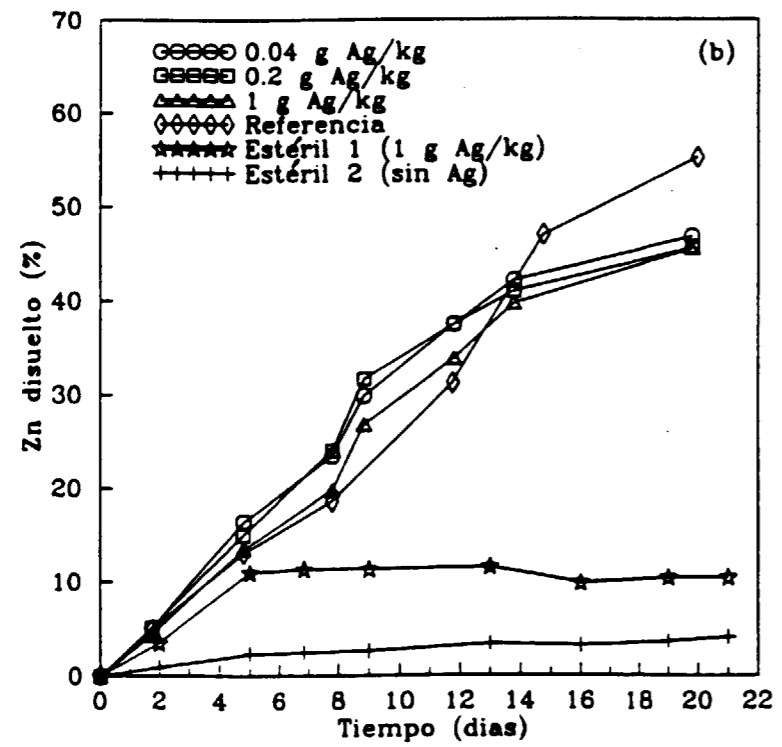
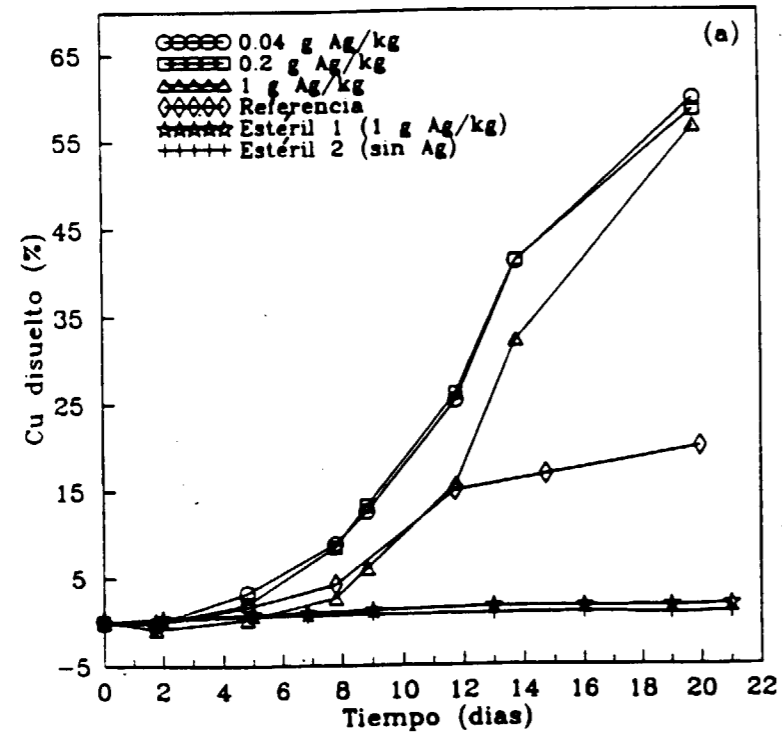


Figura 7. Biolixiviación con plata. Influencia de la concentración de catalizador en la velocidad de disolución de a) Cu y b) Zn a partir del concentrado global G1.

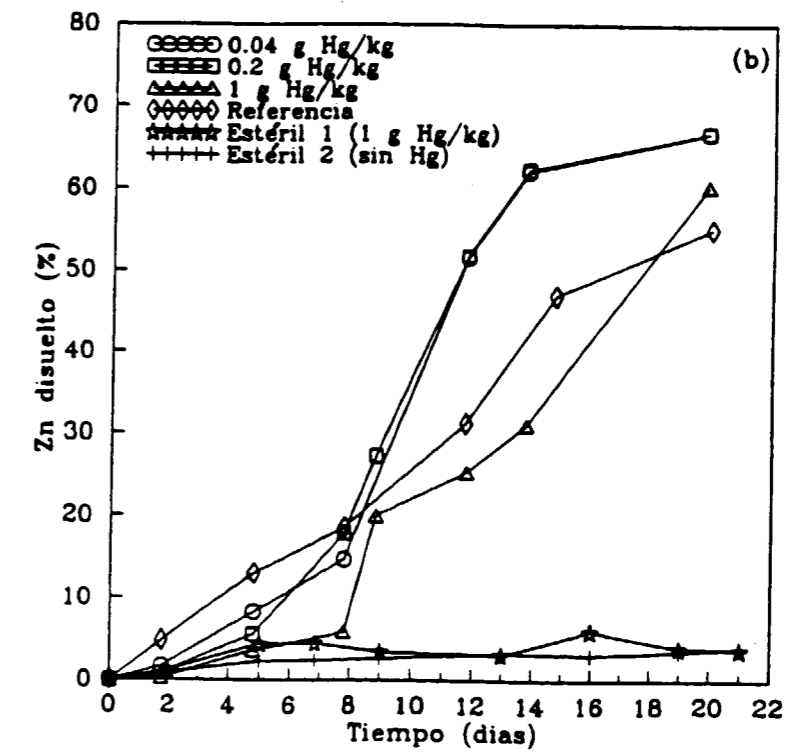
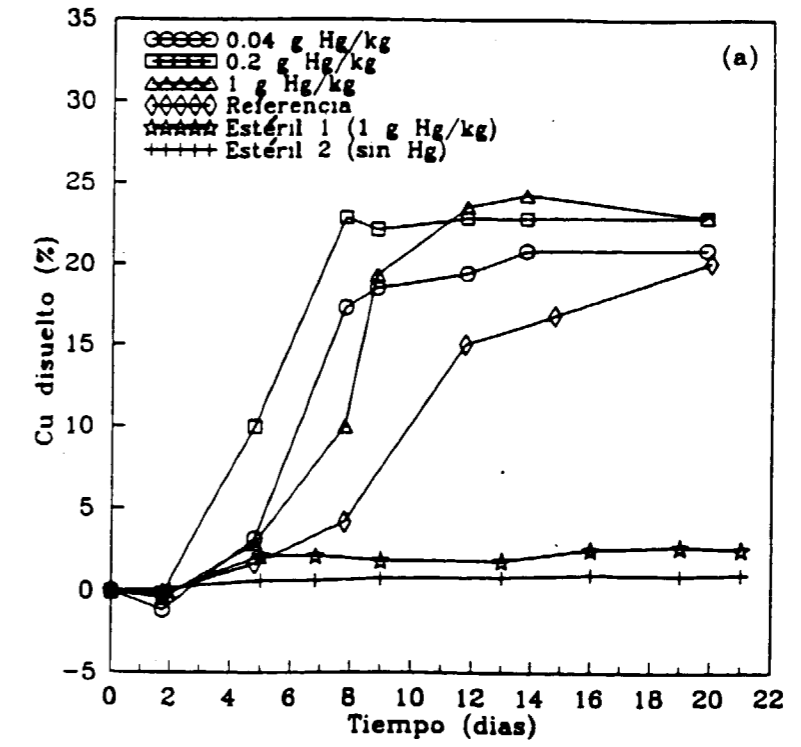


Figura 8. Biolixiviación con mercurio. Influencia de la concentración de catalizador en la velocidad de disolución de a) Cu y b) Zn a partir del concentrado global G1.

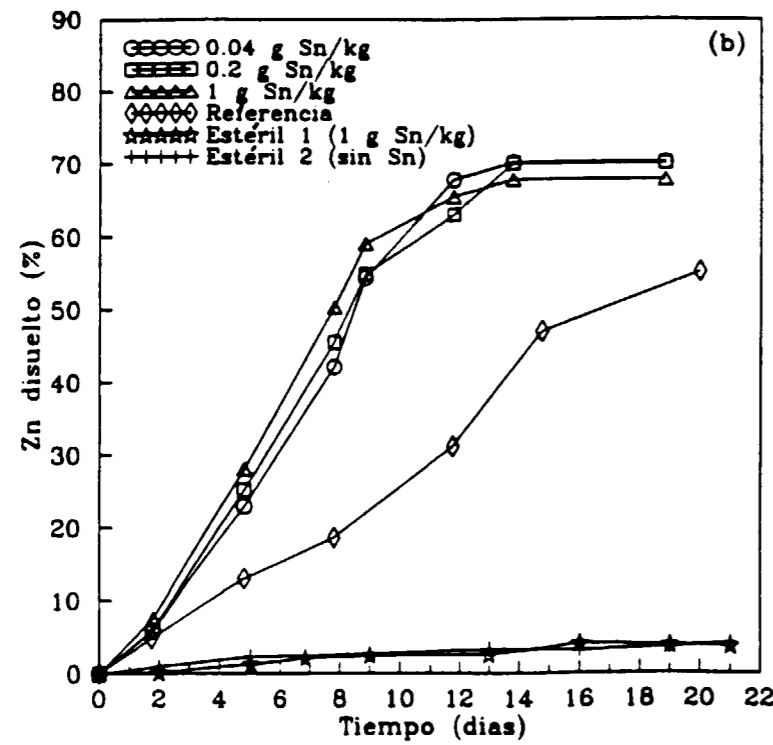
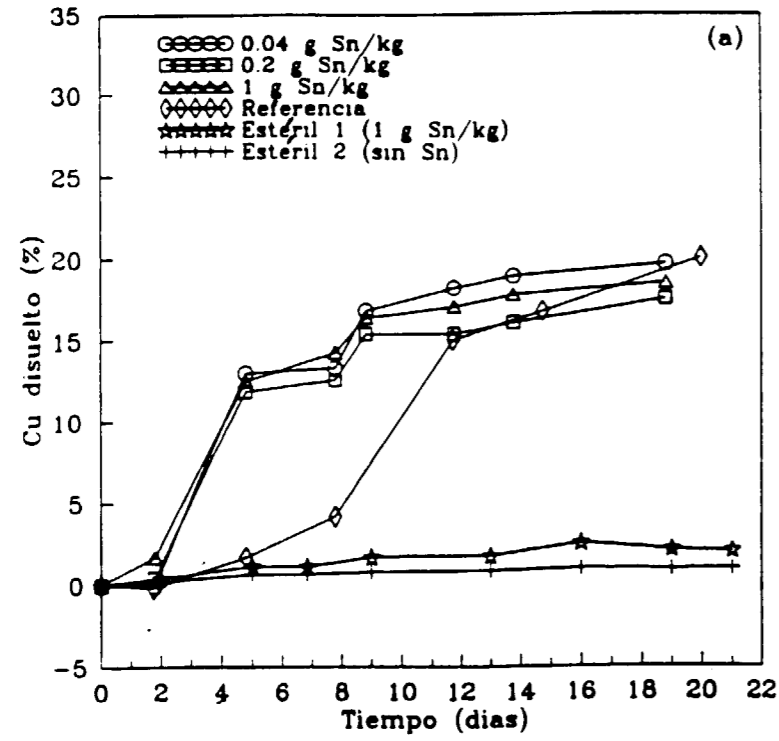


Figura 9. Biolixiviación con bismuto. Influencia de la concentración de catalizador en la velocidad de disolución de a) Cu y b) Zn a partir del concentrado global G1.

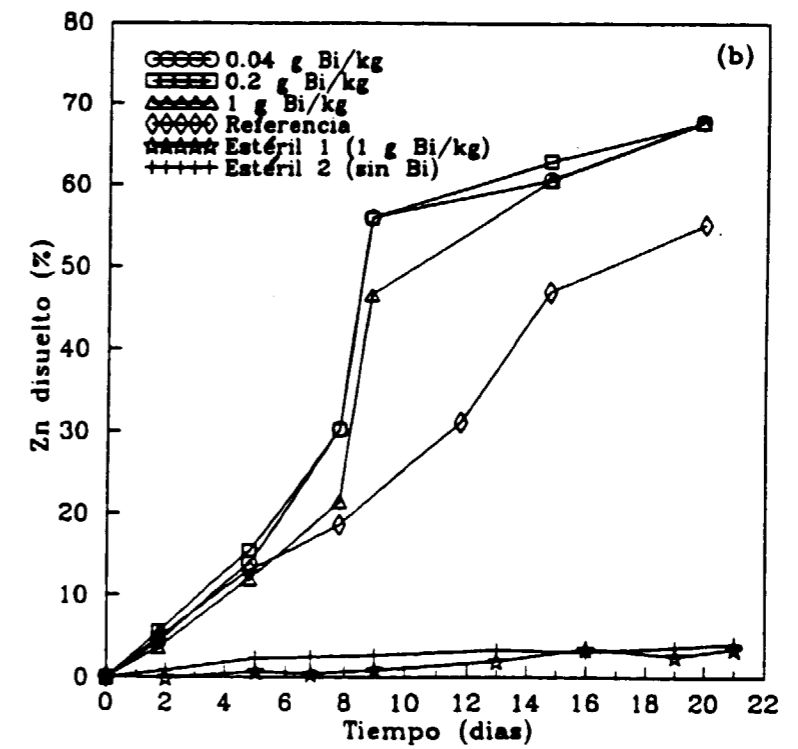
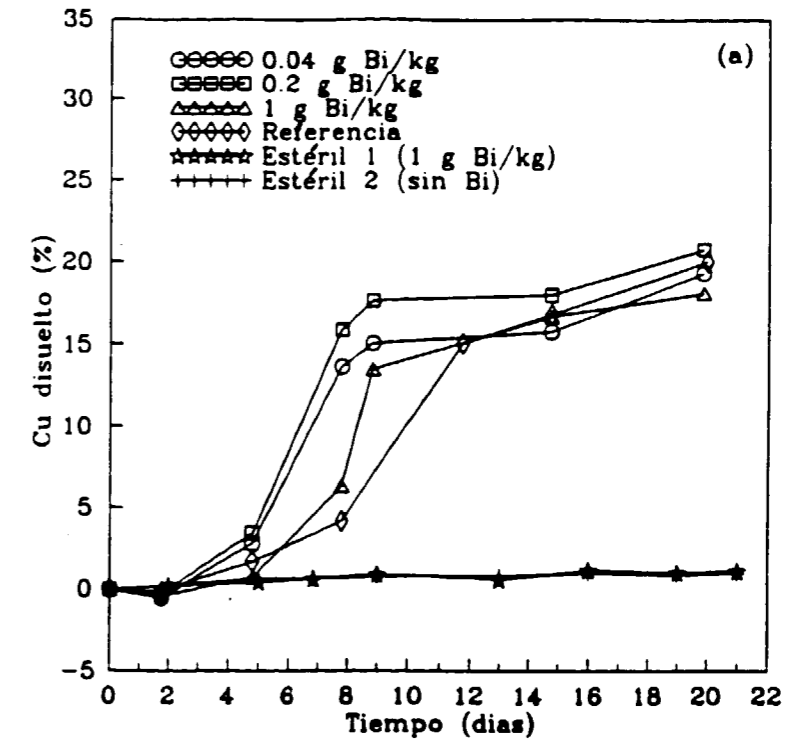


Figura 10. Biolixiviación con estaño. Influencia de la concentración de catalizador en la velocidad de disolución de a) Cu y b) Zn a partir del concentrado global G1.

Efecto del estaño

La figura 10 muestra, como en los casos anteriores, las solubilizaciones de cobre y cinc en presencia de tres concentraciones distintas de estaño. El catión aumentó la velocidad de lixiviación y el rendimiento en la recuperación del cinc, aunque en el caso del otro metal, cobre, sólo aumentó la velocidad de ataque de la calcopirita.

En presencia de estaño, el período inicial de biolixiviación fue muy corto en comparación con lo sucedido con los otros cationes. Este hecho pudo estar relacionado con un alta liberación inicial de hierro ferroso al medio de ataque, que favoreció un rápido crecimiento de las bacterias desde el principio de los ensayos.

Resultados en presencia de microorganismos termófilos

Para comprobar el efecto de los cationes anteriormente mencionados, en presencia de un cultivo de *Sulfolobus*, se atacó un concentrado de calcopirita en distintas condiciones. Son de resaltar los malos resultados alcanzados en cuanto a favorecer de esta manera la lixiviación del cobre. Concretamente, la plata mostró una acción prácticamente nula a nivel tanto de velocidad de reacción como de recuperación final de metal con respecto a ensayos en ausencia del catión.

En cualquier caso, a continuación se muestran los resultados que se obtuvieron en el ataque de

tres concentrados de cobre, cinc y global poli-metálico, respectivamente, en presencia de un cultivo de *Sulfolobus* BC. En la tabla III se muestran sus características químicas y mineralógicas.

Los ensayos se realizaron en tres tipos distintos de reactores: matraces erlenmeyer de 250 ml, reactores agitados mecánicamente de 500 ml y reactores con agitación neumática de 400 ml. Se ensayaron distintas densidades de pulpa (1, 3 y 5 %). La temperatura en todos los ensayos fue de 70° C y el pH inicial de 2 en un medio nutriente Norris.

Biolixiviación del concentrado de cobre

La figura 11 muestra la recuperación de cinc, cobre e hierro en los tres reactores utilizados. Se debe destacar la rápida y casi total disolución del primero de los metales y las muy altas recuperaciones del segundo. Asimismo, el sistema de agitación menos efectivo fue el de agitación neumática.

Biolixiviación del concentrado de cinc

La figura 12 nos muestra la disolución del cinc y del hierro contenidos en el mineral, como una función de la densidad de pulpa, en un reactor agitado mecánicamente. No se indica la disolución del cobre por su bajo contenido en la materia prima tratada. Como conclusión más importante hay que resaltar la gran influencia de la densidad de pulpa sobre este tipo de bacterias.

Tabla III. Composición química y mineralógica de los concentrados atacados con *Sulfolobus* BC.

Procedencia	Diferencial de Cu Boliden Aznalcollar	Diferencial de Zn Boliden Aznalcollar	Global Riotinto Minera, SA
Cobre (%)	15,8	0,5	15,4
Hierro (%)	17,5	9,5	27,4
Cinc (%)	4,0	51,1	17,9
Plomo (%)	5,4	2,3	1,9
Fases minerales	Calcopirita	Blenda	Calcopirita, blenda y pirita

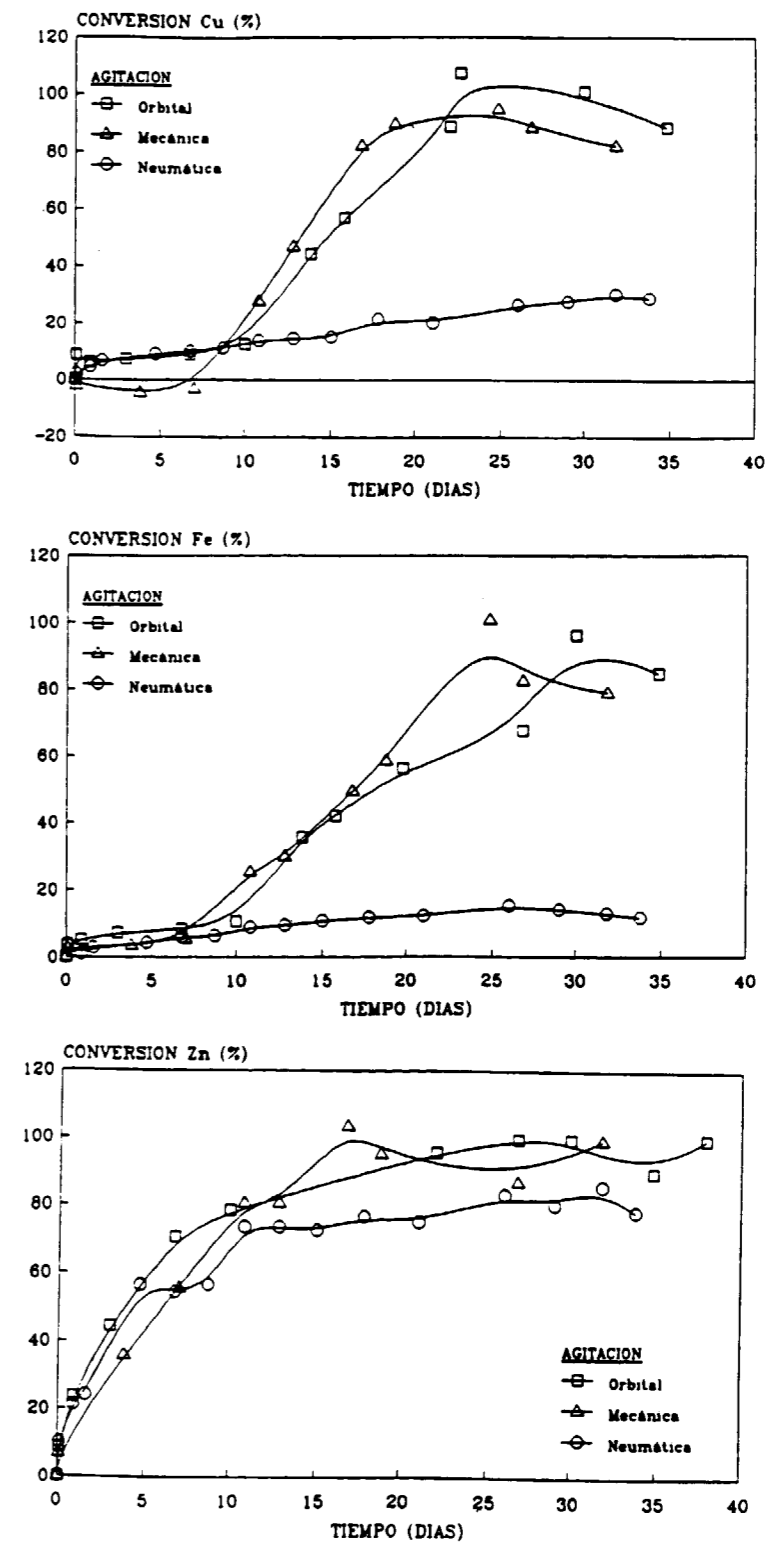


Figura 11. Biolixiviación del concentrado de cobre en presencia de *Sulfolobus* BC (densidad de pulpa del 5% y diferentes tipos de agitación).

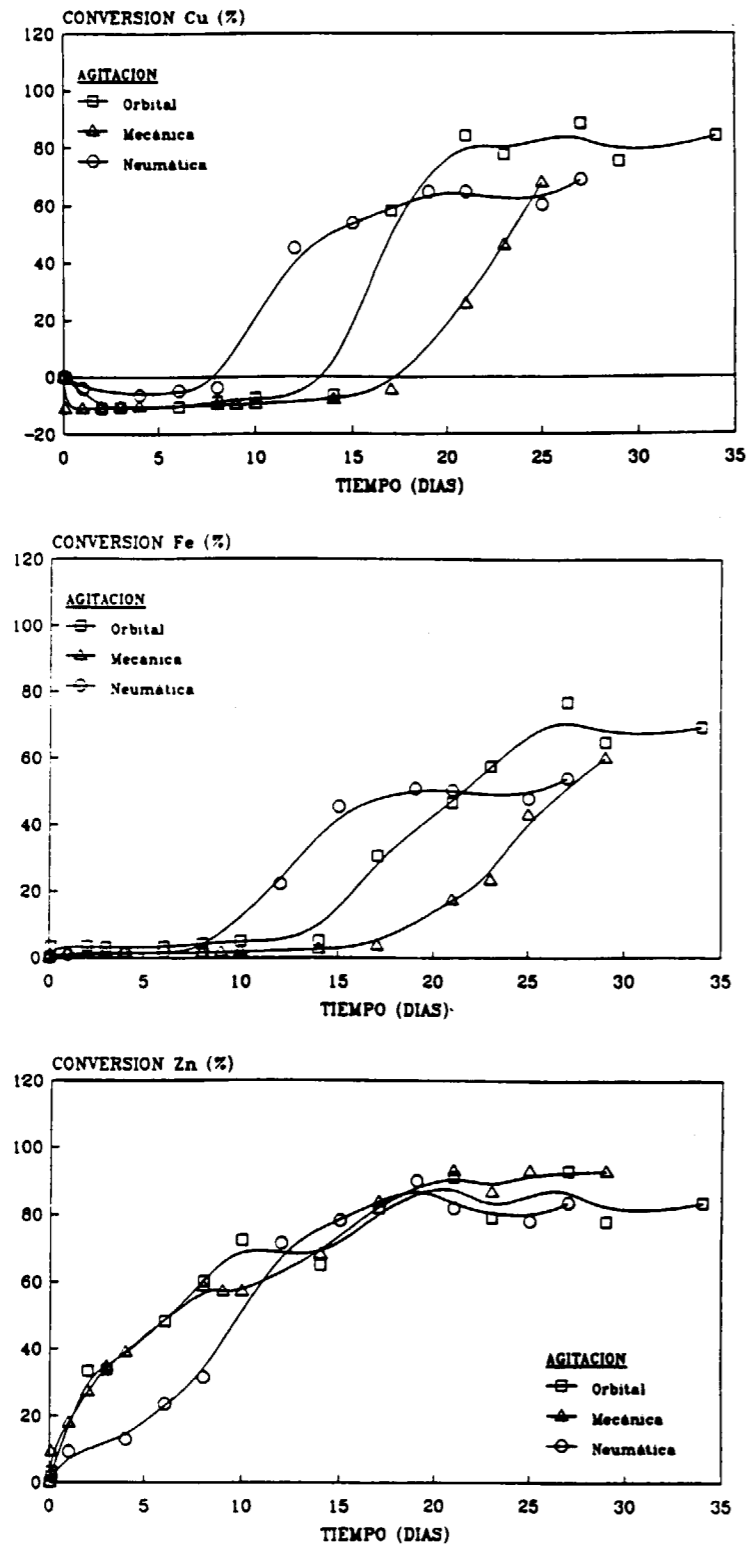


Figura 13. Biolixiviación del concentrado global en presencia de Sulfolobus BC (densidad de pulpa del 3% y distintos tipos de agitación).

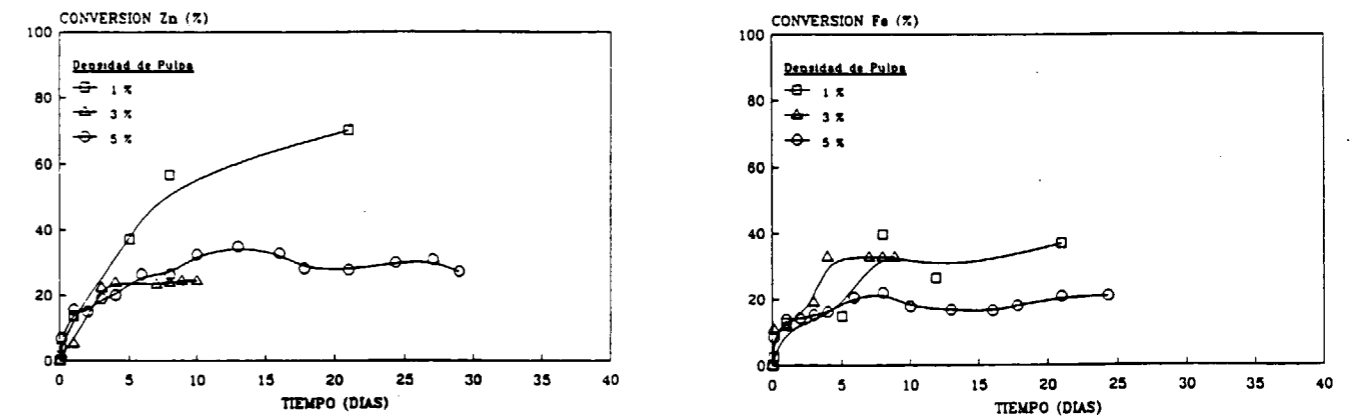


Figura 12. Biolixiviación del concentrado de cinc en presencia de Sulfolobus BC (diferentes densidades de pulpa y agitación mecánica).

Biolixiviación del concentrado global

En la figura 13 se observa el comportamiento del mineral en los tres tipos de reactores y con un 3 % de densidad de pulpa. Debido a las propias características de esta bacterias y a su debilidad en la pared celular, el tipo de agitación tiene mucha importancia en el comportamiento del sistema. De cualquier forma, las recuperaciones de cinc y cobre llegan a ser muy interesantes.

AGRADECIMIENTO

La realización de estos trabajos de investigación ha sido posible tanto por la financiación de la Comisión Interministerial de Ciencia y Tecnología (CICYT) y de la Unión Europea como por el trabajo coordinado dentro de un equipo en el cual han participado con intensidad y acierto: M. L. Blázquez, F. González, J. L. Mier, C. Gómez, E. Gómez y F. Torres. A todos ellos les agradezco sinceramente su trabajo y aportaciones personales.

Referencias bibliográficas

- HABASHI, F., Dissolution of minerals and hydrometallurgical processes, *Naturwissenschaften*, 70 (1983) 403-411
- VAUGHAN, D. J., Electronic structures of sulfides and leaching behavior, in: Bautista, R. G. (Ed.), *Hydrometallurgical Process Fundamental*, Plenum Press, New York, 1984, pp 23-40.
- FORWARD, F. A. and VELTMAN, H., *Journal of Metals*, 11 (1959) 836-840.
- SHERRITT GORDON Mines, Ltd., Australian Patent 274816, 1963.
- FRENAY, J., Leaching of sphalerite: influence of its iron content, in: *Intern. Congress on Applied Mineralogy in the Mineral Industry*, Los Angeles, CA, 1984, 15 pp.
- DUTRIZAC, J. MAC DONALD, R. and INGRAHAN, T., Effect of pyrite, chalcocopyrite and digenite on rate of bornite dissolution in acidic ferric sulphate solutions, *Can. Metal. Quart.*, 10 (1971) 3-7.
- DUTRIZAC, J. and MAC DONALD, R., The effect of some impurities on the rate of chalcocopyrite dissolution, *Can. Metal. Quart.*, 12 (1973) 409-420.
- WADSWORTH, M., Physical Chemistry of Hydrometallurgy. Electrochemical processes in leaching, in: *Physical Chemistry in Metallurgy; Darken Confer.*, U. S. Steel Res. Lab., Monroeville, PA, 1976, pp 179-207.
- PETERS, E., The electrochemistry of sulphide minerals, in: Bockris, J., Rand, D. and Welch, B., *Trends in Electrochemistry*, Plenum Press, New York, 1977, pp 267-290.
- BERRY, V., MURR, L. and HISKEY, J., Galvanic interaction between chalcocopyrite and pyrite during bacterial leaching of low-grade ores, *Hydrometallurgy*, 3 (1978) 309-326.
- NATARAJAN, K. and IWASAKI, I., Microbe-mineral interactions in the leaching of complex sulphides, in: Clum, J. and Haas, L. (Eds.), *Microbiological Effects on*

- Metallurgical Processes, TMS, Warrendale, USA, 1986, pp 1-13.
12. DAVE, S. R., NATARAJAN, K. A. and BHAT, J. V., Bio-oxidation studies with *Thiobacillus ferrooxidans* in the presence of copper and zinc, *Trans. Inst. Min. Metall.*, 88 (1979) C234-C237.
 13. NATARAJAN, K. A. and IWASAKI, I., Role of galvanic interactions in the bioleaching of Duluth Gabbro copper-nickel sulfides, *Separation Science and Technology*, 18 (1983) 1095-1111.
 14. MURR, L. E. and MEHTA, A. P., Characterization of leaching reactions involving metal sulphides in wastes and concentrates utilizing electron microscopy and microanalysis techniques, *Resources Conservation*, 9 (1982) 45-57.
 15. MEHTA, A. P. and MURR, L. E., Kinetic study of sulfide leaching by galvanic interaction between chalcopyrite, pyrite and sphalerite in the presence of *T. Ferrooxidans* (30° C) and a thermophilic microorganism (55° C), *Biotechnology and Bioengineering*, 24 (1982) 919-940.
 16. MURR, L. and MEHTA, A., The role of iron in metal sulfide leaching by galvanic interaction, *Biotechnology and Bioengineering*, 25 (1983) 1175-1180.
 17. MEHTA, A. P. and MURR, L. E., Fundamental studies of the contribution of galvanic interaction to acid-bacterial leaching of mixed metal sulfides, *Hydrometallurgy*, 9 (1983) 235-256.
 18. BERRY, V. and MURR, L., Direct observations of bacteria and quantitative studies of their catalytic role in the leaching of low-grade copper-bearing waste, in: Murr, L., Torma, A. and Brierley, J. (Eds.), *Metallurgical Applications of Bacterial Leaching and Related Microbiological Phenomena*, Academic Press, New York, USA, 1978, pp 103-136.
 19. GÓMEZ, E. Aislamiento y caracterización de microorganismos de aguas de minas: aplicación a la lixiviación de sulfuros complejos polimetálicos. Tesis Doctoral. Facultad de Ciencias Biológicas. Universidad Complutense de Madrid, 1994.
 20. COLMER, A. R. y HINCKLE, M. E. The role of microorganisms in acid mine drainage: a preliminary report. *Science*, 106 (1947) 253-256.
 21. BRIERLEY, C. L. Microbiological mining: technology status and commercial opportunities. *World Biotech. Report.*, 1 (1984) 599-609.
 22. BALLESTER, A., GONZÁLEZ, F. y BLÁZQUEZ, M. L. Biolixiviación de menas naturales. Posibilidades actuales de utilización. *Rev. Metal. Madrid*, 24 (1988) 91-102.
 23. BROCK, T. D., BROCK, K. M., BELLY, R. T. y WEISS, R. L. *Sulfolobus*; a new genus of sulfur-oxidizing bacteria living at low pH and high temperature. *Arch. Mikrobiol.*, 84 (1972) 54-68.
 24. MARIN, I., AMILS, R., BALLESTER, A. y GÓMEZ, E. NUEVO microorganismo y su uso en la biolixiviación de sulfuros metálicos para la recuperación de metales. Patente española P9402053, 1994.
 25. BALLESTER, A. A Study of the Mechanism of Silver-Catalysed Bioleaching of Chalcopyrite. *Separation Processes in Hydrometallurgy*. Edited by G. A. Davies. Soc. Chemical Industry and Ellis Horwood Ltd., Londres (1987). Pags. 99-110.
 26. BALLESTER, A., BLÁZQUEZ, M. L., GONZÁLEZ, F., ROMAN, E. y BUSTILLO, F. J. Studies of zinc sulphide treated with different solutions of catalyst ions. *Vacuum*, 39(7-8) (1989) 663-664.
 27. BALLESTER, A., GONZÁLEZ, F. y BLÁZQUEZ, M. L. Kinetic study of bioleaching of mineral sulphides. Influence of different ions. *Biotechnology in Minerals and Metal Processing*. Editado por B. J. Scheiner, F. M. Doyle y S. K. Kawatra. Society of Mining Engineers, Inc., Littleton, Colorado (1989), pags. 169-174.
 28. BALLESTER, A., GONZÁLEZ, F., BLÁZQUEZ, M. L. y MIER, J. L. The influence of various ions in the bioleaching of metal sulphides. *Hydrometallurgy*, 23 (1990) 221-235.
 29. BALLESTER, A., GONZÁLEZ, F., BLÁZQUEZ, M. L., GÓMEZ, C. y MIER, J. L. The use of catalytic ions in bioleaching. *Hydrometallurgy*, 29 (1992) 145-160.
 30. ESCUDERO, M. E., GONZÁLEZ, F., BLÁZQUEZ, M. L., BALLESTER, A. y GÓMEZ, C. The catalytic effects of some cations on the biological leaching of a Spanish complex sulphide. *Hydrometallurgy*, 34 (1993) 151-169.
 31. COTO, O., BALLESTER, A., BLÁZQUEZ, M. L. y GONZÁLEZ, F. Bioleaching of a Cuban copper concentrate in the presence of silver. *Biorecovery*, 2 (1993) 121-140.
 32. MIER, J. L., GÓMEZ, C., BALLESTER, A., BLÁZQUEZ, M. L. y GONZÁLEZ, F. Effect of silver and bismuth on bioleaching of copper sulphide concentrates with thermophilic microorganisms. *Hydrometallurgy '94*. Chapman & Hall, Londres (1994). Pags. 369-383.
 33. GÓMEZ, C., ROMAN, E., BALLESTER, A., GONZÁLEZ, F. y BLÁZQUEZ, M. L. AES study of the chalcopyrite bioleaching by using Ag (I), Hg (II) and Bi (III) catalytic ions. *Vacuum* (Mandado a publicar).
 34. MIER, J. L., BALLESTER, A., BLÁZQUEZ, M. L., GONZÁLEZ, F. y MUÑOZ, J. A. Influence of metallic ions in the bioleaching of chalcopyrite by *Sulfolobus* BC: experiments using pneumatically stirred columns and massive samples. *Minerals Engineering* (Aceptado para publicación).
 35. MIER, J. L., BALLESTER, A., GONZÁLEZ, F., BLÁZQUEZ, M. L. y GÓMEZ, E. The influence of metallic ions on *Sulfolobus* BC activity. *Journal of Chemical Technology and Biotechnology* (Aceptado para publicación).
 36. COTO, O., BLÁZQUEZ, M. L., BALLESTER, A. y GONZÁLEZ, F. Semicontinuous bioleaching of a copper-indium concentrate. *Minerals Engineering* (Mandado a publicar).
 37. SCOTT, T. R. and DYSON, N. F. The catalyzed oxidation of zinc sulfide under acid pressure leaching conditions, *Trans. Metall. Soc. AIME*, 242 (1968) 1815-1821.
 38. PETERS, E., Leaching of sulphides, in: Somansudaran, P. (Ed.), *Advances in Mineral Processing*, AIME, 1986, pp 445-462.

39. PAWLEK, F., Austrian Patent 319616, 1974.
40. SNELL, G., U. S. Patent 3886257, 1975.
41. MILLER, J., McDONOUGH, P. and PORTILLO, H., Electrochemistry in silver catalysed ferric sulphate leaching of chalcopyrite, in: *Process Fundamental Considerations in Selected Hydrometallurgical Systems*, SME-AIME, New York, USA, 1984, pp 327-338.
42. PRICE, D. and WARREN, G., The influence of silver ion on the electrochemical response of chalcopyrite and other mineral sulfide electrodes in sulfuric acid, *Hydrometallurgy*, 15 (1986) 303-324.
43. WARREN, G., DROUVEN, B. and PRICE, D., Relationships between the Pourbaix diagram for Ag-S-H₂O and electrochemical oxidation and reduction of Ag₂S, *Metall. Trans. B*, 15 (1984) 235-242.
44. SNELL, G. and SZE, M., New oxidative leaching process uses silver to enhance copper recovery, *Eng. Min. J.*, October (1977) 100-105.
45. McELROY, R. and DUNCAN, D., Copper extraction by rapid bacteriological process, U. S. Patent 3856913, 1974.
46. BRUYNESTEYN, A., LAWRENCE, R., VIZSOLYI, A. and HACKL, R., An elemental sulphur biohydrometallurgical process for treating sulphide concentrates, in: *Progress in Biohydrometallurgy*, Cagliari, Italy, 1983, pp. 151-168.
47. LAWRENCE, R., VIZSOLYI, A., VOS, R. and BRUYNESTEYN, A., Continuous bioleaching of copper concentrates, in: *Sulphur from non-conventional sources*, AIChE National Meeting, Atlanta, Georgia, USA, 1984, 22 pp.
48. LAWRENCE, R., VIZSOLYI, A., VOS, R., RULE, C. and CHUA, G., The biology and chemistry involved in a silver-catalysed bioleaching process, B. C. Research Council, report no. 1-42-487, Vancouver, B. C., Canada, 1984.
49. BALLESTER, A., COOPER, W. C., GONZÁLEZ, F. and BLÁZQUEZ, M. L., Biolixiviación de calcopirita: mecanismo en presencia de iones plata, in: XVIII Congreso Latinoamericano de Química, Sociedad Chilena de Química, Santiago, Chile, 1988, pp. 7-12.
50. AHONEN, L. and TUOVINEN, O. H., Catalytic effects of silver in the microbiological leaching of finely ground chalcopyrite-containing ore materials in shake flasks, *Hydrometallurgy*, 24 (1990) 219-236.
51. AHONEN, L. and TUOVINEN, O. H., Silver catalysis of the bacterial leaching of chalcopyrite-containing ore material in column reactors, *Minerals Engineering*, 3 (1990) 437-445.
52. BANERJEE, P. C., CHAKRABARTI, B. K., SASWATI BHATTACHARYYA and DAS, A., Silver-catalysed hydro-metallurgical extraction of copper from sulfide ores from Indian mines, *Hydrometallurgy*, 25 (1990) 349-355.

Los residuos piríticos como nuevos recursos mineros

Por F. SIERRA GARCIA (*)

RESUMEN

Los "Residuos Piríticos" constituyen unos recursos mineros de enorme importancia económica, dentro de las cuencas mineras de Huelva.

Dentro de los residuos piríticos el Estudio incluye:

- | | |
|-------------------------------------|-----------------------------------|
| (1). Cenizas de piritas: | Para beneficio de: Cu, Zn, Au, Ag |
| (2). Escorias de fundición: | Para beneficio de: Cu |
| (3). Marginales piríticos. Cuarzos: | Para beneficio de: Au, Ag |

La aplicación de las innovaciones hidrometalúrgicas y en particular las modernas técnicas de Heap Leach, junto a las C.I.P./C.I.L. va a permitir el renacimiento de la minería de la Faja Pirítica de Huelva.

Palabras clave: Estudio factibilidad, Beneficio mineral, Ceniza residual, Estéril, Escoria, Pirita sustancia.

ABSTRACT

The pyrite remains constitute some mining resources of huge economic importance within the mining basins of Huelva.

Within the pyrite remains, the study includes:

- | | |
|-----------------------|-------------------------------|
| (1). Pyrite cinders: | To benefit of: Cu, Zn, Au, Ag |
| (2). Smelting dross: | To benefit of: Cu |
| (3). Pyrite marginal: | To benefit of: Au, Ag |

The application of the hydrometallurgic innovations and in particular the modern techniques of Heap Leach, together with CIP/CIL, is going to permit the renaissance of the mining of the Pyrite Belt of Huelva.

Key words: Feasibility studies, *Beneficiation*, Residual ash, Barren deposits, Scoria, Pyrite ores.

1. INTRODUCCION

Actualmente, una gran parte de los minerales explotados ó son complejos ó tienen bajas leyes contenidas, lo cual unido a la demanda de productos de calidad por parte de las refinerías y fundiciones, dentro de unas exigencias medioambientales, requieren, sin duda, la aplica-

ción de nuevos desarrollos mineralúrgicos e hidrometalúrgicos.

Por ello, las nuevas tecnologías de Concentración y Metalurgia Extractiva, se enfrentan a importantes retos tecnológicos, tales como:

" Beneficiar menas cada vez más pobres "

cuyo tratamiento va a ser diferente de los tradicionales de concentración.

(*) Doctor Ingeniero de Minas. E.T.S. Ingenieros de Minas. Madrid

Todo ello, ha sido originado por una serie de factores que, hoy día, inciden en forma sensible en todo proceso mineralúrgico-hidrometalúrgico, tales como:

- Flexibilidad del proceso.
- Facilidad de cambio de escala.
- Bajas leyes y cotizaciones.
- Exigencias medioambientales.
- Alto coste energético.
- Calidad.
- Discordancia entre los incrementos de mano de obra y capital, en relación a las cotizaciones.
- Minimización de riesgos.

Esta orientación, actual, resulta diferente a la empleada en los años 70, 80 y el inicio de los 90:

“ Al ir bajando el contenido en metal se iba llevando al límite la capacidad de las instalaciones ”.

Es decir, se buscaba:

“ La reducción de los costes a base de la escalamiento de los ritmos de explotación y tratamiento ”.

Y efectivamente, los costes unitarios por tonelada de mineral tratado descienden:

- Costes Fijos: personal, servicios y otros.
- Costes Variables: algo bajaban por el mejor rendimiento de energía, aceros y mantenimiento.

Pero aumentaba:

- Gasto-año.
- Carga financiera.

y lo más significativo, era que el incremento de tratamiento, al saturar las plantas, llevaba consigo descensos de las recuperaciones de los metales, lo cual además de la sensible incidencia económica, incrementaba el riesgo ante los cambios de:

- Cotizaciones de los metales.
- Tipos de interés.
- Fluctuaciones monetarias.
- Vida del yacimiento y sus efectos.
- Incidencias ambientales.

haciendo que la solución seguida, hasta hace poco, de solucionar el descenso de las leyes del mineral, mediante el aumento del tratamiento,

para bajar el coste unitario de la tonelada tratada, no sea el recomendado por llevar, con frecuencia, a un aumento del coste unitario del metal producido.

Como en todas las cuestiones, hay que estudiar cada caso, dentro de cada zona y para cada situación, teniendo muy en cuenta los recursos humanos y mineros, así como todas las posibilidades de las instalaciones existentes.

Pero, no cabe dudas, en todos los casos la respuesta, siempre necesaria, a la reducción de los costes será a base de:

- Desarrollo e Innovación Tecnológica.

y que el dominio de la Minería estará en manos de los países más avanzados tecnológicamente y que además posean la firme voluntad de querer ser mineros. Sin duda, que España será uno de esos países.

2. LAS NUEVAS TECNOLOGIAS Y EL BENEFICIO DE RESIDUOS PIRITICOS

Los últimos desarrollos no sólo se han reflejado en aspectos económicos, términos de eficiencia o de reducción de costes, sino también en implicaciones medioambientales con vistas a las emisiones gaseosas y efluentes descargados de las plantas de tratamiento de minerales. Son el resultado de procesos innovadores y ecológicos.

Nuestra condición de país miembro de la U.E., impuso a la actividad minera española, determinadas directrices encaminadas a:

- Reforzar su competitividad.
- Desarrollar la industria minera, teniendo en cuenta el libre acceso a los recursos mundiales.
- Directrices medioambientales para las explotaciones mineras y plantas de tratamientos de minerales.

Los enormes recursos mineros existentes dentro de “ La Franja Pirítica del Suroeste Ibérico ” que incluye los yacimientos de:

- Aljustrel.
- Neves Corvo.
- Area de Río Tinto.
- Migollas. Almagrera.
- Aznalcollar.

- Aguas Teñidas.
- Otros.

y los enormes volúmenes de las deposiciones de minerales pobres y otros residuos con origen en los sulfuros piríticos, considerados como estériles hasta hace poco, hacen muy necesario el apoyo y complemento de todas las ciencias mineras, y muy en particular entre:

- Las tecnologías mineras.
- Las tecnologías mineralúrgicas-hidrometalúrgicas.

El paisaje y las aguas superficiales afectadas por los depósitos de minerales o colas ocasionan un doble efecto:

- Contaminaciones.
- Falta de eficacia en el aprovechamiento de los recursos minerales.

Cada día, es más frecuente la utilización de depósitos controlados para la eliminación de vertidos industriales: depósitos que deben reunir unas condiciones muy severas en relación con el riesgo de contaminación ambiental, muy especialmente, referido a las aguas subterráneas y ríos. En general, se trata de instalaciones de media-baja inversión de capital por tonelada depositada, pero de un alto coste operativo, lo cual es un factor muy a tener en cuenta. La experiencia, en éste tipo de depósitos, indica una cifra de coste no inferior a las 4.000 a 7.000 PTA/t depositada.

Común a los recursos citados de la “ Franja Pirítica del Suroeste Ibérico ”, hay dos aspectos que les caracterizan:

- Complejidad de sus menas.
- Bajos contenidos metálicos, en general descendentes.

a los que hay que unir:

- Competitividad, en algunos casos, con otros materiales.

Todo ello es lo que hace necesario:

- Mejorar los procesos existentes.
- Implantar nuevos procesos.
- Desarrollar nuevas aplicaciones.

La conjugación de todos los factores citados va a mejorar, sin duda, la eficiencia con la que el metal es recuperado del yacimiento, minimizando el coste unitario del metal y reduciendo o anulando el impacto ambiental.

Antes de finalizar este apartado de la necesidad de las nuevas tecnologías mineras-mineralúrgicas-hidrometalúrgicas, es conveniente comentar un aspecto relevante, resultado de las experiencias profesionales en las áreas citadas y de las visitas y estancias por las instalaciones mineras-mineralúrgicas e hidrometalúrgicas de los países, considerados más avanzados tecnológicamente, tales como: Canadá, E.E.U.U., Suecia, Finlandia y otros. Los hechos y experiencias concretos son que los países citados no nos superan tecnológicamente en casi nada, dentro de las áreas citadas de la : Minería-Mineralurgia-Metalurgia Extractiva. Los técnicos mineros, así como los mineralúrgicos e hidrometalúrgicos españoles están al máximo nivel e igual sucede con sus instalaciones de tratamiento, como las de: Riotinto, Sotiel y Aznalcollar.

Quizás debe añadirse, con objetividad, que son otros factores los que inciden en una disminución de la competitividad:

- Factores socio-políticos.
- Continuidad en:
 - Revalorización por mejora de las recuperaciones mineras y metalúrgicas.
 - Mejoras e innovaciones.
 - La formación de los recursos humanos.
 - Potenciación de la investigación.

Es decir:

- Previsión.
- Productividad.
- Confianza en nuestros recursos humanos, a la vez que utilizar todos los externos que nos aporten mejores conocimientos.

España, experimentó avances tecnológicos elevados en Prospección. El avance en arranque, carga y transporte ha sido y lo es continuo. Quizás la mayor lentitud está en los procesos de tratamiento, por sus propias características y dificultades, pero han sido innegables los avances experimentados en Lixiviación y en Hidrometalurgia.

Como ejemplo de todo lo expuesto, y por constituir unos recursos de gran importancia económica, dentro de la Cuenca Minera de Huelva, trataremos en esta Comunicación del "Beneficio de Residuos Piríticos", recursos que al ser aprovechados cumplirían el cuádruple objetivo de:

- Mejorar las recuperaciones mineras y metalúrgicas.
- Mejorar los costes por unidad de metal producido.
- Reducir y minimizar el impacto ambiental.
- Reanudar o ampliar la continuidad de las labores mineras de la Cuenca Minera de Huelva.

Todo ello, por supuesto, dentro del contexto de aplicar las tecnologías adecuadas que permitan y aseguren la rentabilidad global del sistema.

Dentro de los residuos piríticos se van a considerar los siguientes:

- Cenizas de piritas del Suroeste español.(Huelva).
- Marginales piríticos de bajos contenidos en azufre. Cuarzos.
- Escorias de fundición de cobre.
- Minerales sulfurados pobres complejos.

Todos los materiales citados suponen reservas significativas de metales, y en el caso de los tres primeros son fuente de posibles contaminaciones, por lo que la solución tecnológica de recuperar los metales contenidos va a proporcionar el doble beneficio:

- Económico.
- Ambiental.

Se debe recalcar, la enorme importancia de unas labores mineras óptimas para el éxito de estos proyectos. No sólo debemos hablar de los procesos, pues será clave, sin duda, el desarrollo minero adecuado, de gran influencia en los resultados del sistema global de beneficio de estos residuos piríticos.

En las exposiciones no se va a entrar en los estudios económicos: cuenta de resultados, estados financieros, origen y aplicación de fondos, que permitirían calcular el posible coste de la tonelada

da recepcionada en planta de tratamiento ó en cabeza de un "heap leach" (era), para una TIR prefijada como lógica. Las discusiones sobre coste nulo o incluso negativo son de interés. Los temas son tan amplios que se saldrían del carácter del Simposio.

Es de resaltar un paralelismo con hechos muy similares, donde la aplicación de tecnologías eficaces actuales están permitiendo considerar a los residuos sólidos urbanos, 14.000.000 t/año, como fuentes de energía. Su equivalencia energética con el carbón (lignitos) está en la relación 1,5:1, convirtiéndose en nuevos recursos combustibles, que además permiten enormes mejoras medioambientales, frente a los combustibles de origen fósil.

La misma filosofía puede aplicarse a los residuos piríticos, como nuevas fuentes de metales.

Nos limitaremos a exponer las posibilidades de tratamiento. Los temas son apasionantes y de especial relieve económico-social y ecológico, para la minería y metalurgia de Huelva y sus cuencas mineras. Como onubese y como ingeniero de minas es un deber moral y profesional: colaborar en llevar a feliz término el beneficio de estos inmensos recursos.

3. CENIZAS PIRITICAS.

La producción de ácido sulfúrico, a partir de las piritas crudas o de flotación, generan en la zona industrial de Huelva, toneladas significativas de cenizas: un millón de toneladas año hasta hace unos años para en la actualidad descender a cifras entre 500.000 y 700.000 toneladas año.

Su composición, lógicamente, es función de:

- Su origen: cruda ó flotada, así como del yacimiento de procedencia.
- Sistema de tostación empleado.

Se puede hablar, en términos medios, de una composición en torno a:

- (0,15 - 0,80) % Cu
- (0,50 - 2,00) % Zn
- (20 - 30) g Ag/t
- (0,50 - 1,00) g Au/t
- (0,50 - 2,00) % S

Este material, supone las siguientes consideraciones:

- Mena valiosa de : Cu, Zn, Au, Ag.
- Potencial de contaminación alto, que va a requerir depósitos controlados y plantas de tratamientos de efluentes de elevado coste.

Actualmente, las cenizas piríticas no sólo no son mena de metales sino que por el contrario constituyen un grave problema para las empresas que las originan. El almacenamiento y su preparación se hacen difíciles y costosos.

El llevar éstos materiales a minas para su deposición en depósitos controlados supone un traslado del problema con alto coste.

La única solución viable es proceder a su tratamiento, extraer los metales: Cu, Zn, Au, Ag y originar un estéril de nulo o bajo poder contaminante.

Su tratamiento va a requerir un proceso detallado de fases encaminadas a lograr unos objetivos económicos y ecológicos claros. Estas fases, entre otras, pueden ser las siguientes:

- Estudio detallado de las reservas existentes en cuanto a:
 - Tonelajes.
 - Procedencia minera(yacimiento) o mineralúrgica(flotación).
 - Tonelajes. Tipos y composiciones.
 - Granulometrías y otras características.
- Empresa o empresas que se harían cargo, con acuerdos y compromisos.
- Estudios previos, tales como:
 - Determinación estado oro-plata.
 - Determinación estado cobre-cinc.
 - Características físicas. Tamaños y liberaciones.
 - Contenidos metálicos por fracciones. Ciclosize.
 - Comportamientos a la manipulación.
 - Ensayos de lixiviación estáticos y dinámicos.
 - Efectos de mezclas con materiales primarios y/o secundarios pobres.
 - Efectos de aglomerantes.
 - Ensayos de cianuración y de otros agentes lixiviantes. Floculantes y ensayos de sedimentación.

- Aspectos medioambientales.
- Determinación tratamiento.
- Plan de extracción, carga y transporte.
- Ubicación óptima de la planta de tratamiento, de acuerdo a infraestructura y posibilidades de las instalaciones existentes.
- Estudio técnico-económico.

Estas fases son esenciales y suponen la garantía del éxito. No son complejas y el tiempo que requieren es relativamente corto.

Para la extracción de oro-plata hay que comprobar la existencia de posibles cianicidas, así como la determinación de la acidez, al objeto de la fijación del reactivo extractor idóneo, sea cianuro, tiourea o tiosulfato, así como del pH económico a usar, unido a la determinación de factores relevantes, tales como:

- Tiempos de lixiviación.
- Pretratamientos necesarios.
- Necesidad de preoxidaciones.

Y en la aplicación del " HEAP LEACH " (ERAS), aplicar las técnicas de:

- Aglomeración.
- Posibilidad de calentar la solución en invierno.
- Inyección de aire al "heap" (era) .
- Secuencias y Curado adecuado. Va a ser clave en este tipo de mineralización.
- Nuevas técnicas de mejora de la percolación.

Los aspectos citados son claves y, por ejemplo, un curado inadecuado o una distribución no correcta en la formación del "heap", pueden originar el abandono del proyecto con pérdidas sensibles. Ejemplos de ellos son frecuentes, algunos de ellos corregidos a tiempo.

Por otra parte, el diseño puede permitir una alta ley de la solución rica, abriendo la posibilidad, en el caso del oro, a un "electrowining" directo de los licores de lixiviación.

Los sistemas y tecnologías citadas son una clara alternativa al clásico sistema de cloruración de muy alto coste.

En general, durante la lixiviación:

- El Cu y el Zn pasan a la solución.
- El Zn posee una cinética más rápida.
- El Au y la Ag quedan retenidos en las cenizas, pudiéndose extraer por:
 - Lixiviación, usando lixiviantes que podrían ser diferentes al cianuro.

En líneas generales, el posible tratamiento de las cenizas piríticas requiere una doble lixiviación:

- Lixiviación primaria para la extracción de Cu y Zn, con lixiviantes procedentes de aguas de mina o preparados. El pH usado es bajo, alrededor de 1/1,5, que permite una baja extracción de hierro, con las consiguientes ventajas en la fase de cementación del cobre. El Zn, sería extraído por disolventes para alcanzar la electrolisis. En este apartado hay que destacar numerosos y magníficos trabajos de excelentes profesionales de la Universidad de Sevilla. Son todo un ejemplo del muy alto nivel de los técnicos españoles, que hemos comentado anteriormente.
- Preparación, previa a la extracción de Au y Ag. Es una fase crítica.
- Extracción Au y Ag con el agente lixivante determinado, como óptimo, en los ensayos.

En todos los casos aplicando técnicas de:

- Lixiviación estática en "dump" o vacies, "heap" o eras y "vat" o depósitos.

ó bien de,

- Lixiviación Dinámica.

seguidas de:

- Adsorción por C.I.P./ C.I.L.

complementando o no con:

- Uso de instalaciones existentes.

Todas las cuales, presentando avances espectaculares, están permitiendo la recuperación de fuentes de bajos contenidos metálicos siendo perfectamente aplicables al caso de las cenizas piríticas.

No cabe dudas de que las opciones más atractivas son las de:

- Heap Leach (Eras).

Tanto la inversión, como los costes operativos y la definición final detallada del proceso van a ser función de la ubicación elegida y de los recursos e instalaciones existentes.

Las soluciones son amplias y flexibles.

A título de ejemplo se adjunta en Anexo un posible Esquema.

4. MARGINALES PIRITICOS DE BAJOS CONTENIDOS EN AZUFRE.(CUARZOS)

Estos materiales, que fueron depositados y considerados como estériles, por sus bajos contenidos en azufre y cobre, procedentes de antiguas explotaciones de la minería de Huelva:

- Río Tinto.
- Tharsis.
- Sotiel.
- Silos de Calañas.
- Otros.

fueron, escasamente, procesados para ser concentrados en azufre hasta la obtención de contenidos aptos para su comercialización como piritas.

Así, por ejemplo, en Riotinto y Silos de Calañas se procesaron por:

- Gravimetría.
- Medios densos.
- Flotación.

Y depositados en montones, llamados terreros, que fueron lixiviados con aguas de mina, para la extracción de cobre, operaciones que fueron paralizadas y abandonadas a finales de los años 70, por su escasa, nula y negativa rentabilidad, al ir disminuyendo en forma sensible sus contenidos en cobre.

Y hoy día pueden ser, sin duda, uno de los mejores ejemplos de los logros posibles aplicando los últimos avances tecnológicos en los campos: Minero, Mineralúrgico e Hidrometalúrgico. Sus contenidos en Au y Ag les hace tomar, hoy día, un significativo relieve.

Las razones son muy claras. La producción de oro-plata, no sólo a nivel de la Cuenca Minera de Huelva sino a nivel mundial, necesita tratar leyes bajas y materiales de oro-plata refractarios. Todo ello, unido a la imperiosa necesidad de reducir los costes de las operaciones exitentes y de las operaciones nuevas, ha abierto un amplio campo de innovaciones tecnológicas en los procesos de beneficio de oro-plata.

Estos desarrollos, no sólo se han reflejado en aspectos económicos hidrometalúrgicos, en términos de eficiencia y reducción de costes, sino en mejoras sensibles medioambientales, una de las cuales la constituye el uso de agentes lixiviantes alternativos al cianuro.

Un aspecto muy a tener en cuenta al tratar de beneficiar estos minerales es lograr un conocimiento mineralógico detallado. En general el oro y la plata se hallan finamente divididos e íntimamente asociado a otras especies, tipo piritas o arsenopiritas, que van a consumir cantidades elevadas de cianuro y oxígeno durante la lixiviación. Y por supuesto nos vamos a encontrar con especies refractarias a la solubilización.

Función del grado de refractariedad y de su posible correlación con la distribución granulométrica, hay que tener en cuenta las opciones de:

- Pretratamiento adecuado.
- Formato del Heap Leach(Eras).
- Aplicación de adsorción por C.I.P./C.I.L.
- Alternativas lixiviantes. Posible uso de tioureas.
- Biolixiviación a determinadas fracciones refractarias.

En principio, se dejarían pendientes posibilidades más complejas, tales como: oxidación a presión o el uso, a veces muy eficaz, de la lixiviación supercontrolada a baja alcalinidad.

En todos los casos se hace necesario:

- Estudio mineralógico del todo-uno y por fracciones de muestras representativas.
- Estudio de los contenidos de: Cu, S, Zn, Fe, Au, Ag y algunos componentes cianicidas, por fracciones. Estos estudios son claves, y ofrecen posibles grandes beneficios, por limitación del mineral a tratar, ayudando a definir el proceso así

como a la necesidad de preconcentraciones previas.

- Necesidad o no de triturar o moler determinadas fracciones, donde la elección de una posibilidad de molienda semiautógena frente a la convencional puede ser de gran interés, todo lo cual afectará al proceso posterior. Por supuesto que las fracciones que vayan a Heap Leach (Era), no van a requerir moliendas y todo lo más trituraciones muy definidas encunto a su distribución.
- Estudios de posibilidad de concentración por gravimetría, también pueden ser efectivos, debido al alto peso específico del Au-Ag. Si es factible, debe ser incorporado este tratamiento tan pronto como sea posible.
- Dependiendo de como esté asociado puede preconcentrarse o no por flotación. Si la asociación fundamental son sulfuros, puede ser de gran interés y de enormes ventajas teniendo en cuenta instalaciones existentes.

En todos los casos el estudio mineralógico y por fracciones es crítico, incluso para decidir el lixivante adecuado, pues en dicha elección hay que tener en cuenta factores como:

- Características de los cuarzos:
 - Si contiene cianicidas.
 - Acidez (sulfuros oxidados).
 - Características de lixiviación por fracciones.
 - Velocidades.
 - Percolación.
 - Sedimentación y efectos floculación.
- Precios de lixiviantes.
- Grado de concentración función del lixivante.
- Aspectos medioambientales y posibilidades geológicas de Vertederos de seguridad.

La elección óptima del tratamiento a seguir, puede conducir al éxito o al fracaso técnico-económico. Las posibilidades de beneficio de estos minerales marginales, llamados cuarzos, existentes en las cuencas mineras de Huelva, son amplias.

Genéricamente, un posible proyecto de explotación debe pasar por las fases de:

- A. INFORMACION EXISTENTE.
 - Información disponible.
 - Evaluaciones realizadas.
 - Situación del emplazamiento.
 - Infraestructuras.
- B. EVALUACION PRELIMINAR.
 - Recursos.
 - Muestreos y estudios mineralógicos.
 - Estudios por fracciones.
 - Establecimiento de opciones posibles.
- C. ESTUDIOS TECNICOS.
 - Test de percolación por fracciones.
 - Pruebas de floculación y sedimentación.
 - Distribuciones granulométricas y por Ciclosize.
 - Ensayos de lixiviación.
- D. INGENIERIA CONCEPTUAL.
- E. ESTUDIO DE VIABILIDAD DE OPCIONES.
 - Estudios técnicos-económicos preliminares de las opciones.
 - Consideraciones ambientales.
 - Diseño básico opción elegida.
 - Análisis económico-financiero. Sensibilidades y riesgos.
 - Plan de construcción.

Los test de percolación van a determinar los óptimos tratamientos por fracciones, desde el punto de vista de costes y eficiencias.

Los ensayos de floculación, sedimentación y los datos aportados por el "ciclosize" con sus correspondientes valores van a definir las necesidades de aplicar o no lixivitaciones dinámicas a determinadas fracciones o en el caso de utilizar instalaciones existentes nos indicarán los puntos de unión de los flujos nuevos, sean tanques de lixiviación, repulpadores, circuitos de lavado en contracorriente y decantación o líquidos previos a las fases de clarificación. Asimismo, van a indicar las necesidades de triturar o no secundariamente para incrementar los posibles Heaps (Eras) y/o definir la utilización de procesos de carbón activo, permitiendo establecer los puntos críticos económicos de la soluciones clásicas Merrill usando instalaciones existentes, frente al uso de los nuevos avances en adsorción por car-

bón activo y las posibilidades de Stripping, (Desorción), con Electrowinig.

Asimismo, los ensayos de lixiviación nos indicarán consumos de lixiviantes que también influirán en la decisión del esquema a elegir.

Se adjuntan dos posibilidades de esquemas, dentro de una amplia gama de esquemas viables.

La aplicación de las innovaciones hidrometalúrgicas, y en particular las modernas técnicas de Heap Leach (Lixiviación en Eras) junto a las de C.I.P./C.I.L., unidas por supuesto a las innovaciones mineras para este modelo de deposiciones, están permitiendo en estos últimos años el renacimiento de distritos mineros abandonados, de los que tenemos ejemplos conocidos. El beneficio de los cuarzos de las cuencas mineras de Huelva deben ser el próximo ejemplo.

5. ESCORIAS DE COBRE

Las técnicas de procesamiento de minerales se han demostrado son extremadamente útiles en el procesamiento de escorias. En general son más eficaces que la refundición.

Estos métodos pueden incorporarse, fácilmente, a las plantas metalúrgicas.

Si el procesamiento de escorias siempre fue de interés, hoy día las consideraciones ambientales y la necesidad de utilizar eficazmente las materias primas, lo hacen relevante.

Los métodos standard de proceso:

- Preconcentraciones previas. Gravimetría o Magnéticas.
- Trituración y cribado.
- Molienda y clasificación.
- Flotación.

pueden emplearse.

Asimismo las líneas de lixiviación comentadas para las cenizas y marginales cuarzos piríticos, son susceptibles de aplicarse a las escorias, sobre todo si son portadoras de metales preciosos, lo cual resulta ser lo más usual. Por tanto estas líneas de procesamiento están abiertas como de gran interés para el beneficio de las escorias.

El uso de la propia escoria como elemento molidor, favorece la elección de un sistema de molienda semiautógeno.

La flotación permite tratar, eficazmente, tanto las escorias de horno como las de Convertidor. Los resultados pueden alcanzar hasta el 90 % de recuperación del cobre contenido.

Para la correcta flotación, se requiere un enfriamiento lento de la escoria de cobre. En caso contrario se forma una matriz, finamente distribuida, y óxidos de hierro que rompen la selectividad del proceso de flotación, minimizando la formación de sulfuros de cobre que, en definitiva, flotan mejor y son los principales portadores del cobre y metales preciosos en las escorias.

La flotación se realiza, normalmente, a pH natural o ligeramente alcalino, utilizando el amil-X-K como colector, en cantidades superiores a las convencionales para los sulfuros piritosos.

Resulta aconsejable usar esquemas de lavados amplios con fases de apure tanto en desbaste como en Primer Lavado.

Medioambientalmente, sus manipulaciones ocasionan problemas, haciendo necesario el uso de aglomerantes y/o micropeletizado.

Cada vez resulta más frecuente, la recuperación por los procedimientos citados, flotación y/o lixiviación, en la propia fundición o en instalaciones adecuadas cercanas existentes.

6. MINERALES SULFURADOS POBRES COMPLEJOS.

Actualmente, y salvo raras excepciones, el abastecimiento de metales no férreos está basado en general en menas pobres, de tipo pirítico complejo, frecuentemente con diseminación fina, de las que el metal o metales se extraen por flotación.

No vamos a entrar en este apartado a comentar los últimos procesos de Beneficio de las Piritas Complejas, pues el tema es de la suficiente amplitud e importancia como para requerir una exposición monográfica.

Tampoco vamos a entrar en exponer diversos diagramas de flotación, que pueden originar

amplias discusiones, al ser tan numerosas las opciones como lo son el origen de tales sulfuros, su ubicación y las características de posibles instalaciones existentes.

El contenido de este apartado hará referencia a factores y conceptos relevantes actuales dentro del proceso de flotación de sulfuros pobres, y que en principio resultan de aplicación a la primera fase del tratamiento de los sulfuros masivos polimetálicos.

En líneas generales destacamos los siguientes aspectos:

- Liberación satisfactoria por molienda. La medición del tamaño de los cristales por microscopía y la evaluación estadística pueden predecir perfectamente el grado de molido necesario, al que hay que adaptar el proceso, mediante la definición de la molienda industrial económica.
- Energía de molido. La opinión de que estos sulfuros al ser, generalmente, de grano fino, requieren muy altos índices de consumos energéticos para su liberación, no es siempre del todo correcta, pues lograr una desintegración más económica para el proceso puede ser más fácil en estas menas de grano fino que en otras menas de granos más gruesos.
- La flotación de menas sulfuradas pobres presenta problemas cuando las especies no férreas están asociadas a piritas, fáciles de oxidación superficial que se extiende a los otros minerales afectando a la selectividad requerida. Por ello, un aspecto muy aconsejable, es reducir al mínimo el intervalo entre arranque y procesamiento, lo cual influye en:
 - Secuencias de arranque.
 - Transporte.
 - Diseño silos de almacenaje.
- Técnicas de flotación a emplear.
 - Como resultado de diversas experiencias no resulta aconsejable ir a una flotación global para luego ir a una flotación diferencial. Separar minera-

les activados y flotados resulta además de complejo poco eficaz. Pero hay casos en que su aplicación puede ser muy interesante: siempre que el mineral permita una molienda gruesa resulta aconsejable, por supuesto si se prosigue con una remolienda que pueda restaurar la flotabilidad diferencial.

Incluso cabe aplicar molienda gruesa de especies liberadas y seguir con molienda grosera de mixtos que se remuelen.

Este caso es de particular interés en la flotación global de los sulfuros complejos de la Franja Pirítica, proceso definido en laboratorio y posteriormente probado en planta piloto con mejora de los resultados, ya de por sí excelentes.

- Aprovechamiento, al máximo, de las ligeras diferencias de flotabilidad de las especies, mediante tiempos de flotación más largos que los convencionales. Es importante desde el punto de vista de calidad del concentrado. Por supuesto los equipos de ésta flotación lenta no pueden ser los convencionales.

— Flotación de partículas finas. Todos los estudios sobre la cinética de la flotación, en el caso de partículas finas, revelan que la bondad del siste-

ma decrece al disminuir el tamaño de las partículas, por debajo de las 10 micras.

- Pero esta cinética es función de:
- Tipo celda y sistema agitación.
 - Tiempo flotación.
 - Oxidaciones presentes.

- Una química favorable con:
- Minimización de oxidaciones del mineral.
 - Celdas adecuadas que permitan velocidades lentas.

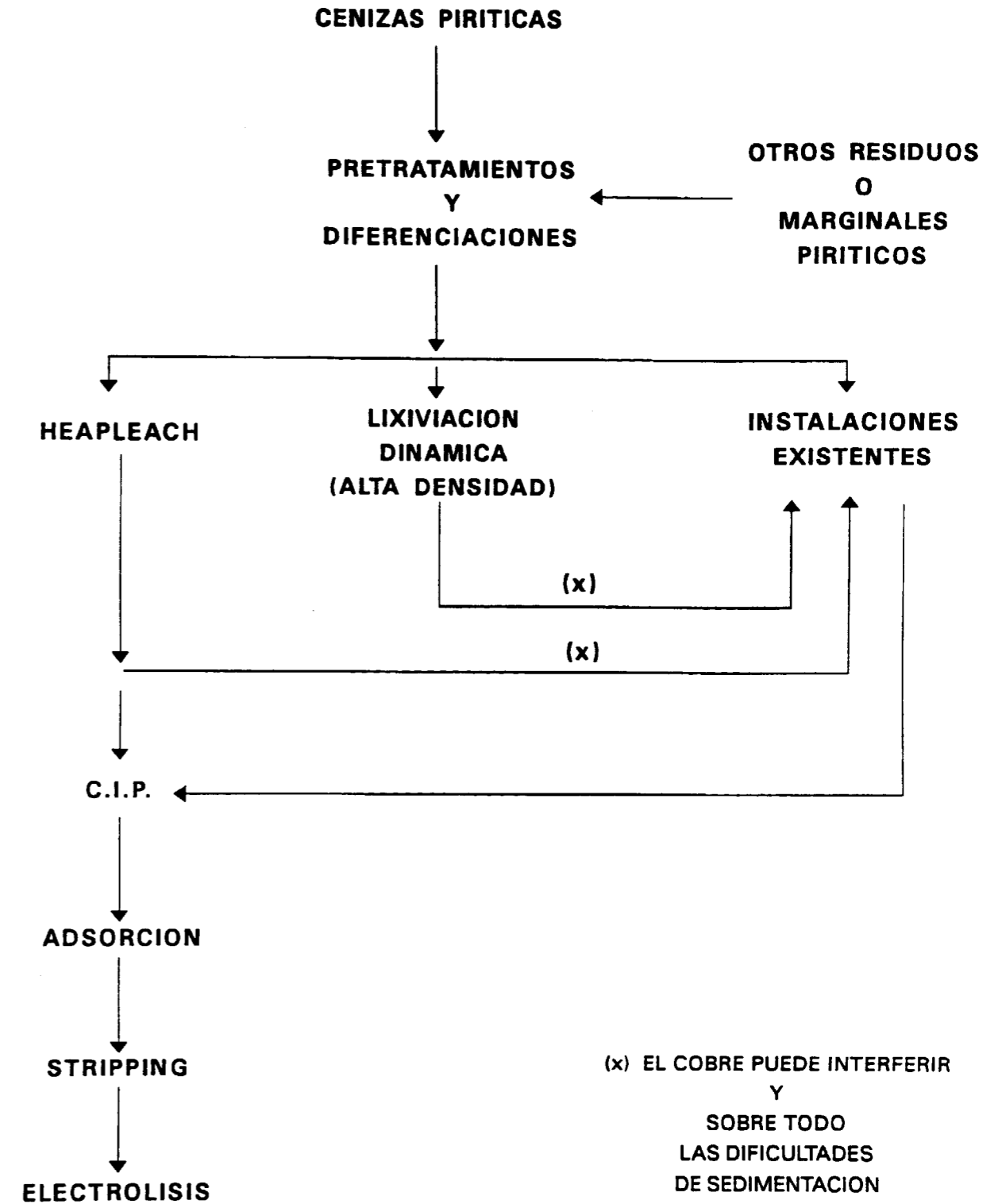
permiten recuperaciones excelentes a tamaños de 1 a 5 micras.

Se adjunta un esquema apropiado para éstos sulfuros pobres.

Hace escasos años, mediados de 1987, exponíamos en un artículo de "Rocas y Minerales" al hablar de la incipiente tecnología (en Canadá y E.E.U.U.) de las columnas de flotación que marcarían la revolución en los años 90 para la flotación de minerales finos y complejos.

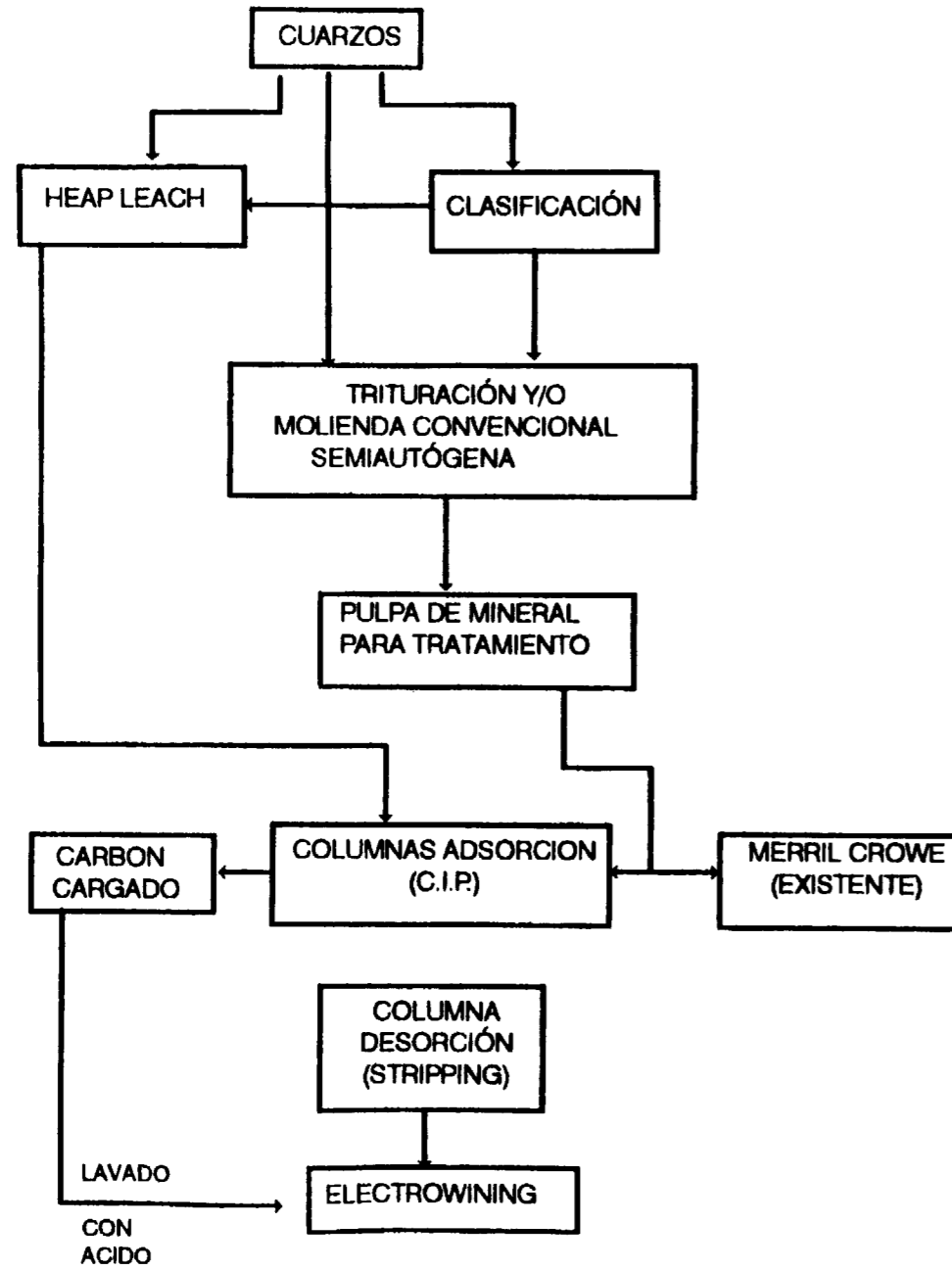
De todo lo expuesto, podemos añadir que nueva maquinaria y la aplicación de ciertos aspectos, en función de cada caso, son de obligado uso en esta época presidida por las exigencias absolutas de : calidad, mínimo coste y ecología.

7. ANEXO



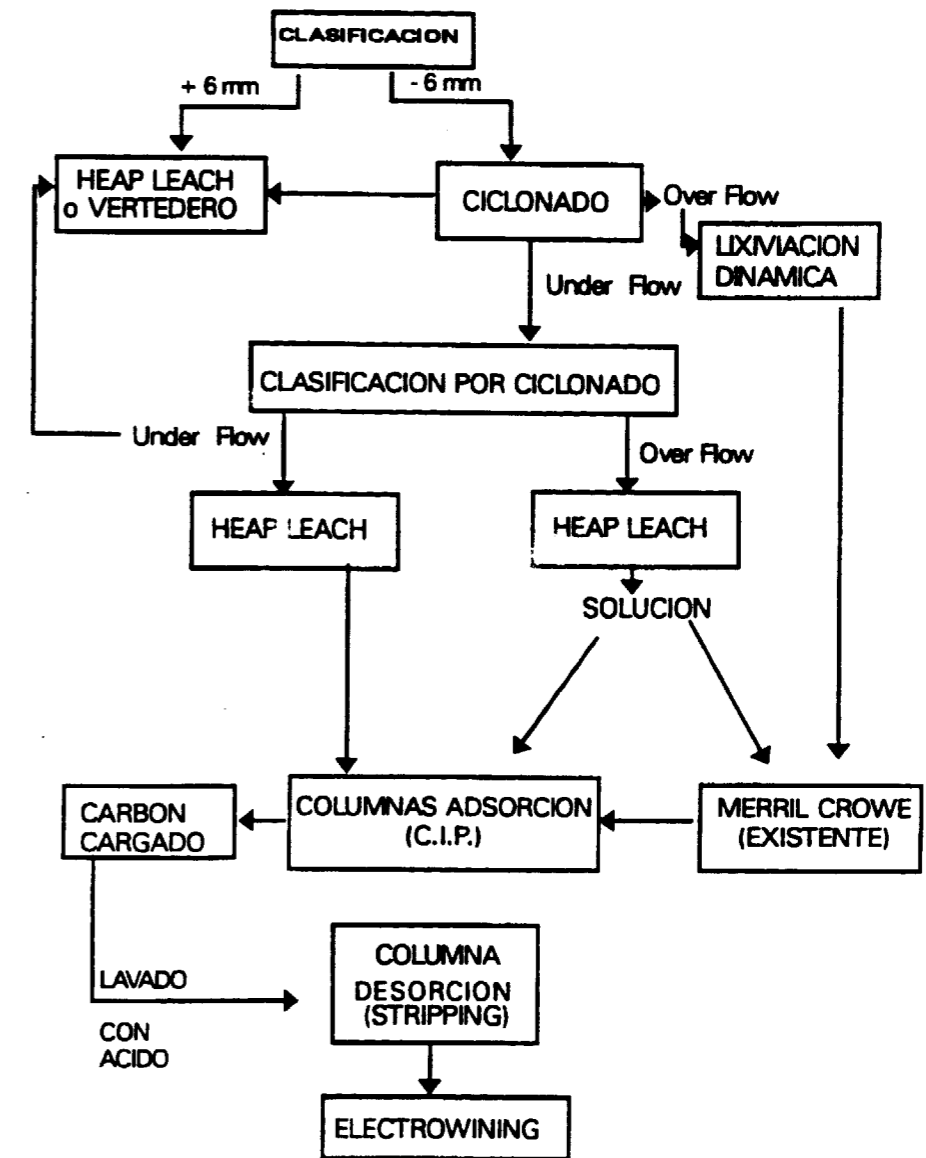
ESQUEMA GENERAL

(BENEFICIO Au - Ag)

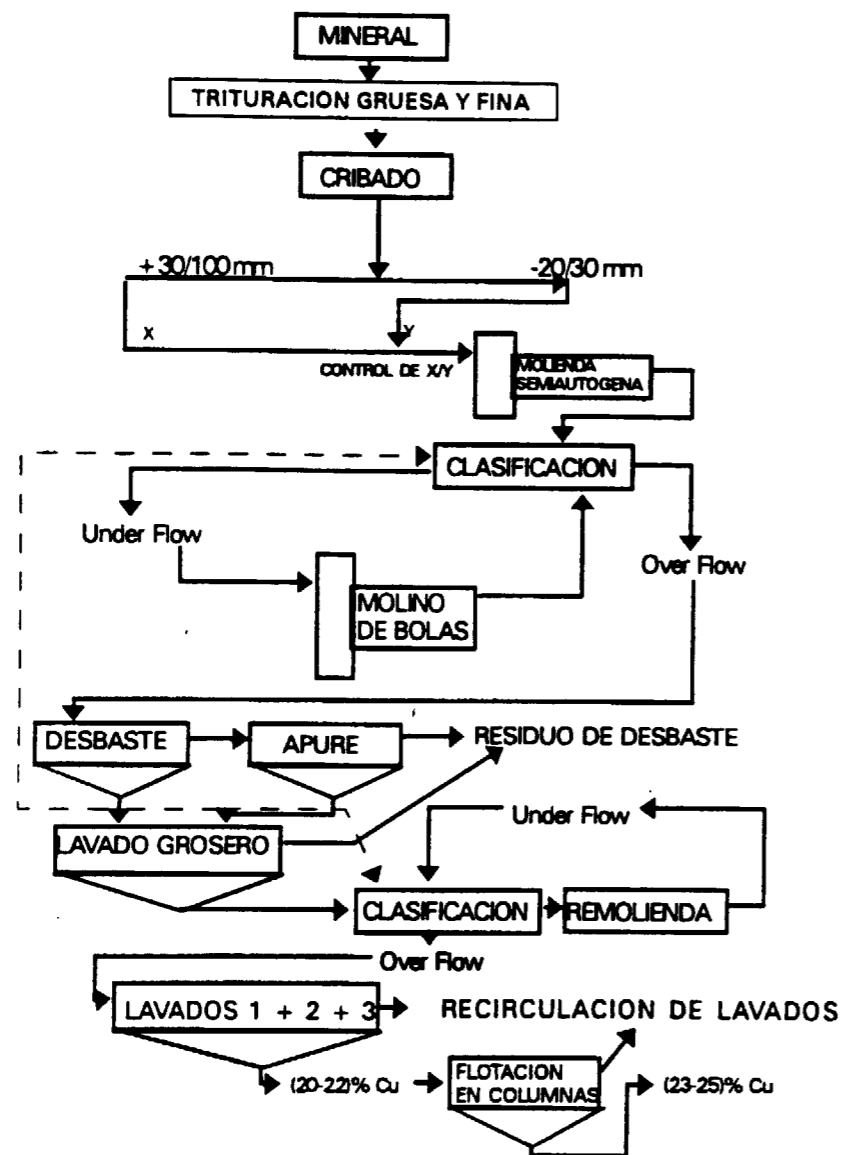


ESQUEMA POSIBLE

TRATAMIENTO DE CUARZOS



FLOTACION DE SULFUROS POBRES



Autogenous grinding within Boliden Mineral

Por U. MARKLUND (*)

RESUMEN

Se pasa revista al desarrollo histórico de la molienda autógena realizado por Boliden desde 1956, destacando los resultados en cuanto a la reducción de costos, principalmente por disminución de medios de molienda, potencia y mantenimiento, obtenidos. Se analizan los métodos de molienda disponibles en la actualidad y el papel dominante que presenta entre ellos la molienda autógena en sus dos variantes de autógena y semiautógena. Se establecen los criterios básicos para decidir un diagrama de proceso de molienda autógena analizando la influencia que en ellos puede tener la naturaleza del mineral. También se estudian los avances realizados en los últimos años en materia de control de funcionamiento, diseños de revestimientos y métodos de clasificación, en gran parte debidos al trabajo experimental realizado en los laboratorios de Boliden, que ha desarrollado una tecnología específica de ensayos. Finalmente se describen las principales instalaciones de molienda autógena: Boliden, Aitik y Garpenberg.

Palabras clave: Informe actividad, Boliden, Molienda, Concentración, Instrumentación, Ensayo laboratorio, Suecia.

ABSTRACT

It is reviewed the historical development of the autogenous mill carried out by Boliden from 1956, highlighting the results obtained in cost reduction, mainly decreasing the mill means, power and maintenance requirements. They are also considered the up date available methods of mill, and the dominant paper that represents on them the autogenous mill in their two variants: autogenous and semiautogenous. The basic approaches in order to design a diagram of process, analyzing the influence of the nature of the ore, are settle down. The advances carried out in the last years are also studied, as regards control, linings, and methods of classification, largely due to the experimental work carried out by Boliden, which has developed a new laboratory technology. Finally, the are described the main facilities of autogenous mill: Boliden, Aitik, and Garpenberg.

Key words: Progress report, Boliden, Grinding, Concentration, Instruments, Laboratory studies, Sweden.

GENERAL

Pioneering work with pilot scale autogenous grinding started in Boliden 1956. The first installation of an autogenous grinding circuit was at the Vassbo mine, central Sweden, in 1960. With this full-scale application available, extensive development work was performed during the 1960s. A compact two-stage grinding system was designed in the beginning of the 1970s. This system was equipped with a pebble extractor which made it possible to automatically feed the secondary grinding stage with grinding media. The APC grinding system is a further development of the AG concept. A new design of the Boliden pebble extractor together with improved control-strategy make the performance of the APC concept system suitable to almost any ore quality and more efficient than other grinding systems.

(*) Boliden AB Exploration & Development. S-936 81 Boliden. Sweden.

From 1961 to 1991 eleven fully autogenous grinding circuits have been installed at various concentrators at the Boliden company, see Fig. 1. Since 1968, all new grinding installations at Boliden Mineral have been based on the fully autogenous grinding concept. Capital costs can be reduced by 20-35 % by choosing an autogenous grinding system compared to a conventional system. This is mainly due to the fact that no fine crushing plant is needed and bigger mills are used. In a number of cases old crushing plants and rod and pebble grinding circuits have been replaced by autogenous grinding circuits. Significant savings in operational costs have been achieved. Grinding media, power and maintenance costs have been reduced significantly, in the order of 10-20 % of the total plant costs. Productivity expressed as milled tonnes per operator has been improved

Metallurgical results have in some cases developed favourably.

AUTOGENOUS GRINDING CIRCUITS WITHIN BOLIDEN MINERAL

CONCENTRATOR	ORE	SECTION	FEED RATE tph	POWER PRI MILL kw	POWER SEC MILL kw	CLASSI- FIER	FINAL PRODUCT %µm	PRIM MILL SIZE DxL	SEC MILL SIZE DxL	TOTAL ENERGY kwh/tonne	MILL SPEED Nc
AITIK	Aitik	B (2 lines)	310	3000	850	spiral	23	6.0x10.5	4.5x4.8	12	75%
	Aitik	C	490	5000	1400	spiral	23	6.7x12.1	5.2x6.8	12	75%
	Aitik	D (2 lines)	490	5000	1400	spiral	23	6.7x12.2	5.2x6.8	12	75%
BOLIDEN	Renström/ Krislineberg	B	100	950	425	screen, cycl	50	5.7x5.5	3.75x4.5	14	var speed 55%
	Åkerberg	C	75	1500	750	screen, cycl	60	5.7x5.6	4.5x4.4	30	var speed, 80%
	Peliknäs	C	80	1100	550		75			20	var speed, 57%
	Långdal	C	95	1000	650		55			18	var speed 68%
	Kankberg	C	90	900	470		67			15	var speed, 50%
GARPENBERG	Garpenberg/ Garpenberg N		110	1300	800	screen/cycl	55	6.1x7.0	4.5x4.5	19	80%
NOT IN OPERATION											
VASSBO	Vassbo		38	725	195	cycl	60	6.6x2.1	2.9x4.2	22	var speed 75%
STEKENJOKK	Stekenjokk		88	1000	500	spiral, cycl	55	4.5x6.1	3.75x4.5	17	72%
ENÅSEN	Enåsen		42	450	150	spiral, cycl	35	5.2x2.7	2.9x4.2	14	var speed 80%

Figure 1

GRINDING METHODS

A number of grinding methods are available today. With increasing size of the operations, combined with low grade deposits, the need for cost efficient ore treatment systems is apparent. That is the main reason why the autogenous grinding methods totally dominate the new capacity coming up.

Autogenous grinding systems could be classified either fully autogenous grinding (AG) or semiautogenous grinding (SAG), see Fig. 2. SAG

is the commonly used method in north and south America. AG on the other hand is widely used in north Europe, South Africa and Australia.

The reason for the different approaches, which also include mill shapes with short and large diameter mills in SAG and long mills in AG, could probably be found in engineering "traditions" and operating experiences.

Boliden has been evaluating both systems through the years but the results are in favour for AG due to lower operating costs (grinding

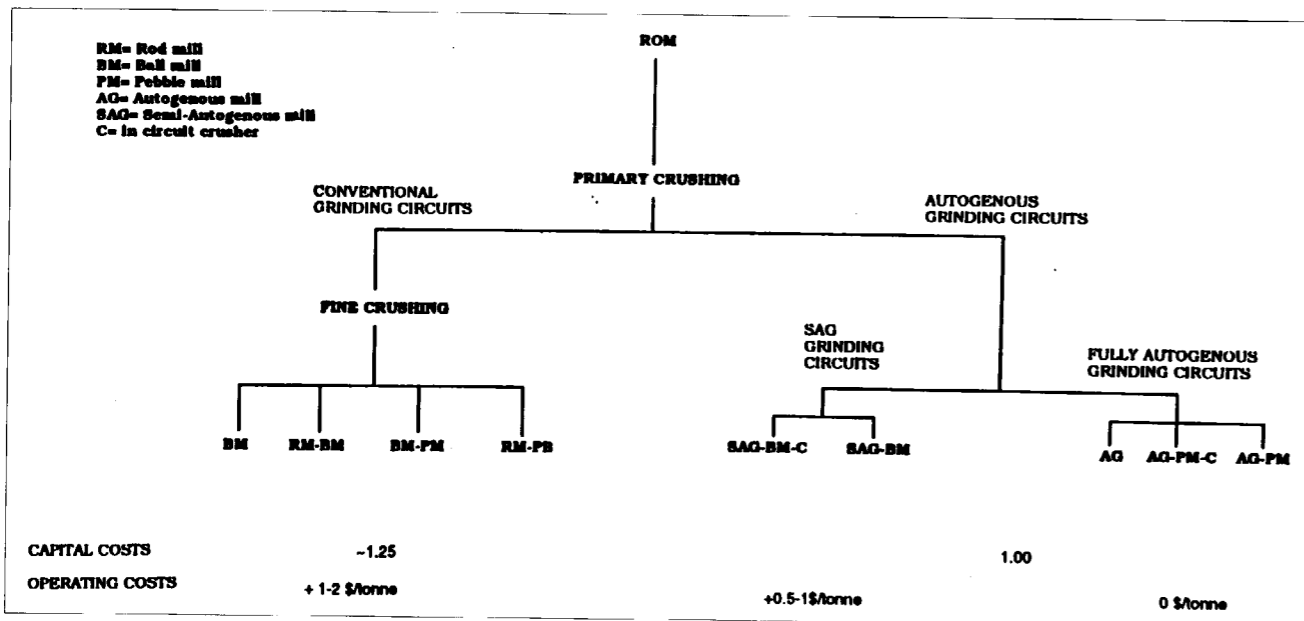


Figure 2

media) and somewhat better grinding efficiency. SAG mill applications usually consume around 50-100 g/kWh of grinding media. The cost of this often exceed 1 USD/t. For large-scale low-grade operations this cost is only exceeded by the energy cost.

The main drawback with AG and SAG is the sensitivity for variations in the grindability of the ore. But with growing experience and extensive development work most of the problems have been solved. AG grinding is also said to produce a grinding product with flat screen curve causing problems with slimes in the subsequent process. With proper classification equipment and control of circulating loads it has been found that the screen curve for both AG and conventional grinding is very similar. The energy consumption is usually 20 % higher with autogenous grinding to the same grind compared to a rod/ball circuit. In practice the situation is found to be that the overall consumption is about the same due to the facts that the fine crushing is eliminated and that fewer units can handle the tonnage.

AG GRINDING CIRCUIT LAYOUT

During a period of 30 years a number of circuits based on the AG concept has been tested within Boliden, see Fig. 3. The basic lay out today is the two stage system with a pebble extractor shown in Fig. 4 and 5.

The most striking feature of the Boliden two-stage autogenous grinding technique is the simple and the practical system design. The primary mill, operating with coarse crushed material (normally -250 mm), is placed on a slightly higher level than the secondary pebble mill. Pebbles of the desired size and quantity as well as pulp are discharged by gravity, through separate closed channels, direct from the primary mill to the secondary mill. The Boliden pebble extractor, see Fig. 3, is the basic element which makes this possible. The mills are operated in closed circuit with two stage classification. The discharge from the mills is fed to a spiral classifier or screen for removal of chips just to prevent blocking from chips produced in the pebble mill ahead of the cyclone. The coarse product from the spiral classifier or screen is sent to the primary mill. The underflow from the cyclon is reground in the pebble mill.

GRINDING METHODS, SIMPLIFIED FLOWSHEETS

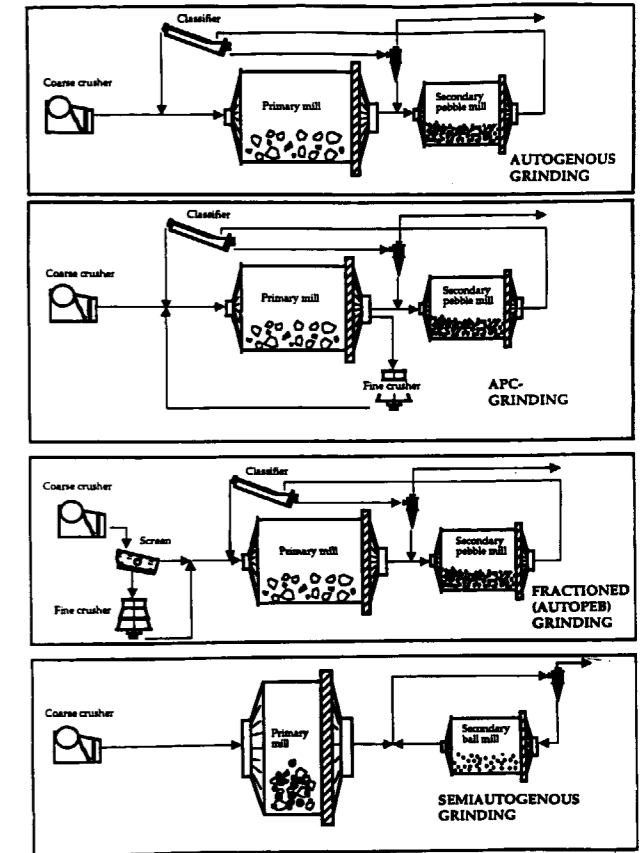


Figure 3

In Boliden AG systems practice normally 55-70 % of the comminution work is performed in the primary mill. The mill dimensions are usually close to "square" D/L ratio. The experience is that in longer mills, the load could be maintained higher than in short mills, still with short retention time for the critical size fractions. Often dual drives are used on the primary mill. With the power distribution 65:35, the both mills can be manufactured with common spare parts as gear boxes, pinions and electrical motors.

There are cases where the ore hardness, variations in grindability and grinding energy requirement justify certain precautions. The APC grinding ("Autogenous/Pebble/Crusher"), see Fig. 3, concept has been developed to deal with those situations. In APC systems, on-line crushing is used in the same way as in ABC systems ("Autogenous/Ball/Crusher"). However, APC technology uses new methods for monitoring and controlling the circulating load of critical size material. The primary mill has a "Crushing Size

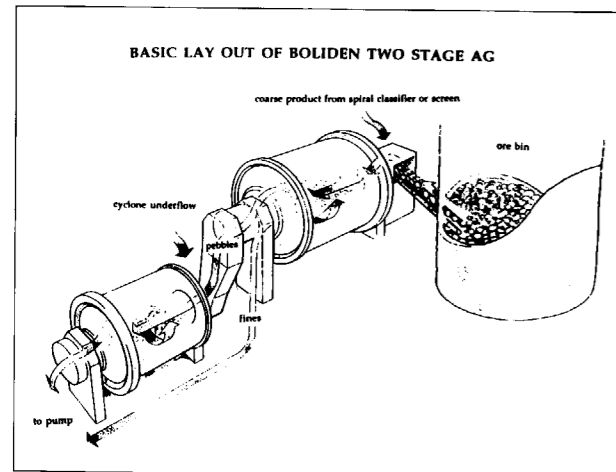


Figure 4

Extractor", CSE, with the ability to extract three fractions: pebbles to the secondary stage, a critical size fraction which is fed to the on-line crusher, and the fines. The mill circuit crusher is equipped with an automatic slot setting device to obtain continuous control of the circulating load over the primary mill. One other benefit with the APC concept is that the grinding work distribution between primary and secondary stages could be controlled within wide ranges. This gives energy savings due to the higher energy efficiency in the secondary mill.

An other method that has been developed is the Autopeb system, see Fig. 3. This method is applied on extremely hard ores. This system also use a fine crusher but in this case it is placed ahead of the grinding circuit. A middle fraction (usually < 70 mm) is screened off from the coarse ore product. This fraction is then crushed in a cone crusher to < 30 mm. The two fractions is fed to the primary mill in controlled proportions. The lay out for the rest of the grinding circuit is similar to the two stage AG circuit.

The maximum capacity of an autogenous grinding circuit could be very high. With a twin-motor arrangement, installed power could reach 15 MW. In Boliden the largest installation is 8 MW with a maximum capacity around 700 t/h. The Boliden installations have wound rotor, high speed motors (slip rings) and reduction gears in the fixed speed mills and DC motors with reduction gears in the variable speed installations. Due to the need for large trunnion diameters on primary autogenous mills, together with the higher bearing loads, the mills are equipped with hydrodynamic/hydrostatic sleeve bearings.

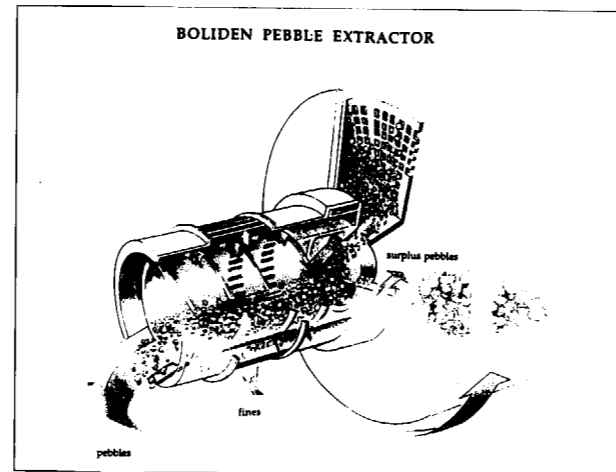


Figure 5

AG mills normally gives higher wear rate on the lining compared to conventional grinding. However, mill lining manufacturers have developed various kinds of steel-capped rubber linings which have reduced the lining costs remarkably.

METALLURGY

For many of Boliden's applications it has been shown that AG produces a milled product yielding a better metallurgy with higher recoveries than in rod and ball mill systems.

Steel grinding media, by mechanical and chemical processes, generates metal ions in the process pulp. In some cases this is unimportant but in other cases it affects the metal recovery and the product quality.

The autogenous grinding mechanism itself generates a product with particles with nearly the same shape and grain size as the natural crystallization of the ore. It has been noticed, that if there are variations in grindability within an ore, this is often connected to the texture of the ore, and the change in grindability follows the need for liberation energy.

DEVELOPMENT OF THE AG

Through the years major progress has been made in the AG method. Areas of development are

- process control methods and tools
- design of mill linings
- classification methods

By using designed experiments and multivariate statistics, models of the grinding process and influence of different factors have been established. The following parameters are considered as most important:

- feed size distribution
- mill speed
- water addition
- circulating loads
- mill linings
- energy distribution between primary and secondary grinding stages

Control systems for maximizing mill throughput have been introduced. New types of sensors such as devices for continuous measurement of the charge level based on conductivity measurements have been invented.

Equipment for continuously varying the mill speed has been used with great success in order to compensate for variations in grindability and to obtain the desired grinding energy input.

Mill linings have been optimized with respect to lifter shapes, configuration and the choice of grate sizes. Different grinding properties for a certain ore have to be related to the lining design. A modified lining can drastically change the behaviour of the ore in a mill.

The Boliden pebble extractor has been improved with higher pebble extraction capacity and high wear resistance. This has been achieved through co-operation with lining suppliers and the use of composite wear material.

The use of at least two stage classification system, spiral classifier/cyclones or screen/cyclone, have been found to be very efficient.

As described above, improvements in equipment, layout and process control have meant that most types of ore can now be milled using the AG method.

PROCESS DEVELOPMENT FACILITIES

Engineering work at *BOLIDEN IS CARRIED OUT BY Boliden Exploration & Development and Boliden Contech*. The Mineral Processing Department of Boliden E&D possesses of well equipped ore dressing laboratory and a pilot plant capable of simulating autogenous grinding processes.

All the autogenous grinding installations of Boliden have been designed within the company. A large number of ores both from the company itself as well as from external customers have been tested. The test methods used have been developed over the years. Great experience and a long list of references have been gained.

During the years Boliden has tested over 40 ores with respect to their amenability for autogenous grinding. So far, only 3 of the ores were not found appropriate for this type of milling technique.

LABORATORY TESTS

During the years a Boliden standard labtest has been developed. The purpose of the laboratory tests is to determine the fundamental properties of the ore from an autogenous grinding point of view. The most important properties are the resistance to impact cracking, the surface wear rate and the grindability.

The laboratory tests include the following aspects:

- drop test
- pebble wear rate (abrasion) determination
- grindability determination

The drop test is used to determine the fragmentation properties of larger lumps. The drop test procedure is commenced by dropping the 150-200 mm lumps from a height of 6 m 15 times. The tests are performed in a standard device built for drop tests.

From the pebble wear rate and the grindability tests the most important parameters of the ore can be determined, i.e. the wear rate and the grindability of the ore. The tests are performed in a laboratory mill in accordance with the Boliden standardized test procedure.

From these tests, the grinding energy in a primary grinding stage and the pebble consumption in an operating secondary pebble mill can be roughly estimated.

Finally an interpretation diagram, see Fig. 6, where the breakage rate from the drop test is plotted against the pebble wear rate, is made. By comparing the results obtained with results from

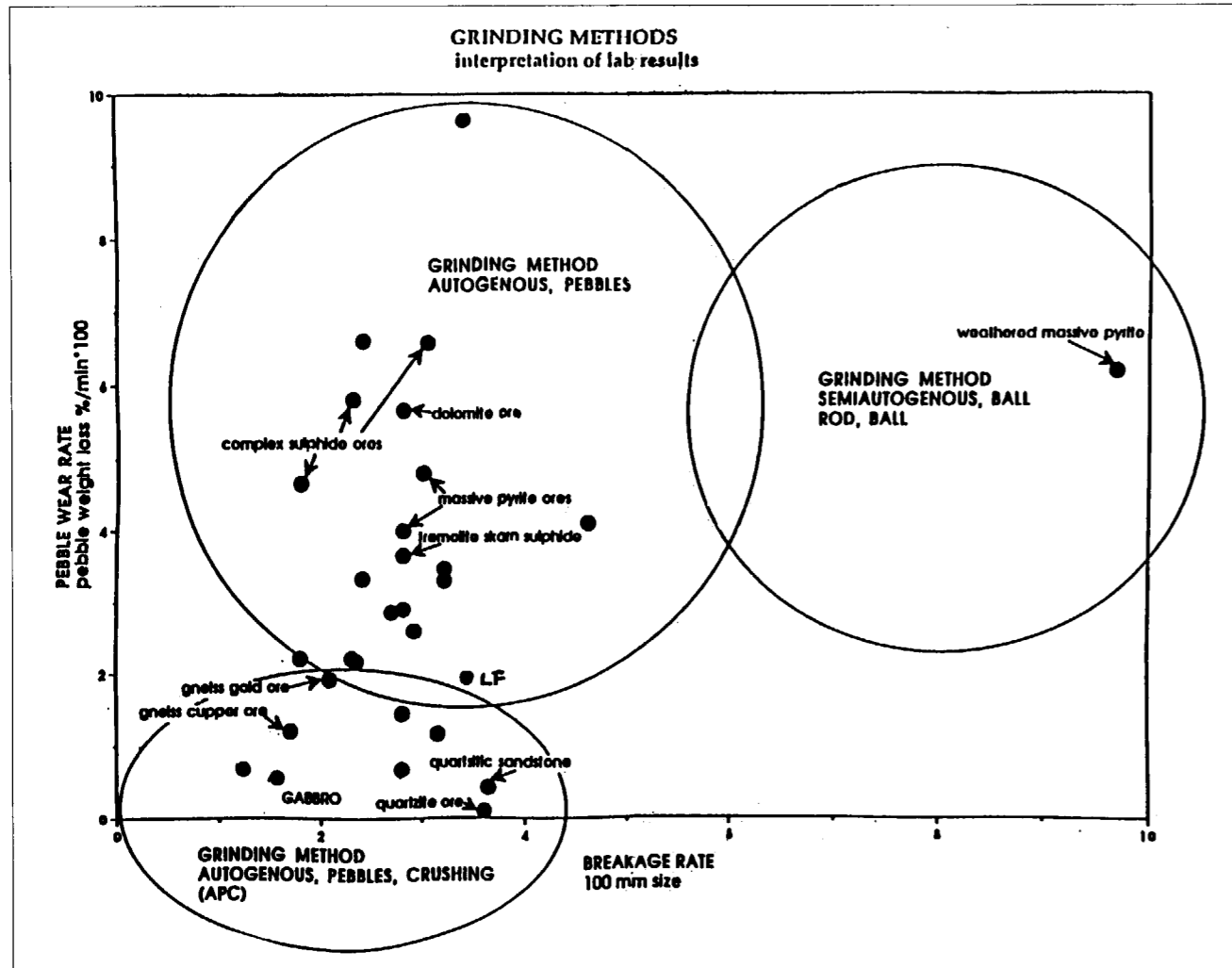


Figure 6

ores previously tested and brought into production a prediction of the most suitable grinding method can be made.

DESCRIPTION OF THE BOLIDEN MILLS

The Boliden concentrator

The Boliden concentrator is provided with ore from a number of mines in the Boliden area. The ore deposits are in most cases zinc-rich complex sulphide ores with a varying content of precious metals. There are also quartz-gold ores in the area. The total production of metal content in concentrates is 1700 kg of gold, 75 tonnes of silver, 56000 tonnes of zinc, 10400 tonnes of copper and 4400 tonnes of lead. The metal content is recovered by both flotation and gravity processes.

In 1989 a modernization programme was undertaken. The investment programme consisted of new facilities for crude ore storage, a new coarse crushing station, a new conveyor system for feeding the ore into the mill and two fully autogenous grinding circuits with a capacity of 100 t/hour each, see Fig. 7. The autogenous grinding equipment replaced three rod and pebble mill grinding circuits.

The main task was to design an autogenous grinding system which could deal with the many different ore types. The system had to be designed to treat both brittle and hard ores as well as ores normally considered as favourable for fully autogenous grinding.

The dimensions of the primary mills are a diameter of 5.7 m and a length of 5.5 m. Both primary mills and one secondary mill were equip-

ped with variable speed 1600 kW DC motors to control grinding performance. Mill volume had to be large enough to allow high energy input even at slow mill speeds. On the other hand the variable speed allowed high impact grinding and high power output in the case of hard rock.

New concepts were also selected for the classification process. In most Boliden installations the system consists of a spiral classifier in closed circuit with the primary mill and cyclones as secondary classifiers. In this case the "C" section was equipped with variable speed on both the primary and the secondary mill, a Derrick screen system was chosen. For primary screening two units with 2 mm mesh size were installed. The high capacity of the Derrick screens made it possible to manage secondary screening with only four units, despite the fineness of the product, approximately 55% -45 µm. This required a mesh opening of 180 µm. The "B" section was equipped with primary screens similar to the "C" section but with cyclones for secondary classification.

For controlling the final screen analysis, a system using the variable speed motors was installed. The system operates by continuously varying the mill speed to reach a set point of constant torque, which corresponds to the filling rate of the mill. The system operates at a fixed tonnage and gives a varying specific energy consumption corresponding to the grindability of the ore.

Operating costs were reduced substantially. Overall power consumption for the mill has dropped by 20%. Manpower has been reduced by 20% so has the maintenance costs.

The Aitik concentrator

Mining of the Aitik deposit, close to Gällivare, north of the arctic circle, starting in 1968. The capacity of the mill has been increased from the original level of 2 Mt/year to today's production of 17 Mt/year. This production gives approximately 200 000 tonnes of copper concentrate con-

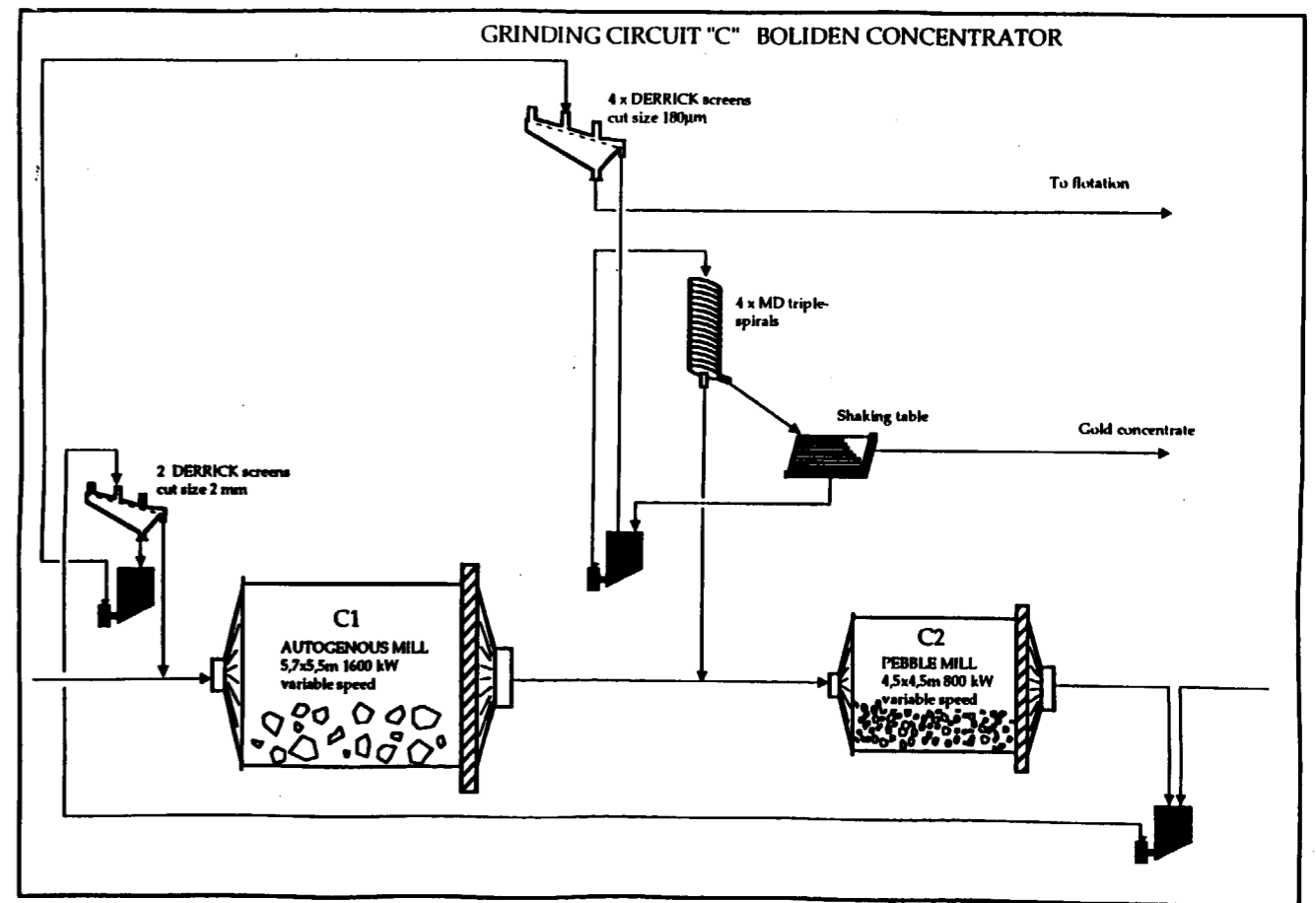


Figure 7

taining 60 000 tonnes of copper, 38 tonnes of silver and 1700 kg of gold. All the concentrate is treated at the company's smelter at Ronnskar.

Originally the comminution system consisted of a fine crushing station and two rod and pebble grinding sections. The first increase in capacity was achieved by adding two fully-autogenous grinding sections to the mill. The results proved the benefits of this technology for the Aitik ore, and two extensions using the same method were made. The most recent expansion project was completed late 1991. Now the grinding equipment consists of five fully-autogenous grinding sections, see Fig. 8, with three Dominion-Boliden Allis primary mills of 6.7 dia. x 122 m length, equipped with twindrive 2 x 3000 kW motors, and two Thune mills of 6 dia. x 10.5 m length with 2 x 1800 kW motors. Each grinding section has its own secondary mill. The old crushing plant and both rod and pebble mill sections have been taken out of operation.

Crushing to -200 mm is today performed in a semi-mobile in-pit crushing station with two Svedala gyratory crushers. The crushed ore is transported by conveyors to the crude ore stock-piles at the mill, where the ore is distributed to the five primary mills.

The flotation equipment consists of four banks each with nine OK 38. Final cleaning of the concentrate is done in four 3 m dia. flotation columns.

Different process layouts for the grinding circuits have been tested over the years. Throughput has had highest priority. Classification has thus been simplified, with only a spiral classifier in closed circuit with the mills. For maximizing the tonnage a new mill feed control system has been developed based on measurement of the charge volume inside the mill, working with empirical relations between mill filling, water additions and the grindability of the ore. Extensive know-how regarding lining design has been gained over the years.

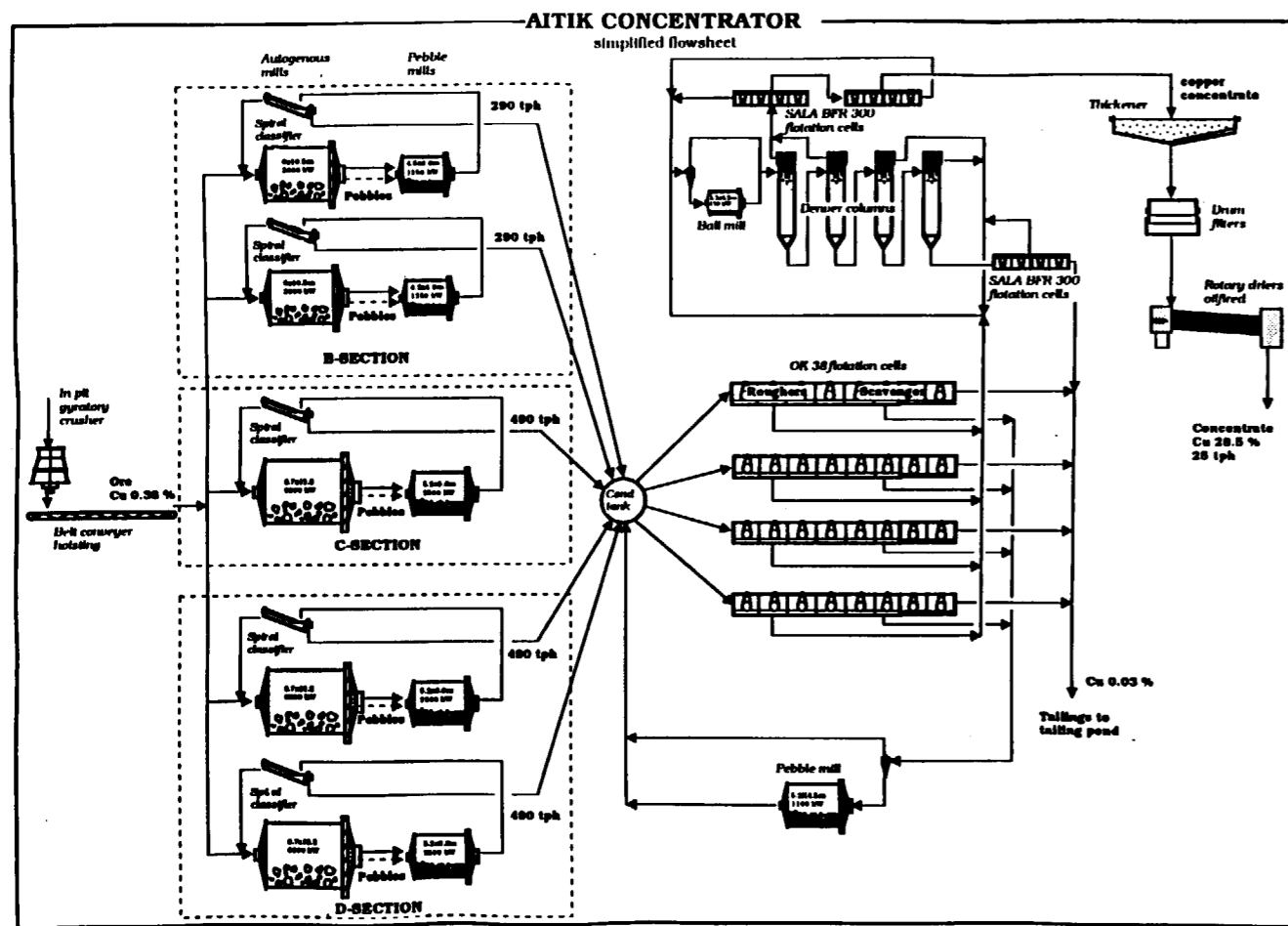


Figure 8

The Garpenberg concentrator

Mining has taken place for nearly 1000 years at Garpenberg in central Sweden. The present mill was built in 1953, with a conventional layout with a fine crushing plant and two lines with rod and ball/pebble mills. Ore from two mines is treated in the concentrator. Both of them are complex sulphide ores with high silver content together with zinc, lead and a low copper content. In total, 850 000 tonnes of ore are milled in the concentrator. Concentrates of zinc, lead, a small quantity of copper concentrate and a silver-rich gravity concentrate are produced. Metal production is 600 tonnes of copper, 12 000 tonnes of lead, 24 000 tonnes of zinc, 75 tonnes of silver and 270 kg of gold. The central ore is rich in talc and from time to time a talc concentrate is produced.

In 1989 a fully autogenous grinding circuit, see Fig. 9, was installed with the intention to treat ore from the "North" mine of Garpenberg. The primary mill has a diameter of 5.1 m and a length of 7.0 m. Maximum power, 1450 kW, is supplied by a twin motor arrangement. The mill speed is

fixed at 80 % of the critical. As secondary mill, one existing 4.5 x 4.5 m pebble mill was used. The secondary mill has a 900 kW motor. The speed is fixed to 76 % of the critical. Pebbles for the secondary mill are automatically extracted from the primary mill, and fed by a conveyor to the secondary mill. Through this installation, the pre-treatment of the "North" ore was dramatically simplified. Also, metallurgical results were improved remarkably.

In late 1990 a test with mixing of the two ore types in the autogenous circuit was carried out. The tests turned out very well, with resulting recoveries and concentrate grades of the mixture being better than for each ore type separately. Copper recovery immediately increased from 55 % to 70 % and zinc increased from 80 to 85 %.

The closure of the crushing and rod mill grinding equipment led to a significant drop in costs compared to the situation before installation of the autogenous mill. Energy consumption has been reduced by more than 10 %. Manpower requirements have been reduced by 9 workers.

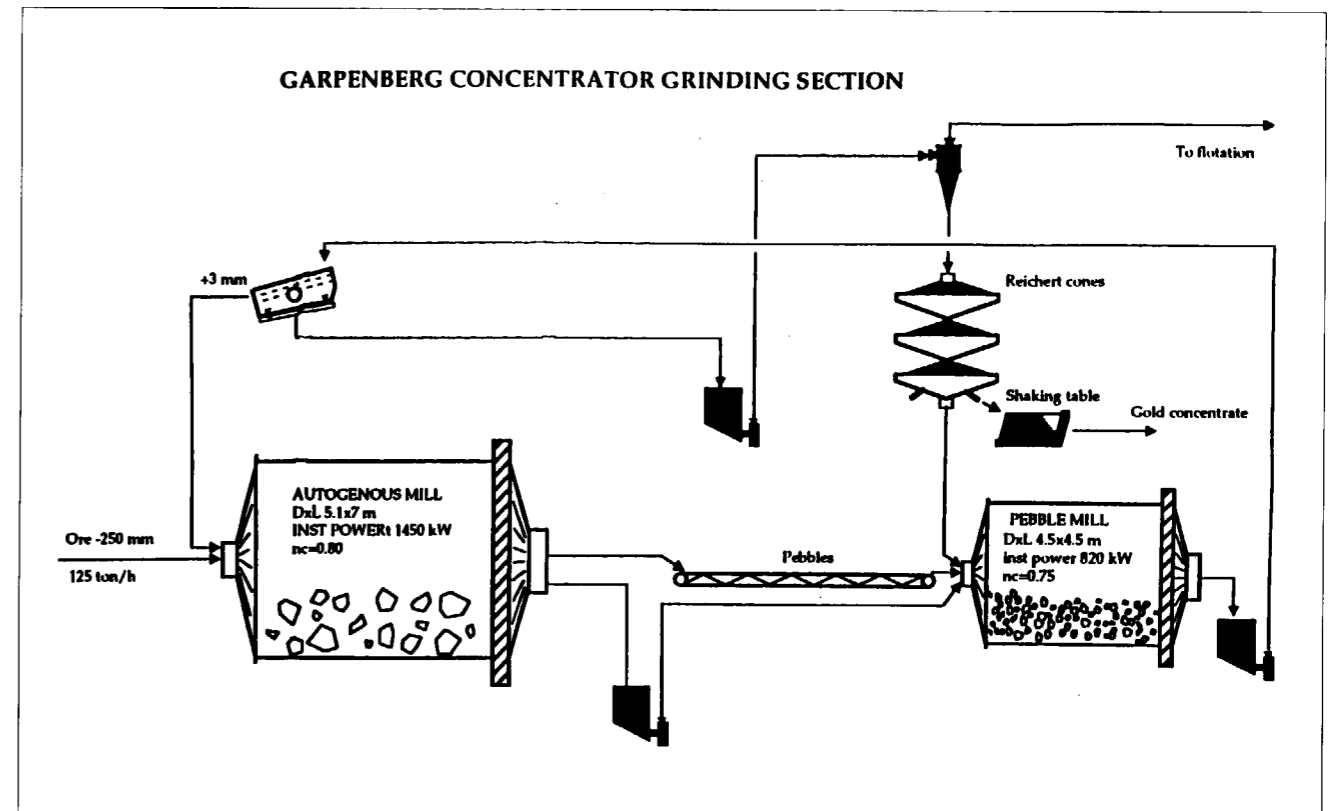


Figure 9

Modelo de Zonación de Cu, Pb, Zn y Ag en el yacimiento de sulfuros masivos polimetálicos "Los Frailes". Su aplicación en la realización de un modelo de bloques zonado

Por J. M. PONS (*), G. AGMALM (***) y A. J. MAESTRE (*)

RESUMEN

En Septiembre de 1995 la empresa Boliden Apirsa, S.L.; comenzó la apertura de una nueva corta con la que se pretende llevar a cabo la explotación del yacimiento de sulfuros masivos polimetálicos de "Los Frailes".

El yacimiento de Los Frailes, situado a unos 1000 metros de la corta de Aznalcóllar encaja dentro de una secuencia vulcano sedimentaria ocupando la misma posición estratigráfica que el yacimiento de Aznalcóllar. Presenta dirección E-W y buza entre 30° y 50° al Norte en el flanco normal de una estructura antiforme modificada por fallas inversas. Estas fallas a veces son subparalelas a la esquistosidad, y producen superposición de diferentes escamas de sulfuros masivos. Están cortadas a su vez por fallas normales de dirección N-S que provocan desplazamientos de algunos metros entre los distintos bloques de la estructura.

La esfalerita y la galena aparecen en bandas sedimentarias con una continuidad lateral de varios metros, siendo este el rasgo más importante en el control de la distribución de leyes en todo el yacimiento.

El cobre presenta una distribución bastante homogénea dentro del yacimiento, siendo los minerales más representativos tetraedrita y calcopirita.

La relación Pb/Zn se mantiene constante en todo el yacimiento con valores medios 0,6-0,7, y su índice de correlación estadística está en torno 0,9. La relación Cu/Pb+Zn es inversa en todo el yacimiento, aumentando los valores de Cu cuando disminuyen los de Pb+Zn. Se han encontrado además correlaciones estadísticas entre los elementos mayoritarios Zn y Pb y los elementos minoritarios Ag, Hg, Bi, Sb, Tl y As.

En base a los datos analíticos y teniendo en cuenta las variaciones composicionales se ha desarrollado un modelo tridimensional de distribución de leyes, el cual ha sido la base para la elaboración de un nuevo Modelo de Bloques con el que se afrontará en un futuro próximo la explotación del yacimiento de Los Frailes.

La principal característica de este modelo de bloques, es que es un modelo de bloques zonado, con el que se pretende que todos los rasgos geológicos, estructurales y mineralógicos del yacimiento jueguen el papel más importante en el cálculo del que sería el modelo de distribución de leyes dentro del yacimiento.

Palabras clave: Modelo tres dimensiones, Zonalidad, Ley mineral, Cobre, Cinc, Plomo, Plata, Distribución espacial, Krigeaje, Yacimiento polimetálico, Sulfuros masivos, Provincia Sevilla, Aznalcóllar, Los Frailes.

ABSTRACT

In September of 1995 the company Boliden Apirsa, S.L.; started a new open pit "Los Frailes". Los Frailes deposit is located 1000 meters eastern of Aznalcóllar pit. It encases within a vulcano sedimentary sequence occupying the same stratigraphic location that the Aznalcóllar deposit. It presents E-W strike and dips between 30° and 50° to the North in the normal limb of an antiform structure modified by reverse faults. These faults sometimes are practically parallel to the schistosity, and produce different flakes superposition of massive sulphides. Also, "Los Frailes" deposit are cut by N-S faults that displace some meters different between blocks of the structure.

The sphalerite and the galena appear in sedimentary bands with a lateral continuity of several meters, being this the most important feature that controls the grade distribution in the deposit.

The copper presents a quite homogeneous distribution within deposit, being the most representative minerals tetrahedrite and chalcocopyrite.

(*) Boliden Apirsa S.L., Ctra. Gerena s/n. 41870 Aznalcóllar, Sevilla.

(***) Boliden Mineral AB, S-936 81 Boliden, Sweden.

The ratio Pb/Zn is maintained constant in the whole deposit with means values of 0,6-0,7, and his statistics correlation index is close to 0,9. The ratio Cu/Pb+Zn is inverse in the deposit, increasing the Copper values when decreasing lead and zinc. Further statistic correlation between major elements (Zn, Pb) and minor elements (Ag, Hg, Bi, Sb, Tl and As) have been found. Based on this analytical data and mineral variations, a three-dimensional model of grade distribution has been developed. This has been the basis for a New Block Model, and will be used in a next future to mine "Los Frailes" deposit. The main characteristic of this block model, is that it is a zoned block model. It is intended that all geological, structural and mineralogic features of the deposit are the most important parameter in the calculation of grade distribution model within deposit.

Key words: Three-dimensional models, Zoning, Ore grade, Copper, Zinc, Lead, Silver, Spatial distribution, Kriging, Polymetallic ores, Massive Sulfide deposits, Seville province, Aznalcollar, Los Frailes.

1. INTRODUCCION

El yacimiento de Los Frailes se localiza en el área minera de Aznalcóllar que se encuentra situada en la provincia de Sevilla (España), en el borde sureste de la Faja Pirítica Ibérica, muy cerca del límite de la Cuenca Neógena del Guadalquivir. (Fig 1). Está situado a unos 1000 metros al Este de la actual corta de Aznalcóllar. Toda la información disponible sobre este yacimiento proviene de las observaciones realizadas en los más de 30.000 metros correspondientes a los 104 sondeos con recuperación de testigo continuo efectuados en el área de Arroyo Los Frailes; y de las observaciones realizadas durante el desarrollo y ejecución del Tunel Rampa de Los Frailes y el posterior Test Minero de Interior.

Los materiales del Complejo Vulcano-Sedimentario (C.V.S) que afloran en este área minera se encuentran cabalgados al Norte por materiales del complejo P.Q de edad devónica y en la zona Sur van desapareciendo bajo materiales de un Mioceno transgresivo que va ganando potencia al Sur.

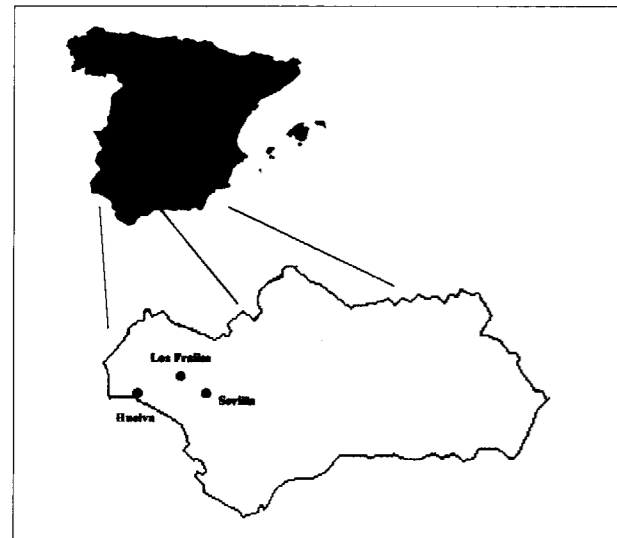


Figura 1. — Localización Geográfica

En el área hay dos tipos de mineralizaciones: Sulfuros masivos, similares al resto de los que aparecen en la Faja Pirítica Ibérica, y mineralizaciones tipo stockwork.

En el área minera de Aznalcóllar hay varias masas de sulfuros masivos polimetálicos, como son Aznalcóllar, Cuchichón, Caridad y Los Frailes. Caridad y Cuchichón ya fueron explotadas anteriormente, la masa de Aznalcóllar está siendo explotada actualmente por Boliden Apirsa S.L., se prevé que hasta finales de 1996, momento en el cual entrará en producción la nueva corta con la que se explotará el yacimiento de Los Frailes.

De las mineralizaciones de tipo stockwork tan solo se ha explotado la que está asociada a la masa de Aznalcóllar, porque tiene interés económico por presentar diseminaciones de calcopirita.

2. GEOMETRÍA Y ESTRUCTURA DEL YACIMIENTO DE LOS FRAILES

El yacimiento de "Los Frailes" se encuentra aproximadamente a 1 kilómetro al Este de la Mina de Aznalcóllar, oculto bajo los materiales de la cobertera Neógeno-Cuaternaria.

La tectónica de la zona es bastante similar a la del resto de la Faja Pirítica Ibérica, con pliegues asimétricos F1 de vergencia Sur y flanco corto laminado, que dan lugar a superposición de escamas.

La masa de "Los Frailes" tiene una dirección estructural aproximada Este-Oeste buzando entre 30 y 40° hacia el norte. El depósito es estrecho en la parte superior con potencias de algunos metros, siendo mucho más potente en la parte inferior con potencias cercanas a los 90 metros. La geometría del depósito está controlada principalmente por cabalgamientos, fallas inversas y sistemas de fallas conjugadas de dirección NW-SE y NE-SW.

Los cabalgamientos y las fallas inversas que aparecen en el área de "Los Frailes" pertenecen a la primera fase de deformación (F1), en la subfase que da lugar a la formación de escamas por laminación de los flancos cortos de los pliegues (P1). Los pliegues van acompañados por el desarrollo de una esquistosidad S_1 de plano axial, bastante intensa, que buza al Norte. La estratificación S_0 está fuertemente enmascarada, no pudiendo observarse en varios casos. Las superficies o planos más acusados y en general siempre visibles, corresponden a superficies S_1 . Los cabalgamientos y fallas inversas presentan una dirección aproximada Este-Oeste con buzamientos normalmente entre 30 y 40° pero que pueden oscilar desde 20 a 70°. Los planos de falla coinciden en muchos puntos con superficies S_1 penetrativas. En algunas de estas fracturas las zonas brechificadas alcanzan varias decenas de metros de potencia, (Pons et al, 1993).

Teniendo en cuenta el desarrollo de las zonas de cizalla y planos milonitizados, no es posible pensar en desplazamientos superiores a la centena de metros para las fallas inversas que afectan a la mineralización masiva, sin embargo con estos mismos criterios si es posible que tengamos desplazamientos bastante importantes en los cabalgamientos fuera de fase que encontramos en el área de "Los Frailes".

Las fallas inversas provocan un engrosamiento del depósito de "Los Frailes" por superposición de las escamas provocadas por éstas. Los desplazamientos provocados por estas fallas en el área de Los Frailes parecen menores que los que tenemos en el área de la Mina de Aznalcóllar, no llegando a producirse la repetición de varios niveles mineralizados, ni a colocar la mineralización de stockwork a techo de los sulfuros masivos.

3. MINERALIZACIONES

El yacimiento de Los Frailes presenta dos tipos de mineralización: una de tipo sulfuro masivo y otra de tipo sulfuro diseminado, localmente llamado "piroclasto".

Han existido algunas controversias en estudios de Hofstetter, 1980 y Sierra, J. 1984; sobre el origen del "piroclasto" en el área de Aznalcóllar. Sin embargo, en estudios posteriores de Saez R.

et al., 1993 y Pons et al., 1993; se encuentran nuevos datos que clarifican un poco más el origen del "piroclasto" y lo describen como un depósito de tipo stockwork. La mineralización diseminada ha sido poco estudiada por no tener interés económico hasta el momento, en el yacimiento de Los Frailes, por tratarse de un stockwork pirítico.

Todas las masas de sulfuros masivos del área de Aznalcóllar, Cuchichón, Caridad, Aznalcóllar y Los Frailes, tienen forma tabular y aparecen en el mismo nivel estratigráfico. El nivel portador de las mineralizaciones se localiza a techo de las tobas vítreas, asociado a niveles tufíticos fuertemente cloritizados y a pizarras negras en las que a menudo se encuentran niveles centimétricos de pirita vulcano-sedimentaria y diseminaciones de sulfuros (Pons et al., 1993).

En los Frailes se han cubicado 71 millones de toneladas de sulfuros masivos polimetálicos con las siguientes leyes medias: 0,34% Cu; 2,18% Pb; 3,86% Zn y 60 ppm Ag, quedando aún abierto el yacimiento en profundidad.

La fase predominante es la pirita y, en proporción mucho menor, esfalerita, galena, calcopirita, tetraedrita, arsenopirita, bournonita, casiterita, etc.

En Los Frailes como en otras masas de sulfuros masivos polimetálicos de la Faja Pirítica Ibérica, la esfalerita, la galena y la tetraedrita aparecen asociadas en bandas sedimentarias, que presentan una continuidad lateral de varios metros, hecho que se constató durante la realización de un Test Minero de Interior en 1991. Este es el rasgo mineralógico más importante en el control de la distribución de leyes en este yacimiento. La geometría de estas bandas composicionales tan solo se ve modificada por la existencia de fallas normales (N-S) y una serie de fallas inversas de dirección aproximada E-W, que producen superposición de diferentes escamas de sulfuros masivos.

La plata aparece fundamentalmente en la tetraedrita y en la galena, lo cual explica su aceptable índice de correlación estadística respecto al zinc y al plomo.

Calcopirita y tetraedrita son los principales minerales de cobre, estando la calcopirita asociada fundamentalmente a la mineralización pirítica, mien-

tras que la tetraedrita se asocia fundamentalmente a la mineralización bandeada. La distribución de cobre es muy homogénea dentro del yacimiento, oscilando entre valores del 0,2% y 0,4% de ley en cobre. Localmente aparecen concentraciones de cobre entre el 0,8% y 2%, que corresponden a zonas de muro próximas al stockwork cobrizo.

El stockwork de Los Frailes sólo ha sido cortado en una pequeña parte en profundidad por los sondeos mecánicos de la campaña de investi-

en el yacimiento de Los Frailes, las muestras corresponden a tramos de 1/4 de testigo de sondeos de 1 a 3 metros de longitud generalmente. La relación Pb/Zn se mantiene constante en todo el yacimiento, con valores de 0,6-0,7. El índice de correlación estadística está en torno al 0,9 entre estos dos elementos, lo que indica una clara interrelación genética entre ambos, (Figura 2).

Los valores anómalos que caen alejados en uno u otro sentido de la recta, se interpretan como mine-

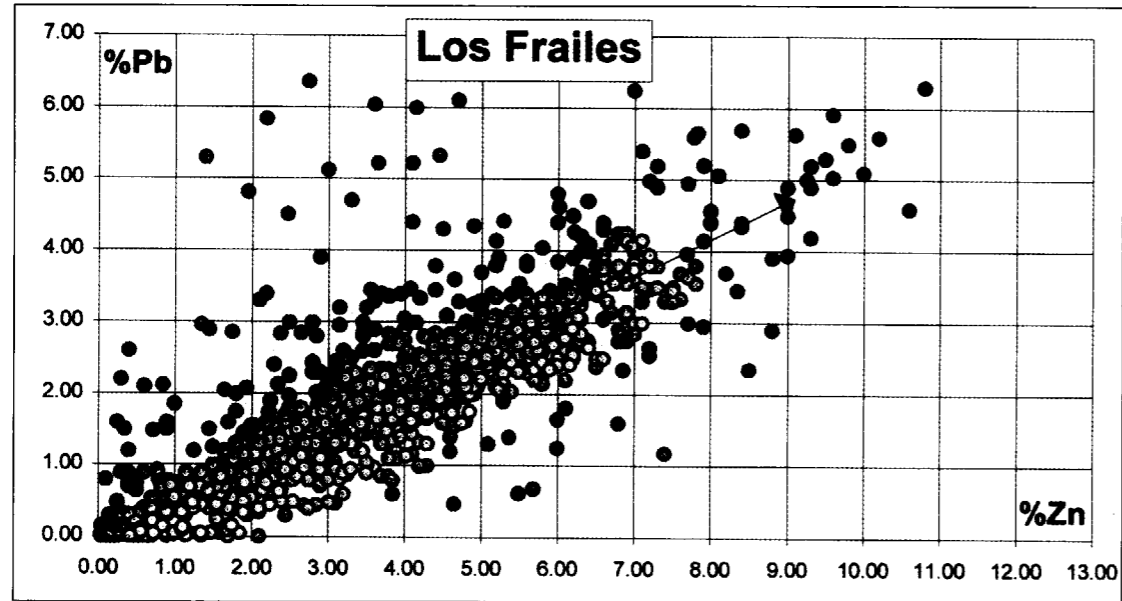


Figura 2. — Relación Pb/Zn en el yacimiento de Los Frailes.

gación. Se caracteriza por una mineralización compuesta por pirita fundamentalmente, con pequeñas cantidades de calcopirita, esfalerita, galena, tetraedrita y cobaltina en una matriz predominantemente sericítica.

Los aspectos geométricos del stockwork están fuertemente dominados por las propiedades físicas de las rocas encajantes: en pizarras negras los sulfuros se concentran preferentemente en una red de microfisuras y en niveles de aspecto sedimentario asociados a superficies S_0 ; por el contrario, en las tobas vítreas, los sulfuros se concentran en antiguos fragmentos de vidrio y en otras partes porosas de la roca. (Pons et al, 1993).

Se ha calculado la relación Pb/Zn para más de 2000 análisis químicos de muestras realizados

realizaciones secundarias de galena y esfalerita, que se han producido a partir de removilizaciones y disoluciones parciales de los cristales de esfalerita y galena a favor de fallas normales desde la misma mineralización bandeada primaria. Esto ha podido ser constatado de visu al observarse muestras de testigo y compararlas posteriormente con los datos analíticos obtenidos.

Hallando la matriz de correlación para el resto de los elementos, se observa que también la plata tiene un índice de correlación estadística aceptable respecto al plomo y al zinc (0,72 y 0,66). Esto es debido a que la plata aparece en tetraedrita y galena, que aparecen asociadas a la esfalerita en la mineralización bandeada. El cobre sin embargo obtiene valores de correlación estadística bastante bajos, respecto a los anteriores tres elementos.

4. MODELO DE BLOQUES

Boliden Apirsa es la empresa minera que en un futuro próximo llevará a cabo la explotación de Los Frailes, pretendiendo beneficiar de este concentrados de cobre, plomo y zinc. El valor del concentrado de zinc en el mercado representa más del 70% del "ore value" de cada tonelada de mineral, por lo que se ha desarrollado un Modelo de Bloques con el que se afrontará en el futuro la explotación del yacimiento de Los Frailes, cuya base es la distribución tridimensional del zinc dentro del yacimiento.

Para realizar el modelo tridimensional de distribución de Zinc se han utilizado los programas MICROSTATION 5.0, BOLBLO y BOLGEO, que están conectados a su vez a bases de datos que contienen toda la información geológica y geo-

Además se ha trabajado también de manera similar para Cu, Pb, Ag, Tl, Sb, As y Bi; definiéndose también "ore types" para estos elementos, ver tabla 1.

Se observa que las zonas con altas concentraciones de Pb, Ag, Tl, Sb, As y Bi, se corresponden muy bien con las zonas que aparecen en los perfiles y plantas realizados para zinc (ver figuras 3, 4, 5, 6 y 7). El cobre mantiene un comportamiento de distribución en el yacimiento totalmente contrario al que tiene el zinc, así tenemos que las zonas donde la concentración de cobre es más alta, corresponden en los perfiles realizados para zinc con los valores más bajos.

Las secciones de mineral utilizadas han sido especificadas en los sondeos para cada ore type, basadas en los perfiles y plantas que muestran la distribución de zinc. Se deberían

Ore type	Zn	Cu	Pb	Ag	Tl	Sb	As	Bi
Muy Bajo	<1.5%	<0.3%	<1.0%					
Bajo	1.5%-2.5%	0.3%-0.5%	1.0%-1.7%	<50 ppm	<40 ppm	<500 ppm	<2500 ppm	<40 ppm
Medio	2.6%-5%	0.6%-1.0%	1.8%-3.0%	50-80 ppm	40-80 ppm	500-900 ppm	2500-5000 ppm	40-80 ppm
Alto	>5%	>1.0%	>3.0%	>80 ppm	>80 ppm	>900 ppm	>5000 ppm	>80 ppm

Tabla 1.

química, además de todos los rasgos composicionales y estructurales antes descritos.

Se definieron preliminarmente cuatro "ore types" para el zinc de acuerdo con los siguientes criterios:

Muy Baja Ley : %Zn < 1,5%
 Baja Ley : 1,5% < %Zn < 2,5%
 Ley intermedia : 2,5% < %Zn < 5%
 Alta Ley : %Zn > 5%.

Con las correlaciones de estos cuatro grupos, se han dibujado 18 perfiles de dirección N-S y 37 plantas horizontales con la distribución de leyes para el Zn, (Ver figuras 3 y 7). Estas plantas horizontales tienen una separación en vertical de 8,5 metros y van desde la cota +61 s.n.m., hasta la cota -245 que corresponden con los futuros bancos de explotación de la corta de Los Frailes.

haber utilizado muestras de igual longitud (*composites*) para realizar los estudios geoestadísticos, pero esto no ha sido posible ya que se han tomado muestras separadamente para cada zona de ley de zinc. Se intentó que los *composites* tuvieran una longitud lo mas próxima posible a 10 metros, pero esto no ha sido posible y hay *composites* más cortos, incluso muy próximos a 0,3 metros.

Las leyes medias de los composites se pueden observar en la tabla 2.

Teniendo en cuenta la longitud de los composites, la ley media es la siguiente:

Se han interpretado modelos de variogramas para Cu, Pb, Zn y Ag. Todos los variogramas han sido calculados en las tres direcciones del espacio para estudiar la anisotropía del yacimiento. Las diferencias son en general muy pequeñas en el yacimiento de Los Frailes. Sin embargo,

Numero de composites	Ag (ppm)	Cu (%)	Zn (%)	Pb(%)	Ore type
145 (17%)	35	0.48	0.92	0.51	Muy Bajo
160 (19%)	48	0.41	2.07	1.14	Bajo
297 (35%)	60	0.32	3.66	2.07	Medio
255 (30%)	86	0.31	6.74	3.96	Alto
857 (100%)	61	0.36	3.81	2.19	Todos

Tabla 2. Ley media de los composites.

Numero de composites	Ag (ppm)	Cu (%)	Zn (%)	Pb(%)	Ore type
795 (20%)	32	0.50	0.84	0.44	Muy Bajo
592 (15%)	48	0.39	2.07	1.12	Bajo
1487 (38%)	59	0.30	3.67	2.06	Medio
1079 (27%)	84	0.31	6.65	3.83	Alto
3953 (100%)	59	0.36	3.68	2.08	Todos

Tabla 3. Ley Media segun la longitud de los composites.

teniendo en cuenta los rasgos geológicos de la mineralización descritos anteriormente se ha tomado 1/2 (perpendicular / paralelo al cuerpo de sulfuros masivos) como valor de anisotropía del yacimiento.

Los parámetros del variograma han sido verificados y optimizados, y se encuentran representados en la tabla 4.

Elemento	cO	C	A(m)	Dif	Kr.var/var
Cu	0.08	0.03	80	1.1	101
Pb	1.7	0.6	80	1.7	94
Zn	3.5	1.1	80	1.0	91
Ag	500	350	80	1.1	95

Tabla 4. Parametros del variograma.
Dif = Mean algebraic error/mean value (%). Should be as small as possible.
Kr.var/var = Kriging variance/ sample variance.

El calculo de las leyes en el yacimiento de Los Frailes se ha hecho con un *kriging* tridimensional. Los bloques han sido divididos en partes con el porcentaje de cada *ore type* a partir de la

interpretacion geológica realizada para el zinc. La estimación de la ley del bloque ha sido realizada por separado para cada *ore type*. Esto da una ley y un porcentaje para cada *ore type* dentro de cada bloque.

El tamaño del bloque es de 5 x 10 x 8,5, y se considera que es representativo de la selectividad que se podría obtener en la explotación.

Consecuentemente, ha sido calculada una ley para cada bloque que es la media de las leyes de cada *ore type* contenido en cada bloque. Por lo tanto para cada bloque se ha estimado lo siguiente:

- a.- Porcentaje de cada *ore type*.
b.- Leyes en Cu, Pb, Zn y Ag, para cada *ore type*.

Y además en cada bloque están guardados los siguientes datos para el cálculo de resevas y para la planificación minera:

- a.- Valor de las leyes en Cu, Pb, Zn y Ag.
b.- Porcentaje de sulfuros masivos que hay en cada bloque, en el caso de que el bloque contenga estéril.

Para permitir una mayor exactitud en el cálculo de la dilución de estéril, se les ha dado un código por separado a los bloques situados en el borde del cuerpo mineralizado.

Los tonelajes y las leyes calculadas en el modelo con los bloques divididos en los mismos *ore types* son las siguientes:

El modelo fue ajustado manualmente para poder reflejar las limitaciones propias a la selectividad del método minero que se pretende emplear. De

este modo, algunas zonas poco potentes de sulfuros masivos fueron reclasificadas como estéril, y algunas zonas, también de poca potencia de estéril, que se consideró que no era posible separarlas mediante los métodos de extracción a emplear, se reclasificaron como mineral.

El resultado de este modelo ajustado fue el siguiente:

Los tonelajes y las leyes para cada banco previsto según el diseño de la corta se calcularon a partir de este modelo de bloques ajustado y se le aplicaron además tres factores de corrección para poder obtener unas leyes y unos tonelajes mas realistas con la operación minera.

Para ello se creó también un modelo de bloques no zonado que arrojo los siguientes resultados: Como el modelo de bloques zonado tiene unas leyes demasiado altas, los factores de corrección están basados en el modelo de bloques no zonado.

Las leyes dentro de los límites de la corta final fueron calculadas con ambos modelos de blo-

Millones de toneladas.	Ag (ppm)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ore type
11 (15%)	33	0.51	0.46	0.84	0.0<Zn<1.5
10 (14%)	47	0.39	1.10	2.07	1.5<Zn<2.5
30 (42%)	59	0.30	2.03	3.67	2.5<Zn<5.0
20 (28%)	84	0.29	3.87	6.66	5.0<
71(100%)	60	0.34	2.18	3.86	Todos

Tabla 5. Tonelajes y leyes calculadas en el modelo a partir de la media ponderada de los distintos *ore types* contenidos en cada bloque.

Mtonnes.	Ag (ppm)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ore type
9 (12%)	33	0.51	0.46	0.90	0.0<Zn<1.5
10 (13%)	47	0.39	1.11	2.05	1.5<Zn<2.5
36 (47%)	59	0.31	2.05	3.71	2.5<Zn<5.0
19 (27%)	81	0.29	3.67	6.32	5.0<
71(100%)	60	0.34	2.17	3.85	All

Tabla 6. Resultado del Modelo de Bloques Zonado despues del ajuste manual.

Millones Tm.	Ag (ppm)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)
71	59	0.34	2.09	3.75

Tabla 7. Resultados del Modelo de Bloques No Zonado.

ques, usando un cut-off cero, y se obtuvieron los siguientes resultados:

Las diferencias anteriores están aplicadas como factor de corrección para cada uno de los metales.

La diferencia de leyes que hay entre estos modelos de bloques es considerablemente más baja

	Ag (ppm)	Cu (%)	Pb (%)	Zn(%)
Modelo No Zonado	64	0.36	2.30	3.99
Modelo Zonado	65	0.36	2.34	4.04
Diferencia (%)	-1.67	0.83	-1.76	-1.12

Tabla 8. Diferencia porcentual entre el modelo zonado y el modelo no zonado.

dentro de los límites de la corta que en todo el modelo geológico. Esto implica que las mayoría de las zonas donde puede haber desajustes entre el modelo de bloques zonado y el no zonado, se encuentran situadas fuera de los límites de corta y en las partes más profundas del yacimiento.

Las leyes han sido reducidas también un 2% para corregir la dilución interna producida por interpretaciones erróneas en el control de leyes.

El contraste entre las propiedades físicas de los sulfuros masivos y la roca estéril del contacto hace que sea fácil separarlos durante la operación minera. Se ha asumido que en la zona de contacto 70 cm de estéril puedan mezclarse con el mineral, por lo que para el cálculo de las reservas se han añadido 140 toneladas de mineral, con ley cero en cada uno de los metales base, en el mineral de cada uno de los bloques del límite del cuerpo mineralizado y se han deducido del correspondiente volumen de estéril. Por lo que la dilución del contacto externo del mineral representa aproximadamente un 2% de las reservas explotables totales.

BIBLIOGRAFÍA

HOFSTETTER, J.P. 1980. L'amas sulfuré a Cu-Pb-Zn d'Aznalcóllar (Sevilla), Espagne. Geologie, Paleogeographie et Métallogénie de l'extremite Sud-Orientale de la Ceinture Sud-Iberique. Thèse 3e cycle, Univ. P. et M. Curie, Paris.

PONS, J.M., SAEZ, R., ALMODÓVAR, G. R., LOPEZ, J.R., MORENO, C., TOSCANO, M., DONAIRE, T., MAESTRE, A. & PASCUAL, E. Geología y Estructura de los Yacimientos de Sulfuros Masivos de Aznalcóllar y Los Frailes. Symposium on the Polymetallic Sulphides of the Iberian Pyrite Belt. 1.9-1, 1.9-16.

SAEZ, R., J.R. LÓPEZ, A. MAESTRE, C. MORENO, E. PASCUAL, J.M. PONS & G.R. ALMODÓVAR. 1993. A guide to ore Geology of the Aznalcóllar massive sulphide deposits.

SIERRA, J. 1984. Geología, Mineralogía y Metalogénia del Yacimiento de Aznalcóllar. (Primera parte: Mineralogía y Sucesión Mineral.). Bol. Geol. Min., 95:553-568.

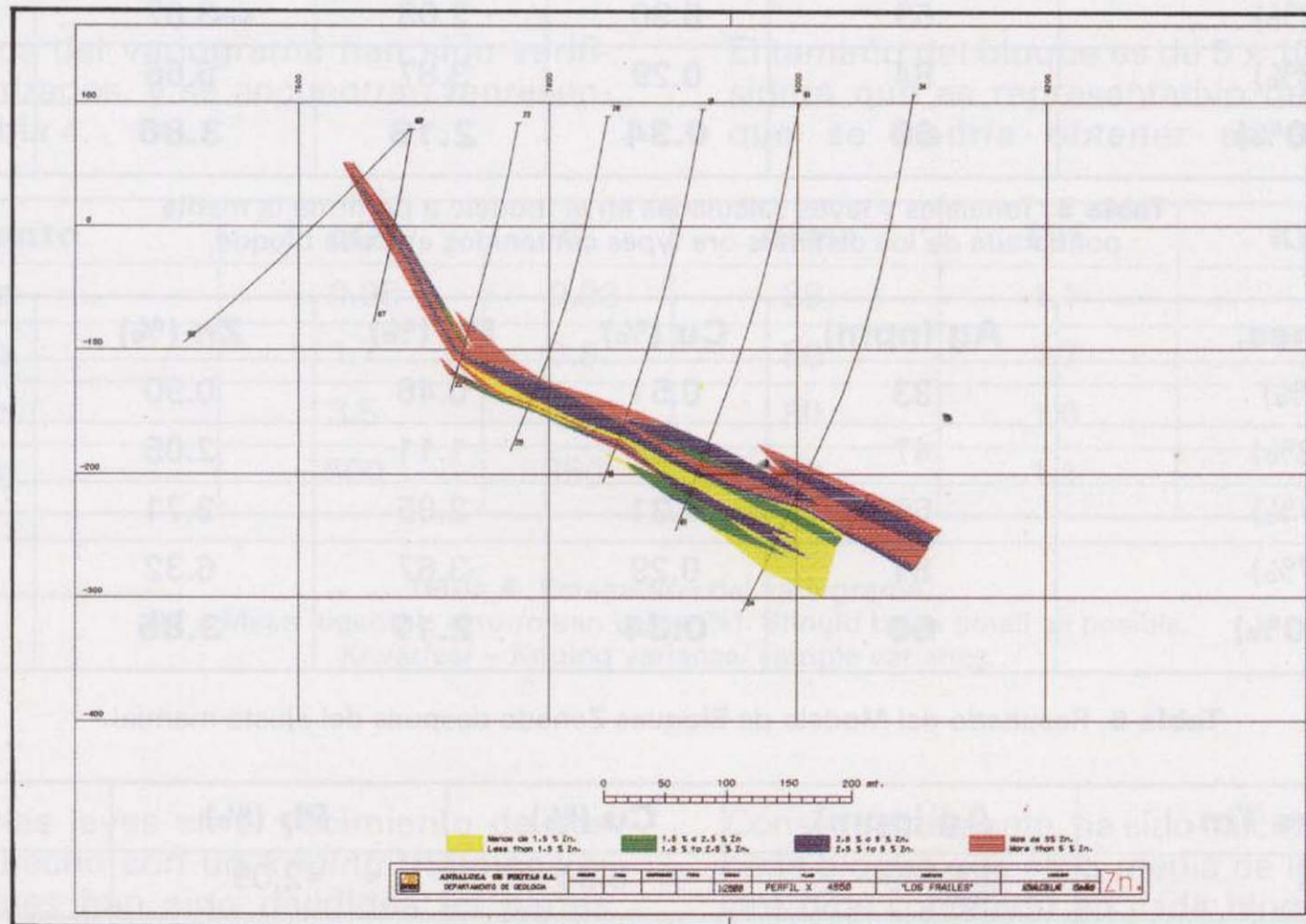


Figura 3. — Perfil de distribución de Zn X=4850

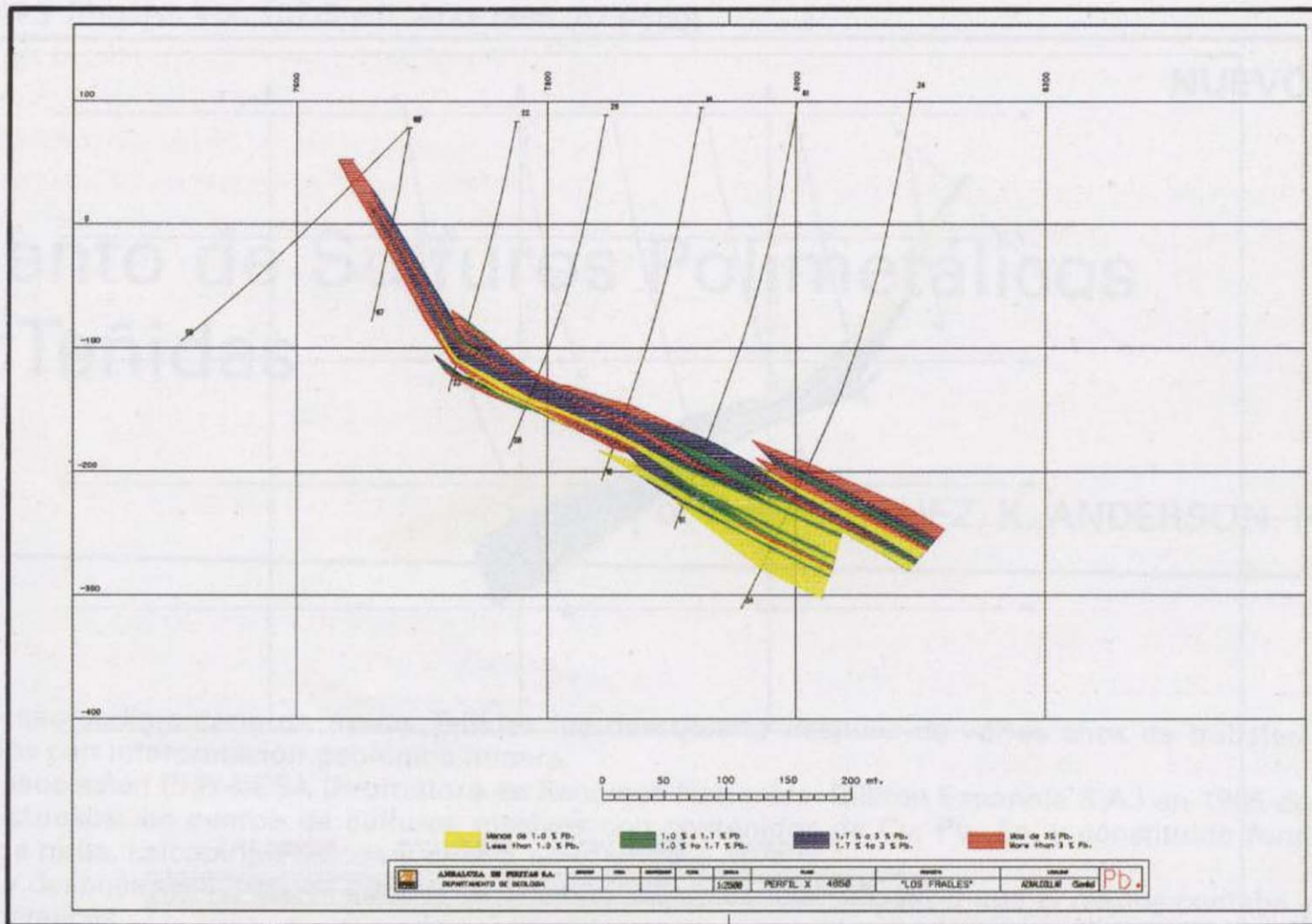


Figura 4. — Perfil de distribución de Pb X=4850

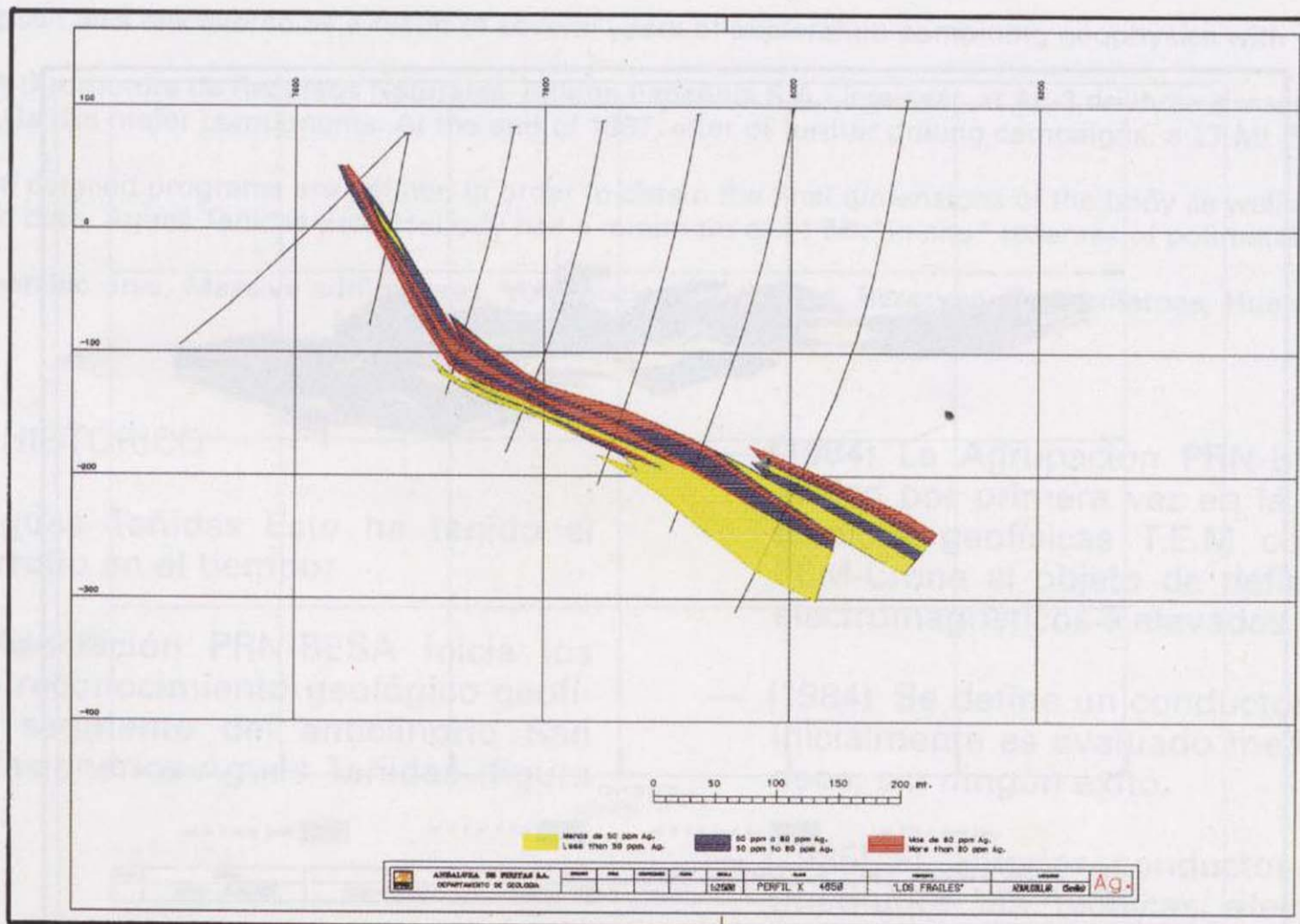


Figura 5. — Perfil de distribución de Ag X=4850

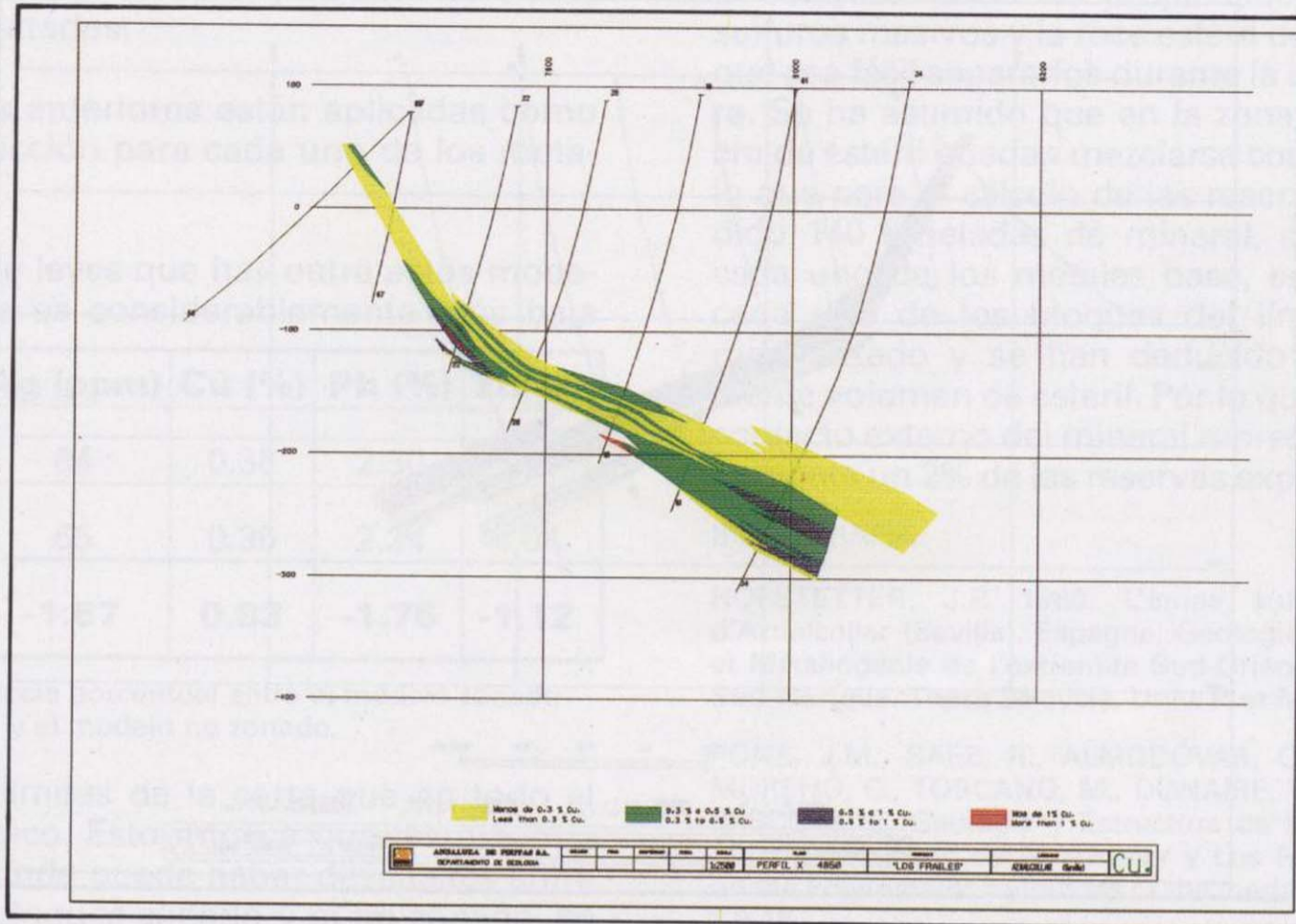


Figura 6. — Perfil de distribución de Cu X=4850

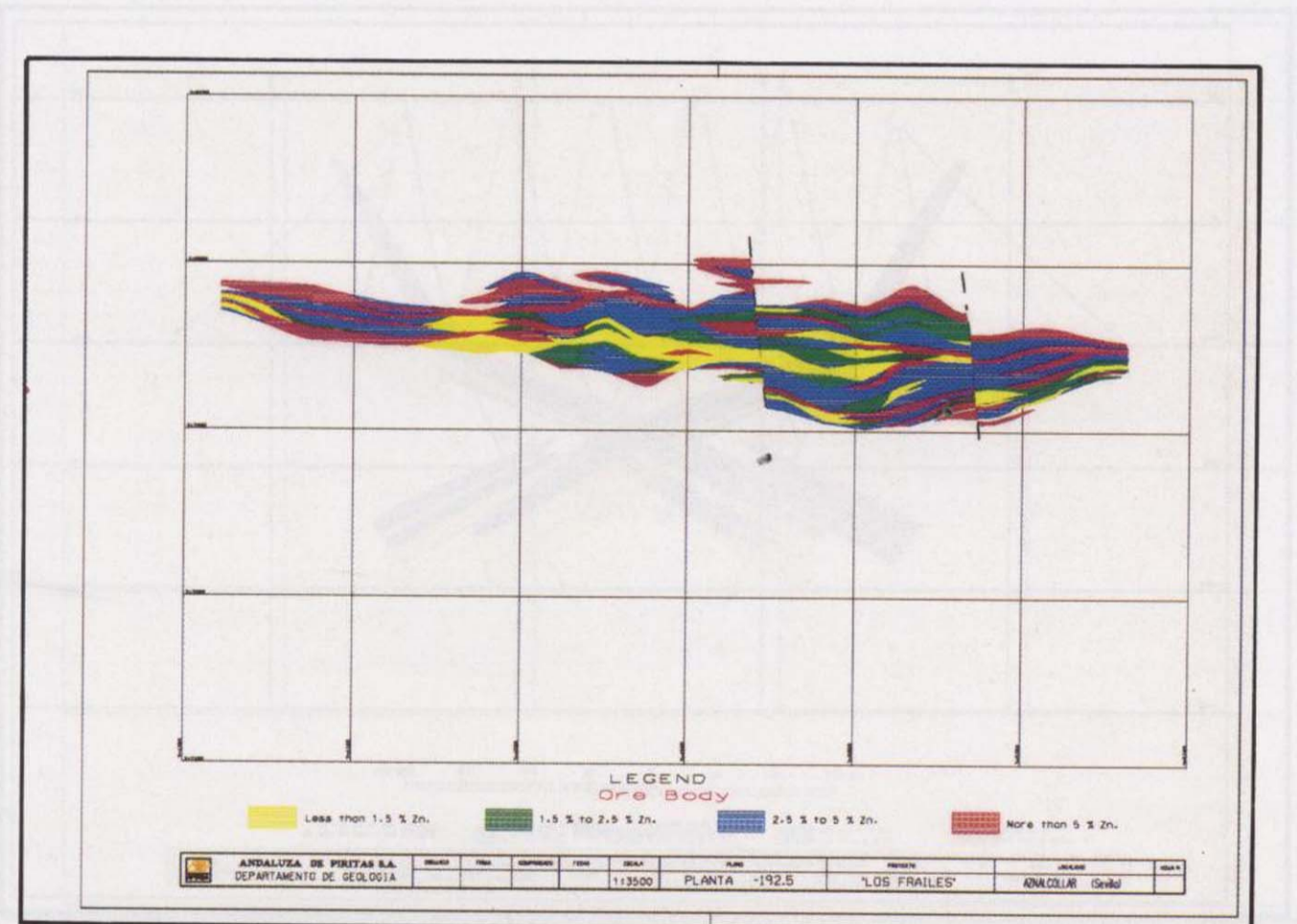


Figura 7. — Planta -192 Distribución de Zn

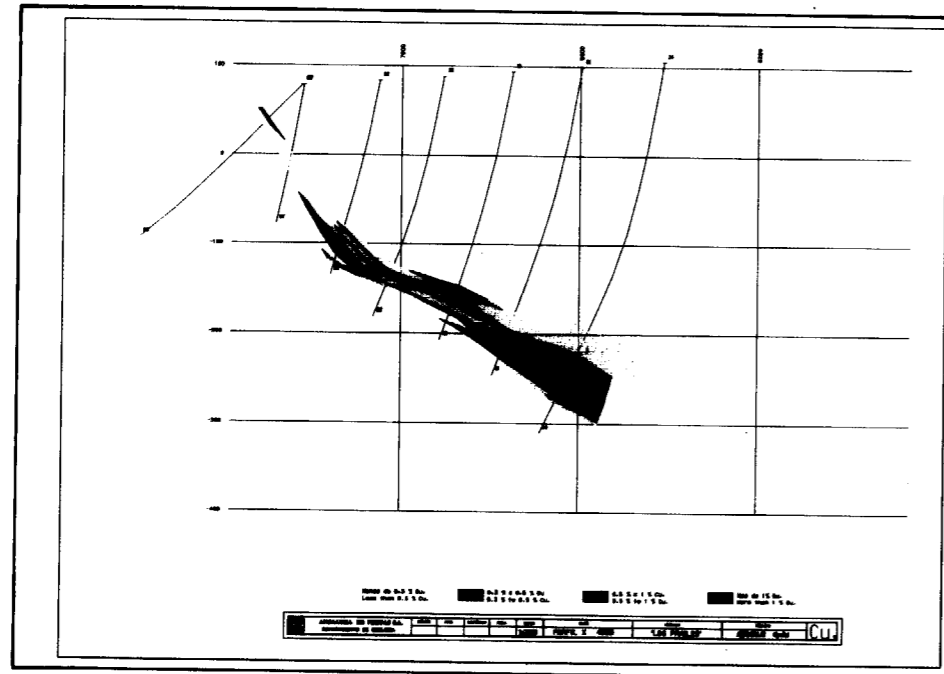


Figura 6. — Perfil de distribución de Cu X=4850

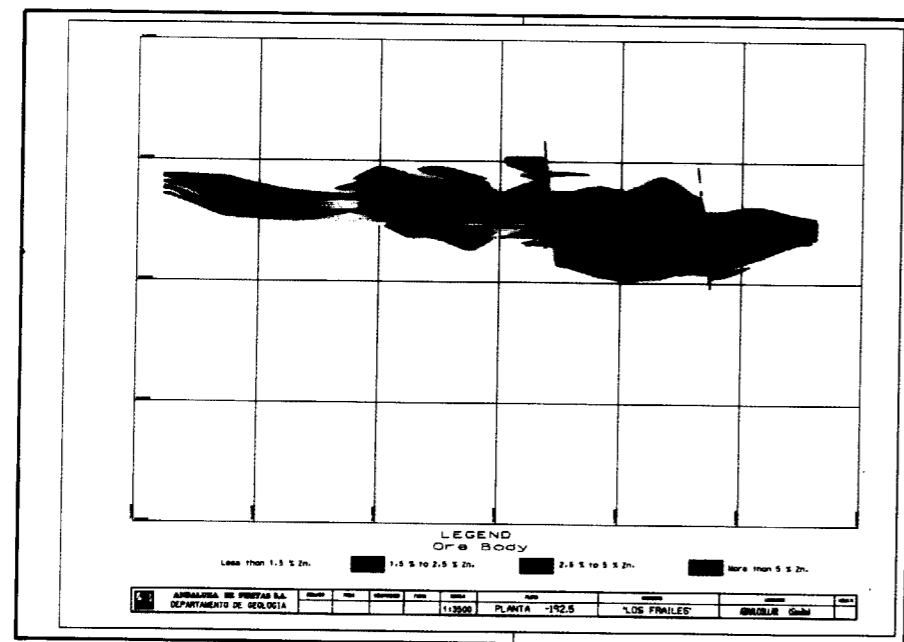


Figura 7. — Planta -192 Distribución de Zn

Yacimiento de Sulfuros Polimetálicos Aguas Teñidas

Por P. RODRIGUEZ, K. ANDERSON, R. HIDALGO (*)

RESUMEN

El yacimiento volcano-sedimentario de Aguas Teñidas fue descubierto después de varios años de trabajos geofísicos (T.E.M.-E.M.37) combinados con interpretación geológica minera.

Efectivamente, la asociación PRN-BESA (Promotora de Recursos Naturales- Billiton Española S.A.) en 1985 descubre después de dos sondeos infructuosos, un cuerpo de sulfuros masivos con contenidos de Cu, Pb, Zn, y constituido fundamentalmente por mineralizaciones de pirita, calcopirita, blenda y galena en el sondeo AE-3.

A finales de 1987 y después de sucesivas campañas de sondeos, se define un cuerpo que al menos contaba con 27 Mt de sulfuros masivos polimetálicos.

Con posterioridad a estos trabajos se inician diferentes programas de definición de reservas geológicas al objeto de reconocer las dimensiones definitivas del yacimiento, así como establecer su viabilidad mineralúrgica y un posible diseño minero.

En el momento presente Aguas Teñidas Este, cuenta con unas reservas mineras "in-situ" reconocidas de al menos 41 Mt de sulfuros polimetálicos.

Palabras clave: Yacimiento polimetálico, Sulfuros masivos, Volcano sedimentario, Lentejón, Reserva mineral, Carbonífero, Provincia Huelva, Aguas Teñidas.

ABSTRACT

Aguas Teñidas deposit was discovered as a result of several years of exploration combining geophysics with geological interpretation.

In 1985, PRN-BESA (Promotora de Recursos Naturales- Billiton Española S.A.) intersect at AE-3 drillhole a massive sulphides body with Py, Cpy Sph, Ga like major components. At the end of 1987, after of further drilling campaigns, a 27 Mt Polimetallic orebody is already defined.

Afterwards, a more detailed programs are defined in order to obtain the final dimensions of the body as well as to prepare a pre-feasibility study. To date, Aguas Teñidas Este orebody has a minimum of 41 Mt "in-situ" reserves of polimetallic sulphides.

Key words: Polymetallic ores, Massive sulfide ores, Volcanoclastics, Lenses, Reserves, Carboníferoas, Huelva Province, Aguas Teñidas.

DESARROLLO HISTÓRICO

El proyecto Aguas Teñidas Este ha tenido el siguiente desarrollo en el tiempo:

- (1982) La Asociación PRN-BESA inicia los trabajos de reconocimiento geológico-geofísico en el segmento del anticlinorio San Telmo-Confesionarios-Aguas Teñidas (figura 1).

- (1984) La Agrupación PRN-BESA promueve el uso por primera vez en la Faja Pirítica de técnicas geofísicas T.E.M combinadas con PEM-Crone al objeto de definir conductores electromagnéticos a elevadas profundidades.

- (1984) Se define un conductor profundo que inicialmente es evaluado mediante dos sondeos, sin ningún éxito.

- (1985) El anterior conductor es redefinido (mediante las técnicas electromagnéticas EM37 y Down-hole), y modelado con diferente profundidad y geometría. Dicho conductor

(*) Navan Resources Huelva S.A.

es sondeado con éxito, interceptándose 17 metros de sulfuros masivos polimetálicos en el sondeo AE-3.

- (1987-1989) Se desarrollan continuos programas de definición de reservas e interpretación geológica, así como estudios mineralúrgicos. Estos estudios culminan con una primera aproximación de previabilidad en base a los recursos mineros conocidos.
- (1990) A finales de 1990, el yacimiento contaba con unos recursos geológicos totales identificados de 29 Mt de sulfuros masivos y adicionalmente, 6 Mt de sulfuros diseminados (Stockwork). Del total de estos recursos definidos se vislumbra la posibilidad de explotar en una operación subterránea un total de 9 Mt con contenidos económicos razonables de Cu-Zn.
- (1991-1994) PLACER DOME en asociación con PRN, continúa con la evaluación del yacimiento, mediante sucesivas campañas de sondeos, ampliando la geometría y el volumen del cuerpo previamente reconocido. El resultado confirma la continuidad de dicho depósito hacia el Oeste.
- (1995) NAVAN S.A. establece un acuerdo con PRN e inicia la revisión documental, definiendo las reservas geológico-mineras actuales de cara a la acometida de la futura explotación definitiva. En el momento presente, se reconocen un total de 41 Mt de sulfuros masivos definidos mediante métodos geoestadísticos y diseño de bloques. Actualmente NAVAN ha iniciado, de hecho, los primeros estudios y contactos de cara a definir el diseño minero definitivo de la futura explotación.

GEOLOGÍA

El yacimiento de Aguas Teñidas Este se enmarca en la banda de tobos y piroclastos félsicos riolíticos del eje de la antiforma San Telmo-Confesionarios-Cueva de la Mora (ver figura 2).

El ciclo mineral corresponde con el horizonte inferior de la alineación Aguas Teñidas-Mina Herreros.

La mineralización se ubica entre un muro constituido por un episodio félsico-riolítico y un techo

de lavas ácidas hematíticas con intercalaciones de metasedimentos pizarrosos (ver figura 3 y 4).

Cabe destacar que el depósito de Aguas Teñidas Este quedaría encuadrado dentro de la categoría de yacimientos proximales ligados a un stockwork y mineralizaciones diseminadas próximas a la fuente volcánica.

MINERALIZACIÓN

El cuerpo de sulfuros masivos de Aguas Teñidas tiene una geometría lenticular con una longitud (E-O) de aproximadamente 1.600 metros y una anchura (N-S) de entre 200 y 300 metros; el espesor varía de 10 a 90 metros. La profundidad de este cuerpo varía entre los 350 metros en su borde este y los 500 en su borde oeste. El yacimiento está claramente abierto hacia el Oeste y unido a unas raíces de sulfuros diseminados que en muchas zonas están aún por determinar en cuanto a sus dimensiones exactas.

En esencia, la mineralización está formada por dos subcuerpos o unidades con diferentes características mineralógicas. Una cuprífera, situada en la parte más profunda y ligada inmediatamente al stockwork con muy bajos contenidos en Zn y Pb. La otra, polimetálica, con razonables contenidos en Cu (1%) y predominancia del Zn y el Pb, y que se sitúa a techo del cuerpo de sulfuros o en su parte central.

La mineralización está constituida por la típica asociación pirita, calcopirita, blenda y galena, en general con razonable tamaño de recristalización para lo acostumbrado en la Faja Pirítica Española.

GEOFÍSICA

Gravimetría, métodos eléctricos y aeromagnéticos fueron los empleados en los primeros estudios de la exploración de este yacimiento sin resultados espectaculares.

Es en 1984, cuando la asociación BESA-PRN experimenta por primera vez en la Faja Pirítica los métodos electromagnéticos de impulsos con dominio de los tiempos (TEM y EM37), con resultados muy alentadores; modelando perfectamente el conductor profundo como respuesta a un cuerpo de sulfuros masivos (ver figura 5).

El método gravimétrico, tan frecuentemente utilizado en la Faja Pirítica, no contribuyó a evidenciar la presencia de un cuerpo subyacente en este caso particular por el escaso contraste de densidades entre la roca caja envolvente del yacimiento y su disposición geométrica.

RESERVAS

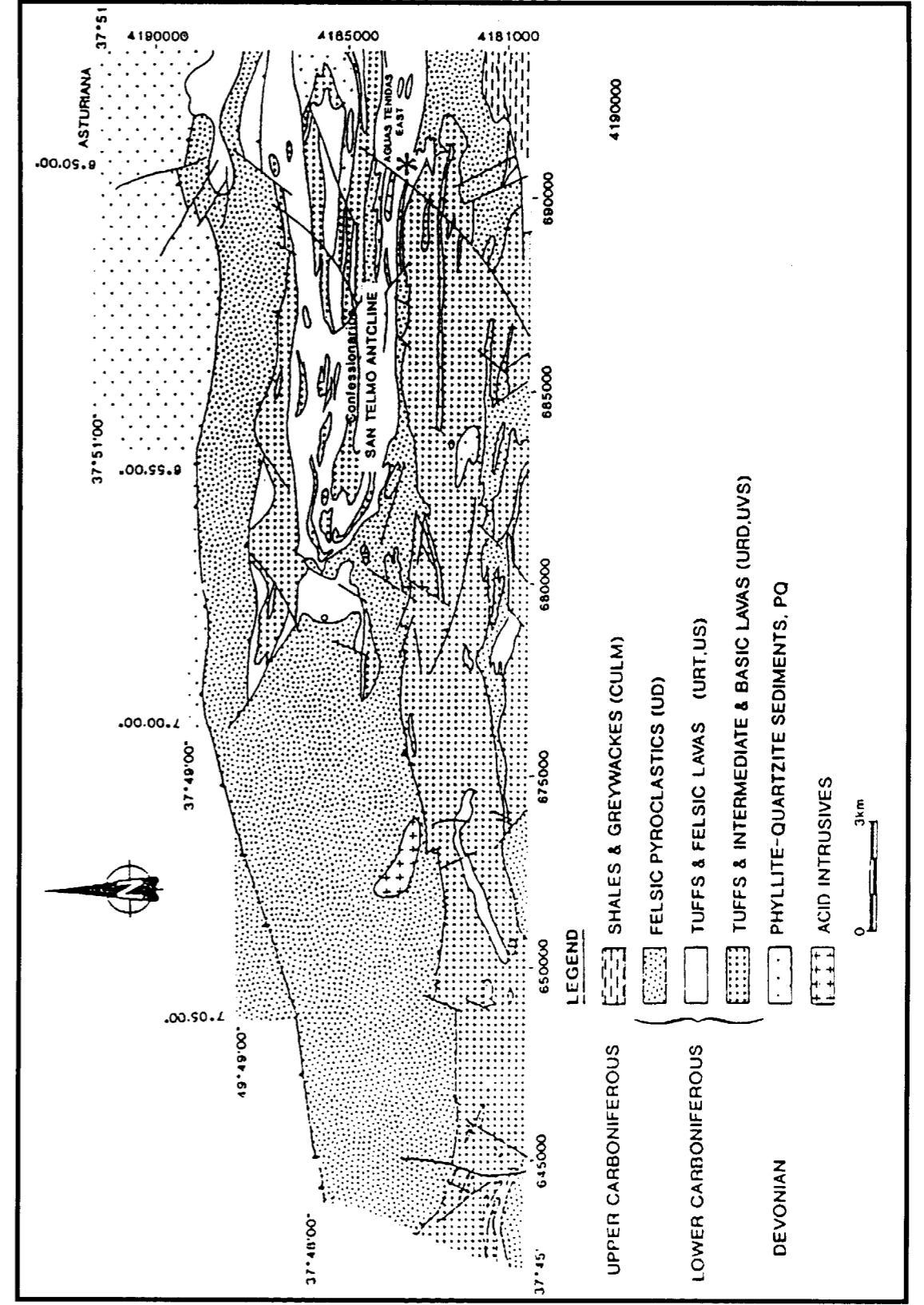
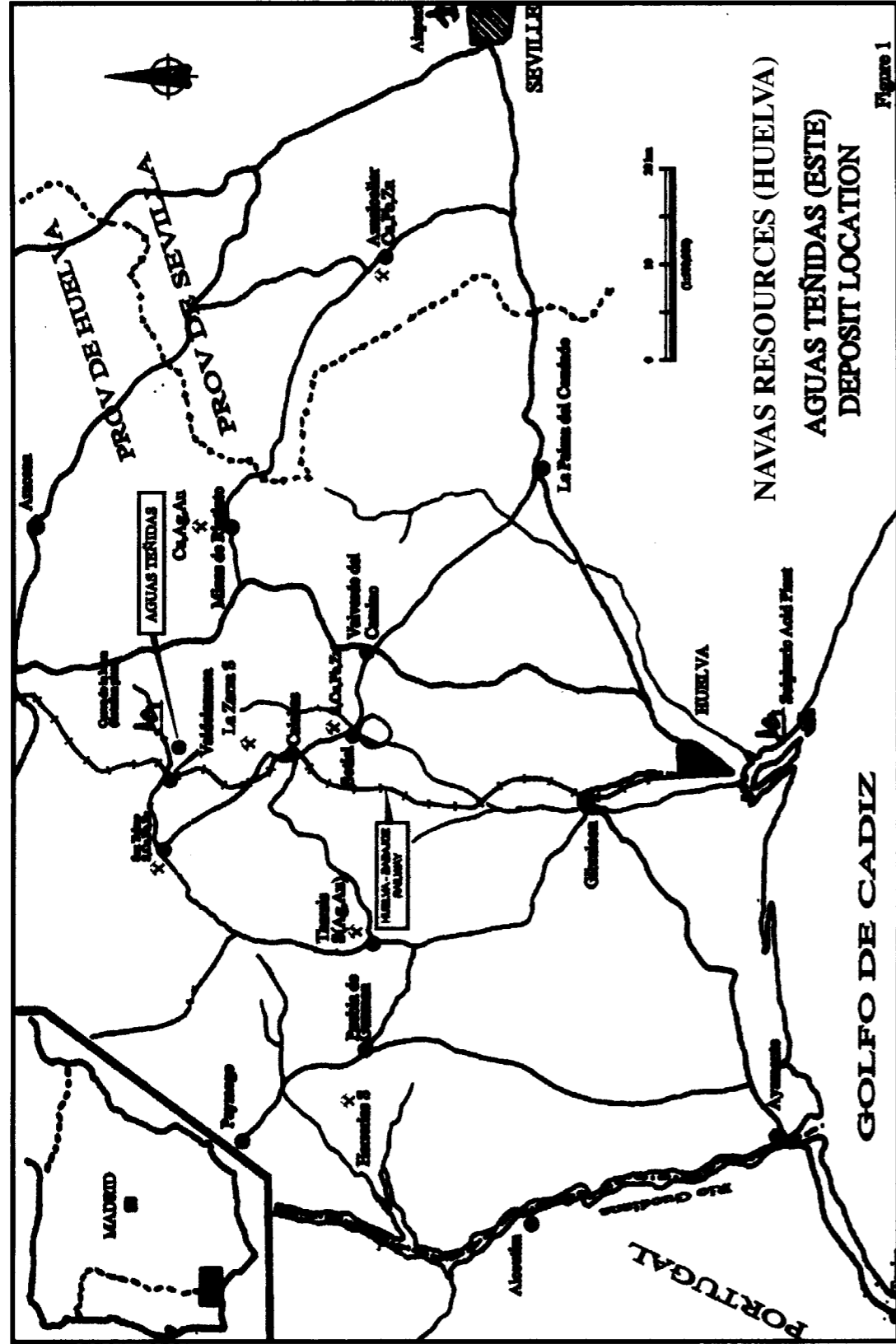
En el momento actual el envolvente total del cuerpo de sulfuros masivos presenta un tonelaje de 41 Mt de los cuales, dependiendo de la combinación de factores como geometría, ley de corte (cut off) y distribución mineralógica, podemos anticipar dos tipos de figuras con los siguientes tonelajes y contenidos metálicos:

Polimetálico:

Cut off (Cu Equ.)%	Tonelaje Tm.	%Zn	%Cu	%Pb
1,5	13.773.240	5,84	1,13	1,69
2,5	11.854.440	8,24	1,11	1,82

Cuprífero:

Cut off (Cu Equ.)%	Tonelaje Tm.	%Zn	%Cu	%Pb
1,5	10.954.640	0,89	2,45	0,18
2,5	4.446.000	0,50	2,94	0,15



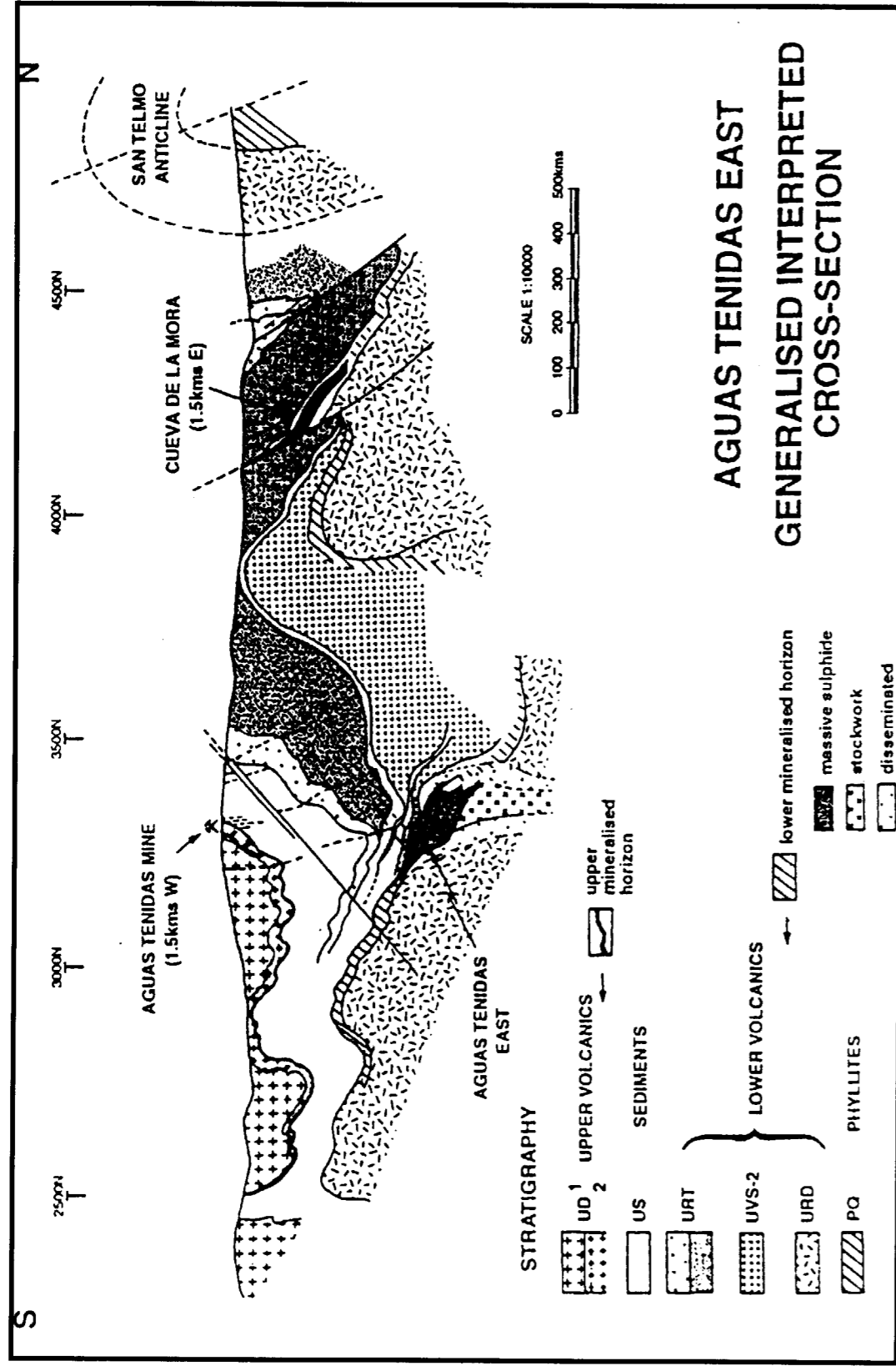


Figura 3

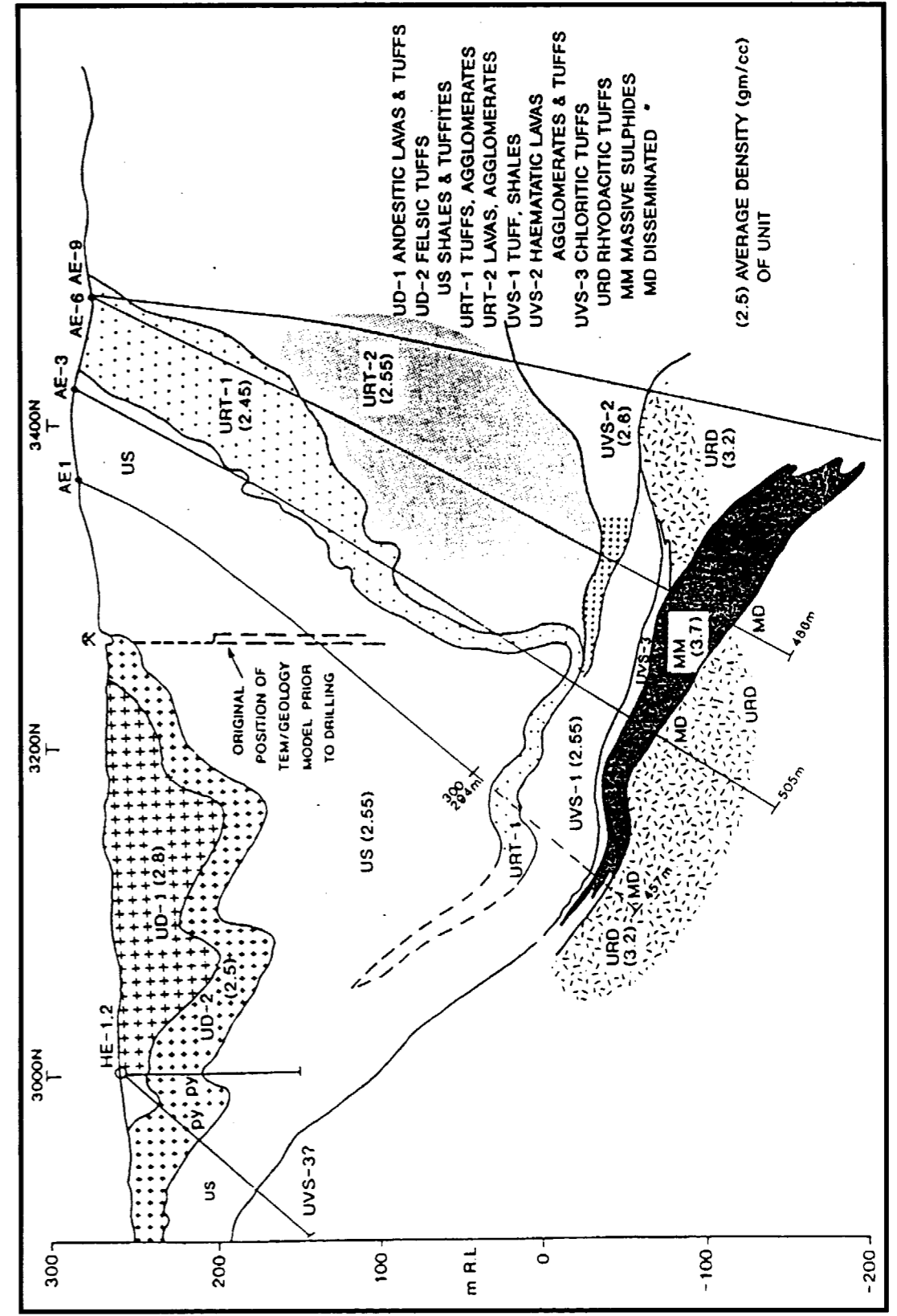


Figura 4

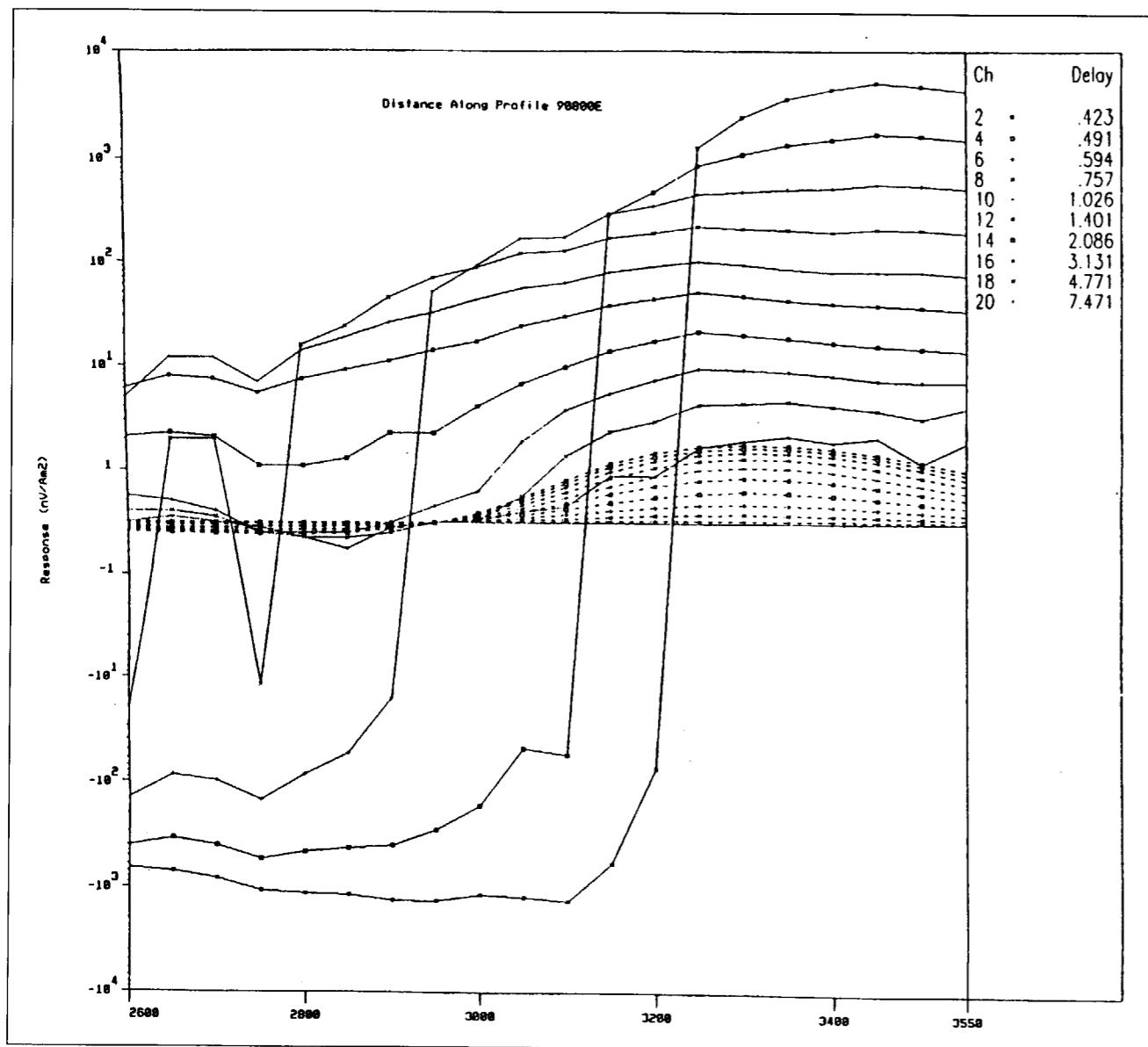


Figura 5

Las cruces Copper Project, Pyrite Belt, Spain

Por M. DOYLE (*)

RESUMEN

El depósito de sulfuros masivos "Las Cruces", totalmente oculto bajo sedimentos marinos del Terciario, fue descubierto por técnicas gravimétricas en 1994. Se ha procedido a evaluar el depósito mediante sondeos y se han identificado unos recursos que, hasta la fecha, oscilan de 10 a 15 Mt, con un contenido aproximado del 6% de Cu (enriquecimiento en sulfuros secundarios de cobre), aparte de unos recursos adicionales de mineralización compleja.

Palabras clave: Evaluación yacimiento, Sulfuros masivos, Cobre sustancia, Reserva mineral, Ley mineral, Sondeo reconocimiento, Faja Pirítica, Provincia Sevilla, Las Cruces.

ABSTRACT

The Las Cruces massive sulphide deposit, which is completely buried beneath Tertiary age marine sediments, was discovered by gravity techniques in 1994. Evaluation of the deposit by diamond drilling has identified a resource to date of between 10 and 15 Mt grading approximately 6% copper. (secondary copper sulphides) plus an additional resource, of complex zinc/copper/lead mineralisation.

Key words: Economic evaluation, Massive sulfide deposits, Cooper ores, Reserves, Ore grade, Exploratory drilling, Pyrite Belt, Seville Province, Las Cruces.

1. LOCATION

The Las Cruces discovery lies approximately 15km NNW of Sevilla between the towns of Santiponce and Gerena and within the council areas of Gerena, Guillena and Salteras. Topography is very subdued ranging from 15 to 50m above sea level.

The surface geology of this area is fairly simple, it is all Tertiary. The nearest Palaeozoics, shales and granites, outcrop approximately 6km to the north. Aznalcollar, which is the closest other deposit of the Pyrite Belt, lies 15km to the west.

2. DISCOVERY

Gravity surveying of the area started in mid-1993 and the final survey of this year revealed a gravity high of considerable size on the eastern edge of the area covered. Further surveying in 1994 confirmed this as a major gravity feature and closed off the anomaly.

From experience in Portugal we were aware of major gravity anomalies caused by buried palaeorelief and tested for this with several Schlumberger soundings across the centre of the gravity anomaly. These were interpreted as clearly showing that the bedrock dipped uniformly to the south with no evidence of sufficient palaeorelief to cause the gravity anomaly. It was also noted that they all showed unusually low resistivities compared to bedrock from soundings in the Sado Basin of Portugal.

The first hole was drilled in May 1994 and intersected the following sequence:

- 0 - 117m Tertiary marls.
- 117 - 144m Weathered shales.
- 144 - 149m Massive sulphides (mainly pyritic sand - fault zone).
- 149 - 197m Sericitic altered volcanics with strong pyritic stockwork.
- 197 - 576m Chloritic altered volcanics with pyritic stockwork with the stockwork intensity decreasing downwards.

(*) Riomin Exploraciones S.A. (RTZ-CRA Group).

The amount of massive sulphide intersected was minimal, and barren, but the hole confirmed the presence of massive sulphides and extensive stockwork mineralisation in an area in which mineralisation was previously completely unknown.

The discovery was completely geophysical and, as in numerous recent discoveries in the Pyrite Belt, gravity was the paramount tool. Further geophysics has met with mixed results due to the presence of the highly conductive Tertiary, this effects everything from TEM to Misse a la Masse.

There are numerous faults, some of which appear to have been syn-sedimentary and to have exercised some control over the mineralisation but the distribution and sense of movement of these is still not clear.

3.2 Lithological sequence.

The lithological sequence of this area is fairly typical for the Pyrite belt. The geological sequence is summarised in table 1.

Unit	Lithology	Thickness
Hangingwall	Acid volcanics	>150m
	Black shales	150m
	Acid volcanics	130m
Host Unit	Black shales, Massive Sulphides	70 - 80m
Footwall	Acid volcanics	100m
	Black shale	150m
	Acid volcanics	>100m

Table 1. Summarised geological sequence.

3. GEOLOGY

Despite having 50 boreholes into the central area our understanding of the geology and the mineralisation remains somewhat uncertain. This is due mainly to the total lack of surface geology which usually aids interpretation of drilling by giving the local strike, the surface dips, local structures and the position and strikes of major faults. With absolutely no surface information interpretation of drilling, especially of faulting, becomes extremely difficult until the drilling density is much higher.

3.1 Structure.

The structure appears to be fairly simple. Strike is approximately E-W with dip generally 45 degrees to the north in the northern and eastern parts of the area. In the south dip flattens locally to as low as 5 degrees. It is not known if this is due to a monoclinial or anticlinal type of structure.

Cleavage appears to dip at 60 - 80 degrees to the north.

3.2.1 Footwall.

The footwall is dominated by acid volcanoclastics which in the vicinity of the massive sulphides show a well developed pyritic stockwork with associated chloritic and sericitic alteration. In the centre of the stockwork area we also have kaolinitic alteration. In general the stockwork diminishes gradually with depth and laterally and its exact geometric form remains unclear.

Interbedded shales are present and become increasingly important to the west.

The total thickness of the footwall volcanics is unknown. The thickest intercept drilled to date is 350m.

3.2.2 Host unit and mineralisation.

The host is an approximately 80m thick sequence of black shales, some with volcanic material (slumps?). The massive sulphide mineralisation normally lies at the base. The black shale host is no more pyritic than other shale units and in

holes which have no massive sulphides there is no visible sign that mineralisation occurs within a few tens of metres.

The massive sulphides show typical Pyrite Belt textures and mineralogy. The main mineral is obviously pyrite with subordinate chalcopyrite, sphalerite and galena. Minor minerals include tetrahedrite-tennantite and arsenopyrite. There is some zoning present with chalcopyrite commoner in the vicinity of the stockwork and sphalerite and galena more distal to this.

There are also secondary minerals developed in the top of the massive sulphides immediately below the base of the Tertiary. These include chalcocite, bornite, covellite, enargite, iron oxides and probably many more which will only be identified in later mineralogical work.

3.2.3 Hangingwall.

The hangingwall also consists of a interbedded volcanoclastics and shales but with shales the dominant lithology. The volcanics are identical to those in the footwall and contain pyritic stock-

work with associated chloritic and sericitic alteration. The intensity of the stockwork and the alteration never reaches that present in the central part of the footwall stockwork but in outer holes, particularly in the western part of the area, it can be difficult or even impossible to determine if an intersected sequence is footwall or hangingwall.

4. PRESENT SITUATION

Between May 1994 and the end of 1995 we drilled over 50 boreholes into the general Las Cruces area with a total of more than 20,000m. These served to confirm that the gravity anomaly is due mainly to the massive sulphide mineralisation and the associated stockwork and alteration zones. Drilling is planned to continue throughout 1996.

Results were released to the public late in 1995, the current reserves were estimated at 10-15 Mt of approximately 6% Cu with substantial further reserves of complex Zinc/Lead/Copper mineralisation. Due to the access problems caused by the recent torrential rains these remain effectively unchanged at the moment.

O Projecto de Lagoa Salgada. Estado actual do conhecimento da jazida

Por J. M. CASTELO BRANCO (*)

RESUMEN

El área de estudio se localiza en el extremo NO de la Faja Pirítica Ibérica, en donde el Instituto Geológico e Mineiro de Portugal (IGM) detectó, en 1992, una masa de sulfuros masivos polimetálicos encajada en tobas ácidas intensamente alteradas, bajo una cobertera de sedimentos cenozoicos de unos 130m de potencia.

A través de un contrato de asociación firmado entre el Estado Portugués y el consorcio RTZ-EDM, en Mayo de 1994, se procedió a la realización de trabajos de prospección con el objetivo de definir la geometría, algo compleja, del yacimiento, así como la localización de otros objetivos potenciales en áreas externas de la masa intersectada por el IGM.

Se describen varios aspectos relativos al marco geológico del yacimiento de Lagoa Salgada, tipos de mineralizaciones y alteraciones hidrotermales asociadas.

Asimismo, se exponen las estrategias seguidas por el Consorcio, destacándose la metodología y naturaleza de las cartografías geológicas y geofísicas realizadas y analizando los resultados obtenidos hasta la fecha.

Finalmente, se hacen unas consideraciones sobre las dificultades de caracterización del yacimiento y sobre el potencial minero del área, exponiéndose los pasos aún por dar para su evaluación, por ahora incompleta.

Palabras clave: Yacimiento polimetálico, Sulfuros masivos, Faja Pirítica, Alteración hidrotermal, Toba volcánica, Composición ácida, Evaluación yacimiento, Portugal, Lagoa Salgada.

ABSTRACT

The study area is located in the extreme NW of the Iberian Pyrite Belt, where in 1992 the Instituto Geológico e Mineiro (IGM) of Portugal identified a polymetallic massive sulphide deposit enclosed by strongly altered acid tuffs under a cover of 130m of Tertiary/Quaternary sediments.

Through a joint exploration contract signed by the Portuguese State and the Consortium RTZ-EDM in May 1994, exploration work was undertaken in an attempt to define the complex geometry of the deposit. In addition to this a search for other potential targets was carried out in areas external to the massive sulphide found by IGM.

Described are various aspects regarding the geological setting of the Lagoa Salgada deposit, the mineralization and the associated hydrothermal alterations.

A summary of the strategies followed by the consortium is given. This particularly enhances the methodologies and nature of the geological and geophysical surveys undertaken and an analysis is made from the results obtained to the present date.

Finally, references are made with respect to the character of the deposit and the mining potential of the entire area. Included is the initial assessment which is still in the early stages.

Key words: Polymetallic ores, Massive sulfide deposits, Pyrite belt, Hydrothermal alteration, Tuff, Acidic composition, economic evaluation, Portugal, Lagoa Salgada

RESUMO

A área em estudo localiza-se no extremo NW da Faixa Pirítica Ibérica, onde o Instituto Geológico e Mineiro de Portugal (IGM) veio a identificar durante o ano de 1992 uma massa de sulfuretos maciços polimetálicos encaixada em

tufos ácidos fortemente alterados, ocorrendo sob uma cobertura de sedimentos Ceno-Anthropozóicos com cerca de 130 metros.

Através de um contrato firmado entre o Estado Português e o Consórcio RTZ-EDM em Maio de 1994, procedeu-se à realização de trabalhos de prospeção e pesquisa com o objectivo de se definir a geometria algo complexa da jazida, bem assim como a busca de alvos potenciais localizados em áreas externas à massa intersectada pelo IGM.

(*) Consórcio RTZ-EDM Grândola, Portugal.

Descrevem-se vários aspectos respeitantes ao enquadramento geológico da jazida da Lagoa Salgada, tipos de mineralizações e alterações hidrotermais associadas.

Apresenta-se uma resenha das estratégias seguidas pelo Consórcio, destacando-se a metodologia e a natureza dos levantamentos geológicos e geofísicos realizados, fazendo-se depois uma análise dos resultados obtidos até à presente data.

Tecem-se finalmente considerações sobre as dificuldades de caracterização da jazida e refere-se o potencial mineiro da área, expondo-se conjuntamente os passos ainda a dar para a sua avaliação por ora incompleta.

1. ENQUADRAMENTO GEOLÓGICO

O sector da Lagoa Salgada localiza-se no extremo NW da Faixa Piritosa Ibérica numa área maioritariamente coberta por sedimentos Ceno-Antropozóicos (Fig. 1).

A bacia Terciária, por vezes apresentando espessuras de centenas de metros, está controlada

por um sistema de horsts e grabbens que vêm a condicionar os relevos do Paleozóico subjacente. As formações do Paleozóico somente afloram nas "janelas" de Pedrógão e Valverde nas quais estão representadas formações do Flysch do Baixo Alentejo bem assim como vulcanitos do Complexo Vulcano-Sedimentar.

2. RESENHA HISTÓRICA DO PROJECTO

Cabe aqui uma referência ao papel desempenhado pelo ex SFM (actual IGM) que, logo seguido pela RTZ, apostou forte na prospecção geológico-mineira deste sector, crente do potencial da continuação a profundidades acessíveis das formações do Vulcano-Sedimentar por sob sedimentos da Bacia Terciária do Sado, para norte da falha de Grândola.

São justos os louvores aos técnicos do IGM que através desta aposta arrojada vieram a intersectar uma massa de sulfuretos polimetálicos na zona de Lagoa Salgada.

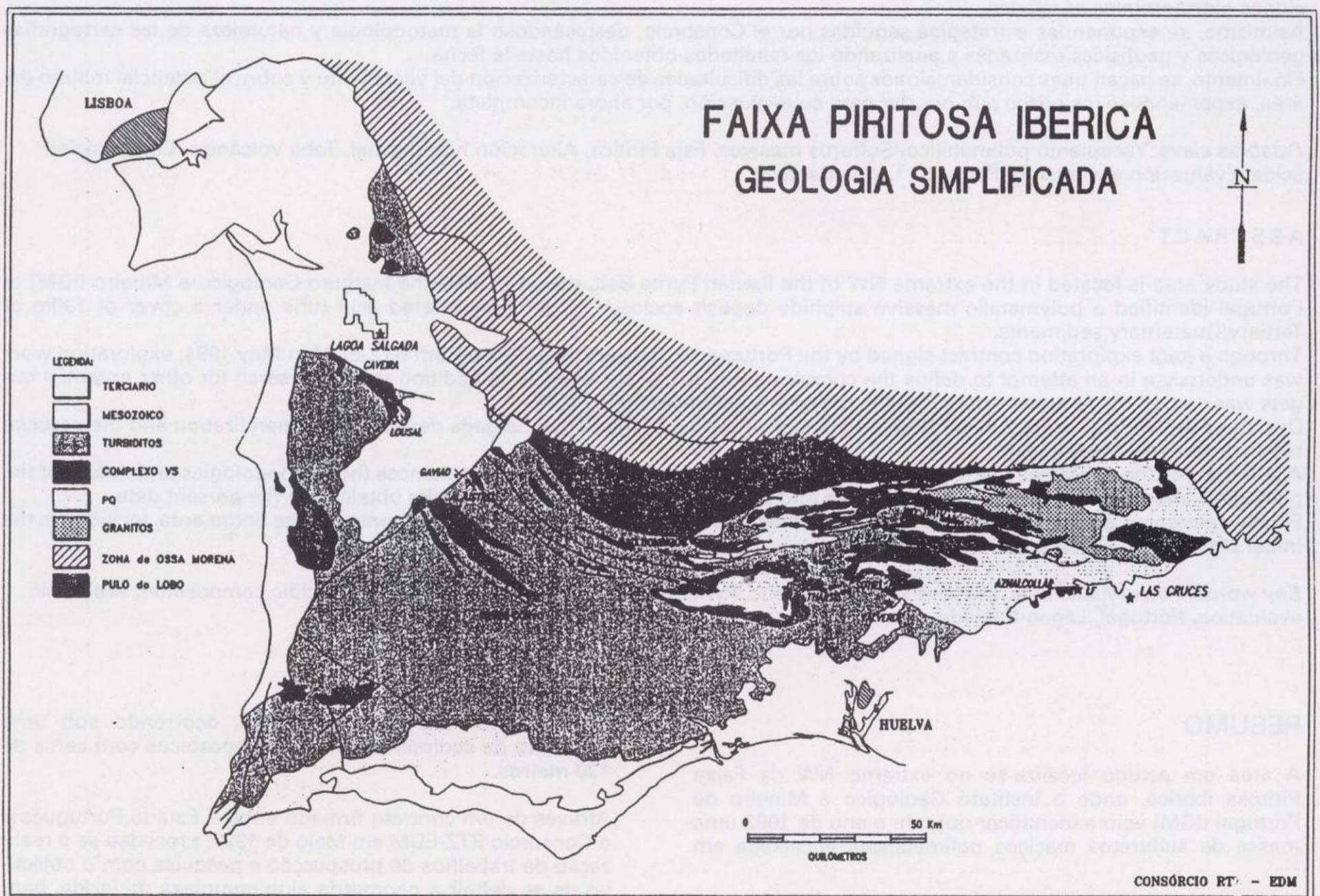


Fig. 1

Descrevem-se vários aspectos respeitantes ao enquadramento geológico da jazida da Lagoa Salgada, tipos de mineralizações e alterações hidrotermais associadas.

Apresenta-se uma resenha das estratégias seguidas pelo Consórcio, destacando-se a metodologia e a natureza dos levantamentos geológicos e geofísicos realizados, fazendo-se depois uma análise dos resultados obtidos até à presente data.

Tecem-se finalmente considerações sobre as dificuldades de caracterização da jazida e refere-se o potencial mineiro da área, expondo-se conjuntamente os passos ainda a dar para a sua avaliação por ora incompleta.

1. ENQUADRAMENTO GEOLÓGICO

O sector da Lagoa Salgada localiza-se no extremo NW da Faixa Piritosa Ibérica numa área maioritariamente coberta por sedimentos Ceno-Antropozóicos (Fig. 1).

A bacia Terciária, por vezes apresentando espessuras de centenas de metros, está controlada

por um sistema de horsts e grabbens que vêm a condicionar os relevos do Paleozóico subjacente. As formações do Paleozóico somente afloram nas "janelas" de Pedrógão e Valverde nas quais estão representadas formações do Flysch do Baixo Alentejo bem assim como vulcanitos do Complexo Vulcano-Sedimentar.

2. RESENHA HISTÓRICA DO PROJECTO

Cabe aqui uma referência ao papel desempenhado pelo ex SFM (actual IGM) que, logo seguido pela RTZ, apostou forte na prospecção geológico-mineira deste sector, crente do potencial da continuação a profundidades acessíveis das formações do Vulcano-Sedimentar por sob sedimentos da Bacia Terciária do Sado, para norte da falha de Grândola.

São justos os louvores aos técnicos do IGM que através desta aposta arrojada vieram a intersectar uma massa de sulfuretos polimetálicos na zona de Lagoa Salgada.

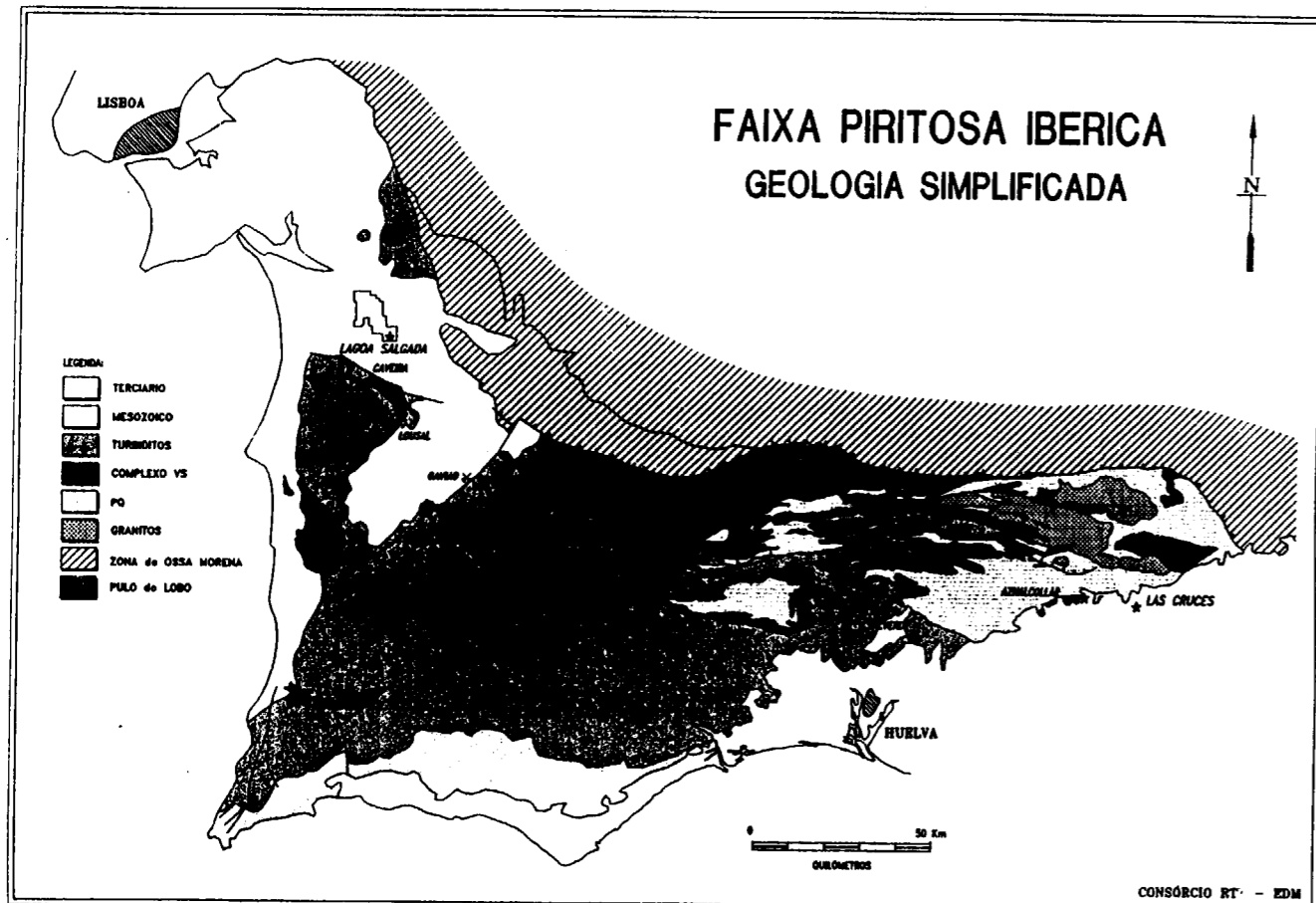


Fig. 1

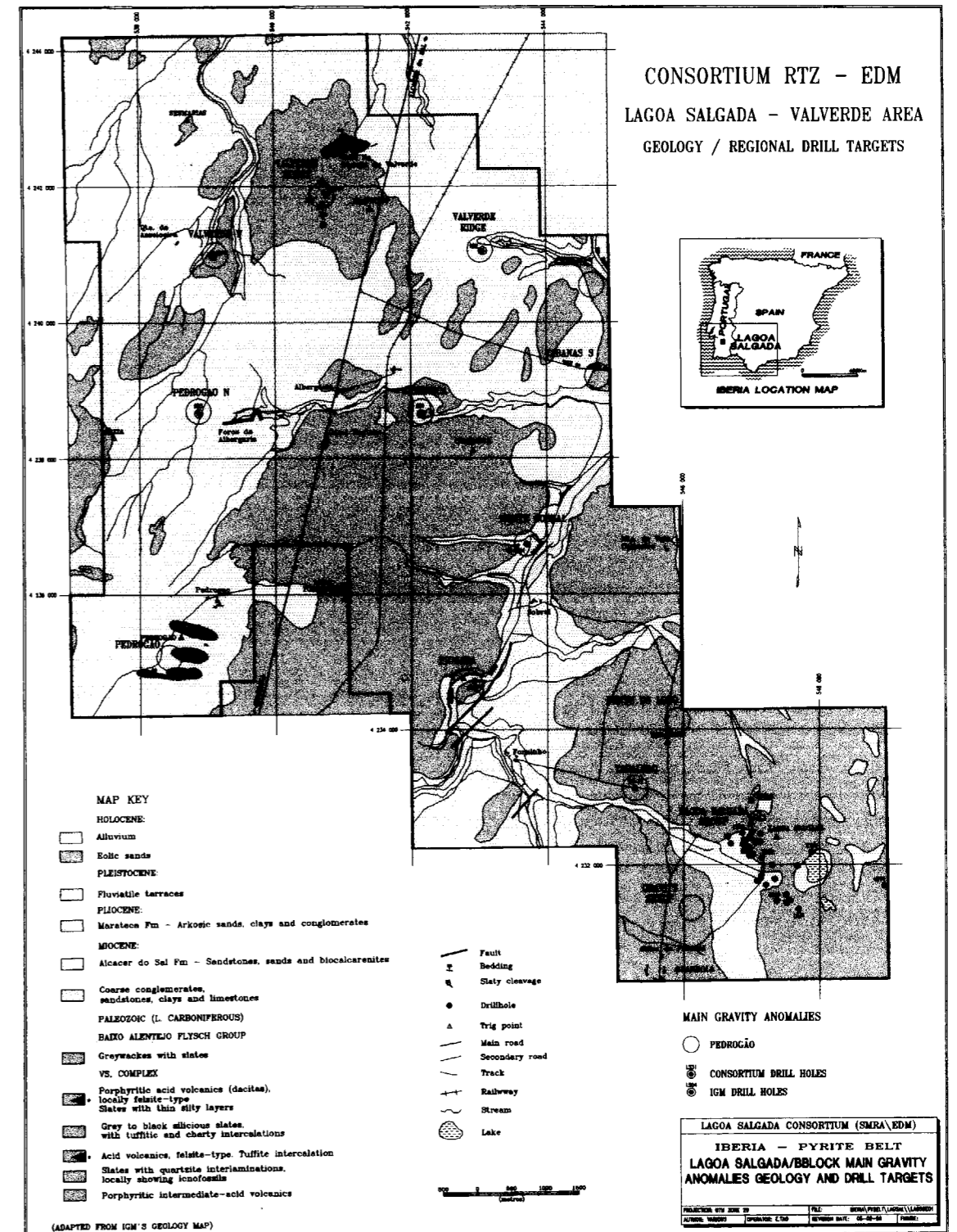


Fig. 2

ndo manifestado interesse pelo potencial mineiro desta zona veio a área a ser cedida ao consórcio RTZ-EDM através de um contrato de prospecção e pesquisa assinado com o Estado português em 25 de Maio de 1994.

âmbito de uma prospecção estratégica e com o objectivo de se definir a possível continuação para NW das formações do VS, quase sempre na Faixa Piritosa, dando origem a relevo residuais, procedeu o IGM a uma cobertura regional da zona com perfis de gravimetria e magnetometria duplos, orientados E-W e espaçados 2.6 a 4 km entre si. Concluídos estes trabalhos foi possível definir um conjunto de dados pesados sobre os quais veio posteriormente a realizar-se gravimetria em malha mais detalhada. As anomalias que entretanto se vieram a identificar foram sujeitas a trabalhos complementares de geofísica nomeadamente com recurso a métodos eléctricos, electromagnéticos, sísmica e magnetotélúricos (Fig. 2).

o IGM efectuou um total de 8456m em sondagens mecânicas durante o programa que aqui se descreve, vindo a primeira sondagem, efectuada no núcleo central da anomalia gravimétrica da Lagoa Salgada, a intersectar um stockwork bem desenvolvido na sondagem LS1. Em Agosto de 1992 foi cortada uma massa de sulfuros polimetálicos a uma profundidade de 130 metros no sector noroeste da anomalia.

em finais de Maio de 1993 o IGM prosseguiu com os trabalhos de prospecção e pesquisa da zona intersectada, data em que concluiu os trabalhos.

TRABALHOS REALIZADOS PELO CONSÓRCIO RTZ-EDM

Objectivos a atingir

Como anteriormente abordado o projecto Lagoa Salgada comporta essencialmente dois domínios que, dado o estado actual do seu conhecimento, devem ser tratados separadamente. Num domínio, inclui-se o sector SE do sector de prospecção e pesquisa, denominado Áreas Internas (Sector da Lagoa Salgada), para os trabalhos de prospecção e pesquisa, do já posto em evidência uma massa de sulfuros polimetálicos, focam essencialmente a investigação de um alvo já parcialmente conhecido, pelo que, a metodologia a seguir passa

necessariamente pela realização de levantamentos geofísicos de pormenor e por sondagens em malha apertada. Dada a aparente complexidade da massa de sulfuretos, os trabalhos focaram a definição da geometria na tentativa de se ter um controle geológico-estrutural da mineralização, distribuição dos teores e ainda da continuidade em extensão lateral e/ou profundidade. A investigação do potencial mineiro da zona de stockwork cortado no núcleo central foi também efectuada em detalhe.

Com características mais latas, a prospecção das Áreas Externas cai no domínio de uma prospecção mais geral, e consequentemente na investigação de anomalias passíveis de estarem associadas a formações do VS, portadoras de sulfuretos. Procedeu-se então à análise e reinterpretação dos dados geológicos e geofísicos existentes bem assim como à realização de trabalhos adicionais.

3.2. Geofísica

Sistematiza-se a metodologia seguida na investigação geofísica na tentativa do estabelecimento de vectores indicativos para localização das sondagens mecânicas.

Os trabalhos incluíram:

- Realização de levantamentos gravimétricos adicionais, completando-se a cobertura de toda a área de prospecção e pesquisa.
- Reprocessamento dos dados gravimétricos sobre a totalidade da área, tendo-se obtido entre outras, uma carta da Anomalia Gravimétrica residual resultante da subtracção do prolongamento do campo a +300 m da regional (Fig. 3).
- Zonge EM e Polarização Induzida.
- Testes com o método Audio-magneto-telúrico de fonte controlada.
- Sondagens TEM tendo em vista a estimação da profundidade do embasamento bem como a detecção de condutores com origem no soco paleozóico (Fig. 4).
- Levantamentos magnéticos no solo com vista a detalhar a magnetometria aerotransportada existente.

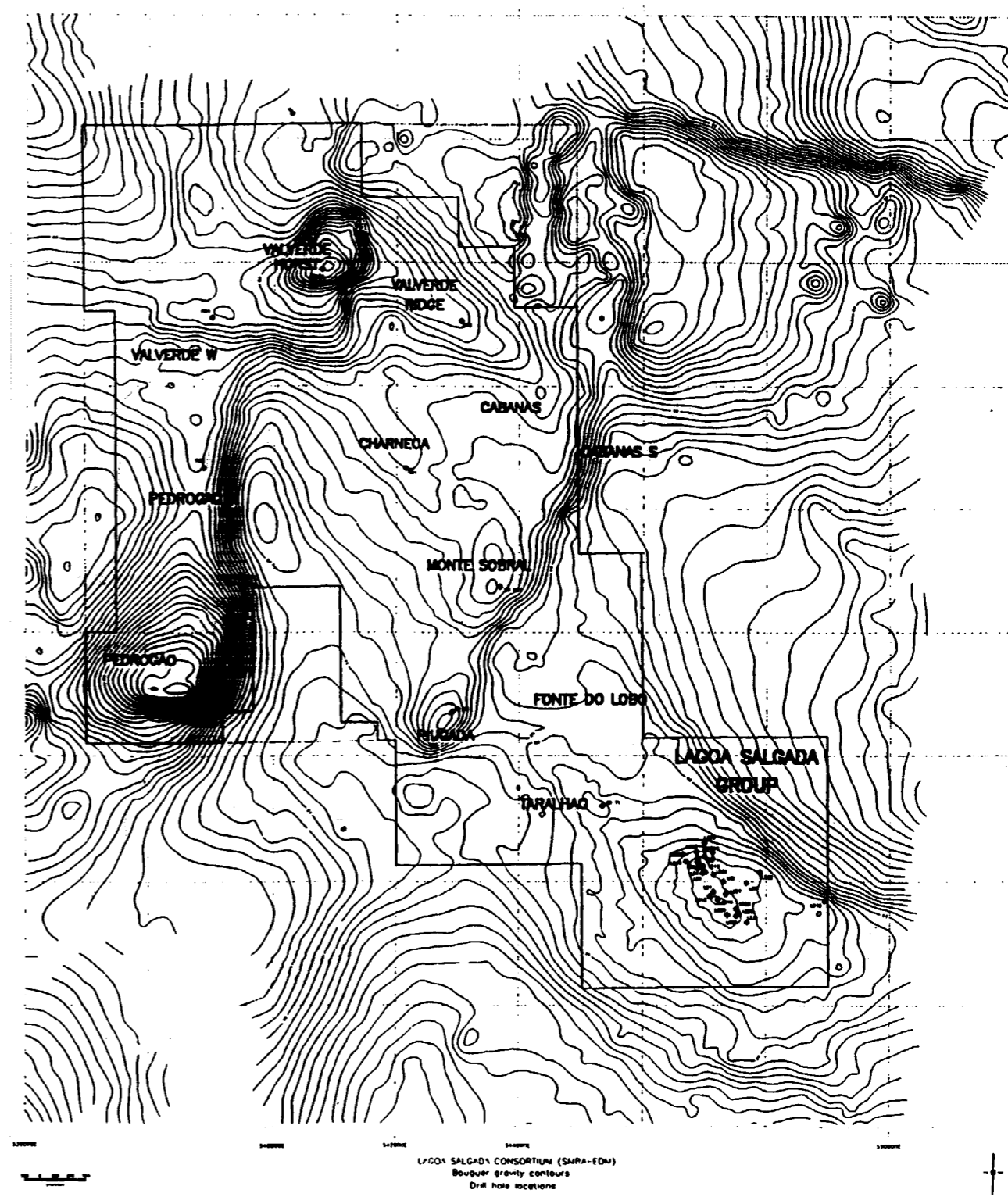


Fig. 3

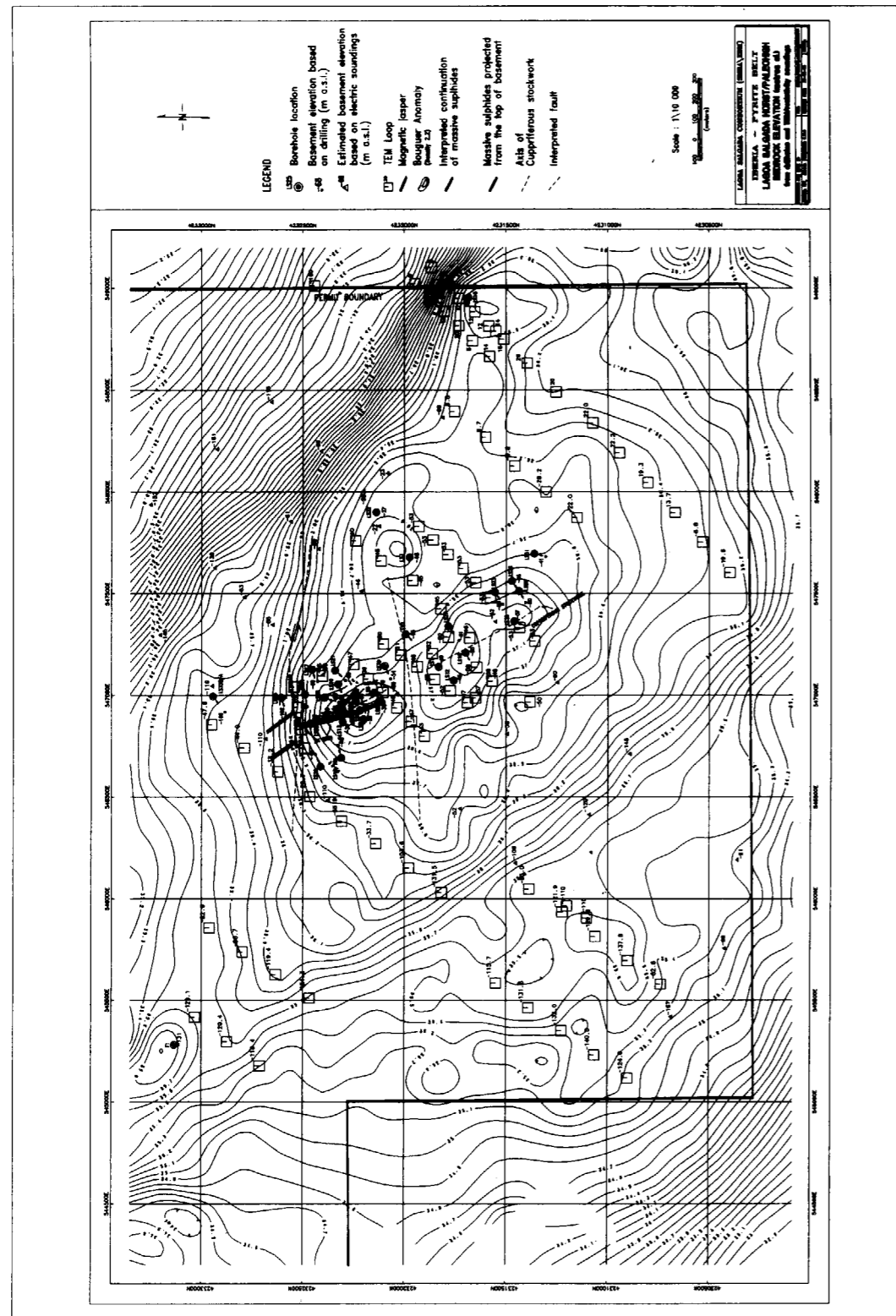


Fig. 4

3.3. Sondagens mecânicas

Até à presente data efectuaram-se 21 sondagens mecânicas com carotagem o que perfaz uma metragem total de cerca de 10500 m.

Áreas Externas

Nestas zonas efectuaram-se quatro sondagens mecânicas, que confirmaram a presença de paleo-relevos, nesta área representados por terrenos do Culm e do topo do VS.

Os contactos entre estas unidades são frequentemente de natureza estrutural, presumivelmente imbricações produzidas por escamas tectónicas. As formações patenteiam forte pendor para NE, de acordo com o estilo do dobramento neste segmento da Faixa onde se identificam dobras assimétricas, vergentes para SW, com o flanco normal patenteando um desenvolvimento superior ao do flanco inverso, frequentemente falhado, dando origem a cavalgamentos importantes.

Dum total de 12 anomalias gravimétricas, elegem-se quatro, das quais duas (Charneca e 'Valverde ridge'), ressaltam de imediato como possíveis extensões para NE duas faixas de vulcânicas presentes no sector de Lagoa Salgada, afectadas por um movimento desligativo dextro. Modelações gravimétricas conjugadas com os dados dos levantamentos TEM apontaram para profundidades do soco paleozóico da ordem de 250m na primeira e de 70m na segunda, tendo-se intersectado nas sondagens mecânicas o Paleozóico aos 252.8m e 97.0m, respectivamente.

A anomalia gravimétrica de Pedrógão N à qual se associa um condutor EM e uma forte anomalia magnética foi seleccionada como alvo prioritário. O furo foi concluído aos 357.0m após ter intersectado o topo do Paleozóico aos 233.25m, tendo cortado formações do Culm. A anomalia denominada por Valverde W poderá corresponder a um ramo rejeitado do horst de Valverde, por efeito de um deslocamento esquerdo associado a uma falha, evidenciada pela gravimetria, flanqueando a estrutura a sul. O topo do Paleozóico ocorre aos 273.2m, iniciando-se em formações do topo do VS, contactando inferiormente por falha com os metassedimentos do Culm, tendo-se concluído aos 400.8m.

Esta campanha não veio a revelar indícios óbvios de presença de horizontes portadores de mineralizações aparte de pequenas vénulas e diaclasses contendo por vezes pirite e calcopirite, mais raramente galena. O interesse destas mineralizações é aqui realçado, na medida em que podem representar remobilizações a partir de sulfuretos maciços lateralmente ou em profundidade.

Com todas as reservas que as modelagens gravimétricas acarretam, poderá contudo sugerir-se que nos quatro casos e entrando em linha de conta com os elementos disponíveis, quer da geofísica, quer ainda das sondagens, a causa mais provável para as anomalias em consideração será a existência de relevos fósseis sob os terrenos Ceno-Antropozóicos.

Áreas Internas

O consórcio RTZ-EDM realizou um total de dezasete sondagens desde a data de atribuição da área em 1994, num programa de cerca de 9000 m perfurados. Conforme acima descrito as sondagens vieram a incidir na investigação das extensões da mineralização de sulfuretos polimetálicos anteriormente investigada, quer em profundidade quer em extensão (Fig. 5).

A sondagem LS22 foi localizada a 100 m para NNW da intersecção mais setentrional da massa de sulfuretos com base essencialmente na presença de um eixo condutor definido por uma ligação à massa. Veio a cortar verticalmente uma corpo de sulfuretos ao longo de 62 metros, a profundidades compreendidas entre 156 e 218 m, vindo a aumentar a extensão provada lateral da jazida para 350 m.

Esta sondagem atingiu a base do Terciário à profundidade de 140 m, tendo cortado por baixo da inconformidade cerca de 72 metros de vulcanitos ácidos meteorizados, com forte argilização, limitadas a muro por um nível de exalitos com 4 metros de espessura, passando depois a uma estreita banda de chapéu de ferro assente a tecto da mineralização maciça.

A massa de sulfuretos encontra-se limitada a muro por uma zona de falha com caulização intensa (+ cloritização), passando de seguida a um stockwork incipiente numa matriz vulcânica cloritizada.

Dando lugar a uma forte alteração sericitica-carbonatada a partir dos 249 m até aos 257 m, passa-se

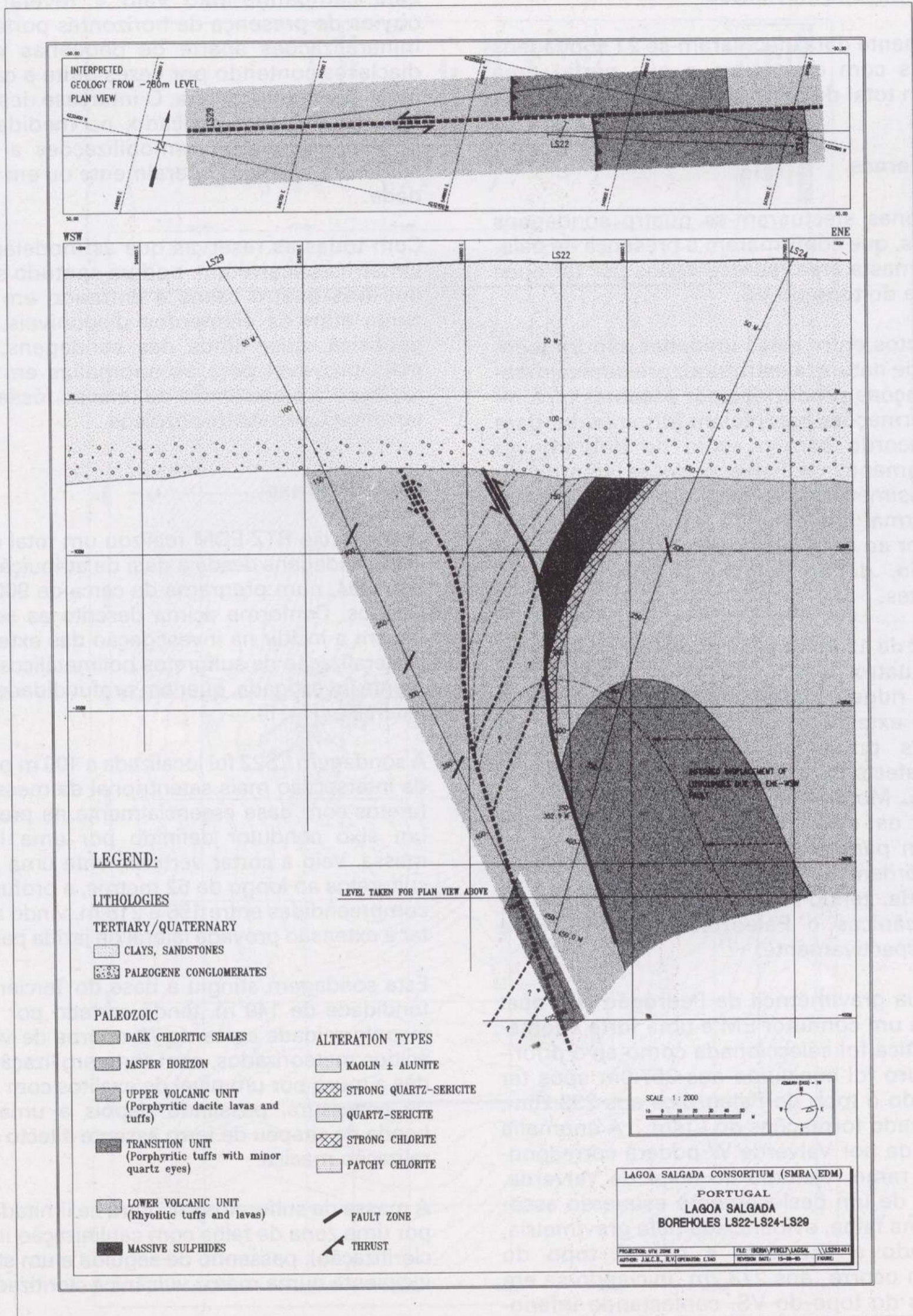


Fig. 5

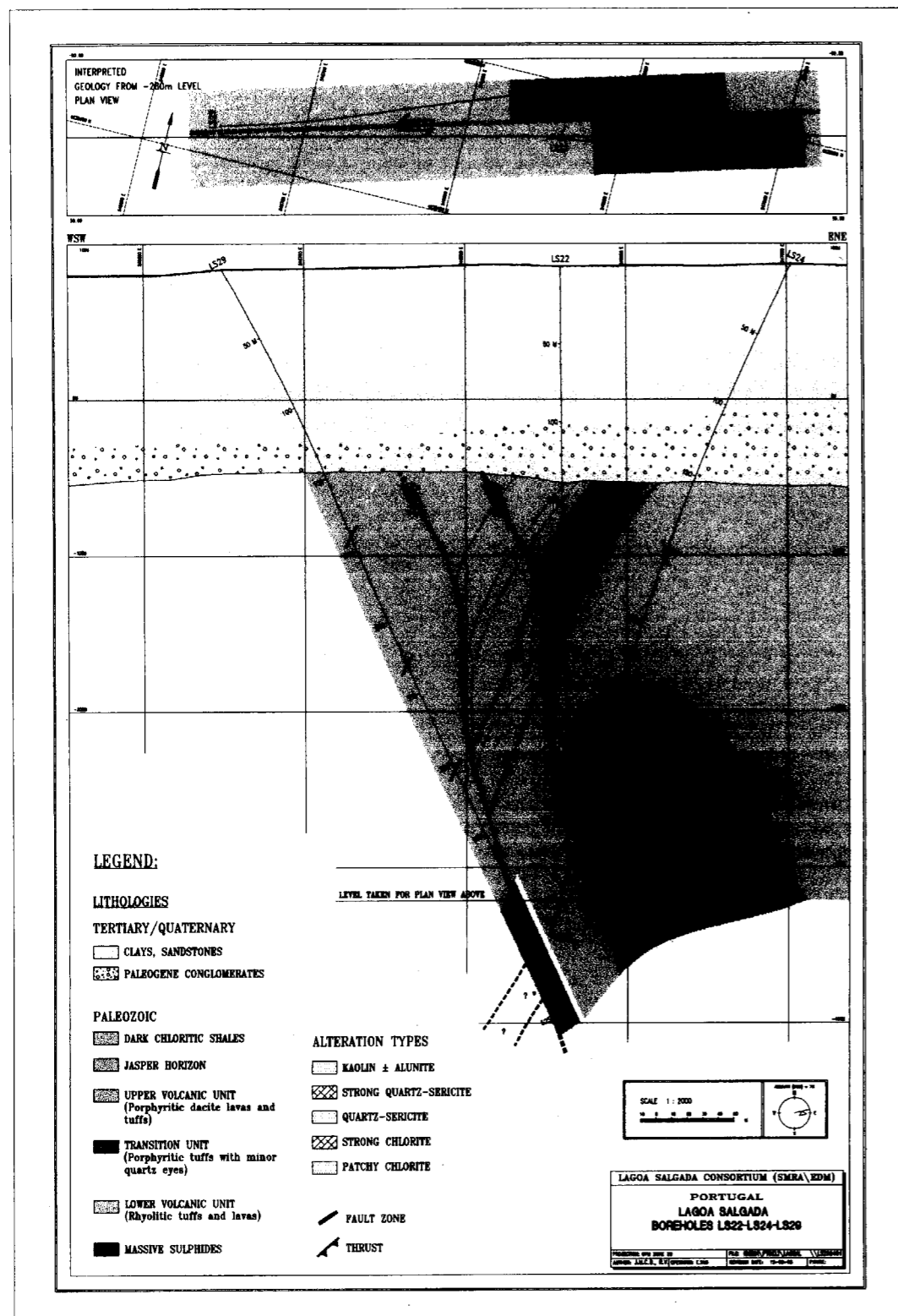


Fig. 5

de seguida a uma sequência de lavas porfíricas de composição intermedio-ácida menos alteradas até ao terminus da sondagem, aos 353 metros.

Com o duplo objectivo de se testar quer as extensões em profundidade quer ainda o pendor da mineralização, realizaram-se sondagens inclinadas orientadas de modo a investigar a sua continuidade em profundidade.

Os resultados disponíveis até à data não permitem concluir do enraizamento da mineralização, já que não se obteve com as sondagens realizadas intersecção da mineralização em profundidade, no perfil da sondagem LS22. Este facto sugere uma continuação limitada da massa de sulfuretos em profundidade, o que é compatível com a existência de um cavalgamento a cortá-la a SW.

Realizadas no núcleo central da anomalia gravimétrica de Lagoa Salgada, o conjunto de sondagens intersectou uma zona de alteração clorítica pervasiva associada a um vasto stockwork.

Estas sondagens cortaram, pela primeira vez neste projecto, mineralização primária cuprífera na zona de alteração clorítica do stockwork acompanhada por teores interessantes em Zn e Pb.

No mesmo núcleo (sondagem LS18) detectou-se um tramo com mineralização aurífera associada a um intervalo fortemente silicificado com mineralizações de pirite e arsenopirite. O "fabric" da rocha sugere que a silicificação e a venulação do quartzo ocorrem durante deformação progressiva sob influência de uma zona de cisalhamento. Com efeito, o intervalo aurífero está intercalado entre duas zonas de falha com caixa argilosa que pode representar uma remobilização tardia dessa zona de cisalhamento sob condições mais frágeis. Este tipo de mineralização aparece claramente diferenciado da mineralização de metais-base do stockwork clorítico, podendo representar um evento mais tardio.

4. CARACTERIZAÇÃO DA JAZIDA DA LAGOA SALGADA

4.1. Enquadramento lito-estratigráfico

Tendo por base a informação obtida nas sondagens, apoiada por estudos petrográficos, faz-se uma tentativa na compreensão de litoestratigra-

fia das formações do Paleozóico do sector da Lagoa Salgada.

Definem-se três espessas unidades principais, cuja identidade é por vezes mascarada pela sobreposição de alterações hidrotermais.

A Série Superior é composta por lavas e brechas autoclásticas de composição intermedio-ácidas com abundantes megacrístais de feldspato, vulcanitos sericito-cloríticos finos por vezes porfíroides. Intercalações de possíveis tufos lapilli e lapilli acrecionário e tufos cristálicos são frequentes.

A Série Inferior compreende essencialmente vulcanitos ácidos com "olhos de quartzo" azulados, numa matriz quartzo-sericítica, com passagens metapelíticas cinzento-escuras, frequentemente com carácter epiclástico. A composição desta série cai claramente num domínio mais ácido, de composição quartzo-queratofírica.

A passagem entre as duas séries é efectuada através de uma unidade que dominamos por 'Série de Transição' e que patenteia composicionalmente características comuns às duas. A individualização desta unidade comporta algumas dificuldades nomeadamente no que toca ao seu correlacionamento entre sondagens, que poderá ser explicado por câmbios de fácies bruscos.

A massa de sulfuretos polimetálicos no núcleo NW da anomalia gravimétrica de Lagoa Salgada enquadra-se na Série Superior, aqui fortemente alterada, sendo mesmo assim possível a identificação do protolito.

4.2. Considerações geológico-estruturais

O trabalho realizado neste sector, colocou em evidência uma jazida de sulfuretos, enquadrada por uma estrutura algo complexa, onde a mineralização se encontra parcialmente limitada a W por um cavalgamento, que se desenvolve no flanco inverso dum anticlinal vergente para W. As tentativas até à data frustradas de intersecção da mineralização a profundidades mais elevadas, assim como a ausência de um stockwork bem desenvolvido a muro da mineralização, constituem indicadores claros de se estar na presença de uma massa alóctone, pelo que se tornou vital a detecção do ramo correspondente do lado W do cavalgamento.

Adicionalmente, põe-se em evidência uma massa mineralizada que se postula corresponder ao ramo equivalente em posição de flanco normal, estando localizada a charneira nas proximidades da zona das sondagens LS15 - LS10.

Todo o conjunto se encontra truncado por acidentes do tipo desligativo e componente normal, de orientação geral E-W a ENE-WSW confirmadas em grande parte no sector Norte do núcleo NW.

A ligação deste sector com o núcleo central, zona dominada por um vasto stockwork, localmente cuprífero, permanece por explicar, já que esta se encontra separada por um sistema de falhas normais, interpretadas a partir da gravimetria, colocando um bloco abatido entre um segmento onde está patente a mineralização maciça e outro com a zona de stockwork, encaixada em tufos ácidos bastante cloritizados.

A continuação da mineralização para norte, nomeadamente no segmento compreendido entre a área da sondagem LS22 e o Taralhão, revela-se complexa dado tratar-se de uma zona onde um abatimento do embasamento de cerca 50 m ocorre, ao qual se presume estar também associada um componente desligativa, com o sentido do deslocamento por ora incerto. As indicações disponíveis são por vezes contraditórias detectando-se um conjunto de falhas de tendência geral E-W imediatamente a norte da mineralização conhecida, indiciando por vezes sentidos de deslocamento opostos. Muito embora o núcleo central da anomalia gravimétrica de Lagoa Salgada, em termos gerais, apresente uma paleo-superfície de erosão do Paleozóico bastante aplanada, no pormenor e já à escala de trabalhos de investigação da jazida, variações decamétricas que, segundo a nossa óptica, poderão ser importantes, vêm a reflectir-se de forma significativa na leitura e na interpretação do campo gravítico. Estão estas variações relacionadas com um cortejo importante de falhas normais que flanqueiam grabbens de dimensões hectométricas, postas em evidência por sondagens recentes.

4.2. Mineralizações

Individualizam-se até à presente data três tipos de minério na zona da Lagoa Salgada, compreendendo:

Sulfuretos complexos, maciços, bandados, de granulometria muito fina, com teores interessantes em chumbo e zinco. Zonas de enriquecimento em Cu/Au, estas últimas com elementos penalizantes.

Mineralização em stockwork com concentrações de metais-base, relativamente "limpas" de elementos penalizantes.

Mineralização aurífera associada a zonas de silicificação em "shear zones" com arsenopirite.

4.3. Alterações hidrotermais

As zonalidades das alterações hidrotermais enquadram-se na generalidade dos modelos vulcanogénicos estudados na Faixa Piritosa. Em termos gerais observa-se no stockwork uma zona central, tubular, de alteração quartzo-clorítica intensa, cortando a pilha vulcânica, restringindo-se a uma largura que se estima de cerca de 40 m. Corresponde esta à zona de concentração dos metais-base conjuntamente com a pirite. Marginalmente, desenvolve-se uma área bastante mais ampla, onde se observa um stockwork pirítico sem metais-base na qual a alteração dominante é do tipo quartzo-sericítico, variando entre o tipo forte e moderado, consoante o grau de destruição da matriz da rocha original.

Constituindo caso raro na Faixa, pelo menos no que concerne ao seu desenvolvimento, uma vasta zona de alteração com caulino-pirofilite-alunite é identificada a NE do stockwork. As relações entre este tipo de alteração e as atrás descritas não se encontram por ora bem conhecidas. Surgem problemas de carácter geométrico no que toca à relação desta com o cortejo hidrotermal mineralizante já que com o estudo das secções geológicas, a zona de alteração com caulino parece claramente cortar o conjunto do stockwork, o que a colocaria num episódio mais tardio. Tendo-se por outro lado colocado a hipótese dum fenómeno de leixivação per descensu com fluidos ácidos gerados a partir dos sulfuretos, surgem dificuldades no que concerne à coexistência de pirite relativamente fresca no seio de uma matriz totalmente alterada.

Esta questão deixada em aberto irá ser certamente esclarecida com a conclusão de estudos geoquímicos e petrográficos que se encontram em curso.

5. CONCLUSÕES

O presente artigo pretende fazer uma abordagem aos trabalhos realizados pelo consórcio RTZ-EDM, focando-se desde os aspectos geológico-estruturais até ao estado actual do conhecimento do potencial mineiro do sector.

Nas áreas externas, as quatro sondagens realizadas vieram a confirmar a presença de paleorelevos vigorosos no embasamento paleozóico capazes de produzir anomalias gravimétricas significativas. Destaca-se a utilidade das sondagens EM na definição desses paleorelevos.

Nas áreas internas, não se excluindo a possibilidade de continuação da mineralização maciça para NW, a enorme complexidade tectónica afectando tanto a mineralização como as formações geológicas onde esta se encaixa, faz com que a investigação deste segmento se revista de dificuldades técnicas enormes na investigação da possível extensão do minério que poderá até estar de todo ausente. A possibilidade da mineralização conhecida se encontrar erodida, na zona a SE, é por outro lado, tomada em consideração. Nesse caso o mergulho das estruturas geológicas para NW potenciará a preservação da hipotética parte superior da jazida nessa direcção. A investigação deste sector encontra-se presentemente a ser levada a cabo pelo Consórcio sem que até à presente data se tenham obtido resultados favoráveis.

Parece também muito provável que no sector sondado a mineralização não se encontre enraizada devido à presença cavalgamento a muro, que a trunca e eventualmente rejeita. O ramo rejeitado constitui só por si um alvo a testar. Contudo as profundidades já obtidas pelas sondagens sugerem que a existir este ramo será necessário a condução de um programa apontando para alvos bastante profundos.

O potencial evidenciado pelo stockwork cuprífero, embora apresentando localmente valores

interessantes parece-nos nesta fase limitado, já que a distribuição dos teores se faz de forma algo errática. A ligação desta zona com o sector onde ocorrem a massa de sulfuretos não se encontra presentemente bem definida. Pensa-se contudo que, em termos gerais, e filtrando em parte complicações tectónicas locais, a geometria do sistema hidrotermal em secção longitudinal, poderá materializar-se num conjunto basculado, mergulhante para NW. A paleotopografia ao nível do minério maciço, estaria em grande parte erodida no núcleo central.

Prossegue o Consórcio com os trabalhos de prospecção na totalidade da área contratada, não se podendo neste momento retirar qualquer ilacção do potencial económico da zona para jazigos polimetálicos.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BARRIGA, FERNANDO J. A. S., BERNARDINO, FRANCISCO B. C. P., RELVAS. Mineralogia e Litogeoquímica com Critérios de Prospecção na Sondagem SFM-LS1 (Lagoa Salgada). Relatório Confidencial para o Serviço de Fomento Mineiro. Departamento de Geologia da Faculdade de Ciências da Universidade de Lisboa, 1992.

BERNARDINO, FRANCISCO B. C. P. Alteração Litogeoquímica numa sondagem do Jazigo de Lagoa Salgada. Seminário de Licenciatura, Departamento de Geologia, Fac. de Ciências da Univ. de Lisboa, Lisboa, 1993

ESPADA, E., VIDE RUI M., CASTELO BRANCO, J. M.. Relatórios Semestrais do Consórcio Lagoa Salgada - Valverde, Sociedade Mineira Rio Artezia Lda. - Empresa de Desenvolvimento Mineiro SA. 1.º Semestre de 1994, 2.º Semestre de 1994, 1.º Semestre de 1995. Arquivo IGM.

OLIVEIRA, VICTOR M. J., MATOS, JOÃO X., BENGALA, J. A., MARQUES, SILVA, M. C. NOLASCO, SOUSA, PEDRO O., TORRES, LUÍS M. M. Lagoa Salgada um novo depósito na faixa piritosa ibérica. Bacia Terciária do Sado. Estudos, Notas e Trabalhos, IGM, 1993, t. 35, pp 55-89.

GASPAR, ORLANDO DA CRUZ. Estudo de Microscopia de Minérios da sondagem LS14 de Lagoa Salgada. (Estudo Mineralógico Preliminar). Laboratório da DGGM, 1992. Arquivo do IGM.

INDICE DE MATERIAS

Tomo 107. Año 1996

	<u>Páginas</u>
GEOLOGIA	
M. ARBIZU, I. RABANO y J. TRUYOLS: Trilobites del Museo Geominero. II. Las colecciones antiguas del devónico de la Cordillera Cantábrica (N. España)	3
A. PINEDA VELASCO: El enlace y la paleogeografía neogena entre las cuencas del Duero y del Ebro en La Bureba (Burgos)	14
J. M. GUTIERREZ MAS, J. M. PARRADO ROMAN y J. J. MUÑOZ PEREZ: Estudio del movimiento de sedimentos en la playa de "Regla" (Chipiona-Cádiz), mediante el uso de trazadores fluorescentes	29
E. BARRON: Caracterización del género Acer Linne (Magnoliophyta) en el Vallesiense (Neógeno) de la comarca de la Cerdaña (Lérida, España)	38
J. BERNARD y G. MARTINEZ: Revisión de los ammonoideos del lias español depositados en el Museo Geominero (ITGE, MADRID)	103
B. ABALOS y J. AZCARRAGA: Comportamiento geológico de la formación candelaria y la zona de movimiento tectónico de Carreiro (Cabo Ortegal, NO de España) durante el metamorfismo sintectónico co-lieciánico de grado medio y alto	125
E. GIL: Consideraciones bioestratigráficas sobre Allocricetus Bursae (Cricetidae, Rodentia) en el pleistoceno inferior y medio de Atapuerca (Burgos, España)	145
MINERIA	
I. GONZALEZ CASAL y R. SANCHEZ MEDRANO: La accidentalidad en el sector minero de la región de Murcia... ..	153
MINERIA (BENEFICIO)	
J. L. ALVAREZ MARCOS: Revisión crítica de los procesos de beneficio de los sulfuros complejos	359
F. J. GARCIA FRUTOS: Biohidrometalurgia: Aplicación a los Sulfuros Complejos	373
D. S. FLETT: Chloride Hydrometallurgy of Complex Sulphides. State of the technology	381
G. DIAZ NOGUEIRA: Extractantes: Una introducción a su uso potencial en el beneficio de los Sulfuros Complejos de la Faja Pirítica	397
M. ACOSTA FERNANDEZ: Procesamiento del Mineral de Migollas	405
S. L. JAMSA-JOUNELA y L. KARHU: Latest experience and benefits utilizing outokumpu mintec automation systems at mineral processing plants	413

	<u>Páginas</u>
J. M. HAU, P. OLLIVIER y D. MORIN: Tratamiento de desechos piríticos cobaltíferos mediante un proceso de biolixiviación	421
A. BALLESTER: Biohidrometalurgia y sulfuros complejos. Investigaciones actuales ...	619
F. SIERRA GARCIA: Los residuos piríticos como nuevos recursos mineros	639
U. MARKLUND: Autogenous grinding within boliden mineral	653
 MINERIA (EXPLORACION)	
C. CARIDE DE LIÑAN: Presentación	205
F. MENCIA MORALES: Plan de desarrollo minero de Andalucía, 1996-2000	207
J. W. LYDON: Characteristics of volcanogenic massive sulphide deposits: Interpretations in terms of hydrothermal convection systems and magmatic hydrothermal/systems ...	215
C. QUESADA: Estructura del sector español de la Faja Pirítica: Implicaciones para la exploración de yacimientos	265
J. ALMARZA LOPEZ, L. I. OJEMBARRENA SAN MARTIN y C. GERRERO DE MIER: La base de datos de la Faja Pirítica en el SIGMA (Sistema de Información Geológico-Minera de Andalucía)	279
F. J. A. S. BARRIGA: Advances in geological knowledge in the IPB: Implications in Mineral Exploration	301
A. GRANDA SANZ: Avances de la tecnología de exploración geofísica aplicables a los yacimientos de sulfuros de la FPI	307
J. M. LEISTEL y E. MARCOUX: Mineralogy and geochemistry of massive sulphide deposits. Iberian Pyrite Belt	317
J. C. BATSALE, J. GOUNOT, M. SOLER, J. C. FOUCHER, R. CUETO, R. GABLE, R. CASTRO-VIEJO, A. LOPEZ y M. JOUBERT: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
B. CABALLERO, A. SANTOS y J. M. PRADA: Descripción geológica de los yacimientos de Sotiel Coronada	511
A. BELIZ, N. PACHECO, P. CARVALHO y A. FERREIRA: Ultimos desenvolvimentos em prospecção realizados pela somincor	519
M. GARCIA MAGARIÑO: Tendencias de la modelización en bloques para la evaluación de yacimientos	535
F. GARCIA PALOMERO y J. MALAVE MORA: Conocimientos surgidos de los últimos trabajos de exploración realizados por la empresa Río Tinto Minera, S. A. en la Faja Pirítica	545
G. R. ALMODOVAR, R. SAEZ, J. M. PONS, A. MAESTRE, E. PASCUAL y M. TOSCANO: Geoquímica de los halos de alteración Hidrotermal relacionados con los yacimientos de Sulfuros Masivos de Aznacollar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración	551

	<u>Páginas</u>
F. MORENO RUIZ: Avances en la tecnología de exploración aplicables a los yacimientos de sulfuros de la Faja Pirítica Ibérica	559
D. ARTIGNAN, C. BRAUX y M. JOUBERT: Identification of areas favourable for the presence of Massive Sulphides through interpretation of geophysical, geological and geochemical data in a G.I.S.	567
 MINERIA (EXPLORACION)	
A. L. MENENDEZ DIAZ y J. A. ROS HERNANDEZ: Explotación de masas tumbadas ...	327
P. LAPPALAINEN: Intelligent mine technology program	339
J. KILPONEN y R. UUSITALO: Mining methods of the pyhasalmi mine	347
M. PESSANHA: Minas y mercado: Sueño y realidad	575
A. RUIZ CASTELL: Tendencias en minería a cielo abierto	587
D. CAUPERS y A. SALVADOR: Recuperação de pilares de soleira em neves corvo (Técnicas de Exploração)	591
J. M. BOTELLA: Perforación con tubos en minería metálica	605
J. P. GONZALEZ y G. TOMI DE: Uso de las técnicas informáticas para la optimización de explotaciones subterráneas	613
 MINERIA (NUEVOS PROYECTOS)	
J. A. ESPI RODRIGUEZ: Nuevas perspectivas de la Faja Pirítica	431
J. L. GARCIA LOBON: El vuelo magnético y radiométrico de la Faja Pirítica y zonas limítrofes: De la geología regional a la prospección de sulfuros	443
P. BARRIOS GARCIA: Estrategia en el desarrollo de un gran proyecto Minero-Metalúrgico	459
J. L. PLA DE LA ROSA y F. PLA ORTIZ DE URBINA: El plan tartesos XXI	467
G. AGMALM, J. M. PONS y A. J. MAESTRE: Modelo de zonación de CU, PB, ZN y AG en el yacimiento de Sulfuros Masivos Polimetálicos "Los Frailes". Su aplicación en la realización de un modelo de bloques zonado	663
K. ANDERSON, P. RODRIGUEZ y R. HIDALGO: Yacimiento de sulfuros polimetálicos. Aguas Teñidas	673
M. DOYLE: Las cruces cooper project, Pyrite Belt, Spain	681
J. M. CASTELO BRANCO: O projecto de lagoa salgada. Estado actual do conhecimento da jazida	685
 AGUAS SUBTERRANEAS	
J. A. LOPEZ GETA y J. M. MURILLO DIAZ: Optimización y tratamiento integral de Recursos Hídricos	55

	<u>Páginas</u>
C. ALMECIJA, J. BENAVENTE y C. SANZ DE GALDEANO: Direcciones de drenaje en la vertiente sur de Sierra Almirajara (MALAGA). Influencia de la Fracturación	69
G. LOPEZ ARECHAVALA, J. A. LOPEZ GETA y J. M. MURILLO DIAZ: Reordenación hidrológica de cuencas o subcuencas hidrográficas con intervención de sistemas acuíferos subterráneos	162
 ESTUDIO DE MINERALES Y ROCAS	
J. S. COZAR , M. PELAYO y L. PEREZ DEL VILLAR: Caracterización mineralógica y geoquímica de los rellenos de fracturas del macizo de El Berrocal (Sierra de Gredos) en relación con los procesos de migración/retención de los radionucleidos naturales	75
 INFORMACION	
M. MARTIN DIEZ, O. PUCHE RIART y L. F. MAZADIEGO: Los procesos de amalgamación a través de los tiempos	90
O. PUCHE RIART: Historia de la hidrogeología y de los sondeos de agua en España y en el Mundo, desde sus orígenes hasta finales del Siglo XIX	180

INDICE DE AUTORES

Tomo 107. Año 1996

	<u>Páginas</u>
ABALOS. B, y AZCARRAGA. J.: Comportamiento geológico de la formación candelaria y la zona de movimiento tectónico de Carreiro (Cabo Ortegal, NO de España) durante el metamorfismo sintectónico co-hercínico de grado medio y alto	125
ACOSTA FERNANDEZ. M.: Procesamiento del mineral de migollas	405
AGMALM. G., PONS, J.M. y MAESTRE. A.J.: modelo de zonación de CU. PB, ZN y AG en el yacimiento de sulfuros masivos polimetálicos "Los Frailes". Su aplicación en la realización de un modelo de bloques zonado	663
ALMARZA LOPEZ. J., OJEMBARRENA SAN MARTIN, L.I. y GUERRERO DE MIER, C.: La base de datos de la Faja Pirítica en el SIGMA (Sistema de Información Geológico-Minera de Andalucía)	279
ALMECIJA, C., BENAVENTE, J., y SANZ DE GALDEANO, C.: Direcciones de drenaje en la vertiente sur de Sierra Almirajara (Málaga). Influencia de la fracturación... ..	69
ALMODOVAR, G. R., SAEZ, R., PONS, J.M., MAESTRE, A., PASCUAL, E., y TOSCANO, M.: Geoquímica de los halos de alteración hidrotermal relacionados con los yacimientos de Sulfuros Masivos de Aznalcollar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración	551
ALVAREZ MARCOS, J.L.: Revisión crítica de los procesos de beneficio de los sulfuros complejos	359
ANDERSON, K., RODRIGUEZ, P. y HIDALGO, R.: Yacimiento de sulfuros polimetálicos. Aguas teñidas... ..	673
ARBIZU. M., RABANO, I. y TRUYOLS, J.: Trilobites del Museo Geominero. II. Las colecciones antiguas del devónico de la Cordillera Cantábrica (N. España)	3
ARTIGNAN, D., BRAUX, C. y JOUBERT, M.: Identification of areas favourable for the presence of Massive Sulphides through interpretation of geophysical, geological and geochemical data in a G.I.S.... ..	567
AZCARRAGA, J. y ABALOS, B.: comportamiento geológico de la formación candelaria y la zona de movimiento tectónico de carreiro (Cabo Ortegal. NO de España) durante el metamorfismo sintectónico eo-hercínico de grado medio y alto	125
BALLESTER, A.: Biohidrometalurgia y sulfuros complejos. Investigaciones actuales ...	619
BARRIGA, F. J. A. S.: Advances in geological knowledge in the IPB: Implications in Mineral Exploration... ..	301

	<u>Páginas</u>
BARRIOS GARCIA, P.: Estrategia en el desarrollo de un gran proyecto Minero-Metalúrgico	459
BARRON, E.: Caracterización del género Acer Linne (Magnoliophyta) en el Vallesiense (Neógeno) de la comarca de la Cerdaña (Lerida, España)	38
BATSALE, J. C., GOUNOT, J., SOLER, M., FOUCHER, J. C., CUETO, R., GABLE, R., CASTROVIEJO, R., LOPEZ, A. y JOUBERT, M.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
BELIZ, A., PACHECO, N., CARVALHO, P. y FERREIRA, A.: Ultimos desenvolvimentos em prospecção realizados pela somincor	519
BENAVENTE, J., SANZ DE GALDEANO, C., ALMECIJA, C.: Direcciones de drenaje en la vertiente sur de Sierra Almirante (Málaga). Influencia de la fracturación	69
BERNAD, J. Y MARTINEZ, G.: Revisión de los ammonioideos del lias español depositados en el Museo Geominero (ITGE, Madrid)	103
BOTELLA, J. M.: Perforación con tubos en minería metálica	605
BRAUX, C., ARTIGNAN, D. y JOUBERT, M.: Identification of areas favourable for the presence of Massive Sulphides through interpretation of geophysical, geological and geochemical data in a G.I.S.	567
CABALLERO, B., SANTOS, A. y PRADA, J.M.: Descripción geológica de los yacimientos de Sotiel Coronada	511
CARIDE DE LIÑAN, C.: Presentación	205
CARVALHO, P., PACHECO, N. BELIZ, A. y FERREIRA, A.: Ultimos desenvolvimentos em prospecção realizados pela somincor	519
CASTELO BRANCO, J.M.: O projecto de Lagoa Salgada. Estado actual do conhecimento da jazida	685
CASTROVIEJO, R., GABLE, R., CUETO, R., FOUCHER, J. C., SOLER, M., GOUNOT, J., BATSALE, J. C., LOPEZ, A. y JOUBERT, M.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
CAUPERS, D. y SALVADOR, A.: Recuperação de pilares de soleira em neves corvo (Técnicas de Exploração)	591
COZAR, J.S., PELAYO, M. y PEREZ DEL VILLAR, L.: Caracterización mineralógica y geoquímica de los rellenos de fracturas del macizo de El Berrocal (Sierra de Gredos) en relación con los procesos de migración/retención de los radionucleidos naturales	75
CUETO, R., GABLE, R., CASTROVIEJO, R., FOUCHER, J. C., SOLER, M., GOUNOT, J., BATSALE, J. C., LOPEZ, A. y JOUBERT, M.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
DIAZ NOGUEIRA, G.: Extractantes: Una introducción a su uso potencial en el beneficio de los Sulfuros Complejos de la Faja Pirítica	197

	<u>Páginas</u>
DOYLE, M.: Las cruces cooper project, Pyrite Belt, Spain	681
ESPI RODRIGUEZ, J. A.: Nuevas perspectivas de la Faja Pirítica	431
FERREIRA, A., BELIZ, A., PACHECO, N. y CARVALHO, P.: Ultimos desenvolvimentos em prospecção realizados pela somincor	519
FLETT, D. S.: Chloride hidrometallurgy of Complex Sulphides. State of the technology	381
FOUCHER, J.C., CUETO, R., GABLE, R., CASTROVIEJO, R., SOLER, M., GOUNOT, J., BATSALE, J.C., LOPEZ, A., y JOUBERT M.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
GABLE, R., CASTROVIEJO, R., CUETO, R., FOUCHER, J. C., SOLER, M., GOUNOT, J., BATSALE, J.C., LOPEZ, A. y JOUBERT, M.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
GARCIA FRUTOS, F. J.: Biohidrometalurgia: Aplicación a los Sulfuros Complejos...	373
GARCIA LOBON, J. L.: El vuelo magnético y radiométrico de la Faja Pirítica y zonas limítrofes: De la geología regional a la prospección de sulfuros	443
GARCIA MAGARIÑO, M.: Tendencias de la modelización en bloques para la evaluación de yacimientos	535
GARCIA PALOMERO, F. y MALAVE MORA, J.: Conocimientos surgidos de los últimos trabajos de exploración realizados por la empresa Rio Tinto Minera, S. A: en la Faja Pirítica	545
GIL, E.: Consideraciones bioestratigráficas sobre Allocricetus Bursae (Cricetidae, Rodentia) en el pleistoceno inferior y medio de Atapuerca (Burgos, España)	145
GONZALEZ CASAL, I. y SANCHEZ MEDRANO, R.: La accidentalidad en el sector minero de la región de Murcia...	153
GONZALEZ, J. P. y TOMI DE, G.: Uso de técnicas informáticas para la optimización de explotaciones subterráneas	613
GOUNOT, J.: SOLER, M. FOUCHER, J. C. CUETO, R., GABLE, R., CASTROVIEJO, R., BATSALE, J. C., LOPEZ, A. y JOUBERT, M.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
GRANDA SANZ, A.: Avances en la tecnología de exploración geofísica aplicables a los yacimientos de sulfuros de la FPI	307
GUERRERO DE MIER, C., OJEMBARRENA SAN MARTIN, L.I. y ALMARZA LOPEZ, J.: La base de datos de la Faja Pirítica en el SIGMA (Sistema de Información Geológico-Minera de Andalucía)	279
GUTIERREZ MAS, J. M., PARRADO ROMAN, J. M. y MUÑOZ PEREZ, J. J.: Estudio del movimiento de sedimentos en la playa de "Regla" (Chipiona-Cádiz), mediante el uso de trazadores fluorescentes	29

	<u>Páginas</u>
HAU, J. M., OLLIVIER, P. y MORIN, D.: Tratamiento de desechos piríticos cobaltíferos mediante un proceso de biolixiviación	421
HIDALGO, R. ANDERSON, K. y RODRIGUEZ, P.: Yacimiento de sulfuros polimetálicos. Aguas teñidas... ..	673
JAMSA-JOUNELA, S.L. y KARHU, L.: Latest experience and benefits utilizing outokumpu mintec automation systems at mineral processing plants	413
JOUBERT, M., LOPEZ, A., BATSALE, J.C., GOUNOT, J., SOLER, M., FOUCHER, J.C., CUETO, R., GABLE, R. y CASTROVIEJO, R.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
JOUBERT, M., ARTIGNAN, D. y BRAUX, C.: Identification of areas favourable for the presence of massive sulphides through interpretation of Geophysical, geological and geochemical data in a G.I.S.	567
KARHU, L. y JAMSA-JOUNELA, S. L.: Latest experience and benefits utilizing outokumpu mintec automation systems at mineral processing plants	413
KILPONEN, J. y UUSITALO, R.: Mining methods of the pyhasalmi mine	347
LAPPALAINEN, P.: Intelligent mine technology program	339
LEISTEL, J. M. y MARCOUX, E.: Mineralogy and geochemistry of massive sulphide deposits. Iberian Pyrite Belt	317
LOPEZ ARECHAVALA, G., LOPEZ GETA, J. A. y MURILLO DIAZ, J. M.: Reordenación hidrológica de cuencas o subcuencas hidrográficas con intervención de sistemas acuíferos subterráneos	162
LOPEZ GETA, J. A. y MURILLO DIAZ, J. M.: Optimización y tratamiento integral de Recursos Hídricos	55
LOPEZ GETA, J. A., MURILLO DIAZ, J. M. y LOPEZ ARECHAVALA, G.: Reordenación hidrológica de cuencas o subcuencas hidrográficas con intervención de sistemas acuíferos subterráneos	162
LOPEZ, A., BATSALE, J.C., GOUNOT, J., SOLER, M., FOUCHER, J. C., CUETO, R., GABLE, R., JOUBERT, M. y CASTROVIEJO, R.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
LYDON, J. W.: Characteristics of volcanogenic massive sulphide deposits: Interpretations in terms of hydrothermal convection systems and magmatic hydrothermal systems ...	215
MAESTRE, A., PASCUAL, E., PONS, J. M., SAEZ, R., ALMODOVAR, G. R. y TOSCANO, M.: Geoquímica de los halos de alteración hidrotermal relacionados con los yacimientos de Sulfuros Masivos de Aznalcollar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración... ..	551
MAESTRE, A. J., AGMALM, G. y PONS, J. M.: Modelo de zonación de CU, PB, ZN y AG en el yacimiento de sulfuros masivos polimetálicos "Los Frailes". Su aplicación en la realización de un modelo de bloques zonado	663

	<u>Páginas</u>
MALAVE MORA, J. y GARCIA PALOMERO, F.: Conocimientos surgidos de los últimos trabajos de exploración realizados por la empresa Rio Tinto Minera, S.A. en la Faja Pirítica	545
MARCOUX, E. y LEISTEL, J. M.: Mineralogy and geochemistry of massive sulphide deposits. Iberian Pyrite Belt	317
MARKLUND, U.: Autogenous grinding within boliden mineral	653
MARTIN DIEZ, M., PUCHE RIART, O. y MAZADIEGO, L. F.: Los procesos de amalgamación a través de los tiempos	90
MARTINEZ, G. y BERNAD, J.: Revisión de los ammonioideos del lias español depositados en el Museo Geominero (ITGE. Madrid)	103
MAZADIEGO, L. F., MARTIN DIEZ, M. y PUCHE RIART, O.: Los procesos de amalgamación a través de los tiempos... ..	90
MENCIA MORALES, F.: Plan de Desarrollo Minero de Andalucía, 1996-2000	207
MENENDEL DIAZ, A. L. y ROS HERNANDEZ, J.A.: Explotación de masas tumbadas ...	327
MORENO RUIZ, F.: Avances en la tecnología de exploración aplicables a los yacimientos de sulfuros de la Faja Pirítica Ibérica	559
MORIN, D., OLLIVIER, P. y HAU, J. M.: Tratamiento de desechos piríticos cobaltíferos mediante un proceso de biolixiviación	421
MUÑOZ PEREZ, J. J., GUTIERREZ MAS, J. M. y PARRADO ROMAN, J. M.: Estudio del movimiento de sedimentos en la playa de "Regla" (Chipiona-Cádiz), mediante el uso de trazadores fluorescentes	29
MURILLO DIAZ, J. M. y LOPEZ GETA, J. A.: Optimización y tratamiento integral de Recursos Hídricos	55
MURILLO DIAZ, J. M., LOPEZ ARECHAVALA, G. y LOPEZ GETA, J. A.: Reordenación hidrológica de cuencas o subcuencas hidrográficas con intervención de sistemas acuíferos subterráneos	162
OJEMBARRENA SAN MARTIN, L. I., ALMARZA LOPEZ, J. y GUERRERO DE MIER, C.: La base de datos de la Faja Pirítica en el SIGMA "Sistema de Información Geológico-Minera de Andalucía)	279
OLLIVIER, P., MORIN, D. y HAU, J. M.: Tratamiento de desechos piríticos cobaltíferos mediante un proceso de biolixiviación	421
PACHECO, N., CARVALHO, P., BELIZ, A. y FERREIRA, A.: Ultimos desenvolvimentos em prospeção realizados pela somincor	519
PARRADO ROMAN, J. M., MUÑOZ PEREZ, J. J. y GUTIERREZ MAS, J. M.: Estudio del movimiento de sedimentos en la playa de "Regla" (Chipiona-Cádiz), mediante el uso de trazadores fluorescentes	29
PASCUAL, E., MAESTRE, A., PONS, J. M., SAEZ, R., ALMODOVAR, G. R. y TOSCANO, M.: Geoquímica de los halos de alteración hidrotermal relacionados con los yacimientos de Sulfuros Masivos de Aznalcollar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración	551

	<u>Páginas</u>
PELAYO, M., PEREZ DEL VILLAR, L. y COZAR, J. S.: Caracterización mineralógica y geoquímica de los rellenos de fracturas del macizo de El Berrocal (sierra de Gredos) en relación con los procesos de migración/retención de los radionucleidos naturales	75
PEREZ DEL VILLAR, L., COZAR, J. S. y PELAYO, M.: Caracterización mineralógica y geoquímica de los rellenos de fracturas del macizo de El Berrocal (Sierra de Gredos) en relación con los procesos de migración/retención de los radionucleidos naturales	75
PESSANHA, M.: Minas y mercado: Sueño y realidad	575
PINEDA VELASCO, A.: El enlace y la paleogeografía neógena entre las cuencas del Duero y del Ebro en La Bureba (Burgos)	14
PLA ORTIZ DE URBINA, F. y PLA DE LA ROSA, J. L.: El plan tartesos XXI	467
PONS, J. M., MAESTRE, A., PASCUAL, E., SAEZ, R., ALMODOVAR, G. R. Y TOSCANO, M.: Geoquímica de los halos de alteración hidrotermal relacionados con los yacimientos de Sulfuros Masivos de Aznalcollar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración	551
PONS, J. M., AGMALM, G. y MAESTRE, A. J.: Modelo de zonación de CU, PB, ZN y AG en el yacimiento de sulfuros masivos polimetálicos "Los Frailes". Su aplicación en la realización de un modelo de bloques zonado	663
PRADA, J. M., CABALLERO, B. y SANTOS, A.: Descripción geológica de los yacimientos de Sotiel Coronada	511
PUCHE RIART, O., MAZADIEGO, L. F. y MARTIN DIEZ, M.: Los procesos de amalgamación a través de los tiempos... ..	90
PUCHE RIART, O.: Historia de la hidrogeología española, desde sus orígenes hasta finales del siglo XIX... ..	180
QUESADA, C.: Estructura del sector español de la Faja Pirítica: Implicaciones para la exploración de yacimientos	265
RABANO, I., TRUYOLS, J. y ARBIZU, M.: Trilobites del Museo Geominero. II. Las colecciones antiguas del devónico de la Cordillera Cantábrica (N. España)	3
RODRIGUEZ, P., ANDERSON, K. e HIDALGO, R.: Yacimiento de sulfuros polimetálicos. Aguas teñidas... ..	673
ROS HERNANDEZ, J.A. y MENENDEZ DIAZ, A. L.: Explotación de masas tumbadas	327
RUIZ CASTELL, A.: Tendencias en minería a cielo abierto	587
SAEZ, R., PONS, J. M., MAESTRE, A., PASCUAL, E., ALMODOVAR, G.R. y TOSCANO, M.: Geoquímica de los halos de alteración hidrotermal relacionados con los yacimientos de Sulfuros Masivos de Aznalcollar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración	551
SALVADOR, A. y CAUPERS, D.: Recuperação de pilares de soleira em neves corvo (Técnicas de Exploração)	591
SANCHEZ MEDRANO, R. y GONZALEZ CASAL, I.: La accidentalidad en el sector minero de la región de Murcia... ..	153

	<u>Páginas</u>
SANTOS, A., CABALLERO, B. y PRADA, J.M.: Descripción geológica de los yacimientos de Sotiel Coronada	511
SANZ DE GALDEANO, C., ALMECIJA, C. y BENAVENTE, J.: Direcciones de drenaje en la vertiente sur de Sierra Almirajara (Málaga). Influencia de la fracturación	69
SIERRA GARCIA, F.: Los residuos piríticos como nuevos recursos mineros	639
SOLER, M., FOUCHER, J. C., CUETO, R., GABLE, R., CASTROVIEJO, R., GOUNOT, J., BATSALE, J. C. LOPEZ, A. y JOUBERT, M.: Ensayo de una metodología innovadora para la detección de masas polimetálicas profundas: Modelo geológico y exploración geotérmica preliminares de la Masa Valverde (Huelva)	485
TOMI DE, G. y GONZALEZ, J.P.: Uso de técnicas informáticas para la optimización de explotaciones subterráneas	613
TOSCANO, M., ALMODOVAR, G. R., SAEZ, R. PONS, J. M. MAESTRE, A. Y PALCUAL, E.: Geoquímica de los halos de alteración hidrotermal relacionados con los yacimientos de Sulfuros Masivos de Aznalcollar-Los Frailes: Criterios de evaluación de la intensidad de la alteración	551
TRUYOLS, J., ARBIZU, M. y RABANO, I.: Trilobites del Museo Geominero. II. Las colecciones antiguas del devónico de la Cordillera Cantábrica (N. España)	3
UUSITALO, R. y KILPONEN, J.: Mining methods of the pyhasalmi mine	347

NORMAS DE PUBLICACION PARA LOS AUTORES

Los trabajos inéditos que se reciban para su publicación en el BOLETIN GEOLOGICO Y MINERO serán revisados por un Comité editorial que decidirá si procede su publicación.

Los autores deberán atenerse a las siguientes normas:

Texto.

Se entregará paginado y mecanografiado a doble espacio por una sola cara y con amplios márgenes. Este texto se considerará definitivo, deberá venir leído por el autor y perfectamente puntuado y con las correcciones de las erratas de mecanografía que fuesen precisas. En él serán marcadas las fechas de recepción y aceptación.

Cuando en el trabajo se acompañen figuras, tablas y fotografías, el autor deberá dejar un pequeño espacio con indicación del lugar donde han de intercalarse, si es posible. En los originales de las mismas se reseñará el título del trabajo, así como el nombre de los autores.

Todos los trabajos en lengua española irán precedidos de un breve resumen en español e inglés o francés. Los de idiomas extranjeros lo llevarán en su idioma y también en español. Al final de los mismos, y en párrafo aparte, se incluirán las palabras clave, reservándose el último lugar para la localización geográfica, si la hubiere.

En todo momento los autores conservarán una copia del texto original y figuras.

Idiomas.

Excepcionalmente podrán publicarse trabajos en otros idiomas (preferiblemente inglés o francés), siempre que abarquen temas sobre España y sean de autores extranjeros.

Referencias.

Se incluirá al final de cada trabajo la relación de las obras consultadas por orden alfabético de autores, empleándose las normas y abreviaturas usuales.

Parte gráfica.

La parte gráfica vendrá preparada para ser reproducida a las anchuras máximas de 80 mm. (una columna) y 170 mm. (doble columna). Se evitará en lo posible la inclusión de encartes, así como se reducirá a lo indispensable el número de figuras, tablas y fotografías. En las ilustraciones a escala, ésta se expresará solamente en forma gráfica, con objeto de evitar errores en caso de reducir el original. Todas las figuras irán numeradas correlativamente según su orden de inserción.

Las figuras serán originales y nunca copiativos, delineadas con tinta china sobre papel vegetal. Las tablas, bien presentadas para su reproducción fotográfica. Las fotografías serán positivos en blanco y negro sobre papel brillo y excepcionalmente en color (positivo en brillo o transparencia)

Pruebas.

Serán enviadas a los autores para que realicen las correcciones de erratas de imprenta producidas en la composición, no admitiéndose modificación alguna, adición o supresión al texto original.

Las pruebas serán devueltas por el autor en el plazo máximo de diez días, pasados los cuales la Redacción decidirá entre retrasar el trabajo o realizar ella misma la corrección, declinando la responsabilidad por los errores que pudieran persistir.

Los originales de texto y figuras quedarán en poder de la Redacción.

Tiradas aparte.

Se asignan 30 tiradas aparte con carácter gratuito por trabajo publicado. Cuando el autor desee un número mayor del indicado deberá hacerlo constar por escrito en las pruebas y abonar el precio de este excedente.

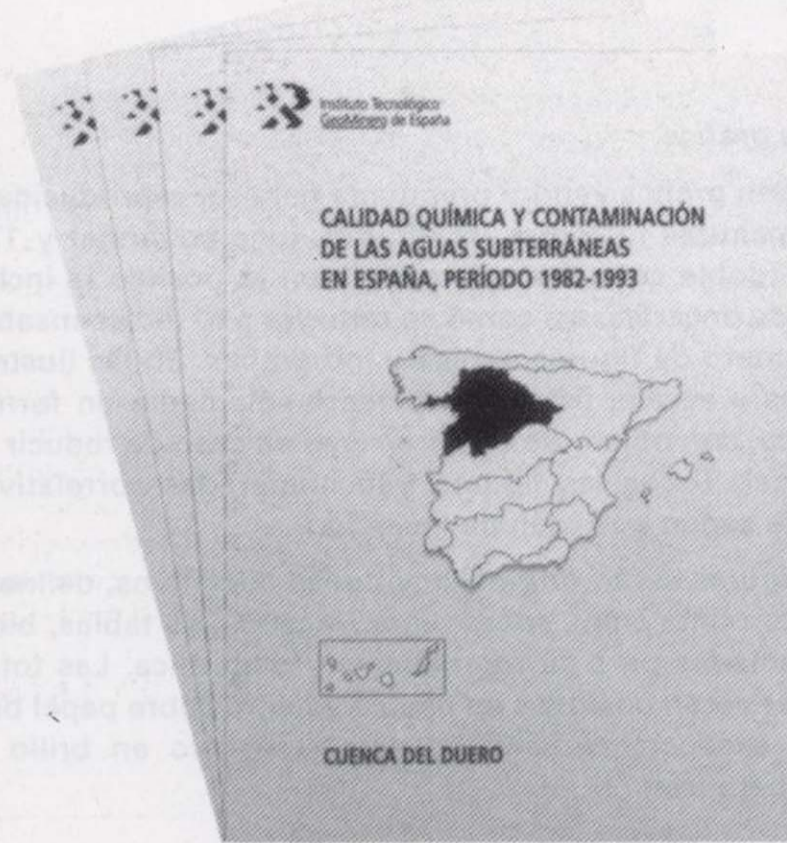
La Redacción del BOLETIN GEOLOGICO Y MINERO introducirá cuantas modificaciones sean necesarias para mantener los criterios de uniformidad y calidad del mismo. De estas modificaciones se informará al autor.

Toda la correspondencia referente a las publicaciones
deberá dirigirse a:

Leopoldo Aparicio Ladrón de Guevara
Jefe del Servicio de Publicaciones
Instituto Tecnológico Geominero de España
Ríos Rosas, 23. 28003-Madrid

ULTIMAS PUBLICACIONES DEL ITGE

CALIDAD QUÍMICA Y CONTAMINACIÓN DE LAS AGUAS SUBTERRÁNEAS EN ESPAÑA, PERIODO 1982-1993.



Esta publicación muestra el estado de la calidad de las aguas subterráneas en España, de acuerdo con la actual distribución de las cuencas hidrográficas en unidades hidrogeológicas. El documento actualiza uno anterior editado por el ITGE en 1985, titulado "Informe de Síntesis. Calidad y contaminación de las aguas subterráneas en España". El título que se presenta ahora, se refiere a las cuencas del *Duero*, *Guadiana*, *Segura* y *Ebro* (el resto de las cuencas está en elaboración, próximamente aparecerán las *Cuencas Internas de Cataluña*, *Las Cuencas del Norte* y *la del Júcar*), y constituyen una parte del estudio realizado a nivel nacional, en el que se expone la situación actual de la calidad química de las aguas subterráneas en cada una de las unidades hidrogeológicas de las citadas cuencas, recoge asimismo una evaluación de la carga potencialmente contaminante, procedente de las actividades urbanas (residuos sólidos y vertidos líquidos), agropecuarias e industriales establecidas dentro de las unidades que pueden repercutir de forma negativa en la calidad de las aguas subterráneas. Asimismo se describe el grado de afección de la intrusión marina sobre las unidades costeras y de la incidencia de los nitratos sobre las aguas subterráneas, al ser dos de los problemas que afectan en mayor medida a las aguas subterráneas en España.

La publicación se compone de una memoria descriptiva y una colección de 4 mapas de la cuenca en los que se esquematizan las

características químicas de las aguas y las cargas potencialmente contaminantes. Además, en las cuencas que comprenden zonas litorales se añade un mapa resumen de la situación respecto a la intrusión marina.

Su precio es de 2.000 pts. + I.V.A.

GUÍA PARA LA ELABORACION DE PERIMETROS DE PROTECCION DE LAS AGUAS MINERALES Y TERMALES

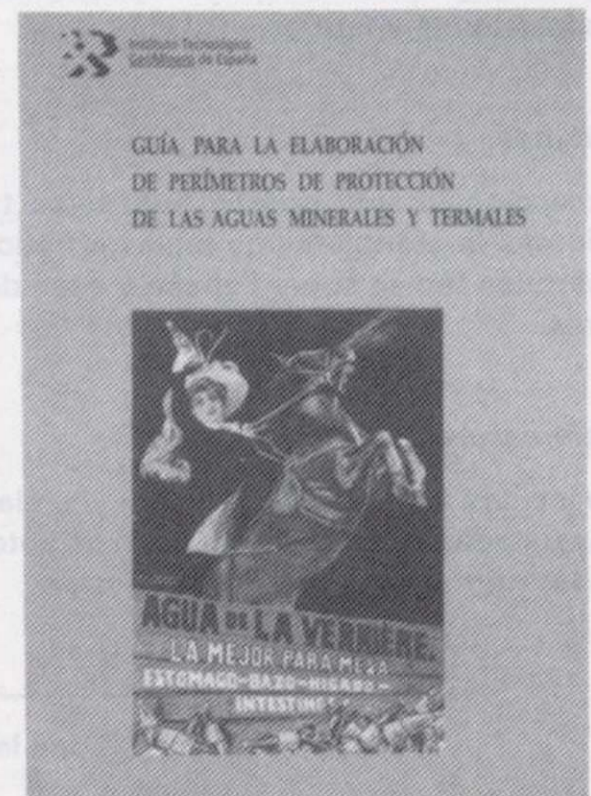
La mejor manera de garantizar la calidad de las aguas subterráneas es, sin lugar a dudas, prevenir la contaminación de los acuíferos y evitar de esta manera que las sustancias extrañas puedan acceder al agua. Entre las medidas de carácter preventivo destaca el establecimiento de perímetros de protección, cuya metodología de elaboración apenas estaba descrita en la literatura técnica escrita en castellano, hasta que en 1991 el ITGE elaboró la publicación titulada "Guía metodológica para la elaboración de perímetros de protección de captaciones de aguas subterráneas" en la que se describe de forma detallada las bases teóricas y prácticas para el diseño de los perímetros de protección.

En la publicación actual, que surge como un complemento a la anterior, a lo largo de más de cien páginas, se hace hincapie en las particularidades de los parámetros destinados a la protección de captaciones de aguas minerales y termales, describiéndose en primer lugar el marco legal y administrativo con la legislación vigente. Posteriormente se describen los estudios previos necesarios para poder aplicar la metodología explicada en los capítulos siguientes. La protección cualitativa es tratada extensamente, tanto en lo relativo a los criterios de delimitación de los perímetros como en las metodologías específicas para medios porosos y cársticos o fisurados.

Se dedica una especial atención a algunas técnicas especiales como es el empleo de trazadores o la datación del agua mediante isótopos de gran interés cuando se aborda el estudio de sistemas de flujo complejos.

Finalmente se presenta el control técnico y administrativo a que están sujetos los perímetros de protección, y se concluye la obra con un modelo de informe y la bibliografía.

Su precio es de 3.000 pts. + I.V.A.



ULTIMAS PUBLICACIONES DEL ITGE



INVENTARIO NACIONAL DE RECURSOS MINERALES DE CLORURO SODICO Y SALES POTASICAS

Esta publicación aborda desde diversos ángulos el conocimiento actual de los recursos españoles de cloruro sódico natural y de sales potásicas minerales, dos grupos de materias primas naturales química y geológicamente emparentadas. El cloruro sódico natural, la sal común, es objeto de beneficio desde los mismos orígenes del poblamiento de la Península Ibérica, y hoy en día compuesto fundamental en la cadena de producción de la industria cloroalcalina y de utilización en otras manufacturas o áreas de consumo (alimentación, actividad agropecuaria, deshielo de vías de comunicación, etc.).

Igualmente están presentes las sales potásicas en nuestro país, uno de sus pocos productores mundiales; su principal producto derivado son las *potasas* o fertilizantes potásicos, en el presente uno de los pilares de la moderna agricultura. Se estructura en las siguientes partes: Aspectos Generales, Geología y Minería, Yacimientos, Explotaciones y Recursos, y, finalmente, Bibliografía y Anexos. Con esta publicación de 445 páginas, el ITGE intenta proporcionar una recopilación lo más completa posible de información sobre ambas sustancias minerales y mostrar los recursos propios en el contexto de la economía y estrategia mundiales.

Su precio es de 2.500 pts. + I.V.A.

IV SIMPOSIO SOBRE EL AGUA EN ANDALUCIA

Recoge la totalidad de los trabajos y ponencias presentadas al IV Simposio sobre el Agua en Andalucía, celebrado en Almería en el pasado mes de Diciembre.

El conjunto cubre un amplio espectro que va desde la climatología e Hidrogeología de superficie, pasando por la Hidrogeología, Aprovechamiento y Gestión de Recursos Hídricos, Hidroquímica y Contaminación, así como un último apartado en que se recogen diversos temas de difícil encuadramiento, aunque no por ello menos interesantes.

La obra, profusamente ilustrada, se presenta en tres volúmenes de formato 29,5x21 cm., con una extensión que supera el millar de páginas

Su precio es de 7.000 pts. + I.V.A.



REIMPRESION DE 12 HOJAS Y MEMORIAS MAGMA

El ITGE ha hecho una nueva reimpresión de Hojas y Memorias Geológicas a Escala 1:50.000 (serie MAGNA), cuyas existencias habían quedado agotadas.

Las ahora realizadas son las siguientes: 31 (Ribadesella), 50 (Cangas de Narcea), 105 (Riaño), 363 (Manresa), 508 (Cercedilla), 535 (Algete), 545 (Morella), 606 (Chinchón), 640 (Segorbe), 664 (Enguñados), 696 (Burjasot) y 720 (Requena).

Su precio es de 2.500 pts. + I.V.A.

INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA

Finalidad:

*Investigación, Desarrollo Tecnológico y Asistencia técnica en Geología, Minería
Agua subterráneas, y Disciplinas conexas*



GEOLOGIA

MAPA GEOLOGICO NACIONAL (MAGNA)
ESTUDIOS GEOLOGICOS Y CARTOGRAFIA TEMATICA
GEOLOGIA MARINA



RECURSOS MINERALES

EXPLORACION MINERA E INVESTIGACION DE YACIMIENTOS
METALOGENIA Y CARTOGRAFIA METALOGENETICA
EVALUACION DE RESERVAS E INVENTARIO DE RECURSOS
PROCESOS, TECNOLOGIA Y ECONOMIA MINERAS
NORMATIVA Y SEGURIDAD MINERA



AGUAS SUBTERRANEAS

CARTOGRAFIA HIDROGEOLOGICA
PROTECCION DE RECURSOS HIDROGEOLOGICOS
EVALUACION Y CONTROL DE ACUIFEROS SUBTERRANEOS
RECURSOS GEOTERMICOS



INGENIERIA GEOAMBIENTAL

RIESGOS GEOLOGICOS
RESTAURACION DEL MEDIO AMBIENTE MINERO
GEOTECNIA Y GEOLOGIA APLICADA A LA INGENIERIA
ESTUDIOS MEDIOAMBIENTALES



LABORATORIOS Y ENSAYOS

ANALISIS QUIMICOS Y MINERALOGICOS
GEOQUIMICA BASICA Y APLICADA
GEOFISICA Y TELEDETECCION APLICADA
ENSAYOS MINERALURGICOS Y GEOTECNICOS
CARACTERIZACION DE ROCAS Y MINERALES INDUSTRIALES
SONDEOS MECANICOS Y ENSAYOS DE BOMBEO



INFORMACION, DOCUMENTACION Y BANCO DE DATOS

FONDOS DOCUMENTALES Y BASES DE DATOS
LITOTECA
SISTEMAS DE INFORMACION Y COMUNICACIONES



SERVICIO DE PUBLICACIONES

CARTOGRAFIA TEMATICA A DIVERSAS ESCALAS
PUBLICACIONES SOBRE GEOLOGIA, MINERIA Y CIENCIAS CONEXAS
«BOLETIN GEOLOGICO Y MINERO»
«REVISTA ESPAÑOLA DE MICROPALAEONTOLOGIA»



MUSEO GEOMINERO

PALEONTOLOGIA Y MINERALOGIA
CATALOGACION Y GESTION DE COLECCIONES GEOLOGICAS
EXPOSICIONES: TEMPORALES Y PERMANENTES
DIVULGACION CIENTIFICA

Sede Central:

C/Ríos Rosas, 23 - 28003 MADRID
☎: 91/349 57 00. Fax: 91/349 57 62

Centro de Laboratorios:

C/La Calera, 1 - 28760 TRES CANTOS (MADRID)
☎: 803 22 00