

Instituto Tecnológico
GeoMinero de España

27 MAY 1998



boletín geológico y minero

VOLUMEN 107

Mayo-Junio y Julio-Agosto 1996

NUMEROS 3 y 4

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

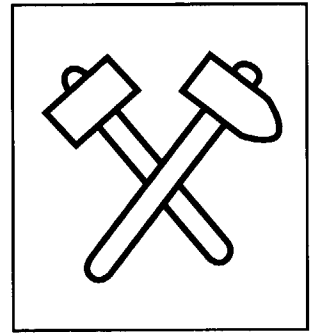
Número doble dedicado al

SIMPOSIO

sobre los sulfuros polimetálicos
de la
FAJA PIRÍTICA IBÉRICA

Celebrado en Huelva del 21 al 23 de febrero de 1996

Primera 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

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 3 y 4

Mayo-junio y
julio-agosto 1996

boletín geológico y minero

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

27 MAY 1998



Sumario

C. CARIDE DE LIÑÁN: Presentación	5
F. MENCIA MORALES: Plan de Desarrollo Minero de Andalucía, 1996-2000	7
Exploración	
J. W. LYDON: Characteristics of Volcanogenic Massive Sulphide Deposits: Interpretations in Terms of Hydrothermal Convection Systems and Magmatic Hydrothermal Systems	15
C. QUESADA: Estructura del sector español de la Faja Pirítica: implicaciones para la exploración de yacimientos	65
J. ALMARZA LOPEZ, L. I. OJEMBARRENA SAN MARTIN y C. GUERRERO DE MIER: La base de datos de la Faja Pirítica en el SIGMA (Sistema de Información Geológico-Minera de Andalucía)	79

(continúa)

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

INSTITUTO TECNOLOGICO
GEOMINERO DE ESPAÑA

MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA
Secretaría General de la Energía y Recursos Minerales

	F. J. A. S. BARRIGA: Advances in Geological Knowledge in the IPB: Implications in Mineral Exploration	101
	A. GRANDA SANZ: Avances en la tecnología de exploración geofísica aplicables a los yacimientos de sulfuros de la FPI	107
	E. MARCOUX y J. M. LEISTEL: Mineralogy and Geochemistry of massive sulphide deposits. Iberian Pyrite Belt	117
Explotación	A. L. MENENDEZ DIAZ y J. A. ROS HERNANDEZ: Explotación de masas tumbadas.....	127
	P. LAPPALAINEN: Intelligent Mine Technology Program.....	139
	R. UUSITALO y J. KILPONEN: Mining methods of the Pyhäsalmi mine.....	147
Beneficio	J. L. ALVAREZ MARCOS: Revisión Crítica de los procesos de beneficio de los sulfuros complejos	159
	F. J. GARCIA FRUTOS: Biohidrometalurgia: aplicación a los sulfuros complejos	173
	D. S. FLETT: Chloride hydrometallurgy of complex sulphides. State of the technology	181
	G. DIAZ NOGUEIRA: Extractantes: una introducción a su uso potencial en el beneficio de los sulfuros complejos de la Faja Pirítica	197
	M. ACOSTA FERNANDEZ: Procesamiento del mineral de Migollas.....	205
	S. L. JÄMSÄ-JOUNELA y L. KARHU: Latest experience and benefits utilizing Outokumpu Mintec Automation Systems at Mineral processing plants.....	213
	D. MORIN, P. OLLIVIER y J. M. HAU: Tratamiento de desechos piríticos cobaltíferos mediante un proceso de biolixiviación	221
Nuevos proyectos	J. A. ESPI RODRIGUEZ: Nuevas perspectivas de la Faja Pirítica	231
	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	243
	P. BARRIOS GARCIA: Estrategia en el desarrollo de un gran proyecto minero-metalúrgico.....	259
	F. PLA ORTIZ DE URBINA y J. L. PLA DE LA ROSA: El Plan Tartesos XXI.....	267

PRESENTACION

Tal y como se afirma en una de las ponencias, la Faja Pirítica ha sabido a lo largo de los siglos devolver con creces el esfuerzo, que las diferentes culturas que poblaron el suroeste de la Península, invirtieron en el aprovechamiento de sus riquezas minerales. La Zona fue motivo y sentido de la civilización tartésica, pero su historia ya había empezado tres milenios antes. Culturas posteriores fueron creando sus propias tecnologías para beneficiar, por este orden, su plata, cobre, hierro, manganeso, azufre y últimamente su plomo y su zinc.

Aún hoy en día, esta provincia metalogenética no deja de sorprendernos. Ahora ya hablamos con confianza de oro primario y refractario, de cobalto, de aplicaciones hidro y biometalúrgicas, de explotaciones con elevados rendimientos, con riquezas de cobre antes poco sospechadas, con producciones sostenidas de estaño, y naturalmente, también con extracciones respetuosas con su medioambiente y con recuperaciones de zonas antes degradadas; y por encima de todo, con proyectos y acciones muy vivas, que presuponen actividad de futuro.

Todo esto es la traducción de lo expresado en estas jornadas, en muchos aspectos casi irreplicable, y por ello el Instituto Tecnológico Geominero de España se siente muy satisfecho de dedicar dos números dobles del Boletín Geológico y Minero a este acontecimiento.

Camilo Caride de Liñán
Director General del Instituto Tecnológico Geominero de España

Plan de Desarrollo Minero de Andalucía, 1996-2000

Por F. MENCIA MORALES (*)

El desarrollo del sector minero andaluz ha estado estrechamente vinculado a la historia económica, social y cultural de Andalucía desde los tiempos más remotos.

1. Situación actual.

Andalucía posee un enorme potencial en recursos mineros. La Faja Pirítica, Ossa-Morena, la Cuenca del Guadiato, la Sierra de los Filabres, son un claro exponente de todo esto.

El potencial minero crece, según lo confirman los recientes trabajos de exploración minera expuestos en las sesiones de este Simposio: los recientes descubrimientos de mineralizaciones de cobre, cobalto, oro y níquel, la puesta en explotación de nuevos yacimientos de sulfuros polimetálicos corroboran tal aseveración; sin embargo, la minería de algunas sustancias —hierro y pirita— y la carencia de tratamientos que permitan obtener el máximo valor añadido en otras ponen en peligro el desarrollo y supervivencia de parte del sector.

Para fomentar la minería en su conjunto, por un lado, y para remediar los efectos negativos anteriormente señalados, por otro, la Consejería de Industria, Comercio y Turismo a través de su Dirección General de Industria, Energía y Minas ha tomado la decisión de elaborar un Plan de Desarrollo Minero para Andalucía, que será el instrumento básico de política minera en la perspectiva del año 2000.

(*) Director General de Industria, Energía y Minas. Consejería de Trabajo e Industria de Andalucía. Sevilla.

2. Contenido del Plan.

Las bases de la Política Minera Andaluza, que hoy hacemos pública en este foro, son las siguientes:

- * Desde el punto de vista industrial:
- ** Exploración e Investigación.
 - Apoyo a la investigación minera a nivel empresarial o interempresarial.
 - Desarrollo de las acciones infraestructurales necesarias para viabilizar la exploración minera.
 - Facilitar el acceso a sociedades mineras solventes interesadas en la exploración minera en la Comunidad Autónoma.
 - Definición y puesta en marcha de una planta hidrometalúrgica para tratamiento de complejos.
 - Creación de un Centro Tecnológico del Mármol.
- ** Explotación.
 - Adecuar los medios para la consecución de los objetivos de producción marcados en el Plan.
 - Viabilizar la participación de empresas mineras solventes en proyectos mineros.
 - Apoyo económico a las nuevas explotaciones y al mantenimiento de las existentes que sean viables económicamente.

- * Desde el punto de vista institucional:
- a. Poner en ejecución un Plan de Choque sobre el dominio minero, con el fin de liberar terrenos ocupados en los que no se ejecuten trabajos convenientes, mediante una serie de medidas, tales como:
 - Sacar a concurso, a la mayor brevedad, aquellos permisos y concesiones caducados y Reservas levantadas.
 - Caducar los derechos mineros inactivos o insuficientemente investigados.
 - Establecimiento de un sistema de control coordinado con la Administración Central sobre las Reservas del Estado ubicadas en todo o en parte del territorio andaluz.
 - Levantamiento de Reservas.
- b. La Seguridad Minera. Mejorar la seguridad y las condiciones de trabajo dentro del sector minero mediante la prevención de accidentes de trabajo y enfermedades profesionales y vigilar por el exacto cumplimiento de las Normas vigentes en materia de Seguridad Minera. Para ello se llevarán a cabo las siguientes acciones:
 - Desarrollo de un acuerdo marco entre Administración, Empresarios y Sindicatos en materia de Salud Laboral minera.
 - Fomentar el análisis, difusión y concienciación de la problemática relativa a la Seguridad Minera.
 - Creación de una Escuela Permanente itinerante de Formación en aspectos técnicos relacionados con la Seguridad Minera.
 - Además son contempladas actuaciones directas sobre minados antiguos existentes en concesiones caducadas.
- * Con respecto a la organización interna de la administración minera:
 - Adecuación de los medios existentes en los distintos departamentos de minas de las Delegaciones Provinciales ante los nuevos retos.

- Desarrollo e integración del Sistema de Información Geológico-Minera en función de las necesidades internas de la Administración y de los requerimientos empresariales.
 - * Desde el punto de vista financiero:
 - Obtención de fondos para el desarrollo del Plan, procedentes, básicamente, de tres fuentes: Junta de Andalucía, Administración Central y Unión Europea.
 - Negociación con las entidades crediticias de la disposición de líneas de créditos adecuadas al sector minero.
 - * Política de concertación.
- Pacto por la Minería Andaluza entre los agentes y fuerzas sociales por un desarrollo armónico de la minería en Andalucía.

3. Efectos del Plan.

a) Económicos:

La Consejería de Industria, Comercio y Turismo prevé que el desarrollo sostenido de este PLAN conducirá a los siguientes incrementos de la producción hasta el año 2000:

- plomo 159%
- cobre 152%
- cinc 112%
- mármol 43%
- plata 29%
- hierro y carbón: mantenimiento de la producción.
- oro: se prevé la puesta en explotación de nuevos yacimientos de minerales auríferos distintos a los hasta ahora explotados de gossan.
- níquel y cobalto: comenzará la producción de estos metales.

Se prevé un incremento del valor total de la producción minera andaluza del 46%, pasando de los 48.708 MPTA producidos en 1995 a los 70.976 MPTA en el año 2000.

Dentro de este incremento, estimamos que:

- la producción de los minerales metálicos subirá un 74%.
- los minerales no metálicos se incrementarán un 28%.

- los productos de cantera lo harán en el 39%
- La producción de carbón mantendrá su valor actual.

Para lograr estos objetivos, el PLAN estima unas inversiones totales de 143.133 MPTA.

Unas inversiones empresariales en investigación minera de 18.555 MPTA y en explotación minera de 115.320 MPTA.

Las ayudas públicas al Plan de Desarrollo Minero están cuantificadas en 30.855 MPTA.

El Plan de Desarrollo Minero considera necesario invertir 4.500 MPTA en Desarrollo Tecnológico y 4.758 MPTA en el desarrollo de la Infraestructura Geológico-Minera de Andalucía

Para 1996, el Plan establece una previsión de 4.613 MPTA. de las que el centro gestor que dirige tiene destinados créditos por 2.127,9 MPTA. que serán aplicados en la forma siguiente:

Infraestructura geológico-minera	400 MPTA.
Actuaciones geológico-mineras	404 "
Seguridad Minera	143,5 "
Investigación y desarrollo tecnológico-minero ..	1.118,4 "
Ordenación minera	62 "

La primera partida va destinada por un lado a mejorar el sistema de información geológico-minera con el fin de proporcionar una mejor información a las empresas, y por otro, la actualización cartográfica geomínica básica, elemento indispensable para la exploración.

La segunda partida comprende créditos destinados a atender los gastos a realizar directamente por la Dirección General en proyectos de exploración regional, de localización y evaluación de recursos minerales susceptibles de explotación económica viable. Estimamos como zonas prioritarias: la Faja Pirítica y Ossa Morena.

La tercera partida soporta las actuaciones en seguridad minera descritas.

La cuarta partida comprende los pagos destinados a operaciones de Capital a aplicar a empresas públicas, entes públicos y a empresas privadas respectivamente. Las actuaciones que se llevarán a efecto serán las siguientes:

- subvenciones a proyectos de evaluación de nuevas reservas para su explotación económica viable.
- apoyo a las mejoras de técnicas de beneficio de sustancias minerales que faciliten su explotación y tratamiento, en condiciones económicas viables, y permitan obtener un mayor valor añadido y más creación de empleo.
- actuaciones específicas en explotaciones mineras que garanticen la viabilidad económica de las empresas y el mantenimiento de un nivel de empleo estable.
- Ayudas, a la implantación de nuevas metodologías aplicables a procesos productivos que reduzcan costes, incrementen el valor añadido, mejoren la productividad y faciliten la introducción del producto minero en nuevos mercados.

La quinta partida son ayudas destinadas a la racionalización y modernización de las explotaciones del subsector de rocas ornamentales.

El diferencial entre el total previsto por el Plan y los créditos que destina la Dirección General de Industria, Energía y Minas de la Consejería de Industria, Comercio y Turismo para el año 1.996, será cubierto con fondos procedentes de la Dirección General de Minas, del Ministerio de Industria y Energía, y de Incentivos Regionales.

b) empleo

El Plan asegura el mantenimiento de los actuales niveles de empleo y además prevé la creación de 3.920 nuevos puestos de trabajo, de los cuales 1.400 serán empleos directos y 2.520 empleos inducidos.

4. Conclusión.

Las acciones planificadas en este PLAN DE DESARROLLO MINERO DE ANDALUCÍA (1996-2000), representan un salto cualitativo para la minería andaluza.

Con rotundidad, se puede afirmar que nunca en la historia industrial de la Comunidad se han proyectado un conjunto de actuaciones, tanto empresariales como de la Administración, como

las que se contemplan en el Plan. Nunca las perspectivas que ofrece la coyuntura minera han sido tan favorables y nunca los proyectos de desarrollo han tenido una base tan sólida como la existente en estos momentos.

Andalucía puede tener en los próximos cinco años inversiones empresariales mineras por valor de más de 140.000 millones de pesetas, existiendo además proyectos de investigación en marcha en los que las perspectivas de resultados son tan favorables, que pueden mejorar los incrementos de producción considerados en el presente PLAN de forma notable, hasta la primera década del siglo venidero.

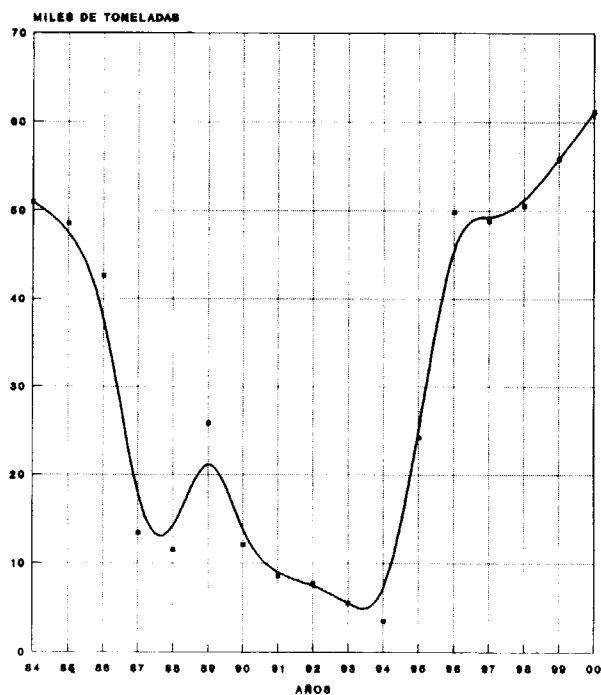
La utopía, frecuentemente manejada, de que Andalucía se puede constituir en el centro productor de metales base de la Unión Europea, puede dejar de serlo. La presencia en el suelo andaluz de las primeras empresas mundiales mineras, con procesos inversores sólidos, es hoy día una realidad plena.

A todo ello debe contribuir este Plan que ha nacido de la preocupación, de la voluntad y del entusiasmo de los muchos que creemos en un futuro sólido del sector minero.

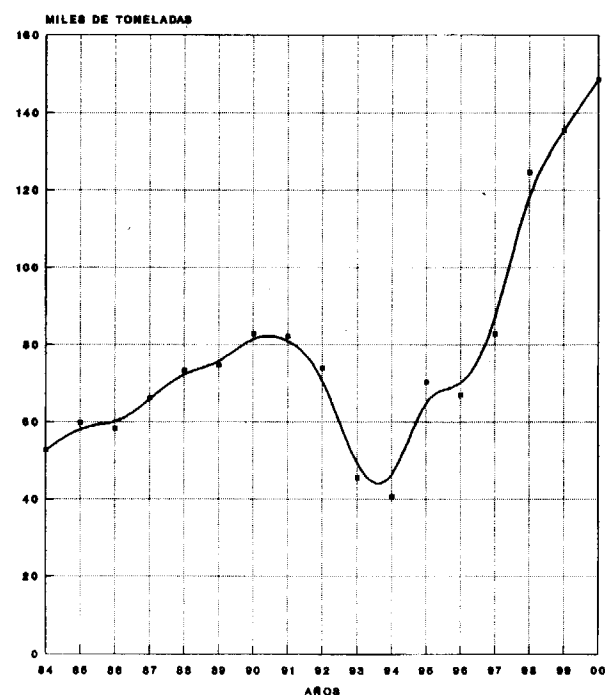
OBJETIVOS DE PRODUCCION PLAN DESARROLLO MINERO DE ANDALUCIA

PRODUCCION

PRODUCCION DE COBRE METAL

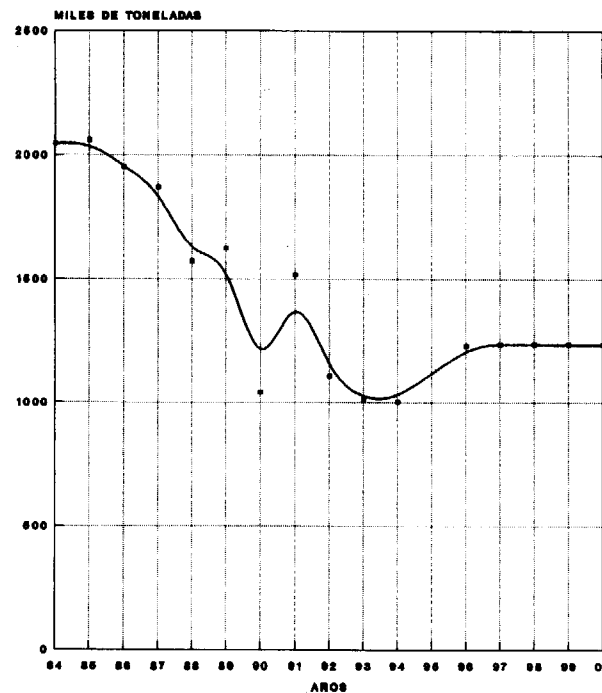


PRODUCCION DE CINC METAL

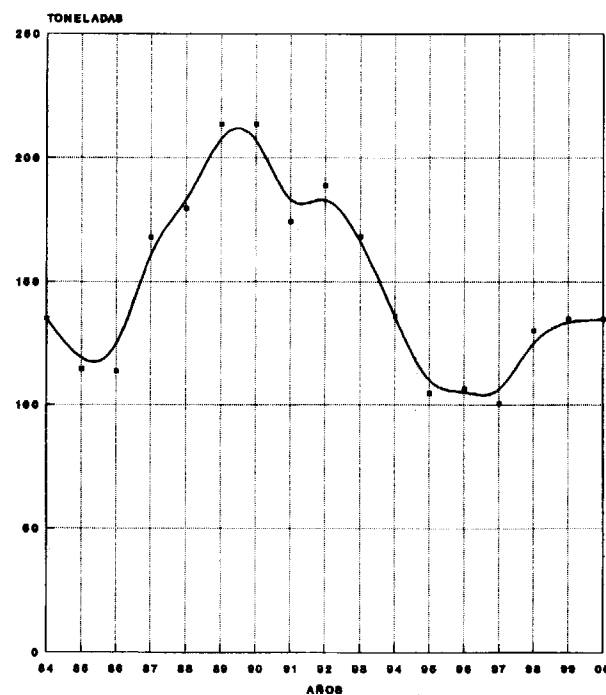
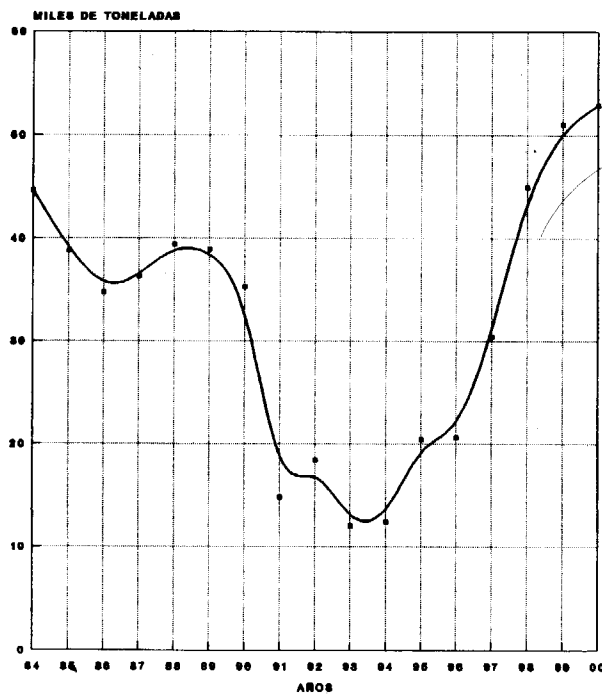
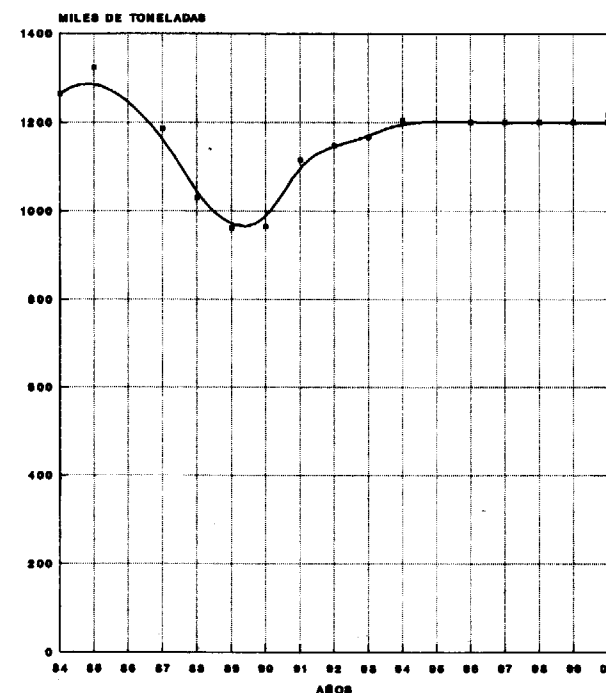


OBJETIVOS DE PRODUCCION PLAN DESARROLLO MINERO DE ANDALUCIA

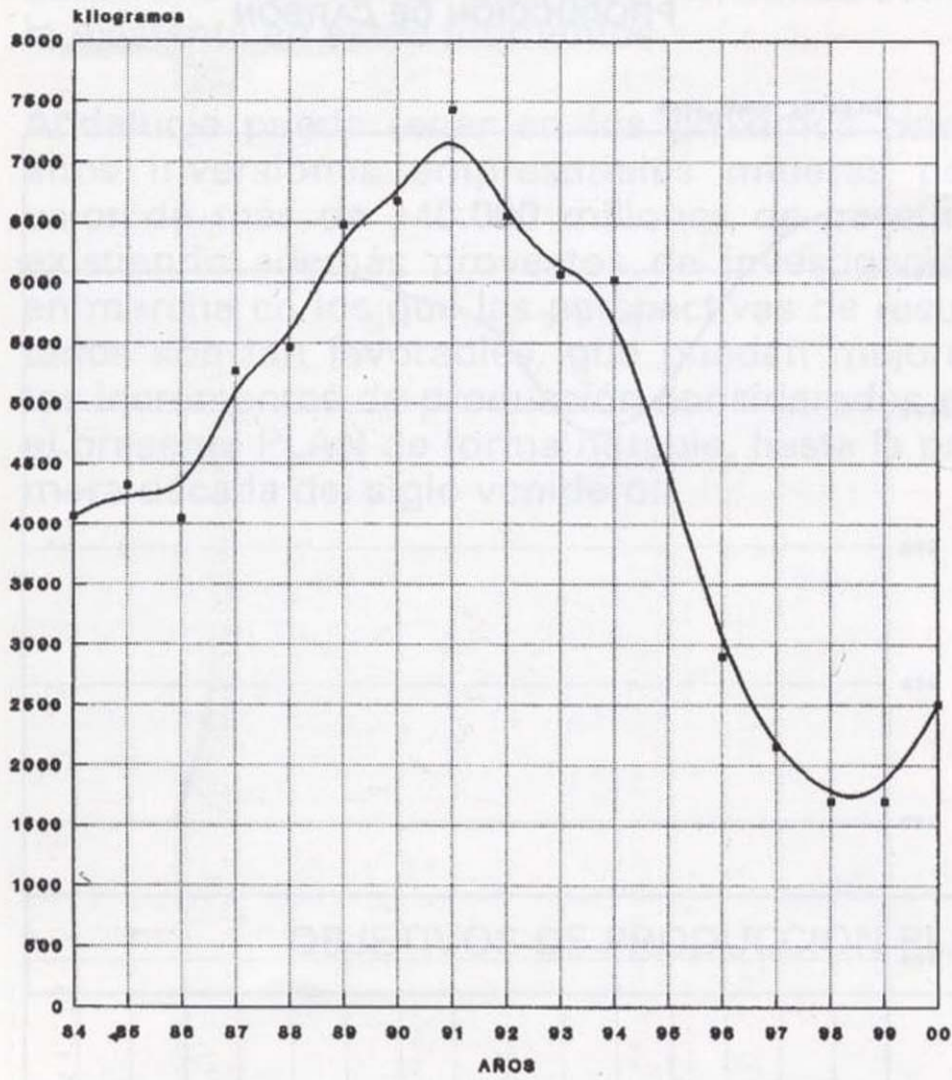
PRODUCCION DE HIERRO METAL



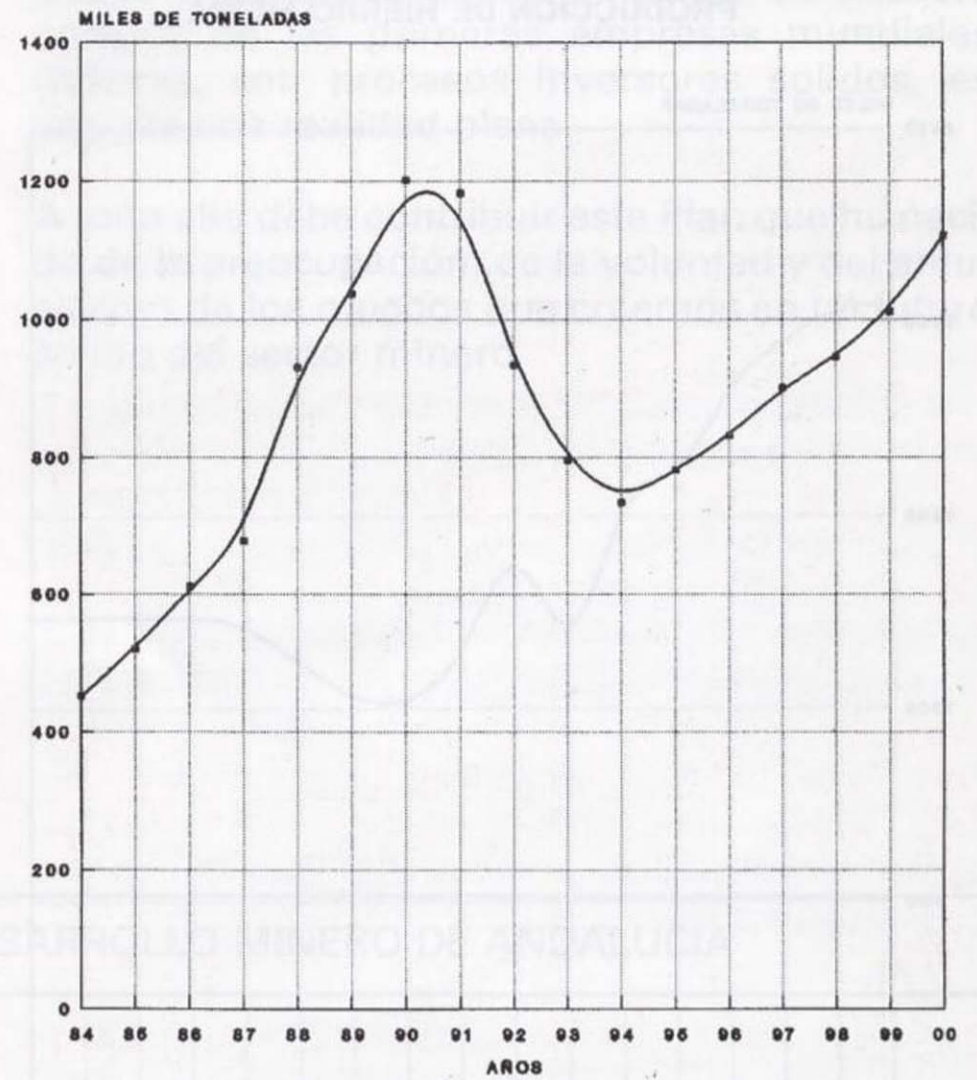
PRODUCCION DE CARBON



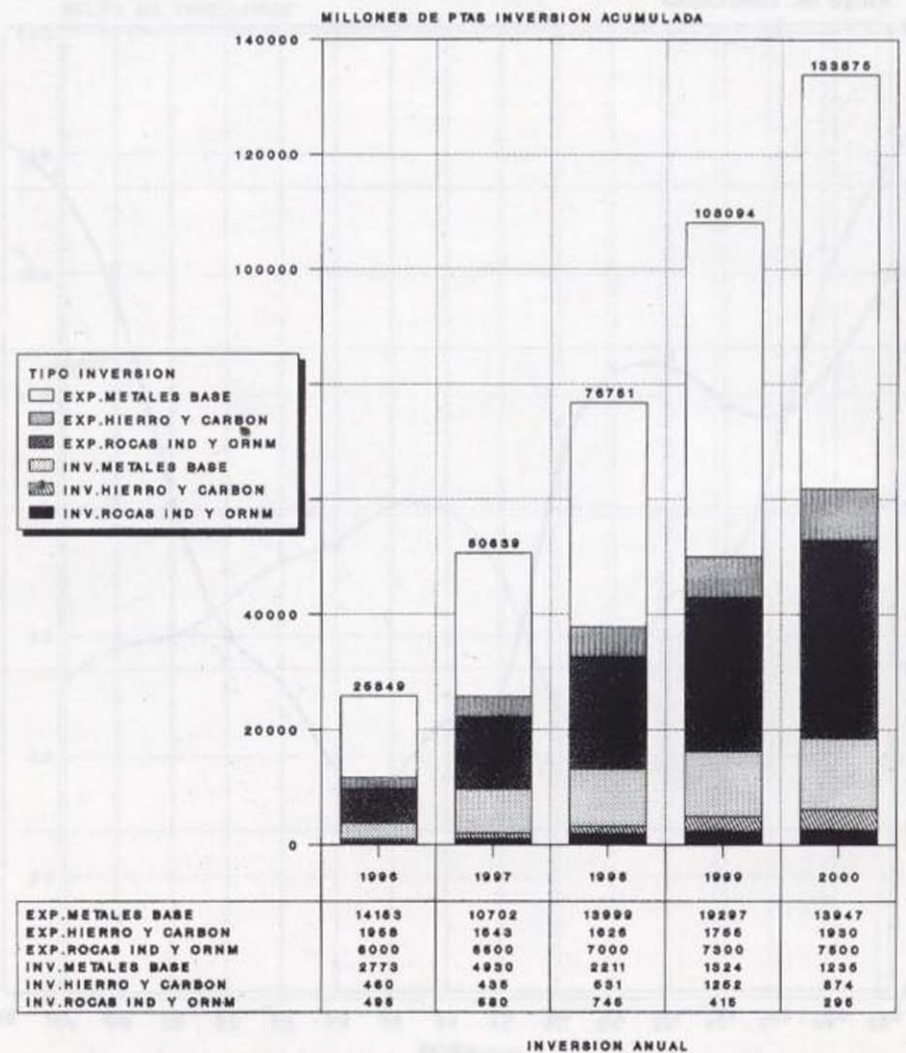
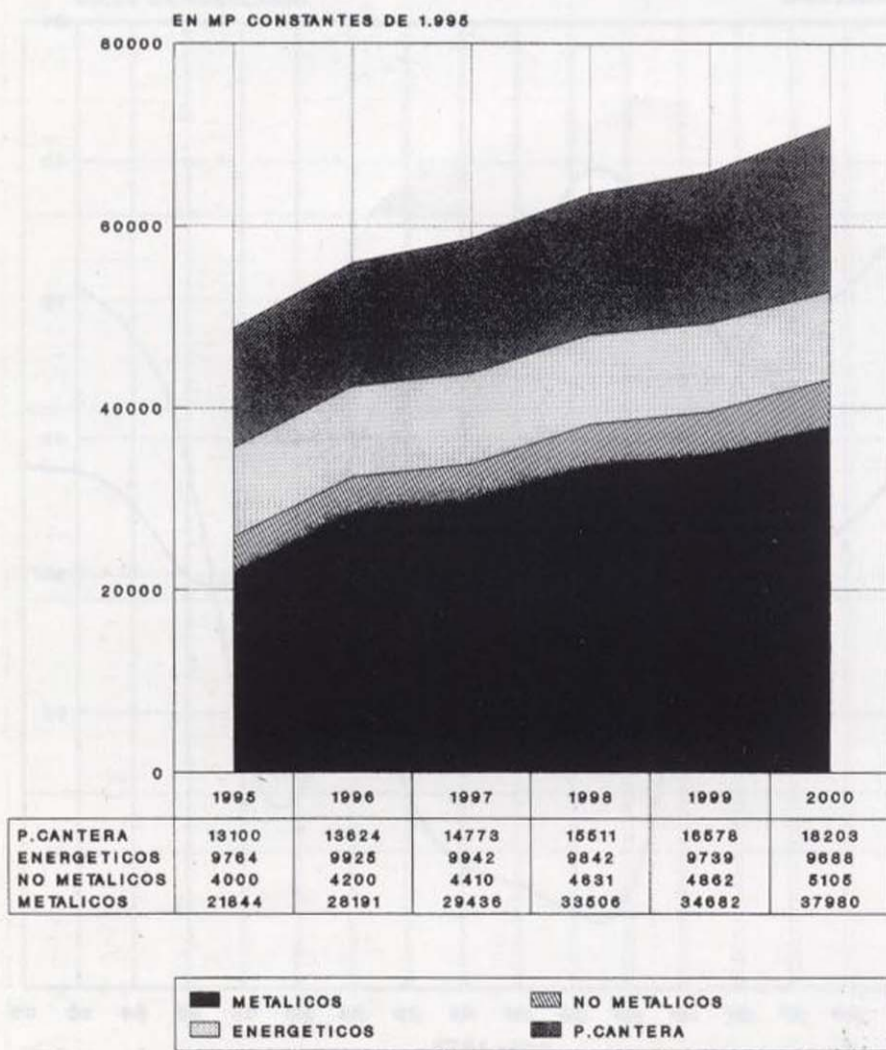
OBJETIVOS DE PRODUCCION PLAN DESARROLLO MINERO DE ANDALUCIA



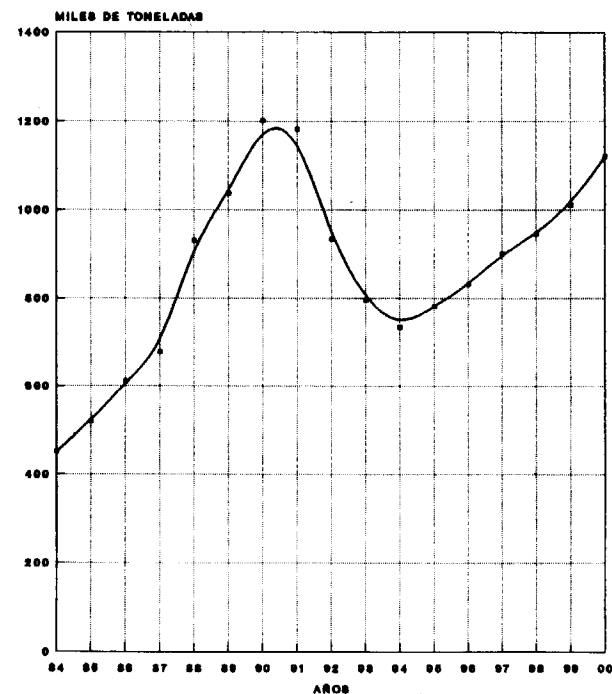
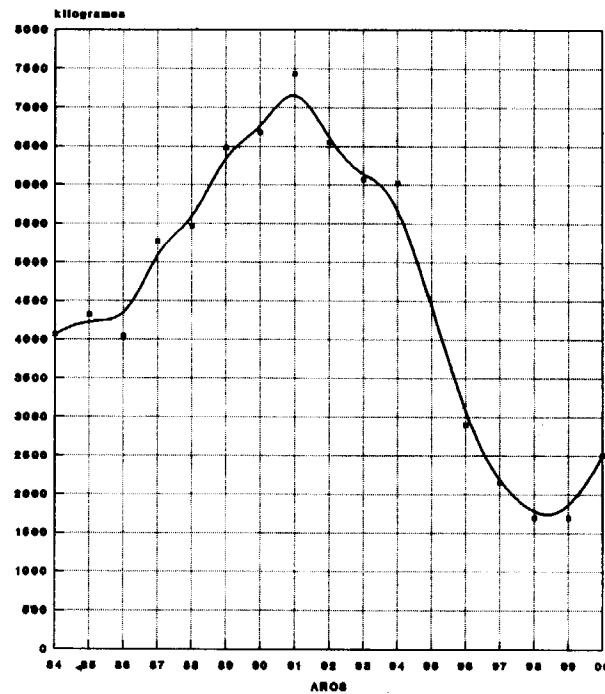
EVOLUCION DEL VALOR DE LA PRODUCCION MINERA DE ANDALUCIA SEGUN PROYECCIONES DEL PLAN DE DESARROLLO MINERO(1996-2000)



PLAN DE DESARROLLO MINERO DE ANDALUCIA INICIATIVAS EMPRESARIALES DE INVERSION EN EXPLOTACION E INVESTIGACION 1996-2000

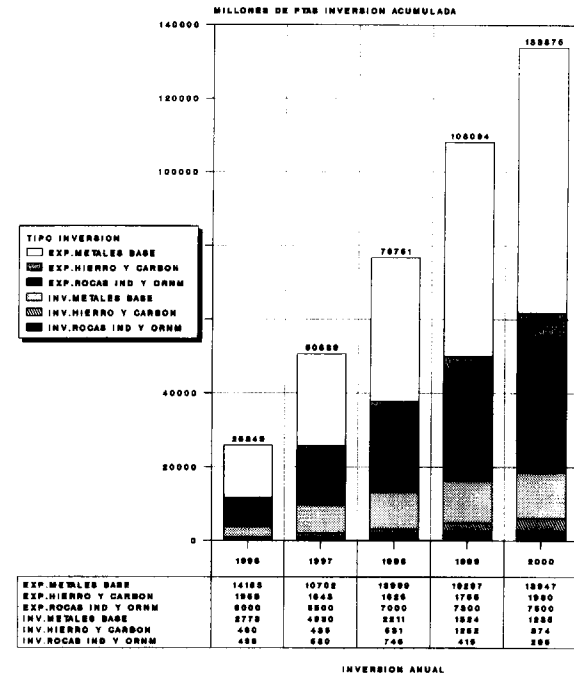
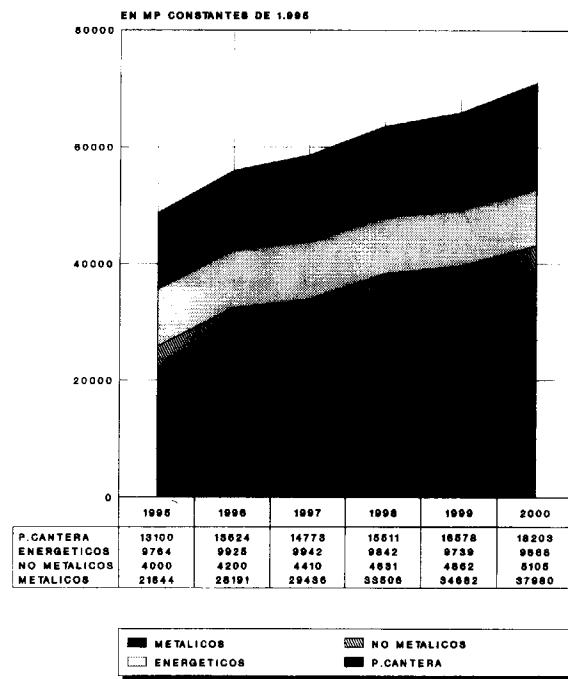


OBJETIVOS DE PRODUCCION PLAN DESARROLLO MINERO DE ANDALUCIA



EVOLUCION DEL VALOR DE LA PRODUCCION MINERA DE ANDALUCIA SEGUN PROYECCIONES DEL PLAN DE DESARROLLO MINERO(1996-2000)

PLAN DE DESARROLLO MINERO DE ANDALUCIA INICIATIVAS EMPRESARIALES DE INVERSION EN EXPLOTACION E INVESTIGACION 1996-2000



CONCEPTO	INVERSIONES (MP)						TOTAL	APORTE JUNTA ANDALUCÍA Y OTRAS ADMINISTRACIONES (MP)					TOTAL	% APORTACIÓN PÚBLICA S/ INVERSIÓN
	96	97	98	99	2000	96		97	98	99	2000			
	14.163	10.702	13.999	19.297	13.947	2.246		3.057	1.165	2.590	1.190			
METALES BASE	14.163	10.702	13.999	19.297	13.947	2.246	3.057	1.165	2.590	1.190	10.248	14,2		
HIERRO Y CARBÓN	1.958	1.643	1.626	1.755	1.930	350	509	382	282	282	1.805	20,3		
ROCAS IND. Y ORNAMENTALES	6.000	6.500	7.000	7.300	7.500	757	1.560	1.780	1.870	1.930	7.897	23,0		
TOTAL EXPLOTACION (2)	22.121	18.845	22.625	28.352	23.377	3.353	5.126	3.327	4.742	3.402	19.950	17,3		
DESARROLLO TECNOLÓGICO (3)	200	1.550	2.250	500	-	100	1.025	1.625	500	-	3.250	72,2		
INFRAESTRUCTURA (4)	300	1.107	1.141	1.085	1.125	300	1.107	1.141	1.085	1.125	4.758	100		
TOTAL GENERAL (1) + (2) + (3) + (4)	26.349	27.447	29.503	32.928	26.906	4.614	9.635	8.181	7.657	5.526	35.613	24,9		

Characteristics of Volcanogenic Massive Sulphide Deposits: Interpretations in Terms of Hydrothermal Convection Systems and Magmatic Hydrothermal Systems

Por J. W. LYDON (*)

RESUMEN

El modelo más aceptado para explicar la formación de los depósitos de Sulfuros Masivos Volcanogénicos (SMV), es el de chimeneas de descarga, en un fondo marino, de un sistema hidrotermal de celdas de convección, activado por una intrusión subvolcánica. No obstante, si se considera que los distritos más productivos de SMV se ubican en situaciones geotectónicas de arco-isla o cuenca tras-arco, se puede suponer que son expresiones de los mismos procesos que han originado, en ambientes subaéreos, los depósitos de pórfidos cupríferos y epitermales.

La característica geológica que enlaza los SMV con sus equivalentes subaéreos, es su relación con la distribución de plutones félsicos húmedos poco profundos.

En los niveles corticales someros los fluidos magmáticos que escapan del plutón, se separan en una fase vapor y en un líquido hipersalino. Este último puede contener concentraciones de metales del orden de 10^4 ppm, que, en un ambiente submarino, pueden contribuir a la formación de un SMV, al activar una intrusión somera la circulación convectiva del agua marina y expulsar fluidos magmáticos al fondo marino. Aunque estos fluidos sólo se desprenden hasta el momento de la solidificación, la circulación convectiva continua hasta que el plutón iguala su temperatura con el medio; la mayor parte de las signatures magmáticas, en los SMV, están enmascaradas por las de la circulación convectiva hidrotermal.

Algunas características de los SMV se explican mejor por un sistema magmático hidrotermal que por los modelos que únicamente involucran unas celdas de circulación convectiva hidrotermal, implicando al agua marina.

No obstante, el que los depósitos se hayan formado siguiendo una u otra teoría tiene poca importancia en las estrategias de exploración.

En ambos modelos, las condiciones óptimas de génesis requieren el emplazamiento de un plutón somero en la zona de deformación frágil.

Las signatures de la circulación convectiva, al ser dominantes, proporcionan la mayor parte de los criterios útiles como guía de exploración, a escala de distrito minero e inferior.

El modelo magmático resalta, como guía para identificar un horizonte favorable a la presencia de depósitos de SMV, la importancia y la oportunidad del volcanismo explosivo y la evidencia textural en las rocas volcánicas de una súbita descompresión de la cámara magmática.

Palabras clave: Yacimiento volcanogénico, Yacimiento hidrotermal, Sulfuros masivos, Génesis yacimiento.

ABSTRACT

The currently most popular model for the formation of VMS deposits is that they are seafloor sulphide deposits formed at the discharge vents of a hydrothermal convection cell which is driven by the heat of a high level pluton (i.e. a subvolcanic intrusion). However, looked at from the point of view that the most productive districts for VMS deposits are associated with felsic magmatism in arc and back arc geological settings, they can be considered to be the submarine expressions of the same processes that form porphyry copper and epithermal deposits in the subaerial environments. The geological feature that connects VMS deposits to their subaerial equivalents is their relationship to the distribution of high level wet felsic plutons.

(*) Geological Survey of Canada, 601 Booth Street, Ottawa, Ontario, Canada K1A 0E8.

Arc felsic plutons typically contain high concentrations of water and chloride, so that, at high crustal levels, magmatic fluids given off by the pluton will separate into a vapour and a hypersaline liquid. The magmatic vapour and the hypersaline liquid can contain concentrations of metals in the order of 102 to 104 ppm. If such a pluton is at high enough level to drive a convection cell that discharges on to the seafloor, then the metals it releases in a magmatic fluid must contribute to the formation of VMS deposits associated with it. Because magmatic fluids are expelled only up to the time of solidification of the magma, but hydrothermal convection continues after the pluton has solidified and until it has cooled to ambient temperatures, most magmatic signatures in VMS deposits are overprinted by those of the hydrothermal convection cell.

Several characteristics of VMS deposits are better explained as effects of a magmatic hydrothermal system than by genetic models involving only the convection of seawater. These include:

- The amount of ore metal supplied to a VMS district.
- The group similarities of chemical signatures to deposits of the same district.
- The relationship of VMS deposits to felsic volcanic centres.
- The relationship of VMS deposits, especially the larger ones, to explosive volcanic eruptions.
- The phenomenon of the favourable horizon.
- Conformable alteration zones.
- Tuffaceous exhalite horizons.

Whether VMS deposits are formed by magmatic hydrothermal systems or convective seawater systems has little impact on mineral exploration strategies. For optimal ore-forming conditions, both models require the emplacement of a high level pluton within the zone of brittle deformation. Because convection cell signatures will overprint any magmatic signature, the former provide most of the criteria that can be utilized in exploration strategies at scales up to those of a mining district. The magmatic model emphasizes the siting and timing of explosive volcanism which provide exploration criteria at the regional scale.

Key words: Volcanic processes, Hydrothermal processes, Massive sulfide deposits, Mineral deposits genesis.

INTRODUCTION

Historically, volcanogenic massive sulphide (VMS) deposits have been a major source of zinc, copper, lead, silver and gold, and continue to be prime exploration targets for these metals. However, as known deposits become exhausted, sustaining production from this deposit type is becoming increasingly challenging because most prospective areas have already been explored by methods designed to detect near-surface deposits. Such methods include: conventional prospecting and surface geological mapping, which detect outcropping deposits; soil, stream sediment, or glacial till geochemistry, which detect secondary dispersal halos from outcropping or subcropping deposits; and airborne or ground electromagnetic methods which detect shallow blind deposits. The current challenge to the exploration geologist is to come up with strategies that will discover new deposits in established mining areas, or recognize new terranes favourable for the occurrence of VMS deposits. The two challenges are different, but both are fundamentally dependent upon an understanding of the processes, albeit at different scales, that are essential to the formation of VMS deposits.

In re-exploring an old mining area, the exploration geologist needs new geological criteria (i.e. new data or an improved genetic model for VMS deposits) or new geophysical and geochemical exploration technology that were not utilized during previous exploration of the area.

Improved genetic models provide new insights to recognize the geological controls of hydrothermal upflow zones or the signatures that a hydrothermal system has imposed upon the rocks of the area. New technology allows the discrimination of more cryptic geophysical or geochemical signatures of an ore deposit that were not detectable by the old technology. In exploring for a new terrane favourable for the occurrence of VMS deposits, the exploration geologist needs a different set of information that is concerned with those factors which determine whether or not an area of submarine volcanic is productive of VMS deposits.

Most of the fundamental interpretations and concepts involved in modern exploration strategies for VMS deposits have been known for a long time. The longevity of these ideas perhaps can be taken not only as a comment on their basic validity, but also an indication that the voluminous literature on VMS deposits and related topics (notably modern sea floor hydrothermal systems) that has been produced over the past fifteen years or so, has served more to refine old concepts rather than introduce revolutionary new ones. Rather than repeat the same interpretations and concepts, the purpose of this article is to explore the perspective that VMS deposits are for the most part products of a magmatic hydrothermal system. This concept is of course even older than the convection cell model, but it is hoped that a new look at an old concept has its benefits.

This article is divided into five sections:

- Characteristics of VMS deposits:* which deals with deposit-scale features particularly those that put constraints on the local environment of sulphide precipitation, accumulation and preservation.
- Characteristics of hydrothermal systems:* a consideration of the types of hydrothermal systems that can exist in an active submarine volcanic district, and the constraints each have on the timing, siting and chemical composition of hydrothermal discharge at the seafloor.
- Regional scale distribution patterns for VMS deposits:* a consideration of the large scale characteristics of VMS deposits and the constraints that these characteristics have on identifying the large scale processes responsible for the generation of hydrothermal systems that form VMS deposits.
- District scale distribution patterns for VMS deposits:* a consideration of features that occur at the mining camp scale and the constraints they offer on the distribution of individual deposits.
- Advances in exploration technology:* a brief description of some methods and techniques which, to the author's limited knowledge of the topic, have met with success.

CHARACTERISTIC OF VMS DEPOSITS

Definition

Given that all attempts to classify natural phenomena result in exceptions, a working definition of a VMS deposit (or VHMS - volcanic-hosted massive sulphide - in some literature) is a massive sulphide deposit, whose principal ore mineral is chalcopyrite and/or sphalerite, that was formed on or just below the seafloor by the venting of hydrothermal fluids and which occurs within a geological terrane demarcated by the presence of volcanic rocks.

Although short, this definition serves to encompass the essential characteristics of VMS deposits. The important concepts are:

"seafloor" - this emphasizes that VMS deposits were formed on the ocean floor and distinguishes them from other sulphide deposit types formed in other geological settings.

"sulphide" - this distinguishes VMS deposits from other seafloor metalliferous deposits such as magnetite or hematite iron formations, barite deposits, etc..

"massive" - this term emphasizes that a VMS deposit is usually a lithology that on average contains >70% sulphide, and distinguishes the deposit type from other seafloor sulphide deposits formed by processes other than hydrothermal discharge such as diagenetic sulphidic sediments.

"geological terrane demarcated by the presence of volcanic rocks" - this emphasizes that VMS deposits occur in volcanic belts. This criterion of volcanic rocks forming a substantial proportion of the host sequence helps distinguish VMS from Sedex deposits, which typically occur in terranes demarcated by the presence of sedimentary rocks (i.e. a sedimentary basin), although the sedimentary basin may or may not contain sporadic centres of volcanism. It is important to note that this criterion does not demand that the immediate host rocks to a VMS deposit are of volcanic origin.

"principal ore minerals include chalcopyrite and/or sphalerite" - the presence of significant quantities of chalcopyrite is the single most important chemical criterion that distinguishes VMS deposits from Sedex deposits. The saturation concentration of copper in a reduced ($H_2S \gg SO_4$) hydrothermal fluid that is in equilibrium with an iron sulphide is less than 1 ppm below about 300°C but increases rapidly with increasing temperature (e.g. Janecky, D.R. and Seyfried, 1984). The presence of significant quantities of chalcopyrite in seafloor sulphide deposits therefore indicates that the base temperature of the hydrothermal fluids was above 300°C. As corroborated by fluid inclusion data, the maximum temperature of the ore fluids is higher in VMS deposits (300-450°C) than in Sedex deposits (200-270°C). Sphalerite can be considered ubiquitous in VMS deposits, and most VMS deposits contain more sphalerite than chalcopyrite, (but note the tendency for ore reserves to understate the zinc content e.g. Knuckey et al, 1982). However, the concentration of galena is highly variable.

Genetic processes

The general characteristics of VMS deposits have been summarized sufficiently in the literature (e.g. Franklin et al., 1981; Lydon, 1984), and are illustrated in Fig. 1 and Fig. 2. It should be

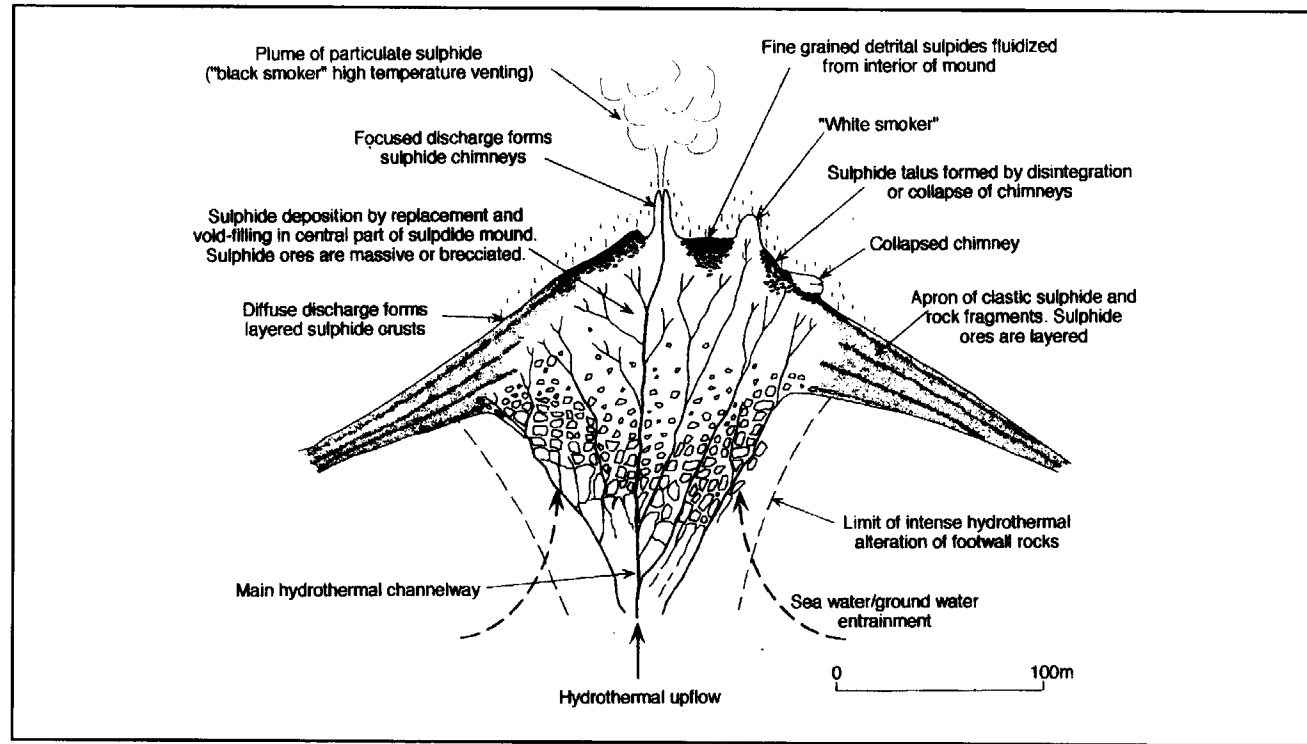


Fig. 1. Graphical representation of the main depositional processes in the formation of an idealized VMS deposit (After Lydon, 1984).

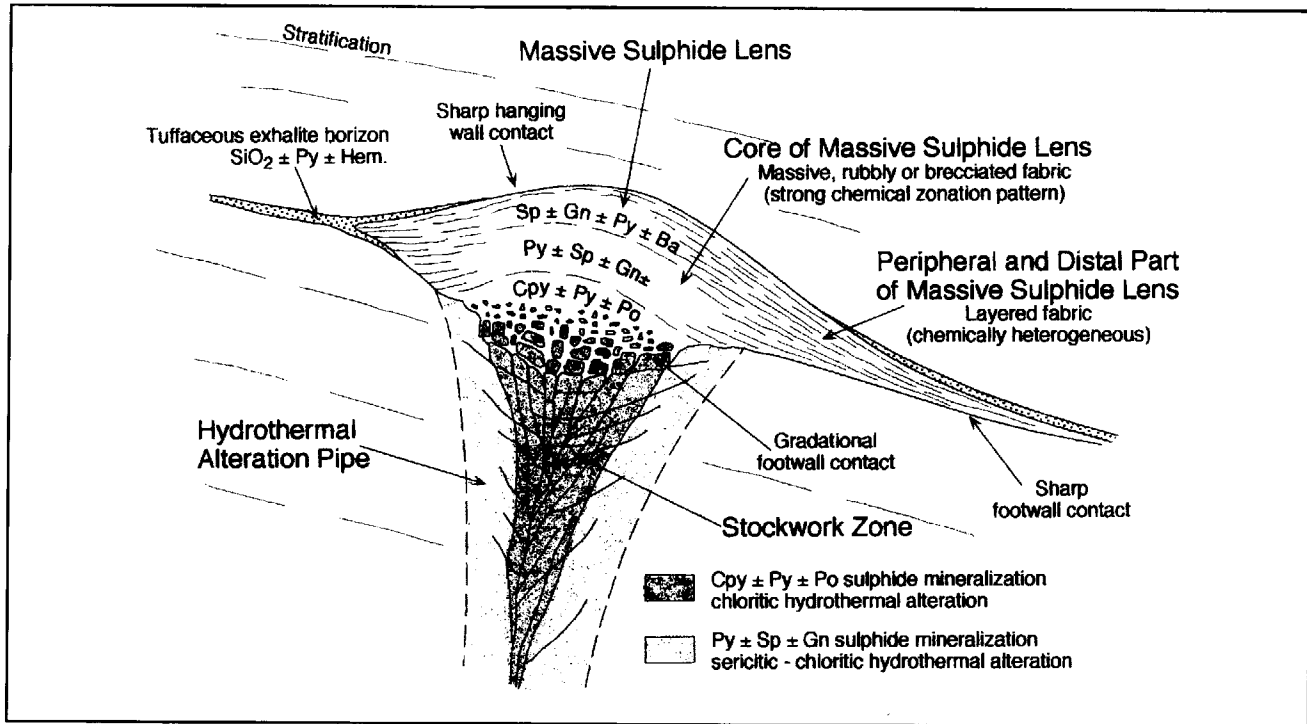


Fig. 2. Main features and terminology of an idealized symmetrical conical VMS deposit. (After Lydon, 1984).

noted, as pointed out by Large (1992), there are many morphological variations in addition to the symmetrical conical mound illustrated here. Only those features whose significance have been rationalized in terms of the processes involved in the deposition or accumulation of sulphides are considered here. Other features which remain enigmatic (e.g. collective sulphur isotope patterns; distribution of precious metals) are not discussed unless they have bearing on an ambiguity.

Depositional Processes.

The fundamental process in the formation of a VMS deposit is that a hydrothermal fluid, containing significant concentrations of dissolved iron, copper, zinc (and sometimes lead) as chloride complexes, together with dissolved hydrogen sulphide, are discharged on the ocean floor, where metal sulphide precipitation is brought about by thermal quenching of the hydrothermal fluid by mixing with cold sea water.

The general sequence of sulphide mound growth on the modern ocean floor is illustrated in Figs. 3 and 4. Anhydrite, which has a retrograde solubility, is precipitated within the zone of mixing at

the interface between a hydrothermal jet and the surrounding seawater, forming a porous collar around the vent orifice. Sulphides precipitate in the porous framework of the anhydrite collar due to the progressive cooling of hydrothermal fluids as they diffuse outwards and mix with seawater being sucked inwards by the venturi effect. As this process continues, a sulphide chimney with a leading edge of anhydrite grows upwards at rates of up to 30 cm per day (Hekinian et al., 1983; Goldfarb et al., 1983) at the same time as the lower chimney wall increases in diameter and thickness. The thermal gradient across the wall gives rise to a concentric mineral zonation from copper-bearing sulphides in the centre to zinc and iron sulphides towards its exterior (Fig. 3). As the permeability of the chimney wall decreases due to sulphide precipitation within its pore spaces, conductive cooling of the chimney wall becomes more important than cooling by seawater entrainment, which promotes precipitation of amorphous silica and barite within the walls. At this stage of hydrothermal discharge, 99% of the metal of the hydrothermal fluid is carried upward in a plume of black smoke within which sulphide particulates are rapidly oxidized and/or dispersed in the water column to eventually become incorporated into distal marine sediments (e.g. Bostrom, 1983).

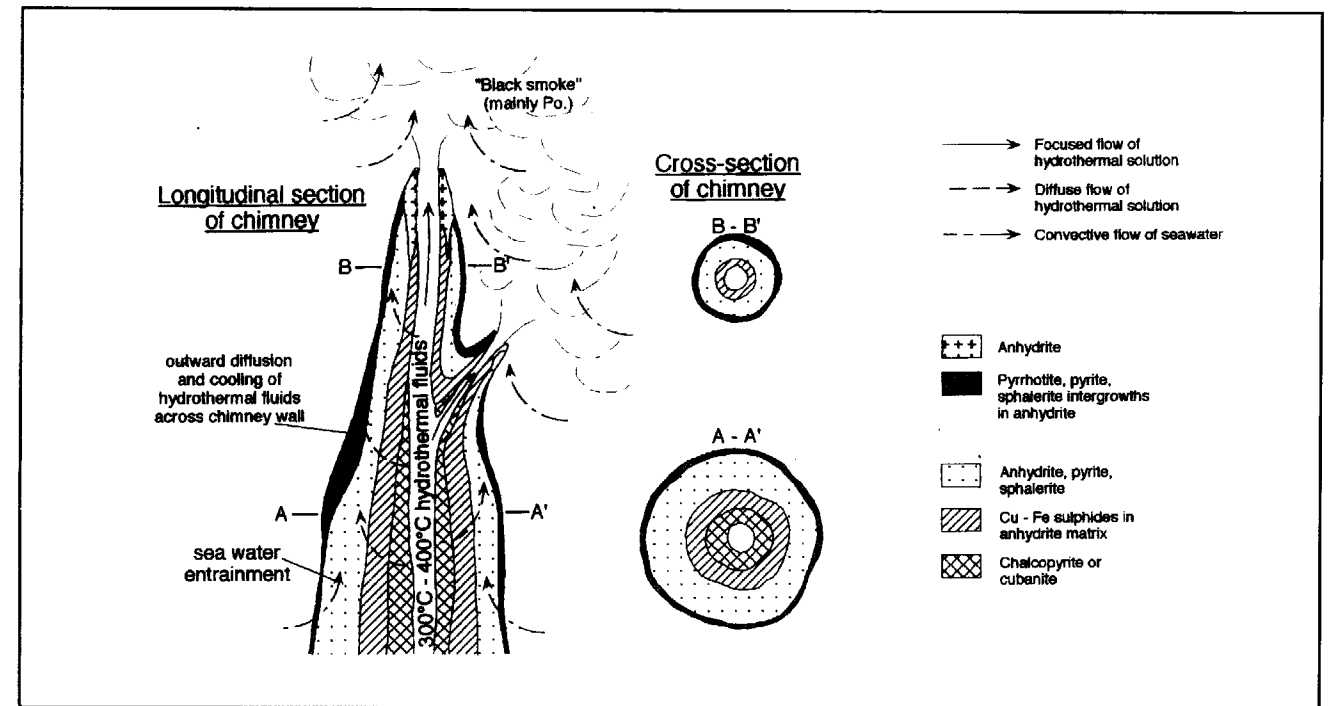


Fig. 3. Typical structure and mineral zonation of a modern black smoker chimney. (After Lydon, 1988).

The collapse of successive sulphide chimneys (Fig. 4b) blankets the vent orifice with a porous mound of sulphide debris, the interior of which is flooded with upflowing hydrothermal fluid (Fig. 4c). Analogously to the sulphide chimney, the mound becomes thermally zoned due to entrainment of seawater at its flanks, resulting in sulphide precipitation within its interior. As the mound grows by accumulation of chimney debris at its surface and sulphide cementation and replacement in its interior, its bulk permeability decreases. The resulting impedance to the

upward flow of hydrothermal fluids causes an inflation to the diameter of the hydrothermal upflow zone beyond that of the original conduit (Fig. 4d). Reaction between the ponded column of hydrothermal fluid and substrate eventually forms a conical pipe of pervasive hydrothermal alteration in the footwall to the mound. Entrainment of cool ambient pore water into the alteration pipe causes a thermochemical zonation to the alteration minerals (Fig. 6) and precipitation of sulphides to form a sulphide stock-work zone within the alteration pipe. At this

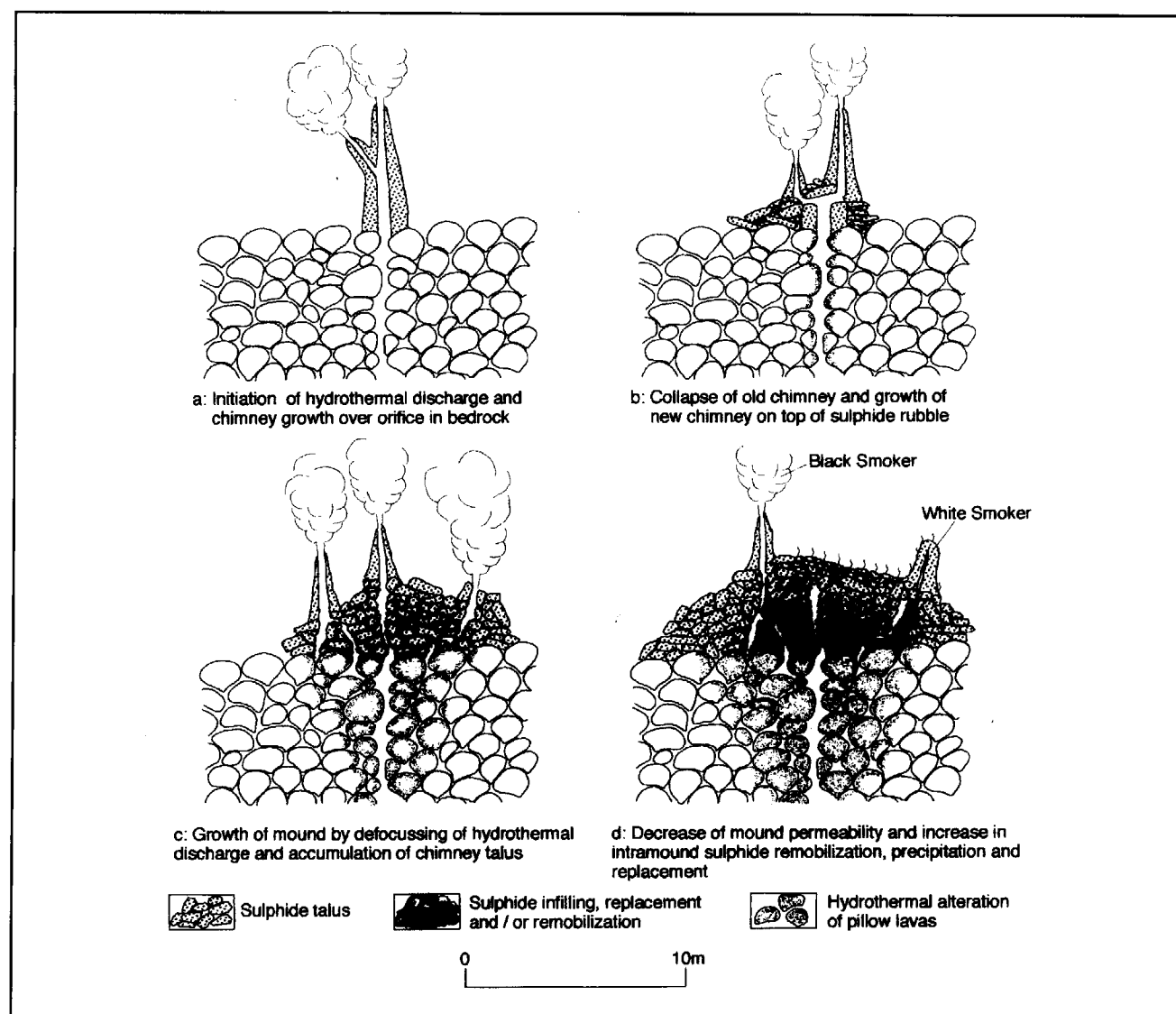


Fig. 4. The stages of growth of a modern seafloor sulphide mound in a bare ridge setting. (After Lydon, 1988). The formation of the massive sulphide mound depends upon the development of a porous permeable blanket of chimney talus that covers the hydrothermal upflow conduit. Because in this case the blanket is a product of the hydrothermal discharge itself, the ensuing massive sulphide deposit can be termed autogenic (compare with Fig. 5).

mature stage of sulphide mound development, only 10% of the heat loss may be via black smoker chimneys, the majority being via diffuse lower temperature flow through the surface of the mound (Schultz et al., 1992). The simultaneous discharge of hot and cooled fluids from different sites on the mound signifies the existence of thermal gradients within the mound, caused by seawater entrainment or conductive heat loss, and also therefore the precipitation of metal sulphides within the mound.

Mounds continue to grow for as long as hydrothermal flow is sustained, and large seafloor sulphide deposits can form by the coalescing of individual mounds. On cessation of hydrothermal flow, modern sulphide mounds quickly waste away by oxidation of sulphides and the dissolution of anhydrite cement to form ochreous deposits that are dominated by hydrated iron oxides (Hekinian et al., 1980; Alt et al., 1987).

The similarities of morphology, mineralogy, textures and zonation between most ancient VMS deposits and modern seafloor sulphide mounds are so striking, that it must be concluded that most ancient VMS deposits formed in much the same way. The essential factor in the growth of modern sulphide mounds is that hydrothermal upflow, which is focused along distinct conduits within the consolidated rock at depth, is partially ponded and defocused just below the seafloor by a permeable porous blanket that covers the discharge orifices of the upflow conduits. In the case of the modern chimney-mound edifices described above, because this permeable porous blanket consists of sulphide talus that is produced by the action of submarine hydrothermal discharge itself, the blanket can be termed as "autogenic" to the hydrothermal system. Similarly, if the permeable porous blanket is composed of hydrothermal eruption breccias, it can also be considered to be autogenic, in that all essential components of the ore-forming system are provided by the hydrothermal system alone. However, and perhaps in the majority of ancient VMS deposits, there is only coincidental relationship between the hydrothermal upflow and the porous permeable blanket into which it must discharge to form a sulphide mound. In these cases, the porous permeable blanket can be described as being "allogenic" to the hydrothermal system. Fans of talus breccias along fault scarps or volcanic eruption breccias around volcanic vents (Fig. 5a) are examples of such

allogenic blankets, with the Corbet (Knuckey and Watkins, 1982) and Ansil deposits (Riverin et al., 1990; Galley et al., 1996) providing illustrations of massive sulphide mound formation initiated within lithologies of this type. A blanket of unconsolidated sediments (Fig. 5b), whether they be of volcanoclastic, terrigenous or pelagic origin, may also provide a very effective medium for initiating sulphide mound growth. Media of this type seem to be of particular relevance to the Iberian Pyrite Belt. However in all cases, the permeable porous blanket, whether it be autogenic sulphide talus or allogenic sediment, serves the same function of providing a permeable rigid edifice within which thermal gradients can be established and sulphides precipitated below the seawater interface. The advantage of an allogenic blanket is that it captures that proportion of the metal load that would otherwise be lost as a black smoke plume during the creation stage of an autogenic blanket. The main modern exception to this model of massive sulphide deposition are the Red Sea Brine Pools, where the success of accumulation is due mainly to the entrapment of the sulphide particulates in the plume of black smoke below the pycnocline at the upper surface of the brine pool (see Fig. 5b).

Preservational processes.

As mentioned above, modern seafloor sulphide mounds start to weather and oxidize immediately upon cessation of flow-through by high temperature hydrothermal fluids. Therefore, in order for a sulphide mound to be preserved in the geological record, it must be protected from any significant oxidation and weathering on the seafloor. Although seafloor weathering effects have been described for some younger deposits, such as the Cretaceous Cyprus deposits (e.g. Lydon, 1984b), in others such as the Tetsusekiei mineralization of the Miocene Kuroko deposits, deposits of iron oxides have been interpreted as direct exhalites formed at the same time as the sulphide deposits (e.g. Kalogeropoulos and Scott, 1983). This lack, or apparent lack, of evidence for seafloor oxidation of VMS deposits and associated mass wasting products may have several explanations.

1. VMS deposits with a large bulk of sulphide can withstand a protracted period of exposure to an oxidizing environment before a substantial proportion of the sulphide is oxidized. Only

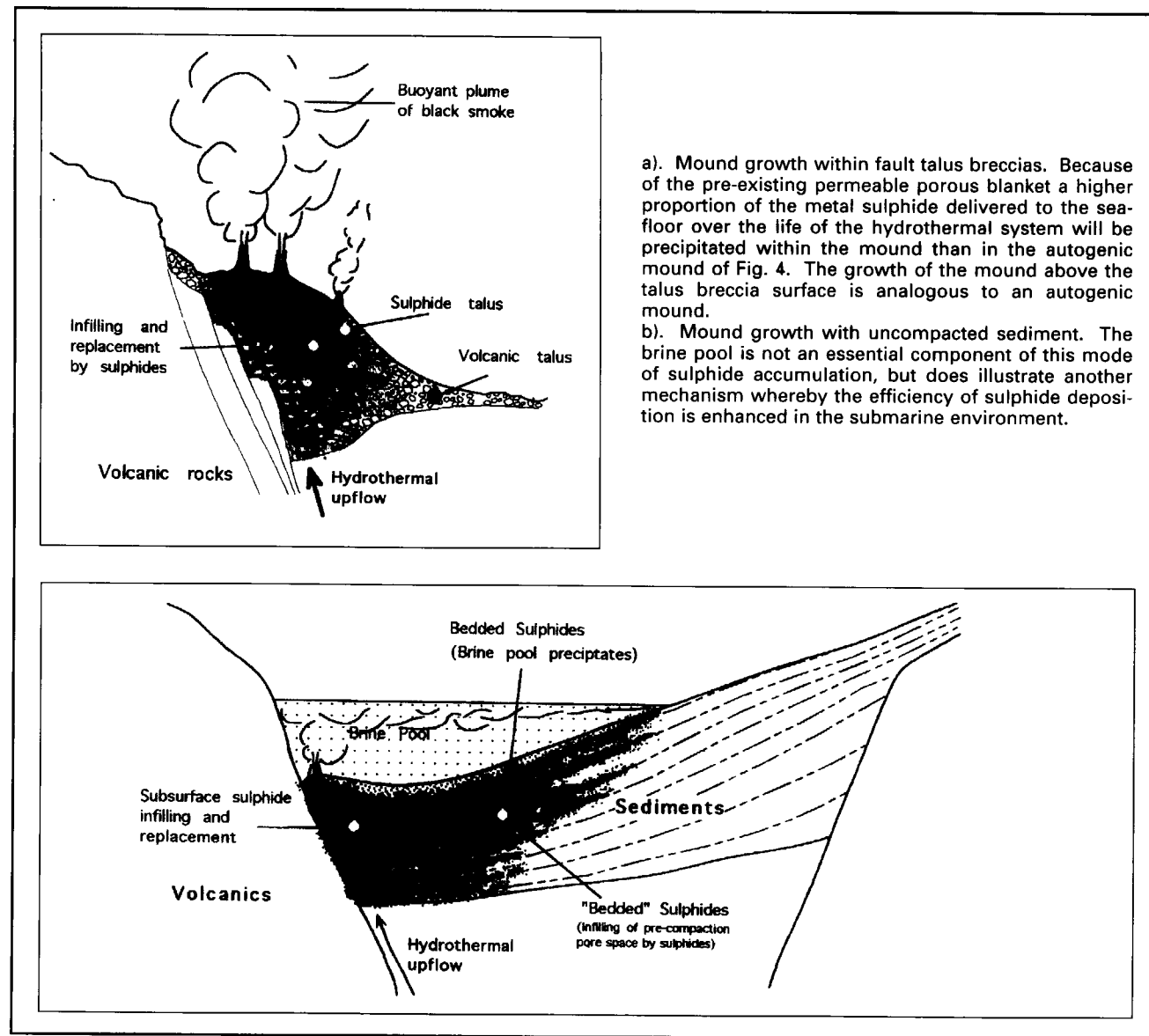


Fig. 5. Examples of allogenic massive sulphide mounds, in which mound growth is initiated by a permeable porous blanket that is not produced by the action of submarine hydrothermal discharge i.e. a coincidental combination of hydrothermal discharge with a permeable porous blanket.

small sulphide deposits are completely obliterated. The oxidized cap of ancient VMS deposits is usually:

a) eroded by the movement of the hanging wall lava flow that buries the deposit. That a certain amount of sulphide mound erosion does take place has been documented for the Millenbach deposit (Knuckey et al., 1982) who describe sulphide fragments in the hanging wall andesite.

b) re-sulphidized during burial diagenesis or regional metamorphism.

2. VMS deposits are rarely oxidized. This is the main reason why they are preserved in the geological record in the first place. The reason for this lack of oxidation and mass wasting is:

a) VMS deposits are quickly buried. Thus the deposits that are preserved in the geological

record are those that formed during periods of abnormally high rates of lava eruption or sedimentation. Burial of VMS deposits before cessation of hydrothermal flow is well documented, and includes examples of stacked ore bodies, such as the Amulet deposits of Noranda (Spence and de Rosen-Spence, 1975), as well as hanging wall alteration, as in the case of Kuroko deposits (e.g. Date et al., 1983).

b) VMS deposits formed in a brine pool, which insulated the sea floor from the oxidative effects of the overlying water column.

c) VMS deposits formed during periods of oceanic stratification and anoxic bottom conditions.

Of the above possibilities, 2.a) seems to be most consistent with the overall characteristics of VMS deposits, which point to them as being the product of a catastrophic event. Such an event probably entailed a tectonic event of unusual magnitude or consequence, that combined unusually high rates of high level magma emplacement, high rates of volcanism, and high rates of both convective and magmatic hydrothermal discharge. There is no significant difference, as discussed in a later section (except average Zn/Pb ratio), between Archean deposits and Mesozoic deposits, suggesting that the evolution of the oceans towards higher dissolved oxygen contents has had little impact on the formation of VMS deposits, and therefore the degree of oxygenation of sea water is not a prime factor in their formation or preservation.

Physical attributes of VMS deposits

Morphology.

Typically, VMS deposits consist of a lens- to cone shaped body of massive sulphide that overlies a hydrothermal upflow or feeder zone containing a stockwork of sulphide veins. The aspect ratio (maximum length:maximum thickness) of weakly deformed deposits is usually between 10:1 and 3:1. The high aspect morphology, where the original slope to the side of the mound can be as high as 60° (e.g. Knuckey et al., 1982), indicates that most ancient sulphide mounds formed as rigid, upstanding constructional features. This characteristic validates the analogy for depositional process between ancient deposits and modern seafloor sulphide

mounds, which accumulate by a process of chimney formation, chimney collapse, and talus cementation as described above (Lydon, 1988; Hannington et al., 1995). If VMS deposits originated as sulphide muds or gels formed by the seafloor accumulation of sulphide particulates, the maximum seafloor slope would only be a few degrees, and their aspect ratio would be much lower. Larger deposits tend to have higher aspect ratios than smaller deposits. Some of the very largest deposits (e.g. Kidd Creek, Brisbin et al., 1990; Brunswick No. 12, Luff et al., 1993) have aspect ratios of over 20:1, which is more typical of Sedex deposits, and has connotations that the same process of brine pool sedimentation or replacement of a lithostratigraphic unit responsible for Sedex deposits may be applicable to some VMS deposits.

The palinspathic plan view of deposits is equidimensional lobate to elongate. Lobes are in some cases attributable to sulphide debris flows shed off the main sulphide mound (e.g. Knuckey et al., 1982). Elongate bodies may reflect transported ores (e.g. Maclean deposit, Binney, 1987), fissure-controlled hydrothermal discharge, or post-burial tectonic deformation (e.g. Anderson Lake, Walford and Franklin, 1982).

Mineralogy.

VMS deposits are usually mineralogically simple, consisting mainly of pyrite with lesser amounts of pyrrhotite, sphalerite, chalcopyrite, and variable amounts of galena. Common non-sulphide minerals include quartz, barite, magnetite and siderite. Quartz is usually common in the feeder zone and as a cement in the massive sulphide. Barite occurs only in deposits containing significant amounts of galena. Both magnetite and siderite may occur in the feeder zone and as a distal hydrothermal sediment.

Alteration mineralogy within the feeder zone is dominated by chloritization, with or without quartz enrichment. The chloritic core of the alteration pipes commonly grades outwards and upwards into a muscovite/illite-dominant alteration. Talc is reported as an alteration mineral in the upper parts of the alteration pipe for some deposits (e.g. Costa et al., 1983; Aggarwal and Nesbitt, 1984) and aluminous alteration in others (e.g. Nilsson, 1968; Walford and Franklin, 1982).

Textures.

Textures with the delicate complexity of modern sulphide chimneys and mounds are usually not preserved in ancient VMS deposits, though comparable features have been found in younger deposits that have escaped penetrative deformation (e.g. Oudin and Constantinou, 1984). The reason for this is that at the temperatures and pressures of greenschist metamorphism the mechanical strength of galena, chalcopyrite, pyrrhotite, and sphalerite are so low that they respond like a liquid to mechanical strain (Marshall and Gilligan, 1989). Pyrite is very much stronger. In the author's experience, sulphide textures of the bulk of a massive sulphide body that has been subjected to greenschist or higher metamorphism are dominated by those of tectonic origin. Finely banded sulphide represents high strain foliation; fragmental sulphides (pyrite and silicate clasts in massive sulphide) represents durchbewegung structure; monomineralic layers of sphalerite in pyrite, represent transposed veins; etc. Primary textural relationships are only preserved in very low strain zones.

Zonation.

VMS deposits are characteristically strongly zoned upwards and outwards from the basal

core of the deposit. The most consistent and conspicuous zonation is an upward and outward decrease in chalcopyrite:sphalerite ratio, which reflects a thermal gradient within the mound during deposition of sulphides from fluids in which the metals are in solution as chloride complexes (Janecky and Seyfried, 1984; Bowers et al., 1985). The common occurrence of "chalcopyrite disease" (Barton, 1978) in sphalerite indicates that mound growth involves the upward and outward expansion of isotherms so that higher temperature assemblages replace previously deposited lower temperature assemblages. Separate chalcopyrite-without-sphalerite and sphalerite-without-chalcopyrite mineral zones, typical of the core and peripheries respectively of massive sulphide mounds, can only be explained by the entrainment and circulation of cold seawater into as much as the outer 90% of the mound. This emphasizes that the mound retains a relatively high permeability during its growth, and that the "ore-fluid" within the mound at any given time is a mixture of hydrothermal fluid and sea water.

Similarly, the outwards zonation of chlorite to muscovite/illite in the underlying alteration pipe (Fig. 6) reflects a thermal gradient (Riverin and Hodgson, 1980; Lydon and Galley, 1986) caused by the entrainment of seawater at the periphery of the hydrothermal upflow zone. Enrichment of

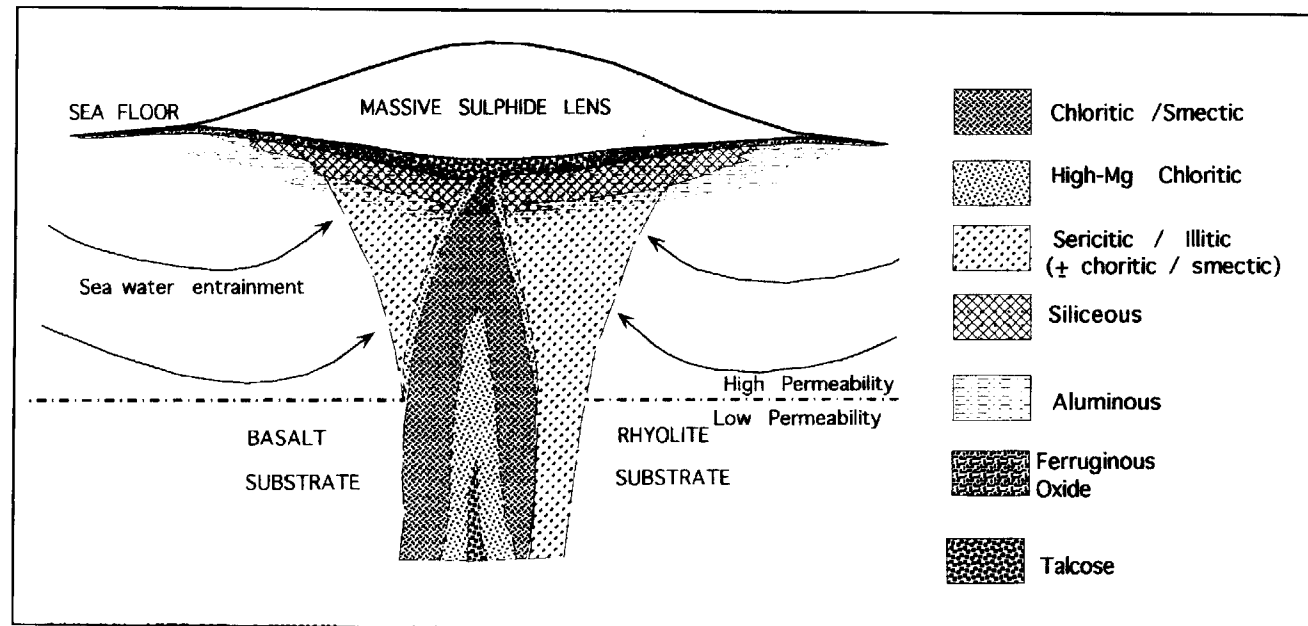


Fig. 6. Composite graphical representation of the various alteration types that have been reported in the literature for the alteration pipes of VMS deposits. The alteration pipe of any specific deposit may consist of any combination of the different types.

magnesium in chlorite at the periphery of the alteration pipe (e.g. Clark, 1971; Lydon and Galley, 1986) supports the entrainment of seawater as the cooling mechanism. However, a high proportion of alteration pipes also show magnesium enrichment in their core (e.g. Riverin and Hodgson, 1980) suggesting that the ore fluids themselves can contribute magnesium to hydrothermal metasomatism. If the sericite:chlorite ratio of hydrothermal alteration is an indicator of the degree of dilution of the hydrothermal fluid by sea water, then the upward culmination of the chloritic core in a sericite-enriched zone (e.g. Millenbach, Canada; Pitharokhoma, Cyprus), indicates that in these cases the hydrothermal fluid reaching the seafloor contained a significant proportion of seawater.

If hydrothermal fluids that form VMS deposits, irrespective of whether they are magmatic fluids or an evolved seawater of a convection cell, commonly contain a variable proportion of entrained seawater, then interpretations of isotope geochemistry, fluid inclusions, etc. must take this into consideration. A seawater signature may not necessarily indicate only an evolved

seawater hydrothermal fluid. In other cases, this entrainment of seawater may give a direct explanation of some phenomena. For example, the positive correlation between sulphur isotopes and Cu:Zn ratio of VMS deposits (Fig. 7), which was regarded as enigmatic by Franklin et al (1981), can be explained in terms of the temperature dependence of inorganic reduction of seawater sulphate (e.g. Shanks and Seyfried, 1987). The greatest amount of seawater sulphate (probably that fixed in anhydrite) takes place at the highest temperatures in the core of the mound where the Cu:Zn ratio is highest. Deposits with high Cu:Zn ratios can be considered to be those that contain proportionally more of the high temperature Cu-rich sulphide assemblage and thus contain a greater proportion of heavy sulphide derived from sulphate reduction than "cooler" deposits dominated by Zn-rich assemblages typical of the mound periphery and by lighter "hydrothermal sulphide".

Grade and tonnage.

The grade and tonnage characteristics of Canadian VMS deposits are illustrated in Fig. 8. Canadian deposits span nearly the entire range of ages and geological environments of ancient VMS deposits and can therefore be taken as representative of the global population as a whole. Cu, Pb, Ag, Au and tonnage show lognormal distribution up to about 5%, 5%, 150 g/t, 50 g/t and 20 million tonnes respectively. The distribution of Zn is asymmetric and comparatively flat, suggesting that there is a different genetic relationship between Zn and Fe than there is between the other metals and Fe (since grade for the most part is an expression of the ore metal: Fe ratio). This difference may be that the bulk of Cu, Pb, Ag and Au are supplied by a magmatic hydrothermal system whereas the bulk of Zn is supplied by a convective hydrothermal system. The norm for Cu, Pb, Ag, Au and tonnage is about 1%, 1%, 10g/t, 0.05g/t and 1 million tonnes respectively. The grades are a somewhat geologically artificial because of the averaging of the two fundamental different types of VMS deposits (the Cu-Zn type and the Zn-Pb-Cu type). The average tonnage indicates that the great majority of VMS deposits are small, but nevertheless two orders of magnitude larger than the norm of 103 to 104 tonnes of modern black smoker mounds (Hannington et al., 1995). The average grade of a VMS deposit increases with

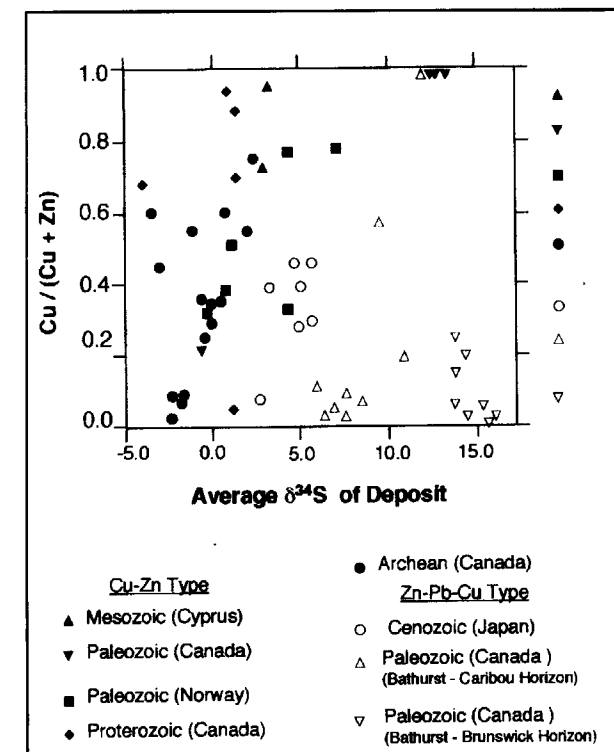


Fig. 7. Variation of sulphur isotopes in VMS deposits as a function of deposit type, age and Cu:Zn ratio. (After Franklin et al., 1981).

increasing Zn:Cu ratio (not illustrated), indicating that in the process of VMS formation Cu normally does not displace Zn in the deposit as a whole i.e. sphalerite replaced in the core is re-precipitated in the margins of a mound. The average Ag grade increases with the average Pb:Zn ratio of the deposits (not illustrated) but otherwise precious metals do not show any systematic relationship to the major ore metals in the population as a whole. However, precious metal-base metal correlations exist within a single mining camp (e.g. Ag grade has a positive correlation with Pb grade in the Bathurst mining camp).

Deposits with greater than 20 million tonnes of ore can be considered the "giants". These deposits do not have any distribution patterns of ore grade parameters that are different to the population as a whole. In other words, giant VMS deposits are just large versions of the smaller deposits, implying that the only difference was the metal flux through the hydrothermal vents that formed them.

HYDROTHERMAL SYSTEMS AND GENETIC MODELS FOR VMS DEPOSITS.

Convection cells.

The convection cell model is currently the most popular explanation for the hydrothermal systems that form VMS deposits. First recognized as being important for the terrestrial heat flow budget at mid oceanic ridges (Palmasson, 1967; Lister, 1972), and first applied to the VMS deposits of Cyprus (Heaton and Sheppard, 1977; Spooner, 1977), they were first confirmed by the discovery of high temperature, sulphide-forming hydrothermal vents on the East Pacific Rise (Francheteau et al., 1979). Since then, numerous discoveries have confirmed that hydrothermal vents are an integral part of volcanically active submarine oceanic ridge, back-arc and arc geological environments (e.g. Rona and Scott, 1993; Hannington et al., 1995). Although most of the heat flux is via diffuse lower temperature discharge, the focused discharge of high temperature fluids along fractures is an integral feature of recently active volcanic edifices. Vents with temperatures above about 300°C invariably produce sulphide chimneys and mounds, whereas those at lower temperatures are usually dominated by barite, silica or gypsum. Numerous studies of vent fluids and hydrothermal precipitates are all consistent with seawater, modified by

reaction with oceanic crust, being the dominant if not only fluid component of the convection cell. A notable feature of all submarine hydrothermal vents is the orders of magnitude increase of the biomass in their vicinity.

The full extent of a submarine high temperature convection cell has not been directly explored. Two upflow sites of modern seafloor hydrothermal systems have been explored by ODP drilling during Leg 139 at Middle Valley in 1991 and Leg 158 at TAG in 1994, which provided information on the extent of two of the largest sulphide mound deposits known (each estimated to be several millions of tonnes) and, at Middle Valley, new details on subsurface fluids. However, knowledge of the size and shape of the entire hydrothermal convection cell remains as unsubstantiated mathematical models rather than corroborated observation.

There are various ways to model a hydrothermal convection cell, each based on different sets of assumptions as to how heat is transferred from the source (assumed to be a magmatic pluton) to the convecting fluid. Modelling by Cathles (1978, 1983, 1993a) is based upon assumptions of pervasive permeability throughout the convection cell but decreasing permeability of the pluton above 300°C. Modelling by Cann, Strens and coworkers (Cann and Strens, 1982; Cann et al., 1985; Strens and Cann, 1986; Pascoe and Cann, 1995) is based upon a discrete fracture model and the assumptions that in the mid-oceanic ridge environment only the latent heat of crystallization of a magma is available to drive convection of seawater at temperatures above 300°C. Lowell and Rona (1985) based their modelling on thermal balance considerations.

A useful equation for a quick estimation of the volume of fluid driven by a convection cell is that given by Cathles (1981):

$$M_w = M_p(C_p/C_w)\ln(CT_i/CT_f)$$

where M_w is the total mass of water circulated by the pluton; M_p is the mass of the pluton; C_p and C_w are the heat capacities of the pluton and water respectively; CT_i and CT_f are the contrasts in temperatures between the pluton and water at the beginning and end respectively of hydrothermal convection. A general rule is that the mass of water above 300°C that can be circulated by convection is equal to about 22% the mass of a

pluton at 700°C increasing to 36% the mass of a pluton at 1300°C (Cathles, 1983).

The diameter of the upflow zone of a hydrothermal convection cell in an homogeneously permeable medium is about equal to that of the pluton that drives it, with maximum upward flow, especially during the hottest stage of the system, in an annulus around its periphery (Cathles, 1983). In a real situation, upflow is concentrated along fractures, so that individual vents at the surface are physically separated, but collectively reflect this overall configuration (i.e. the area containing hydrothermal vents is about the same diameter as the heat source, but within this are individual vents are aligned along fractures). The size and siting of the recharge are of a real example has not been documented, but theoretically will depend upon the hydrodynamic configuration of the local area (e.g. stratal recharge versus fracture recharge) and may cover an area many times larger than that of the upflow zone. The longevity of the system is largely determined by the bulk permeability of the rocks containing the convection cell and the amount of heat contained in the pluton (i.e. size and temperature). The time to cool a pluton emplaced in a permeable medium to below 300°C is in the order of 10^3 to 10^4 years, but inasmuch as most plutons are multiple intrusions, hydrothermal circulation above it may be recurrent over longer time spans.

As far as predictions for the formation of VMS deposits are concerned, all modelling methods come up with approximately the same answer, and that is if the ore fluid contains about 100 ppm total metal and the average temperature of the ore fluid is in the range 300°C to 400°C, about 80 km³ of felsic or mafic magma is required to deliver 5 million tons of metal to the sea floor. How much of this metal is precipitated and preserved as a sulphide deposit is of course another factor, which means that this volume of magma is a minimal estimate. The time it takes to deliver 5 million tons of metal is about 5000 years.

There is no doubt that hydrothermal convection cells can produce a VMS deposit. The existence of modern sulphide mounds on the ocean floor is tangible evidence of that. However, major exploration interest is whether a hydrothermal convection cell can produce a giant deposit. Although there is no unequivocal answer to that

question at present, it is obvious that, if the ore fluid is of sea water salinity, which can carry a maximum of about 100 ppm total metal, a 100 million tonne sulphide deposit would require a pluton would with a minimal volume of about 1000 km³. In considering the applicability of this genetic model to exploration strategies, there are several constraints on hydrothermal convection cells involving seawater that must be considered:

1. Only shallow intrusives can drive convection cells.

Because convection cells involving large amounts of sea water require relatively high permeability, they can only be established within the zone of brittle deformation where open pore or fracture porosity can be maintained. Generally in continental crust the transition to the zone of ductile deformation takes place at a depth of about 5 kms (e.g. Scholz, 1988), but is deeper in an area of extensional tectonism. For a convection cell to operate, the mass of upflowing heated fluid must be replenished by a mass of downflowing cooler fluid. Plutons that supply the heat to drive convection cells of sea water must therefore be emplaced at a high crustal level because within the zone of brittle deformation fluids can only move upwards (e.g. Etheridge et al., 1983) such as in dewatering of geopressed reservoirs and in metamorphic dehydration.

As in Fig. 18, the only two geological environments where relatively large magma bodies are emplaced within the zone of brittle deformation are:

1. Spreading centres (mid oceanic ridge or back-arc) where basaltic melts derived from mantle partial melting are emplaced within 2-5 kms of the surface. Volcanics are dominantly tholeiitic.
2. Arcs where felsic fractionates derived from andesitic magmas (melts of hydrated oceanic crust) are emplaced as subsidiary high level plutons. The dioritic plutons or batholiths which feed the andesitic volcanism usually remain deep, presumably within the zone of ductile deformation. Volcanics produced in such an environment are dominantly bimodal andesite-rhyolite. In contrast, those volcanic piles exhibiting the complete fractionation trend andesite-dacite-rhyolite are fed mainly by the

same deep fractionating magma chamber, which is therefore unlikely to have driven a large scale convection cell.

3. Back-arc rifts, where shallow felsic plutons can result from the deep partially melting of hydrated volcanics and sediments by deep basaltic intrusion. Volcanics are bimodal basalt-rhyolite.

2. Convection cells are an integral part of all submarine volcanic edifices.

Any thermal anomaly within shallow, permeable, oceanic substrate will give rise to a convection cell. Because all lavas are extruded hot and must be fed by a dyke, it follows that every lava flow has its associated subsurface thermal anomaly and, unless the volcanic pile is unusually impermeable, this subsurface heat source will give rise to a seawater convection cell. As demonstrated by continuous seismic and observational monitoring of the Juan de Fuca Ridge (Embley and Chadwick, 1994; Baker, 1994) and East Pacific Rise (Haymon et al., 1993) single events of dyke intrusion and lava eruption produce almost instantaneous convection cells. On the Juan de Fuca Ridge, the pattern of events following dyke intrusion is an instantaneous expulsion of a megaplume of 350°C water (Baker et al., 1989) followed by diffuse venting of 60°C water that within 5 years had self sealed and become focused into a few high temperature black smoker vents. On the East Pacific Rise (Haymon et al., 1993), a lava eruption within an established hydrothermal vent field caused an immediate increase in vent temperatures from around 300°C to 400°C.

Because every lava flow has its own associated subsurface thermal anomaly which gives rise to a local, albeit short-lived, convection cell, it would be expected that hydrothermal alteration, and even perhaps seafloor sulphide deposition, occurs around the magma supply zones throughout the stratigraphy of all submarine volcanic edifices. These small individual convection cells can produce exactly the alteration signatures of an ore-forming system, but may have no significance in terms of the potential for economic VMS deposits.

3. Hypersaline brines are a product of high temperature convection.

Variations in the salinity of high temperature seafloor vents from 40% to 130% that of seawater

(Von Damm, 1990; see Fig. 14) indicate that phase separation of seawater takes place in modern seafloor convective hydrothermal systems (Bischoff and Rosenbauer, 1989). Above 400°C and above 2.5 km hydrostatic head, seawater can separate into a low salinity vapour phase and a hypersaline liquid phase, containing 20-50 wt.% NaCl (Bischoff and Pitzer, 1985). The exact physical configuration under which the spatial separation of vapour and hypersaline phases takes place is not understood, and therefore a reliable assessment of the probabilities of large volume segregation and collection of hydrothermal brines is not possible at the present time. Cathles (1993) suggested that phase separation takes place within the cracking front of a cooling intrusion. If this is the case, the brines are continually flushed by hydrothermal upflow, since the cracking front and flow zones continuously migrate towards the centre of the cooling pluton.

The significance of these hypersaline brines are two fold:

1. The metal-carrying capacity of the hydrothermal fluid is an exponential function of its chlorinity. A process that produces, stores and eventually circulates a chloride brine via a seawater convection cell provides a means for delivering a metal flux at the sea floor which is very much higher than those of known black smoker vents. Such a mechanism might remove the basic objections, summarized by Lydon (1988), to the convection cell model for large VMS deposits, and also provide an explanation to stratal alteration zones (see below)
2. The presence of hypersaline brines in fluid inclusions are not necessarily an indicator of magmatic fluids (see below).

4. Secondary convection cells.

The arrival of hydrothermal fluids at the seafloor has the implication that the rocks immediately surrounding the upflow conduits have become heated. These heated rocks constitute a local thermal anomaly, and will give rise to its own local convection cell. The flux of cold seawater in these secondary convection cells is greatest just below the sea floor because the permeability of rocks in a hydrothermal upflow area generally decreases with depth due to secondary mineral precipitation (e.g. Lowell et al., 1993; Pascoe and Cann, 1995). Similarly, a sulphide mound filled with hot hydrothermal fluid causes a secondary convection cell about the mound. The character-

VOLCANOGENIC MASSIVE SULPHIDE DEPOSITS GRADES and Tonnages CANADA

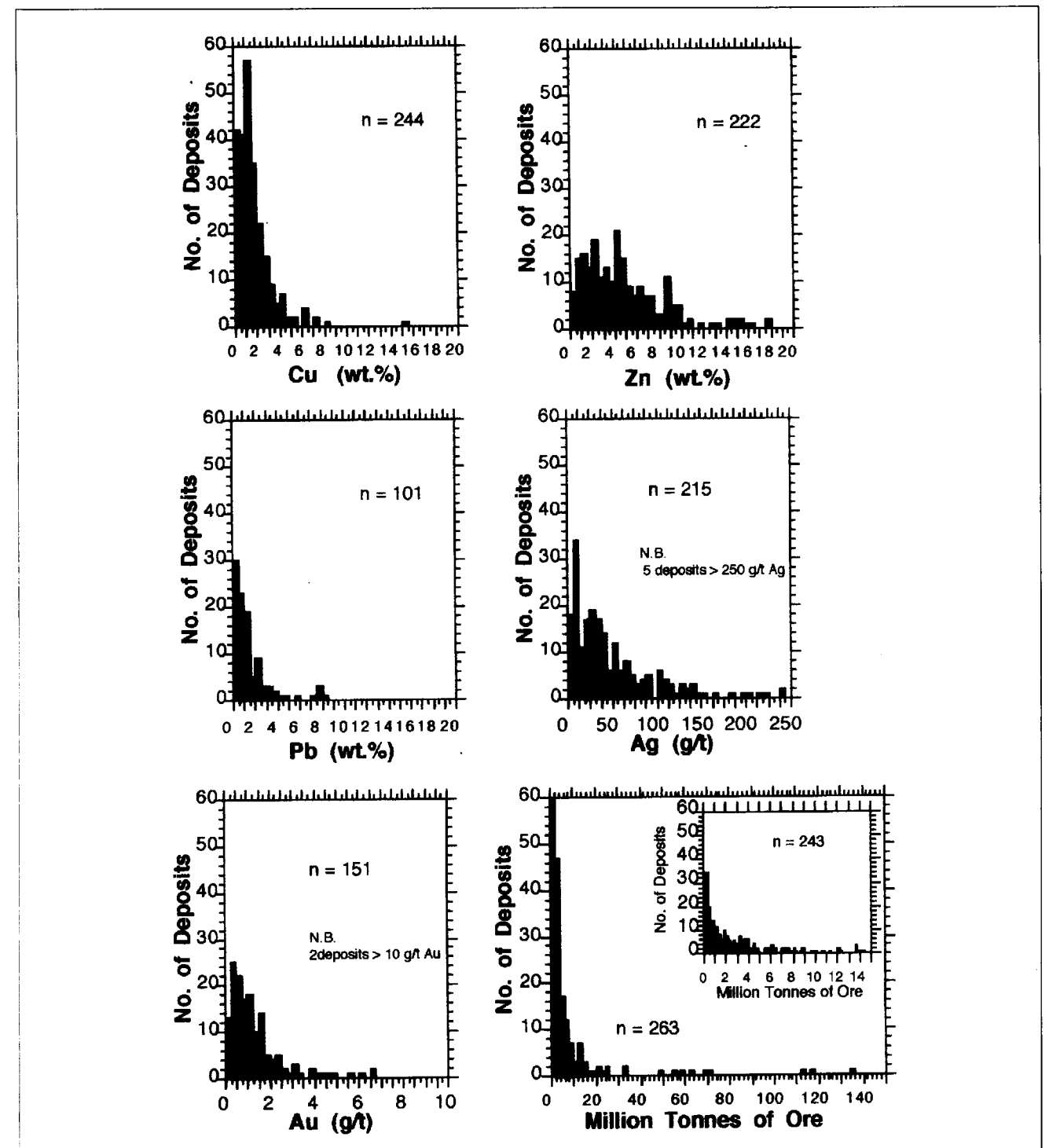


Fig. 8. Grade and tonnage distributions for Canadian VMS deposits.

ristic mineral zonations within the hydrothermal alteration pipe and the sulphide mound described above are primarily a reflection of the thermal gradients established by these secondary convection cells. The diameter of the alteration pipe and the amount of sulphide that it contains are in part a reflection of the permeability of the rocks surrounding the upflow zone - small diameter pipes containing a high proportion of sulphides reflect the highest permeabilities.

5. Reaction Zone.

The reaction zone in a hydrothermal convection cell is considered to be that volume of rock in which there is the most interaction between the hydrothermal fluid and the rock, and therefore, is the source region for most of the metals in solution. The reaction zone is assumed to be in the hottest part of the convection cell, because once they reach their maximum temperature, hydrothermal fluid are thought to rise rapidly to the seafloor. In conformity with this line of reason, Richardson et al. (1987) and Schiffman et al. (1987) considered zones of epidote within the sheeted dyke complex of the Troodos ophiolite to represent the source region for the metals of the Cyprus VMS deposits. At the other end of the spectrum, Gibson et al. (1983) considered a semi-conformable zone of quartz and epidote alteration just tens of metres below the VMS deposits of the cauldron sequence of the Noranda area to be a viable source region for the metals.

6. Shape of hydrothermal upflow zone.

The deep parts of hydrothermal systems in modern oceanic crust has not been explored, but it is assumed that hydrothermal upflow is controlled by fractures. A buoyant fluid cannot be contained by a rock that has fractures open to the surface for any significant length of time. However, in sedimented rift zones like the Salton Sea and Middle Valley hydrothermal field, hot water in the subsurface pervasively fills all the pore spaces of the largely unlithified sediment to form a subsurface diapir-like body. In the Salton Sea, this diapir is neutrally buoyant, and forms a relatively stable body about 20 km long and 5 km wide. At Middle Valley, the diapir may be a slowly rising plume through unlithified turbidites of low permeability from which leakage along fractures gives focused hydrothermal discharge at the seafloor. It is possible that the semi-concordant zones of hydrothermal alteration described for various VMS districts (see below)

reflect the reservoirs for hot, saline, neutrally buoyant fluids.

Magmatic hydrothermal systems.

Although Oftedahl (1958) in reviving the idea that VMS deposits were formed on the sea floor envisaged the ore fluids to be of magmatic origin, there have been very few advocates of the magmatic school of thought since. The reason is simply that no convincing magmatic signatures have been found in VMS deposits. Urabe and Sato (1978), Urabe (1987) and Urabe and Marumo (1991) argued for a magmatic origin to Kuroko deposits on the grounds of their spatial and temporal association with rhyolite volcanism and O, H, S, Sr and Pb isotopic signatures indicated some degree of derivation from a magmatic source. Bryndzia et al., (1983) favoured a magmatic component in Kuroko ore fluids to explain fluid inclusion salinities up to 1.9 times seawater. Sawkins and Kowalik (1981) and Sawkins (1986) argued for a magmatic origin for the Buchans deposits from considerations of lead isotope data and the lead budget. Stanton and Ramsay (1980) argued for the mobilization of base metals by magmatic fluids on the basis of irregularities in fractionation trends shown by volcanic rocks. Recently, Poulsen and Hannington (1996) and Sillitoe et al., (1996) have suggested that high sulphidation mineral assemblages in some gold-rich VMS deposits indicate the involvement of magmatic fluids.

The basic argument in favour of there being an essential magmatic component to many, especially the larger, VMS deposits is based on the observation that the majority of VMS deposits are associated with felsic volcanic centres even though in most cases these felsic rocks constitute only a small fraction of the total volcanic volume of the belt. For example, in the Abitibi Belt, felsic rocks form only about 6% of the total volcano-sedimentary volume but host about 90% of the ore tonnage (Barrie et al., 1993). The strong temporal and spatial correlations between VMS deposits and such a minor and specific product of magmatic activity compels interpretation that the VMS deposits are genetically dependant on the felsic magmatism. However, to prove this magmatic affiliation of VMS deposits from studies of the ore deposits alone is extremely difficult because, as discussed below, any magmatic hydrothermal signature in VMS deposits will be overprinted by convection cell signatures.

There has been little work to identify characteristics of the magmatic rocks associated with VMS deposits that can be used as exploration criteria, but the signs are that more research emphasis is being placed on this aspect. Leshner et al. (1986) showed that chondrite-normalized REE patterns of felsic rocks hosting VMS deposits in the Superior Province of Canada are flat whereas barren felsic sequences show HREE depletion, consistent with the former being derived from high level plutons that fractionate only feldspar and the latter being derived from deep plutons whose fractionation products include garnet. Huston et al., (1995) have pointed out that the oxygen isotopes of quartz phenocrysts suggest that the giant VMS deposits of the Iberian Pyrite Belt, Kidd Creek, and New Brunswick are associated with magmas of transitional S-type affinity. Barrie (1995) has shown that the productive rhyolite sequences of the Abitibi belt have the highest zircon saturation temperatures, and concluded that they were derived from anomalously high temperature partial melts.

Although long within the domain of interest for the genesis of porphyry copper and epithermal deposits, as mentioned above, magmatic fluids have generally been neglected by those interested in VMS deposits in preference to the convection cell model for ore genesis. It is not the intent here to attempt a comprehensive summary of the complex inter-relationships between

the large number of physical and chemical variables that are involved in a magmatic system, and the effects that they have on the physical and chemical properties of the magmatic fluids produced. The reader is referred to the articles by Henley and McNabb (1977), Norton (1978), Burnham (1979); Burnham and Ohmoto (1980), Strong (1986), Whitney (1988), for discussions on the fundamental principles and parameters involved. The role of magmatic fluids in the formation of ore deposits has been recently summarized by Hedenquist and Lowenstern (1994). Here discussion will be limited to a few aspects of the magmatic process that are of pertinence to VMS deposits, the most important of which is the chloride content of an aqueous magmatic fluid.

A magmatic hydrothermal system is generated by the solidification of a "wet" or hydrous magma when, except for that water which is incorporated into hydrous magmatic minerals such as hornblende or muscovite, all the water dissolved in the melt is released. The maximum amount of water incorporated in hydrous minerals of granitic to dioritic rocks is <1% the mass of the pluton, so the minimum amount of magmatic hydrothermal fluid released is about (W-1)% the mass of the magma, where W is the wt.% H₂O in the magma. Both felsic and mafic magmas may dissolve up to about 30% water at high pressures (Fig. 9a), but because of the nega-

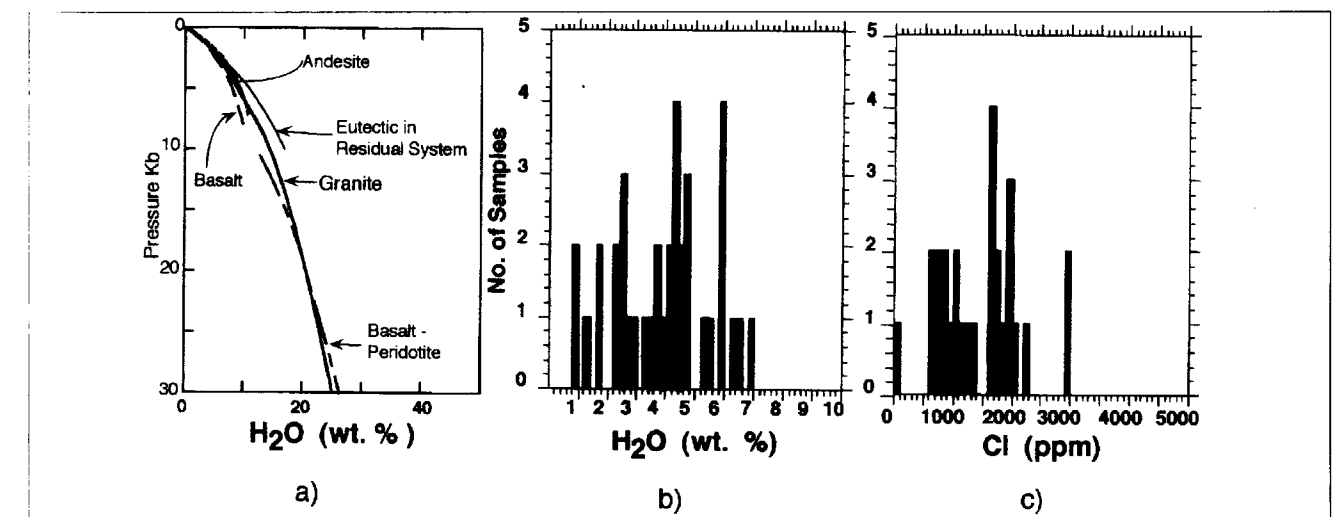


Fig. 9. Volatile contents of magmas important for the mobilization of metals. a). The solubility's of H₂O in silicate liquids at the liquidus, as compiled by Stern and Wyllie (1981). b). & c). The H₂O and Cl contents respectively of silicic magmas measured by the analysis of silicate melt inclusions, as compiled by Lowenstern, 1995.

tive slopes of the solidus curves for hydrous magmas at pressures below about 15 Kb (e.g. Fig. 10), the wetter the melt the greater the depth at which it will solidify (Cann, 1970). Consequently, the maximum amount of water in a melt emplaced at a level high enough to drive a hydrothermal convection cell (i.e. < 2 Kb pressure or about 5 km depth) is very much less. (see Fig. 10). Analysis of silicate melt inclusions indicate that the water content of silicic magmas is most commonly in the range 3-7 wt.% (Fig. 9b; data in Lowenstern, 1995). Most felsic magmas are likely saturated with a fluid phase throughout their history (Holloway, 1976), so the amount of magmatic fluid generated by high level felsic pluton is usually in the range 2-6 wt.% the mass of the pluton, or in terms of volume, conservatively 5%-15% the volume of the pluton.

As is the case for convective hydrothermal systems, in order for a magmatic hydrothermal system to be capable of delivering base metals to the sea floor, the magmatic fluid must be an aqueous chloride solution. The generation of hydrous magmas is brought about by the melting or partial melting of hydrated rocks, or by the assimilation of hydrated rocks into a rising

magma. The two most common environments for such large scale melting is above subduction zones or in proximity to a mantle upwelling (e.g. intracontinental or epicontinental rifts). Felsic magmas are subdivided on the basis of their major and trace element chemistry into I-types and S-types (Chappell and White, 1974), reflecting their parentage in partial melting of dominantly igneous or dominantly sedimentary rocks. Magmas derived from the partial melting of subducted oceanic crust and marine sediments commonly contain 700 - 2000 ppm chloride (Fig. 9c; Hedenquist and Lowenstern, 1994), reflecting the recycling of seawater chloride (Gill, 1980; Ito et al., 1983).

On isothermal decompression or isobaric cooling at the solidus, the dissolved water in a silicate melt will generally exsolve as a supercritical fluid, into which chloride and metals dissolved in the melt will partition. The Cl/H₂O ratio for andesitic melts varies from 0.03 to 0.10 (Gill, 1981) and about 0.02 to 0.08 for silicic magmas (data in Lowenstern, 1995). The fluid:melt partitioning coefficient of Cl is pressure dependent (Shinohara et al., 1989) being about 57 at 2 kilobars and 2.6 at 0.5 kilobars. This means that an isobarically devolatilizing pluton at 2 Kb will exsolve most of its

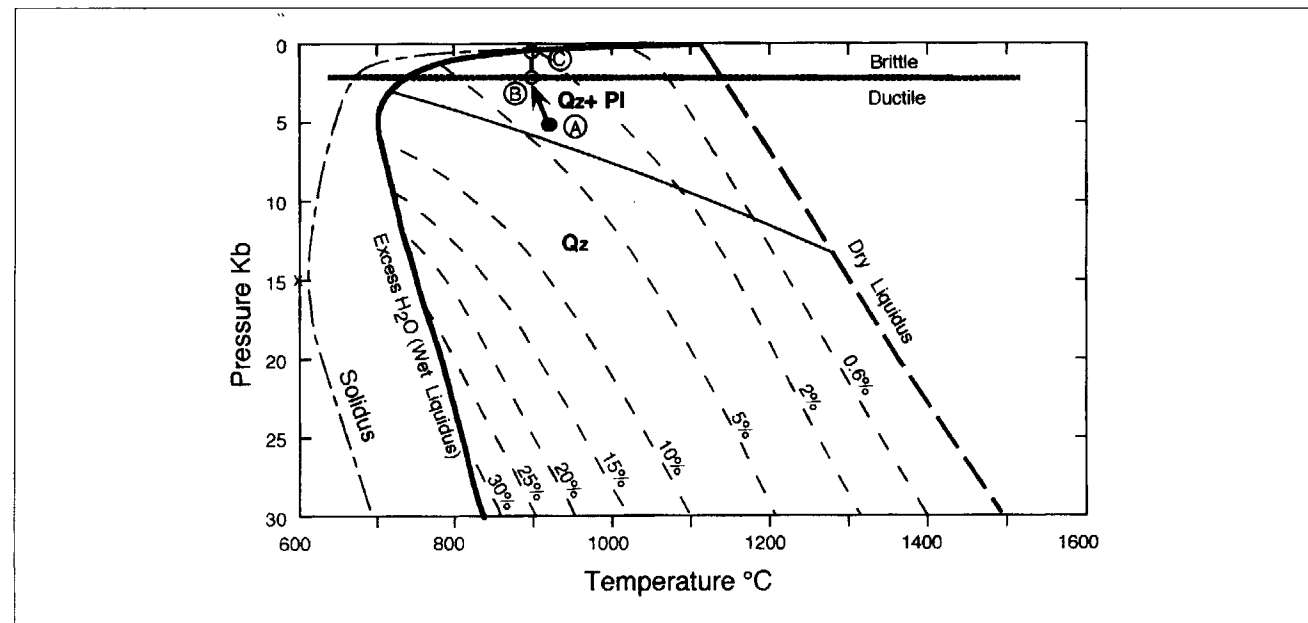


Fig. 10. The H₂O-undersaturated liquidus surface for a muscovite granite (after Huang and Wyllie, 1981). The dashed lines are contours of H₂O content and the solid light lines show the field boundaries for near-liquidus minerals. The heavy lines show the wet (solid) and dry (dashed) liquidus. The brittle-ductile transition is shown for reference. A 900°C melt originating at a depth of about 15 km (5Kb - point A) on rising through the ductile-brittle transition (point B) will suddenly decompress to point C because the fluid confining pressure changes from lithostatic to hydrostatic.

chloride early in its devolatilization history, but a pluton isobarically devolatilizing at 0.5 Kb will exsolve most of its chloride late in its devolatilization history. Using the melt concentrations of chloride and water shown in Fig. 9 and these partitioning coefficients, calculated concentrations of chloride in the supercritical fluid would span the range 2,000 ppm (3.3 wt.% NaCl equivalent) to 100,000 ppm (16.5 wt.% NaCl equivalent).

In following discussions it is assumed that the depth of a pluton that is genetically associated to a VMS district, whether it be solely as a heat engine to drive a convection cell or as a source of magmatic fluid, is about 5 km below the seafloor. This is about the maximum depth for convection cells open to the seafloor and the maximum depth of plutons associated with porphyry coppers (e.g. Sillitoe, 1973; McMillan and Pantaleyev, 1980). If the maximum depth of sea water is 3 kms, then the maximum ambient lithostatic pressure on the magma is about 1.7 Kb and the maximum hydrostatic pressure is 0.8 Kb. At these pressures the temperature of the felsic melt has to be above 800°C for it to be liquid, and at this temperature and pressure, if the magmatic fluid contains more than 1 wt.% NaCl, it will be exsolved as a supercritical fluid.

Since a supercritical aqueous fluid is invariably less dense than the cooler sub-critical pore fluids of the rocks into which the pluton was emplaced, the exsolved supercritical fluid would rise. As illustrated in Fig. 11 decompression of the supercritical fluid will lead to its separation into a vapour phase and a hypersaline liquid phase. It can be simply calculated from the relationships shown in Fig. 11, that unless the NaCl content of the supercritical fluid approaches that of the critical composition (15 - 20 wt.% NaCl), the mass of the hypersaline liquid will only be about 5% the mass of the vapour phase. For example, if a 3 wt.% NaCl supercritical fluid separated into a vapour containing 1 wt.% NaCl and a hypersaline fluid containing 50 wt.% NaCl, the mass of the hypersaline fluid will be about 4% the mass of the vapour phase. The greatest proportion of hypersaline liquid will be formed when, as noted above, the magma has the highest Cl concentrations to begin with and the magmatic fluid is exsolved at relatively high pressure early in the solidification history of the pluton. Under these conditions, the hypersaline liquid phase forms 30% or more of the total magmatic fluid (i.e. about 50% the mass of the vapour phase).

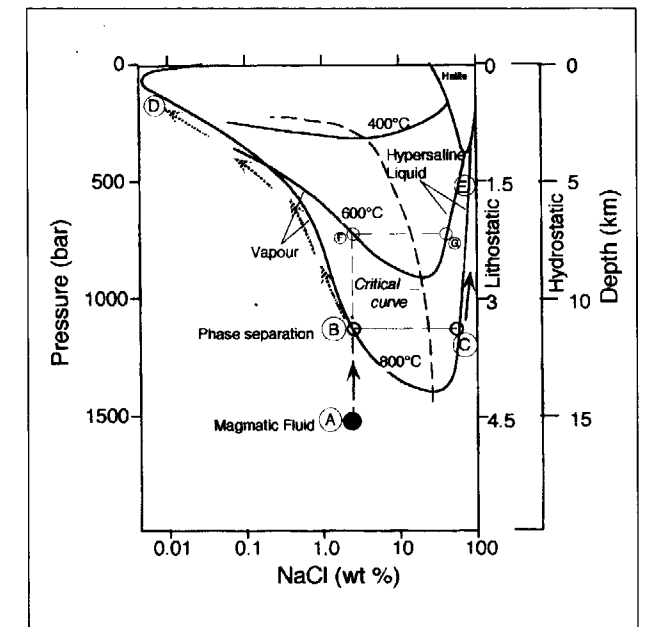


Fig. 11. The composition of immiscible fluids in the system H₂O-NaCl. Isothermal decompression of a magmatic fluid exsolved at 800°C and 1500 bars (Point A), and containing 3 wt.% NaCl, will result in separation of a vapour phase (Point B) and a hypersaline liquid (point C). The vapour will evolve along the path BD (hatched arrows) by condensing a hypersaline liquid, while the hypersaline liquid at point C will evolve along path CE (solid arrows) by boiling off a low salinity vapour. Phase separations if the fluid were exsolved at 600°C and 1500 bars (Points F and G) are shown for comparison (After Hedenquist and Lowenstern, 1994).

Conventional wisdom (e.g. Cline and Bodnar, 1991) is that metals which form chloride complexes will preferentially partition from the melt into the exsolved fluid. High concentrations of metals in a magmatic fluid liquid is supported by observation of sulphide daughter minerals in fluid inclusions and direct analysis of hypersaline fluid inclusions (Bodnar, 1995; Mavrogenes et al., 1995). Experimentally determined partition coefficients between granitic melt and aqueous fluid for a range of elements have been summarized by Candela and Piccoli (1995). Partitioning coefficients for elements of pertinence to VMS deposits, include Cu - 20; Zn - 10; Sn⁴⁺ - 8; Mn - 6.5; Sn²⁺ - 0.7; Ba - 0.5; Pb. These coefficients indicate that copper and zinc will strongly partition into the fluid, but if lead behaves like barium, it will not. Furthermore, the extraction of tin from the melt strongly depends upon the oxidation state of the magma. Urabe (1985) has suggested that partitioning coefficients are high

hest for aluminous granites. Synchrotron XRF analysis of hypersaline brines in fluid inclusions from a porphyry molybdenite deposit indicate metal concentrations most commonly have the ranges: Fe: 20,000 - 30,000 ppm; Cu: 1,000 - 3,000 ppm; Zn: 1,000 - 2,500 ppm; Pb: 100(?) - 700 ppm; Mn: 2,000 - 5,000 ppm, with Cl 60,000 - 440,000 ppm (Cline and Vanko, 1995). Partitioning coefficients between vapour and hypersaline liquid have only been determined for Cu, giving similar very high (215) partitioning coefficients between vapour:melt and hypersaline liquid: melt (Williams et al., 1995), suggesting that the vapour phase can carry high concentrations of metal as well. PIXE analysis indicating an order of magnitude more Cu in vapour rich inclusions than hypersaline inclusions in a granite-related tin deposit (Heinrich et al., 1992), and the high Cu content of modern volcanic aerosols (Hedenquist and Lowenstern, 1995) emphasizes that the vapour phase is an important medium for transporting metals.

If one now considers the convection cell model for VMS deposits from this magmatic point of view so far discussed, some important ramifications are apparent in terms of the metal budget. Simply put, if a pluton is the heat source for driving a convection cell, it must be a melt at the time of its emplacement and also it must solidify as a consequence of releasing its heat to drive the convection cell. In solidifying, it must release its dissolved water, together with the chloride and metals that it contains, as a magmatic fluid to the ambient environment. If ambient pore fluids can be convected to the sea floor, then it must be assumed that these magmatic fluids will do likewise.

If it is assumed that the magmatic fluid exsolved from this pluton had an original relatively low chloride content of 2 wt.% NaCl equivalent, and it is assumed that the hypersaline liquid that separates from this fluid has the composition of the average of the fluid inclusions reported by Cline and Vanko (1995) for a felsic pluton, i.e. 100,000 ppm Cl, 23,000 ppm total metal, and 3,800 ppm Cu+Zn+Pb; then the concentration of metal in the supercritical magmatic fluid can be back-calculated as being 1470 ppm total metal and 243 ppm Cu+Zn+Pb. At the minimum, if the magma had a low H₂O content of 2 wt.%, then a 800 km³ pluton would deliver about 18 million tonnes of total metal and 3 million tonnes of Cu+Zn+Pb to the ambient environment during its

solidification. This is over 30% of the approximately 5 million tonnes of Cu+Zn+Pb delivered by the seawater convection cell at the 10 ppm concentration in modern back smoker fluids discussed above. Under more favourable, and probably realistic conditions, such as higher water and chloride concentrations in the melt, the proportion of metals contributed by the magmatic hydrothermal system could be four times the total metal mobilized by the convective hydrothermal system. Using constraints from the Yerrington porphyry copper deposit, Cline and Bodnar (1991) calculated that the mobilization of 1.875 mt of copper could be effected by a pluton as small as 15 km³, if copper behaved incompatibly in the melt, but a 90 km³ would be required if Cu behaved compatibly. If these calculations are valid, the 800 km³ pluton considered above could deliver as much as 100 mt of Cu alone, which is more than 20 times that delivered by the convection cell at black smoker concentrations! Obviously, the possibility of very significant magmatic contribution to VMS deposits deserves attention.

Turning now to some physical components of the process of high level wet magma emplacement there are three aspects that have consequences for the formation of VMS deposits and exploration strategies that deserve emphasis.

The greatest magmatic fluid flux corresponds to the greatest rate of solidification of the magma, which in turn depends upon the greatest rate of decompression and/or cooling. As illustrated in Fig. 10, the greatest rate of decompression will correspond to the rise of the pluton through the ductile-brittle transition, when confining pressure may drop from lithostatic to hydrostatic. Because at pressures below 2 Kb (i.e. about 5 km depth) the isothermal pressure difference between a water-saturated liquidus and the solidus is very small, and because pressure changes are almost instantaneously transmitted through a liquid, the entire pluton may suddenly freeze as it ascends across the brittle-ductile transition (i.e. pore fluid confining pressures drop from 1.7 Kb lithostatic pressure to 0.8 Kb hydrostatic pressure). There may also be some circumstances, especially in rift environments, where extensional faults propagate downwards into the zone of brittle deformation, causing a drop to hydrostatic pressure and the sudden decompression and solidification of a pluton that is already in place at depths in excess of 5 km.

The greatest rate of cooling is attained if a ground-water convection cell is established, because heat flux via mass transfer of heated water is very much higher than the conductive transfer of heat through rocks. The establishment of a hydrothermal convective cell again requires that the pluton be emplaced above the ductile-brittle transition, otherwise the downflow of cool recharge water would not be possible. The rate of solidification of a magma by cooling alone is limited by the rate at which heat can be transferred away from the pluton. Although hot water may ascend at rates of meters per second in transferring heat away from the margins of the pluton, heat transfer from the core to the margins depends on the convective overturn of the magma. As it cools, the proportion of phenocrysts in the melt increases. At about 30% phenocryst content the magma becomes too viscous for convective overturn (Marsh and Maxey, 1985), and the rate of heat loss from the pluton becomes limited by the conductive heat loss through the magma, and also the rate of advance of the hydrothermal cracking front through the solidified outer shell of the pluton.

A very important consequence of the solidification of a wet magma is the potentially enormous increase in pressure within the pluton due to the exsolution of a magmatic fluid, and arises because the overall density of fluid + solidified magma is much less than that of the melt. This overpressure could theoretically be as high as 5 Kb (Burnham, 1979), but is not likely to be reached in a high level pluton because the tensile strength of rocks is usually <<0.4 Kb and the roof to the pluton would fail by brittle fracture. In addition, telluric overpressure at the top of the magma chamber contribute about 40 bars per kilometre of height of the magma column above the depth of isostatic compensation (approximately the ductile-brittle transition). The result of brittle failure in the roof of the high level pluton is steeply dipping fractures that propagate to the surface (see Fig. 12). The overpressure at the top of the pluton may be released by explosive volcanic eruption and/or explosive hydrothermal eruption accompanied by the formation of breccia pipes at high overpressures, or by dyke intrusion, lava flow extrusion, or non-explosive hydrothermal discharge at lower overpressures. The release of the overpressure will cause more of the magma to solidify, more hydrothermal fluid to be released, and the solidification front to progressively migrate downwards through the magma chamber.

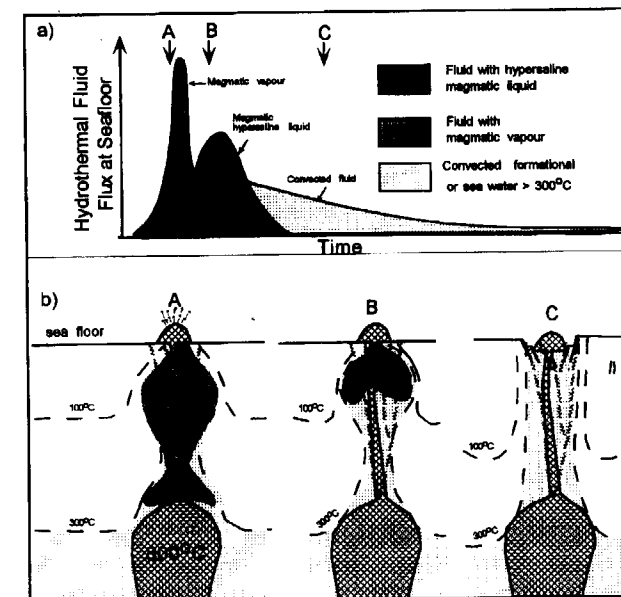


Fig. 12. Time sequence of hydrothermal discharge associated with a felsic pluton that devolatilizes almost immediately upon its emplacement. Such a scenario would be rapid emplacement above the ductile-brittle transition of a magma that is just above its dry solidus temperature, when pore fluid decompression from lithostatic to hydrostatic pressure would lead to immediate freezing of the magma. Although illustrated here as an extreme condition, the rise of a hypersaline liquid plume is unlikely, because this would require that the density of the hypersaline liquid be less than that of the ambient ground waters e.g. S.G. of seawater at about 300°C = 0.75. This would require that above 600°C the salinity of the hypersaline liquid be less than 30 wt.% NaCl, which in turn would require that the supercritical fluid separating from the magma be close to critical fluid salinities (i.e. in the 10 - 20 wt.% NaCl range) for it to separate into a hypersaline liquid of such low salinity. The important characteristic in this scenario is that early hydrothermal discharge is dominated by magmatic hydrothermal fluids and subsequent hydrothermal discharge, forming the bulk of total hydrothermal fluids vented, consists entirely of convected seawater.

Under normal circumstances, the magmatic fluids released from a pluton will tend to form a buoyant plume that is thermally and chemically zoned upwards and outwards, forming a series of concentric physico-chemical shells (Henley and McNabb, 1977). As illustrated in Fig. 14, these concentric shells consist of core of supercritical magmatic fluid is surrounded by a shell in the two phase region, within which the fluid separates into vapour and hypersaline liquid. The two phase would be expected to coincide with the transition from lithostatic pressures within the melt of pluton to quasi-hydrostatic pressures of the surrounding regime of indigenous

pore fluids. The vapour, always being less dense and less viscous than any subcritical groundwater will rise, and because of the tendency of fluids with different densities and viscosities to resist mixing, displace the indigenous pore fluids, forming a shell of magmatic vapour. As it rises, the magmatic vapour cools by isoenthalpic expansion, condensing hypersaline liquid, and by entrainment of ground waters at its margins. This zone of gradual mixing forms another concentric shell within which the ratio of magmatic fluid:indigenous groundwater and temperature decreases upwards. The hypersaline liquid, condensed within the two-phase shell and the magmatic vapour shell, tends to initially accumulate in situ. When about one third of the pore space is filled, the hypersaline liquid will then drain away under gravity towards the margin of the thermal plume (Fig. 13), from where it may either be refluxed back into the two phase shell, or be gradually incorporated into upflowing streamlines (Henley and McNabb, 1977) or collect as a brine reservoir in surrounding rocks.

In the porphyry copper environment (neglecting here the complexities introduced by variations in temperature, salinity and pO_2 of the magmatic fluids during the history of magma devolatilization) the favoured site for sulphide deposition is in the shells where the magmatic vapour or the hypersaline liquid is diluted and cooled by mixing with the indigenous low salinity ground waters of meteoric origin (e.g. Henley and McNabb, 1977; see also Fig. 14;). Because of the exponential relationship of metal solubility to chloride concentration, and the limit to which the magmatic fluids can be cooled by mixing with ground waters at depth in a magmatically active area (geothermal gradient $>50^\circ C/km$), the dilution effect is of paramount importance. However, in the submarine environment, this dilution effect does not occur because the ground waters are sea water which contains about 3.0 wt. % NaCl. Indeed, it has been pointed out by Henley and McNabb (1977), that in submarine environments there is usually an increase in chloride upwards within the shell of magmatic vapour condensation into groundwater. Thus magmatic hydrothermal systems in the VMS environment, where any subsurface mixing of the magmatic fluids is with heated pore fluids of seawater salinity, may remain undersaturated with respect to metal sulphides until the fluids rise and are quenched by mixing with cold seawater at or just below the sea floor. This diffe-

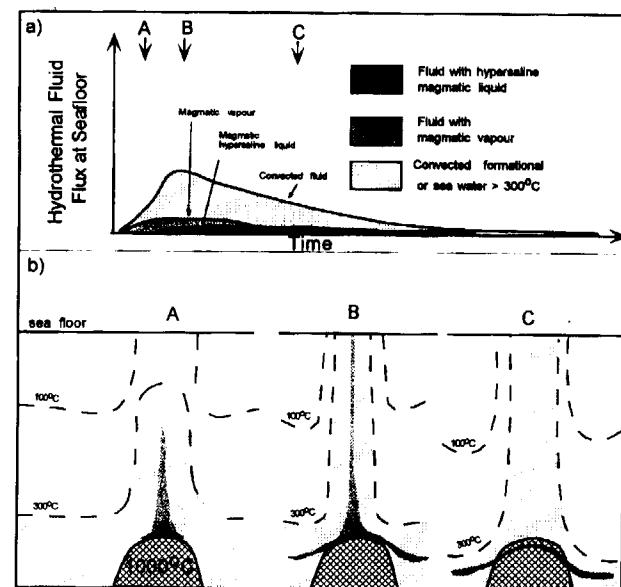


Fig. 13 Time sequence of hydrothermal discharge associated with a pluton that undergoes gradual devolatilization after emplacement. Such a scenario could be the emplacement at or just above the ductile-brittle transition of a magma that above its wet liquidus temperature, so that the decompression accompanying the transition from lithostatic to hydrostatic pore fluid pressures does not cause significant solidification within the pluton. Solidification of the magma is due to conductive heat loss from the pluton to the fluids of the convective hydrothermal system. The important characteristic in this scenario is that hydrothermal discharge is always dominated by convected seawater, although in the earlier part of its history it contains a magmatic hydrothermal fluid component.

rence in chloride concentration in indigenous pore fluids is probably the simple fundamental difference in genetic processes between the formation of porphyry copper deposits and the formation of VMS districts. In this respect, the latter can be considered to be submarine equivalents of the former.

In considering the applicability of magmatic hydrothermal systems to exploration strategies for VMS deposits, there are several constraints that deserve attention.

1. *The pluton must be emplaced in the zone of brittle deformation.*

The reason for this is two fold:

i) Focused hydrothermal systems, essential to form a VMS deposit, can only develop where fluid flow is channeled by open interconnected

fractures. For magmatic fluids to contribute significantly to the formation of a VMS deposit there must therefore be open interconnected fractures linking the top of the pluton to the sea floor. Such open fracture systems can only exist above the ductile-brittle transition

ii) As discussed above and illustrated in Fig. 10, the highest magmatic water flux is achieved by rapid decompression. The most rapid decompression will occur as the pluton rises across the ductile-brittle transition or by the downward propagation of extensional faults, when confining pressure drops from lithostatic to hydrostatic, and theoretically allow the magma to freeze and release all of its dissolved water in a geological instant.

Emplacement within the zone of brittle deformation means that the top of the pluton must usually be no deeper than 5 km below the VMS horizon, and therefore likely, but not necessarily, outcropping within a volcanic belt that has been folded. Geological evidence of a sudden decompression of the magma chamber includes seriate and hial textures in the plutonic rocks.

The deeper the pluton, the greater the amount of chloride that partitions into the magmatic fluid, and hence the greater the metal-carrying capacity of the fluid. On the other hand, the shallower the pluton the greater the probability of rapid solidification and the focusing of hydrothermal discharge into a spatially restricted hydrothermal vent field. There are thus no simple first order criteria for the identification of plutons most likely to have given rise to a VMS-forming magmatic hydrothermal system.

2. *The pluton must be "wet" i.e. saturated with volatiles.*

In order for any decompression, cooling or solidification to result in the exsolution of a magmatic fluid, the magma must be saturated with water. Repercussion of this are

i) Volcanism is likely to be explosive because of the very high overpressure developed by the onset of devolatilization as discussed above.

ii) Because the cooler the melt at any given pressure the greater the amount of water it can dissolve (see Fig. 10), maximum water contents in the melt can be expected in those magmas

that cooled the most during their ascent. Because the melting curves of most minerals in wet melts have positive slopes in P-T space, the wettest magmas are therefore likely to have the highest phenocryst: matrix ratio. Contemporaneous felsic lavas derived from such a magma chamber are likely to contain both quartz and plagioclase phenocrysts with a high phenocryst:matrix ratio. On the other hand, the greatest water:magma ratios (where magma is defined as melt + phenocrysts) is theoretically in those magmas that undergo decompression alone from their position in P-T- pH_2O space where they were generated by partial melting near the wet solidus. Contemporaneous felsic lavas derived from a magma chamber with this history are more likely to be aphyric.

3. *A hydrothermal convection cell will be associated with a VMS-producing magmatic hydrothermal system.*

The fundamental conditions for the generation of a magmatic hydrothermal system capable of forming a VMS deposit is that the pluton be emplaced above the ductile-brittle transition, and that the rocks between the top of the pluton and the ocean floor be permeable enough to allow to the focused discharge of the hydrothermal fluids. These are exactly the fundamental criteria for a VMS-forming hydrothermal convection system i.e. a localized heat source within a permeable sea-floor substrate. This means that:

i) a pluton that generates magmatic fluids that are discharged at the sea floor will also generate a hydrothermal convection cell involving sea water.

ii) since a magmatic hydrothermal system stops after solidification of the pluton, but a hydrothermal convection cell continues until complete cooling of the pluton, effects of the magmatic VMS-producing hydrothermal systems will be overprinted by effects of the hydrothermal convection cell.

iii) if the pluton that drives the hydrothermal cell is felsic, as the spatial and temporal association of the majority of VMS deposits suggests, then because most silicic magmas contain dissolved water, a VMS-forming convective hydrothermal system probably contained a magmatic hydrothermal component especially in the early part of its history.

Magmatic versus convective hydrothermal systems for VMS deposits.

Although it is suggested that there is a coupling of a magmatic hydrothermal system with a convective hydrothermal system for VMS deposits, at least those associated with felsic volcanic centres, the relative volumes of fluids from the two different systems and the relative timing of their discharge through the vent area depends on many factors. Important among these is the rate of pluton emplacement, depth of pluton emplacement, temperature and volatile content of the felsic magma, and the permeability and porosity of the volcanic sequence into which the pluton is intruded. In order to discuss the range of events and effects possible, two extreme cases are considered here.

Fig. 12 illustrates the case of a volatile-rich magma that is at a temperature just below its wet liquidus which is rapidly emplaced above the ductile-brittle transition. The rapid decompression of the magma as it crosses the ductile-brittle transition causes solidification of a substantial proportion of the melt and a concomitant release of dissolved volatiles. The resulting enormous increase in overpressure at the top of the magma chamber (which tends to inhibit further solidification) causes brittle failure of the roof rocks. The overpressure at the top of the magma chamber is relieved by the propagation of faults through to the surface and the extrusion of magma as explosive fragmentals and lava flows (Fig. 12-A). The resultant decrease in overpressure at the top of the magma chamber allows more of the magma to solidify, and the process of magmatic fluid release and overpressure relief is repeated until all the magma has solidified. In the case considered here, it is assumed that the initial overpressure release and subsequent complete solidification of the magma is almost instantaneous.

Under the extreme circumstance considered, where production of a magmatic fluid is fast compared to mixing rates with pore waters of the surrounding volcanic rocks, the ascent of the magmatic fluid can be considered to take place as a single plume. This is because the magmatic supercritical fluid, whose density will always be less than 0.7 g/cc above 600 °C (Bischoff, 1991), will always be buoyant in pore waters of seawater salinity that are heated as high as 350° C (Bischoff and Rosenbauer, 1985), and because

of its fast rate of production, it will displace, rather than mix with, interstitial waters of the volcanic rocks. As it rises and decompresses, the magmatic fluid will separate into a low salinity vapour phase and a hypersaline liquid phase, the relative amounts of the two depending upon the initial salt content and temperature of the magmatic fluid. In any event, considering that the salt content of the supercritical magmatic fluid is unlikely to exceed 5 wt.% NaCl, the mass of vapour will be at least ten times that of the hypersaline liquid, which can be expected to contain between 20 wt.% -50 wt.% NaCl. The vapour phase, having a much lower density and viscosity than the heated seawater or the hypersaline liquid, will rise rapidly as a separate plume, shedding a fall-out of more hypersaline condensate as it decompresses. The initial hydrothermal discharge will therefore consist dominantly of the vapour phase and probably synchronous with volcanic eruption (Fig. 12b -A).

The hypersaline liquid phase that collected at the base of the vapour plume will rise more slowly, providing, as assumed here, it is less dense than the relatively cool interstitial sea water in the volcanic succession. As the hypersaline plume rises it will tend to: a) cool by heating the rocks through which it passes; b) react with the rocks through which it passes, and because it is so very saline, leach additional metals along its flanks; c) mix with sea water at its nose and flanks; and d) boil as it decompresses. If water is its main component, its discharge is unlikely to be explosive unless seawater depths are less than 1 km. Heating of the interstitial seawater pore begins as soon as the magma is emplaced, and since its viscosity is in the same order of magnitude as the hypersaline brine, the first arrival of convected interstitial seawater at the surface will be at about the same time as that of the hypersaline brine (Fig. 12b-B).

The collapse of overpressures due to magma and fluid evacuation from the magma chamber may lead to caldera collapse (Fig. 12b-C) around the time of pluton solidification. Convection of interstitial seawater continues until the pluton has cooled to ambient temperatures which is long after the pluton has solidified and the production of magmatic fluid has ceased (Fig. 12-C).

In this scenario (Fig. 12a), initial hydrothermal discharge at the surface is dominated by a pulse consisting mainly of magmatic vapour that is

more or less coeval with volcanic eruption. Mineralization and alteration at this stage of the hydrothermal system may be analogous to that in porphyry copper systems, consisting of base metals at depth (a proto-stockwork ore ?) and the epithermal association of silica-precious metal mineralization nearer the surface. Perhaps the aluminous alteration associated with some VMS deposits was formed during this stage. The magmatic vapour plume is followed by a pulse dominated by the magmatic hypersaline liquid. Remembering that magmatic fluids are dominantly Na-K-Fe chloride brines (Fig. 16), their reaction with wallrocks along their ascent path may produce a metasomatism dominated by Fe-rich chloritization and perhaps sericitization. Sulphides may be precipitated along the ascent path of the brine due to adiabatic cooling of the hypersaline liquid as it boils, but (because the highly saline brine is presumably undersaturated with metals at elevated temperature) most of the high metal load is precipitated only when the magmatic hypersaline liquid is quenched by mixing with cold sea water. As noted in sections above, it is possible that 80% or more of the sulphide of a VMS deposit may have been precipitated by time the magmatic component to the hydrothermal system wanes. After solidification of the pluton, hydrothermal flow is restricted to convected seawater at temperatures below 400° C. This stage of hydrothermal activity, which in terms of time lasts much longer than that of the magmatic fluid-dominated stage, adds to the sulphide deposit, and overprints any magmatic fluid alteration assemblages.

The other end of the spectrum is depicted in Fig. 13, where a magma body is emplaced slowly at temperatures well above its solidus at or just above the ductile-brittle transition. The decompression as the magma crosses the ductile brittle boundary is insufficient to cause solidification at the high temperatures of the magma. Convection of interstitial sea water begins during emplacement because of conducted heat, so that by the time the pluton cools to volatile-saturation temperatures, a hydrothermal convection cell is already well established. Because production of magmatic fluid is at a low rate, and the overpressure at the top of the magma chamber is kept to a minimum by the gradual escape of magmatic fluid, there may be no volcanic eruption or brittle failure of the overlying rocks. The vapour phase of magmatic fluids is bled only gradually into the convective cell as the

magma devolatilizes and crystallizes, in contrast to the catastrophic release of fluids by sudden decompression illustrated in Fig. 12. If interstitial seawater surrounding the pluton has been heated to temperatures above 300° C, and the hypersaline brine contains > 30 wt.% NaCl equivalent, the hypersaline brine will not be buoyant, and will collect as a brine layer within solid parts of the pluton and/or in adjacent volcanic rocks. Some, or all of this brine, may be gradually entrained into later convecting seawater, to which it will both directly contribute metals and also enhance its metal-leaching capacity by increasing its salinity.

In this scenario, hydrothermal discharge at the sea floor is always dominantly convected seawater (Fig. 13a), but contains a component of magmatic volatile phase and hypersaline liquid phase (Fig. 13 A & B), which remains fairly constant until the pluton solidifies. Thereafter (Fig. 13 C), any magmatic component is restricted to the magmatic hypersaline phase entrained into the convection cell from the stratal aquifers in which it had collected during the solidification of the magma. Thus although in this scenario there is no distinctive magmatic hydrothermal phase, the magmatic hydrothermal system contributes its metal load to the ore-forming hydrothermal system.

In the real situation, the scenario is likely to be somewhere in between these two extremes, and complicated by factors such as multiple intrusion of magma, synchronous tectonic activity that causes pulses of pore fluid decompressions and magma devolatilizations, variations in volatile composition and content of the magma, etc. Whatever the scenario, the overall statistics that magmatic hydrothermal fluid will form anywhere from 5 wt.% to 20 wt.% of the hydrothermal flux integrated over the life of the hydrothermal system (largely depending upon the volatile content and temperature of the magma), and will supply between 30% to 90% of the metals in the deposit, does not change.

There are some features of VMS deposits that are better explained by a magmatic hydrothermal system than a purely convective hydrothermal system:

1. As discussed earlier, the preferential association of VMS deposits with felsic volcanic rocks, even though they comprise only a minor

petrochemical type in most volcanic belts, in itself bespeaks of a magmatic affiliation for economic VMS deposits. The propensity for individual deposits to be situated on top of rhyolitic extrusive rocks, as opposed to underneath them or on top of intervening mafic flows, finds a more rational explanation in terms of a magmatic hydrothermal model than the convection cell model. As discussed for scenario 1 above, the magmatic model predicts a coupling not only between the timing of overpressure release of a felsic magma chamber (which produces felsic volcanic extrusion) and the highest flux of magmatic hydrothermal release (in response to the decompression), but also the spatial association of felsic volcanic vents and hydrothermal vents (both magma and magmatic fluids escape upwards along the fracture system produced by overpressuring at the top of the magma chamber). The convection cell model, on the other hand, can only predict that hydrothermal flow will take place in response to any subsurface positive thermal anomaly (which is semi-permanent in a volcanically active area), regardless of the chemical properties of the medium that contains the heat, and utilizing any permeable conduits that may exist. In other words, the convection cell model can only predict that every submarine volcanic edifice will produce hydrothermal activity during every constructional episode.

2. The association of VMS deposits to volcanic fragmentals has long been recognized (the "mill rock" of Sangster, 1972). The association is even more pronounced for the larger deposits, e.g. Kidd Creek, Horne. The magmatic hydrothermal model predicts that the highest magmatic flux should be associated with explosive volcanism, since the latter is brought about by the overpressures induced by the solidification of a wet magma. At water depths in excess of 1 km, the boiling of water is not explosive enough to produce lithic hydrothermal eruption breccias. The fluid would have to contain large quantities of dissolved gases such as CO₂ for explosive discharge, and a magmatic fluid is much more likely to have these characteristics than a convection cell.

3. A magmatic hydrothermal system would also better explain the aluminous alteration present in some deposits e.g. the kyanite-muscovite alteration of the Anderson Lake deposit (Walford and Franklin, 1982; see also the compilation by Poulsen and Hannington, 1996). Aluminous alte-

ration is typical of high sulphidation epithermal deposits (Sillitoe, 1995) and a product of the very high acidities created by the condensation of a magmatic vapour phase and the formation of hydrochloric and sulphuric acids (Hedenquist, 1995).

4. For the same reasons outlined in 1 and 2 above, the "favourable horizon" is better explained by the magmatic hydrothermal model as indicating the timing of first decompression of a wet magma chamber rather than the convection cell model which more rationally predicts hydrothermal venting over the entire time span of construction of a submarine volcanic edifice.

5. Other features, including the preservation of sulphides, conformable alteration zones, and exhalative tuffite which are discussed later, also would appear to be more compatible with the settling of a magmatic hypersaline liquid as a subsurface reservoir in the volcanic pile or as a seafloor brine pool than accidents of a convection cell model.

6. A minor, but perhaps significant feature, is the apparent absence of vent fauna in most ancient VMS deposits, considering the prolific biomass associated with modern submarine hydrothermal vents. Although not expected for Archean deposits, perhaps megafauna should be preserved in Paleozoic and younger VMS deposits but there have been only a few reported of possible tube worms in Cretaceous and younger deposits (Haymon et al., 1984; Oudin et al., 1985). This absence of vent fauna could perhaps indicate an extremely hostile but short-lived environment during formation of VMS deposits, ranging from catastrophic eruption of lavas and fluids to brine pool conditions in contrast to the more benign environment of modern submarine hydrothermal vent fields.

One aspect of VMS deposits that is not better explained by one model over the other is the source and isotopic signature of sulphur in the deposits. For VMS deposits which are hosted in dominantly mafic volcanic belts and comprising the Cu-Zn type of deposit, the problem is not obvious, because sulphur isotopes are usually within a few per mil of zero and can be explained by derivation of sulphur from the footwall succession or magmatic sulphur with variable amounts of inorganically reduced seawater sulphate, especially in the higher temperature Cu-

rich core (see Fig. 7). For the Zn-Pb-Cu type of deposits, sulphur isotopes of the deposits track the time variation seawater sulphate curve (e.g. Sangster, 1976; Large, 1992). The possible explanations to this correlation are:

1. The hydrothermal convection cell leached diagenetic sulphides from sediments in the footwall succession. Providing the sediments are not more than ten million years older than the VMS deposit, the parallelism of the VMS and seawater sulphate curves would be preserved.

2. The pluton assimilated sediments not more than 10 million years older than the VMS deposits and delivered the sulphide component in its magmatic fluids.

3. The sulphide in VMS deposits is reduced coeval seawater sulphate of an anoxic water bottom.

Although an anoxic water bottom also provides a solution to the problem of sulphide preservation on the seafloor until they are buried, and short-lived anoxia would, as discussed below, also explain the favourable horizon phenomenon, it would also imply that there is a fundamental genetic difference between the Cu-Zn and the Zn-Pb-Cu types of VMS deposit, placing the latter as a higher temperature variant of Sedex deposits. There is actually some merit in this, when it is noted that most deposits of the Zn-Pb-Cu type occur in sedimented rifts, which is exactly the environment of Sedex deposits (Lydon, 1996).

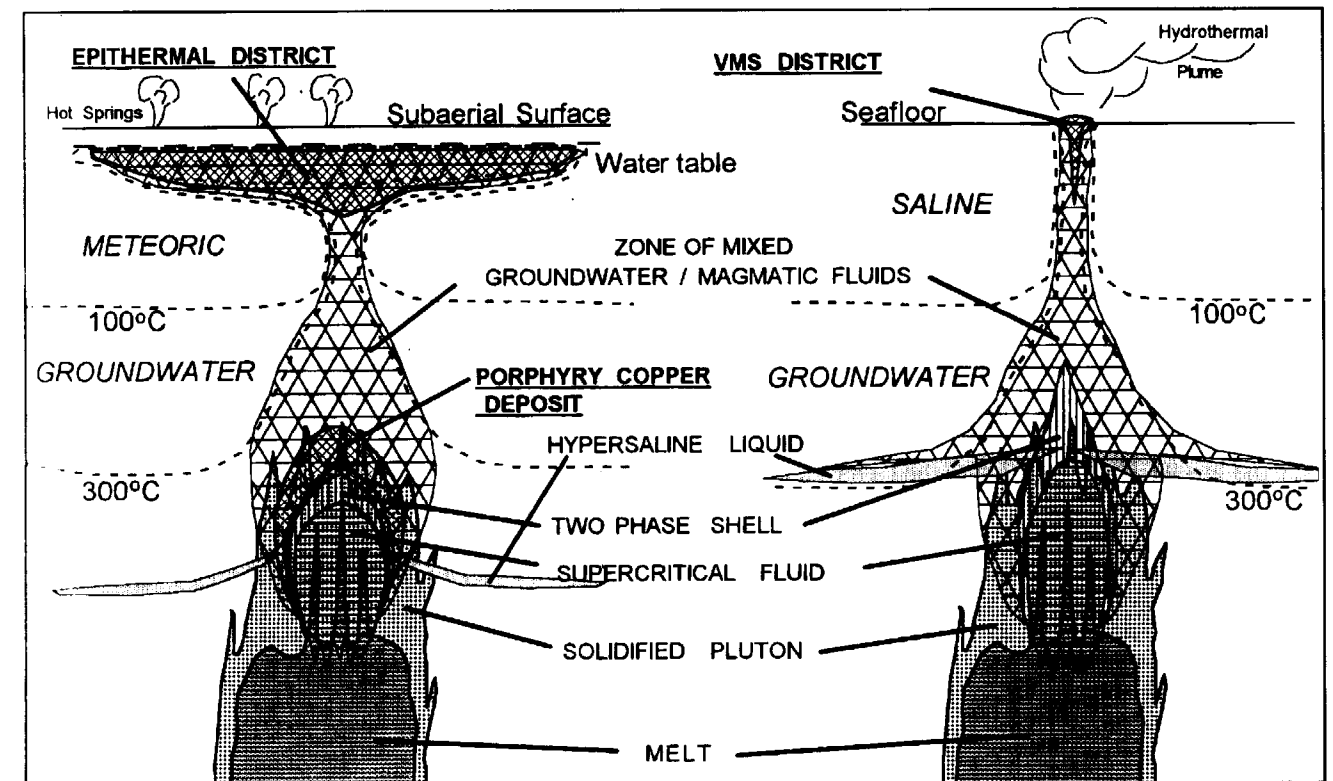


Fig. 14. Comparison of hydrologic features of the porphyry copper and VMS environments. Major differences include: Porphyry copper environment: 1) chloride concentrations of the magmatic fluid are diluted by mixing with groundwaters of meteoric origin, resulting in sulphide precipitation; 2) mixed magmatic fluid - groundwater fluids rise only to the water table where they spread laterally below the groundwater-air pycnocline; 3) fluids ponded below the water table pycnocline cool along the water boiling curve, resulting in the precipitation of epithermal type mineralization. VMS environment: 1) chloride concentrations of the magmatic fluid are increased by mixing with groundwaters of seawater origin, thereby increasing the solubilities of metals carried by the magmatic fluids (i.e. no sulphide precipitation in the zone of mixing); 2) mixed magmatic fluid - groundwater fluids rise to the seafloor and continue to rise into the overlying water column, resulting in the precipitation of sulphides by quenching the hydrothermal fluids with cold seawater; 3) fluids do not pond below the seafloor and at seawater depths > 1 km, fluids <300°C do not cool by boiling, and therefore no epithermal-type mineralization is formed. Subsurface mixing with cold groundwater produces stockwork mineralization along the hydrothermal upflow conduits. Note also the tendency for any hypersaline liquid to attain neutral buoyancy at a shallower depth in the VMS environment.

At the present time, the debate on the genesis of VMS deposits is largely of scientific benefit and interest. However, some aspects of the debate are pertinent to the exploration criteria that are derived from these genetic models:

1. *Hydrothermal convection cells involving seawater can form VMS deposits.*

This is proven by observations at modern submarine spreading centres where plutons of virtually anhydrous basaltic melt derived from the mantle are the heat source of the convection cells. However, most of the VMS deposits are very small, in the range of 103 to 105 tonnes, and the fate of most of them is to be destroyed by oxidation when hydrothermal flow ceases. That at least some of deposits of this origin can be in the economic range is suggested by the occurrence of ophiolite-hosted VMS deposits. However, in the light of the evidence that most ophiolites represent back-arc spreading centres, and in the Troodos and Oman ophiolites there is a spatial relationship between the VMS deposits and the distribution of plagiogranites, the involvement of fluids derived from hydrous magmas cannot be ruled out. Nevertheless, at the minimum, since a magmatic hydrothermal system produces a convection cell, every VMS deposit probably contains a proportion of metal that was supplied by convective hydrothermal fluids. The hydrothermal convective contribution to a VMS deposit therefore probably spans the range of 10% to 100%.

2. *Geochemical and alteration signatures of a hydrothermal convection cell will overprint signatures from a magmatic hydrothermal system.*

Therefore, exploration criteria at the mining camp scale using litho-geochemical or mineralogical signatures of hydrothermal alteration based solely on a convection cell model are valid.

3. *Formation of a VMS deposit requires focused discharge of the hydrothermal fluids at the seafloor.*

This is true regardless of whether the VMS deposit is formed from a seawater convection cell or a magmatic hydrothermal system. Therefore, exploration criteria at the mining camp scale involving the fracture control of venting sites are also valid.

4. *Favourable horizon.*

Since the life span of a magmatic hydrothermal system is less than that of an associated hydrothermal convection cell, and the life of the convection system (104-105 years - Cathles, 1983) may extend over the eruption of a considerable thickness of erupted volcanics (one eruption every 102 to 103 years - Macdonald, 1983), the magmatic versus convection cell models may have significance in determining the most favourable stratigraphic horizon for VMS deposits at a mining camp scale. This aspect is discussed later in discussing the connection between the generation of hypersaline fluids and the formation of exhalative tuffite horizons and conformable alteration zones.

5. *Regional exploration strategies.*

The distinction between the magmatic and convection cell models has more implications for exploration strategies at the regional scale than the district scale. Whereas, as noted above, any thermal anomaly within permeable oceanic crust will give rise to a convection cell, a VMS deposit formed from a magmatic hydrothermal system requires the high level emplacement of a hydrous magma. Hydrous magmas are most commonly generated above subduction zones in an arc or back-arc geological setting, and the most hydrous magmas are felsic fractionates of andesitic magmas or felsic partial melts of hydrated crust.

Composition of hydrothermal fluids

The compositions of hydrothermal fluids associated with seafloor hydrothermal systems are illustrated in Figs 15, 16 and 17. Discussion here will be limited to those features that are directly applicable to exploration criteria for VMS deposits.

Chloride content.

The chloride content of hydrothermal fluids is important because significant metal transportation in reduced hydrothermal fluids relies upon chloride complexing. All other parameters, such as temperature and pH, being constant, the metal-carrying capacity of an aqueous fluid is an exponential function of the chloride concentration. The chloride concentration of modern black

smoker fluids is usually around seawater concentrations (about 19,500 ppm), though, as noted above, variations from about half to double seawater concentrations have been reported and attributed to high temperature phase separation (Bischoff and Rosenbauer, 1989) (See Fig. 15). Salinities of fluid inclusions from ancient VMS deposits usually fall into the same range (Sangster, 1990).

Within the VMS environment fluids with much higher chloride concentrations would appear to be restricted to basinal brines or magmatic brines. Formational brines in sedimentary basins have chloride concentrations of up to 200,000 ppm, and their origins are usually ascribed to the dissolution of evaporites, the subsurface accumulation via density sinking of evaporitic brines (Hanor, 1994), or ion filtration process in a compacting argillaceous sequence (Graf 1982). It is interesting to note that the two modern examples of highly metalliferous fluids in a VMS-type geological environment (Red Sea and Salton Sea) both appear to have derived their chloride concentrations by the dissolution of evaporites, which, as suggested by their relatively high bromide concentration, probably still retained pore water evaporitic brine (Fig. 17) (i.e. contemporaneously very young uncompact evaporitic sequences). The availability of basinal brines to VMS-forming hydrothermal systems is probably restricted to sedimented back-arc basins or intracontinental rifts (Environment No.2, Fig. 18), both of which are prone to passing through a period of being a semi-restricted marine basin or inland drainage basin. Within volcanic arcs (Environment No.1, Fig. 18), the involvement of basinal brines is not a plausible possibility, and high chloride fluids must be restricted to magmatic brines, which as noted above may range up to 500,000 ppm chloride. In this connection it is interesting to note subaerial crater lakes with chloride concentrations about those of seawater (20,000 ppm) but with sulphate concentrations up to twenty times seawater concentrations, have been described from Indonesia, New Zealand and Mexico (see compilation in Poorter et al., 1989). In the case of Sirung Lake, Pantar, Indonesia, the chlorinity is ascribed to supply by a volcanic hot spring with a measured chloride concentration of 116,000 ppm, which in turn is thought to be fed by a reservoir of magmatic fluid that has collected about 500m in the subsurface (Poorter et al., 1989).

pH.

pH, chloride content and temperature are the main factors which determine the metal-carrying capacity of a reduced hydrothermal fluid. As a rule of thumb, all other parameters being equal, the metal carrying-capacity of a reduced hydrothermal fluid increases by about an order of magnitude for each unit per pH unit decrease. The pH of black smoker vents is usually around 3, this extreme acidity being attributed to the precipitation of magnesium hydroxysulphate hydrate as seawater is heated above 250° C (Bischoff and Seyfried, 1978). The pH of hydrothermal fluids at 200° C to 400° C in equilibrium with most rock types is in the range 5 to 7. The low pH of black smoker fluids, coupled with their seawater salinity levels, indicates a water-dominated system and that only clay minerals can co-exist with the fluid (i.e. smectite or smectite-chlorite alteration minerals). Judged in comparison to other metalliferous hydrothermal systems (e.g. Salton Sea), the metal-carrying capacity of black smoker fluids is due more to their acidity than their chloride concentration. Some volcanic hot springs have a pH <1 (e.g. compilations in Poorter et al., 1989; Weissberg et al., 1979). This extreme acidity is ascribed to in part the condensation of hydrochloric and sulphuric(ous) acids from magmatic vapours and in part due to the oxidation of sulphide in the meteoric environment, and may not reflect the pH of magmatic fluids themselves.

Major cations.

The major cation chemistry of hydrothermal systems is determined by fluid-rock equilibration in the reaction zone or hydrothermal reservoir. In this context the ratios of cations is more relevant than absolute concentrations. The cation ratios of several types of modern hydrothermal systems are illustrated in Fig. 16. The distinguishing features between hydrothermal systems from different geological environments are:

K/Na ratio

The K/Na ratio of a fluid in equilibrium with a rock increases with increasing temperature (Fournier and Truesdell, 1973). Above 150° C, heated seawater will leach potassium, but due to the paucity of potassium in basaltic rocks, black smoker fluids emanating from oceanic crust remain undersaturated with respect to potas-

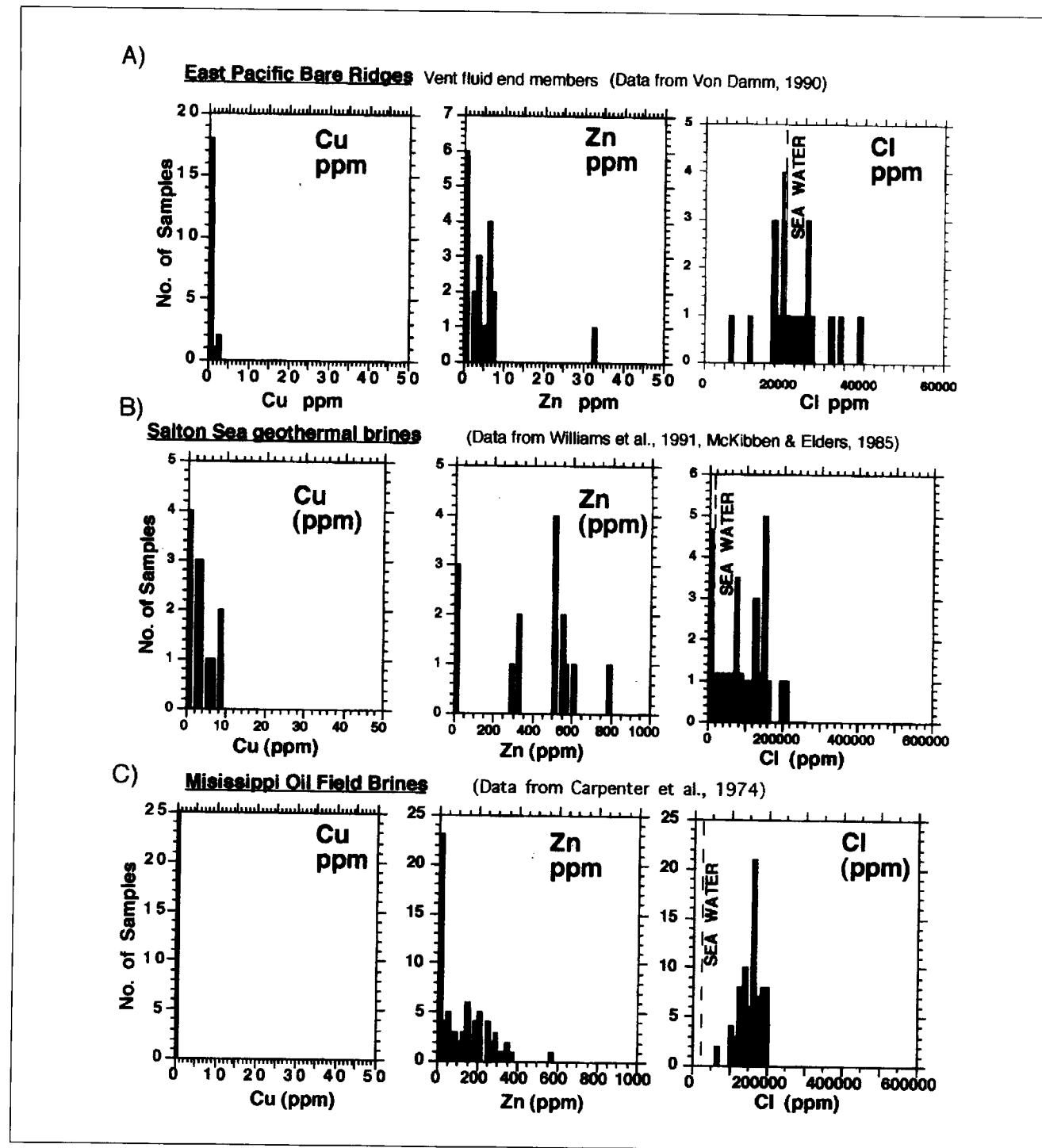


Fig. 15. Ore metal and chloride concentrations in some modern metalliferous hydrothermal systems, illustrating the correlation between chloride concentration and ore metal concentration. In modern black smoker systems of the EPR (A), maximum salinities are about twice that of seawater and maximum total ore metal concentrations are usually <10 ppm. Note that the variations in chloride concentrations are ascribed to phase separation at temperatures above 400°C. In the Salton Sea geothermal brines (B), with maximum temperatures of about 350°C, and Mississippi oil field brines, with maximum temperatures of about 140°C, salinities range up to fifteen times that of seawater and total ore metal concentrations, which are a direct function of chloride concentration in both cases, range up to > 500 ppm.

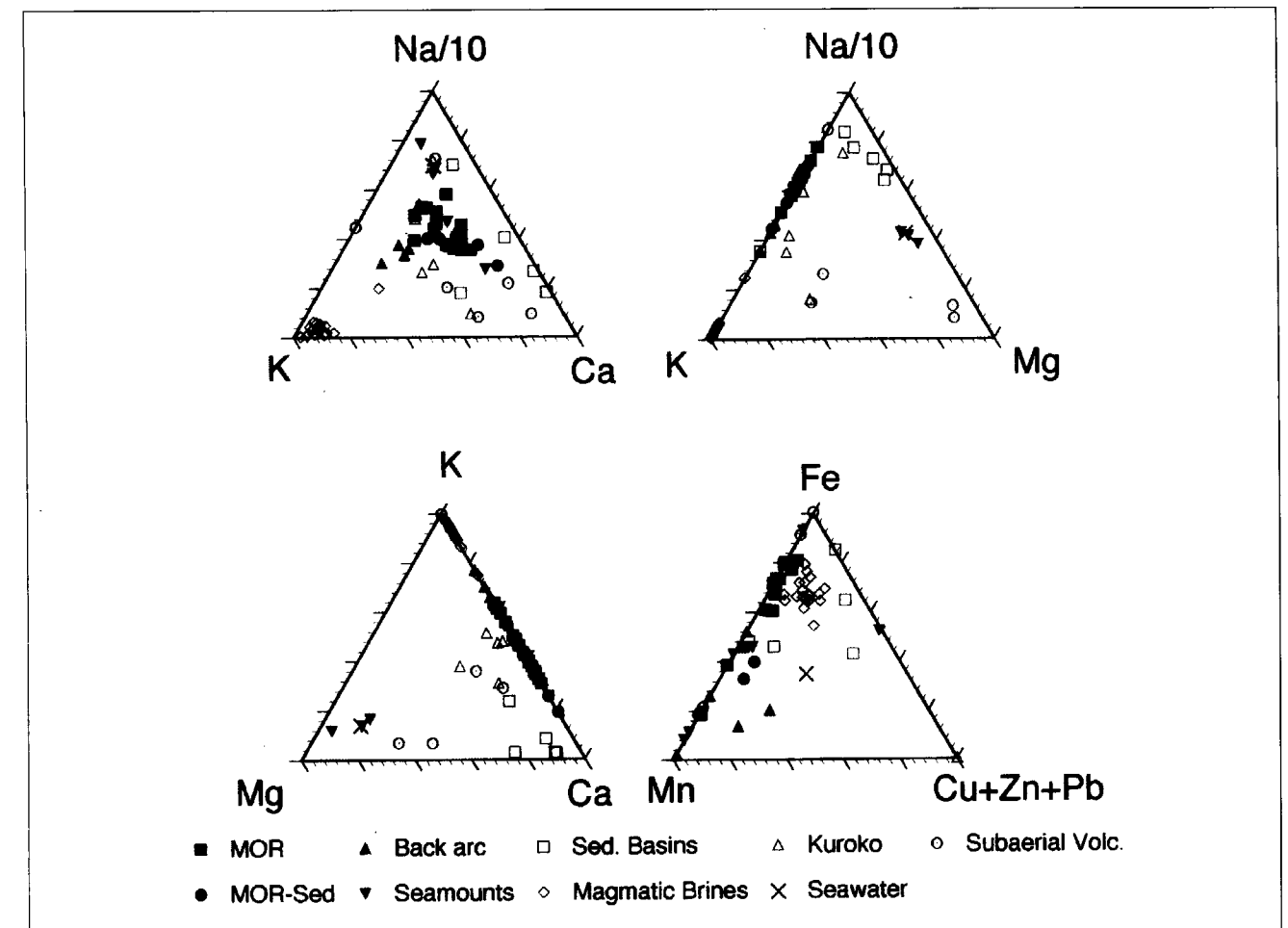


Fig. 16. Chemical compositions of metalliferous hydrothermal systems. Data for modern submarine vents is mainly from Von Damm, 1990; for magmatic brines from Cline and Vanko, 1995; for sedimentary basins from Carpenter et al., 1974; and Kuroko fluid inclusions from Pisutha-Arnond and Ohmoto, 1983. Note that in terms of major cations, magmatic brines are essentially K-Fe; modern seafloor hydrothermal fluids and basinal brines are essentially Na-Ca with K:Na ratios increasing with increasing temperature and degree of seawater evolution via reaction; and Kuroko fluid inclusions intermediate between magmatic brines and evolved seawater. For further discussion see text.

sium. Black smoker fluids emanating from sedimented rifts and/or felsic volcanics tend to have higher K/Na ratios (Fig. 16a), reflecting the greater availability of K in the source rocks rather than higher temperature, and may be closer to saturation with respect to potassium than their counterparts emanating from basaltic crust. Hydrothermal systems emanating from volcanically active areas have higher K/Na ratios than deep formational waters of sedimentary basins, reflecting their higher temperature. Magmatic brines, at least the ones from a porphyry molybdenite deposits illustrated here, are essentially Na-K chloride brines (N.B. Mg not measured). It is interesting to note, that the major element

chemistry of Kuroko fluid inclusions (Pisutha-Arnond and Ohmoto, 1983) permits the same interpretation as does interpretations based on stable and radiogenic isotopes (e.g. Urabe and Marumo, 1991 and references therein) which is that the ore fluids containing mixtures of magmatic waters, evolved seawater and seawater. It should be noted that magmatic brines from older than Middle Proterozoic may not contain such high potassium contents as those from younger granitic magmas, because of the low crustal concentrations of potassium that are reflected in the preponderance of tonalite-trondjhemite magmatic suites. Archean magmatic brines may therefore have been of a Na-Ca-Fe type.

K/Ca ratio is a similar indicator of reaction temperature as K/Na.

Ca/Na ratio

Ca/Na ratio largely an indicator of the degree of Mg for Ca exchange, the amount of albitization that has taken place in oceanic crust, and the presence or absence of calcium carbonates in the source regions. Hydrothermal fluid in sedimentary rocks typically have higher Ca/Na ratios than those in volcanic rocks, largely because of fluid reaction with the high calcium carbonate content of sediments.

Mg/Na and Mg/Ca ratio (Mg concentration.).

The main reaction in a convection cell involving the circulation of heated seawater through oceanic crust is the depletion of magnesium (Fig. 16b,c). Heated seawater reacts with glass and feldspar in the fresh rock to form a magnesium-

bearing smectite or chlorite and in doing so releases calcium and sodium to the fluid. This calcium enrichment from rock reaction, in the great majority of cases, more than offsets calcium loss due to the precipitation of anhydrite as seawater is heated (Fig. 16a). The assumed lack of magnesium in modern black smoker vents has given rise to the general perception that all VMS-forming hydrothermal fluids similarly lack magnesium, and any magnesium enrichment observed in alteration products associated with VMS deposits are due to the entrainment of seawater. "End-member" black smoker hydrothermal fluids are calculated by extrapolation to zero Mg, but this sometimes gives negative values for sulphate concentration, showing that some vent fluids contain at least several millimoles of Mg. Whether ore fluids for VMS deposits contain magnesium or not is of relevance in interpreting lithogeochemical Mg:Na:Ca patterns as a guide to the upflow zone and discharge vents of an ore-forming hydrothermal system.

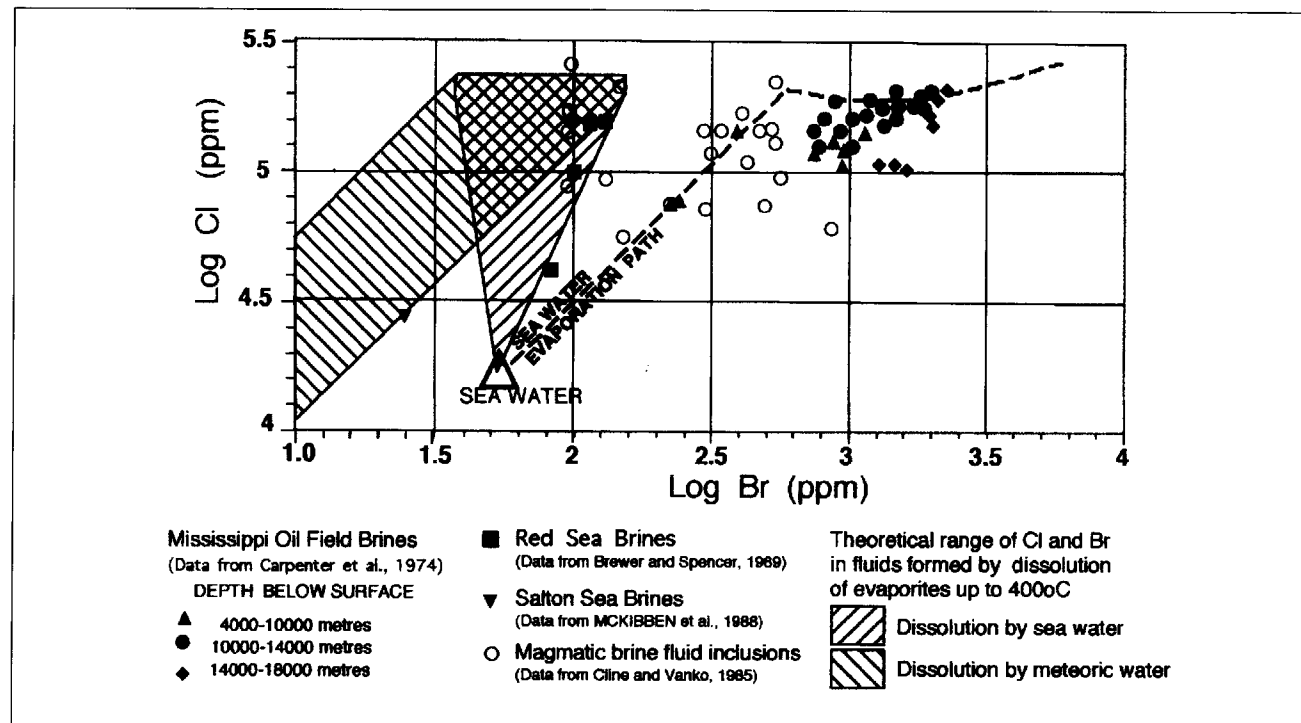


Fig. 17. Chloride and bromide concentrations of some metalliferous hydrothermal fluids. The thick dashed line is the path seawater undergoing progressive evaporation to dryness (liquids on this path are referred to in the text as an "evaporitic brine"). Note that there are two main fields: 1) Evaporitic Brines - Mississippi oil field brines are best explained by the dilution of an evaporitic brine by fresh water (meteoric or expelled clay interlayer water); 2) Dissolved Evaporites - the Red Sea Brines are best explained by the dissolution of evaporites by (and/or later mixing with seawater) in the brine pools and the Salton sea brines by the dissolution of evaporites by (and/or later mixing with) relatively fresh water. The compositional range of magmatic fluids is probably in part an artifact of the low precision of the synchrotron XRF technique, but interestingly coincides with the two major field noted above.

As mentioned above, the magnesium depletion in modern black smoker fluids reflects the smectite or smectite-chlorite alteration assemblages in the reaction zone. The same evolved seawater solution in equilibrium with say a chlorite-albite or an aluminous mineral assemblage may contain very significant concentrations of magnesium. Certainly, hydrothermal fluids of volcanic hot springs (aluminous mineral assemblage in reservoir zone?) and basinal brines of sedimentary basins (chlorite-feldspar mineral assemblage) contain significant concentrations of magnesium (Fig. 16b). Mg enrichment, especially in the core of alteration pipes to VMS deposits, may indicate that the ore fluids are not simply evolved seawater of the black smoker type.

Metals.

The distribution of metals in the data set of hydrothermal systems used here is shown in Fig. 16d. Concentrations of zinc range up to 180 ppm in the Lau basin (Foquet et al., 1993) and up to 58 ppm on the Juan de Fuca ridge, but the concentration in most black smoker fluids is usually 1-2 ppm. In contrast, zinc concentrations of Zn in sedimentary brines commonly range 100-500 ppm (Carpenter et al., 1974; McKibben et al., 1988) and in magmatic fluids 1000-3000 ppm (Cline and Vanko, 1995). Cu concentrations of about 1 ppm are reported for black smoker vents, usually <1 ppm in sedimentary basins and 1000-3000 ppm in magmatic fluids. Where measured, Pb is usually <0.1 ppm in black smoker vents, 10-100 ppm in sedimentary basins, and up to 1000 ppm in magmatic brines. Fe ranges up to about 100 ppm in black smoker vents though concentrations of about 1000 ppm are reported for the Juan de Fuca Ridge (Von Damm et al., 1990), up to 100 ppm in sedimentary basins, and 10,000-30,000 ppm in magmatic fluids. Inasmuch as the grade of a VMS deposit reflects its (Cu+Zn+Pb)/Fe ratio, it is interesting to note that this ratio in potential ore fluids is not strongly dependent upon its geological environment, though ore fluids emanating from convection cells in oceanic crust have the lowest ratio. This latter correlation supports the argument that convection cells are less likely to form high grade deposits than magmatic fluids or formational brines. Fluids from back arc basins, sedimented ridges and seamounts have the highest Mn/Fe ratios.

There is debate over the source and the significance of relative proportions of the metals in VMS deposits. Isotopic tracers are not conclusive, but point to the metals being at least partially derived from the rocks up to 5 km below the deposit with possible direct contributions from magmas. The relative proportion of the metals in the deposit are considered to represent their relative abundance in the source area (e.g. Doe, 1994; Hannington et al., 1995). However, as pointed out by Lydon (1983), this point of view is only valid if the ore solutions remain undersaturated in the source region with respect to the metals. If the ore fluid become saturated with respect to the metals then it is the pH, Eh, anion composition, temperature and pressure of the ore fluid, and the stable ore mineral assemblage that these conditions dictate, that determines the relative abundances of the metals that are mobilized and not the relative abundances of the metals in the source rocks.

REGIONAL SCALE DISTRIBUTION PATTERNS OF VMS DEPOSITS

It is beyond the scope of this article to discuss in detail the range of geological environments in which VMS deposits occur. In making generalizations of their distribution at the regional scale the following points have the greatest pertinence to exploration strategies.

Arc and Back-Arc Basins.

The great majority of VMS districts, particularly the most productive mining camps, are associated with bimodal andesite-rhyolite and tholeiite-rhyolite volcanic edifices. As schematically illustrated in Fig. 18, the geological setting of an andesitic suite is usually interpreted as an arc environment, in which hydrated oceanic crust is partially melted above a subduction zone, with the rhyolites representing fractionation products of an andesitic magma chamber or the first partial melts of hydrated crust associated with the ascent of the andesitic magma. The geological setting of a tholeiite-rhyolite bimodal suite is usually interpreted as a back-arc basin or intra-continental rift, the tholeiites representing partial melting products of upwelling mantle, and the rhyolites formed by partial melting of the continental crust or the sediments into which the tholeiitic magma chambers are emplaced.

The significant factor to exploration strategy is not so much the geological setting as the bimodality of the volcanic suites. The bimodality of the volcanic suites requires the arc or rifting environments, but the environments may not necessarily produce the bimodality. There are extensive terrains of andesitic volcanics showing a typical calc-alkaline differentiation trend of andesite-dacite-rhyolite volcanic rocks that are barren of VMS deposits. For example, 80% of the volcanic rocks in the Abitibi belt are in this category, indicating an arc or back-arc geological setting, yet host only 7% of the VMS tonnage (Barrie et al., 1993). The bimodality of the volcanic suite indicates two separate types of magma chambers. The much more voluminous tholeiitic or andesitic volcanic suites reflects the composition of the main magma emplaced in the crust, and the compositions indicate relatively high magmatic temperatures (1000-1500°C). The volumetrically minor felsic volcanic rocks reflect the compositions of smaller separate plutons formed by relatively low temperature (600-1000°C) partial melting of hydra-

ted crust by the higher temperature mafic plutons or batholiths.

The other major group, in terms of numbers of deposits, comprise unimodal tholeiites of ophiolitic suites. The evidence for a supra-subduction zone origin for most ophiolite suites (e.g. Pearce and Cann, 1971) puts ophiolites in the context of a back-arc basin that has spread to the extent of forming oceanic crust, rather than a mid-ocean ridge setting.

Felsic volcanic centres.

The great majority of VMS deposits occur in felsic volcanic centres, in many cases indicating a temporal and spatial relationship to the eruption of a relatively minor and very specific magma type when viewed in the context of a volcanic belt as a whole. For example, within the Abitibi Belt, only 6% of the volume of volcanic rocks are rhyolites (Goodwin and Ridler, 1970) yet over 90% of the VMS tonnage is in felsic volcanic centres. This very restricted spatial and temporal distribution to areas of felsic volcanism is in

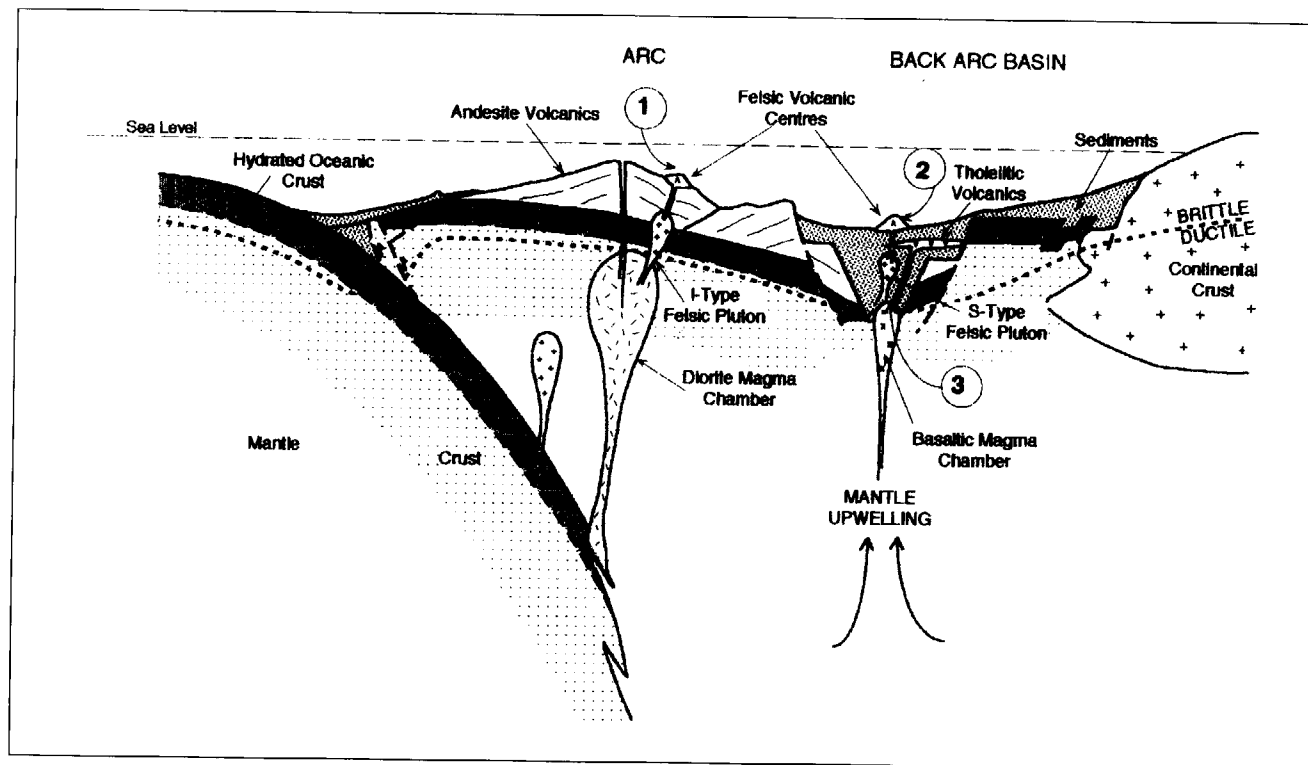


Fig. 18. Schematic illustration of the most favourable geotectonic environments for VMS deposits:
 1. Associated with felsic volcanic centres of submarine andesitic stratovolcanoes.
 2. Associated with felsic volcanic centres of bimodal tholeiite-rhyolite suites in sedimented rifts of back arc basins.
 3. At spreading centres of oceanic crust (ophiolites), which is not illustrated per se, but is generated by continued spreading of the back arc rift to the extent of forming oceanic crust.

itself a compelling argument that VMS deposits are the result of a dominantly magmatic process. Although the connections may be that a pluton must be at a high level in order to drive a convection cell of a magnitude large enough to form a substantive VMS deposit and that most high level plutons have felsic compositions, the connections may also be that only felsic magmas produced by the partial melting of hydrated crust contain enough water and chloride to produce enough metalliferous magmatic fluid for ore formation. After all, not all felsic pluton emplaced in the subaerial environment produce porphyry copper deposits. The most productive ones typically show the greatest amount of contamination by the assimilation of hydrated crustal rocks (Sillitoe, 1991; Clark, 1993; Russell et al., 1995).

At the other end of the spectrum, especially in sedimented rifts such as Bathurst, Green Tuff Belt and the Iberian Pyrite Belt, in which volcanism is bimodal tholeiite-rhyolite, felsic rocks may dominate the volcanic products. For example, in the Bathurst mining area non-intrusive lithologies of the productive Tetagouche Group are composed of 53% sediment, 32% felsic volcanics and 15% mafic volcanics (Lydon, 1984). The inference here is of limited spreading within a rift environment, so that the majority of tholeiite melt remained at the base of the sedimentary or crustal sequence, but the less dense felsic products of crustal partial melting that rose to high enough crustal levels to generate volcanism. It is perhaps significant that VMS districts characterized by a dominance of felsic volcanics within a rift-controlled sedimentary basin, of which the Iberian Pyrite Belt and the Bathurst area are prime examples, are the most productive in terms of tons of sulphide per unit area of volcanic rock. Whether this can be attributed to the higher water content of crustal material assimilated by the magmas, the involvement of saline formational waters in the ore-forming system, or some other factor, remains to be determined.

At the more local scale, the great majority of deposits are located on or around the felsic volcanic vents themselves. For example, the immediate footwall of 70% of Australian VMS deposits is rhyolite (Large, 1992). This emanation of ore fluids that form VMS deposits from the same vents as the felsic volcanics themselves immediately after a volcanic eruption would certainly be viewed by a casual observer as just another phase of the volcanic process, in the same way

that earthquakes and tremors normally forewarn of an eruption and scattered hot springs (hydrothermal convection) on a volcano are the normal aftermath to an eruption than may last for hundreds or thousands of years. As discussed above, hot springs are an integral part of all volcanism, whether it is submarine or subaerial. The emanation of fluids that form VMS deposits is not. The logical conclusion is that the fluid emanations that form VMS deposits are not a normal manifestation of hot spring activity in the aftermath of a volcanic eruption, but instead constitute a magmatic product that is almost exclusively associated with rhyolitic volcanism.

Age distributions

The oldest VMS deposits known are those in 3.5 billion year old rocks in the Pilbara Block of Western Australia (Barley, 1992) and the Barbeton greenstone belt of South Africa (de Ronde et al., 1994). The youngest are of course those on the modern ocean floor. The age distribution of Canadian VMS deposits are shown in Fig. 19. The number of deposits reflects the age distribution of volcanic belts in Canada, which are dominated by those of the Superior (Archean), Transhudson Belt (Proterozoic), and Appalachian Province (Paleozoic). An interesting statistic, but not available, would be a normalization of the number of deposits to the total area of volcanics of that age group, to determine whether the evolution of the earth has generally become more or less conducive to the formation of VMS deposits, or whether there have been particular periods of climatic or oceanic conditions (e.g. anoxia) that are more productive. The average amount of ore metal contained in a deposit (18b) has not changed significantly with time nor has the average size of a deposit (Fig. 19d). The high average size for the Jurassic is an artifact of the large size of the Windy Craggy deposit and the small number of other deposits in this age group. The total amount of ore metals (Fig. 19c) reflects the age of the most productive volcanic belts in Canada, and in part is an artifact of the amount of exploration carried out in the different belts. Interestingly, the general increase towards more copper rich deposits with time (Fig. 19e) is only in part an artifact of economics (the majority of mines in Appalachia were operated before zinc became an economic commodity). Interpreted only in terms of the chemistry of the ore fluids this statistic would imply that they have become hotter with time,

contrary to expectations from the general decrease in geothermal gradients since 3.0 Ga. On average, deposits have become more Pb rich with time (Fig. 19f), reflecting the increasing amount of potassium (and lead)-rich continental crust with time and the importance of sediment-filled back-arc basins or sedimented rifts as venues for VMS deposits since the Proterozoic.

From the above considerations, the age of a submarine volcanic belt should not be factor in exploration strategy.

DISTRICT SCALE DISTRIBUTION PATTERNS OF VMS DEPOSITS

The most important characteristics of VMS deposits at the district or mining camp scale for exploration strategies are:

Clusters.

VMS deposits tend to occur in spatial groups or clusters. In other words, a felsic volcanic centre known to contain one deposit has a high probability of containing several others. Sangster (1980) calculated that the average area occupied by a cluster was equivalent to a circular area about 32 km in diameter, and that each cluster on average contained 12 deposits and 94 million tonnes of ore.

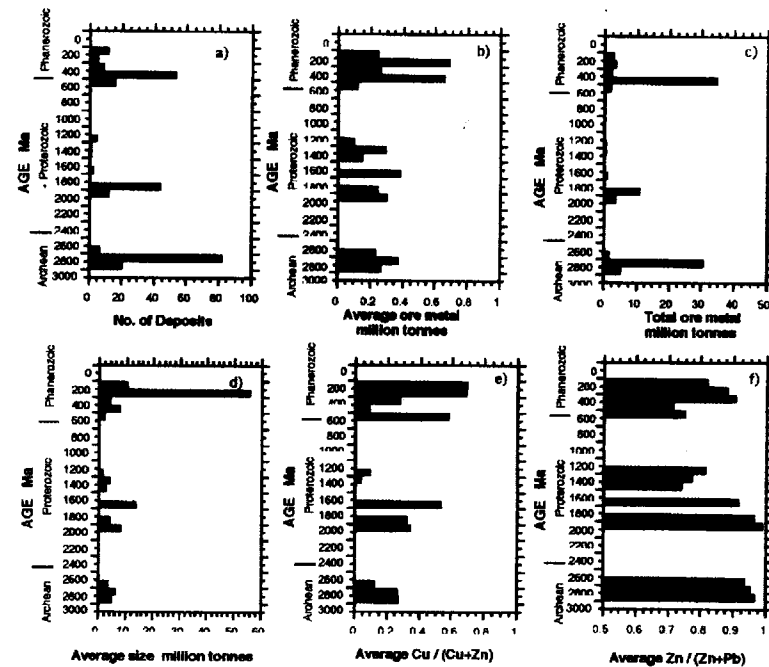


Fig. 19. Distribution by age of the indicated parameters for Canadian VMS deposits.

Hodgson and Lydon (1977) suggested that one of the most favourable geological environments for the formation of VMS deposits are resurgent volcanic caldera, which usually have a diameter of 20 to 30 kms and thus correspond to the size of VMS clusters (Sangster, 1980). Deposits in several VMS mining camps, including the Hokuruko Basin (Ohmoto and Takahashi (1983), Noranda area (Gibson and Watkinson (1986), and Sturgeon Lake area (Morton et al., 1990); have now been recognized as occurring in cauldron-fill volcanic sequences, and concentrated along syn-volcanic faults within the cauldron or along ring fractures of the cauldron periphery.

Deposits of the same cluster tend to have the same chemical which reflect the chemistry of the ore fluids, including the relative proportions of the ore elements, Pb isotopes and S isotopes. As illustrated in Fig. 20, the range of metal ratios (noting that ore grade is largely equivalent to ore metal : Fe ratio) of single clusters are very tight; are different to clusters of other areas; and are very much less than a population of the same geological setting and same age that includes more than one cluster (illustrated by the Bathurst area and Kuroko deposits). Of the ore elements, the Zn/Pb ratio is most reflective of the chemistry of the ore fluids because these two elements are not fractionated during precipitation of their sulphides by cooling of the ore fluid (Lydon,

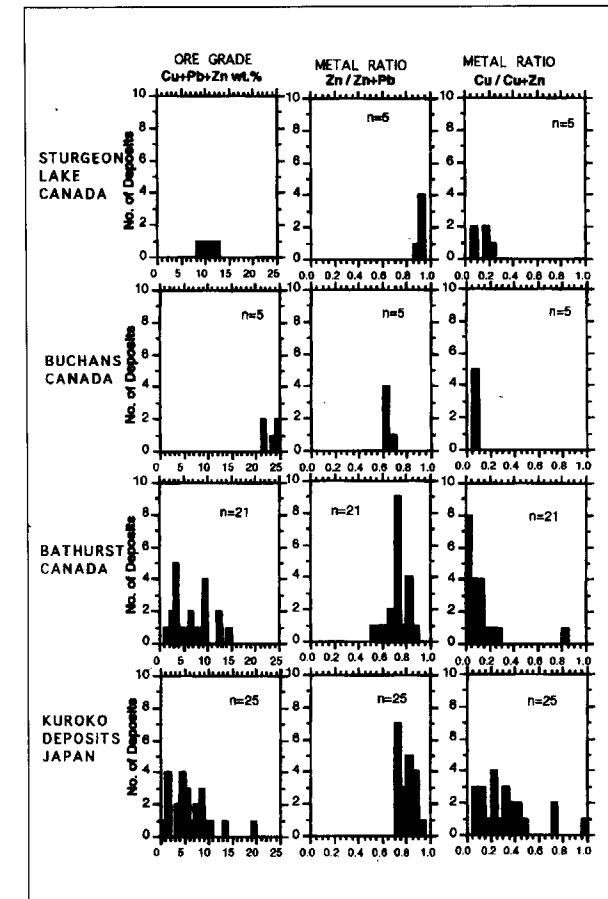


Fig. 20. Selected chemical parameters of VMS deposits for some individual clusters (Sturgeon Lake and Buchans); a group of two clusters (Bathurst); and a group of four clusters (Kuroko deposits of Japan), illustrating that a single cluster has a narrow and distinctive range of parameter values but groups of clusters, even of the same age and geological setting, do not. This is evidence that single clusters represent formation of their different component ore deposits from the same single hydrothermal system. See text for discussion.

1983). The double peak of Zn:Pb ratios for the Bathurst area reflects deposits of the two different productive stratigraphic horizons, which illustrates that time as well as space influence the composition of the ore fluids.

The unique chemical signature of ore deposits of a single cluster suggests that a single cluster is formed from by fluids from the same large scale hydrothermal system, even though the discharge vents may be separated by distances of 30 km or more. This pattern is difficult to explain in terms of single convection cells for each ore deposit even though the different cells are driven

by the same heat source. This is because it is more than likely that are differences between the lithologies (mineralogy), temperature and pressure of the different reaction zones (which in turn determine the chemical character of the hydrothermal fluids) that may be 30 km apart. The uniformity of chemical signatures throughout a cluster suggests that all ore deposits represent different leakages from the same homogenized hydrothermal reservoir. Modern homogenized metalliferous hydrothermal reservoirs of the spatial dimensions required by the size of a cluster are confined to formational waters, whether they are stratal as in the case of the Mississippi oil field brines (Carpenter et al., 1974) or whether they are diapiric, as in the case of the Salton Sea (e.g. McGibben et al., 1983). If the hydrothermal reservoir was initially stratal, then the mere fact that they were synchronously discharged over a large area (see "favourable horizon" below), indicates that at the time of hydrothermal discharge the entire reservoir had become buoyant and therefore formed a subsurface diapir. The other possibilities for synchronous regional discharge is by seismic pumping, as for example the widespread expulsion of groundwaters that accompanied the Matsushiro earthquake swarm (Nur, 1974), or the venting of magmatic fluids resulting from the sudden decompression of a wet high level pluton, for which there are no known modern examples.

There is support for the latter interpretation. Fig. 21 shows lead isotopes for ore deposits of the Abitibi belt. Ore deposits of the same cluster have lead isotope signatures that group separately from ore deposits of other clusters, illustrating the characteristic chemical homogeneity of ore minerals from single clusters that is described above. Pb isotopes of the volcanic rocks that host the deposit are more radiogenic than the ore leads. Because in an oceanic volcanic setting the only sources of Pb are the magmas or seawater, the radiogenic character of the volcanics can only be due interaction of seawater with the volcanic rocks. Because most seawater exchange with ocean floor rocks takes place near the seawater interface, the volcanic rocks probably attained their radiogenic character early in their burial history, and therefore before they were buried to the depths of the reaction zone of a convective hydrothermal systems. The ore leads, however, indicate derivation from a source that had not been affected by radiogenic lead enrichment. In other words, the ore lead has not been

leached from volcanics that have interacted with seawater, nor have they been derived from a mixed source of rocks (e.g. a dual volcanic and plutonic rock source as might be expected for a convection cell). The most reasonable interpretation is that the ore lead for these VMS deposits were derived directly from a pristine magma chamber.

This conclusion is further supported by comparison to Pb isotopic characteristics of modern sulphide deposits formed by seawater convection cells (Fig. 22). For bare ridges, the ore leads have the same range of Pb-isotope ratios as the volcanic rocks, and in sedimented ridges, the ore leads are a mixture of lead from volcanics and sediments. In other words, in convection systems the Pb isotopes of ore leads are a mixture of the rock leads of the different source rocks through which fluids of the convection cell have passed. In a magmatic hydrothermal system the ore leads will reflect only the magma lead isotopic signature.

Favourable horizon.

Within each cluster most ore deposits occur within a narrow stratigraphic interval that is only a

fraction of the total stratigraphic span occupied by rocks of the volcanic edifice that hosts the deposits. For example, in the Noranda area 22 of the 30 massive sulphide deposits whose stratigraphic position is known, occur within the third volcanic cycle of rhyolitic volcanism (a cauldron sequence), and of these 22, 15 occur at or near the base of the second cauldron cycle over a vertical thickness that is less than 5% of the cumulative 7.5-9 km thickness of the Noranda shield volcano (Gibson and Watkinson, 1990). In some areas, this stratigraphic interval is marked by an horizon of "tuffite" or "tuffaceous exhalite", a sedimentary unit consisting of a mixture of a fine grained volcanic product, usually considered to be an ash, and chemical sediments, consisting of silica, iron sulphides, iron oxides and carbonates. The C Tuff at Noranda, the Key Tuffite at Matagami, and the iron formation of the Bathurst Horizon at Bathurst, are examples. The tuffite usually extends over a high proportion of the area of a cluster and has been interpreted to represent sedimentation from hydrothermal plumes during an hiatus in volcanic activity e.g. MacGeehan and MacLean, 1980; Gibson et al., 1983; Kalogeropoulos and Scott, 1988. As discussed in the next section, the close spatial association between tuffaceous exhalite and

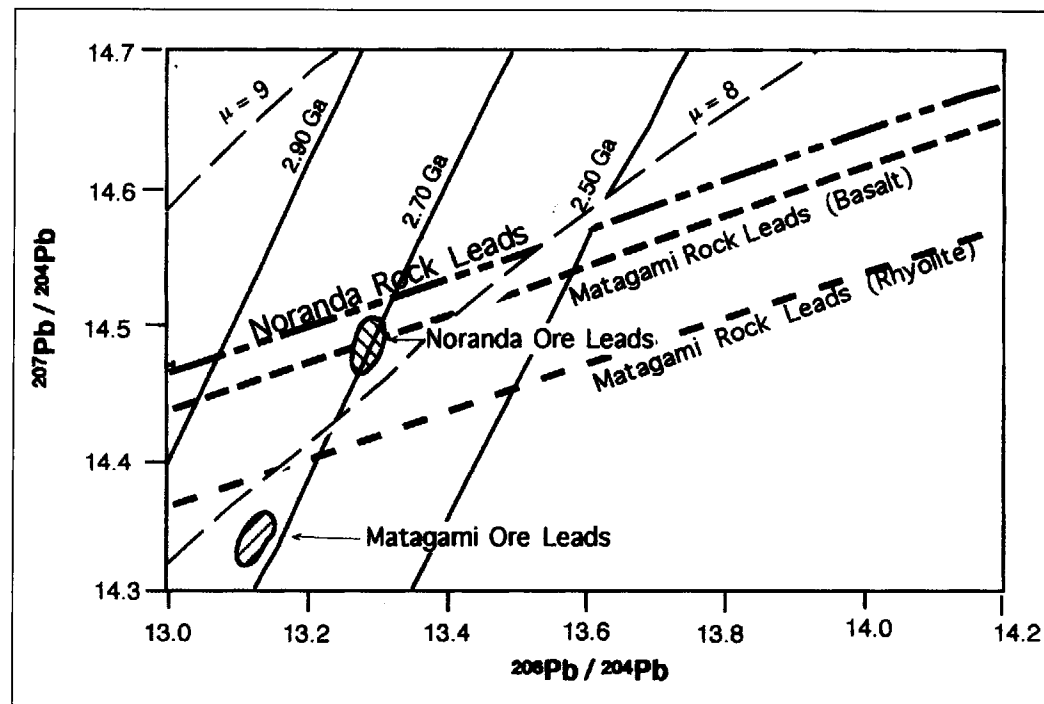


Fig. 21. Relationships of the lead isotope ratios of ores and host rocks in the Abitibi belt. Note that rock leads are more radiogenic than rock leads. After Vervoort et al., 1994.

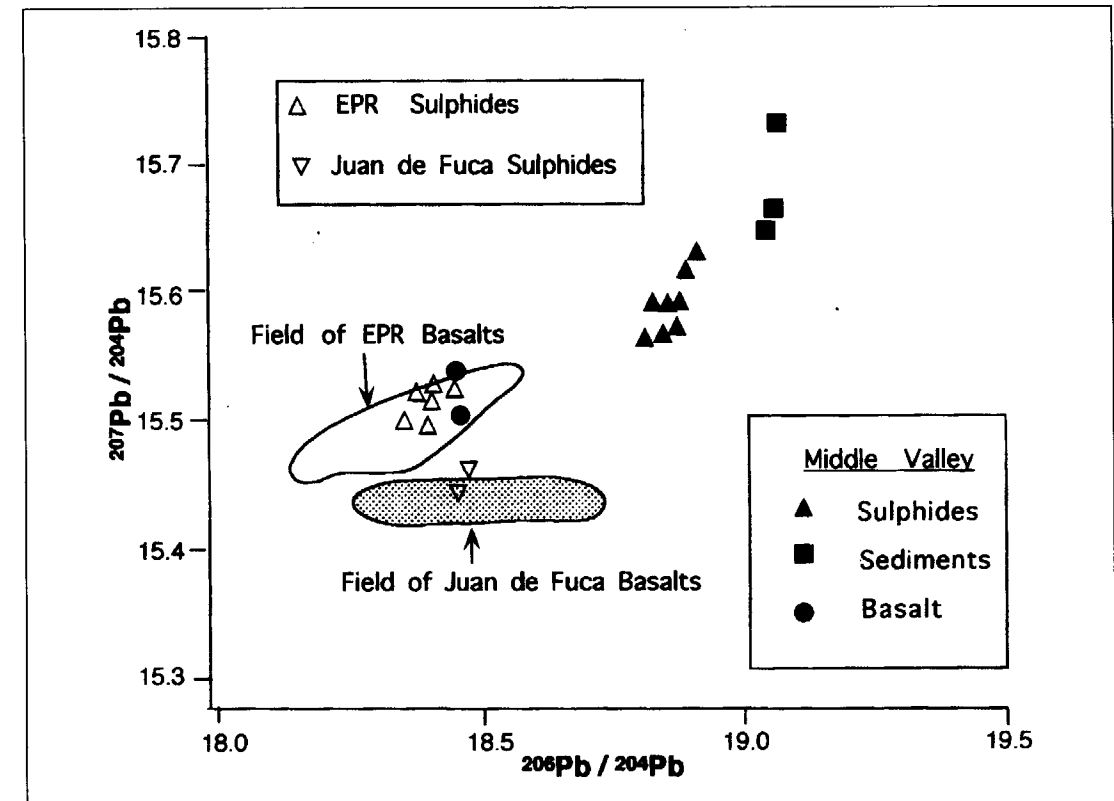


Fig. 22. Relationships of the lead isotope ratios of sulphides to those of associated lithologies in the modern seafloor environment. After Goodfellow and Franklin (1993).

conformable alteration zones might suggest that these mixtures of fine volcanic detritus and chemical sediments may reflect sedimentation within a brine pool that is a submarine equivalent to the subaerial saline crater lakes of Indonesia, New Zealand and Mexico mentioned above.

This restriction to the stratigraphic range of deposits is difficult to explain in terms of a convection cell model. At Noranda (see Fig. 23), oxygen isotope studies (Cathles, 1993b; Paradis et al., 1993; Hoy, 1993) show a stratigraphic upwards general increase in oxygen isotope ratios, with the lightest (highest temperature equilibration) at and around the margins of the Flavrian pluton, and the heaviest (coolest temperature equilibration) at the stratigraphically youngest VMS deposit of the area. The observed pattern is of course the integrated effect over the life of the convection cell, and calculated thermal gradients of 100° C (Paradis et al., 1993) to 200° C (Hoy, 1993) at the top to 500° C (Paradis

et al., 1993) to 300° C (Hoy, 1993) at the bottom may not represent actual gradients at any one time. The coherency of the patterns with respect to the Flavrian pluton (Cathles, 1993b) supports a convection cell interpretation to the data, because the patterns are exactly those predicted for a hydrothermal convection cell driven by a cooling pluton (Cathles, 1983). However, in themselves, the oxygen isotope patterns do not prove a convection cell model for the VMS deposits, especially in the light of some enigmas. For example, the oxygen isotope contours overprint the Dufault pluton, which has been radiometrically dated as about 10 Ma younger than the Flavrian pluton (citations in Kerr and Gibson, 1993) and whose contact metamorphism affects the alteration pipes of some of the VMS deposits to form "dalmationite" (cordierite-anthophyllite rocks) e.g., Riverin and Hodgson (1980). If a convection cell model is applicable to the Noranda deposits, and that, as the oxygen isotope indicate, the hydrothermal convection continued until deposition of the Fourth and Fifth volcanic

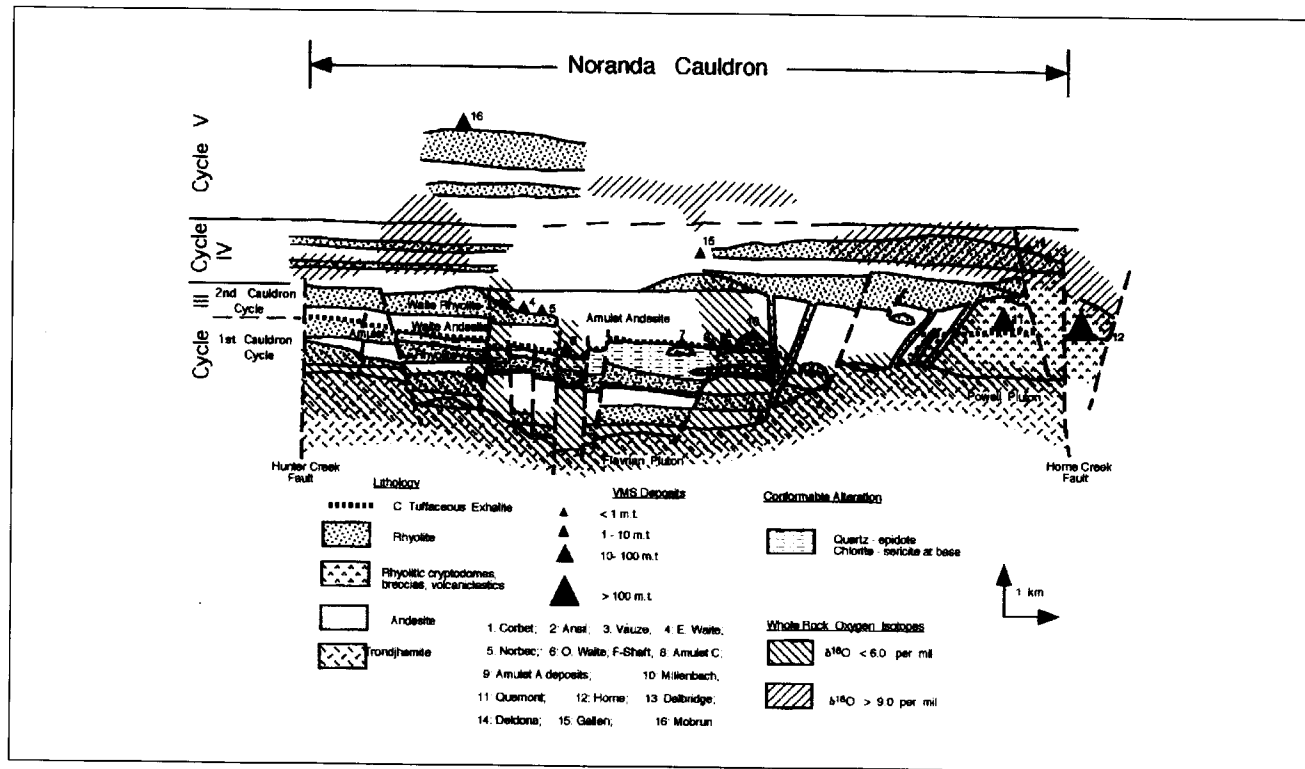


Fig. 23. North-south structural section through the Noranda Cauldron, showing the main lithologies, stratigraphic positions of the VMS deposits, and the projection from surface mapping of the stratigraphic level and lateral extent of the quartz-epidote conformable alteration zone and of areas of oxygen isotope anomalies. After Gibson and Watkinson (1990), Galley (1993), Cathles (1993) and Kerr and Gibson (1993).

cycles, then it is difficult to explain why VMS deposits formed only at the favourable horizon near the base of the second cauldron sequence of the Third volcanic cycle. The only plausible explanation by a convection cell model would be to attribute maximum sulphide deposition to the period of maximum heat flux and maximum discharge temperatures that typically occur 1,500 to 6000 years after the emplacement of the heat source (Cathles, 1983). The somewhat cooler convection of seawater subsequent to the thermal maximum did not form VMS deposits (note that Cathles (1993b) attributed the stratigraphically higher deposits to formation by hydrothermal convection cells associated with the Clericy pluton). In other words, the formation of the deposits coincided with that period in the history of a convection cell driven by a felsic pluton when the proportion of magmatic fluids is most likely to be highest, as per Fig. 12.

Recent research on the Ansil deposit (7.2% Cu, 0.9% Zn), which is stratigraphically lower than

the C Tuffite, has shown that although sulphide deposition may have been initiated on the seafloor, the bulk of the copper mineralization was precipitated at a depth of about 500 metres in the subsurface by replacement of volcanoclastic and volcanic rocks (Galley, 1994; Galley et al., 1995). The Ansil deposit is characterized by a core of magnetite and calc-silicate skarn assemblages. The stratigraphically lowest deposit in the Noranda area, the Corbet, also has massive magnetite in its core and is largely the result of replacement of volcanoclastic rocks (Knuckey and Watkins, 1982). This means that there was little formation of seafloor VMS deposits below the C Tuff horizon. In other words, the majority of deposits in the Noranda area must have been associated with the arrival at the surface of a relatively short-lived hydrothermal plume early in the time span of hydrothermal convection. This timing would be consistent with a magmatic hydrothermal plume. For the Noranda favourable horizon there are several important points:

1. Fluids discharged early in the convective cooling of a pluton are formational waters and not convected seawater, and their discharge will overlap that of the thermal maximum of discharge vents (Cathles, 1993b). The earliest discharge of convected hydrothermal fluids at the Noranda favourable horizon would therefore consist mainly of formational waters collected below the C Tuff horizon. The significance of this to magmatic hydrothermal fluids is discussed in the following section.

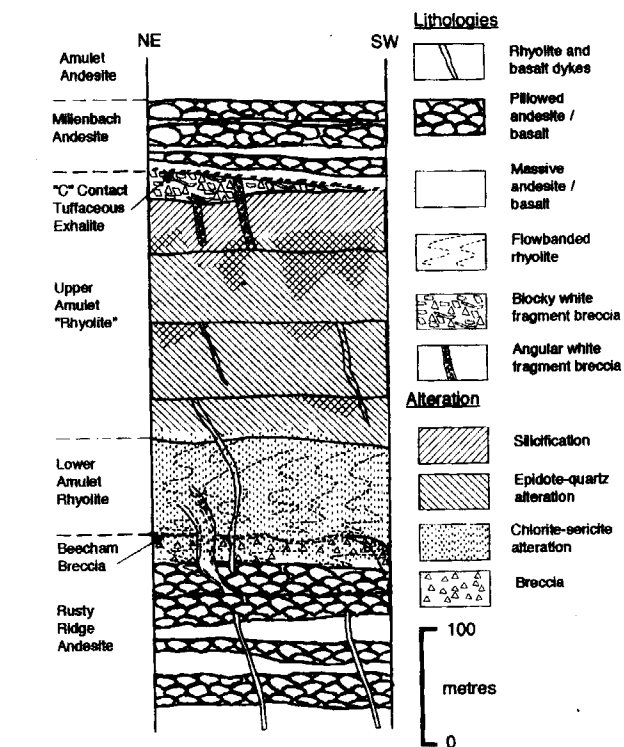


Fig. 24. Section through the conformable alteration zone of the Noranda Cauldron (After Gibson et al., 1983).

2. As discussed earlier short lived hydrothermal plumes with chemical characteristics that contrast sharply with subsequent hydrothermal flow (sulphide-forming versus non-sulphide-forming) are more characteristic of magmatic hydrothermal systems than convection cells. The magnetite-skarn copper-rich characteristics of the two deposits lowest in the stratigraphic section and closest to the Flavrian pluton at Noranda are reminiscent of magmatic replacement deposits.

For the Noranda favourable horizon, the most rational explanation would be either a magmatic

plume or the discharge of formational waters early in convection cell history. Similar arguments can be applied to the favourable horizon of other mining camps.

Conformable alteration zones.

Normal halmryolysis and subsequent burial metamorphism to greenschist or higher facies can result in semi conformable "alteration" zonation of a submarine volcanic sequence. Halmryolysis usually results in a potassium enrichment, whereas mere hydration of mafic rocks will produce the typical chlorite-actinolite-epidote-albite-quartz assemblages of the greenschist metamorphic facies. Semi-conformable zones of hydrothermal alteration have been described from several VMS mining camps (Galley, 1995), of which the most consistent are zones of silicification with associated quartz-epidote alteration. Examples include the Noranda area (Gibson et al., 1983), Snow Lake area (Galley et al., 1990) and Matagami area (MacGeehan and MacLean (1980). Interestingly in the three examples cited, the top of the alteration zone can be usually within a few tens of metres of an overlying tuffaceous exhalite horizon, and the alteration involves an enrichment of silica and calcium to the alteration zone as a whole.

Epidote alteration has been described from deep in the sheeted dyke complexes of ophiolites (e.g. Schiffman et al., 1987; Richardson et al., 1987; Nehlig et al., 1994), where it appears to be related to alteration near the critical curve for seawater and involves the redistribution of basalt components over small distances. Typically the alteration consists of paired bands of epidosite and chlorite alteration parallel to the margins of sheeted dikes. Zones of mottled massive epidosite in the transition zone from pillow lavas to sheeted dykes in the Troodos ophiolite reflect the metamorphism of anhydrite-bearing pillows and involve the addition of calcium but not of silica to the basalts (Lydon and Jamieson, 1984). Clearly, the quartz-epidote stratal alteration zones associated with VMS camps are different both in terms of chemistry and geometrical attitude than those in ophiolites.

The stratal nature of conformable alteration zones together with the silicification implies interaction of the altered rock with a hot, non-buoyant body of density stratified water within the

rocks i.e. a saline brine. The calcium metasomatism implies that the brine has much higher Ca:Na ratios than heated seawater. In the Noranda area, (see Fig. 23 and 24) the stratal alteration is cross-cut by the discordant alteration pipes marking the hydrothermal upflow zones of the VMS deposits, indicating that the emplacement of the brine was immediately prior to or synchronous with the deposition of the C Tuff tuffaceous exhalite horizon. The termination of upward escape channels of "white fragment breccia" at the C Tuff horizon (Fig. 24) supports the synchronism of the stratal brine layer with the formation of the tuffaceous exhalite. A reasonable interpretation is that the tuffaceous exhalite represents sedimentation within a brine pool formed by the upward leakage from a subsurface brine reservoir, as a result of the gradual dilution and continued heating of the subsurface brine by the high heat flow of a volcanically active area. Lacking any other reasonable source in a volcanic edifice, the brines must be the product of phase separation, either from a magmatic fluid or seawater heated to above 400°C at water depths exceeding 3 kilometres. As mentioned above, this brine pool is the submarine equivalent of modern subaerial saline crater lakes.

The brine pool setting for VMS deposits is an attractive hypothesis, because it explains the following enigmas:

1. Preservation of sulphides. A reduced brine pool isolates seafloor sulphide deposits, even those consisting of just a few tens of thousands of tonnes, from the effects of seawater oxidation.
2. The absence of ubiquitous small sulphide deposits in every submarine volcanic edifice. In the absence of a stratified water column with an anoxic bottom layer, all small sulphide deposits are destroyed by seawater oxidation and dissolution.
3. The formation of a brine pool helps explain the phenomenon of the "favourable horizon" as an anomalous time span when the local seafloor was anoxic.
4. Tuffaceous exhalite horizons. Tuffaceous exhalite horizons are localized to and centred on hydrothermal vent areas but maintain relatively constant thicknesses laterally. This pattern is more consistent with brine pool sedimentation than fall-out from a buoyant plume from which sedimentation decreases exponentially with distance from the source vent.

Fault control to hydrothermal vents.

It has long been recognized that individual ore deposits within mining camps tend to be aligned

along linear fractures (Sangster, 1972; Scott, 1978). This criterion has been of paramount importance for exploration in established mining camps, such as Noranda (e.g. Knuckey et al., 1982) and Matagami (e.g. Piche et al., 1990). This is consistent with the need for cross-stratal fractures to provide the focused hydrothermal discharge necessary to form a VMS deposit, and this requirement holds whether the ore fluids are of magmatic origin or are convected seawater.

The use of the palinspathic reconstructions to determine the attitude of these paleofaults is only practical in rocks that have not undergone severe penetrative deformation. However, inasmuch as rhyolite extrusion is also usually controlled by these same fracture systems, isopachs on rhyolite flows can give an indication as to the alignment of the controlling fault systems.

RECENT DEVELOPMENTS IN EXPLORATION METHODOLOGIES AND TECHNOLOGIES.

It is beyond the scope of this article to review the details of relatively recent innovations and practices. To the author's knowledge and opinion, the following appear to be the most important:

Combined structure and major element litho-geochemistry.

This technique has been very successfully used in the Noranda and Matagami mining camps. Basically it involves identifying the trends of structures that control the upflow of hydrothermal fluids, drilling along the structure, and using the $(\text{MgO} + \text{FeO})/(\text{CaO} + \text{Na}_2\text{O})$ ratio of the rocks to locate upflow zones. This ratio (or components of it) fundamentally identifies the degree of chloritization of the rock, which has been found to progressively increase towards the centre of upflow.

Litho-geochemistry of the tuffaceous exhalite.

The chemical sediment component of a tuffaceous exhalite appears to systematically increase towards the hydrothermal vent area. The hydrothermal component can be measured as ratios of Fe/(Ti or Al), Ba/(Ti or Al), etc. or as Eu/Eu*, and frequently in terms of the concentrations of base metals. Fe/Mn ratios generally increase towards the vent area. The technique has good applicability in the Bathurst area (Peter and Goodfellow, 1995)

REE mapping.

REE mapping of volcanic units have been found to be useful to discriminate different volcanic suites, and are useful in establishing correlations (e.g. Leshner et al., 1986).

Surface Gamma ray spectrometry.

Airborne radiometric mapping, although excellent for aiding the distinction or correlation of lithological units on the regional mapping scale, has limited use in identifying VMS deposits themselves. On the other hand, ground radiometric surveys are a rapid and reliable technique for identifying alteration gradients, particularly those involving potassium loss or enrichment, distinguishing fertile and barren gossans, etc. (Shives et al., 1995).

Down hole gamma ray logging.

Down hole gamma ray logging has applications in correlations between lithological units (e.g. Mwenifumbo and Killeen, 1987) and possibilities in discriminating different sulphide assemblages (e.g. Mwenifumbo, 1993).

Down hole EM.

Down hole EM is widely used to better define surface-detected EM anomalies and to widen the volume of detection by a drill hole (e.g. Crone, 1986).

Mise-a-la-masse downhole mapping.

Has proved to be very useful in correlating lithologic units from drill hole to drill hole. Massive sulphides are amongst the most suitable lithologies for this technique (e.g. Mwenifumbo, 1985).

3-D seismic

High resolution three dimensional seismic survey methods are being developed and have been applied in the Matagami mining district and Bathurst mining district (B. Milkereit, pers. comm 1995) Unfortunately, there are no case history examples of this method publicly available at the present. The method involves measurement of the physical properties of all rocks in the area.

Gravity.

The success of detailed gravity surveys in the Iberian Pyrite Belt for detecting large blind deposits at 1 km depth and more, needs no further mention here.

CONCLUSIONS

1. The most productive districts for VMS deposits occur in bimodal submarine volcanic suites in arc and back arc geological settings. In this respect they can be considered to be expressions of the same processes that form porphyry copper and epithermal deposits of subaerial environments.
2. All submarine volcanic activity produces hydrothermal convection cells involving seawater. High temperature discharge from these cells will form a seafloor sulphide deposit. The fate of the great majority of these deposits, which are usually small, is destruction by seafloor weathering.
3. Focused discharge of magmatic hydrothermal fluids requires high level emplacement of a wet magma within the zone of brittle deformation. In a submarine environment under these conditions, the pluton will invariably initiate a major hydrothermal convection cell involving seawater. The hydrothermal convection cell will last longer than a magmatic hydrothermal system and overprint most of the magmatic chemical and mineralogical signatures.
4. Several characteristics of VMS deposits are better explained by a magmatic hydrothermal system than models involving only hydrothermal convection of seawater. These include:
 - a) The amount of ore metal supplied to a VMS district.
 - b) The group similarities of chemical signatures to deposits of the same district.
 - c) The relationship of VMS deposits to felsic volcanic centres.
 - d) The relationship of VMS deposits, especially the larger ones, to explosive volcanic eruptions.
 - e) The phenomenon of the favourable horizon.
 - f) Conformable alteration zones.
 - g) Tuffaceous exhalite horizons.
5. Whether VMS deposits are formed by magmatic hydrothermal systems or convective seawater systems has little impact on mineral

exploration strategies. Both models require a high level pluton emplaced within the zone of brittle deformation for optimal conditions. Convection cell signatures will be the dominant, or only criteria, that can be utilized as a guide to ore. The only additional criteria that the magmatic model will add is chemical/textural evidence for sudden decompression of the magma as a guide to identifying a favourable horizon.

Acknowledgments.

The author would like to thank D.R. Lentz, C.E. Jenkins, E.A. Anderson, A.G. Galley, F. Robert, J.M. Peter, W.D. Goodfellow, M.D. Hannington, D. Huston, J. Mwenifumbo, P.G. Killeen, and R.B.K. Shives for discussions and providing materials during the course of preparation of this article. I would also like to thank the Comité de Cobre y Piritas de Confedem and the organizers of the Symposium, especially G. Ovejero and F. Parilla, for the invitation to the 1996 Symposium on Polymetallic Sulphides of the Iberian Pyrite Belt, and for the motivation to prepare this article.

REFERENCES

- AGGARWAL, P.K., and NESBITT, B.T., 1984: Geology and geochemistry of the Chu Chua massive sulphide deposit, British Columbia, *Economic Geology*, v. 79, p. 815-825.
- ALT, J.C., LONSDALE, P., HAYMON, R., and MUEHLENBACHS, K. 1987: Hydrothermal sulfide and oxide deposits on seamounts near 21°N, East Pacific Rise; *Geological Society of America Bulletin*, v.98, p.157-168.
- BAKER, E.T., LAVELLE, J.W., FEELY, R.A., MASSOTH, G.J. and WALKER, S.L. 1989: Episodic venting of hydrothermal fluids from the Juan de Fuca Ridge; *Journal of Geophysical Research*, v.94, p.9237-9250.
- BAKER, E.T. 1994: A six year time series of hydrothermal plumes over the Cleft Segment of the Juan de Fuca Ridge; *Journal of Geophysical Research*, v.99, p.4889-4904.
- BARLEY, M.E. 1992: A review of Archean volcanic-hosted massive sulfide and sulfate deposits mineralization in Western Australia; *Economic Geology*, v.87, p.855-872.
- BARRIE, C.T. 1995: Zircon thermometry of high temperature rhyolites near volcanic-associated massive sulfide deposits, Abitibi subprovince, Canada; *Geology*, v.23, p.169-172.
- BARRIE, C.T., LUDDEN, J.N. and GREEN, T.H. 1993: Geochemistry of volcanic rocks associated with Cu-Zn and Ni-Cu deposits in the Abitibi Subprovince; *Economic Geology*, v.88, p.1341-1358.
- BARTON, P.B., Jr. 1978: Some ore textures involving sphalerite from the Furotobe mine, Akita Prefecture, Japan; *Mining Geology*, v.28, p.293-300.

BINNEY, W.P. 1987: A sedimentological investigation of Maclean channel transported sulphide ores; in Buchans Geology, Newfoundland (R.V. Kirkham editor), Geological Survey of Canada, Paper 86-24, p.107-147

BISCHOFF, J.L. 1991: Densities of liquids and vapors in boiling NaCl-H₂O solutions: a PVTX summary from 300°C to 500°C; *American Journal of Science*, v.291, p.309-338.

BISCHOFF, J.L. and SEYFRIED, W.E. 1978: Hydrothermal chemistry of seawater from 25°C to 350°C; *American Journal of Science*, v.278, p.838-860.

BISCHOFF, J.L. and ROSENBAUER, R.J. 1984: The critical point and two-phase boundary of seawater, 200-500°C; *Earth and Planetary Science Letters*, v.68, p.172-180.

BISCHOFF, J.L. and ROSENBAUER, R.J. 1989: Salinity variations in submarine hydrothermal systems by double-diffusive convection; *Journal of geology*, v.97, p.613-623.

BISCHOFF, J.L. and PITZER, K.S. 1985: Phase relations and adiabats in boiling seafloor geothermal systems; *Earth and Planetary Science Letters*, v.75, p.327-338.

BODNAR, R.J. 1995: Fluid-inclusion evidence for a magmatic source for metals in porphyry copper deposits; in *Magma, fluids and ore deposits* (J.F.H. Thompson, editor), Mineralogical Association of Canada Short Course Series, v.23, p.139-152.

BOSTRÖM, K. 1983: Genesis of ferromanganese deposits - diagnostic criteria for recent and old deposits; in *Hydrothermal processes at seafloor spreading centres*, (P.A. Rona, K. Boström, L. Laubier, and K.L. Smith Jr., editors), Plenum Press, New York, p.473-489.

BOWERS, T.S., VON DAMM, K.L. and EDMOND, J.M. 1985: Chemical evolution of mid-ocean ridge hot springs; *Geochimica et Cosmochimica Acta*, v.49, p.2239-2252.

BRISBIN, D., KELLY, V. and COOK, R. 1990: Kidd Creek Mine; in *Geology and ore deposits of the Timmins District, Ontario* (J.A. Fyon and A.H. Green, editors), Field Trip 6, 8th IAGOD Symposium, Geological Survey of Canada, Open File 2161, p.66-76.

BURNHAM, C.W. 1979: *Magma and Hydrothermal Fluids*; in *Geochemistry of Hydrothermal ore Deposits*, 2nd. edition (H.L. Barnes editor), John Wiley and Sons, p.71-136.

BURNHAM, C.W. and OHMOTO, H. 1980: Late-stage processes of felsic magmatism; in *Granitic Magmatism and Related Mineralization* (S. Ishihara and S. Takenouchi editors), *Mining Geology Special Issue No. 8*, The Society of Mining Geologists of Japan, p.1-11.

BRYNDZIA, L.T., SCOTT, S.D. and FARR, J.E. 1983: Mineralogy, geochemistry, and mineral chemistry of siliceous ore and altered footwall rocks in the Uwamuki 2 and 4 deposits, Kosaka Mine, Hokuroku District, Japan; in the Kuroko and related volcanogenic massive sulphide deposits, (H. Ohmoto and B.J. Skinner editors), *Economic Geology Monograph 5*, p.507-522.

CANDELA, P. and PICCOLI, P.M. 1995: Model ore-metal partitioning from melts into vapour and vapour/brine mixtures; in *Magma, fluids and ore deposits* (J.F.H. Thompson,

editor), *Mineralogical Association of Canada Short Course Series*, v.23, p.101-128

CANN, J.R. 1970: Upward movement of granitic magmas; *Geological Magazine*, v.107, p.335-340.

CANN, J.R. and STRENS, M.R. 1982: Black smokers fuelled by freezing magma; *Nature*, v.298, p.147-149.

CANN, J.R., STRENS, M.R. and RICE, A. 1985: A simple magma-driven thermal balance model for the formation of volcanogenic massive sulfides; *Earth and Planetary Science Letters*, v.76, p.1231-134.

CARPENTER, A.B., TROUT, M.L. and PICKETT, E.E. 1974: Preliminary report on the origin and chemical evolution of lead- and zinc-rich oil field brines in central Mississippi; *Economic Geology*, v.69, p.1191-1206.

CATHLES, L.M. 1978: Hydrodynamic Constraints on the Formation of Kuroko Deposits; *Mining Geology*, v.28, p.257-265.

CATHLES, L.M. 1981: Fluid flow and the genesis of hydrothermal ore deposits; *Economic Geology*, v.75th Anniversary Volume, p.424-457.

CATHLES, L.M. 1983: An Analysis of the Hydrothermal System responsible for Massive Sulfide Deposition in the Hokuroku Basin of Japan: (H. Ohmoto and B.J. Skinner, editors), *Economic Geology Monograph 5*, p.439-487.

CATHLES, L.M. 1993a: A capless 350°C flow zone model to explain megaplumes, salinity variations, and high temperature veins in ridge axis hydrothermal systems; *Economic Geology*, v.88, p.1977-1988.

CATHLES, L.M. 1993b: Oxygen isotope alteration in the Noranda mining District, Abitibi greenstone belt, Quebec; *Economic Geology*, v.88, p.1483-1511.

CHAPPELL, B.W. and WHITE, A.J.R. 1974: Two contrasting granite types; *Pacific Geology*, v.8, p.173-174.

CLARK, A.H. 1993: Are outsize porphyry copper deposits either anatomically or environmentally distinctive? in *Giant Ore Deposits* (B.H. Whiting, C.J. Hodgson and R. Mason, editors); *Society of Economic Geologists Special Publication*, 2, p.213-283.

CLARK, L.A. 1971: Volcanogenic ores: comparison of cupiferous pyrite deposits of Cyprus and Japanese Kuroko deposits; in *Proceedings of the IMA-IAGOD meetings 1970*, IAGOD Volume, Society of Mining Geologists of Japan, p.206-215.

CLINE, J.S. and BODNAR, R.J. 1991: Can economic porphyry copper mineralization be generated by a typical calc-alkaline melt?; *Journal of Geophysical Research*, v.96, p.8113-8126.

CLINE, J. and VANKO, D. 1995: Magmatically generated saline brines related to molybdenum at Questa, New Mexico; in *Magma, fluids and ore deposits* (J.F.H. Thompson, editor), *Mineralogical Association of Canada Short Course Series*, v.23, p.153-174.

COSTA, U.R., BARNETT, R.L., and KERRICH, R., 1983: The Matagami Lake Mine Archean Zn-Cu sulphide deposit,

Quebec: Hydrothermal coprecipitation of talc and sulphides in a seafloor brine pool - evidence from geochemistry, 18O/16O, and mineral chemistry; *Economic Geology*, v. 78, no.6, p.1144-1203.

CRONE, J.D. 1986: Field examples of borehole Pulse EM surveys used to detect and outline conductive ore deposits; in *Borehole Geophysics for Mining and Geotechnical Applications*; Geological Survey of Canada, Paper 85-27, p.59-70.

DATE, J., WATANABE, Y., and SAEKI, Y. 1983: Zonal alteration around the Fukazawa Kuroko deposits, Akita Prefecture, Northern Japan; *Economic Geology, Monograph 5*, p.365-386.

DE RONDE, DE WIT, and SPOONER, E.T.C. 1994: Early Archean (>3.2 Ga) Fe-oxide-rich hydrothermal discharge vents in the Barbeton greenstone belt, South Africa; *Geological Society of America Bulletin*, v.106, p.86-104.

DOE, B.R. 1994: Zinc, copper, and lead in mid-ocean ridge basalts and the source rock control on Zn/Pb in ocean ridge hydrothermal deposits; *Geochimica et Cosmochimica Acta*, v.58, p.2215-2223.

EMBLEY, R.W. and CHADWICK, W.W. 1994: Volcanic and hydrothermal processes associated with a recent phase of seafloor spreading at the northern Cleft Segment, Juan de Fuca Ridge; *Journal of Geophysical Research*, v.99, p.4741-4760.

ETHERIDGE, M.A., WALL, V.J. and VERNON, R.H. 1983: The role of the fluid phase during regional metamorphism and deformation; *Journal of Metamorphic Petrology*, v.1, p.205-226.

FOUQUET, Y., VON STACKELBERG, U., CHARLOU, J.L., ERZINGER, J., HERZIG, P.M., MUHE, R. and WIEDICKE, M. 1993: Metallogenesis in back arc environments: the Lau Basin; *Economic Geology*, v.88, p.2154-2181.

FOURNIER, R.O. and TRUESDELL, A.H. 1973: An empirical Na-K-Ca geothermometer for natural waters; *Geochimica et Cosmochimica Acta*, v.37, p.1255-1275.

FRANKLIN, J.M., LYDON, J.W. and SANGSTER, D.F. 1981: Volcanic-associated massive sulfide deposits; *Economic Geology 75th. Anniversary Volume*, p.485-627.

FRANCHETEAU, J., NEEDHAM, H.D., CHOUKROUNE, P., JUTEAU, T., et AL. 1979: Massive deep-sea sulphide ore deposits discovered on the East Pacific Rise; *Nature*, v.277, p.523-528.

GALLEY, A.G. 1993: Characteristics of semi-conformable alteration zones associated with volcanogenic massive sulphide districts; *Journal of Geochemical Exploration*, v.48, p.175-200.

GALLEY, A.G. 1994: The geology of the Ansil Cu-Zn massive sulphide deposit, Rouyn-Noranda, Quebec; unpublished Ph.D. thesis, Carleton University, Canada, 715p.

GALLEY, A.G., BAILES, A.H., SYME, E.C., BLEEKER, W., MACEK, J.J. and GORDON, T.M. 1990: Geology and mineral deposits of the Flin Flon and Thomson Belts, Manitoba; in 8th IAGOD Field Trip Guide Book#10, Geological Survey of Canada Open File 2165, 136pp.

GALLEY, A.G., WATKINSON, D.H., JONASSON, I.R. and RIVERIN, G. 1995: The sub-seafloor formation of volcanic-hosted massive sulfide: evidence from the Ansil deposit, Rouyn-Noranda, Canada; *Economic Geology*, v.90, p.2006-2017.

GIBSON, H.L. and WATKINSON, D.H. 1986: The Central Mine Sequence, Noranda, Quebec: A caldera-fill sequence; Geological Association of Canada - Mineral Association of Canada Annual Meeting, Ottawa, Program with Abstracts, v.11, p.p.86.

GIBSON, H.L., WATKINSON, D.H. and COMBA, C.D.A. 1983: Silicification: hydrothermal alteration in an Archean geothermal system within the Amulet Rhyolite Formation; *Economic Geology*, v.78, p.954-971.

GIBSON, H.L. and WATKINSON, D.H. 1990: Volcanogenic massive sulphide deposits of the Noranda Cauldron and Shield Volcano, Quebec; in *The Northwestern Quebec Polymetallic Belt* (M. Rive and five others, editors); The Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43, p.119-132.

GILL, J. 1981: *Orogenic andesites and plate tectonics*, Springer-Verlag, 390p.

GOLDFARB, M.S., CONVERSE, D.R., HOLLAND, H.D. and Edmond, J.M. 1983: The genesis of hot spring deposits on the East Pacific Rise, 21°N; in *The Kuroko and related volcanogenic massive sulphide deposits*, (H. Ohmoto and B.J. Skinner editors), *Economic Geology Monograph 5*, p.184-197.

GOODFELLOW W.D. and FRANKLIN, J.M. 1993: *Geology, mineralogy and chemistry of sediment-hosted massive sulfides in shallow cores, Middle Valley, Northern Juan de Fuca Ridge*; *Economic Geology*, v.88, p.2037-2068.

GOODFELLOW, W.D., LYDON, J.W. and TURNER, R.W. 1993: *Geology and genesis of sediment-hosted (SEDEX) zinc-lead-silver sulphide deposits; in Mineral deposit modelling* (R.V. Kirkham, W.D. Sinclair, R.I. Thorpe and J.M. Duke editors), Geological Association of Canada, Special Paper 40, p.201-252.

GOODWIN, A.M. and RIDLER, R.H. 1970: The Abitibi orogenic belt; in *Basins and Geosynclines of the Canadian Shield* (A.J. Baer, editor), Geological Survey of Canada, Paper 70-40, p.1-30.

GRAF, D.L. 1982: Chemical osmosis, reverse chemical osmosis, and the origin of subsurface brines; *Geochimica et Cosmochimica Acta*; v. 46, p.1431-1448.

HANNINGTON, M.D., JONASSON, I.R., HERZIG, P.M. and Petersen, S. 1995: Physical and chemical processes of seafloor mineralization at mid-oceanic ridges; *American Geophysical Union Monograph 91*, (in press).

HANOR, J.S. 1994: Origin of saline fluids in sedimentary basins; in *Migration and Evolution of Fluids in Sedimentary Basins* (J. Parnell editor); Geological Society of London Special Publication No. 78, p.151-174.

HAYMON, R.M. and FOURTEEN OTHERS AUTHORS. 1993: Volcanic eruption of the mid-ocean ridge along the East Pacific Rise crest at 9°45'-52'N: Direct submersible observations of seafloor phenomena associated with an eruption in

April 1991; *Earth and Planetary Science Letters*, v.119, p.85-101.

HAYMON, R.M., KOSKI, R.A. and SINCLAIR, C. 1984: Fossils of hydrothermal vent worms from Cretaceous sulfide ores of the Semail ophiolite; *Science*, v.223, p.1407-1409.

HEATON, T.H.E. and SHEPPARD, S.M.F. 1977: Hydrogen and oxygen isotope evidence for sea-water-hydrothermal alteration and ore deposition, Troodos Complex, Cyprus; in *Volcanic processes in ore genesis*; Geological Society of London, Special Publication No.7, p.42-57.

HEDENQUIST, J.W. 1995: The ascent of magmatic fluid: discharge versus mineralization; in *Magma, fluids and ore deposits* (J.F.H. Thompson, editor), *Mineralogical Association of Canada Short Course Series*, v.23, p.263-290.

HEDENQUIST, J.W. and LOWENSTERN, J.R. 1994: The role of magmas in the formation of hydrothermal ore deposits; *Nature*, v.370, p.519-527.

HEKINIAN, R., FEVRIER, M., BISCHOFF, J.L., PICOT, P. and SHANK, W.C. 1980: Sulfide deposits from the East Pacific Rise near 21°N; *Science*, v.207, p.1433-1444.

HEKINIAN, R., FRANCHETEAU, J., RENARD, V., BALLARD, R.D., CHOUKROUNE, P., CHEMINEE, J.L., ALBAREDE, F., MINSTER, J.F., CHARLOU, J.L., MARTY, J.C. and BOULEGUE, J. 1983: Intense hydrothermal activity at the axis of the East Pacific Rise near 13°N: submersible witnesses the growth of sulfide chimney; *Marine Geophysical Researches*, v.6, p.1-14.

HEINRICH, C.A., RYAN, C.G., MERNAGH, T.P. and EADINGTON, P.J. 1992: Segregation of ore metals between magmatic brine and vapour - a fluid inclusion study using PIXE microanalysis; *Economic Geology*, v.87, p.1566-1583.

HENLEY, R.W. and McNABB, A. 1977: Magmatic vapor plumes and ground-water interaction in porphyry copper emplacement; *Economic Geology*, v.73, p. 1-20.

HODGSON, C.J., and LYDON, J.W., 1977: The geological setting of volcanogenic massive sulfide deposits and active hydrothermal systems: some implications for exploration. *Canadian Mining and Metallurgy Bulletin*, v. 70, p. 95-106.

HOLLOWAY, J. 1976: Fluids in the evolution of granitic magmas: consequences of finite CO₂ solubility; *Journal of the Geological Society of America Bulletin*; v.87, p.1513-1518.

HOY, L.D. 1993: Regional evolution of hydrothermal fluids in the Noranda District, Quebec: Evidence from δ¹⁸O values from volcanogenic massive sulfide deposits; *Economic Geology*, v.88, p.1526-1541.

HUSTON, D.L., TAYLOR, B.E., BLEEKER, W. and WATANABE, D. 1995: Productivity and tectonic setting of giant volcanic-hosted massive sulphide districts: new constraints from the δ¹⁸O composition of gogenetic felsic magmas; *Geology*, (in review).

ITO, E., HARRIS, D.M. and ANDERSON, J.T.Jr. 1983: Alteration of oceanic crust and geologic cycling of chlorine and water; *Geochimica et Cosmochimica Acta*, v.47, p.1613-1624.

JANECKY, D.R. and SEYFRIED, W.E.Jr. 1984: Formation of massive sulfide deposits on the ocean ridge crest: Incremental reaction models for mixing between hydrothermal solutions and seawater; *Geochimica et Cosmochimica Acta*, v.48, p.2723-2738.

KALOGEROPOULOS, S.I. and SCOTT, S.D. 1983: Mineralogy and geochemistry of tuffaceous exhalites (tetsusekiei) of the Fukazawa Mine: in the Kuroko and related volcanic massive sulfide deposits, (H. Ohmoto and B.J. Skinner, editors); *Economic Geology Monograph 5*, p.412-432.

KALOGEROPOULOS, S.I. and SCOTT, S.D. 1988: Mineralogy and chemistry of an Archean tuffaceous exhalite: the main contact tuff, Millenbach mine area, Noranda, Quebec; *Canadian Journal of Earth Sciences*, v.26, p.412-432.

KERR, D.J. and GIBSON, H.L. 1993: A comparison of the Horne volcanogenic massive sulphide deposit and intracauldron deposits of the Mine Sequence, Noranda, Quebec; *Economic Geology*, v. 88, p.1419-1442.

KNUCKEY, M.J., COMBA, C.D.A. and RIVERIN, G. 1982: Structure, metal zoning and alteration at the Millenbach deposit, Noranda, Quebec; in *Precambrian Sulphide Deposits* (R.W. Hutchinson, C.D. Spence and J.M. Franklin editors), Geological Association of Canada, Special Paper 25, p.256-295.

KNUCKEY, M.J. and WATKINS, J.J. 1982: The geology of the Corbet massive sulphide deposit, Noranda district, Quebec, Canada; *Geological Association of Canada Special Paper 25*, p.297-317.

LARGE, R.R. 1992: Australian volcanic-hosted massive sulfide deposits: features, styles and genetic models; *Economic Geology*, v.87, p.471-510.

LESHER, C.M., GOODWIN, A.M., CAMPBELL, I.H. and GORTON, M.P. 1986: Trace-element geochemistry of ore-associated and barren, felsic metavolcanic rocks in the Superior Province, Canada; *Canadian Journal of Earth Sciences*, v.23, p.222-237.

LISTER, C.R.B. 1972, On the thermal balance of a mid-ocean ridge; *Royal Astronomical Society Geophysical Journal*, v.26, p.515-535.

LOWELL, R.P., VAN CHAPPELLEN, P. and GERMANOVICH, L.N. 1993: Silica precipitation in fractures and the evolution of permeability in hydrothermal upflow zones; *Science*, v.260, p.192-194.

LOWENSTERN, J.B. 1995: Applications of silicate-melt inclusions to the study of magmatic volatiles; in *Magma, fluids and ore deposits* (J.F.H. Thompson, editor), *Mineralogical Association of Canada Short Course Series*, v.23, p.71-100.

LUFF, W.M., LENTZ, D.R. and VAN STAAL, C.R. 1993: The Brunswick No.12 and No.6 mines, Bathurst Camp, Northern New Brunswick; in *Guidebook to the Metallogeny of the Bathurst Camp* (S.R. McCutcheon and D.R. Lentz, editors), Geological Society of the Canadian Institute of Mining Third Annual Field Conference, Field Trip #4, p.75-104.

LYDON, J.W. 1983: Chemical parameters controlling the origin and deposition of sediment-hosted stratiform lead-zinc deposits; Sangster, D.F., editor, *Short Course in Sediment-hosted*

ted stratiform lead-zinc deposits, *Mineralogical Association of Canada, Victoria*, p.175-250.

LYDON, J.W. 1984a: Ore deposit models #14: Volcanogenic massive sulphide deposits. Part 1: a descriptive model; *Geoscience Canada*, v.11, p.195-202.

LYDON, J.W. 1984b: Some observations on the morphology and ore textures of volcanogenic sulphide deposits of Cyprus; in *Current Research*, Geological Survey of Canada, Paper 84-1A, p.601-610

LYDON, J.W. 1988: Ore deposit models #14: Volcanogenic massive sulphide deposits. Part 2: genetic models; *Geoscience Canada*, v.15, p.43-65.

LYDON, J.W. 1996: Sedimentary exhalative sulphide (Sedex); in *Geology of Canadian Mineral Deposit Types* (O.R. Eckstrand, W.D. Sinclair, and R.I. Thorpe editors), Geological Survey of Canada, *Geology of Canada*, No.8 (also *Geological Society of America, The Geology of North America*, v. P-1).

LYDON, J.W. and JAMIESON, H.E. 1984: The generation of ore-forming hydrothermal solutions in the Troodos ophiolite complex: some hydrodynamic and mineralogical considerations; in *Current Research*, Geological Survey of Canada, Paper 84-1A, p.617-625.

LYDON, J.W. and GALLEY, A., 1986: The chemical and mineralogical zonation of Mathiati alteration pipe, Cyprus, and genetic significance. In: *Metallogeny of Basic and Ultrabasic Rocks*; M.J. Gallagher, R.A. Ixer, C.R. Neary and H.M. Prichard (eds.), *Institute of Mining and Metallurgy, London, U.K.*, p. 49-68.

MacDONALD, K.C. 1983: Crustal processes at spreading centres; *Reviews in Geophysics and Space Physics*, v.21, p.1441-1454.

MacGEEHAN, P.J. and MacLEAN, W.H. 1980: An Archean sub-seafloor geothermal system, 'calc-alkali' trends, and massive sulphide genesis; *Nature*, v.286, p.767-771.

MARSH, B.D. and MAXEY, M.R. 1985: On the distribution and separation of crystals in convecting magma; in *Processes in magma chambers* (B.H. Baker, and A.R. McBirney editors), *Journal of Volcanology and Geothermal Research Special Issue*, v.24, p.95-150.

MARSHALL, B. and GILLIGAN, L.B. 1989: Durchbewegung structure, piercement cusps, and piercement veins in massive sulphide deposits: formation and interpretation; *Economic Geology*, v.84, p.2311-2319.

MAVROGENES, J.A. BODNAR, R.J., ANDERSON, A.J., BAJT, S., SUTTON, S.R. and RIVERS, M.L. 1995: Assessment of the uncertainties and limitations of quantitative elemental analysis of individual fluid inclusions using synchrotron X-Ray fluorescence; *Geochimica et Cosmochimica Acta*, (in press).

McKIBBEN, M.A., ANDES, J.P.Jr., and WILLIAMS, A.E. 1988: Active ore formation at a brine interface in metamorphosed deltaic lacustrine sediments: the Salton Sea geothermal system; *Economic Geology*, v.83, p.511-523.

McMILLAN, W.J. and PANATALEYEV, A. 1980: Ore deposit models: 1. Porphyry Copper Deposits; *Geoscience Canada*, v.7, p.52-63.

MORTON, M.L., HUDAK, G.J., WALKER, J.S. and FRANKLIN, J.M. 1990: Physical volcanology and hydrothermal alteration of the Sturgeon Lake caldera complex; in Mineral Deposits in the Western Superior Province, Ontario. (J.M. Franklin, B.R. Schneiders and E.R. Koopman editors), 8th IAGOD Field Trip Guidebook #9, Geological Survey of Canada Open File 2164, p.74-94.

MWENIFUMBO, C.J. 1993: On the possibility of discriminating between economic and non-economic sulfides by the spectral gamma-gamma method; in Proceedings of the 5th International Symposium of the Minerals and Geotechnical Logging Society, Tulsa, p.1-14.

MWENIFUMBO, C.J. 1985: Mise-a-la-masse mapping of gold-bearing alteration zones at the Hoyle Pond Gold deposit, Timmins, Ontario; in Current Research, Geological Survey of Canada, Paper 85-1A, p.669-679.

MWENIFUMBO, C.J. and KILLEEN, P.J. 1987: Natural gamma ray logging in volcanic rocks: the Mudhole and Clementine base metal prospects; in Buchans Geology (R.V. Kirkham, editor), Geological Survey of Canada Paper 86-24, p.263-272.

NEHLIG, P., JUTEAU, T., BENDEL, V. and COTTEN, J. 1994: The root zones of oceanic hydrothermal systems: Constraints from the Samail ophiolite (Oman); Journal of Geophysical Research, v.99, p.4703-4713.

NILSSON, C.A. 1968: Wallrock alteration at the Boliden deposit, Sweden; Economic Geology, v.63, p.472-494.

NORTON, D. 1978: Sourcelines, sourcereasons, and pathlines for fluids in hydrothermal systems related to cooling plutons; Economic Geology, v.73, p.21-28.

NUR, A. 1974: Matsushiro, Japan, earthquake swarm: confirmation of the dilatancy-fluid diffusion model; Geology, v.2, p.217-221.

OFTEDAHL, C., 1958; On exhalative-sedimentary ores; Geologiska Föreningens I Stockholm Förhandlingar, v.8, p.1-19.

OHMOTO, H. and TAKAHASHI, T. 1983: Geologic setting of the Kuroko deposits, Japan - Part III. Submarine calderas and Kuroko genesis; in The Kuroko and related volcanogenic massive sulphide deposits, (H. Ohmoto and B.J. Skinner editors), Economic Geology Monograph 5, p.39-54.

LOUDIN, E. and CONSTANTINOUC, C. 1984: Black smoker chimney fragments in Cyprus sulphide deposits; Nature, v.308, p.349-353.

LOUDIN, E., BOULADON, J. and PARIS, J.P. 1985: Vers hydrothermaux fossiles dans une minéralisation sulfure des ophiolites de Nouvelle-Cadone; Comptes Rendus de l'Académie des Sciences, Paris, v.301, p.157-162.

PALMASON, G. 1967: On heat flow in Iceland in relation to the mid-Atlantic ridge; Societas Scientiarum Islandica, v.38, p.111-127.

POORTER, R.P.E., VAREKAMP, J.C., VAN BERGEN, M.J., KREULEN, R., SRIWANA, T., VROON, P.Z. and WIRAKUSUMAH, A.D. 1989: The Sirung volcanic boiling spring: an extreme chloride-rich, acid brine on Pantar (Lesser Sunda Islands, Indonesia); Chemical Geology, v.76, p.215-228.

PARADIS, S., TAYLOR, B.E., WATKINSON, D.H. and JONASSON, I.R. 1993: Oxygen isotope zonation and alteration in the northern Noranda district, Quebec: Evidence for hydrothermal fluid flow; Economic Geology, v.88, p. 1512-1525.

PASCOE, A.R. and CANN, J.R. 1995: Modelling diffuse hydrothermal flow in black smoker vent fields; in Hydrothermal Vents and Processes (L.M. Parson, C.L. Walker and D.R. Dixon, editors), Geological Society of London Special Publication No. 87, p.159-173).

PEARCE, J.A. and CANN, J.R. 1971: Ophiolite origin investigated by discriminant analysis using Ti, Zr and Y; Earth and Planetary Science Letters, v.12, p.339-349.

PETER, J. and GOODFELLOW, W.D. 1995: Elemental and sulphur and carbon isotope zonation in hydrothermal exhalative sediments associated with massive sulphide deposits of the Brunswick belt, Bathurst mining camp, New Brunswick; in Program with abstracts, Geological Association of Canada Annual Meeting, Victoria, p.A-82.

PICHE, M., GUHA, J., SULLIVAN, J., BOUCHARD, G and DAIGNEAULT, R. 1990: Les gisements volcanogenes du camp minier de Matagami: structures, stratigraphie et implications métallogéniques; in The Northwestern Quebec Polymetallic Belt (M. Rive and five others, editors); The Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43, p.313-326.

PISUTHA-ARNOLD, V. and OHMOTO, H., 1983: Thermal history, chemical and isotopic compositions of the ore-forming fluids responsible for the Kuroko massive sulfide deposits in the Hokuroku District of Japan; in the Kuroko and related volcanogenic massive sulphide deposits, (H. Ohmoto and B.J. Skinner editors), Economic Geology Monograph 5, p.523-558.

POULSEN, K.H. and HANNINGTON, M.D. 1996: Volcanic-associated massive sulphide gold; in Geology of Canadian Mineral Deposit Types (O.R. Eckstrand, W.D. Sinclair and R.I. Thorpe, editors), Geological Survey of Canada, Geology of Canada No. 8, p.183-196 (also Geological Society of America, The Geology of North America, v.P-1).

RICHARDSON, C.J., CANN, J.R., RICHARDS, H.G. and COWAN, J.G. 1987: Metal depleted root zones of the Troodos ore-forming hydrothermal systems, Cyprus; Earth and Planetary Science Letters, v.84, p.243-253.

RIVERIN, G. and HODGSON, C.J. 1980: Wall-rock alteration at the Millenbach Cu-Zn mine, Noranda, Quebec; Economic Geology, v.75, p.424-444.

RIVERIN, G., LABRIE, M., SALMON, B., CAZAVANT, A., ASSELIN, R., and GAGNON, M. 1990: The geology of the Ansil deposit, Rouyn-Noranda, Quebec; in The Northwestern Quebec Polymetallic Belt (M. Rive and five others, editors); The Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43, p.143-152.

RONA, P.A. and SCOTT, S.D. 1993: Preface to "A special issue on seafloor hydrothermal mineralization: new perspectives"; Economic Geology, v.88, p.1933-1976.

de RONDE, C.E.J. 1995: Fluid chemistry and isotopic characteristics of seafloor hydrothermal systems and associated

VMS deposits: potential for magmatic contributions; in Magmas, fluids and ore deposits (J.F.H. Thompson, editor), Mineralogical Association of Canada Short Course Series, v.23, p.479-510.

RUSSELL, J.K., EDWARDS, B.R. and SNYDER, L.D. 1995: Volatile production possibilities during magmatic assimilation: heat and mass balance constraints; in Magmas, fluids and ore deposits (J.F.H. Thompson, editor), Mineralogical Association of Canada Short Course Series, v.23, p.1-24.

SANGSTER, D.F. 1972: Precambrian volcanogenic massive sulphide deposits: a review; Geological Survey of Canada, Paper 72-22, 44p.

SANGSTER, D.F. 1976: Sulphur and lead isotopes in strata-bound deposits; in Wolf, K.H., editor, Handbook of strata-bound and stratiform ore deposits, v.2, p.219-266.

SANGSTER, D.F. 1980: Quantitative characteristics of volcanogenic massive sulphide deposits 1. Metal content and size distribution of massive sulphide deposits in volcanic centres; Bulletin Canadian Institute of Mining and Metallurgy, v.73, p.74-81.

SANGSTER, D.F. 1990: Mississippi valley-type and sedex lead-zinc deposits: a comparative examination; Transactions Institute of Mining and Metallurgy, Sect. B, v.99, p.21-42.

SAWKINS, F.J. 1986: Some thoughts on the genesis of Kuroko-type deposits; in Geology in the real world - the Kingsley Dunham volume; (R.W. Nesbitt and I. Nichol, editors), The Institution of Mining and Metallurgy, p.387-394.

SAWKINS, F.J. and KOWALIK, J. 1981: The source of ore metals at Buchans: magmatic versus leaching models; in The Buchans orebodies: fifty years of geology and mining (edited by E.A. Swanson, D.F. Strong and J.G. Thurlow), Geological Association of Canada Special Paper 22, p.255-267.

SCHIFFMAN, P., SMITH, B.M., VARGA, R.J. and MOORES, E.M. 1987: Geometry, conditions and timing of off-axis hydrothermal metamorphism and ore deposition in the Solea graben; Nature, v.325, p.423-425.

SCHOLZ, C.H. 1988: The brittle-ductile transition and the depth of seismic faulting; Geologische Rundschau, v.77, p.319-328.

SCHULTZ, A., DELANEY, J.R. and McDUFF, R.E. 1992: On the partitioning of heat flux between diffuse and point source seafloor venting; Journal of Geophysical Research, v.97, p.12299-12314.

SCOTT, S.D. 1978: Structural control of the Kuroko deposits of the Hokuroku district, Japan; Mining Geology Japan, v.28, p.301-311.

SHANKS, W.C. and SEYFRIED, W.E. 1987: Stable isotope studies of vent fluids and chimney minerals, southern Juan de Fuca Ridge: sodium metasomatism and seawater sulfate reduction; Journal of Geophysical Research, v.92, p.11387-11399.

SHINOHARA, H., IYAMA, J.T. and MATSUO, S. 1989: Partition of chlorine compounds between silicate melt and hydrothermal solutions: I Partition of NaCl-KCl; Geochimica et Cosmochimica Acta, v.53, p.2617-2630.

SHIVES, R.B.K., FORD, K.L. and CHARBONNEAU, B.W. 1995: Applications of gamma ray spectrometric/magnetic/VLF-EM surveys; Geological Survey of Canada Open File 3061, 82pp.

SILLITOE, R.H. 1995: The influence of magmatic-hydrothermal models on exploration strategies for volcano-plutonic arcs; in Magmas, fluids and ore deposits (J.F.H. Thompson, editor), Mineralogical Association of Canada Short Course Series, v.23, p.511-525.

SILLITOE, R.H. 1973: The tops and bottoms of porphyry copper deposits; Economic Geology, v.68, p.799-815.

SILLITOE, R.H. 1991: Gold metallogeny of Chile: an introduction; Economic Geology, v.86, p.1187-1205.

SILLITOE, R.H. 1993: Epithermal models: genetic types, geometrical controls and shallow features; in Mineral deposit modelling (R.V. Kirkham, W.D. Sinclair, R.I. Thorpe and J.M. Duke editors), Geological Association of Canada, Special Paper 40, p.403-418.

SILLITOE, R.H., HANNINGTON, M.D. and THOMSON, J.F.H. 1996: High sulfidation deposits in the volcanogenic massive sulfide environment; Economic Geology, v.91, p.204-212.

SPENCE, C.D. and de ROSEN-SPENCE, A.F. 1975: The place of sulfide mineralization in the volcanic sequence at Noranda, Quebec; Economic Geology, v.70, p.90-101.

SPOONER, E.T.C. 1977: Hydrodynamic model for the origin of the ophiolite cupriferous pyrite ore deposits of Cyprus; in Volcanic processes in ore genesis, Geological Society of London, Special Publication No.7, p.58-71.

STANTON, R.L. and RAMSAY, W.R.H. 1980: Exhalative ores, volcanic loss, and the problem of the island arc calc-alkaline series: a review; Norges Geologiske Undersøkelse; v.360, p.9-57.

STERN, C.R. and WYLLIE, P.J. 1981: Phase relationships of I-Type granite with H₂O to 35 kilobars: The Dinkey Lakes Biotite-granite from the Sierra Nevada batholith; Journal of Geophysical Research, v.86, p.10412-10422.

STRENS, M.R. and CANN, J.R. 1986: A fracture-loop thermal balance model of black smoker circulation; Tectonophysics, v.122, p.307-324.

STRONG, D.F. 1986: A review and model for granite-related mineral deposits; in Recent Advances in the Geology of Granite-related Mineral Deposits (R.P. Taylor and D.F. Strong editors); Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 39, p.424-445.

URABE, T. 1985: Aluminous granite as a source magma of hydrothermal ore deposits: an experimental study; Economic Geology, v.80, p.148-157.

URABE, T. 1987: Kuroko deposit modelling based on magmatic hydrothermal theory; Mining Geology, v.37, p.159-176.

URABE, T. and MARUMO, K. 1991: A new model for Kuroko-type deposits of Japan; Episodes, v.14, p.246-251.

URABE, T. and SATO, T. 1978: Kuroko deposits of the Losaka mine, Northeast Honshu, Japan- Products of submarine hot

springs on Miocene sea floor; *Economic Geology*, v.73, p.161-179.

VERVOORT, J.D., WHITE, W.M. and THORPE, R.I. 1994: Nd and Pb isotope ratios of the Abitibi greenstone belt: new evidence for very early differentiation of the earth; *Earth and Planetary Science Letters*, v.128, p.215-229.

VON DAMM, K.L. 1990: Seafloor hydrothermal activity: black smoker chemistry and chimneys; *Annual Review of Earth and Planetary Sciences*, v.18, p.173-204.

WALFORD, P.C. and FRANKLIN, J.M. 1982: The Anderson Lake Mine, Snow Lake, Manitoba: in *Precambrian Sulphide Deposits*, H.S. Robinson Memorial Volume, edited by R.W. Hutchinson, C.D. Spence and J.M. Franklin, Geological Association of Canada Special Paper 25, p.481-523.

WEISSBERG, B.G., BROWNE, P.R.L. and SEWARD, T.M. 1979: Ore metals in active geothermal systems; in *Geochemistry of Hydrothermal ore Deposits*, 2nd. edition (H.L. Barnes editor), John Wiley and Sons, p.738-780.

WHITNEY, J.A. 1988: The origin of granite: the role and source of water in the evolution of granitic magmas; *Geological Society of America Bulletin*, v.100, p.1886-1897.

WILLIAMS, T.J., CANDELA, P.A. and PICCOLI, P.M. 1995: The partitioning of copper between silicate melts and two-phase aqueous fluids: an experimental investigation at 1 kilobar, 800°C and 0.5 kilobar, 850°C; *Contributions to Mineralogy and Petrology*, v. , p.

Estructura del sector español de la Faja Pirítica: implicaciones para la exploración de yacimientos

Por C. QUESADA (*)

RESUMEN

Los resultados de un estudio estructural del sector español de la Faja Pirítica permiten caracterizar su estructura como la de un enorme abanico imbricado, pelicular, compuesto por una serie de láminas cabalgantes superpuestas y desplazadas hacia el S-SW. Se describen las características principales de esta estructura (geometría, cinemática, mecanismos deformativos, escala, etc.), que permiten interpretarla como el resultado de un proceso de inversión tectónica de la cuenca sedimentaria original, fuertemente compartimentada por la actividad tectónica sinsedimentaria. Finalmente, se comenta brevemente el papel y la ubicación de las mineralizaciones en el contexto paleogeográfico/paleotectónico regional.

Palabras clave: Tectónica imbricada, Tectónica pelicular, Tectónica de inversión, Tectónica sinsedimentaria, Prospección minera, Sulfuros masivos, Faja Pirítica, España.

ABSTRACT

The results of a structural study on the Spanish part of the Iberian Pyrite Belt allow the characterization of a huge imbricate fan structure. This is typically composed of a thin-skinned stack of thrust sheets propagating south/southwestwards. The main characteristics of the structure (geometry, kinematics, scale, deformation mechanisms, etc) are described. This allows its interpretation as a result of a tectonic inversion process of the original sedimentary basin, in turn strongly subdivided by syn-sedimentary tectonic activity. Finally, the role and localization of the mineralizations in the regional paleogeographic/paleotectonic framework is discussed.

Key words: Imbricate tectonics, Thin-skinned tectonics, Inversion tectonics, Synsedimentary tectonics, Mineral exploration, Massive sulphide deposits, Pyrite Belt, Spain.

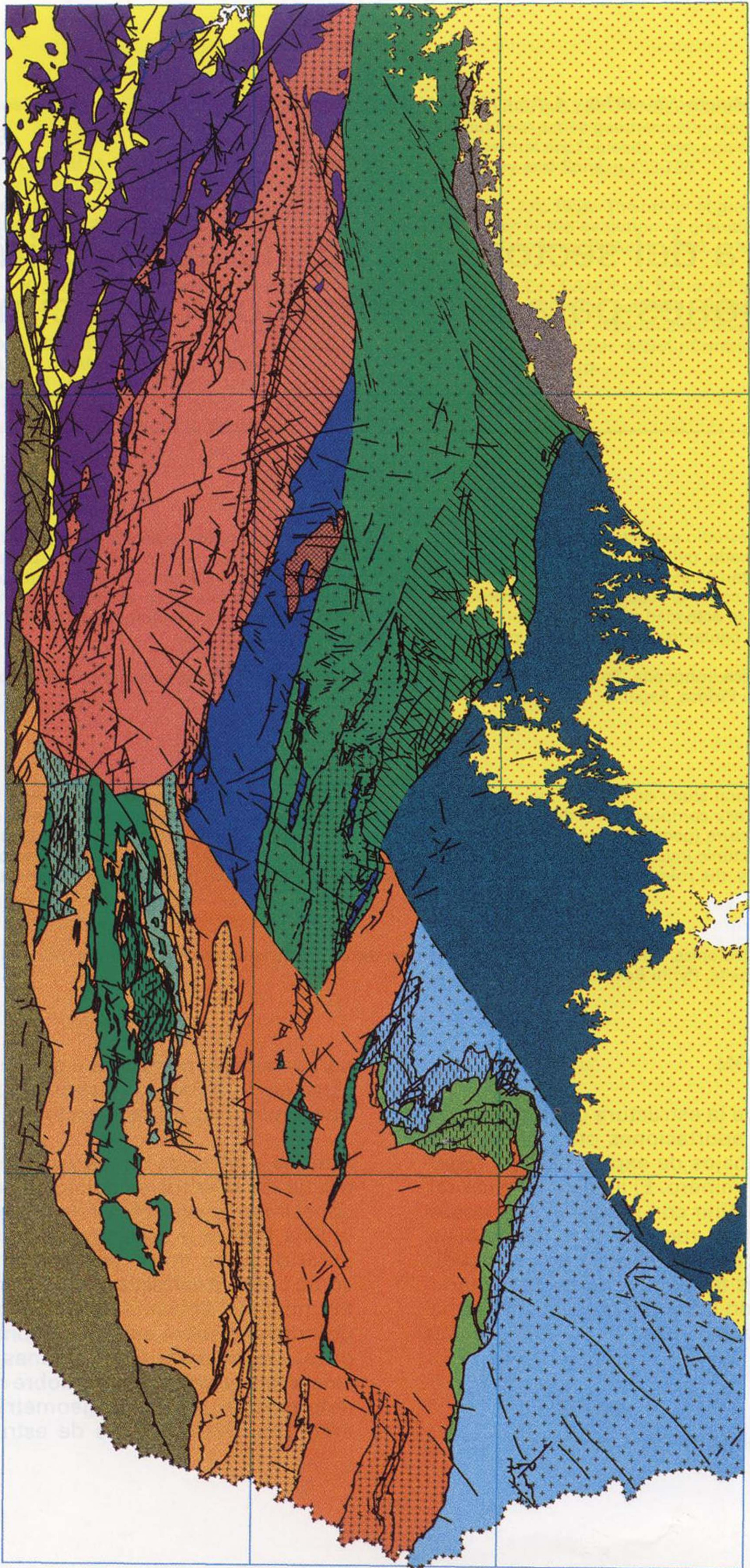
1. INTRODUCCION

El conocimiento de la estructura geológica constituye una de las aportaciones principales de la geología a los trabajos de exploración en regiones con potencial minero. El análisis estructural, no sólo permite definir con precisión las geometrías de los cuerpos rocosos y su cinemática, sino que además, en combinación con el estudio de las condiciones termodinámicas y geoquímicas en que tuvieron lugar los procesos deformativos, permite caracterizar las modificaciones

paragenéticas, texturales y geoquímicas introducidas en las rocas por dichos procesos, incluidas obviamente las mineralizaciones.

Aunque a la escala de los yacimientos la geometría de los mismos es conocida con precisión, el conocimiento estructural de la parte española de la Faja Pirítica a escala regional hay que considerarlo como muy pobre, tanto geométrica como conceptualmente. Al inicio de la década de los noventa únicamente se disponía de datos descriptivos sobre aspectos geométricos de pliegues, esquistosidades y algunas fallas; sin que existiera referencia alguna sobre mecanismos de deformación, relaciones geométricas y genéticas entre los diversos tipos de estructuras ni, aún

(*) Instituto Tecnológico Geominero de España



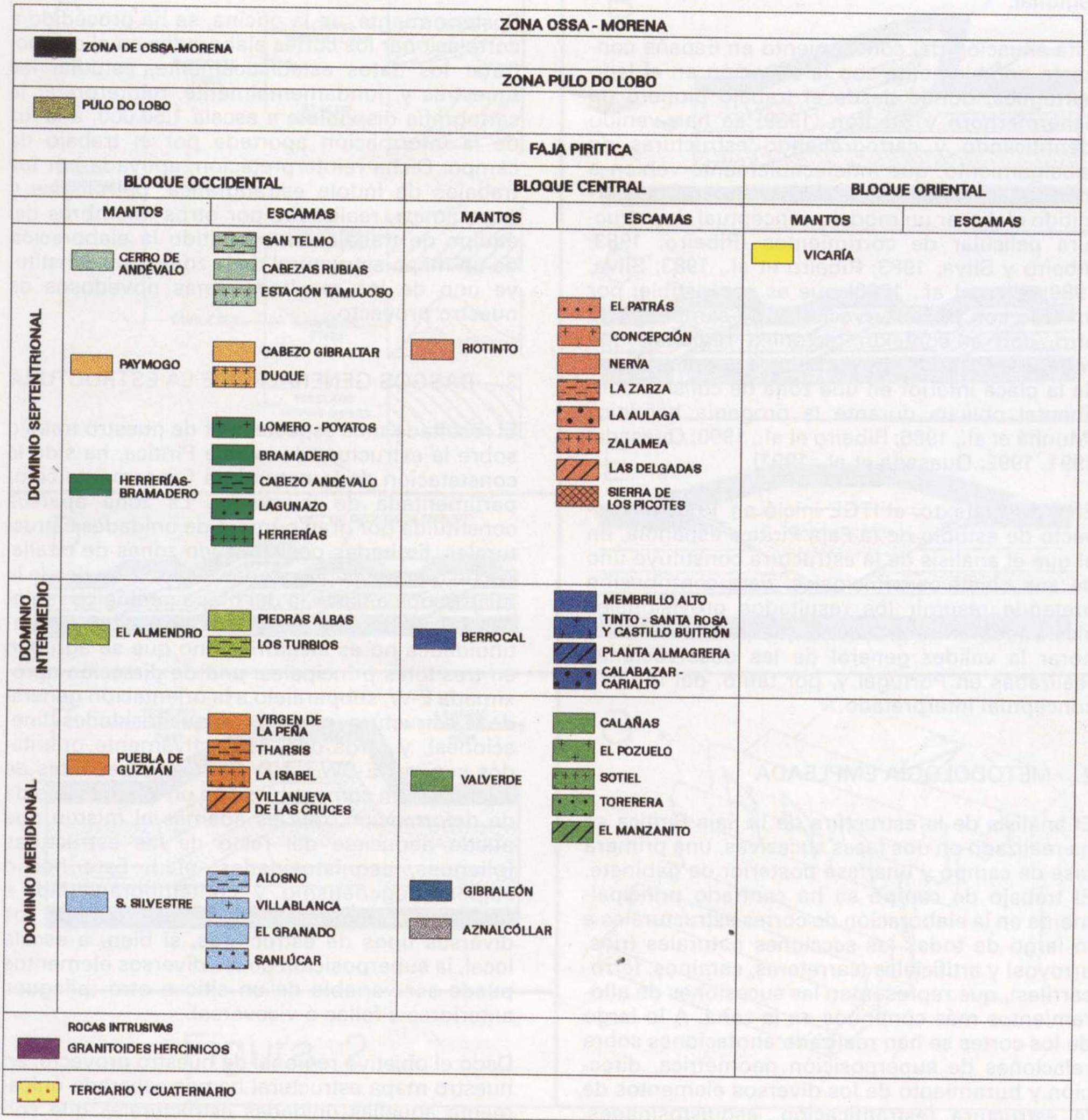


Fig. 1. Mapa de unidades estructurales de la Faja Pirítica española.

menos, modelos generales que permitiesen explicar las geometrías, su cinemática y los procesos deformativos en su contexto tectónico regional.

Esta situación del conocimiento en España contrasta notablemente con la situación en el lado portugués, donde desde el trabajo pionero de Schermerhorn y Stanton (1969) se han venido identificando y cartografiando estructuras de cabalgamiento, que indefectiblemente venían a morir en la frontera. Este reconocimiento ha permitido elaborar un modelo conceptual de estructura pelicular de corrimientos (Ribeiro, 1983; Ribeiro y Silva, 1983; Ribeiro et al., 1983; Silva, 1989; Silva et al., 1990) que es compatible, por un lado con las observaciones de campo y, por otro, con el contexto tectónico regional, que sitúa a la Faja Pirítica en el borde septentrional de la placa inferior en una zona de colisión continental oblicua durante la orogénia hercínica (Munhá et al., 1986; Ribeiro et al., 1990; Quesada, 1991, 1992; Quesada et al., 1991).

En este contexto, el ITGE inició en 1993 un proyecto de estudio de la Faja Pirítica española, en el que el análisis de la estructura constituye uno de sus objetivos principales. Esta contribución pretende resumir los resultados provisionales alcanzados en el proyecto, que permiten corroborar la validez general de las observaciones realizadas en Portugal y, por tanto, del modelo conceptual interpretado.

2. METODOLOGIA EMPLEADA

El análisis de la estructura de la Faja Pirítica se ha realizado en dos fases sucesivas, una primera fase de campo y una fase posterior de gabinete. El trabajo de campo se ha centrado principalmente en la elaboración de cortes estructurales a lo largo de todas las secciones naturales (ríos, arroyos) y artificiales (carreteras, caminos, ferrocarriles), que representan las sucesiones de afloramientos más continuos en la zona. A lo largo de los cortes se han realizado anotaciones sobre relaciones de superposición geométrica, dirección y buzamiento de los diversos elementos de la estructura (estratificación, esquistosidades, lineaciones, pliegues, fallas), polaridad, indicadores cinemáticos, etc.; además se han recogido muestras para estudio petrográfico. Especial énfasis se ha puesto en la identificación y caracterización de discontinuidades (fallas s.l.) en las características litológicas y/o estructurales de los

cortes, con el fin de evaluar la importancia de las estructuras de despegue descritas por los colegas portugueses.

Posteriormente, en la oficina, se ha procedido a correlacionar los cortes elaborados en el campo, tratar los datos estadísticamente, estudiar las muestras y, fundamentalmente, reinterpretar la cartografía disponible a escala 1:50.000, a la luz de la información aportada por el trabajo de campo. Dicha reinterpretación, apoyada por los trabajos de índole estratigráfica, petrológica y geoquímica, realizados por otros miembros del equipo de trabajo, ha permitido la elaboración de un mapa estructural de la zona, que constituye uno de los resultados más novedosos de nuestro proyecto.

3. RASGOS GENERALES DE LA ESTRUCTURA

El resultado más espectacular de nuestro trabajo sobre la estructura de la Faja Pirítica, ha sido la constatación de la naturaleza fuertemente compartimentada de la misma. La zona aparece constituida por gran número de unidades estructurales, limitadas por fallas y/o zonas de cizalla, hecho que es visible a todas las escalas, desde la microscópica hasta la del mapa geológico regional. La distribución geométrica de estas discontinuidades no es aleatoria, sino que se agrupan en tres lotes principales: uno de dirección aproximada E-W, subparalelo a la orientación general de la estructura (pliegues, esquistosidades, lineaciones), y otros dos, respectivamente orientados según NE-SW y NW-SE. Estos tres lotes de fracturas son compatibles con un único elipsoide de deformación, que es además el mismo que puede deducirse del resto de las estructuras (pliegues, esquistosidades, etc.). Este hecho sugiere cogenetismo y contemporaneidad, a gran escala temporal, en el desarrollo de los diversos tipos de estructuras, si bien, a escala local, la superposición de los diversos elementos pueda ser variable de un sitio a otro (pliegues anteriores a fallas o viceversa).

Dado el objetivo regional de nuestro proyecto, en nuestro mapa estructural hemos separado únicamente aquellas unidades estructurales que son representables a escala 1:50.000 (figs. 1 y 1 bis). De su observación, resulta notoria la existencia de tres unidades principales, separadas por fallas transversales (Bloques Occidental, Central y Oriental), dentro de las cuales se aprecia una subdivisión notable a favor de fallas del sistema

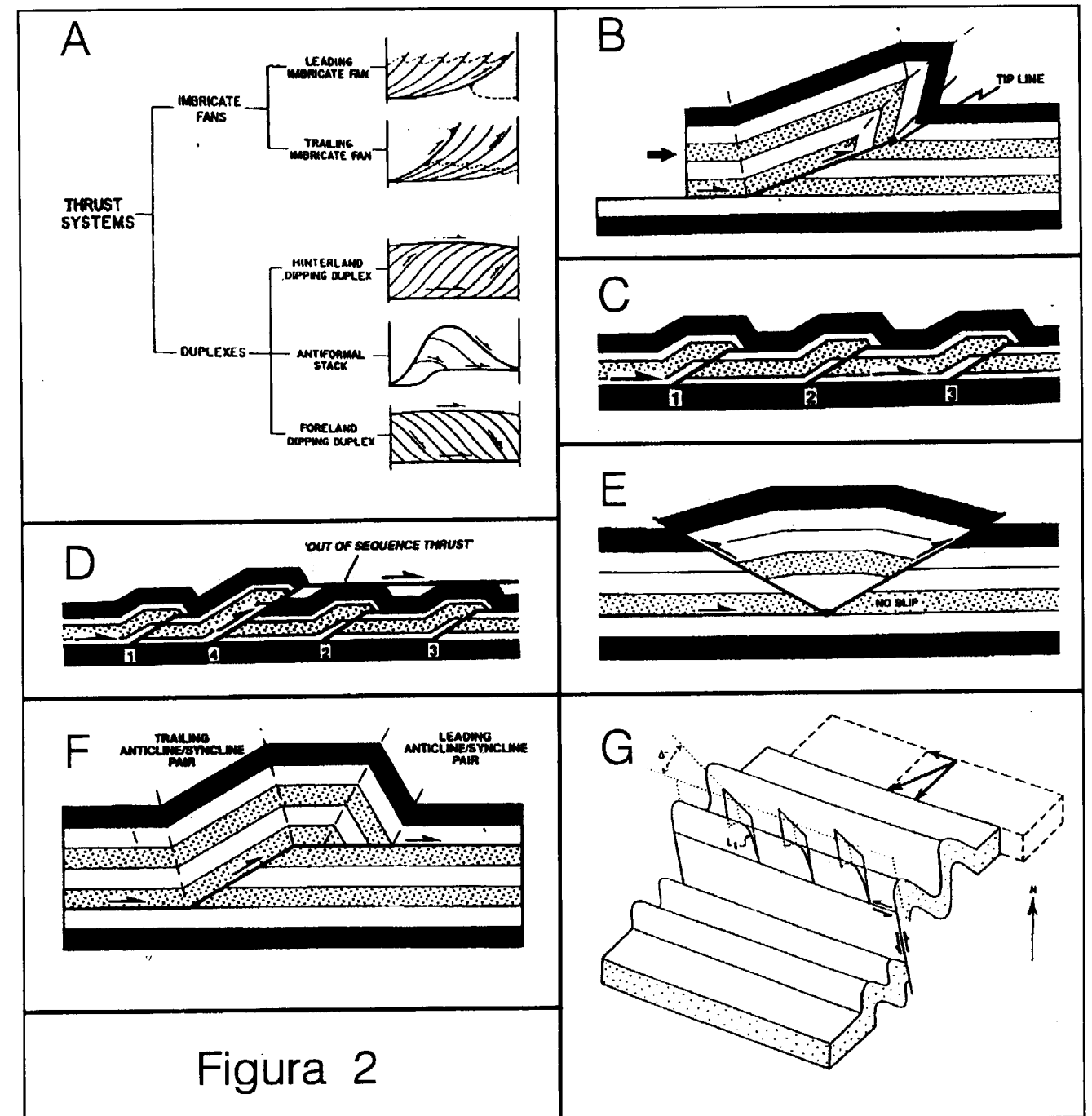


Figura 2

Fig. 2. A: Clasificación de Sistemas de Cabalgamientos (Boyer & Elliott, 1982); B: Pliegue de propagación de falla; C: Secuencia de propagación hacia adelante (*forward* o *piggy-back*); D: Cabalgamiento fuera de secuencia; E: Retrocabalgamiento y estructura *pop-up*; F: Pliegue de curvatura en la falla; (B, C, D, E y F tomados de McClay, 1992); G: Proceso de transección de un pliegue por su esquistosidad cogenética en situación transpresiva izquierda (Silva, 1989).

longitudinal. Estas últimas corresponden en su mayor parte a cabalgamientos, mientras que las de los otros dos sistemas (límites entre bloques) representan rampas laterales para dichos cabalgamientos.

De forma muy esquemática puede decirse que la estructura fundamental en la Faja Pirítica, especialmente al tratar de cada bloque individualmente, viene marcada por un apilamiento de láminas cabalgantes, plegadas y muy poco potentes (< 2 km). En ningún punto del área estudiada está expuesta la zona de raíz de estas láminas, interpretándose que todas ellas deben enraizarse en un despegue basal, relativamente profundo, que debe atenuarse, ciego, en cualquier parte de la secuencia estratigráfica profunda del dominio denominado del Suroeste de Portugal (Oliveira, 1990) o en la plataforma continental suribérica.

Estratigráficamente, este nivel basal de despegue debe estar ubicado dentro de la secuencia PQ (Schermerhorn, 1971) o inmediatamente debajo de ella, toda vez que no afloran rocas más antiguas en ningún punto de la zona.

La vergencia de la estructura es en toda la Faja Pirítica hacia el S-SW, hecho que junto con el decrecimiento en intensidad de la deformación en el mismo sentido, permite interpretarla como un dominio de pliegues y mantos, de tipo pelicular (*thin-skinned*), similar al que se encuentra en los antepaíses de orógenos colisionales de cualquier época geológica.

En los puntos que siguen se hacen descripciones breves de los rasgos fundamentales de la estructura, con especial énfasis en aquellos aspectos que permiten extraer conclusiones relativas a la evolución de la zona durante el desarrollo de la misma.

3.1. Geometría

En su globalidad, y de manera esquemática, la geometría del conjunto despegado que constituye la Faja Pirítica, y por extensión la Zona Surportuguesa en su conjunto (Silva et al., 1990), hay que considerarla como la de un enorme abanico imbricado (A: fig. 2; Boyer y Elliott, 1982) con flecha hectokilométrica y espesor kilométrico. Más concretamente, se trataría de una megaestructura del tipo "*trailing imbricate fan*" (A, fig. 2) en la que el empuje trasero vendría represen-

tado por el avance de la Zona Ossa-Morena, obducida sobre la Surportuguesa a favor de la zona de sutura intercontinental antes aludida. Es evidente que, con tales dimensiones, a poco que se descienda en el detalle, la geometría ha de ser forzosamente mucho más complicada, toda vez que el elemento que se deformó era en origen heterogéneo, tanto geométrica como composicionalmente (paquetes discontinuos de rocas con competencias contrastadas). De hecho, las geometrías internas más comunes en cada uno de los elementos que forman el abanico imbricado corresponden a duplexes de diversos tipos (A, fig. 2).

Incrementando el detalle de la observación se detecta que cada uno de dichos duplexes, y por extensión cada uno de los cuerpos (*horses*) imbricados que los forman, consiste en un cuerpo rocoso paralelepédico, limitado en todos o en parte de sus lados por fallas de dos tipos principales: cabalgamientos y rampas laterales. La geometría de las superficies de cabalgamiento consiste en llanos (*flats*) y rampas. Las rampas laterales a su vez pueden ser fallas de desgarre, cabalgamientos oblicuos o fallas normales oblicuas. Idealmente, cada *horse* está limitado a techo y muro por dos *flats*, frontal y trasera, y por dos rampas, y lateralmente por otras dos rampas.

Por atenuación del desplazamiento ligado a dichas fallas, éstas terminan en pliegues, generalmente del tipo asociado a propagación de fallas (B, fig. 2). Este hecho se observa tanto en rampas frontales como laterales. Ejemplos espectaculares de este tipo de pliegues, a escala regional, son los constituidos por la terminación anticlinal en Pomarão de la estructura imbricada de Puebla de Guzmán, o los pliegues ligados a la terminación occidental, en cola de caballo, del cabalgamiento basal del Manto de Riotinto (fig. 1).

Esta geometría ideal de abanicos imbricados, duplexes y pliegues de propagación de fallas se ve complicada, en el caso de la Faja Pirítica, por un replegamiento intenso de todas estas estructuras. Las características del plegamiento serán comentadas más adelante. La fig. 3 presenta una visión esquemática de la geometría final en algunos sectores de la provincia. Conviene finalmente resaltar la existencia de un gradiente notable en la intensidad de la deformación hacia el N (es decir, hacia la sutura hercínica), acompañado de

una paralelización y verticalización progresiva de la estructura en el mismo sentido.

3.2. Secuencia de propagación

La secuencia de propagación que puede deducirse en el sector estudiado es típicamente una secuencia de vergencia S-SW, hacia adelante (*forward*) y hacia abajo (*downward*), por colapso progresivo del bloque de muro ante el avance continuado de la pila de mantos (C, fig. 2). Así, lo que hemos denominado Dominio Septentrional (ver más adelante; figs. 1 y 1 bis) aparece en todos los casos superpuesto sobre el Intermedio, y éste a su vez sobre el Meridional y, en general, los bloques de techo están más deformados que los de muro. Localmente, sin embargo, esta secuencia normal de propagación aparece complicada por emplazamiento "fuera de secuencia" de algunos mantos, siendo ejemplos notorios en nuestra zona el cabalgamiento del Manto de Puebla de Guzmán sobre el de El Almendro, en el Bloque Occidental, o el cabalgamiento que superpone las escamas superiores del Manto de Valverde sobre las inferiores del mismo, en el Bloque Central (fig. 1). Este proceso se produce por reactivación en una segunda etapa de rampas previamente inactivas (D, fig. 2).

Otro elemento que complica la secuencia normal (*forward*) de propagación, es la presencia local de retrocabalgamientos (cabalgamientos con vergencia contraria a la general). Estas estructuras frecuentemente se forman en el bloque de techo de un cabalgamiento, en una zona de rampa, precisamente como consecuencia del obstáculo que representa superar contra la gravedad el escalón existente en la misma (E, fig. 2). El resultado es la generación de un bloque levantado (*pop-up*) a favor de dos rampas de desplazamiento opuesto. Este tipo de estructuras es muy frecuente en el detalle, pero bastante raro a gran escala, destacando en nuestra zona el retrocabalgamiento que marca el límite norte del afloramiento de PQ en la Escama de la Virgen de la Peña del Manto de Puebla de Guzmán, al E de Puebla (fig. 1).

3.3. Estructuras asociadas (pliegues, esquistosidades y lineaciones)

El hecho de que insistamos en la estructura de cabalgamientos que caracteriza la Zona Surportuguesa, tal vez condicionados por la

novedad relativa del tema, no significa que despreciemos los otros elementos estructurales. Bien al contrario, el estudio de unos y otros permite un conocimiento mucho más preciso de la evolución de la zona durante la deformación hercínica.

Pliegues, lineaciones y esquistosidades son estructuras fundamentales, desarrolladas simultáneamente a la formación del abanico imbricado de la Faja Pirítica, y representando cada una de ellas la respuesta específica y local de los diversos elementos litológicos presentes en la zona, frente al campo de esfuerzos regional único, condicionado por el subcabalgamiento (subducción) oblicuo (sinistro) de la Zona Surportuguesa bajo la Zona Ossa-Morena situada al norte (Quesada et al., 1991).

Los pliegues están presentes en todas las escalas. Morfológicamente existe una gran variedad de tipos, condicionados por litologías, competencia, espesores relativos de las capas, etc. Se observan pliegues cilíndricos, *chevron* y similares; variando desde abiertos hasta isoclinales. De todos ellos, existen pliegues simétricos y asimétricos, predominando con mucho éstos últimos. El rasgo común más frecuente es la vergencia SW de los mismos, con excepción de los asociados a retrocabalgamientos.

Genéticamente también existe gran variedad, en función del mecanismo de deformación que los generó. Comúnmente se encuentran tipos mixtos como consecuencia de la heterogeneidad composicional de la secuencia deformada, y de las condiciones supracorticales de deformación (P y T relativamente bajas), que favorecieron los procesos de partición de la deformación. Así, el plegamiento de capas competentes se realizó predominantemente por procesos de *buckling* de cada capa, y de *flexural slip* en los paquetes de capas competentes. Los tramos incompetentes puros se deformaron de manera pasiva por aplastamiento y cizalla (cizalla simple) a favor de planos de esquistosidad. En fin, los tramos mixtos (alternancias), por una combinación de *buckling*, aplastamiento y cizalla. Esta partición de la deformación se resuelve mediante despegues (cabalgamientos) en las zonas de contacto entre litologías de comportamiento reológico diferente.

En relación con los cabalgamientos, los pliegues pueden producirse en diversas situaciones. En

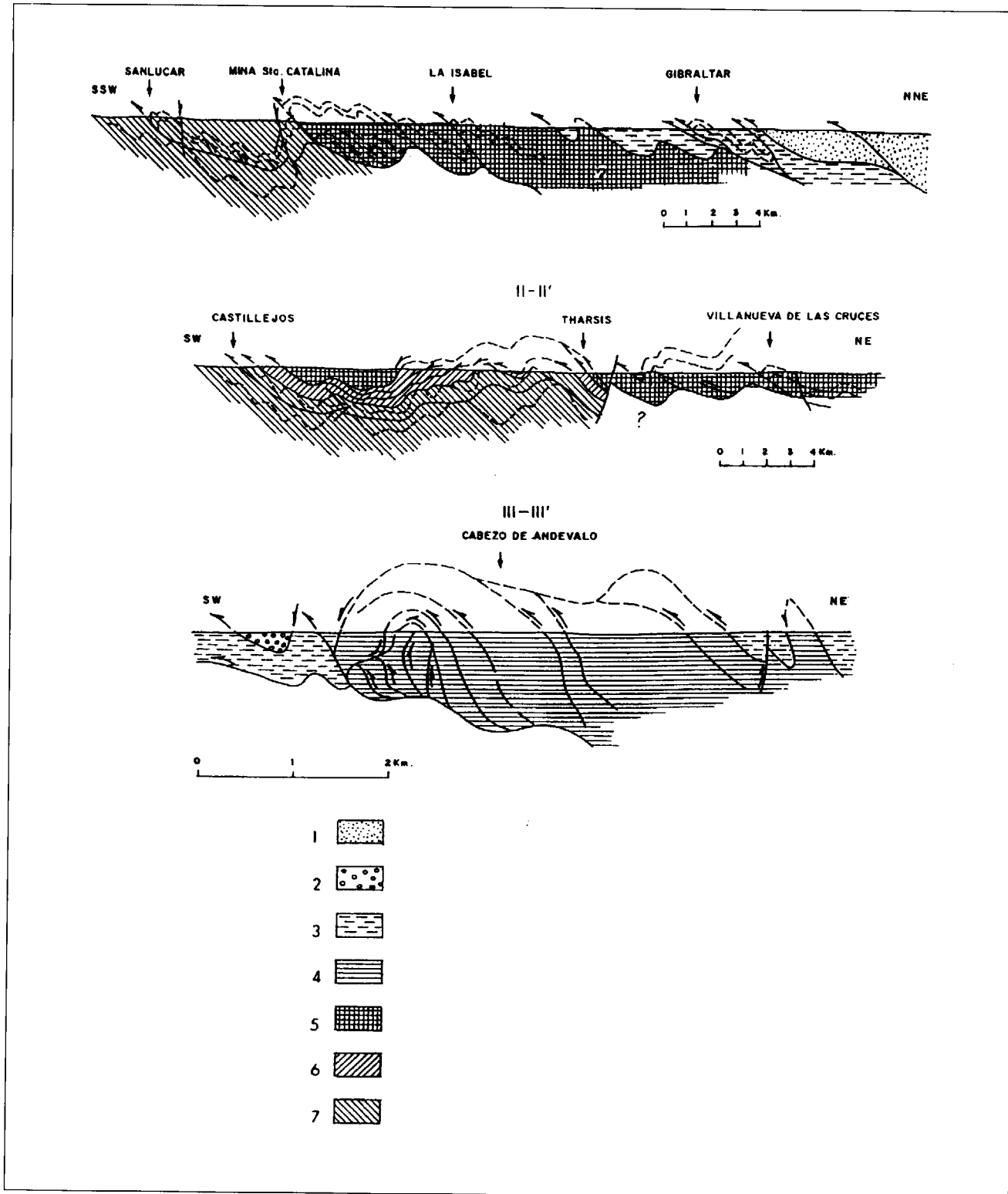


Fig. 3. Cortes esquemáticos de la estructura en algunos sectores de la Faja Pirítica.

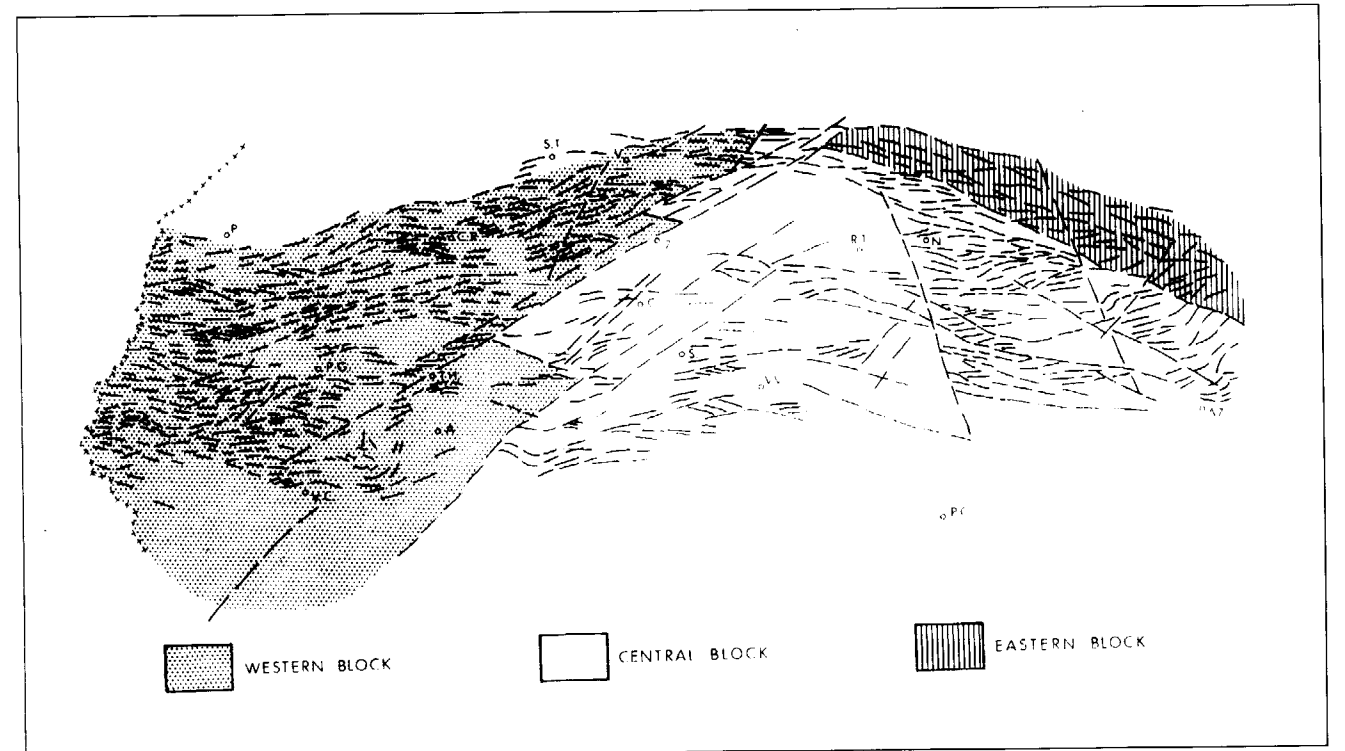


Fig. 4. Esquema de lineamientos estructurales en la parte española de la Faja Pirítica y situación de los Bloques Occidental, Central y Oriental.

primer lugar, se forman pliegues en la propia zona de cizalla que representa el cabalgamiento; generalmente se trata de pliegues menores, fuertemente asimétricos, cuya amplitud no supera la anchura de la zona de cizalla. Por deformación progresiva suele producirse una transposición casi total de estos pliegues, que quedan como clastos desconectados dentro de la zona milonítica asociada al cabalgamiento. Este tipo es el único que se forma en zonas de llano (*flat*) de la superficie cabalgante. En zonas de rampa pueden formarse dos tipos principales: pliegues de propagación (B, fig. 2) y pliegues de curvatura en la falla (*fault-bend folds*) (F, fig. 2). El primer tipo es característico del bloque de techo en el momento de la propagación de la rampa hacia arriba, mientras que el segundo es consecuencia del transporte pasivo sobre el llano siguiente (más alto) de toda la lámina de techo, incluidas las estructuras de propagación previamente formadas.

Estos dos tipos de pliegues se forman respectivamente cada vez que se genera o reactiva una rampa y durante el transporte sobre la misma una vez estabilizada. Esto significa en el caso

real que, cuando una rampa se nuclea en frente de una lámina compuesta de dos o más láminas cabalgantes, el plegamiento asociado afectará a dichos cabalgamientos previos, así como a las estructuras (pliegues, esquistosidades, etc.) asociadas al desarrollo anterior de los mismos. Este hecho es fundamental para comprender el significado real de la superposición de estructuras y de las denominadas fases de deformación. Idealmente, cada vez que una lámina progresa y supere una rampa se producirá una "fase" de deformación, pero esa misma fase puede ser la primera en la lámina más baja, la segunda en la siguiente que se le superpone, la tercera, cuarta, etc., en las que se encuentran secuencialmente por encima. En conclusión, pensamos que un único evento deformativo es capaz de generar durante su evolución el conjunto de estructuras que observamos.

Este razonamiento es igualmente válido para los demás tipos de estructuras: esquistosidades y lineaciones principalmente. La Zona Surportuguesa se caracteriza por la existencia generalizada de esquistosidad en la mayor parte de las

litologías aflorantes. Únicamente las más competentes (cuarcitas, lavas masivas inalteradas, sulfuros masivos, jaspes y rocas silicificadas) no la presentan o la presentan en estado muy incipiente. Este hecho implica que la deformación interna de las rocas supera como promedio un 30% de acortamiento (Wood, 1974), y que el sector cortical actualmente expuesto, estaba por debajo del frente superior de la esquistosidad en el momento de la deformación (> 5 km de profundidad). El límite inferior de la zona actualmente aflorante hay que estimarlo, en función del grado metamórfico más alto (facies de los esquistos verdes) y de los mecanismos de deformación presentes, en la zona de transición entre comportamiento frágil y dúctil en la corteza Surportuguesa carbonífera (~12-15 km de profundidad, dependiendo del gradiente geotérmico de la época).

Las esquistosidades en la Zona Surportuguesa pertenecen a dos tipos principales. Un tipo muy localizado, aunque localmente muy intenso, es el que se asocia a las zonas de cizalla en la base de los cabalgamientos. Se trata de una esquistosidad milonítica muy penetrativa, que pasa hacia los márgenes de la zona de cizalla a estructuras de tipo S-C-C'. Estas zonas de cizalla, típicamente dúctiles, son más importantes en el Dominio Septentrional que en el Meridional. Se asocia generalmente a pliegues intrafoliares de ejes curvos (pliegues en vaina) y lineaciones de estiramiento.

El tipo de esquistosidad más generalizado es, no obstante, el que se asocia al plegamiento. Se trata de esquistosidades aproximadamente de plano axial de los pliegues en sección, con los que sin embargo forma un ángulo variable en planta (transección), hecho que atestigua la naturaleza oblicua (transpresiva) de la deformación (G, fig. 2). En litologías pelíticas y en las condiciones de deformación más profundas, corresponde a *slaty cleavage/schistosity*, mientras que en las demás litologías y/o en condiciones más someras, el mecanismo predominante en la formación de la esquistosidad es la disolución por presión. En estos casos, rara vez se observan lineaciones de estiramiento o minerales. Las lineaciones son generalmente el resultado de la intersección entre esquistosidades sucesivas o con la estratificación. Como en el caso de los pliegues, se observan localmente dos o más generaciones de esquistosidad superpuestas, que interpretamos de la misma forma que en aquel caso.

Geoméricamente, y al igual que los cabalgamientos, las esquistosidades forman un abanico en el conjunto de la zona, con buzamientos progresivamente más altos hacia el norte. Sin embargo, las esquistosidades buzán siempre más que las superficies de cabalgamiento.

3.4. Análisis cinemático (evolución del elipsoide de deformación)

Los elementos que suministran información cinemática sobre el desarrollo de la estructura son de diversa índole y escala. A escala regional, a partir del análisis de las imágenes de satélite y de los mapas geológicos de la zona, se ha elaborado un esquema geomérico regional (fig. 4), que permite individualizar tres bloques diferentes (Occidental, Central y Oriental), con características cinemáticas contrastadas. El Bloque Occidental, presenta una geometría compatible con transpresión izquierda; el Bloque Central parece corresponder a una imbricación aparentemente frontal; y, finalmente, el Bloque Oriental parece corresponder a una zona dominada por transpresión dextra.

A escalas de detalle y mesoscópica, los elementos que aportan información cinemática son variados: pliegues asimétricos, colas de presión en clastos, transección de pliegues y esquistosidades, relaciones angulares entre capas, esquistosidades y fallas. Estos datos confirman las interpretaciones deducidas de la observación a gran escala, y además, añaden precisiones sobre la cinemática de las estructuras de cabalgamiento. Así, se comprueba que el desplazamiento predominante de los mantos es hacia el SW en el Bloque Occidental, hacia el SSW en el Bloque Central y hacia el SSE en el Oriental, con la excepción de los retrocabalgamientos que son muy locales. Las rampas laterales son claramente izquierdas en el Bloque Occidental y en la parte occidental del Bloque Central, funcionando además como fallas normales aquéllas de orientación NNE-SSW a NE-SW. Por su parte, las estructuras laterales en la parte oriental del Bloque Central y en el Bloque Oriental, orientadas según NW-SE, representan fallas normales con una componente dextra de desplazamiento oblicuo.

Por otra parte, las crenulaciones últimas tienen en el Bloque Occidental una orientación próxima a N150E. Con todos estos datos puede deducirse

una orientación del eje máximo del elipsoide de deformación en el Bloque Occidental según N60E. La orientación predominante de S. en torno a N90-100E y de las esquistosidades más antiguas en torno a N110-130E, sugiere un proceso de rotación antihorario del Bloque Occidental durante todo el proceso deformativo.

En el Bloque Central, por su parte, mucho menos deformado y en condiciones más superficiales, la estructura es en su conjunto más homoaxial. La componente de deformación oblicua (sinistra) regional viene aquí expresada por fallas de desgarre subparalelas a los cabalgamientos, que absorben toda la componente oblicua de la deformación, según un mecanismo próximo a la cizalla pura, en contraste con la deformación en el Bloque Occidental (más profundo), dominada por procesos de cizalla simple y un menor grado, por tanto, de partición de la deformación.

En este Bloque Central, la orientación del eje de compresión máxima del elipsoide de deformación, de acuerdo con pliegues y esquistosidades, se dispondría según NNE-SSW, si bien en este caso cabe deducir que, los ejes intermedio y

mínimo (dirección de extensión) deberían ser muy próximos en valor absoluto, permitiendo que fracturas con la misma orientación puedan presentar juegos tanto de fallas inversas como de desgarre.

El Bloque Oriental, por su parte, aparece afectado por una intensísima deformación extensional, que generó una densa red de fallas normales simultáneamente al emplazamiento del batolito de la Sierra Norte de Sevilla (de la Rosa, 1992). Esta extensión, posterior a la deformación penetrativa del encajante del batolito, impide caracterizar con detalle la estructura compresiva anterior. Sin embargo, el análisis de la geometría a escala regional (fig. 4) permite estimar que dicha estructura debió corresponder a una deformación transpresiva dextra.

Así pues, el Bloque Central, con estructura más homoaxial y condiciones de deformación más superficiales, parece representar un bloque levantado respecto de los marginales, que muestran una tectónica de escape transpresivo, respectivamente sinistro, el Occidental, y dextro, el Oriental.

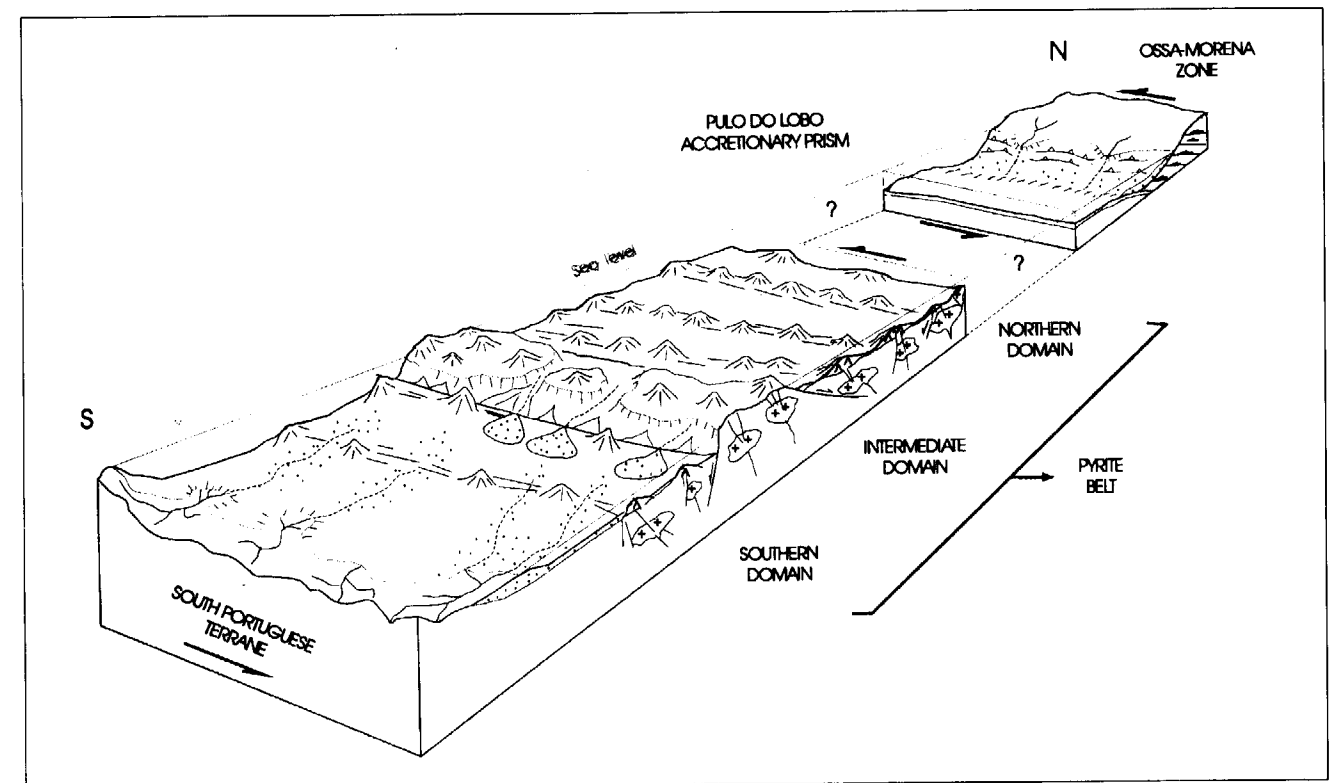


Fig. 5. Reconstrucción paleogeográfica (no palinspástica) del Bloque Central de la Faja Piritica española.

3.5. Cuestiones de escala

Un rasgo fundamental de los diversos elementos que forman la estructura de la Zona Surportuguesa (cabalgamientos, pliegues, fallas, esquistosidades), reside en su consistencia geométrica independientemente de la escala; es decir, siguen una distribución típicamente fractal. Las desviaciones al comportamiento fractal puro están relacionadas con las heterogeneidades de partida en la pila rocosa deformada.

La constatación de este hecho tiene implicaciones fundamentales de cara a la cuantificación de los procesos responsables de la formación de dichas estructuras, que a su vez han de seguir idéntica distribución fractal. Así, por ejemplo, si la formación de un pliegue cualquiera supone una tasa de acortamiento del 40%, el desplazamiento sobre el despegue basal imprescindible para su formación, no puede ser inferior a dicha cifra; sí podría ser, sin embargo, muy superior, si consideramos un proceso de transporte pasivo de ese pliegue sobre el despegue basal. Igualmente puede razonarse sobre cada uno de los otros tipos de estructuras.

En definitiva, el cálculo del desplazamiento mínimo de una unidad rocosa despegada cualquiera, respecto de su substrato, será siempre una función porcentual de sus dimensiones antes de dicho desplazamiento, pudiendo ser el valor absoluto muy superior al que así puede determinarse. A manera de ejemplo, si atendemos únicamente a la formación de la esquistosidad en la Faja Pirítica, y considerando los valores mínimos para que esta estructura se forme (> 30% de acortamiento; Wood, 1974), para una anchura de 150 km de zona esquistosada habría que deducir un desplazamiento mínimo de 45 km sobre el despegue basal. Toda vez que la esquistosidad se habría formado únicamente en episodios de constricción, cuando la cuña despegada tuviese que superar rampas, para después pasar a un desplazamiento pasivo sobre los llanos, a esta cifra habría que aplicarle un coeficiente corrector en función de la relación lineal entre rampas y llanos. Teniendo en cuenta que estamos tratando de una zona de anchura hectométrica y espesor kilométrico, la relación lineal de llanos a rampas ha de ser > 10, por lo que probablemente el desplazamiento pasivo sobre los llanos, y en definitiva el emplazamiento real, sea muy superior al que suministra el dato de la esquistosidad.

Además, si tenemos en cuenta el espesor de la secuencia estratigráfica despegada (2-4 km), y el hecho de que el despegue basal se ubica en la transición dúctil/frágil (12-15 km de profundidad), pero siempre dentro del grupo PQ, hay que interpretar que esa profundidad del despegue se alcanzó como consecuencia de la superposición sucesiva de láminas con la misma estratigrafía, más los depósitos sinorogénicos, necesitando engrosar la cobertera despegada de 3 a 4 veces, al menos en el sector de la Faja Pirítica, donde afloran secuencias infraculm. Para triplicar el espesor de la lámina despegada, con esquistosidad en todo el conjunto, se necesitaría un acortamiento superior al 90%.

Dicho de otra manera, un punto situado en el extremo norte de la plataforma Surportuguesa al inicio de la deformación, si todo el desplazamiento se hubiese producido idealmente y sin deformación interna sobre un despegue basal único, habría terminado su recorrido cerca del Cabo de San Vicente. En conclusión, cabe interpretar que la anchura total de la plataforma Surportuguesa con anterioridad a la compresión hercínica era, como mínimo, casi el doble de la anchura actual de la Zona deformada y, probablemente, mucho mayor.

4. IMPLICACIONES DE LA ESTRUCTURA PARA EL ANALISIS DE LA EVOLUCION PALEOGEOGRAFICA/PALEOTECTONICA DE LA FAJA PIRITICA

La subdivisión en unidades estructurales de escala regional que se propone para la Faja Pirítica (fig. 1), se basa en dos argumentos principales: por una parte, en la presencia de discontinuidades estructurales (fallas s.l.) entre ellas y, por otra, en la existencia de cambios más o menos importantes en las características geológicas (estratigráficas, petrológicas, estructurales, metalogenéticas) a través de sus límites.

Así como la subdivisión transversal, en bloques (Occidental, Central y Oriental), se fundamenta principalmente en los cambios en las características estructurales comentados anteriormente (Epígrafe 3.4), la subdivisión a favor de fracturas longitudinales se basa fundamentalmente en cambios notables en las características estratigráficas, petrológicas y metalogenéticas, además de las estructurales. En función de la importancia relativa de dichos cambios, las diversas

unidades (longitudinales) en que se divide cada uno de los bloques, han sido jerarquizadas en dominios, mantos y escamas (véase leyenda en figs. 1 y 1 bis.).

Aunque escapa al objetivo de la presente contribución, conviene citar a manera de ejemplo, que las unidades que constituyen el Dominio Septentrional en cada uno de los bloques, se caracterizan por presentar un Complejo Vulcano-Sedimentario (CVS; Schermerhorn, 1971), formado mayoritariamente por rocas volcánicas, predominantemente lávicas y submarinas, intercaladas con sedimentos (en parte epiclásticos) muy finos, sin presencia de rocas sedimentarias (cuarcitas) de fuente claramente continental. En el Dominio Intermedio, por su parte, el CVS consiste en rocas ácidas, predominantemente piroclásticas y epiclásticas, entre las que abundan las ignimbritas, hecho que implica la presencia de procesos eruptivos explosivos y subaéreos. Finalmente, el CVS del Dominio Meridional está constituido principalmente por rocas epiclásticas submarinas (vulcanismo masivo sólo local) en las que se intercalan, muy significativamente, rocas sedimentarias (cuarcitas y cuarzowacas) que indican una conexión con el margen continental emergido.

Estos hechos sugieren que, al menos durante el periodo de formación del CVS, la cuenca sedimentaria preorogénica de la Faja Pirítica, debía estar compartimentada en subcuencas con características y condiciones de depósito diferentes, probablemente limitadas por accidentes tectónicos (fallas sinsedimentarias). Se interpreta que la reactivación durante la orogenia hercínica de dichos accidentes ha permitido la individualización como dominios, mantos o escamas de lo que en origen eran probablemente cuencas, *horsts*, subcuencas o simplemente cambios de facies. Estamos pues en presencia de un caso típico de inversión tectónica, cuya constatación permite hacer una estimación de las condiciones previas a la deformación, al menos en aquellos casos en que las diferencias son más notables. Así, en la fig. 5 se interpreta cuál debió ser la situación paleogeográfica/paleotectónica en tiempos del CVS de los Dominios Septentrional, Intermedio y Meridional, en el caso particular del Bloque Central. Este tipo de reconstrucción puede intentarse a todas las escalas, siempre que se disponga de los datos necesarios (estratigráficos, estructurales, metalogenéticos, petrológicos, etc.). Un caso de interés especial, es el

que se refiere a la reconstrucción del entorno en el que se formaron los yacimientos, punto que se revisa en el epígrafe que sigue.

4.1. Ubicación estructural de los yacimientos

Un hecho de observación de especial relevancia reside en la localización de la mayor parte de los yacimientos, y muy probablemente de todos ellos en origen, en entornos con deformación especialmente intensa, en relación con la que presentan otras partes de las unidades en que se ubican. En muchos casos, además, la zona mineralizada forma parte de la zona de falla que constituye uno de los límites de su unidad correspondiente. Interpretamos este hecho en relación con las características especiales que presentaban las zonas mineralizadas, anteriormente a la deformación hercínica, y que favorecieron la localización preferencial de niveles de despegue en su entorno durante la inversión tectónica de la cuenca.

Habida cuenta de las condiciones supracorticales de la deformación en los niveles actualmente expuestos (T y P_{litost} relativamente bajas), en las que los contrastes de comportamiento reológico de las rocas serían aún significativos, dichos rasgos especiales de las zonas mineralizadas de cara a una focalización preferente de la deformación, serían los siguientes:

- presencia de fracturas sinsedimentarias canalizadoras de la circulación hidrotermal en el substrato de las mineralizaciones;
- existencia de contrastes reológicos subverticales en relación con la aureola de alteración: zonas de alteración con neoformación masiva de filosilicatos (clorita, sericita) y, por tanto, debilitadas frente al comportamiento normal de su encajante inalterado, y/o zonas de silicificación masiva con competencia aumentada respecto del encajante inalterado y la zona de alteración filosilicatada;
- existencia de contrastes de competencia subhorizontales entre la mineralización estratiforme, muy rígida, y la zona de alteración (competencia variable) y/o el substrato inalterado, también de competencia variable y a veces muy débil (pizarras).

En estas circunstancias, y en presencia de un campo de esfuerzos compresivo (transpresivo), las zonas de alteración (subverticales) serían luga-

res idóneos para la formación (inversión) de rampas, en tanto que los contactos, basal y de techo de la mineralización, representarían ubicaciones inmejorables para despegues subhorizontales (llanos). La interferencia de ambos mecanismos de despegue sería la responsable de la imbricación intensa, con formación de duplexes que presentan la mayor parte de las zonas mineralizadas.

5. CONCLUSIONES

El estudio estructural de la Faja Pirítica, en su sector español, permite corroborar y extender a toda la provincia metalogenética la validez del modelo de deformación pelicular propuesto en Portugal en tiempos recientes (Ribeiro, 1983; Silva, 1989; Silva et al., 1990). Además, nuestro trabajo nos ha permitido proponer una subdivisión de la parte española de la provincia en diversas unidades estructurales, jerarquizadas en un sistema de bloques, dominios, mantos y escamas.

En gran medida, la mencionada subdivisión responde a un proceso de inversión tectónica de la cuenca pre-orogénica Surportuguesa, que se vislumbra como una cuenca fuertemente compartimentada por la actividad tectónica sinsedimentaria, eminentemente extensional, canalizadora a su vez de la circulación hidrotermal, responsable directa de la formación de los yacimientos de sulfuros masivos y óxidos de Fe y Mn de la provincia.

Las características estructurales que se han descrito, desde la geometría y la cinemática, hasta los procesos deformativos implicados, deben servir como herramientas fundamentales en los trabajos geológicos de exploración de nuevos yacimientos, que ya habrán de ser, ocultos y en gran medida relativamente profundos.

AGRADECIMIENTOS

Esta contribución es un resumen de un trabajo multidisciplinar e integrado en el que han participado en diversas facetas C. Antón-Pacheco, L. Baeza, F. Bellido, J. Coello, L.A. Cueto, J.L. García Lobón, E. González Clavijo, J.C. Gumiel, R. Hernández, R. León, J. Locutura, E. Lopera, E. López Pamo, S. Martín Alfageme, V. Monteserín, M. Olmo, G. Ortiz, J.L. Plata, F.M. Rubio, A. Sánchez Rodríguez, M. Soler, F. Tornos, los laboratorios del ITGE en Tres Cantos, así como numerosos técnicos de especialización diversa del propio ITGE.

BIBLIOGRAFIA

- BOYER, S.E. & ELLIOTT, D. (1982). Thrust Systems. AAPG Bull, 66: 1196-1230.
- DE LA ROSA, J.D. (1992). Petrología de las Rocas Básicas y Granitoides del Batolito de la Sierra Norte de Sevilla, Zona Surportuguesa, Macizo Ibérico. Tesis Doct., Univ. Sevilla, 312 p.
- McCLAY, K.R. (1992). Thrust Tectonics, Chapman and Hall, 447 p.
- MUNHÁ, J.; OLIVEIRA, J.T.; RIBEIRO, A.; OLIVEIRA, V.J.; QUESADA, C. & KERRICH, R. (1986). Beja-Acebuches Ophiolite: characterization and geodynamic significance. *Maleo*, 2 (13): 31.
- OLIVEIRA, J.T. (1990). South Portuguese Zone: Stratigraphy and syndimentary tectonism. In: R.D. Dallmeyer & E. Martínez (eds), *Pre-Mesozoic Geology of Iberia*, Springer-Verlag, p. 333-347.
- QUESADA, C. (1991). Geological constraints on the Paleozoic tectonic evolution of tectonostratigraphic terranes in the Iberian Massif. *Tectonophysics*, 185: 225-245.
- QUESADA, C. (1992). Evolución tectónica del Macizo Ibérico (Una historia de crecimiento por acreencia sucesiva de terrenos durante el Proterozoico Superior y el Paleozoico). In: J.C. Gutiérrez Marco, J. Saavedra e I. Rábano (eds). *Paleozoico inferior de Ibero-América*, Univ. de Extremadura, p. 173-190.
- QUESADA, C.; BELLIDO, F.; DALLMEYER, R.D.; GIL IBARGUCHI, J.I.; OLIVEIRA, J.T.; PÉREZ ESTAÚN, A.; RIBEIRO, A.; ROBARDET, M. & SILVA, J.B. (1991). Terranes within the Iberian Massif: Correlations with West African Sequences. In: R.D. Dallmeyer & J.P. Lécorché (eds), *The West African Orogens and Circum-Atlantic Correlations*, Springer-Verlag, p. 267-293.
- RIBEIRO, A. (1983). Structure of the Carrapateira Nappe in the Bordeira area, SW Portugal. In: M.J. Lemos de Sousa & J.T. Oliveira (eds), *The Carboniferous of Portugal*, Mem. Serv. Geol. Portugal, 29: 91-97.
- RIBEIRO, A. & SILVA, J.B. (1983). Structure of the South Portuguese Zone. In: M.J. Lemos de Sousa & J.T. Oliveira (eds), *The Carboniferous of Portugal*, Mem. Serv. Geol. Portugal, 29: 83-89.
- RIBEIRO, A.; OLIVEIRA, J.T. & SILVA, J.B. (1983). La estructura de la zona Surportuguesa. In: J.A. Comba (ed), *Geología de España*, Libro Jub. J.M. Ríos, IGME, 1: 504-511.
- RIBEIRO, A.; QUESADA, C. & DALLMEYER, R.D. (1990). Geodynamic evolution of the Iberian Massif. In: R.D. Dallmeyer & E. Martínez (eds), *Pre-Mesozoic Geology of Iberia*, Springer-Verlag, p. 399-409.
- SCHERMERHORN, L.J.C. (1971). An outline stratigraphy of the Iberian Pyrite Belt. *Bol. Geol. Min.*, 82: 239-268.
- SCHERMERHORN, L.J.C. & STANTON, W.I. (1969). Folded overthrusts at Aljustrel. *Geol. Mag.*, 106: 130-141.
- SILVA, J.B. (1989). Estrutura de uma geotransversal da Faixa Piritosa: Zona do Vale do Guadiana. Tese Doutor., Univ. Lisboa, 450 p.
- SILVA, J.B.; OLIVEIRA, J.T. & RIBEIRO, A. (1990). Structural outline of the South Portuguese Zone. In: R.D. Dallmeyer & E. Martínez (eds), *Pre-Mesozoic Geology of Iberia*, Springer-Verlag, p. 348-362.
- WOOD, D.S. (1974). Current views on the development of slaty cleavage. *Ann. Rev. Earth Planet. Sci.*, 2: 369-401.

La base de datos de la Faja Pirítica en el SIGMA (Sistema de Información Geológico-Minera de Andalucía)

Por J. ALMARZA LÓPEZ(*) L. I. OJEMBARRENA SAN MARTÍN(**) C. GUERRERO DE MIER(**)

RESUMEN

La presente comunicación pretende mostrar exclusivamente el modelo elegido por el Sistema de Información Geológico-Minera de Andalucía para el almacenamiento de los datos de la Faja Pirítica. El modelo está desarrollado exclusivamente para que el usuario pueda identificar los datos que necesita con rapidez.

Palabras clave: Base datos, Indicio mineral, Faja Pirítica, Sistema información, SIGMA, Andalucía.

ABSTRACT

The Geological and Mining Information System of Andalucía includes the data about the Iberian Pyrite Belt. This paper discusses the way in which this information is organised. The aim of this organisation is to offer the users fast access to the data that they could need.

Key words: Data bases, Mineral indicators, Pyrite Belt, Information system, SIGMA, Andalusia.

El Sistema de Información Geológico-Minera de Andalucía surge como consecuencia de los avances tecnológicos informáticos que permiten el tratamiento de la información relacionada con su posición en el espacio tridimensional.

Es necesario además considerar el gran volumen y variedad de tipos de información, referida a su vez a múltiples escalas de trabajo y representación, que existe como producto de la investigación geológico-minera básica y aplicada que se ha realizado, y continua siendo llevada a cabo.

Todo ello hace absolutamente imprescindible el manejo informatizado de la información, de

manera que pueda ser sistematizada, fácilmente recuperada, relacionada y puesta a disposición de los programas de tratamiento de datos generales o especializados, desde una hoja de cálculo, o un paquete estadístico, a los complejos programas de simulación.

Esta idea, que en principio puede parecer clara y simple, no es fácil de llevar a la práctica. Nuestra información es todavía demasiado voluminosa, tal vez sería mejor decir pesada, como para ser manejada a suficiente velocidad por los ordenadores actuales. Ello impone la primera y tradicional restricción que implica una simplificación de la información que se trata, con la consiguiente merma de utilidad y la obligatoriedad del desarrollo de estructuras que será necesario modernizar más adelante.

Por otro lado los sistemas de información geográfica, considerados exclusivamente como un

(*) Servicio de Minas. Dirección General de Industria, Energía y Minas. Consejería de Industria, Comercio y Turismo. Junta de Andalucía

(**) SADIÉL S. A. Sevilla.

producto de software, han sido concebidos inicialmente, al igual que la cartografía tradicional para representar espacialmente objetos unívocos, por lo que son inhábiles para informar gráficamente acerca de la posible naturaleza múltiple de un objeto. Así un punto proyectado sobre el plano horizontal puede ser un indicio mineral, una muestra, un sondeo, o las tres cosas a la vez. Si representa un sondeo, éste puede investigar una o varias sustancias y, además, representará a todas las muestras que se hayan tomado en el mismo. Si es un indicio puede ser de uno o de varios elementos, puede ser filoniano o estratiforme, etc, etc. El sistema es hoy por hoy incapaz de informarnos gráficamente de esta variedad.

Este problema se trata de obviar categorizando los objetos y considerando después cada característica específica como un atributo del objeto. Esta categorización, o clasificación se convierte, por lo tanto, en la base de toda forma de recuperación de la información, ya que al no poder el sistema mostrarnos toda la gama de datos que soporta, será necesario realizar preguntas sobre un tipo de datos específicos, para lo cual hace falta conocer a priori las categorías de información que se han establecido. No es necesario indicar que la multiplicidad de criterios posibles para la clasificación hacen difícil este conocimiento previo.

Desde el punto de vista informático, la categorización se implementa mediante tablas de bases de datos, entre las que se puede establecer una relación, en lo que se conoce como modelo relacional en la teoría de bases de datos. Así, los objetos darán lugar a tablas de entidades, y sus propiedades se traducen en tablas de atributos. Entre ambos tipos de tablas se establecen relaciones, que permiten calificar a los objetos.

Surge aquí un nuevo problema de organización, ya que a la dificultad de un criterio único de clasificación de las entidades se añade la inexistencia de una forma clara de definir las propias entidades. Así, en una base de datos institucional regional como el SIGMA interesa distinguir, por ejemplo, los indicios minerales de cada elemento específico de la tabla periódica, por lo que el indicio mineral se considerará como una entidad, y el elemento que contiene como un atributo. Por el contrario, una

empresa minera radicada en una zona puede clasificar los indicios de acuerdo con la paragénesis, y decir que tiene indicios de Cu, indicios de Cu, Pb, Zn e indicios de Cu, Pb, Zn, Ag. El término "Indicio de cobre" se convierte así en una entidad.

En consecuencia el traspaso de información entre las bases de datos se hace de esta forma difícil, y los criterios de búsqueda totalmente diferentes de la una a la otra.

La conclusión es que al establecer un modelo relacional sobre los datos se les dota de una estructura que será difícil de modificar en el futuro, y que deberá además ser conocida y comprendida por quien los quiera explotar.

Por ello, los mecanismos más eficientes de intercambio de datos son aquellos basados en estructuras de ficheros intermedias sencillas y bien documentadas.

En este sentido, la Base de datos de la Faja Piritica se ha incorporado al SIGMA sin establecer un modelo relacional. La información se ha mantenido agrupada tal y como fue cargada, realizándose después un inventario de los ficheros que existen en cada grupo, acompañado de una descripción de cada uno de ellos. Este inventario se ha traducido en un catálogo, en el cual una persona puede buscar los datos de su interés y solicitarlos después mediante el nombre de los ficheros que requiere.

De este catálogo se ofrece a continuación un listado del índice de ficheros, así como un ejemplo de su contenido gráfico.

Sin embargo hay que advertir que, a la larga, éste no es el sistema ideal de recuperación de datos, ya que no es un sistema normalizado.

Si queremos ir formando bases de datos que crezcan de manera coherente, y en las que podamos, no ya trabajar con los datos, sino simplemente recuperarlos, es imprescindible promover cuanto antes el establecimiento de un acuerdo entre las entidades que se dedican a la investigación y a la producción de bases de datos que permita el desarrollo de una norma que establezca los criterios con que se debe desarrollar una estructura de bases de datos de tipo geológico minero.

BASE DE DATOS DE LA FAJA PIRITICA

Catálogo general de contenidos (Octubre 1.994)

Referencias del contenido del catálogo a documentación existente de la base de datos:

- CATALOGO: Catálogo oficial de distribución de la información elaborado por MAYASA.
- I1: Informe de creación de la base de datos (marzo 1.992).
- I3: Informe de la ampliación de la base de datos (1.992).
- BD: No existe referencia bibliográfica pero están contenidos en la base de datos del Servicio de Minas, D.G.I.E.M., C.I.C.T.

INDICE DE CONTENIDOS

	Página
1. TOPOGRAFIA Y SITUACION GEOGRAFICA	W
2. CARTOGRAFIA GEOLOGICA GENERAL	W
3. INDICIOS MINEROS Y SONDEOS	W
4. DATOS AEROMAGNETICOS	W
5. DATOS GRAVIMETRICOS	W
6. IMAGENES DE RADAR ERS-1	W
7. IMAGENES SPOT PANCROMATICAS	W
8. IMAGENES LANDSAT	W
9. DATOS ESTRUCTURALES	W
10. GEOQUIMICA DE SUELOS	W
11. FICHEROS DE DATOS DIVERSOS	W

* * *

1. TOPOGRAFIA Y SITUACION GEOGRAFICA.			
100	MAPSIT1.DIG	Mapa de situación geográfica. Catalogo= MAPSIT.DIG	CATALOGO,I1,I3
101	MAPSIT2.DIG	Esquema de situación del área de trabajo con diferente representación en los trazos de límites políticos. Catalogo=MAPSIT.DIG	CATALOGO,I1
102	HHOJAS.DIG	Distribución de hojas E. 1:50000 Informe1=HOJAS.DIG	CATALOGO,I1
103	HNHOJAS.DAT	Archivo ASCII que contiene el número de cada una de las hojas que integran el área de trabajo. Informe1=NHOJAS.DAT	CATALOGO,I1
104	HMAPA1.DIG	Distribución de hojas y malla de coordenadas UTM huso 29. Informe3=MAPA.DIG	BD,I3
105	HMAPA2.DIG	Distribución de hojas, malla de coordenadas UTM con situación de la "ZONA de TEST".	BD
106	HTOPO.DIG	Topografía básica de la zona de trabajo. CATALOGO=HTOPOL.DIG	CATALOGO,I1,I3
107	HNOMBRES.DIG	Toponimia principal de la zona de trabajo.	CATALOGO,I1
108	HNPUEBL.DAT	Archivo ASCII con la ubicación de los pueblos que dan nombre a las hojas 1:50.000 del área de trabajo. Informe3=NOMPUEB.DAT	CATALOGO,I1

2. CARTOGRAFIA GEOLOGICA GENERAL			
200	HGCONT.DIG	Contactos entre litologías.	CATALOGO,I1
201	HFALLAS.DIG	Estructuras.	CATALOGO,I1,I3
202	HGCODE.DIG	Centroides de afloramientos geológicos.	CATALOGO,I1,I3
203	HGEOLV.DIG	Conjunto de elementos geológicos lineales.	CATALOGO,I1,I3
204	HGEOLP.DIG	Polígonos de afloramientos geológicos.	CATALOGO
205	HGEOLP.GIS	Raster de afloramientos geológicos.	CATALOGO,I1,I3
206	HGEOLR.GIS	Imagen raster de afloramientos Devónicos y Complejo Volcánico sedimentario (CVS).	CATALOGO,I3
207	HGEOLL1.DIG	Contactos normales y discordantes.	CATALOGO,I1
208	HGEOLL2.DIG	Contactos mecánicos y trazas de pliegues.	CATALOGO,I1
209	LITOLOG.DBF	Base de datos de formaciones geológicas.	CATALOGO
210	HGEOLLPR.GIS	"Sin referencia"	BD
211	HGEOLLS1.GIS	"Sin referencia"	BD

3. INDICIOS MINEROS Y SONDEOS			
300	INDFAJA1.DBF	Tabla de indicios mineros simplificada.	CATALOGO
301	INDFAJA2.DBF	Tabla de indicios mineros completa. I1=INDFAJA.DBF	CATALOGO,I1
302	SONDEOS1.DBF	Tabla de sondeos (I).	CATALOGO
303	SONDEOS2.DBF	Tabla de sondeos (II).	CATALOGO
304	HINDI.GIS	Imagen raster de indicios mineros.	CATALOGO,I3
305	HINDI.DIG	Vectorial de indicios, diferente sustancia por color.	I3
306	HSOND.GIS	Imagen raster de sondeos.	CATALOGO
307	HSOND.DIG	Vectorial con situación de sondeos.	CATALOGO
308	HINDMET1.DIG	Indicios mineros clasificados por sustancias representados por un único símbolo de tamaño variable.	CATALOGO,I1,I3
309	HINDMET2.DIG	Indicios mineros representados mediante un símbolo por sustancia de tamaño variable.	CATALOGO,I1,I3
310	HINDTIP1.DIG	Indicios mineros clasificados por tipo representados mediante un símbolo de tamaño variable.	CATALOGO,I1,I3
311	HINDTIP2.DIG	Indicios mineros representados mediante un símbolo por tipo de tamaño variable.	CATALOGO,I1,I3
312	BLOQUE1.LLS	Listado para impresora del bloque de datos generales.	I1
313	BLOQUE2.LLS	Listado para impresora del bloque de datos metalogenéticos.	I1
314	BLOQUE3.LLS	Listado para impresora del bloque de datos mineros.	I1
315	METAL1.DIG	Indicios clasificados por sustancias.	I1
316	METAL2.DIG	Indicios pequeños clasificados por sustancias.	I1
317	METAL3.DIG	Indicios medianos clasificados por sustancias.	I1

318	METAL4.DIG	Indicios grandes clasificados por sustancias.	I1
319	METAL1F.DIG	Indicios clasificados por sustancias representados por martillos.	I1
320	METAL2F.DIG	Indicios pequeños clasificados por sustancias representados por martillos.	I1
321	METAL3F.DIG	Indicios medianos clasificados por sustancias representados por martillos.	I1
322	METAL4F.DIG	Indicios grandes clasificados por sustancias representados por martillos.	
323	TIPO1.DIG	Indicios clasificados por tipo de yacimiento.	I1
324	TIPO2.DIG	Indicios pequeños clasificados por tipo de yacimiento.	I1
325	TIPO3.DIG	Indicios medianos clasificados por tipo de yacimiento.	I1
326	TIPO4.DIG	Indicios grandes clasificados por tipo de yacimiento.	I1
327	TIPO1F.DIG	Indicios clasificados por tipo de yacimiento representados por martillos.	I1
328	TIPO2F.DIG	Indicios pequeños clasificados por tipo de yacimiento representados por martillos.	I1
329	TIPO3F.DIG	Indicios medianos clasificados por tipo de yacimiento representados por martillos.	I1
330	TIPO4F.DIG	Indicios grandes clasificados por tipo de yacimiento representados por martillos.	I1
331	INDFAJA1.DOC	Sin descripción.	BD
—	INDFAJA.DBF	No existe el fichero en la BD. Base de datos de indicios con datos generales.	I1
—	MINAS1.DBF	No existe el fichero en la BD. Base de datos de indicios con datos metalogenéticos.	I1
—	MINAS2.DBF	No existe el fichero en la BD. Base de datos de indicios con datos mineros.	I1

4. DATOS AEROMAGNETICOS.			
CAMPAÑA DE NEWMONT.			
400	HAERO1.DBF	Base de datos de puntos de medida. I1=HAERO.DAT	CATALOGO.
401	HAERO1.LAN	Campo magnético residual. I1=I3=HAERO.LAN	CATALOGO.
402	HAERO.DIG	Posición de puntos de medida, uno de cada dos. I1=I3=HAERO.DIG	CATALOGO.
403	HAEROF.LAN	Imagen obtenida mediante filtro circular para eliminar la tendencia de las líneas de vuelo.	I1
CAMPAÑA DE EXXON.			
404	HAERO2.DBF	Base de datos de puntos de medida.	CATALOGO.
405	HAERO2.LAN	Campo magnético residual.	CATALOGO.
406	HAERO2.GIS	Transformación de HAERO2.LAN a 8 bit suavizada mediante filtrado.	CATALOGO.
407	HAERO2:DIG	Posición de puntos de medida, uno de cada diez.	CATALOGO
408	HLINGEOF.DIG	Tendencias de la superposición aeromagnético y gravimétrico.	I3.

5. DATOS GRAVIMETRICOS.			
500	HGRAV1.DBF	Base de datos de medidas de gravedad.	CATALOGO, I1
—	HGRAV1.DAT	Archivo ASCII con variables originales para puntos de medida. No existe en la BD.	I1
501	HGRAV2.DBF	Base de datos del cálculo del campo regional y residual.	CATALOGO, I1
—	HGRAV2.DAT	Archivo ASCII con variables originales para puntos de medida. No existe en la BD.	I1
502	HPGRAV.DIG	Posición de puntos de medida de gravedad.	CATALOGO.
503	HGRAV.GIS	Imagen raster de puntos de toma de datos de gravedad.	CATALOGO.
—	HGRAV1.GIS	Situación de campañas de gravimetría. No existe en BD.	I3.
—	HGRAVEST.DIG	Alineaciones gravimétricas, máximos y mínimos. No existe en la BD.	I3.
504	HBOUG.LAN	Anomalías de bouguer. I1=BOUG.LAN	CATALOGO, I3, I1
505	HBRESID1.LAN	Anomalía de bouguer residual 1.	CATALOGO, I3.
506	HBRESID2.LAN	Anomalía de bouguer residual 2.	CATALOGO, I3.
507	HBRESID3.LAN	Anomalía de bouguer residual 3.	CATALOGO, I3.
508	HBRESID4.LAN	Anomalía de bouguer residual 4.	CATALOGO, I3.
509	BOUG.DIG	Anomalía de bouguer.	I1.
510	BRESID.DIG	Anomalía de bouguer residual.	I1.
511	BTEND.DIG	Tendencia de anomalía de bouguer.	I1.
512	BRESID.LAN	Imagen de anomalía de bouguer residual.	I1.
513	BTEND.LAN	Imagen de tendencia de anomalía de bouguer.	I1.
514	BRESID8.LAN	Residual interpolada mediante búsqueda por octantes.	I1.

6. IMAGENES DE RADAR ERS-1			
600	HERS1.LAN	Imagen de radar ERS-1 No existe en la BD.	CATALOGO.
601	HLINERS1.DIG	Lineamientos a partir de la imagen de radar.	CATALOGO.
602	HTEXERSV.DIG	Límites de zonas texturales y centroides.	CATALOGO.
603	HTEXERSP.DIG	Polígonos texturales de la imagen de radar.	CATALOGO.
604	HTEXERS1.GIS	Fichero raster de clasificación textural-estructural.	CATALOGO.

7. IMAGENES SPOT PANCROMATICAS.			
(2D) FORMATO BSQ - 8bit 1 banda. Pixel 10 x 10 m.			
700	28_274_I	28-274 izquierda. columnas 8540, filas 6012.	CATALOGO.
701	28_274_D	28-274 derecha. columnas 8540, filas 5974.	CATALOGO.
702	28_275_I	28-275 izquierda. columnas 8540, filas 6012.	CATALOGO.
703	28_275_D	28-275 derecha. columnas 8540, filas 5975.	CATALOGO.
704	29_274_I	29-274 izquierda. columnas 8540, filas 6012.	CATALOGO.
705	29_274_D	29-274 derecha. columnas 8540, filas 5987.	CATALOGO.
706	30_274_I	30-274 izquierda. columnas 8540, filas 6012.	CATALOGO.
707	30_274_D	30-274 derecha. columnas 8540, filas 5985.	CATALOGO.
PARES SPOT ESTEREOSCOPICOS. Formato BSQ 2 bandas, b bits UTM huso 29, ref S.I. Pixel 50 x 50			
708	28_274G.LAN	col. 1801, fil. 1461. X=580.000 Y=42.26.- 000	CATALOGO.
709	28_275G.LAN	col. 1841, fil. 1381. X=573.000 Y=41.71.- 000	CATALOGO.
710	29_274G.LAN	col. 1831, fil. 1381. X=639.500 Y=42.26.- 000	CATALOGO.
711	30_274E.LAN	col. 1681, fil. 1441. X=695.500 Y=42.26.- 000	CATALOGO.
712	HLINSPOT.DIG	Lineamientos sobre imágenes spot en pares estereoscópicos.	CATALOGO, I3.
---	HSPOTLIM.DIG	Cobertura de imágenes spot. No existe en BD.	I3.

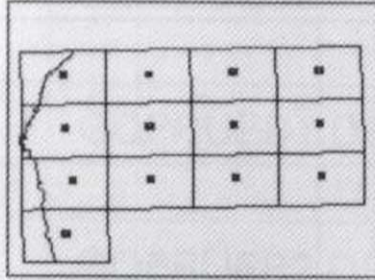
8. IMAGENES LANDSAT.			
800	HLITFD.GIS	Densidad total de frecuencia de lineamientos imagen de invierno.	I1.
801	HLVTFD.GIS	Densidad total de frecuencia de lineamientos imagen de verano.	I1.
802	L100-140.GIS	Lineamientos 100-140.	I1.
803	L160-180.GIS	Lineamientos 160-180.	I1.
804	L50-140.GIS	Lineamientos 50-140.	I1.
805	L50-80.GIS	Lineamientos 50-80.	I1.
806	HLANDI.LAN	Mosaico imagen de invierno de toda la faja pirítica.	I1.
807	HLANDV.LAN	Mosaico imagen de verano de toda la Faja Pirítica.	I1.
808	HGOSSAN1.LAN	Zonas de gossan ((B3/B4)/(B4/B5)).	DB, I1.
809	METAMORF.LAN	Zonas afectadas por metamorfismo. ((B4/B5),(B5/B7),B4))	BD, I1.

9. DATOS ESTRUCTURALES.			
900	FAJAGSTR.DBF	Base de datos de medidas estructurales.	I1.
901	TESTS0.DIG	Distribución de rosetas de S0 cada 2000 m.	I1.
902	TESTS1D.DIG	Distribución de rosetas de S1 cada 2000 m.	I1.
903	TESTS1M.DIG	Distribución de rosetas de S1 cada 1000 m.	I1.
904	TESTS1Q.DIG	Distribución de rosetas de S1 cada 500 m.	I1.
905	TESTS2D.DIG	Distribución de rosetas de S2 cada 2000 m.	I1.
906	TESTS2M.DIG	Distribución de rosetas de S2 cada 1000 m.	I1.
907	TESTS2Q.DIG	Distribución de rosetas de S2 cada 500 m.	I1.
908	TESTS3D.DIG	Distribución de rosetas de S3 cada 2000 m.	I1.
909	TESTS3M.DIG	Distribución de rosetas de S3 cada 1000 m.	I1.
910	TESTS3Q.DIG	Distribución de rosetas de S3 cada 500 m.	I1.
911	TESTS0.GIS	Raster distribución rosetas de S0 cada 2000 m.	I1.
912	TESTS1.GIS	Raster distribución rosetas de S1 cada 2000 m.	I1.
913	TESTS2.GIS	Raster distribución rosetas de S2 cada 2000 m.	I1.
914	TESTS3.GIS	Raster distribución rosetas de S3 cada 2000 m.	I1.
—	THS1RE.GIS	Grado de desorden o entropía de S1. No existe en la BD.	I1.

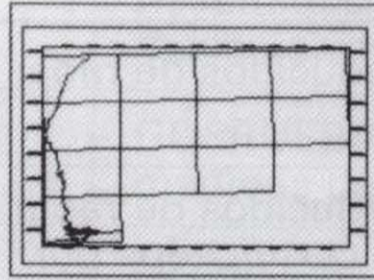
10. GEOQUIMICA DE SUELOS.			
1000	GQPRUEBA.DAT	Resultados analíticos de la zona de la masa valverde.	I1.
1001	GQPRUEB1.DBF	GQPRUEBA en formato DBASE, medidas de plasma ICP.	I1.
1002	GQPRUEB2.DBF	GQPRUEB1 con HG medido por absorción atómica.	I1.
1003	GQPRUEBA.DIG	Topografía básica con puntos de desmuestra.	I1.
1004	GQFALLAS.DIG	Límite aproximado de la Masa Valverde, y fallas cartografiadas por ADARO.	I1.
1005	GQPRUEBA.LAN	Imagen geoquímica suelos, 17 canales uno por elemento, pix 3x3 m. 16 bit, 300 col,466 filas.	I1.
PUNTOS DE DESMUESTRE DE LOS NUEVOS PERFILES:			
CL1.DIG , P12.DIG , P139.DIG , P142.DIG , P2.DIG , P5.DIG , P51.DIG , P7.DIG			I1,BD.
HG1.DIG , HG2.DIG , HG3.DIG. No existen en la BD.			I1.
MG1.DIG , MG2.DIG , MG3.DIG. No hay referencias de ellos.			BD.

11. FICHEROS EN LA BASE DE DATOS DIVERSOS O SIN REFERENCIAS:			
DATA\HUELVA			
1100	HLINI1.DIG	Lineamientos deducidos de radar y landsat invierno.	
1101	HLINI2.DIG	Lineamientos deducidos de radar y landsat invierno clasificados por dirección.	
1102	HLINSAT.DIG	Grandes lineamientos obtenidos del mosaico de la imagen landsat 1:1.000.000	
1103	HLINV1.DIG	Lineamientos deducidos de radar y landsat verano.	
1104	HLINV2.DIG	Lineamientos deducidos de radar y landsat verano clasificados por dirección.	
1105	NVDI.LAN	Imagen invierno (?).	
1106	SELEZION.DIG	Situación de zonas seleccionadas del análisis tectonoestructural.	I1.
1107	SELGOSAN.DIG	Situación de zonas seleccionadas del análisis espectral.	I1.
1108	SEUDORGB.LAN	(?)	
1109	SINLININ.DIG	Síntesis de lineamientos de la imagen landsat de invierno.	
1110	SINLINVE.DIG	Síntesis de lineamientos de la imagen de verano.	
DATA\HUELVA\DATOS			
1111	ESCUDO.DIG	Escudo Junta de Andalucía.	BD

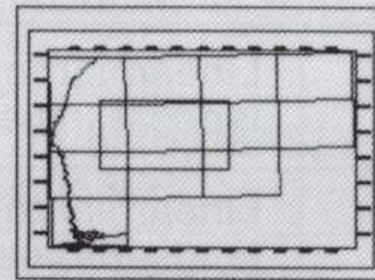
LA FAJA PIRITICA



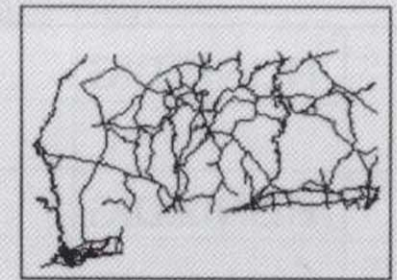
HNOJAS.DIG
102. DISTRIBUCION DE HOJAS 50.000



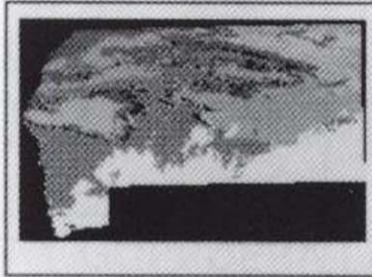
HMAPA1.DIG
104. DISTRIBUCION DE HOJAS Y MALLA DE COORDENADAS UTM N.27



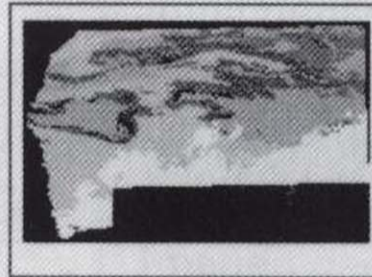
HMAPA2.DIG
105. HOJAS Y COORDENADAS CON SITUACION DE LA ZONA DE TEST.



HTOPO.DIG
106. TOPOGRAFIA BASICA DE LA ZONA DE TRABAJO.



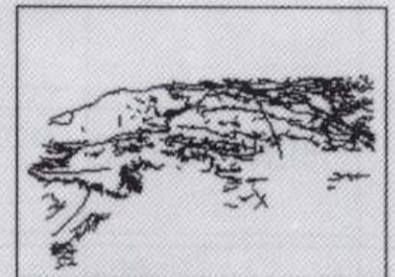
HGEOLP.GIS
205. MAPA DE ALOJAMIENTOS GEOLOGICOS



HGEOLR.GIS
206. IMAGEN MAPA DE ALOJAMIENTOS DEVONICOS Y COMPLEJO VOLCANICO SEDIMENTARIO (CVS).



HGEOLLI.DIG
207. CONTACTOS NORMALES Y DISCORDANCIAS

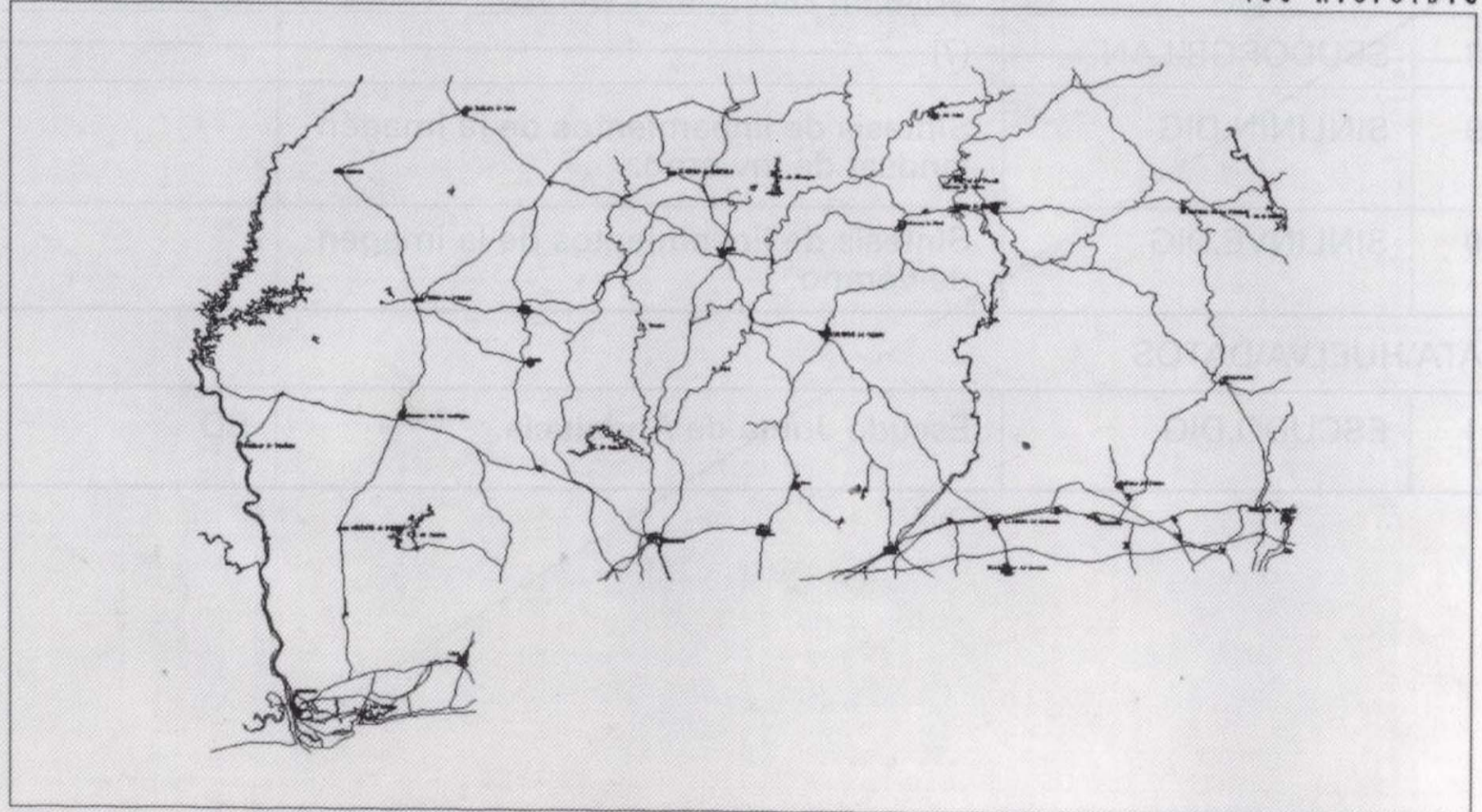


HGEOLLS.DIG
208. CONTACTOS MECANICOS Y TRAZAS DE FLEQUES.



B.D. FAJA PIRITICA

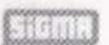
106-HTOPO.DIG



TEMA: 1. TOPOGRAFIA Y SITUACION GEOGRAFICA

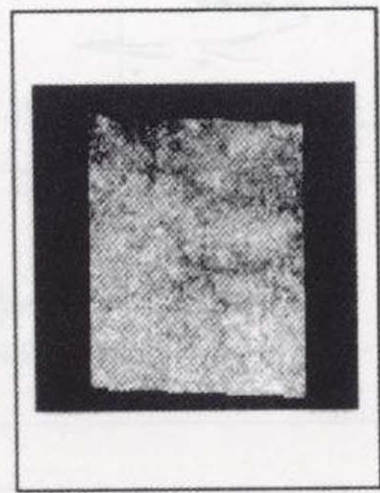
VS: /faja/datos/topograf/

DESCRIPCION: Topografia basica

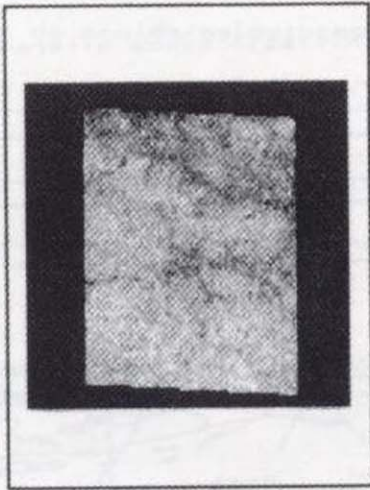


7. IMAGENES SPOT PANCROMATICAS:

IMAGENES SPOT 2D 1 banda:

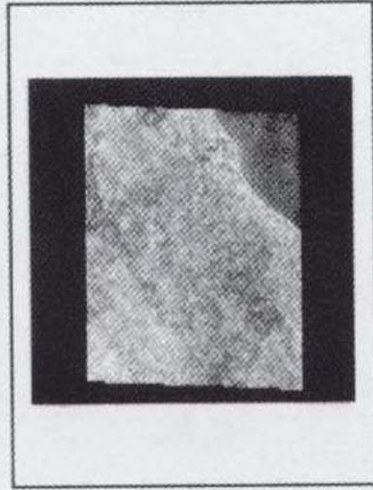


700.

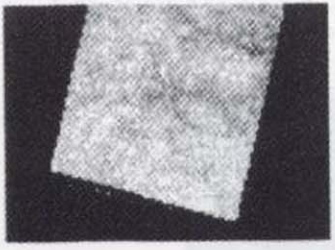


701.

PARES SPOT STEREOSCOPICOS

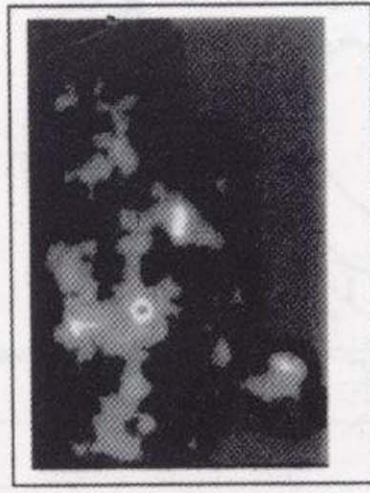


702.



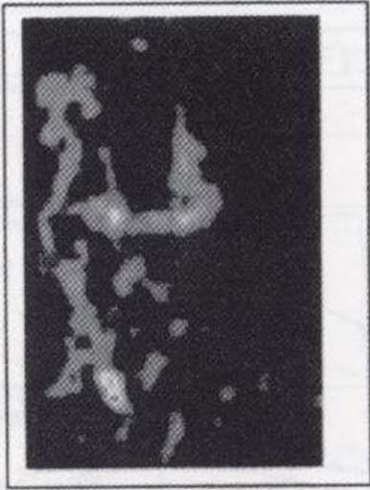
7

8. IMAGENES LANDSAT:



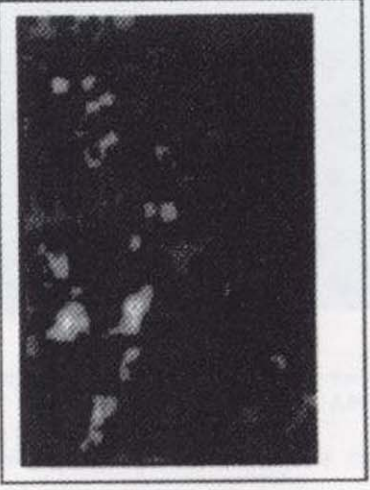
400.

DENSIDAD TOTAL DE FRECUENCIA DE LINEAMIENTOS INVIERNO.



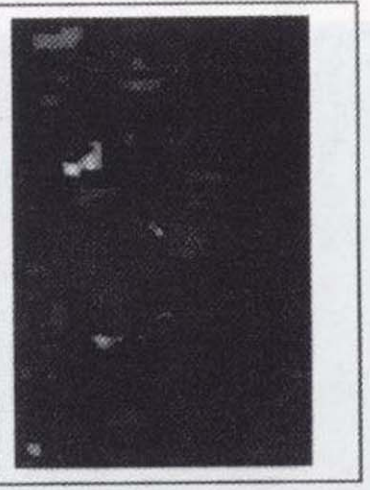
401.

DENSIDAD TOTAL DE FRECUENCIA DE LINEAMIENTOS VERANO.



402.

LINEAMIENTOS 100-140.



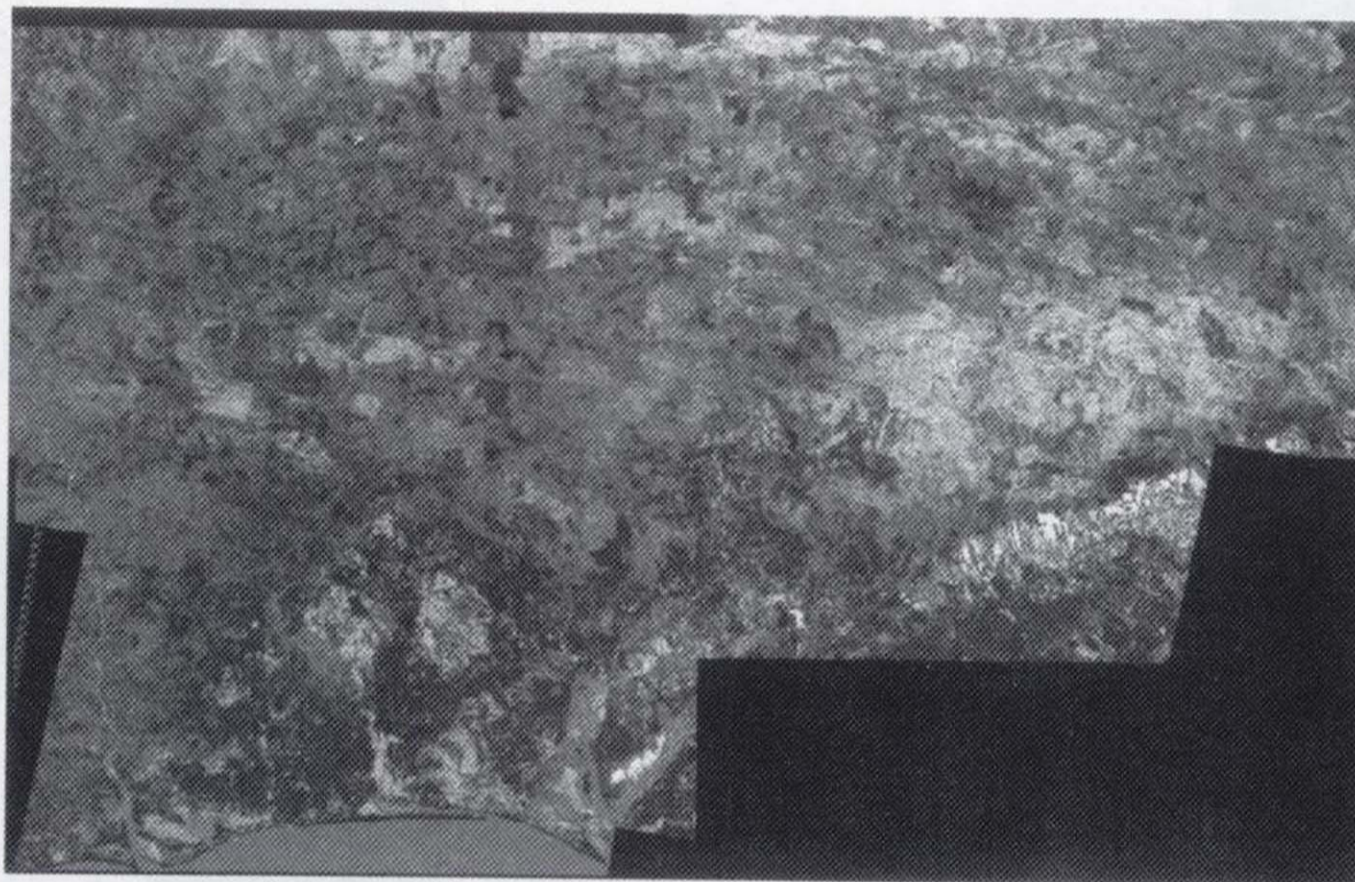
403.

LINEAMIENTOS 160-140.



B.D. FAJA PIRITICA

809-METAMORF.LAN

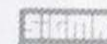


TEMA: 8. IMAGENES LANDSAT

WS: ./faja/datos/ing_land

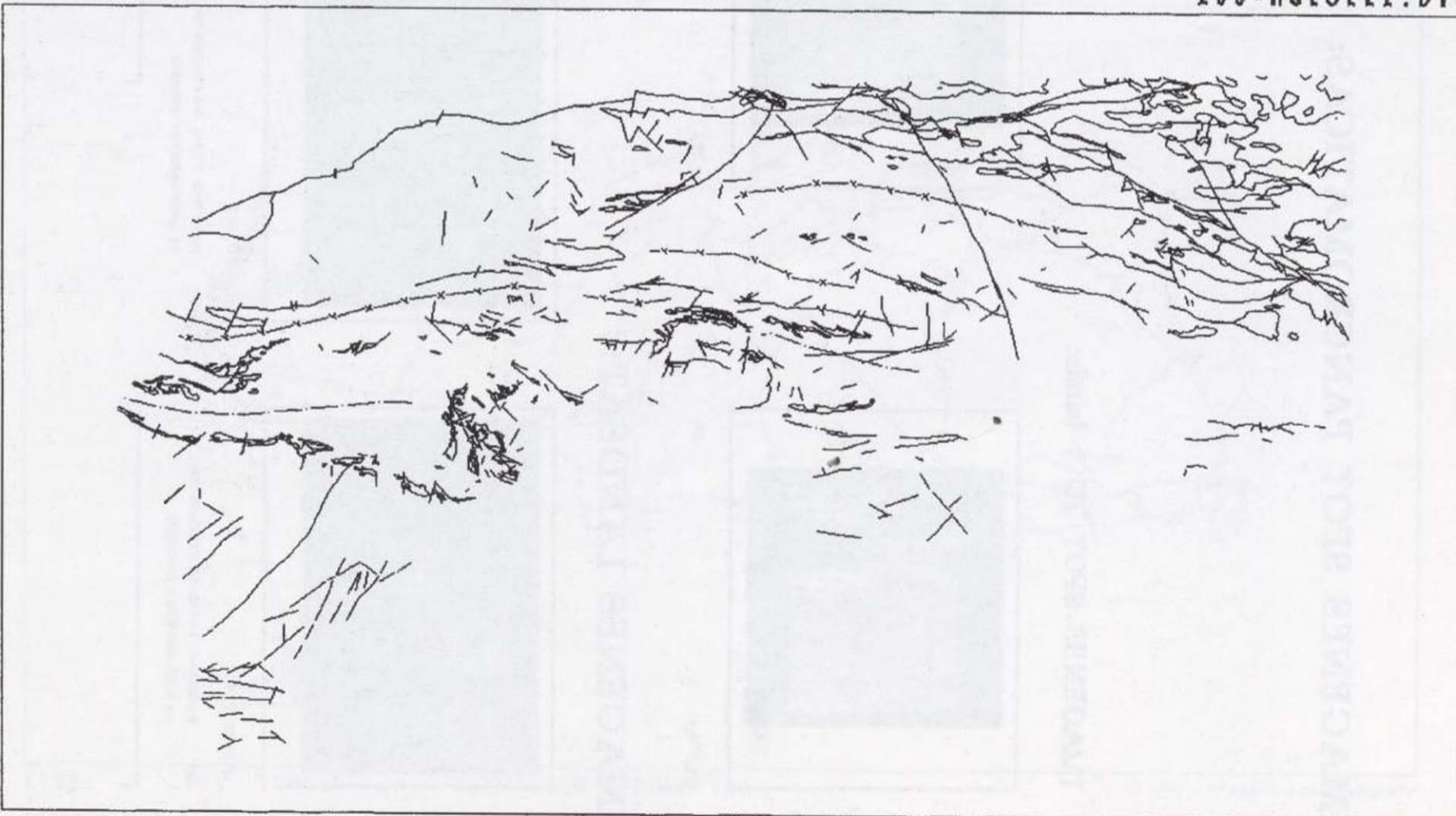
DESCRIPCION: Imagen Landsat procesada para poner de manifiesto zonas alteradas (metamorfismo termico)

OBSERVACIONES: (Imagen de 7 bandas. Representada usando las bandas 1,2 y 3)



B.D. FAJA PIRITICA

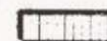
208-HGEOLL2.DIG

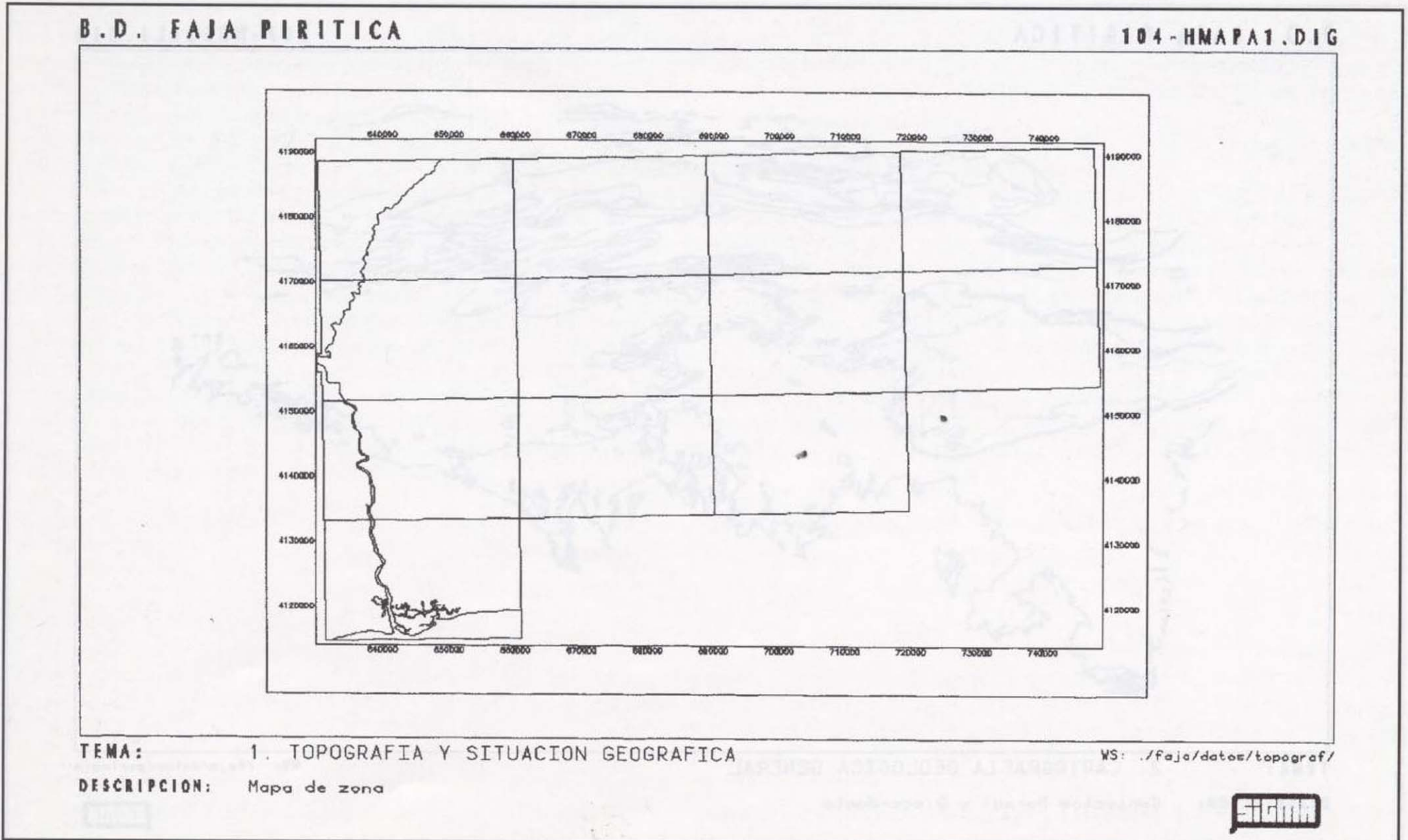
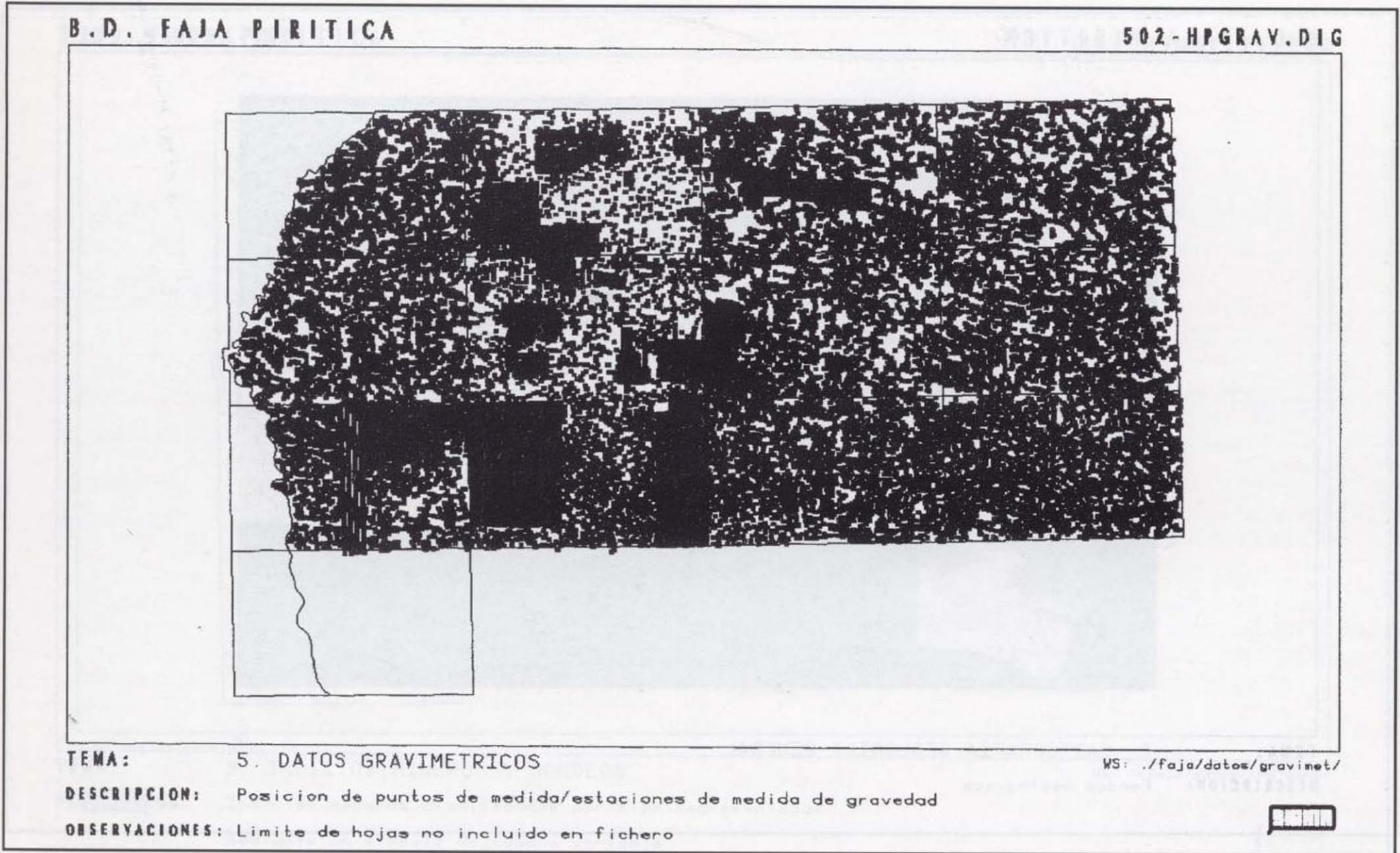


TEMA: 2. CARTOGRAFIA GEOLOGICA GENERAL

WS: ./faja/datos/geologia

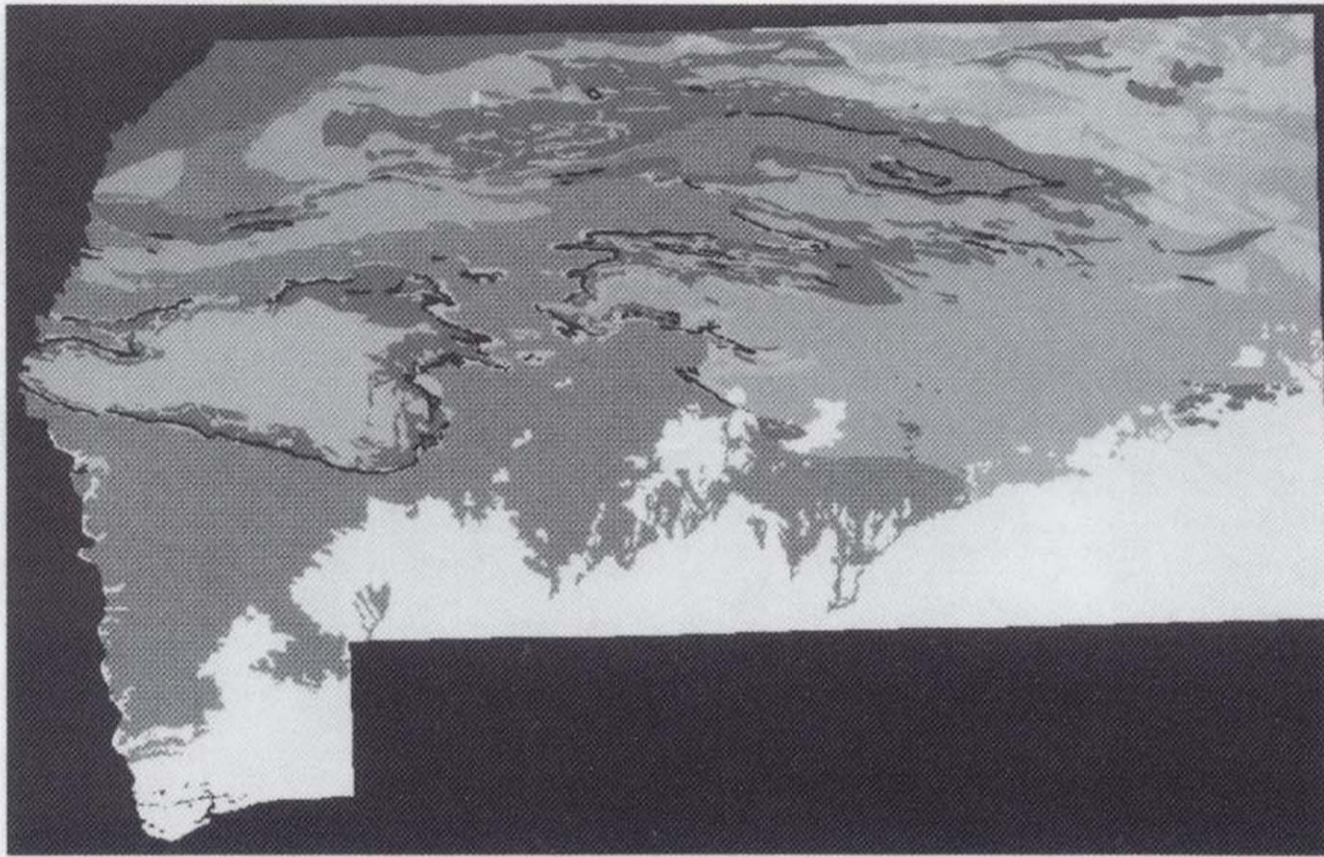
DESCRIPCION: Contactos mecanicos y trazas de pliegues





B.D. FAJA PIRITICA

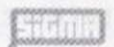
205-HGEOLP.GIS



TEMA: 2. CARTOGRAFIA GEOLOGICA GENERAL

WS: ../faja/datos/geologia

DESCRIPCION: Fondos Geologicos



B.D. FAJA PIRITICA

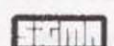
207-HGEOLL1.DIG

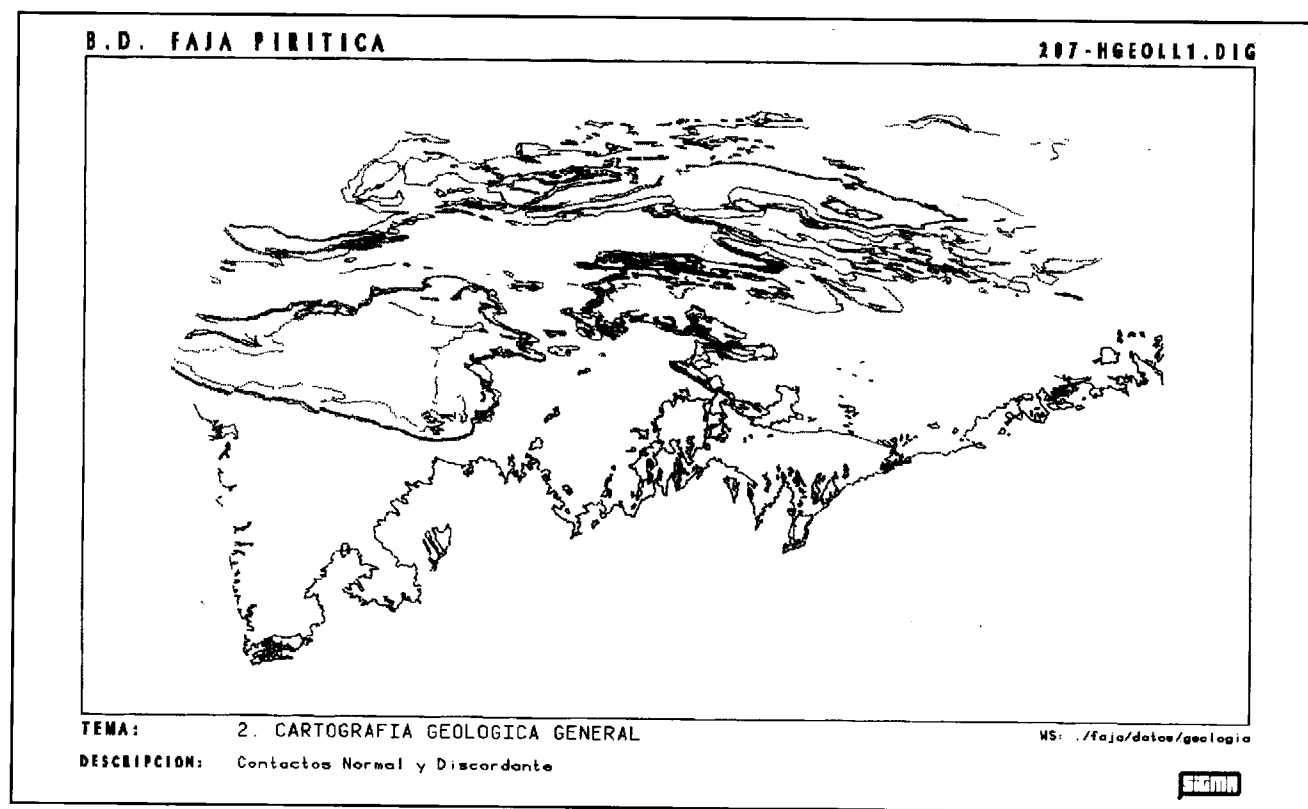
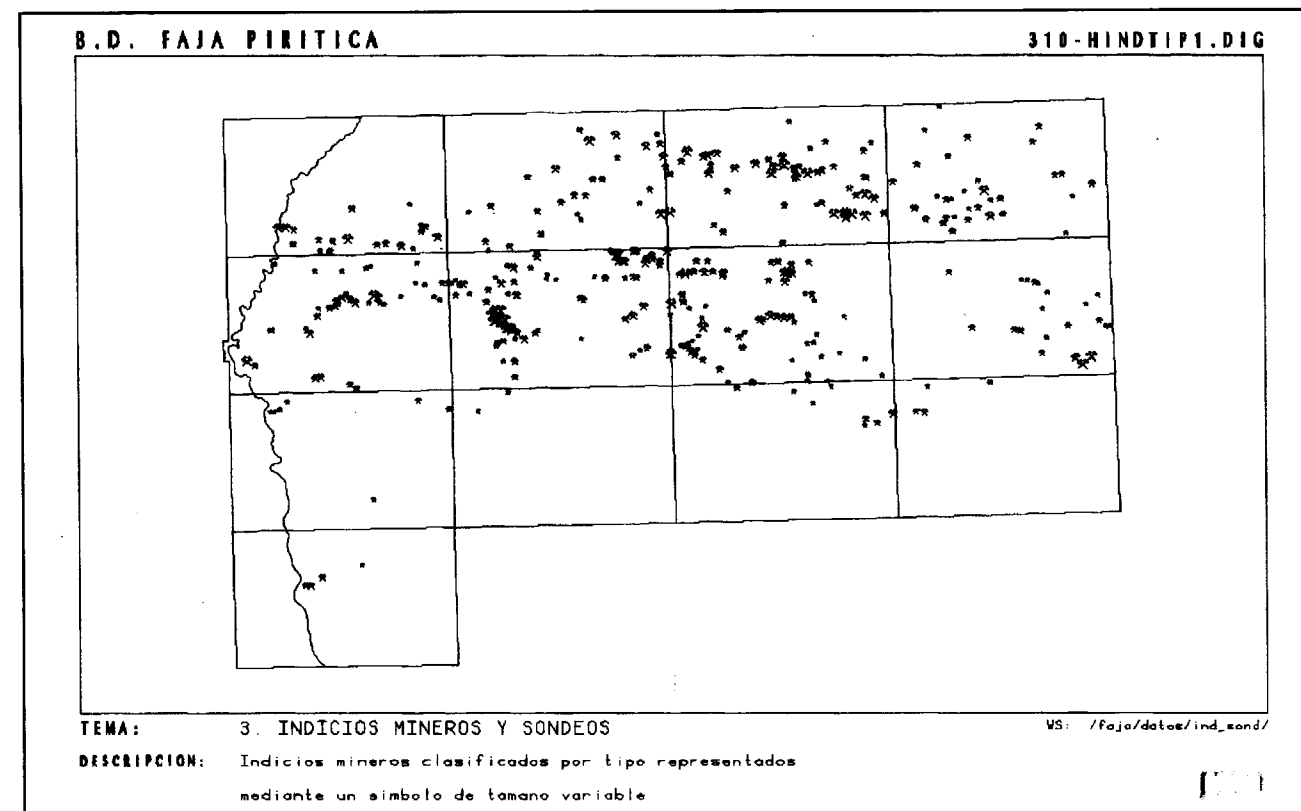
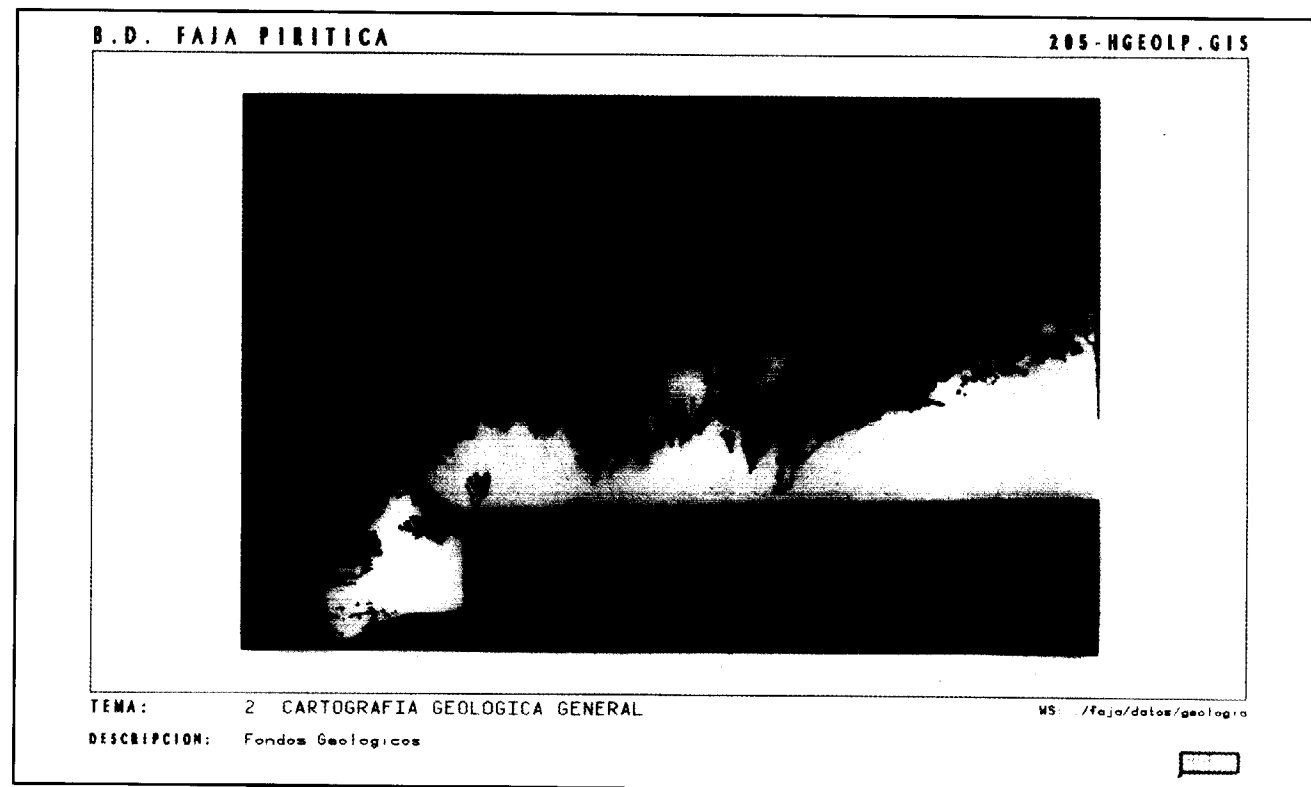


TEMA: 2. CARTOGRAFIA GEOLOGICA GENERAL

WS: ../faja/datos/geologia

DESCRIPCION: Contactos Normal y Discordante





Advances in Geological Knowledge in the IPB: Implications in Mineral Exploration

Por F. J. A. S. BARRIGA (*)

RESUMEN

La Faja Piritica Ibérica es un notable ejemplo del éxito en la exploración de depósitos minerales ocultos, como resultado de la aplicación de los modelos geológicos y de exploración adecuados y de unas características favorables de los depósitos y de la fisiografía regional. Está considerada actualmente como una de las áreas, para exploración de depósitos de categoría mundial, más prometedoras en Europa Occidental. El valor económico de los objetivos, junto con el avance en las técnicas de prospección, han justificado la exploración bajo condiciones progresivamente más adversas, tanto a mayores profundidades como bajo coberturas particularmente desfavorables, cual es el caso de los sedimentos terciarios.

A medida que los objetivos se hacen más difíciles, se requieren nuevas herramientas de exploración que ayuden seleccionar los mejores objetivos. En los últimos años se han llevado a cabo varios perfeccionamientos en los métodos geofísicos y geoquímicos y se han realizado ensayos con métodos raramente utilizados, tal como el magnetotelúrico.

Hay indicios prometedores de avances en un futuro próximo, entre los que se encuentran una amplia variedad de estudios como son la sedimentología y el análisis de cuencas, la vulcanología física, la mineralogía y las fitoquímica e hidrogeoquímica. Probablemente, las últimas incorporaciones de mayor interés, en el campo de la exploración, sean las caracterizaciones mineralógicas, texturales y paragenéticas, y geoquímicas de las alteraciones hidrotermales y de los sedimentos hidrotermales. La alteración hidrotermal en las rocas volcánicas se ha redefinido hasta el punto de detectar cabalgamientos menores y distancias semicuantitativas a la mineralización.

Hace poco tiempo, se ha descubierto un nuevo tipo de zona de alteración (pirofilita) en el núcleo del stockwork de Lagoa Salgada. Hay varios proyectos de exploración que ya han incluido estudios detallados de las alteraciones. Los próximos avances incluirán la caracterización cuidadosa, por rayos X, de los filosilicatos, además de las determinaciones por microsonda y de los estudios detallados de los sedimentos químicos que ya se llevan a cabo en la actualidad.

En la actualidad se está realizando un esfuerzo, en este sentido, que involucra a investigadores de varios países europeos, de Canadá y de U.S.A. Los resultados se expondrán en un simposio internacional que tendrá lugar en Lisboa, en 1997.

Los estudios metalogenéticos en la FPI han probado repetidamente su importancia a diversas escalas, desde el concepto de horizonte favorable en los años 50, al uso actual de los halos de dispersión de diversa naturaleza. Los estudios genéticos, de los depósitos de sulfuros masivos, han avanzado enormemente como consecuencia de las observaciones directas en los fondos oceánicos. Por otro lado, dentro de la propia FPI, existen diferencias significativas entre los yacimientos en cuanto a naturaleza, ambiente geológico y evolución postdeposicional. Ya se habían evaluado en el pasado, pero habían experimentado la existencia de una frontera entre Portugal y España. Las nuevas condiciones de libre circulación, a través de esta frontera, facilitan mucho la realización de una relación adecuada de los diversos tipos de depósitos de la Faja. La integración global de conocimientos producirá nuevos conceptos de valor en la exploración minera. Todo ello sin olvidar que el conocimiento de los modelos de depósitos minerales y de exploración, en la FPI, experimentará un gran avance con los estudios que actualmente se están llevando a cabo en los depósitos de Neves-Corvo.

Existen áreas muy amplias en las que las nuevas herramientas pueden producir descubrimientos importantes, a profundidades moderadas, tales como los centros volcánicos félsicos ubicados bajo rocas máficas, que son fundamentalmente opacas a la gravimetría y a la mayor parte de los otros métodos geofísicos.

Palabras clave: Investigación científica, Investigación en curso, Prospección minera, Sulfuros masivos, Stockwerk, Faja piritica, Península Ibérica.

ABSTRACT

The Iberian Pyrite Belt is an outstanding example of success in exploration for concealed mineral deposits, as a result of adequate geological and exploration models, and favourable characteristics of the deposits (size, mineralogy) and regional physiography. The IPB is considered the more promising exploration area for world class deposits in Western Europe. The economic value of the

(*) Departamento de Geología, Faculdade de Ciências, Universidade de Lisboa Edifício C2, Piso 5, Campo Grande, 1700 Lisboa, Portugal

targets, coupled with the advancement of exploration activities, has justified exploration under progressively more adverse conditions, either at greater depths or under particularly unfavourable covers, such as Tertiary sediments.

As targets become more elusive, new exploration tools are required, to help selecting the best sites for intensive exploration and drilling. In recent years there have been various refinements to geophysical and geochemical methods, and tests of seldom used methods, such as magnetotelluric studies.

There are promising signs of further advances in the near future. These include a wide variety of studies, including sedimentology and basin analysis, physical volcanology, ore mineralogy (rare minerals) and phyto- and hydrogeochemistry.

Perhaps one most interesting recent addition to actual exploration practise is the mineralogical, textural and paragenetic, and geochemical characterisation of hydrothermal alteration and hydrothermal sediments. Hydrothermal alteration in volcanic rocks has been refined to the point of detecting minor thrusts, and semiquantitative distance to ore. Recently a new type of ore-zone alteration (pyrophyllite bearing) was discovered in the core of the Lagoa Salgada stockwork. Several exploration operations have already included detailed alteration studies. Future advances will include detailed X-ray characterisation of phyllosilicates, in addition to currently widespread chemical (electron microprobe) determinations, and detailed studies in chemical sediments (cherts, jaspers, metalliferous sediments).

A major effort is currently in progress, involving many researchers, from several European countries, Canada and the USA. Results should be reported in 1997, in an international meeting to take place in Lisbon.

Metallogenetic studies in the IPB have repeatedly proved their importance in exploration at several scales, from the concept of favourable horizon in the 1950's to the current use of primary haloes of various natures. Genetic studies on massive sulphide deposits in general have advanced immensely as a consequence of direct observations in the present-day oceans, and comparisons with ophiolites. On the other hand, at the scale of the IPB itself, there are significant differences in the nature, geological setting and post-depositional evolution of the various deposits. These have been evaluated in the past, but have suffered from the presence of the border between Portugal and Spain. The new conditions of easy circulation across this border greatly facilitate proper accounting of the complete spectrum of mineral deposits in the belt. The overall integration of knowledge - across fields of study and through geographical barriers - should produce new concepts of value in mineral exploration. All this without forgetting that ore deposit and exploration models in the IPB will be greatly improved with proper study of the Neves-Corvo deposits, currently in progress.

There are vast areas where new tools can produce major discoveries, some at moderate depths, such as where felsic volcanic centres lie under mafic rocks, which are essentially opaque to gravimetry, and most other geophysical methods.

Key words: Research, Current research, Mineral exploration, Massive sulfide deposits, Stockwork deposits, Pyrite Belt, Iberian Peninsula.

INTRODUCTION

Exploration in the IPB has been highly successful since the early sixties, as a result of appropriate, now classic, ore geology and exploration models, based on syngenetic models of deposition at or near an ancient sea-floor (see Strauss et al., 1977; D Carvalho, 1979). The discovery of Neves-Corvo in 1977, by a syndicate of French and Portuguese companies, was the ultimate result of a period of about twenty years of intense geological study, aimed at defining favourable, ore-bearing horizons (the top of one or more felsic volcanic cycles), locating them, and applying geophysical and geochemical exploration methodologies in areas where the favourable horizons were believed to lie at shallow to moderate depths. This was performed in a region where several lithologies (particularly black shales) occur throughout a several kilometre thick sedimentary and volcanic-sedimentary sequence of Upper Paleozoic rocks, severely deformed (folded, thrust, overthrust, wrenchfaled), with important lateral facies variations, and rather poor in identifiable fossils. The geological database collected in the IPB is impressive, and explains in part the success in exploration. This

was also favoured by the sheer size of many deposits, unanimously considered to be some of the largest accumulations of volcanic-related massive sulphide deposits ever to form, and also by their density, and general lack of ferromagnetic minerals. Gravity and magnetic surveys became particularly useful exploration methods, in areas selected on the basis of sound geological and structural knowledge (geology-plus-geophysics). Exploration teams under the responsibility of geologists, integrating geologists and geophysicists, both capable of understanding each others language, arguments and reasoning, disclosed several hundred million tonnes of ores, including those of Neves-Corvo.

The discovery of Neves-Corvo generated renewed interest in exploration the IPB, in spite of the general and pronounced decrease in metal prices in recent years. New discoveries were made, including Aguas Teñidas (1986, Billiton SA and Promotora de Recursos Naturales SA), Masa Valverde (1986, Empresa Nacional ADARO), Los Frailes (1988, Andaluza de Piritas SA; Pons et al., 1993), Migollas (1989, Almagrera SA; Santos et al., 1993), Concepción (1992, Río Tinto Minera, SA) and Lagoa Salgada (1992, Instituto

Geológico e Mineiro, ex-Serviço de Fomento Mineiro). The recent inversion in the trend of metal prices, attributable in large part to the emergence of new consumers in the Southwest Pacific, can be expected to continue, and will enhance the investment in exploration in the IPB.

As exploration proceeds, targets become progressively more distant and difficult. Thus Masa Valverde lies under ~400 metres of Flysch sediments (Ramírez Copeiro et al., 1993), Lagoa Salgada under a thick (>120 m) cover of Tertiary sediments, remote from good Paleozoic outcrops (V Oliveira et al., 1993), and recent work in the N limb of the Riotinto syncline disclosed mineralization under the Campofrío granite (García Palomero et al., 1993). The potential of the IPB for new discoveries is still vast, but searching under more difficult situations means that the targets should be economically more attractive. The dream of all explorationists is discovering a new Neves-Corvo. Apart from good luck, all possible geological information, together with specific exploration criteria for high grade ores will be required.

RECENT ADVANCES IN GEOLOGICAL EXPLORATION TOOLS

As already stated, geophysical studies are since long of paramount importance in exploration in the IPB. In recent years, new instruments, and widespread use of powerful computers, and adequate software (including geographical information systems) have revolutionized the production of geophysical maps, and the definition of anomalies. It is increasingly easy to visualize the information, and to test various values for critical parameters, until best fits are found between geophysical and geological data. The discovery of Lagoa Salgada results from the use of several, geology-directed and geologically interpreted, geophysical exploration methods, principally gravimetry and magnetometry. Other methods used and tested were resistivity, electrical sounding (VES), seismic, and magnetotelluric (V Oliveira et al., 1993). However, the description and critical evaluation of geophysical techniques lie outside the scope of this article.

Sedimentology and Basin Analysis

Recent studies (JT Oliveira, 1990; Moreno et al, in press) have shown that the IPB is characteri-

zed by pronounced sedimentary anisotropies, such as rapid facies variations and abrupt changes in thickness of sedimentary formations. This is currently interpreted into paleo-landscape models including large scale synsedimentary grabens, major steps (coast lines?), and shoals. Some of these features must be related with pre-Famennian large scale faults, capable of controlling not only the ascent of magmas, but also hydrothermal fluid circulation. Major depressions may also be of great importance, as sites of accumulation of fluids and ores, and also as sites of preferential preservation through faster post-ore sedimentation.

Physical Volcanology

Boulter (1993) has proposed that most of the felsic volcanic rocks in the Riotinto area may be intrusive, injected in wet sediments, forming a sill-sediment complex comparable to that at the Guaymas basin, Gulf of California. This provocative hypothesis has generated ample debate, and may indeed have important bearing on models of ore deposition. Boulter points out several implications, and we wish to add that at Guaymas there is important subsurface sulphide precipitation, replacing the sediments (von Damrn et al., 1985) which has been invoked as a related, approximate analogue for the Aljustrel massive sulphides (Barriga and Fyfe, 1988). There is no question that intrusive felsic tuffs actually exist, not only at Riotinto but also at Aznalcóllar (R Sáez and E Pascual, field trip leaders, 1994). However, it is debatable whether the scale of volcanic intrusion is that proposed by Boulter, and even more so if other large scale examples exist. Nevertheless, there is great need of modern physical volcanological studies. The simple relation between the widespread granular tuffs and lavas is not always clear. And hydrothermal activity through mostly fragmental, highly permeable volcanic rocks will certainly be very different through massive lava flows.

Phyto- and Hydrogeochemistry

Grimes & D Carvalho (1994) reported the results of geochemical studies on various surface materials, with interesting new results especially on well water and tree leaves and stems. Sensitive analytical techniques and carefully selected materials for analysis can apparently produce significant anomalies from deposits as deep as those at Neves-Corvo.

Stockworks and Ore Mineralogy

Marcoux & Moëlo (1993) and Pinto et al. (1994) have recently proposed that the trace mineralogy of massive and stockwork ores may differ, even in the presence of excess amounts of the necessary chemical components. This may become an exploration guide, in those instances where there are doubts concerning the nature of sulphide-bearing veins (marginal stockworks or post-ore, tectonic remobilizations, for example). It may also eventually contribute to some preliminary assessment of the economic interest of a given target. However, much work is needed before meaningful results can be obtained. Currently it is far easier and more reliable to study the tectonic nature of the suspect veins, and analyse the host rocks, and decipher whether or not the metals could be of local derivation.

Stockwork Hydrothermal Alteration

In modern times, hydrothermal alteration studies were included in an exploration survey as early as 1976 (D Carvalho, 1976). Subsequently Barriga (1983, 1990), Barriga et al. (1988, 1989, 1990), Massano et al. (1991), Relvas et al. (1990) Relvas (1991) and Relvas & Barriga (1993) developed the subject mainly in the Aljustrel area of Portugal, showing that stockwork alteration can be detected more than 1 km away from massive sulphide bodies. The presence of hydrothermal end-member paragonite is one of the more striking features of this outer halo of stockwork alteration. Zoned stockwork alteration is now known near many deposits and exploration targets in the IPB, both in Portugal (e.g. Neves Corvo, S. Domingos, Brejo, Lagoa Salgada) and Spain (e.g. Río Tinto, Aznalcóllar, San Miguel). Recent studies on stockwork alteration are those of Toscano et al (1994) and Ruiz & Arribas (1993) on Masa Verde, and Relvas et al. (1994) on Lagoa Salgada. Here hydrothermal pyrophyllite was found for the first time in the IPB, associated with zone 1 stockwork alteration (chloritic), and interpreted as representing a mineralizing fluid different than most previously known, probably more acidic (and perhaps hotter). It is interesting to note that Lagoa Salgada contains tin and copper ores (V Oliveira et al., 1993).

Stockwork hydrothermal alteration is already an accepted and useful exploration tool, used in many exploration surveys. Its applicability will become more widespread if the necessary rese-

arch instruments, such as electron microprobes become more readily available. Future developments in this field will come from detailed X-ray characterization of alteration minerals, particularly phyllosilicates and also from stable isotope studies, particularly of oxygen and hydrogen, capable of identifying fluid sources, and deciphering some of the transport history of hydrothermal fluids.

Chemical Sediments and Hanging Wall Alteration

Chemical sediments derived from hydrothermal fluids are typically abundant in the IPB. The Volcanic-Siliceous Complex owes this name to the well known abundance of cherts and jaspers (+ Fe-Mn metalliferous accumulations). These are mostly associated with hydrothermally altered (spilitized) volcanic rocks, both felsic and mafic. Detailed characterization of the chemical sediments, and their ore zone alteration, may be of great interest in exploration (such as rare earth patterns, and the abundances of thorium and gold, see Barriga and Oliveira, 1986; Barriga and Fyfe, 1988). Hanging wall alteration is also detected in pelitic sediments, with or without cherts (e.g. Salgadinho).

Comparative Studies

Understanding the genesis of VMS deposits requires very careful observations, not only on the ancient deposits in the geological record, but also on their present day equivalents, in active sites on or near oceanic ridges. The IPB is one of the world more important VMS provinces. At the present time it is easy to study the whole IPB, almost regardless of the border, with great advantages. In fact there are real differences on what can be seen along the IPB, given different levels of exposure, and paleogeographical characteristics. This produces different features, and different conditions of study of the mineral deposits. Concerning the ocean floor, some key observations (and samples) were recently produced in the MAR (Lucky Strike site SW of the Açores, see Fouquet et al., 1995). It is clear that the hydrothermal chimneys and other precipitates visible at the bottom of the ocean are not likely to be equivalents to VMS deposits. Instead, they evolve perhaps into something similar to the hanging wall rocks found over some deposits (Costa et al., 1995).

Putting together the two sets of observations as above is certainly a key way of reaching truly important conclusions. Lastly, it is also important to consider what is seen in ophiolites. Here one can have, on actual equivalents to sea floor rocks, a good view of the third dimension.

Significant advancements on the genetic model will certainly result in important applications in mineral exploration.

Concluding Statement

Advances in the geology and metallogeny of the IPB will certainly result in better odds in mineral exploration in the Belt. A major component will be the study of Neves-Corvo (see P Carvalho & Ferreira, 1993). A large research contract is currently in progress with strong involvement and support from SOMINCOR. This should result in a monograph dedicated to Neves-Corvo, scheduled for 1997.

Future trends in research will include many of the aspects focused in this article, and hopefully others. One of the most important, which would enable immense progress, is the development of chronostratigraphy.

The IPB has still a very large potential. Vast areas remain essentially untouched, for various reasons. Perhaps the more interesting situation is the presence of mafic rocks covering felsic volcanic centres. There are ample areas at moderate depths, waiting for the appropriate tools that will enable observations under the mafic rocks.

REFERENCES CITED

- BARRIGA FJAS, 1983. Hydrothermal metamorphism and ore genesis at Aljustrel. Portugal. Ph.D. thesis, Univ. Western Ontario, 368 p.
- BARRIGA FJAS, 1990. Metallogenesis in the Iberian Pyrite Belt. In: RD Dallmeyer, E Martínez, eds, *Geology of Hercynian Iberia*, Springer - Verlag, p 369-379
- BARRIGA FJAS, 1994. Mineral Deposits in Ophiolites. *Boletín de la Sociedad Española de Mineralogía*, 17- 1: 150- 151
- BARRIGA FJAS, JMRS Relvas, 1993. Hydrothermal Alteration as an Exploration Criterion in the IPB: Facts, Problems, and Future. 1 Simposio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica (Evora Outubro 1993), APIMINERAL Associação Portuguesa da Indústria Mineral
- BARRIGA FJAS, JMRS Relvas, CMR Massano, V Oliveira, J Damiao. 1988 1989. 1990. New Guides to High Grade Massive Sulphide Deposits or Their High Grade Zones. Reports on EEC DG XII C5 Contract n° MAIM - 0029 - P

BARRIGA FJAS, JT Oliveira, 1986. Geochemical study of cherts, jaspers and manganese ores from the Iberian Pyrite Belt. *Maleo* 2(13): 11

BARRIGA FJAS, WS Fyfe, 1988. Giant pyritic base-metal deposits: the example of Feitais (Aljustrel, Portugal). *Chem. Geol.* 69:331-343

BOULTER, CA. 1993~ Comparison of Río Tinto, Spain, and Guaymas Basin Gulf of California: An explanation of a super-giant massive sulphide deposit in an ancient sill-sediment complex. *Geology* 21: 801-804

CARVALHO D, 1976. Considerações sobre o vulcanismo da região de Cercal-Odemira. Suas relações com a Faixa Piritosa. *Comunicações Serviços Geológicos de Portugal* 60:215-238P

CARVALHO D, 1979. Geologia, metalogenia e metodologia da investigação de sulfuretos polimetálicos do sul de Portugal. *Comunicações Serviços Geológicos de Portugal* 65:169-191

CARVALHO P, A FERREIRA 1993. Geologia de Neves-Corvo: Estado actual do conhecimento. I Simposio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica (Évora Outubro 1993), APIMINERAL - Associação Portuguesa da Indústria Mineral

COSTA IA, FJAS BARRIGA, y FOUQUET, 1995. Active Hydrothermal Sites And Ancient Massive Sulphides: Lucky Strike Versus Iberian Pyrite Belt. *Terra Abstracts n°1. Terra Nova* 7:212

FOUQUET Y, J-L CHARLOU, J-P DONVAL, J RADFORD-KNOERY, H ONDRÉAS, FJAS BARRIGA, I Costa, N Lourenço, MK Tivey, 1995. Diva-1 Cruise. Geological Control, Fluid and Deposits Compositions of Lucky Strike and Menez Gwen Hydrothermal Sites Near the Azores Triple Junction. (MAR-FLUX-ATJ and FARA Cooperations, Mast Days and Euromar Market, Sorrento, Italy, November 1995 (in press)

GARCIA PALOMERO F, J MALAVE MORA, JL BEDIA FERNANDEZ, 1993. Trabajos de exploracion de sulfuros masivos y diseminados en el flanco Norte del Sinclíno de Río Tinto. I Simposio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica (Évora, Outubro 1993), APIMINERAL - Associação Portuguesa da Indústria Mineral

GRIMES DJ, D CARVALHO, 1994. Geochemical exploration studies in the Portuguese Pyrite Belt. In: Berger, ed, *Advances in research on mineral resources. US Geological Survey Bulletin* 2081 :53-77

MARCOUX E, Y MOËLO, 1993. Comparative mineralogy of massive and stringer sulphide ore deposits in Southern Spain. In: Fenoll Hach-Ali P, J Torres-Ruiz, F Gervilla eds, *Current research in geology applied to ore deposits, Proceedings 2nd Biennial SGA Meeting, Granada, Spain, Sep 9- 11 1993*, p 343-345

MASSANO CMR, JMRS RELVAS, FJAS BARRIGA, 1991. Na-bearing sericite as a guide to volcanogenic massive sulphide deposits: new data from the Gavião area (South Portugal). *GAC-MAC Joint Annual Meeting, Toronto. Canadian Mineralogist*. 29(1):A81

MORENO C, S SIERRA, R SÁEZ in press. Catastrophism in the Famennian-Dinantian boundary in the Iberian Pyrite Belt. In: P Strogon, ID Somerville. G.L.I Jones, eds. *Recent Advances in Lower Carboniferous Geology, Special Publication Geological Society of London*

OLIVEIRA VMS, JX MATOS, JAM BENGALA, MCN SILVA, PO SOUSA, LMM TORRES, 1993 Lagoa Salgada, um Novo Depósito na Faixa Piritosa Ibérica, Bacia Terciária do Sado. Estudos, Notas e Trabalhos, Instituto Geológico e Mineiro (Porto), 35:55-89

PINTO A, J BOWLES, O GASPAR, 1994. The mineral chemistry textures of wittichenite, vincienite, nekrasovite, mihaite, carrolite, mawsonite, and In-Bi-Hg tennantite from Neves-Corvo. Proceedings 16th General Meeting IMA, Pisa, Italy

PONS JM, R SÁEZ GR ALMODÓVAR, JR LOPEZ, C MORENO, M TOSCANO, T DONAIRE, A MAESTRE, E PASCUAL, 1993. Geología y estructura de los yacimientos de sulfuros masivos de Aznalcóllar y Los Frailes. I Simpósio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica (Evora, Outubro 1993), APIMINERAL - Associação Portuguesa da Indústria Mineral

RAMIREZ COPEIRO DEL VILLAR J, S MAROTO, F ROSALES, J FAURA 1993. Metodología de investigación de yacimientos ocultos bajo el Culm. Experiencia de Masa Valverde. I Simpósio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica (Evora, Outubro 1993), APIMINERAL - Associação Portuguesa da Indústria Mineral

RELVAS JMRS, 1991. Estudo Geológico e Metalogenético da Area de Gavião Baixo Alentejo. Tese Equiv. Mestrado, Univ. Lisboa, 208 p.

RELVAS JMRS, CMR Massano, FJAS Barriga, 1990. Ore zone hydrothermal alteration around the Gavião orebodies: implications for exploration in the Iberian Pyrite Belt. VIII Semana de Geoquímica, Lisboa

RELVAS JMRS, FJAS BARRIGA, FBCP BEMARDINO, VMS OLIVEIRA, JX MATOS. 1994 Ore Zone Hydrothermal Alteration in Drill Hole IGM-LS I, at Lagoa Salgada Grandola, Portugal: a First Report on Pyrophyllite in a Central Stockwork. Boletín de la Sociedad Española de Mineralogía, 17-1:157-158

RUIZ C, A ARRIBAS, 1993. Caracteres mineralógicos y metalogénicos del yacimiento de sulfuros masivos "Masa Valverde", Huelva (España). I Simposio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica (Evora, Outubro 1993), APIMINERAL Associação Portuguesa da Indústria Mineral

SANTOS A, JM PRADA, F ROSALES, 1993. Aspectos geológicos y geofísicos del yacimiento Migollas. I Simpósio de Sulfuretos Polimetálicos da Faixa Piritosa Ibérica (Evora, Outubro 1993), APIMINERAL - Associação Portuguesa da Indústria Mineral

STRAUSS GK, J MADEL, F FERNANDEZ-ALONSO, 1977. Exploration practice for strata bound volcanogenic sulphide deposits in the Spanish-Portuguese Pyrite Belt. In DD Klemm, H-J Schneider, eds, Time and strata-bound ore deposits, p 55-93. Springer-Verlag, Berlin

TOSCANO M, JM MESA, G RUIZ DE ALMODOVAR, 1994 Datos de DRX de la aureola de alteración hidrotermal asociada a "Masa Valverde". Boletín de la Sociedad Española de Mineralogía 17-1:159-160

VON DAMRN ICL, JM EDMOND, CI MEASURES, B GRANT 1985. Chemistry of hydrothermal solutions at Guaymas Basin, Gulf of California. Geochimica et Cosmochimica Acta 49:2221-2237

Avances en la tecnología de exploración geofísica aplicables a los yacimientos de sulfuros de la FPI

Por A. GRANDA SANZ (*)

RESUMEN

Se realiza en esta ponencia un análisis del papel actual de los métodos geofísicos en la prospección minera de la Faja Pirítica Ibérica. La metodología más eficaz al respecto es la combinación de Gravimetría y técnicas especiales para la medida de la Resistividad del subsuelo. Los últimos avances en Gravimetría van orientados a la reducción del coste de la toma de datos en lo que respecta al levantamiento planimétrico y altimétrico mediante técnicas GPS y al procesado de los datos para la obtención inmediata del plano de Anomalía de Bouguer. Entre las técnicas basadas en la existencia de contrastes de resistividad, el Método EM de Dominio de Tiempos es el que ofrece mayor capacidad resolutive tanto en las medidas de superficie como en sondeos. Es importante analizar la problemática de las zonas con recubrimiento Terciario. Este método tiene un protagonismo relevante en la modalidad de Sondeo Eléctrico (SEDT) para el estudio de nuevas zonas prospectivas con presencia de recubrimiento Terciario.

Palabras clave: Planificación, Prospección minera, Método Gravimétrico, Método de Resistividad, Sulfuros masivos, Faja Pirítica.

ABSTRACT

This presentation deals with the actual role of Geophysical Techniques for mineral exploration programs on the Iberian Pyrite Belt. Combination of Gravity and Resistivity methods is the most efficient geophysical tool for massive sulphides detection on this geological environment. New improvements in Gravity include both GPS positioning techniques and fast accurate Bouguer Anomaly calculation. Regarding Resistivity techniques, the Transient EM method seems to be the most efficient in terms of depth penetration and resolution capabilities. Particular problem for TEM techniques is the effect of conductive cover in some prospective areas. SEDT is arising as a very useful technique to check gravity anomalies in such a geological model.

Key words: Planning, Mineral exploration, Gravity method, Resistivity methods, Massive sulfide deposits, Pyrite Belt.

PRESENTACION

Con esta ponencia se pretende como objetivo principal establecer una serie de puntos de posible discusión respecto a las técnicas geofísicas más significativas para el momento actual de la exploración de la FPI. No se trata en modo alguno de realizar una exposición de los fundamentos teóricos de cada uno de los métodos geofísicos susceptibles de empleo. Desde un punto de vista eminentemente práctico, entendemos que cada uno de los participantes obtendremos el mayor provecho de este Simposio a partir de la contrastación de opiniones de expertos y de

(*) Ingeniero de Mina. International Geophysical Technology, S. A. (IGT).

usuarios de los métodos geofísicos con experiencia en el ámbito de la FPI.

Así pues, sirva este escrito como guión para esa posible discusión estableciendo los puntos que en nuestra opinión consideramos de mayor interés respecto a cada una de las técnicas geofísicas objeto de nuestra atención.

1. PLANTEAMIENTO GENERAL DEL PAPEL DE LOS METODOS GEOFISICOS EN LA EXPLORACION DE LA FPI.

La mejor forma de medir el grado de eficacia de cualquiera de las técnicas de prospección y entre ellas los métodos geofísicos, es en función de su

contribución al descubrimiento de nuevos yacimientos. Tanto en el pasado como recientemente es justo reconocer que los métodos geofísicos han contribuido de forma significativa a los nuevos descubrimientos en la FPI. No obstante, cuando tal hecho se produce, los puntos de vista respecto a qué técnica merece el correspondiente reconocimiento son dispares. Esto es lógico en tanto en cuanto un descubrimiento es el producto de la aplicación combinada de diversas técnicas (Geología, Geoquímica, Geofísica, etc) convenientemente integradas en un programa de exploración.

Este es, en nuestra opinión, un punto clave respecto al empleo de los métodos geofísicos en cualquier proyecto de exploración: su adecuada integración en el programa de exploración minera para decidir cuándo y qué técnicas geofísicas deben utilizarse. Tal decisión dependerá sustancialmente de los objetivos del estudio en función de su naturaleza y de la extensión del área de trabajo (reconocimiento general o de detalle en zonas de interés), grado de definición del modelo geológico de la zona de estudio, etc.

Una vez seleccionadas las técnicas a utilizar debe decidirse cómo emplearlas en función de factores tales como profundidad a investigar, características del modelo geológico, aspectos logísticos del área de estudio, etc.

Con esta breve enumeración de factores a tener en cuenta pretendemos llamar la atención respecto a la importancia que tiene la participación conjunta del geólogo y del geofísico en la elaboración del programa de trabajo más conveniente para cada caso, midiendo esa conveniencia en términos coste/información.

Con la idea de organizar mínimamente los temas objeto de discusión vamos a considerar dos tipos de programas de empleo de técnicas geofísicas, teniendo en cuenta su interés en el estado actual de la exploración en la FPI.

- a) Estudios de tipo infraestructural para la selección de áreas prospectivas.
- b) Estudios orientados a la detección de masas de sulfuros polimetálicos en zonas seleccionadas.

En el pasado la mayor parte de los estudios geofísicos realizados en el ámbito de la FPI se encua-

draban en la segunda de las categorías mencionadas. La *selección de zonas prospectivas* se realizó principalmente a partir de criterios geológicos. De este modo, los programas de prospección se realizaron inicialmente sobre zonas concretas del CVS aflorante, después se pasó a la investigación en zonas donde el CVS queda cubierto por el Culm y finalmente también han pasado a ser de interés las zonas bajo recubrimiento Terciario-Cuaternario.

Los criterios puramente geológicos para la selección de zonas de interés pierden protagonismo en áreas donde aflora el Culm o donde existe recubrimiento Terciario. En esta parcela las técnicas geofísicas mediante medidas en superficie o por medios aeroportados pueden resultar una herramienta de gran utilidad y de hecho las experiencias recientes así parecen confirmarlo.

Tradicionalmente la aplicación de técnicas geofísicas para la *detección directa de depósitos de sulfuros* metálicos en la FPI se ha basado en el hecho de que las masas de sulfuros metálicos representan un contraste muy acusado en la distribución de dos parámetros físicos significativos del medio rocoso: la densidad y la resistividad eléctrica. Una masa de sulfuros se caracteriza en términos geofísicos y en todos los casos por su alta densidad y baja resistividad. Los depósitos que incluyen componentes ferromagnéticos añaden a las características anteriores un notable contraste de susceptibilidad magnética. Así pues una metodología ampliamente aceptada y utilizada es la aplicación del método gravimétrico como primera fase del estudio geofísico y la comprobación del carácter conductor de los máximos gravimétricos mediante medidas de resistividad realizadas con la metodología más eficaz disponible en cada época.

Las innovaciones técnicas y la consiguiente evolución en la aplicación de los métodos geofísicos para la detección de masas de sulfuros en la FPI han ido orientadas básicamente a la medida más efectiva de los contrastes de resistividad del subsuelo y a la obtención de datos gravimétricos más precisa y a menor coste.

Al margen de lo anterior, la Geofísica como muchas otras especialidades ha aprovechado la disponibilidad y el desarrollo de los medios informáticos para reducir el tiempo de procesamiento de los datos y aumentar la fiabilidad de los resultados. De este modo se ha conseguido disponer

de la información resultante de los estudios geofísicos de forma prácticamente inmediata a los trabajos de campo y facilitando con ello la toma de decisiones en el programa de exploración.

De acuerdo con los comentarios previos consideramos que el guión en el que pueden ordenarse las ideas más significativas de esta ponencia es el siguiente.

- A) Estudios de tipo infraestructural sobre grandes áreas para selección de zonas prospectivas.
 - Técnicas aeroportadas: Magnetometría y espectrometría de radiación gamma.
- B) Estudios para detección directa de masas de sulfuros en zonas prospectivas.
 - Método gravimétrico.
 - Nuevos gravímetros
 - Empleo de las técnicas de posicionamiento GPS
 - Mejoras en el procesado de los datos
 - Medidas de resistividad
 - TEM
 - Medidas en superficie
 - Medidas en sondeos
 - Medidas en la modalidad SEDT
 - CSAMT
- C) Otros métodos.

De acuerdo con el planteamiento esbozado en párrafos precedentes, de forma rigurosa no cabe hablar de nuevas técnicas geofísicas aplicables a la exploración minera en la FPI en el sentido de que éstas operen sobre la medida de parámetros físicos diferentes a la densidad o la resistividad. Más bien cabe hablar de modalidades y evolución en el empleo de técnicas ciertamente avanzadas tales como los métodos TEM y CSAMT.

Un hecho singular a tener en cuenta en todo caso es que las particularidades geológicas de la FPI, hacen que la aplicación de técnicas geofísicas y la interpretación de datos resulte compleja en muchos casos. Por ello son muy valiosas todas las experiencias que puedan aportar los diversos usuarios y expertos.

2. ESTUDIOS DE TIPO INFRAESTRUCTURAL SOBRE GRANDES AREAS PARA SELECCION DE ZONAS PROSPECTIVAS

Aunque en algún caso puedan tener el carácter o la posibilidad de emplearse para la detección directa de determinado tipo de mineralizaciones como por ejemplo las que produzcan anomalías magnéticas, el objetivo básico de las técnicas utilizadas en este tipo de estudios es aportar información que facilite la selección de posibles zonas de interés prospectivo.

En su conjunto estas técnicas, que se aplican normalmente desde plataformas aeroportadas, constituyen un complemento sustancial a la cartografía geológica a la que enriquecen mediante la medida de determinados parámetros físicos de las formaciones rocosas.

De modo general, aunque también aplicable al ámbito concreto de la FPI y su entorno próximo, cabe establecer como posibles *objetivos* para un estudio geofísico de este tipo los siguientes:

- Detección de posibles estructuras volcánicas no aflorantes en zonas con recubrimiento Terciario o Culm.
- Diferenciación de unidades litológicas significativas con rasgos no observables en la cartografía de superficie y de posible interés en el contexto de la actividad exploratoria.
- Identificación y caracterización de estructuras tales como fracturas, diques, zonas de cizalla así como de alteraciones relacionadas con la ubicación de cuerpos mineralizados.
- Detección directa de mineralizaciones en el caso de que éstas incluyan componentes ferromagnéticos.

El establecimiento del programa de trabajo en lo que se refiere a los parámetros físicos a registrar en cada caso, ha de establecerse en función de los objetivos del estudio y extensión de la zona a reconocer. Las técnicas geofísicas que habitualmente se utilizan en este tipo de reconocimientos son las siguientes:

- Magnetometría de alta sensibilidad.
- Espectrometría de radiación gamma.
- Medidas dependientes de la resistividad del medio rocoso, realizadas mediante técnicas EM.

Caben dos alternativas respecto al medio de transporte a utilizar: avión o helicóptero. En la selección de la más adecuada para cada caso intervienen factores tales como extensión de la zona de trabajo, grado de resolución de las medidas y parámetros a registrar. Tanto en uno como en otro caso es una buena recomendación registrar el mayor número de parámetros compatibles con el medio de transporte utilizado.

El programa estándar a realizar cuando se opera con avión incluye los métodos Magnetométrico y Espectrométrico de Radiación Gamma. Cuando se opera con helicóptero se añaden a los anteriores métodos EM con dispositivos multifrecuencia (en el rango de 800 Hz a 30 kHz) y multigeometría (bobinas coaxiales y coplanares) además del EM-VLF con operación simultánea con dos emisores.

El grado de detalle de las medidas es muy alto en ambos casos, dado que la velocidad de muestreo de los sistemas de registro es normalmente de 10 muestras por segundo. Teniendo en cuenta que la velocidad de desplazamiento operando con avión es de 220 a 250 km/h y de 90 a 100 km/h cuando se utiliza helicóptero, resultan unas distancias aproximadas entre puntos de medida de 6'3 m y 2'6 m respectivamente. Estos valores son mucho más detallados que los habitualmente empleados en la aplicación de las mismas técnicas en tierra. No obstante, debe tenerse en cuenta que de hecho no se trata de medidas puntuales sino que la lectura obtenida en un instante determinado involucra el efecto de una porción del terreno que normalmente se estima en un círculo de diámetro igual a la altura de vuelo del correspondiente sensor.

La selección del espaciado entre las líneas de vuelo depende del grado de detalle requerido en los resultados finales. Como regla general al respecto se suele usar la siguiente: el espaciado entre líneas de vuelo será tal que en los planos finales del estudio la distancia entre líneas sea un cm. Asimismo el espaciado no debe ser inferior a un límite por debajo del cual existiría solape entre la zona que influencia las medidas de dos líneas contiguas. Esta distancia mínima depende de la altura de vuelo que es del orden de 60 m para el helicóptero y de 90 a 100 m cuando se opera con avión.

Finalmente queremos comentar un aspecto importante respecto a este tipo de campañas geofísicas: su precio. En términos unitarios, cualquier estudio geofísico por medios aeroportados

es mucho más barato que si se realiza desde superficie. Al respecto ha de tenerse en cuenta que el coste de operación con helicóptero es sensiblemente más alto que el de avión, si bien conlleva la ventaja de una mayor resolución de los datos al volar a menor altura y a menor velocidad. Además, la toma de datos por métodos aeroportados es enormemente más rápida y más sencilla que la correspondiente a métodos de superficie desde el punto de vista logístico. Al respecto ha de tenerse en cuenta que el coste de operación con helicóptero es sensiblemente más alto que el de avión, si bien conlleva la ventaja de una mayor resolución de los datos al volar a menor altura y a menor velocidad.

Las técnicas geofísicas aeroportadas se han venido utilizando desde los años 50 de forma más o menos sistemática y cada vez en mayor medida por diferentes organizaciones, especialmente por los servicios geológicos de numerosos países para la obtención de información de tipo infraestructural. Cabe pues preguntarse en que aspectos han evolucionado para resultar atractivas a la exploración minera en nuestros días. Existe un cierto consenso general, identificando como aspectos más relevantes al respecto los que enumeramos a continuación.

- * Incremento de la capacidad resolutoria de los sistemas de medida como efecto combinado de varios factores:
 - Sensibilidad de la instrumentación geofísica.
 - Alta velocidad de muestreo.
 - Precisión de los medios de posicionamiento dinámico.
- * Mejoras sustanciales en las técnicas espectrométricas tales como:
 - Utilización de cistales detectores de gran volumen
 - Ejecución de vuelos a baja altura
 - Puesta a punto de técnicas de presentación de estos resultados mediante mapas radio-métricos ternarios.

La información obtenida en vuelos recientemente realizados en la FPI con fines prospectivos ha demostrado que una buena utilización de los métodos geofísicos aeroportados cumple perfectamente los objetivos enumerados al principio de este epígrafe.

De forma intencionada, que consideramos justificada, no hemos realizado en este epígrafe nin-

gún comentario respecto al método TEM por medios aeroportados. Esta técnica tiene como objetivo la detección directa de mineralizaciones de carácter conductor y por lo tanto su ámbito de aplicación es el estudio de áreas de interés y no la obtención de información de carácter infraestructural. Actualmente puede catalogarse como una técnica en declive, en lo que a su empleo en el ámbito de la FPI se refiere. A nivel mundial su empleo alcanzó las mayores cotas a principios de los años 80 pero su limitada capacidad de penetración respecto a la aplicación del método EM en superficie, así como el coste de la puesta en obra y retirada de estos equipos ha sido el mayor handicap para su utilización sistemática en la exploración de sulfuros y concretamente en la FPI.

3. METODOS GEOFISICOS ORIENTADOS A LA DETECCION DIRECTA DE CUERPOS MINERALIZADOS.

3.1. Gravimetría

La Gravimetría está reconocida como la técnica básica de prospección geofísica en la FPI y por ello su utilidad es indiscutible en las primeras fases de la exploración en zonas prospectivas y muy especialmente en aquéllas donde no aflora el CVS. Al igual que otras especialidades del mundo GEO... es evidente que la Gravimetría ha experimentado en los últimos años mejoras específicas que se traducen en una mayor precisión de los datos y en un menor coste unitario.

Los aspectos en los que cabe centrar la discusión respecto a estos avances son:

- Técnicas para determinación de las coordenadas y cota de las estaciones gravimétricas.
- Desarrollo de nuevos gravímetros.
- Procesado de los datos.

Respecto al primero de los puntos mencionados un avance significativo se produjo al principio de los años 80 con la utilización de distanciómetros electrónicos que combinados con teodolitos de alta precisión permitieron un aumento considerable de los rendimientos en campo, manteniendo o incrementando la calidad de las medidas en relación con la metodología de levantamiento topográfico tradicional.

Sin embargo, el avance que a medio plazo puede resultar más significativo va ligado a la implan-

tación comercial de la tecnología GPS. A priori esta tecnología resulta extraordinariamente atractiva para los estudios gravimétricos por su simpleza logística y por su rapidez. Cuestión aparte es si su precisión es suficiente para los requerimientos de los estudios gravimétricos. La discusión respecto a su empleo sistemático en prospección gravimétrica se centra en la precisión con que es capaz de determinar las cotas de los puntos de medida. Conviene hacer algunos comentarios aclaratorios al respecto.

Los actuales equipos GPS, operando en modo diferencial, pueden determinar las coordenadas X e Y con precisión centimétrica. Asimismo determinan un valor de Z que puede catalogarse como «muy preciso» en tanto en cuanto el análisis estadístico de los resultados obtenidos en un número elevado de repeticiones en un mismo punto suele presentar mínimas desviaciones. En este hecho se basan los defensores de la tecnología GPS cuando afirman que su precisión es centimétrica en la determinación de Z. Surge entonces la pregunta ¿Por qué se cuestiona el uso de esta tecnología en Gravimetría si es capaz de proporcionar los valores de Z con error de centímetros?. La explicación es sencilla: las determinaciones GPS están referidas a un sistema elipsoidal no coincidente con el geoide al que se refieren las cotas ortométricas que intervienen en las fórmulas para el cálculo de las anomalías gravimétricas. El problema se reduce pues a la transformación fiable de las cotas determinadas mediante GPS al sistema convencional en el que la cota cero es la superficie equipotencial al nivel del mar. Esta transformación es específica de cada punto por lo que requiere conocer la morfología del geoide en la zona de estudio.

Así pues, el grado de precisión con que esta transformación pueda realizarse condiciona la aceptación o no de las medidas GPS en estudios gravimétricos, dependiendo de la precisión final requerida en el plano de anomalía de Bouguer.

Nuestra experiencia en este campo nos permite establecer como conclusiones provisionales al respecto que la tecnología GPS es perfectamente aceptable en estudios gravimétricos de tipo estructural donde el intervalo entre las isolíneas del plano de anomalía de Bouguer es normalmente de 0'25 mgals. Sin embargo, consideramos cuestionable, en el momento actual, su empleo en estudios gravimétricos de prospec-

ción en la FPI en los que se requiere una precisión muy superior. Cabe esperar no obstante que en un futuro próximo la tecnología GPS pueda utilizarse en este tipo de estudios gravimétricos de forma habitual.

Los gravímetros convencionales son esencialmente sistemas mecánicos de muy alta precisión cuyas limitaciones o condiciones operativas hacen lenta y muy delicada la toma de datos.

A partir de 1988 hizo su aparición en el mercado el gravímetro CG-3 desarrollado por SCINTREX. Constituye sin duda el avance instrumental más importante en el campo de la gravimetría. Sus fundamentos teóricos y esquema operacional se describen en «The new SCINTREX CG-3 automated gravity meter: Description and test results». A.L.Hugill. ASEG/SEG Conference. Febrero 1988.

Siendo su precisión semejante a la de los gravímetros convencionales (Tipos LACOSTE y WORDEN), sus ventajas operativas son indudables y se traducen en un mayor rendimiento y fiabilidad de las medidas. Además su capacidad de almacenamiento de toda la información relevante de cada medida, incluido el cálculo de la corrección lunisolar, para su posterior volcado a un PC mediante un puerto RS-232 facilita el procesado de los datos de forma sustancial.

Este gravímetro se ha venido empleando de forma creciente en la FPI durante los últimos años por lo que actualmente resulta familiar a un gran número de técnicos y usuarios.

El procesado de los datos gravimétricos tiende a realizarse de forma simultánea a los trabajos de campo. La utilidad de este procedimiento resulta evidente porque permite cumplir los siguientes objetivos:

- Controlar la calidad de los datos y detectar posibles errores puntuales que pueden corregirse de inmediato mientras los equipos permanecen en la zona de trabajo.
- Proporcionar al usuario información relevante que pueda orientarle respecto a la consecución de objetivos y a la modificación inmediata del programa de trabajo si ello fuera procedente.

De cualquier modo en nuestra opinión la mejora más relevante en el capítulo de procesado de los datos ha sido el cálculo automático de las correc-

ciones del efecto del relieve a partir de modelos digitales del terreno. La importancia de esta metodología de cálculo es doble: por una parte aumenta la precisión de las correcciones al eliminar los errores subjetivos asociados a la utilización manual de las plantillas de Hammer. En segundo lugar la rapidez de cálculo resulta fundamental dentro del interés de obtener el plano de anomalía de Bouger en campo.

Finalmente, conviene hacer mención en este capítulo a los procedimientos de separación de anomalías residuales y a los programas de interpretación mediante modelización e inversión.

En sentido estricto cabe considerar que los métodos de separación de anomalías mediante filtrado digital a través de la función FFT son más rigurosos que los convencionales de ajuste de superficies. Estos últimos tienen un marcado carácter subjetivo en la selección del tipo de superficie que se adopta como anomalía regional y en consecuencia modifican la amplitud de las anomalías residuales resultantes.

Los métodos basados en el filtrado digital de los datos requieren precauciones especiales en la selección de los parámetros del proceso pero en todo caso se basan en las características particulares de la población de valores tratada y permiten seleccionar en función de su longitud de onda, las anomalías específicas que puedan ser de interés en cada caso.

Es previsible que este punto pueda suscitar discusión.

4. METODOS BASADOS EN LA MEDIDA DE CONTRASTES DE RESISTIVIDAD

La evolución de los métodos geofísicos ha sido manifiesta en este campo. De la ejecución sistemática de medidas de resistividad por corriente continua con diferentes dispositivos (calcatas o perfiles eléctricos) se ha pasado al uso exclusivo de técnicas EM en la modalidad TEM y CSAMT, en menor medida.

El empleo creciente de las técnicas TEM se ha debido a sus ventajas respecto a las medidas de resistividad por corriente continua: mayor capacidad de detección de elementos conductores del subsuelo, mayor profundidad de investigación y mayor capacidad interpretativa para defi-

nir aspectos relevantes de los posibles conductores metálicos (localización, buzamiento, extensión lateral y «calidad»).

El grado de efectividad y de utilidad de las medidas TEM puede catalogarse como alto en base a la considerable experiencia adquirida a través de su empleo en la FPI durante los últimos años.

Como cualquier técnica prospectiva los métodos TEM en sus diferentes variantes tienen ámbitos de aplicación y limitaciones, que deben conocerse para poder planificar su empleo de una manera juiciosa. De forma concisa haremos a continuación un repaso a las características y posibilidades de empleo de estas técnicas en diferentes problemas prospectivos de la FPI.

Existen tres variantes principales en la aplicación de los métodos TEM, hablando en términos generales:

- Medidas sobre perfiles en superficie, utilizando grandes bucles para energizar el subsuelo (dispositivo TURAM).
- Medidas en sondeos.
- Medidas puntuales en la modalidad de sondeo eléctrico (SEDT).

Cada una de ellas tiene objetivos específicos en el ámbito de la exploración minera de la FPI.

Las medidas en la modalidad TURAM tienen por objeto la detección de conductores metálicos del subsuelo. Se utilizan pues en la fase inmediatamente posterior al reconocimiento gravimétrico para el reconocimiento de las anomalías relevantes, al objeto de identificar aquéllas de posible interés por su carácter conductor. La efectividad de estas medidas depende de determinados factores que deben analizarse cuidadosamente en cada caso. Todos ellos son igualmente importantes y conviene realizar algunos comentarios al respecto. El primero de ellos es relativo a la intensidad del momento magnético aplicado al bucle transmisor que conviene sea lo mayor posible al objeto de incrementar la relación señal/ruido en las medidas. Ello exige utilizar bucles de grandes dimensiones e intensidad de los pulsos de corriente del orden o superiores a 20 A. Es frecuente el empleo de bucles con un tamaño aproximado de 800 x 400 m en los reconocimientos de tipo general.

El siguiente aspecto a tener en cuenta es la influencia de la orientación y posición relativa del hipotético conductor del subsuelo respecto al bucle transmisor localizado en la superficie del terreno. A igualdad de otras condiciones la capacidad de detección o la intensidad de la respuesta producida por el conductor es máxima cuando las líneas de fuerza del campo EM secundario inciden perpendicularmente sobre la cara de mayor superficie del conductor. Basándose en este hecho debe establecerse de forma juiciosa el emplazamiento de los bucles y la disposición de los perfiles de medida para el reconocimiento de cada zona de estudio, en función de sus rasgos geológicos que en algún caso pueden permitir una estimación previa del sentido del buzamiento de un hipotético conductor.

El espaciado entre perfiles y entre puntos de medida de un perfil dependerá del grado de detalle requerido en cada caso. Son cifras habituales 200 m y 50 m, respectivamente, aunque en algunas zonas de especial interés se llega a medir a intervalos de 25 m.

Las medidas de la f.e.m. del campo EM transitorio se pueden realizar en cada punto según tres componentes ortogonales X,Y,Z. En el caso más sencillo se mide únicamente la componente Z por ser la de mayor amplitud. Sin embargo es frecuente la medida adicional de la componente horizontal X. Su mayor utilidad es la capacidad de discriminación de anomalías que originadas por modelos geológicos muy diferentes producen respuestas de estilo similar en las medidas de la componente Z. Un caso muy frecuente es el debido a cambios de espesor del recubrimiento conductor.

Al realizar las medidas es importante registrar la señal útil en su totalidad teniendo como guía al respecto que se ha registrado toda la señal útil cuando se empieza a medir ruido. Para ello es preciso seleccionar correctamente la frecuencia de la corriente en el bucle transmisor y la distribución de las ventanas de tiempo en que se efectúan las medidas. Ambos factores están condicionados a su vez por ciertas características del modelo geológico como por ejemplo la presencia de recubrimiento conductor.

La interpretación de este tipo de medidas resulta fiable y precisa. Se realiza mediante comparación de los registros de campo con las respuestas teóricas correspondientes a modelos de

diversas características. El cálculo de estas respuestas teóricas puede efectuarse de forma rápida mediante PC para modelos en los que interviene un posible recubrimiento conductor, el semiespacio rocoso encajante y uno o varios conductores metálicos. Se pueden variar las dimensiones, buzamiento, conductancia y posición de cada uno de los conductores así como la resistividad del medio rocoso y el espesor y resistividad del recubrimiento.

Pese a que la técnica TEM tiene una capacidad de penetración y resolución superior a la de las medidas convencionales de resistividad por corriente continua, en la práctica también tiene un límite de penetración efectiva que depende de las características conductoras o resistivas del medio rocoso. En el ambiente de la FPI raramente se sobrepasan los 250-300 m para la obtención de resultados fiables en este tipo de modalidad operativa.

Las medidas TEM en sondeos resultan especialmente útiles en el conjunto de la actividad prospectiva. Su objetivo es la detección de posibles masas de sulfuros no intersectadas por los sondeos y situadas en su entorno o bien determinar la continuidad de aquéllas que sí hayan sido intersectadas. En este caso es factible determinar si la intersección se ha producido en un borde o en el centro de la masa y hacia donde presenta ésta su mayor continuidad.

De modo similar a las medidas en superficie con dispositivo TURAM, es importante que sea muy intenso el momento magnético generado a través del bucle transmisor y también la posición relativa entre éste, el sondeo y los posibles conductores del subsuelo. Por ello es una práctica recomendable que el estudio del entorno de un determinado sondeo se efectúe mediante varias series de registros independientes correspondientes a bucles situados en diferentes posiciones.

Los mismos criterios respecto a la frecuencia de la corriente y distribución de las ventanas de lecturas que se comentaron para las medidas en superficie son aplicables para las medidas TEM en sondeos.

La capacidad detectora de masas de sulfuros no intersectadas por el sondeo es muy alta para las medidas TEM en sondeos, entendiendo tal capacidad como la distancia máxima desde el sondeo

a que puede ser detectada una determinada masa. Ello se debe a la posibilidad de que el sensor dentro del sondeo se localice relativamente próximo a la masa en cuestión. Esta distancia es tanto mayor cuanto mayor sea la resistividad del medio rocoso encajante. Para las características de la FPI en zonas donde no existe recubrimiento Terciario puede estimarse en un orden de 100 m la distancia máxima de detección para una masa de sulfuros metálicos aunque con variaciones importantes dependiendo de los factores que condicionan este tipo de medidas.

Al margen de otros factores, la efectividad de los registros TEM en sondeos decrece de forma acusada en presencia de recubrimiento conductor. En esta situación la componente galvánica de la señal medida resulta predominante hasta ventanas de tiempo muy alejadas del instante de corte de los pulsos de corriente en el bucle transmisor y enmascara la señal correspondiente a los conductores del subsuelo.

En esta situación ha de procurarse realizar las medidas en ventanas de tiempo relativamente retrasadas, operando con bajas frecuencias y comprobando que se registra en todo caso la señal útil en su totalidad.

Un sencillo ejercicio de cálculo de las respuestas teóricas producidas por diversos modelos que incluyan recubrimiento conductor puede resultar sorprendente al poner de manifiesto hasta que punto se llega a reducir la eficacia de esta técnica en estas circunstancias.

Finalmente juzgamos interesante mencionar las posibilidades de empleo y capacidad resolutoria de los sondeos eléctricos TEM (SEDT). Se trata de medidas puntuales para el estudio unidimensional de la distribución de resistividades del subsuelo en la vertical del punto de medida. Su principal campo de aplicación es en zonas de recubrimiento Terciario para la determinación de su espesor. Dado el interés actual como áreas prospectivas en zonas recubiertas por Terciario el papel de los sondeos TEM, que genéricamente denominamos *SEDT* en castellano, puede ser relevante al objeto de resolver dos tipos de problemas:

- Determinar si las anomalías gravimétricas positivas corresponden a zonas elevadas en el relieve de los materiales situados bajo el recubrimiento.

- Obtener información de tipo cualitativo respecto a la presencia de posibles conductores metálicos en estos puntos.

Diversas experiencias recientes con esta metodología en varias zonas de la FPI han resultado plenamente eficaces y muy gratificantes desde el punto de vista profesional.

5. OTRAS TÉCNICAS

Puede decirse que en el momento actual el gran reto para las aplicaciones geofísicas en el ámbito de la FPI es la investigación de objetivos profundos mediante técnicas de prospección por resistividades. Nos referimos a objetivos situados a un orden de profundidad de 1.000 metros o más. Los equipos convencionales para medidas TEM no son capaces de detectar conductores metálicos a esa profundidad de forma fiable, hablando siempre de medidas en superficie.

Para cualquier técnica de prospección por resistividades desde superficie se cumple que su capacidad resolutoria disminuye notablemente con la profundidad investigada. Este es un handicap muy importante, insalvable por el momento.

Algunas variantes del método TEM tienen a priori la capacidad de investigar hasta profundidades superiores a un kilómetro. Por ejemplo el método LOTEM. Sin embargo su interés para la exploración profunda en la FPI se ve limitado por la reducida focalización de sus medidas respecto al tamaño de una masa de sulfuros que pudiera considerarse representativa de la FPI.

A nivel teórico el método Magnetotelúrico (MT) ofrece como característica más destacable su mayor profundidad de investigación que puede llegar a alcanzar algunos km. Su aplicación más habitual es en estudios geológicos de grandes áreas para la definición de estructuras a gran profundidad y con poco detalle. En su variante de fuente controlada y operando en el rango de frecuencias audio (CSAMT) sus características resultan atractivas para la exploración de la FPI debido fundamentalmente a su capacidad para «ver» cuerpos conductores de pequeñas dimensiones en un rango de hasta algunos centenares de metros de profundidad. De cualquier modo algunas aplicaciones recientes de este método en zonas de la FPI con recubrimiento conductor no parecen haber respondido con sus resultados a las expectativas con que se planteó su empleo.

En el ámbito de los registros en sondeos, al margen de las medidas convencionales importadas y adaptadas de la industria de exploración de hidrocarburos, las técnicas de uso más común se encuadran dentro de la categoría de métodos EM inductivos, la variante TEM incluida. Otro grupo de técnicas de registros en sondeos se basan en el estudio de la propagación de las ondas EM a través del medio rocoso. En esta categoría se incluye la tecnología RADAR que registra y analiza las reflexiones de las ondas EM en elementos situados fuera del sondeo. Hemos citado la tecnología RADAR únicamente a efectos de rigor clasificatorio ya que su aplicación a la prospección de sulfuros es prácticamente nula.

Otros métodos estudian específicamente la transmisión de la energía EM en sondeos utilizando diversas configuraciones en lo relativo a la posición de las antenas transmisoras y receptoras. En esencia se trata de técnicas tomográficas cuyo grado de desarrollo es notable en otros campos de las ciencias físicas como por ejemplo en aplicaciones con métodos sísmicos.

Las referencias bibliográficas respecto al uso de la técnica de Transmisión de Ondas EM en prospección de sulfuros son escasas y por ello no podemos emitir una opinión objetiva respecto a su utilidad y posibilidades de empleo en la FPI.

6. CONCLUSIONES

Remarcamos una vez más que estas notas no tienen el carácter de una publicación técnica en el sentido clásico. Se trata de una serie de reflexiones sobre las posibilidades de empleo de las técnicas geofísicas con mayor capacidad resolutoria en el momento actual de la exploración de la FPI y algunos comentarios de tipo práctico que deben tenerse en cuenta al plantear la conveniencia de empleo de estas herramientas.

Posiblemente llame la atención la ausencia de ejemplos de aplicación en la FPI de las diversas técnicas comentadas. Ello se debe a dos razones. Por una parte a la privacidad de la información que pertenece principalmente a empresas que desarrollan actualmente trabajos de exploración. En segundo lugar al carácter abierto con que se pretende discutir estos temas en el marco de este Simposio. Es previsible que algunos de los trabajos en curso puedan ser comentados por las personas autorizadas para ello.

Mineralogy and Geochemistry of massive sulphide deposits. Iberian Pyrite Belt

Por E. MARCOUX and J. M. LEISTEL (*)

RESUMEN

En los depósitos de sulfuros masivos de la Faja Pirítica Ibérica, las zonas de "stockwerk" y usualmente las de interacción, en el muro, presentan minerales de Bi y Co que no aparecen en el cuerpo masivo.

Se trata de sulfoarseniuros de Co, bastante raros, que se formaron en los primeros estadios de la génesis del depósito, y sulfuros de Bi más comunes, aunque incluyendo especies infrecuentes a escala mundial, que se depositaron, en las últimas etapas, de las soluciones de alta temperatura (>300°C) portadoras de Cu y Bi (Te,Se). Estas soluciones precipitaron calcopirita, con inclusiones de sulfosales de Cu, Bi, Te,(Se), en el muro de las masas, formando zonas de enriquecimiento cuprífero. Su interacción con los sulfuros masivos se refleja en la formación de una zona de intercambio, de pocos metros de potencia, en la que la calcopirita muestra texturas de reemplazamiento ("chalcopyrite disease"); esta zona constituye el límite superior del enriquecimiento potencialmente económico en Cu y Bi. El Au en parte, si no totalmente, está relacionado con esta última fase.

Los análisis geoquímicos multielementales de mineralizaciones de sulfuros masivos han manifestado signatures específicas de Au y Sn-Co. De las correlaciones observadas entre los contenidos en Au y los de los otros metales, se pueden distinguir dos tipos de mineralizaciones: (a) Tipo Aznalcollar-Río Tinto, que muestra un enriquecimiento en Au en las facies con signature polimetálica ($Zn \pm Ag \pm As \pm Tl \pm Hg$). (b) Tipo Tharsis-Sotiel-Migollas con, con enriquecimiento en Au en las facies con signature ($Co \pm Cu \pm Bi$). Igualmente, se ha observado que, por término medio, los depósitos de mayor tamaño (>20Mt), y algunos de los pequeños próximos, muestran un enriquecimiento en Sn y/o Co con respecto al conjunto de los depósitos de tamaño inferior (<5Mt).

Estos resultados proporcionan criterios geoquímicos y mineralógicos para la prospección de metales preciosos y básicos en la Faja Pirítica Ibérica.

Palabras clave: Paragénesis, Sulfuros masivos, Estaño, Oro, Ion, Faja pírca, Península Ibérica.

ABSTRACT

The stringer zones and commonly the interaction zone at the base of the massive sulphide mounds in the Iberian Pyrite Belt contain bismuth and cobalt minerals that are not found in the overlying massive sulphides. These are fairly rare cobalt sulphoarsenides that were formed at the beginning of the massive sulphide genesis, and fairly common bismuth sulphides, including species rare at world scale, that were deposited from last stage high-temperature (>300°C) copper-bearing fluids containing Bi (Te, Se). The last stage fluids precipitated chalcopyrite containing Cu, Bi, Te, (Se) sulphosalts at the base of the sulphide mound to form a high cupriferous zone. Their interaction with the massive sulphides is reflected by the formation of an exchange zone, a few metres thick, showing chalcopyrite disease textures, at the base of the mound; this zone forms the upper limit of potentially economic copper enrichment and of bismuth minerals. Gold is undoubtedly in part, if not totally, related to this last phase.

Multi-element geochemical analysis of massive sulphide ores have revealed specific Au and Sn-Co signatures. From the observed correlations between the tenors of Au and of the other metals, two generalized ore types can be distinguished: (a) the Aznalcollar-Río Tinto type which shows gold enrichment in facies having a polymetallic signature ($Zn + Ag \pm As \pm Tl \pm Hg$); and (b) the Tharsis-Sotiel-Migollas type which shows gold enrichment in facies having a ($Co \pm Cu \pm Bi$) signature. It is also noted that, on average, all the larger deposits (>20 Mt), and some small deposits located close to large deposits, show an enrichment in Sn and/or Co with respect to the bulk of the small deposits (<5 Mt).

These results provide mineralogical and geochemical criteria for precious and base metal prospection in the Iberian Pyrite Belt.

Key words: Paragenesis, Massive sulfide deposits, Tin, Gold, Ion, Pyrite Belt, Iberian Peninsula.

(*) BRGM, DR/MGG, BP 6009, 45060 Orléans Cedex 2, France.

1. INTRODUCTION

Numerous studies have been made on the metallogeny of the Iberian Pyrite Belt, with several of these concentrated either on the mineralogy of the massive sulphide bodies or on exhaustive studies on the largest bodies (see Marcoux et al., 1995 for a review). Excluding the elements of economic interest, i.e. base and precious metals, only a few studies have provided analytical results for the trace elements present in the South Iberian massive sulphide orebodies.

This contribution presents the results of a detailed mineralogical and geochemical study of the sulphide ores at regional and orebody scale. It has been possible to define mineralogical and geochemical particularities in these deposits, and to determine the metallogenic significance and its effect on mineral exploration.

The study was based on more than 320 samples from more than 20 Spanish mines of very variable size (Río Tinto, Aznalcóllar, Sotiel, Tharsis, Concepción, San Platon, San Telmo, La Joya, Sierrecilla, Buitrón, etc) representative of the various known ore facies. The study also included a few observations from Portuguese massive sulphide deposits (Corvo, Algaré, Aljustrel) which were sampled during field trips. A part of the data and results presented herein will be dealt with in detailed publication and communication (Marcoux et al., 1995; Leistel and Marcoux, 1995).

2. MAIN CHARACTERISTICS OF THE SOUTH IBERIAN MASSIVE SULPHIDE DEPOSITS

The sulphide ore deposits of the Pyrite Belt are associated with the acidic volcanic structures of the Volcano-Sedimentary formation. The 80 known deposits of the Belt contain in excess of 1300 Mt of sulphide ore (mined + reserves) grading 0,92% Cu, 0,77% Pb, 2,30% Zn, 0,58 g/t Au and 29 g/t Ag (Leistel et al., 1994). The gold potential of the Province is not insignificant, for when one considers all the known sulphide deposits, the geological tonnage in Au metal can be assessed at between 700 and 800 t (plus 40.000 t Ag). The average gold grades in the orebodies are generally less than 1,5 g/t, although some deposits are reported to be partly auriferous - e.g. Vuelta Falsa (9 g/t Au), La Zarza (5 g/t Au) and Lomero Poyatos (4 g/t Au). Classified

according to their Cu/Pb/Zn ratios, the South Iberian massive sulphide deposits belong to the Zn/Pb/Cu group, apart from a few exceptions that belong to the Cu/Zn group, the most notable of these being Neves-Corvo, also original in its abundance of tin (Fig. 1).

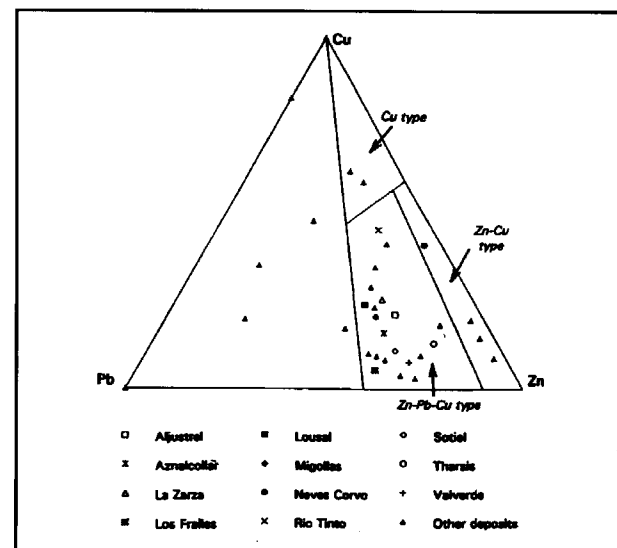


Fig. 1: [Cu-Pb-Zn] ternary diagram for bulk composition of the massive sulphide deposits of the Iberian Pyrite Belt.

The massive sulphide bodies are commonly rooted in originally subvertical feeder channels along which the ore fluids ascended to form the massive sulphide bodies themselves (proximal type of Carvalho, 1979) (Río Tinto, San Miguel, Aznalcóllar, some Tharsis orebodies, Concepción, La Zarza, etc). Some of the Spanish massive sulphide deposits, however, are not rooted in such stockworks due to their more distal deposition or to late-tectonic displacement (some Sotiel and Tharsis orebodies); these belong to the transitional and allochthonous types of Carvalho (1979) and Barriga (1983).

Volcano-sedimentary massive sulphide deposits world-wide are classically described as having an associated stockwork, a base of banded dominant-copper ore, and a strong mineralogical and geochemical zoning with Pb-Zn-Ag-Au enrichment in the outer and upper parts of the orebody (Large 1977, 1992; Klau and Large 1980; Hutchinson 1990). The basal banded dominant-copper ore, the so-called 'interaction zone' by Marcoux et al. (1995), is a transition zone between the stockwork and the massive sulphide body.

This type of zoning is common in the South Iberian Province, as at Río Tinto, La Zarza, Aljustrel, Neves Corvo, but is not seen every where; the numerous tectonic complications, folds and especially thrust slices, commonly make it very difficult to reconstruct original zoning. Gold concentrations are generally very low in the massive fine-grained pyritic ore, and higher in the other facies (polymetallic or stockwork ore), but show no clear zoning (Strauss and Beck 1990). Compared with the stratiform massive sulphides, the stockworks are relatively enriched in Cu (Fig. 2a) but clearly depleted in Pb-Zn-Ag (Fig. 2b). This enrichment is, however, not everywhere sufficiently enhanced to form a copper ore such as is mined at Neves Corvo, Dehesa and Aznalcóllar. Finally, it should be mentioned that tin at Neves-Corvo shows a particular concentration in the form of abundant massive cassiterite associated with copper ores (Corvo body; Leca et al. 1985; Richards and Sides 1991; Carvalho and Ferreira 1993).

As in the Australian model described by Large (1992), the mostly cupriferous deposition in the

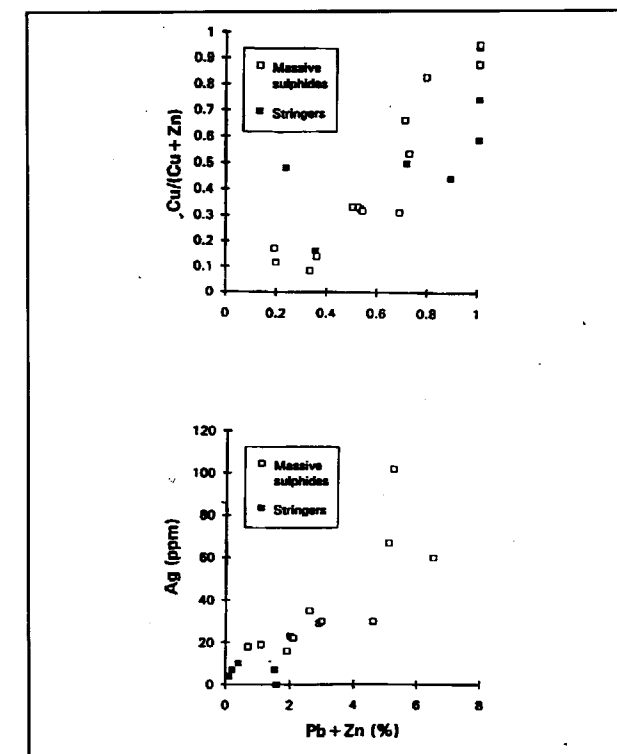


Fig. 2: [Cu/(Cu+Zn)] vs. Cu/(Cu+Pb) and [Ag/(Pb+Zn)] vs. Cu/(Cu+Pb) diagrams of average ore compositions from the stockworks and the stratiform massive sulphides of the Iberian Pyrite Belt.

interaction zone at the base of the massive orebodies is late and forms as a stockwork either cutting the sulphide mass (Neves-Corvo: Gaspar, 1991; Gaspar and Pinto 1993) or being stopped by it (San Dionisio, Río Tinto [García Palomero 1980; pers. obs.], Aznalcóllar). This zone shows abundant chalcopyrite 'disease' textures (myriads of micron-sized blebs of chalcopyrite concentrated along the rims or in the iron-rich zones of sphalerite crystals).

3. MINERALS COMMON TO THE MASSIVE AND STOCKWORK ORES OF THE IBERIAN PYRITE BELT

The paragenesis of the Iberian massive sulphides is invariably composed of dominant pyrite, showing varied textures (fine or coarse grained, varved, concretionary, agglomerated or brecciated), accompanied by variable proportions of sphalerite, chalcopyrite and galena. Numerous accessory minerals are also present in variable amounts, the most common being tetrahedrite-tennantite and arsenopyrite, which appear to be ubiquitous without ever being truly abundant (apart from tetrahedrite at Sierrecilla), and pyrrhotite and cassiterite.

The four major minerals are also found in the stockworks and the interaction zone, but in different proportions. Pyrite is still the predominant sulphide but, unlike in the massive orebodies where it shows various textures, it occurs as agglomerated and commonly fragmented subhedral crystals forming contiguous to disseminated patches, several millimetres in size, within the quartz. The most abundant sulphide after pyrite is chalcopyrite, forming veinlets cutting and cementing the pyrite fragments; it may be massive and locally very abundant. Sphalerite and galena are rarer than in the massive ore, and in places absent. Accessory minerals are again tetrahedrite-tennantite, arsenopyrite, pyrrhotite and cassiterite. Microprobe analyses of the major minerals show no significant chemical difference between the massive ore and the stockwork ore.

Gold as very argentiferous electrum is exceptional; it has been observed in the chalcopyrite veinlets of the stringers (Río Tinto and Tharsis) and also in the basal fine-grained polymetallic ore of the interaction zone in the San Dionisio (Río Tinto) orebody. Nevertheless, it cannot

been considered as a stringer mineral in so far as some authors (Strauss and Beck 1990, Leistel and Marcoux, 1995) mention gold concentrations in lateral and summital Pb-Zn ores; we nowhere observed electrum in these ores, but the mineralogical support of this gold has to be checked.

Sphalerite in the stockworks commonly shows chalcopyrite disease textures, which are particularly well developed at the base of the massive orebodies and in interaction zone, but do not extend beyond this. Tetrahedrite-tennantite occurs as patches associated with chalcopyrite or galena. Arsenopyrite is commonly present in the massive ore, but everywhere in small amounts. It is probable that two chemically similar generations of arsenopyrite exist: one early, associated with the pyrite and forming large fractured crystals; the other later, forming small euhedral crystals (< 100 µm) in the galena. Pyrrhotite is rare and not very abundant in the Iberian Belt, apart from the Castillo de Buitrón deposit (García de Miguel, 1990), in certain zones of the Sotiel and Río Tinto deposits, and in the Castillo de Las Guardas orebody. Magnetite occurs as corroded subhedral crystals in the sphalerite. Cassiterite is found as ovoid inclusions, everywhere very small (3 to 12 µm, exceptionally 32 µm), in the sphalerite of almost all the massive and stockwork ores except in the northernmost ones where it is absent, and in Neves Corvo where it is massive. It is the main tin-bearing mineral of the orebodies; tin sulphides (stannite, kesterite, colusite) are rare except at Neves-Corvo.

Other minerals are rare, and everywhere in trace amounts. The stringer-interaction zone mineralogy being more diversified than that of the overlying massive ores (see later), no specific mineralogy can be ascertained for the massive ore. Certain lead-antimony sulphosalts (boulangerite, meneghinite) and berthierite, however, appear to be absent in the stockworks. These minerals have been observed mainly at Aznalcóllar and Sotiel, two deposits strongly affected by late events, and it is possible that they reflect late telescoping by the antimoniferous solutions that formed the Late- to Post-Hercynian massive stibnite veins known in this region (e.g. the Neron vein, north of Tharsis). One notes, however, a greater relative frequency of sphalerite and galena in the massive ore, as well as a certain reduction in cas-

siterite content. Cobalt minerals are almost absent in the massive ores, and bismuth minerals exceptional, represented only by traces of emplectite at Río Tinto (in one sample; personal observation) and at Valverde (Ruiz and Arribas 1993).

4. SPECIFIC MINERALOGY OF THE FEEDER STOCKWORK AND INTERACTION ZONE

The discriminating mineralogical differences between the massive and stockwork ores are seen in the trace minerals. Bi (Pb, Sb, Cu, Te) and Co (As) minerals are only found in the stockworks and in the interaction zone up to the contact with the massive ore (see Marcoux et al., 1995, for details).

4.1. Bismuth

Bismuth is the trace element that shows the most varied mineralogical expression: 25 different species were recorded during this study. Bismuth minerals are fairly widespread within the stringers and may be sufficiently large (200 µm) to be easily recognizable. They occur mainly in networks of millimetre-thick chalcopyrite veinlets cutting fractured pyrite and cobaltite crystals. More rarely (Tharsis) they form inclusions in the pyrite. The present study confirms the fairly ubiquitous character of bismuth minerals, but only in the stockworks and the cupriferous interaction zone; a fact that has not been emphasized until now.

The bismuthiferous associations are complex and commonly polyphase; identification of all the mineral phases requires the use of an SEM and an electron microprobe. Although native bismuth and bismuthinite are the two most common species, several families of bismuth minerals are present: Bi alone, Bi-Cu, Bi-Cu-Pb, Bi-Pb and possibly Cu and (or) Sb and (or) Ag.

Inter-mineral relationships, notably their very strong imbrication, suggest crystallization under equilibrium or in continuity for some associations. Chalcopyrite is everywhere present in the associations. The geochemistry of these particularly complex minerals, notably their richness in low concentrations, reflects the richness of the hydrothermal solutions giving rise to the massive sulphide orebodies.

4.2. Cobalt sulphoarsenides

The cobalt sulphoarsenides are contemporaneous with, if not early, than the pyrite. They are fairly rare and most commonly occur as large (up to several millimetres) split euhedral crystals, either isolated or surrounded by pyrite. Cobaltite and allocasite, always associated, are very common in the Tharsis stockwork, but elsewhere have only been observed in the roots of the Aznalcóllar massive orebody (Ruiz de Almodovar et al. 1994) and at Migollas. Glauco-dot and gudmundite are reported by Gaspar (1991) in the Neves Corvo deposit, but without a precise location, and carrollite is reported by Pinto et al. (1994) at the base of the highly cupriferous zone of Neves norte body. These minerals have, however, been seen in the mineralized structures at La Ratera and Los Silillos, considered to be roots of massive orebodies (Leistel et al., 1993), and also in the Algaré ore close to Neves-Corvo (Portugal). At Tharsis, the open fractures in the cobaltite enabled deposition of the bismuthiferous paragenesis, here formed of kobellite-emplectite. Glauco-dot, systematically associated with arsenopyrite and (or) allocasite, is more common and occurs in crystal agglomerations with pyrite.

5. MULTI-ELEMENT GEOCHEMICAL COMPOSITION OF THE DIFFERENT ORE TYPES: RELATIONSHIPS WITH THE MINERALOGY

5.1. General correlations

To determine whether the mineralogy of the stringers underlying the massive orebodies, notably their richness in bismuth minerals, is related to a specific geochemistry or to a different mineralogical expression of the metals present, multi-element analyses were made of different ore types from the massive sulphide deposits and their stringer zones.

Many of the elements show no particular evolution (neither enrichment nor depletion) between the stockwork and the overlying massive sulphides: Ni, Co, Au, As, Bi, Mo and W show fairly constant average concentrations. Values are generally slightly more dispersed in the massive sulphides than in the stockworks, but this is probably due to the much larger number of analyses and to the fact that gangue mine-

erals (quartz, carbonates, etc.) are less abundant.

Other elements show a clear enrichment in passing from the stockworks to the massive sulphides: i.e. Pb and Zn, as already noted from the average ore grades (Fig. 2), and also Ag, Sb, Hg and Tl. This is much more evident when one examines the evolution of certain deposits for which both the stockwork and the massive orebody were analysed. The Ag-Hg-Pb-Zn group shows good correlations in the massive sulphides (a classic phenomenon that has often been described) and more attenuated correlations in the stockworks.

Variations in copper concentrations show a few particularities, although not providing an overall answer. The Aznalcóllar stockwork, with abundant chalcopyrite, is an example of copper enrichment with respect to the massive sulphides; a similar situation is also described for Dehesa and the San Dionisio orebody at Río Tinto (García Palomero, 1980). At Tharsis, La Zarza, Neves-Corvo and the Planes San Antonio orebody at Río Tinto, the massive sulphides are richer in copper than are their stockworks, with copper-rich zones being located either at the base (La Zarza), at the top (Tharsis) or at several levels (Neves-Corvo).

Ni concentrations show little variety, unlike Co which commonly exceeds 100 ppm and may reach 1% (Tharsis). The observed Co/Ni ratio is thus very variable and does not show the constancy recorded by Strauss (1970).

Te concentrations are everywhere very low, rarely reaching a few ppm in either the stockworks or the massive sulphides.

Gallium concentrations are variable, and higher in the massive ore than in the stockworks, with the highest (up to 150 ppm) being found in the Ag-(Pb-Zn)-rich facies. The laser ablation ICP/MS analyses show that the gallium-bearing sulphide is sphalerite. Ga correlates negatively with Se, which is overall more abundant in the stockworks where concentrations commonly exceed 100 ppm, than in the massive ore. This tendency explains the significant concentrations of Se (> 0,2%) measured in numerous accessory minerals of the stockworks, as well as the existence of laitarite at San Miguel. The measured concentrations of Se in the sulphides of the massive ore are rarely significant (< 0,05%).

5.2. Specific Au signatures

The gold grades that we obtained from the different ore types across the Province are generally between 1,0 and 1,5 g/t, with an exceptional maximum of 50 g/t. No regional distribution pattern of auriferous deposits is seen a priori. A plot of all our results on binary diagrams (Au versus other metals) shows no overall correlation. This reflects the general presence of gold in all the volcano-sedimentary massive sulphide deposits, and high concentrations may occur in the proximal facies (cupriferous facies at the base of the massive bodies and in the stockworks) equally well as in the distal (polymetallic) facies. It is therefore necessary to look for correlations within smaller populations, in this case from selected massive sulphide deposits in the Province, in so far as the sampling can be considered as representative. This approach has enabled us to distinguish two ore types:

- Aznalcollar-Río Tinto type (Fig. 3a): Au shows positive correlations with Zn, Ag, As, Tl and Hg, and negative correlations with Co and, much more vaguely, Cu and Se. The enrichment factor between the poorest samples (around 100 ppb Au) and the richest samples (4 to 5 g/t) is around 40 to 50.
- Tharsis - Sotiel - Migollas type (Fig. 3b): Au shows positive correlations with Co and Bi and discrete negative correlations with Zn and Hg. No correlation is seen with Ag and As. The enrichment factor is very variable - about 20 at Sotiel Migollas (100 ppb to 1,7 g/t) and more than 200 at Tharsis (200 ppb to 50 g/t).

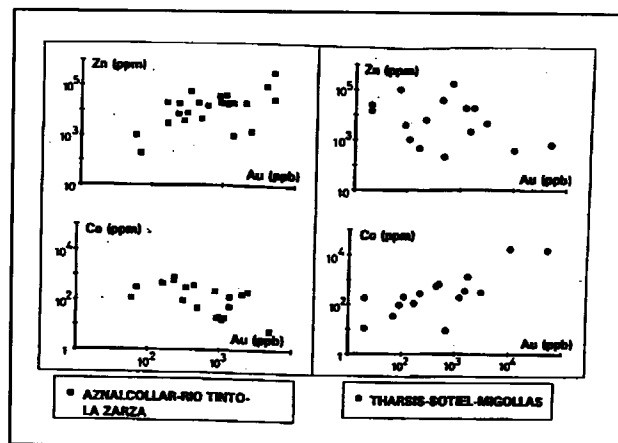


Fig. 3: Binary diagrams [Au vs. Zn, Co] for the two ore types of the Iberian Pyrite Belt.

Correlations for the other sampled deposits are uncertain, commonly because of a lack of analyses or because the gold grades are weak (Neves Corvo) or grouped (Chaparrita).

According to the data provided by Strauss and Beck (1990) on the averages of the La Zarza ores, Au would correlate positively with Ag and Zn, the richest facies being the banded pyrite facies in the hanging wall of the orebody (5.11 g/t, giving an enrichment factor of 18 with respect to the stockwork). Analyses of the different facies are required in order to control these correlations.

5.3. Specific Sn signatures

Tin concentrations are very variable and commonly fairly high (> 100 ppm), the highest concentrations having been recorded in the stratiform sulphide facies (> 0,5% at Río Tinto, up to 17% at Neves Corvo), but have no particular affinity for the pyrite ore or complex ore. Sn correlates positively with Sb, especially in the massive ore, and shows a good positive correlation with In. Indium, with fairly weak concentrations in the stockworks, may be abundant in certain massive facies (as much as 495 ppm at Río Tinto), notably those rich in Sn. Indium may therefore be trapped preferentially in the stanniferous minerals rather than in the sphalerite.

Searching for a geochemical "economic orebody" guideline, a study was carried out by pairing the analysed elements and distinguishing between large and small deposits. The small deposits include all those with a known sulphide tonnage less than or equal to 5 Mt. All the other deposits are grouped as large, and nearly all these are very large. The obvious drawback to this distinction is the fact that we do not know the true size of some of the small deposits; for example, not very long ago Concepción and Aguas Teñidas would have been classified as small deposits. The only significant characteristic that emerges from this study is that the Sn, and to a less extent Co, concentrations in the large deposits are on average higher than those in the small deposits; generally >100 ppm Sn and >100 ppm Co (Fig. 4). Comparable phenomena were not found with the other analysed elements.

Unfortunately no absolute distinction emerges. In the Sn versus Co binary diagram the fields for the two types of deposit show a large overlap.

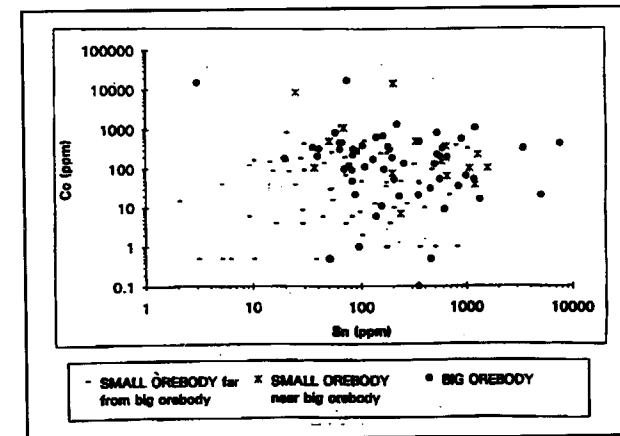


Fig. 4: Binary diagram [Sn vs. Co] for all the samples of massive sulphide ore.

Although the Sn and/or Co enrichment of some of the small deposits could reflect the relative proximity of a large deposit, as is the case for Algaré (Neves Corvo), La Lapilla (Tharsis), La Torerera and Calabazar (Sotiel), and Cueva de la Mora and Sorpresa (Aguas Teñidas), it is obviously not possible to extend this interpretation to the other small Sn- and/or Co-rich deposits.

6. DISCUSSION

6.1. Genetic model

Eldridge et al. (1983) and Large's (1992) model invoke a time-phased process comprising several linked stages. The first stage is the formation of a Pb-Zn-poor massive sulphide orebody which, during stages 2 and 3, becomes progressively enriched in Cu from the base upwards due mainly to a high fluid temperature (300-350°C), assuming that a hydrothermal fluid above 300°C is required to transport significant quantities of copper. Development of a copper-dominant zone at the base of the sulphide mound ('interaction zone') occurs at the expense of Pb and Zn, which are remobilized and redeposited in the outer zones of the structure. The copper front advances, gradually moving up the sulphide mound with the leading edge of sphalerite replacement by chalcopyrite commonly exhibiting development of abundant chalcopyrite disease textures. In the outer zones, Pb and Zn replace earlier pyrite and anhydrite.

This pattern is seen in the Iberian massive sulphide deposits, although with slight differences. The position of the copper zones, commonly complicated by the stacking of tectonic thrust slices, is compatible with the staged-deposition model proposed by Large (1992). The copper either remained trapped in the stockwork (Aznalcollar, Dehesa, San Dionisio pro parte), or it migrated and became trapped at the base of the massive ore (interaction zone of Neves-Corvo, San Dionisio pro parte), or it crossed the massive orebody and occurs at the top (Tharsis, Neves-Corvo). Chalcopyrite disease textures are not restricted to the interaction zone with its leading edge developed in the fine-grained polymetallic banded ore at the base of the massive ore, but also occur more discretely in the stringer zones. This interaction zone in the fine-grained banded ore at the base of the massive orebody is usually no more than 1 to 2 m thick, and migrated no more than a few metres into the massive ore; it crowns the notable accumulations of copper which generally occur at the base of the massive orebody.

The cobalt minerals, commonly fragmented and invaded by Bi-Cu-Pb and Bi-Te minerals, are early, having been deposited at the beginning of the hydrothermal event. They are the stable forms at high temperature which crystallize directly in the feeder pipes to the massive orebodies. Their rarity is probably largely due to their early character, the continued process having caused their dispersion.

The bismuth minerals, occurring in discordant chalcopyrite veinlets and neither cut nor replaced by later minerals, are undoubtedly late. They form part of the late high-temperature copper-bearing influx invoked by Eldridge et al. (1983) and Large's (1992) model (more than 300°C), which thus appears to be applicable to the Iberian massive sulphide ores; the results given here provide more precision in certain aspects. It is quite impossible to go into more detail in the high thermal conditions under which these complex Pb-Bi-Cu(Sb) sulphides appear, given the rarity of experimental studies.

The original mineralogy of the Iberian massive sulphide deposits, and notably the varied mineralogical form of the bismuth, make it possible to propose a summary zoning from depth up to the interaction zone between massive ore and the

copper-bearing fluid (Fig. 6). This zoning could be due to a combination of various chemical characteristics of the solutions, including variations in a S_2 conditions, temperature gradient, and respective mineral stabilities.

6.2. Occurrence and distribution of gold in the Iberian Pyrite Belt

Recent studies of the occurrence and distribution of gold in massive sulphide deposits emphasized the importance of chloride and bisulphide complexes in the mobilization, transport and deposition of precious and base metals (for restatement see Huston and Large, 1989). The results of these works can be used to define the main characteristics of the fluids for the two ore types defined in the IPB.

The Aznalcollar-Río Tinto type ($Zn + Ag \pm As \pm Ti \pm Hg$) should be dominated by gold transported predominantly as bisulphide complexes; the correlative fluid characteristics are low temperature (150-300°C), neutral to alkaline pH, low salinity, high sulphur activity and low oxygen fugacity.

Conversely, the Tharsis-Sotiel-Migollas type ($Co \pm Cu \pm Bi$) should be dominated by gold transported predominantly as chloride complexes; the correlative fluid characteristics are high temperature (300-400°C), acid pH, high salinity, low sulphur activity and high oxygen fugacity.

The concept of late percolation could be important when one considers that elements with a similar behaviour to bismuth may be involved. This could, for example, be the situation for the gold, for which the late character has already been noted (see earlier). Under the hypothesis of an exclusively late gold, the existence and distribution of the auriferous zones localized in the stockwork, in the interaction zone, and in the lateral Pb-Zn facies would be strictly linked to the existence and the percolation of late Cu-Bi-bearing solutions.

The existence of two types in the Pyrite Belt could be linked either to different local environments (distance from the feeder zone, depth of the magmatic chamber, presence of a cap - sediment or chert - above massive sulphides, lesser hydraulic fracturation in the stockwork) or to different evolution of late percolation fluids.

6.3. Implications for mineral exploration

A certain number of criteria, apparent or indicated and likely to be an aid in mineral exploration, can be deduced from this study.

- Bismuth minerals and, to a lesser degree considering their rarity, cobalt minerals are specific to the stringer zones and interaction zones underlying the massive sulphide ores in Iberia. The mineralogical studies that were carried out have nowhere recorded these same species in the overlying massive sulphide orebodies, nor in the numerous mineralized Post-Hercynian veins of the region. The discovery of bismuth or cobalt minerals in sulphide veinlets of ambiguous nature, therefore, enables one to assign them with a high probability of success to the stringer zone of a massive sulphide ore deposit.
- In addition to the presence of bismuth minerals, the presence of a zone with abundant chalcopyrite disease textures is a good criterion of the proximity of underlying cupriferous enrichment; conversely, its absence is an unfavourable criterion for the existence of copper-enriched zones. A chemical redistribution halo with Pb, Zn and Au superposed on the initial zoning appears to develop from this zone.
- Schematically, the observed correlations between gold grades and the grades of other metals show that the Aznalcollar-Río Tinto (and probably La Zarza) ore type has a gold enrichment in facies with a $Zn + Ag \pm As \pm Ti \pm Hg$ signature (generally distal), whereas the Tharsis-Sotiel-Migollas ore type has a gold enrichment in facies with a $Co \pm Cu \pm Bi$ signature (generally proximal). It should be possible, through sampling the different ore types within a single orebody, to characterize the potentially more auriferous facies.
- On average, all the large deposits (>20 Mt) and certain of the small deposits associated with them, show an enrichment in Sn and/or Co with respect to the bulk of the small deposits. This observation, however, needs to be clarified through investigating a possible relationship between high tonnage and high Sn-Co grades and through studying the genetic mechanisms. However, other small deposits with no obvious association with a large deposit also show Sn and/or Co enrichment, and no interpretation can as yet be put forward to explain this.

7. CONCLUSIONS

The stringers of the massive sulphide deposits were the channelways for hydrothermal solutions passing up through the alteration zone to the deposit; they necessarily incorporate several stages of deposition, the last being the best represented. The stringers of the South Iberian massive sulphides contain two parageneses of specific minerals reflecting this evolution in the process: early cobalt minerals, fairly rare but very characteristic, which seem to mark the deep zones, and late and more ubiquitous Bi-Cu-Pb(Sb-Se) and Bi-Te minerals that persist in the copper-rich interaction zone, at the very base of the sulphide mounds. These different parageneses do not form distinct veins, but are telescoped within the same channelways, thus reflecting a certain continuity of the feeder channels.

The present studies confirm the existence of a late high-temperature inflow of Cu (Bi, Te, and possibly Se and Au), which remobilizes elements already present in the massive ore (Pb, Sb, Ag). This inflow could be partly responsible for a mineralogical zoning of the massive ore, which can be used as a guideline in mineral exploration. The basal copper-enriched zone, the so-called 'interaction zone', is mainly a zone of metasomatism with mineral deposition, exchange, replacement and neogenesis; at present it is also part of the economic zone of almost all the Iberian massive sulphide deposits. The action of the fluids beyond this zone consists of a redistribution and restructuring, which could explain the distribution patterns of certain elements, such as gold and selenium, for which a fairly late origin appears likely.

From a general standpoint, the evolution of the solutions towards fluids enriched in Cu-Bi-Te (Se-Au) leads to the question of the evolution of the hydrothermal process. The massive orebodies where full development was not reached have a root with pyrite-pyrrhotite and massive sulphides containing pyrite-sphalerite-galena without chalcopyrite; they could be termed non-cupriferous massive ores. Those where the process went to completion are marked by a final copper-enriched phase and show a stockwork and a copper-rich base with bismuth minerals and chalcopyrite disease textures. It is impossible to say whether completion of the process is related to the duration of the hydrothermal system; although there appears to be no direct rela-

tionship between full development of the process and size of the deposit, a relationship certainly does exist with their cupriferous and possibly auriferous character.

Multi-element geochemical analysis of massive sulphide ores of the Iberian Pyrite Province have revealed the existence of two ore types: (a) the Aznalcollar-Río Tinto (and probably La Zarza) type which shows gold enrichment in facies having a $(Zn + Ag \pm As \pm Ti \pm Hg)$ signature, and (b) the Tharsis-Sotiel-Migollas type which shows gold enrichment in facies having a $(Co \pm Cu \pm Bi)$ signature. It is also noted that, on average, all the larger deposits (>20 Mt) show an enrichment in Sn and/or Co with respect to the bulk of the small deposits (<5 Mt), and that of the small deposits that do show Sn and/or Co enrichment, some are located close to large deposits.

REFERENCES

- BARRIGA, F.J.A.S. (1983): Hydrothermal metamorphism and ore genesis at Aljustrel, Portugal. Doctoral thesis, Univ. Western Ontario, Canada: 386 pp.
- CARVALHO, D. (de) (1979): Geologia, metalogenia e metodologia da investigação de sulfuretos polimetálicos do Sul de Portugal. Com. Serv. Geol. Portugal 65: 169-191.
- CARVALHO, P.; FERREIRA, A. (1993): Geologia de Neves-Corvo: estado actual do conhecimento. Symposium on the Polymetallic Sulphides of the Iberian Pyrite Belt, Evora, Portugal, 3-6 Oct. 1993: 1.11.1 - 1.11.21.
- 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: 241-281.
- GARCÍA DE MIGUEL, J. M. (1990): Mineralogía, paragénesis y sucesión de los sulfuros masivos de la Faja Pirítica en el suroeste de la Península Ibérica. Bol. Geol. Min., Esp., 101-1: 73-105.
- GARCÍA PALOMERO, F. (1980): Caracteres geológicos y relaciones morfológicas y genéticas de los yacimientos del anticlinal de Río Tinto. inst. Estud. Onubenses "Padre Marchena", Excma. Diput. Prov. de Huelva: 264 pp.
- GASPAR O. C. (1991): Paragenesis of the Neves-Corvo volcanogenic massive sulphides. Comun. Serv. Geol. Portugal 77: 27-52.
- GASPAR, O.; PINTO, A. (1993): Neves-Corvo, a Kuroko type deposit in the Iberian Pyrite Belt. Res. Geol. Spec. Issue 17 (Proceed. 29th Intern. Geol. Congr., Kyoto): 249-262.
- HUSTON, D. L.; BOTTRILL, R. S.; CREELMAN, R. A.; ZAW, K.; RAMSDEN, T. R.; RAND, S. W.; GEMMELL, J. B.; JABLONSKI, W.; SIE, S. H., & LARGE, R. R. (1992): Geologic and geochemical controls on the mineralogy and grain size of gold-bearing phases, Eastern Australian volcanic-hosted massive sulfide deposits. Economic Geology, 87, 542-563.

HUTCHINSON, R. W. (1990): Precious metals in massive base metal sulfide deposits. *Geol. Rdsch.* 79/2: 241-263.

KLAU, W.; LARGE, D. E. (1980): Submarine exhalative Cu-Pb-Zn deposits, a discussion of their classification and metallogenesis. *Geol. Jahrb. (D)* 40: 13-58.

LARGE R. R. (1992): Australian volcanic-hosted massive sulfide deposits: features, styles, and genetic models. *Econ. Geol.* 87: 471-510.

LECA X., ALBOUY, L., AYE, F., PICOT P. (1985): Caractéristiques principales du gisement de Neves-Corvo (Portugal). *Chron. rech. Min.* 481: 53-58.

LEISTEL, J. M.; BONIJOLY, D.; BRAUX, C.; FREYSSINET, PH.; KOSAKEVITCH, A.; LECA, X.; LESCUYER, J. L.; MARCOUX, E.; MILÉSI, J. P.; PIANTONE, P.; SOBOL, F.; TEGYEY, M.; THIÉBLEMONT, D.; VIALLEFOND, L. (1994): The massive sulphide deposits of the South Iberian Pyrite Province: geological setting and exploration criteria. *Doc. BRGM* 234: 236 pp.

LEISTEL, J. M.; BONIJOLY, D.; MARCOUX, E. (1993): Palaeostructural markers in the South Iberian Pyrite Belt: stockworks and feeder zones of volcano-massive sulphide deposits. In: Fenoll Hach-Alí, P., Torres-Ruiz, J., Gervilla, F. (eds), *Current research in geology applied to ore deposits*, Proceed. 2nd Biennial SGA Meeting, Granada, Spain, 9-11 Sept. 1993: 335-338.

LEISTEL, J. M., MARCOUX, E. (1995): Geochemical Au and Sn signatures of the massive sulphide deposits of the Iberian

Pyrite Province. 3rd SGA meeting, Prague, 28-31 Aug. 1995, *Abstr.*: 4 pp.

MARCOUX, E.; MOËLO, Y.; LEISTEL, J. M. (1995): Bismuth and cobalt minerals: indicators of stringer zones to massive sulfide deposits, Iberian Pyrite Belt. *Mineral. Deposita*, in press.

PINTO, A.; BOWLES, J. F. W.; GASPAR, O. C. (1994): The mineral chemistry and textures of wittichenite, miharaite, carrollite mawsonite and In-Bi-Hg tennantite from Neves-Corvo (Portugal). 16th General Meeting of the International Mineralogical Association, Pisa, Italy, 4-9 September 1994.

RICHARDS, D. G.; SIDES, E. J. (1991): Evolution of ore-reserve estimation strategy and methodology at Neves-Corvo copper-tin mine, Portugal. *Trans. Instn. Min. Metall. B* 100: B192-B208.

RUIZ DE ALMODÓVAR, G.; PASCUAL, E.; MARCOUX, E.; SÁEZ, R.; TOSCANO, M. (1994): Mineralogía de las zonas de alteración clorítica asociadas a los sulfuros masivos del área de Aznalcóllar. *Bol. Soc. Esp. Mineral.* 17-1: 163-164.

STRAUSS, G. K. (1970): Sobre la geología de la provincia pirítica del Suroeste de la Península Ibérica y de sus yacimientos, en especial sobre la mina de pirita de Lousal, Portugal. *Mem. Inst. Geol. Min. Esp.* 77: 266 pp.

STRAUSS, G. K.; BECK, J. S. (1990): Gold mineralizations in the SW Iberian Pyrite belt. *Min. Deposita* 25: 237-245.

Explotación de masas tumbadas

Por A. L. MENENDEZ DIAZ (*) y J. A. ROS HERNANDEZ (**)

RESUMEN

La mina Sotiel, situada en la provincia de Huelva en el contexto geológico denominado Faja Pirítica Ibérica, y perteneciente a la empresa ALMAGRERA, S.A., ha diseñado un método de explotación combinado de banqueo y realce para explotar una masa tumbada (en el entorno de los 10°) de sulfuros polimetálicos. El conocimiento de las características geomecánicas del macizo rocoso nos ha permitido definir correctamente la orientación y geometría de las cámaras, así como el sostenimiento mediante cables de acero que aseguren la estabilidad de los cielos de éstas.

Palabras clave: Explotación mina, Yacimiento polimetálico, Control techo, Estabilidad, Pilar, Parámetro, Seguridad mina, Coste, Provincia Huelva, Mina Sotiel.

ABSTRACT

The Sotiel mine, owned and operated by ALMAGRERA, S.A., is located in the province of Huelva, in the geological context called Iberian Pyrite Belt. The Sotiel mine has designed a method to mine a mass of polymetallic sulphide using benching and decrowning. The thickness of the ore body varies between 8 and 20 m, and the dip is approximately 10°. A sound knowledge of the geo-mechanical characteristics of the ore body has allowed us to define either the right orientation and geometry of the stopes. In order to prevent wedges failure between pillars, cement grouted twin strand cables are used.

Key words: Mining, Mines, Polymetallic ores, Roof control, Stability, Piles, Parameters, Mine Safety, Cost, Huelva Province, Sotiel Mine.

1. ANTECEDENTES

La mina Sotiel, perteneciente a la empresa Almagrera, S.A., inició en el año 1983 la explotación de una masa de sulfuros complejos para alimentar a una planta de flotación diferencial y una fábrica de ácido sulfúrico.

El proyecto inicial, diseñado para extraer 600.000 t/año de mineral de la masa Sotiel mediante el método de corte ascendente y relleno, sufrió una modificación importante a partir del año 1992 al ponerse de manifiesto por las investigaciones realizadas en las cercanías de la Masa Sotiel de la existencia de dos nuevas masas explotables de sulfuros complejos; unido a estos descubrimientos se inició un proceso de diseño y aplica-

(*) Jefe de Explotación Minera. ALMAGRERA, S. A.

(**) Jefe de Planificación y Geotecnia, ALMAGRERA, S. A.

TABLA I
Procedencia del mineral

AÑO	MASA SOTIEL (%)	MASA ESTE (%)	MASA MIGOLLAS (%)
1992	98	2	
1993	89	11	
1994	67	17	16
1995	39	22	39
1996	26	23	51

ción, tanto a estas nuevas masas como a la masa Sotiel, de métodos de explotación que sustituyen al de corte y relleno y permitieron aumentar los ritmos de extracción de mineral hasta las 800.000 t/año.

Fruto de este proceso se ha originado en la mina Sotiel un rápido cambio tanto en la procedencia del mineral extraído como en el método utilizado para su arranque.

TABLA II
Método de explotación

AÑO	C Y R (%)	SUB (%)	C Y P (%)
1992	98		2
1993	73	16	11
1994	31	52	17
1995	17	61	22
1996	8	69	23

2. INTRODUCCION

Las investigaciones realizadas en el año 1990 desde superficie mediante sondeos mecánicos pusieron de manifiesto la presencia de una mineralización de sulfuros polimetálicos al Este de la masa Sotiel entre los niveles 600 y 700 y entre los perfiles 900 y 740. Los datos obtenidos justificaban la realización de una investigación desde interior, por lo que en 1990 se inició una galería (GALERÍA GENERAL ESTE) en el nivel 600 en dirección al Este, que partiendo del perfil 1226 (la zona más al Este de nuestro yacimiento en dicha cota que era accesible para la maquinaria de carga y transporte) alcanzó en Noviembre-1991 el perfil 830.

Las posteriores investigaciones realizadas mediante sondeos mecánicos desde la galería general Este, y desde las galerías números 1 y 2,

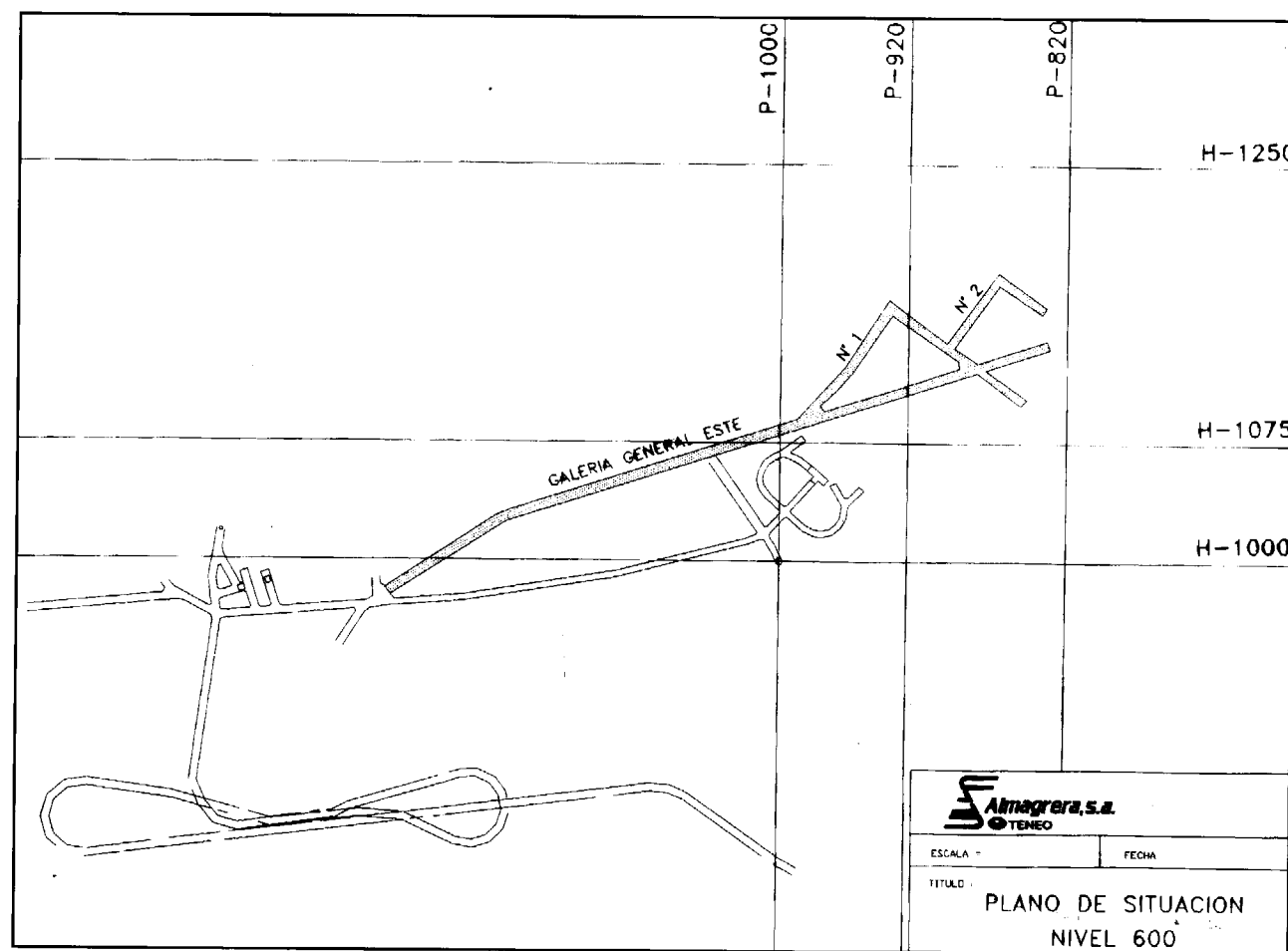


Fig. 1.—Plano de situación.

(Fig. 1) que partiendo de la galería general del Este se adentraba en la masa de sulfuros, confirmaron la existencia de una masa de sulfuros explotable a cota superior a la 600 entre los perfiles 920 y 820. Un perfil característico de esta masa (Fig. 2) muestra la existencia de una zona tumbada entre los horizontales 1250 y 1075 y la verticalización de la masa sur de esta horizontal.

Es en esta zona tumbada, que es de la que se tenía un mejor conocimiento tanto de su geometría como de su contenido metálico, así como más facilidad para un acceso rápido, donde se planteó la explotación que se detalla.

3. DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN.

A la vista de la subhorizontalidad de la masa de mineral se pensó en una estructura de CÁMARAS Y PILARES CORRIDOS como la más acertada para asegurar la estabilidad de la explotación.

El diseño de la estructura de las cámaras debía de cumplir dos requerimientos previos:

- La orientación de las cámaras debía de ser sensiblemente perpendicular a la de la principal familia de discontinuidades existentes, con lo cual se disminuye la inestabilidad que éstas pueden originar en el pilar.
- La orientación de las cámaras debía de ser compatible con las galerías existentes en el nivel 600, a fin de que fuese mínima la incidencia de las galerías existentes sobre los pilares.

La orientación N60W dada a las cámaras es la que más se acercaba a cumplir ambos requerimientos.

Una vez definida la orientación de las cámaras y a la vista de la amplitud de la masa, se diseñó una estructura de explotación formada por cámaras de 12 m de ancho y pilares de 8 m de ancho (Fig. 3) que, tal como se demuestra en los

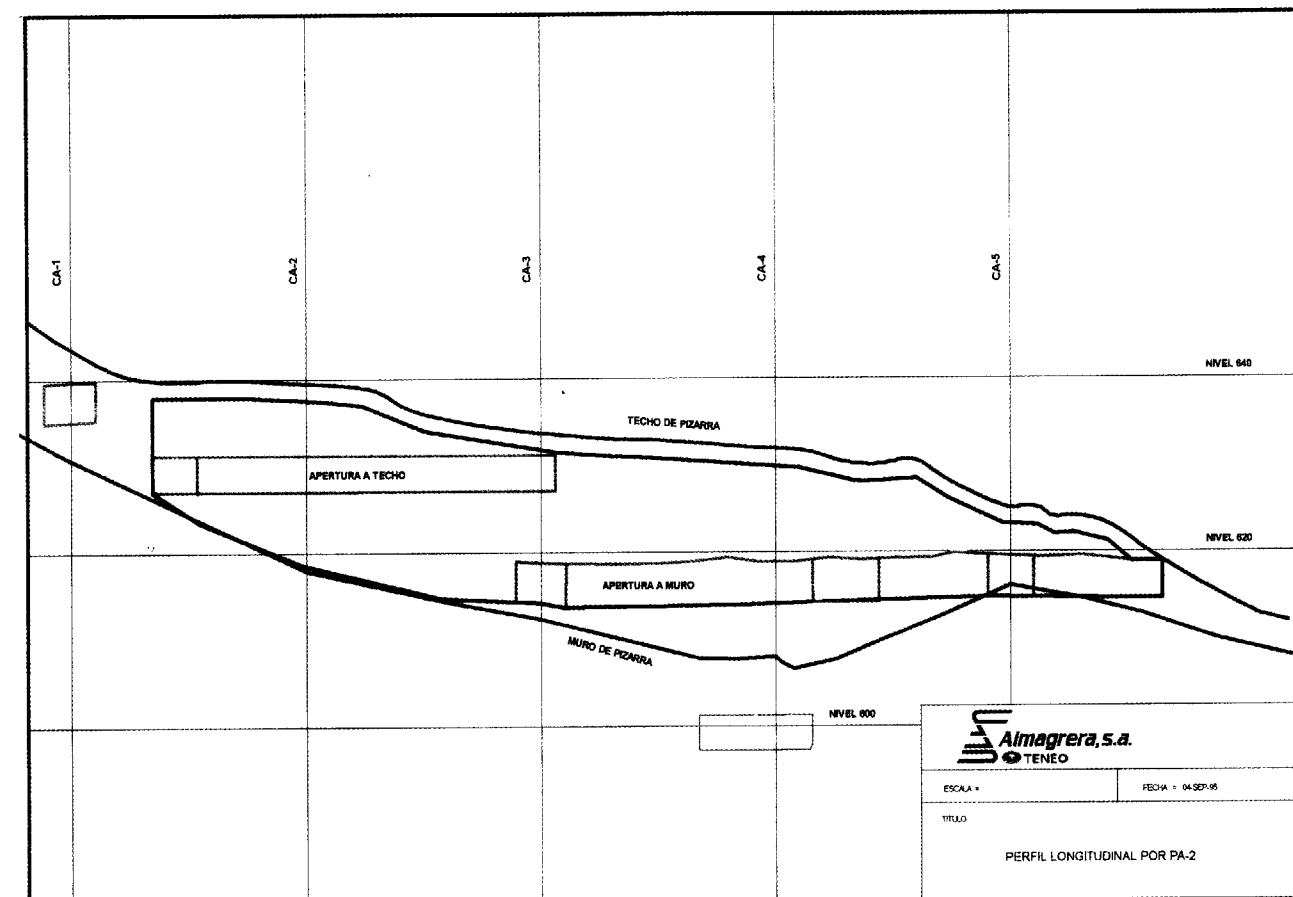


Fig. 2.—Perfil longitudinal tipo de una cámara.

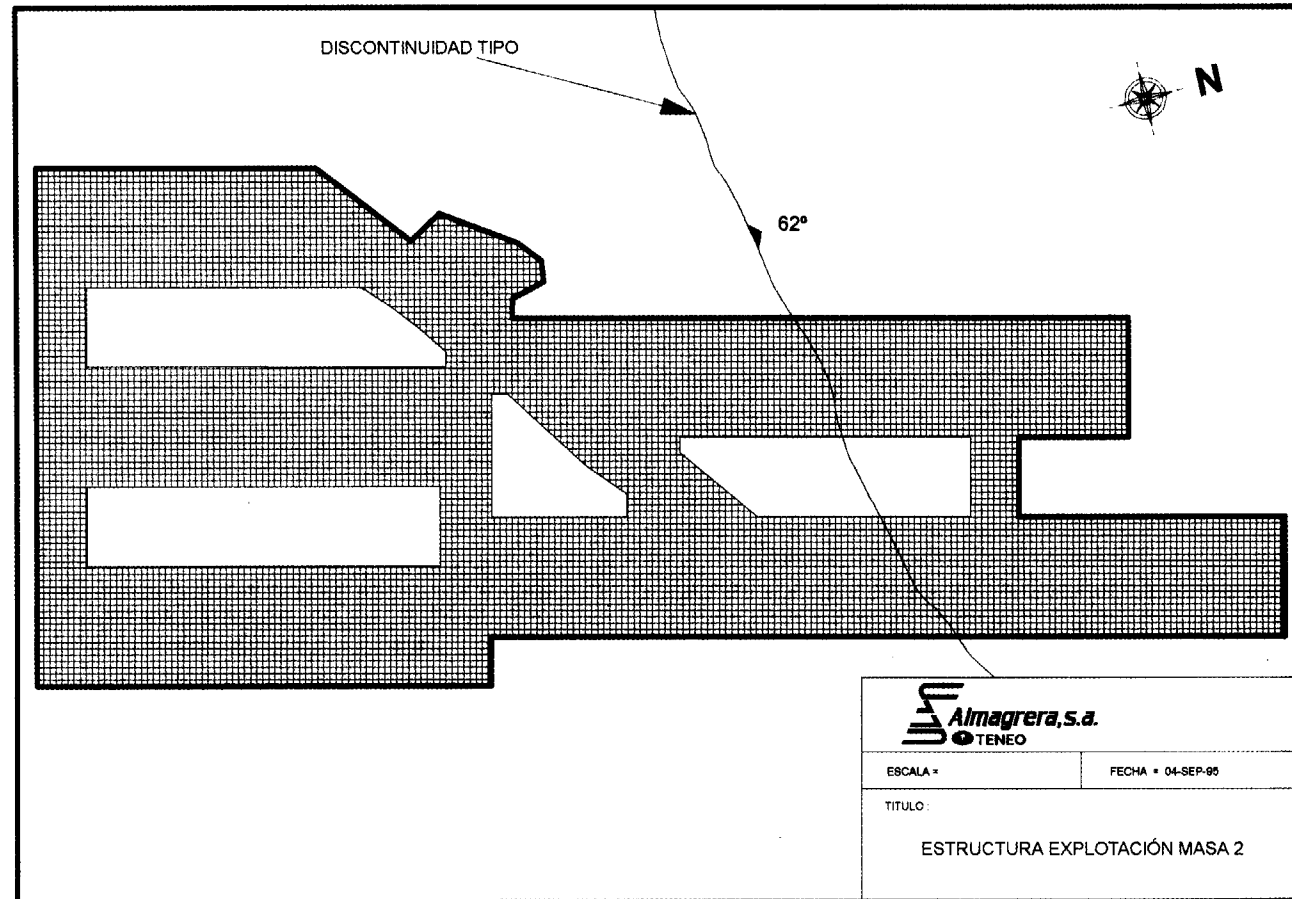


Fig. 3.—Estructura de la explotación.

siguientes puntos, es estable contando con la utilización de cables de acero para el sostenimiento de los cielos de las cámaras.

4. ESTABILIDAD DEL TECHO.

El sostenimiento de los cielos de las cámaras, que en esta explotación subhorizontal coincide con el techo geológico de pizarra, se realiza mediante **cables de anclaje**.

4.1. Longitud de cables

El cableado se realiza desde la primera apertura de 4 m realizada en las cámaras. Cuando la apertura es a techo, éstos sólo se tienen que introducir en el techo de pizarra la longitud prefijada, mientras que en el caso de realizarse desde nive-

les de base, los cables han de atravesar previamente la masa a explotar.

El techo geológico de pizarra es de baja calidad y resultaría imposible anclar con cables, ya que siempre se desprenderían lajas de pizarra. Para evitar esto se deja como cielo inmediato una **banda de mineral**, de mejores propiedades resistentes y, por tanto, más autoportante en estos vanos abiertos, que además actuará como placa de reparto de los cables de anclaje.

Dentro del proyecto BRITE/EURAM "Sistema de Evaluación de Estabilidad en Minas Metálicas Subterráneas. Aplicación a la Mina Sotiel", se ha simulado el comportamiento de los cables de anclaje con un modelo numérico que refleja bastante bien el trabajo de los mismos. Esto se ha realizado mediante el programa bidimensional UDEC (Distinc Element Code). Para la validación del modelo se ha simulado el test de B. Stillborg

(Lüleå, Suecia, 1990), comprobándose que se ajusta casi exactamente al mismo.

De los resultados obtenidos se deduce que la longitud de cable necesaria en pirita para que la eficacia del mismo sea completa, esto es, que rompa al cable sin deslizar, es de **1,30 m**. Este es el espesor mínimo de mineral a dejar a techo. Pero como no siempre será posible determinar con precisión el contacto de pizarra, se dejará una **banda de mineral de 2 m** de espesor.

Falta determinar la longitud que se han de introducir los cables en el techo. Esta ha de ser suficiente para que el espesor de 1,3 m de mineral anclado quede **colgado** del techo. Esta sería esta misma longitud si se tratase de mineral, pero como la adherencia del cemento con la pizarra es menor (en el estudio mencionado se estimó que un 50%, que con pirita), la longitud a introducir sería del doble. La longitud total crítica sería **3,90 m**.

Para cubrirse en seguridad y para dejar ancladas posibles cuñas de techo se ha decidido ir a una longitud de cable introducido en los cielos de **7,5 m**. El **coeficiente de seguridad** en cuanto a la longitud necesaria es de **1,9**.

4.2. Malla de anclaje

La malla de anclaje ha de ser tal que sostenga la viga de 1,3 m de pirita que queda sujeta por adherencia a los cables. De esta forma, de los 7,5 m de cable introducidos en el cielo 1,3 m estarán colgados de los 6,2 m restantes.

La resistencia nominal atribuida a la unidad de doble-cable de anclaje es de **50 t**. De aquí, la malla crítica se deduce de la expresión:

$$M^2 * 1,3 \text{ m} * 4,25 \text{ t/m}^3 = 50 \text{ t}$$

de la que resulta una malla $M^2 = 9 \text{ m}^2/\text{doble-cable}$.

La **malla** utilizada, función de una geometría de cámaras de 12 m de ancho, es de filas de 5 cables separadas 2 m en zonas de cruces con pasos por pilares y de filas de 4 cables separadas 2 m en el resto. Esta disposición da una malla de **4,8 m²/doble-cable** en el primer caso y **6 m²/doble-cable** en el segundo. El **coeficiente de seguridad** resultante es, por tanto, de **1,87** y **1,5**, respectivamente.

5. ESTABILIDAD DE PILARES

La estabilidad de los pilares dejados en la explotación viene determinada por la relación existente entre su resistencia y la carga que recibirán tras las distintas aperturas.

5.1. Resistencia de los pilares

Los parámetros geomecánicos del macizo rocoso sólo pueden ser estimados aproximadamente a partir de los ensayos de laboratorio efectuados sobre probetas del material.

Para la determinación de la resistencia de los pilares se ha de tener en cuenta la influencia del tamaño y forma de los mismos. Así, se establecen los criterios de paso de las propiedades calculadas en el laboratorio a las correspondientes in situ con una geometría dada. Para ello se emplea la siguiente fórmula de Hedley, D.G.F. y Grand, F. (1972):

$$R = K W^{0.5} H^{-0.75}$$

donde:

- K es una cte. igual a la resistencia de un cubo unitario.
- W es la anchura del pilar.
- H es la altura del pilar.

K es un coeficiente que se calcula estadísticamente a partir de la aplicación de esta fórmula a los ensayos de compresión simple efectuados en el laboratorio sobre probetas de mineral.

Esta evaluación se ha efectuado sobre 35 ensayos a compresión simple efectuados sobre probetas de mineral de diferentes tamaños realizados en los años 1981 y 1989. Como consecuencia, se obtiene un valor medio de **K = 102,22 MPa**, a partir de unos datos en los que la resistencia a compresión simple de dichas probetas de mineral es de **Rcs = 129,55 MPa**.

Conocida K se aplica la fórmula anterior para calcular la resistencia de unos pilares que tienen una anchura de 8 m y una altura variable entre 4 y 20 m. La resistencia sólo queda ahora en función de dicha altura.

Se observa en el gráfico que la resistencia disminuye con la altura de los pilares y oscila entre los **103 MPa** para 4 m de altura y **31 MPa** para una altura de 20 m.

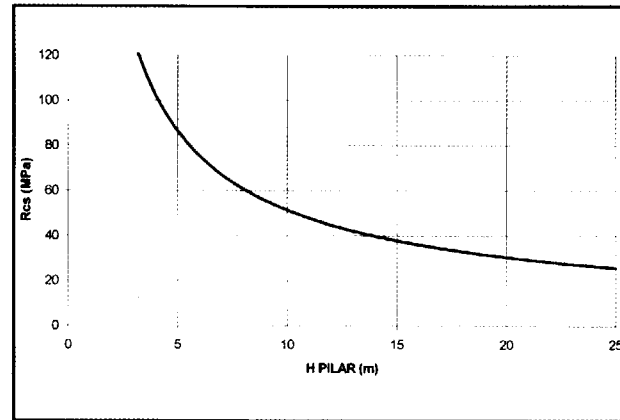


Figura 4.—Resistencia de los pilares

5.2. Carga sobre los pilares

El cálculo de la carga que actúa sobre los pilares se lleva a cabo mediante el programa EXAMINE^{TAB}. Se trata de un programa de análisis tridimensional de tensiones, creado por el Grupo de Mecánica de Rocas de la Universidad de Toronto para el estudio de masas tabulares. Está basado en el método matemático de la discontinuidad del desplazamiento y se adapta bastante bien a las características geotécnicas de la explotación de Masa 2.

Se parte del modelo geométrico de la excavación, disposición de la masa y de las propiedades geomecánicas del material, con lo que se llega a determinar la distribución tensional normal en los macizos dejados.

La carga considerada sobre los pilares se ha tomado como la máxima existente en el núcleo de los mismos, considerado éste exceptuando 1 m de perímetro en los hastiales. En este perímetro, que se considera más o menos afectado por las propias voladuras, se admite la rotura o plastificación de la roca.

5.2.1. Estudio paramétrico.

Dada la imposibilidad de determinar con precisión todos los parámetros a introducir en el modelo y su sensibilidad, se ha llevado a cabo un estudio paramétrico para determinar los valores más apropiados a utilizar en el cálculo final. Estos se eligen, de forma conservadora, como los más desfavorables, de forma que las cargas resultantes sean las mayores y que las conclu-

siones que se obtengan estén en todo caso del lado de la seguridad.

Para dicho estudio paramétrico se han corrido con el programa múltiples casos variando los distintos datos a introducir:

- Modelo geométrico de la excavación.
- Módulo de Elasticidad del macizo del techo.
- Coeficiente de Poisson del macizo del techo.
- Módulo de Elasticidad de los pilares.
- Profundidad de la excavación.
- Densidad del material del recubrimiento.
- Altura de las cámaras.
- Buzamiento de la explotación.
- Ratio de tensiones naturales (PH/PV).

Dentro de los distintas fases de la explotación, evaluables independientemente con el programa, se ha elegido la fase final en la que la apertura es total.

La altura de la excavación se considera constante a lo largo de las cámaras, ya que esto es una imposición del programa, pero se considera la situación en que los pasos por los pilares también se realizan a la altura total de cámara. Esto hace que quede aislado en el modelo un **pilar poste** en el centro de la explotación, que será el que reciba mayores cargas y, por tanto, el que será objeto del estudio.

La **profundidad** de la explotación es de **355 m**. El **buzamiento** de la masa explotada, y por tanto de la apertura, es de **10°**. Asimismo, se han mantenido fijos, por su menor influencia sobre la carga de los pilares, los siguientes parámetros:

- Coeficiente de Poisson del macizo de techo = 0,24.
- Densidad del material del recubrimiento = 0,029 MN/m³.

A) Influencia de los Módulos de Elasticidad:

De los valores relativos de los módulos de Young de los pilares y del techo, depende en gran medida la carga soportada por los pilares. De aquí la importancia de conocer con precisión sus valores. De la última "Caracterización Geomecánica de la Mina Sotiel" realizada se desprende que E_{pizarra} es 10.000 MPa y E_{mineral} oscila entre 20.000 y 30.000 MPa, según el tipo de pirita.

Dada la variabilidad de los datos referentes al mineral (pilares) y de que el techo no es en realidad sólo pizarra, sino que también mineral, se les ha atribuido un rango adecuado a analizar con el modelo para el E_{techo} y el E_{pilar} . Las conclusiones obtenidas son:

- a) A mayor E_t menos se deforman los estratos del techo y, por tanto, menos presión transmiten al pilar.
- b) A mayor E_p , lo que indica que los pilares son menos deformables, éstos reciben mayor carga.

Por tanto, cuando menor es el E_{techo} y mayor el E_{pilar} es cuando la transmisión de carga del recubrimiento hacia los pilares es mayor, lo que constituye el caso más desfavorable. Así, los valores retenidos para el cálculo final son:

$$E_t = 8.000 \text{ MPa.}$$

$$E_p = 25.000 \text{ MPa.}$$

En el primero, no es el valor mínimo del rango porque se conoce que el módulo de las pizarras es mucho mayor y que además parte del techo es mineral (de mayor E). En el segundo, se toma el valor medio del rango, ya que la variación dentro del mismo de la tensión sobre los pilares es menor del 2%.

B) Influencia del ratio de tensiones naturales.

El modelo atribuye una tensión vertical igual a la presión de recubrimiento:

$$P_v = H_R * d_R = 355 \text{ m} * 0,029 \text{ MN/m}^3 = 10 \text{ MPa.}$$

donde H_R es la profundidad y d_R la densidad del recubrimiento.

El rango de variación del ratio Ph/Pv, según medidas de tensiones naturales realizadas en Sotiel, está dentro de 2 y 3. En los distintos casos corridos, con ratios desde 1 hasta 4, se ha apreciado lo siguiente:

- a) Cuando los pilares son muy esbeltos ($H > 1,5 W$), o sea, mayores de 12 m, la repercusión del confinamiento horizontal es despreciable.
- b) Cuando los pilares son poco esbeltos, la tensión de confinamiento influye positivamente en la carga sobre los pilares.

Por tanto, se toma como más desfavorable el caso de menor tensión de confinamiento dentro del rango posible: ratio **Ph/Pv = 2**.

5.3. Coeficientes de seguridad

Para el cálculo final de carga sobre los pilares se utilizan los valores retenidos en el estudio precedente como los más desfavorables. Para ello se han corrido nuevos casos variando ahora la altura de los pilares.

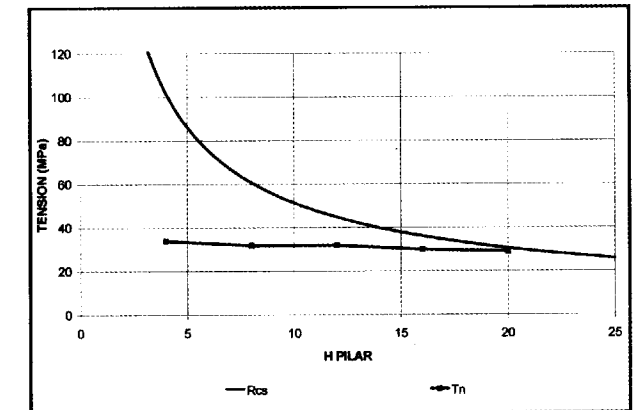


Figura 5.—Tensión y resistencia de los pilares

En el gráfico de la figura 5 se compara la resistencia de los pilares con la carga resultante sobre los mismos para una altura dada, considerando ésta última como la máxima en el núcleo del pilar central. Esta relación constituye el **coeficiente de seguridad**:

$$F_s = R_{cs} / T_N$$

El gráfico siguiente muestra la variación de dicho coeficiente de seguridad en el rango de alturas de cámara —o pilar— de la explotación.

El coeficiente de seguridad es en todo caso mayor que 1, siendo para el entorno de 12 a 16 m de altura de cámara, que es el rango más representativo, **de 1,2 a 1,4**.

Estos coeficientes de seguridad son conservadores ya que corresponden a los casos más desfavorables a considerar en un modelo teórico de la explotación de Masa 2:

- a) Los parámetros geomecánicos se han elegido como los más desfavorables de cara a la estabilidad de los pilares.

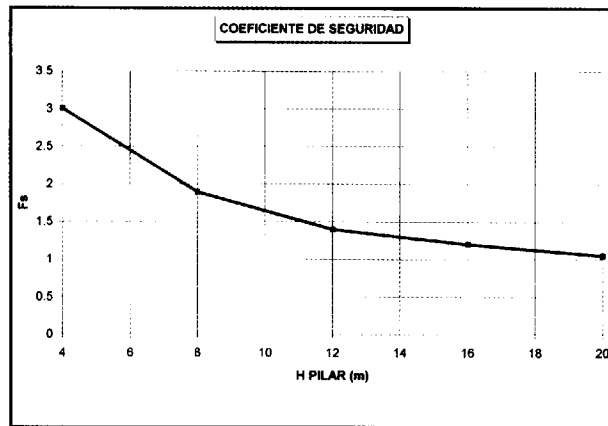


Figura 6.—Coeficiente de seguridad de los pilares

- b) Para cada altura considerada, se supone que toda la explotación fuese de esa altura.
- c) Se ha supuesto que se realizan también a dicha altura los pasos por los pilares.
- d) Se ha considerado como carga sobre los pilares la del pilar más sobrecargado: el que queda aislado en el centro de la explotación.

6. METODO DE EXPLOTACION.

Para realizar la explotación se pensó en arrancar mediante realce el mineral existente entre las galerías que ya se tenían desarrolladas en el nivel 600 y el techo del mineral para así aprovechar estos desarrollos ya realizados, y mediante banqueo el mineral existente al sur de la galería general del Este. Se tendrían así dos zonas de explotación en una misma cámara: una por realce y otra por banqueo, que se desarrollaban a partir de la galería general del Este. En la vertical de confluencia de ambas zonas se realizaba desde el nivel inferior una chimenea, que posteriormente se rasgaba hasta la anchura total de la cámara, para generar los frentes libres iniciados de las voladuras de realce y banqueo.

6.1. Explotación por realce

La explotación por realce requirió el franqueo inicial de las galerías del nivel 600 para alcanzar la anchura de 12 m definida para las cámaras y, posteriormente, realizar las perforaciones de sostenimiento, producción, así como las voladuras.

La perforación para sostenimiento, vertical ascendente a 51 mm de diámetro nos permitió conocer, al tener que introducirse 5,5 m en la pizarra de techo, la cota de contacto entre el mineral y la pizarra de techo; se pudo así definir de forma muy precisa la longitud de perforación de los barrenos de producción y asegurar que se dejaba en el cielo de la explotación la capa de mineral de 2 m de espesor para asegurar su estabilidad.

TABLA III
Rendimientos de la explotación por realce

LABOR	PERFORACION t/m	VOLADURA		
		GOMAS gr/t	ANFOS gr/t	TOTAL gr/t
Peforación de Jumbo	4,20	16	266	292
Realce	14,90	59	101	160
Sostenimiento	11,70			

La perforación para producción se realizó a longitud variable para adaptarse al contacto de techo, con diámetro de perforación de 70 ó 64 mm dependiendo de la profundidad de los barrenos, mallas de 2,2 x 2,4 m y 2,5 x 2,7 m y con un recorte de los pilares a 64 mm de diámetro para mejorar la estabilidad de la cara de éstos después de las voladuras. En la perforación de producción se utilizó, para tratar de disminuir las desviaciones, una sarta de tubos Fi 38-Rd 56-Fi 38.

Para la realización de las voladuras se utilizó goma 2 EC como carga de fondo y nagolita a granel, introducida neumáticamente, como carga de columna, así como cordón detonante a lo largo de los barrenos e iniciación en cabeza mediante detonadores no eléctricos.

Los principales rendimientos obtenidos del arranque del mineral en la zona de realce aparecen en la Tabla III.

6.2. Explotación por banqueo

Para la explotación por banqueo, y una vez realizada la galería que nos situaba en la cota definida como nivel de cabeza, se procedió a abrir mediante perforación de Jumbo las cámaras a la anchura definida de 12 m, y, posteriormente, se

realizó la perforación de sostenimiento, producción, así como las voladuras.

Los barrenos para el sostenimiento del cielo de las cámaras fueron de longitud bastante inferior a los realizados en la zona explotada por realce, pues el nivel de cabeza se situó en cota próxima al techo de pizarra, pero siempre asegurando que se dejaba una capa de mineral de como mínimo 2 m de espesor en el cielo de la cámara para asegurar su estabilidad.

TABLA IV
Rendimientos explotación por banqueo

LABOR	PERFORACION t/m	VOLADURA		
		GOMAS gr/t	ANFO gr/t	TOTAL gr/t
Peforación de Jumbo	6,20	55	384	439
Realce	24,30	81	120	201
Sostenimiento	37,00			

Para la perforación de producción se utilizaron barrenos verticales de 102 mm de diámetro, realizados con una máquina Simba H-4353 provista con martillo COP 4050 EX y utilizando una sarta de tubos TAC 76 - TC 58, en malla de 3,5 x 4,0 m. Al igual que en la zona de realce se realizó un recorte de los pilares para mejorar la estabilidad de éstos después de las voladuras.

Para la realización de las voladuras se utilizaron gomas como carga de fondo y nagolita a granel como carga de columna, y se realizó la iniciación mediante detonadores eléctricos cebados en el fondo.

Los rendimientos obtenidos en el arranque del mineral en la zona de banqueo aparecen en la Tabla IV.

7. COSTES OPERATIVOS

Un estudio comparativo de los costes operativos de ambas zonas muestra una clara diferencia favorable a la explotación por banqueo.



Fig. 7.—Método de explotación.

realizó la perforación de sostenimiento, producción, así como las voladuras.

Los barrenos para el sostenimiento del cielo de las cámaras fueron de longitud bastante inferior a los realizados en la zona explotada por realce, pues el nivel de cabeza se situó en cota próxima al techo de pizarra, pero siempre asegurando que se dejaba una capa de mineral de como mínimo 2 m de espesor en el cielo de la cámara para asegurar su estabilidad.

TABLA IV
Rendimientos explotación por banqueo

LABOR	PERFORACION t/m	VOLADURA		
		GOMAS gr/t	ANFO gr/t	TOTAL gr/t
Peforación de Jumbo	6,20	55	384	439
Realce	24,30	81	120	201
Sostenimiento	37,00			

Para la perforación de producción se utilizaron barrenos verticales de 102 mm de diámetro, realizados con una máquina Simba H-4353 provista con martillo COP 4050 EX y utilizando una sarta de tubos TAC 76 - TC 58, en malla de 3,5 x 4,0 m. Al igual que en la zona de realce se realizó un recorte de los pilares para mejorar la estabilidad de éstos después de las voladuras.

Para la realización de las voladuras se utilizaron gomas como carga de fondo y nagolita a granel como carga de columna, y se realizó la iniciación mediante detonadores eléctricos cebados en el fondo.

Los rendimientos obtenidos en el arranque del mineral en la zona de banqueo aparecen en la Tabla IV.

7. COSTES OPERATIVOS

Un estudio comparativo de los costes operativos de ambas zonas muestra una clara diferencia favorable a la explotación por banqueo.

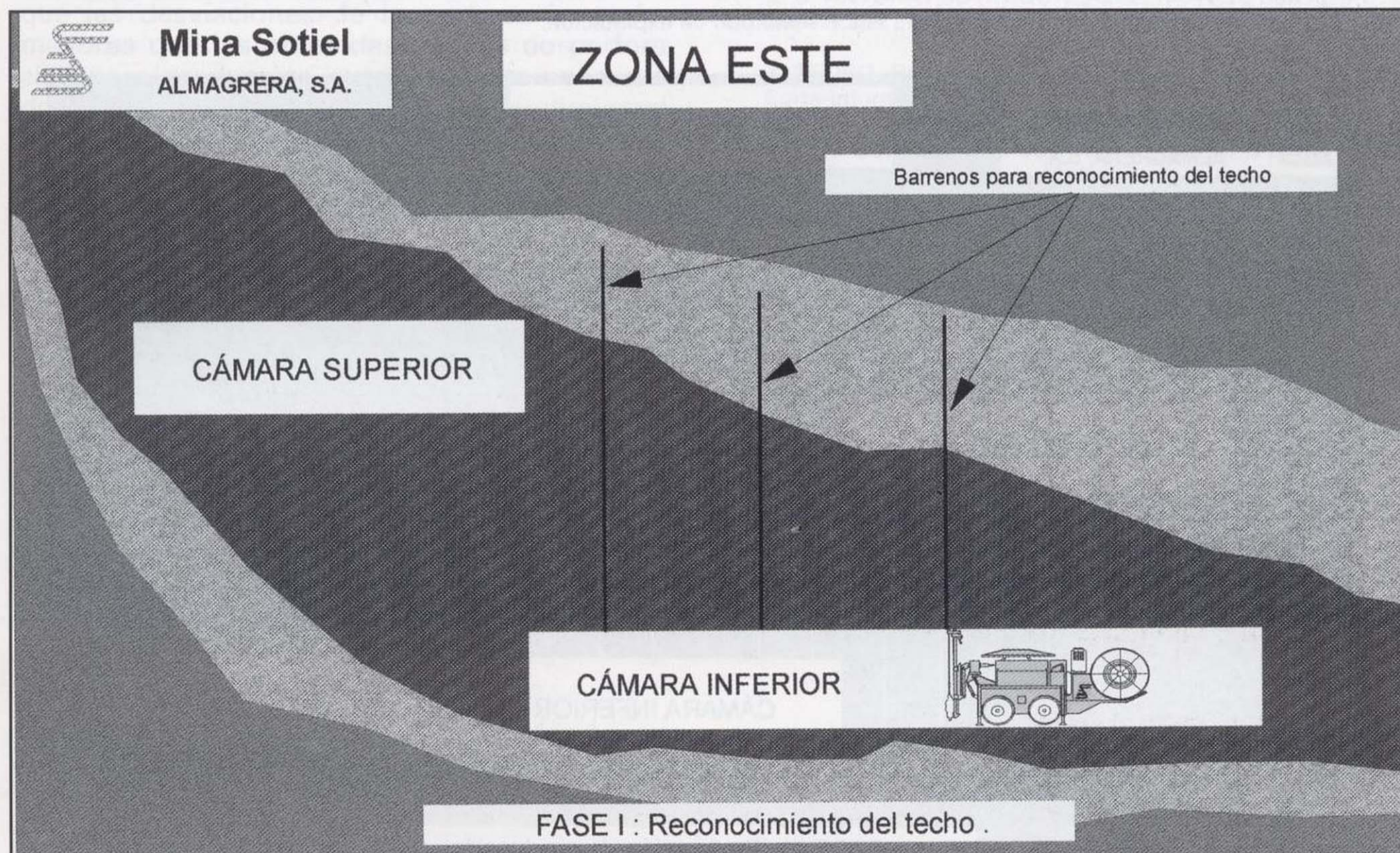


Fig. 7.—Método de explotación.

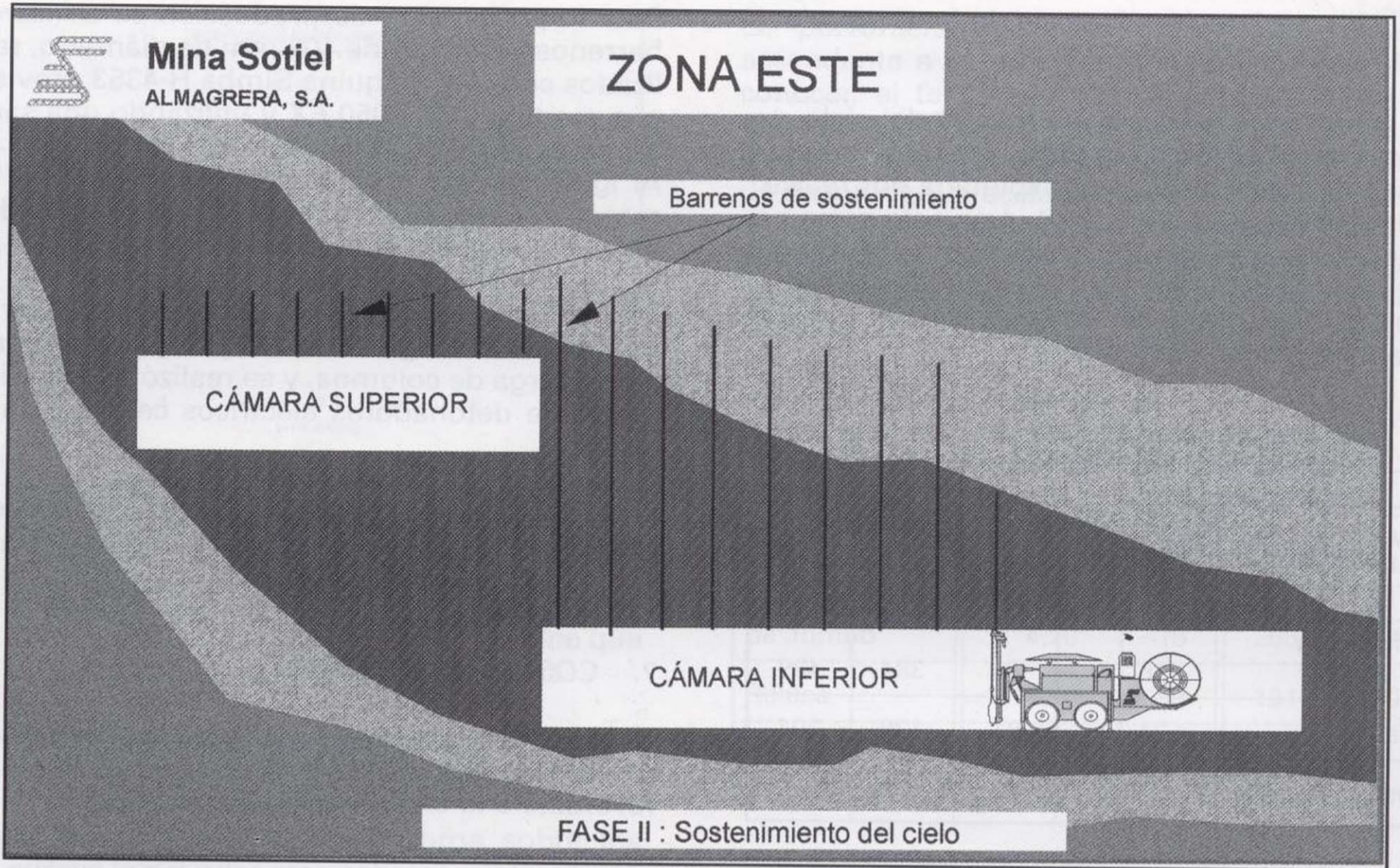


Fig. 8.—Método de explotación.



Fig. 9.—Método de explotación.

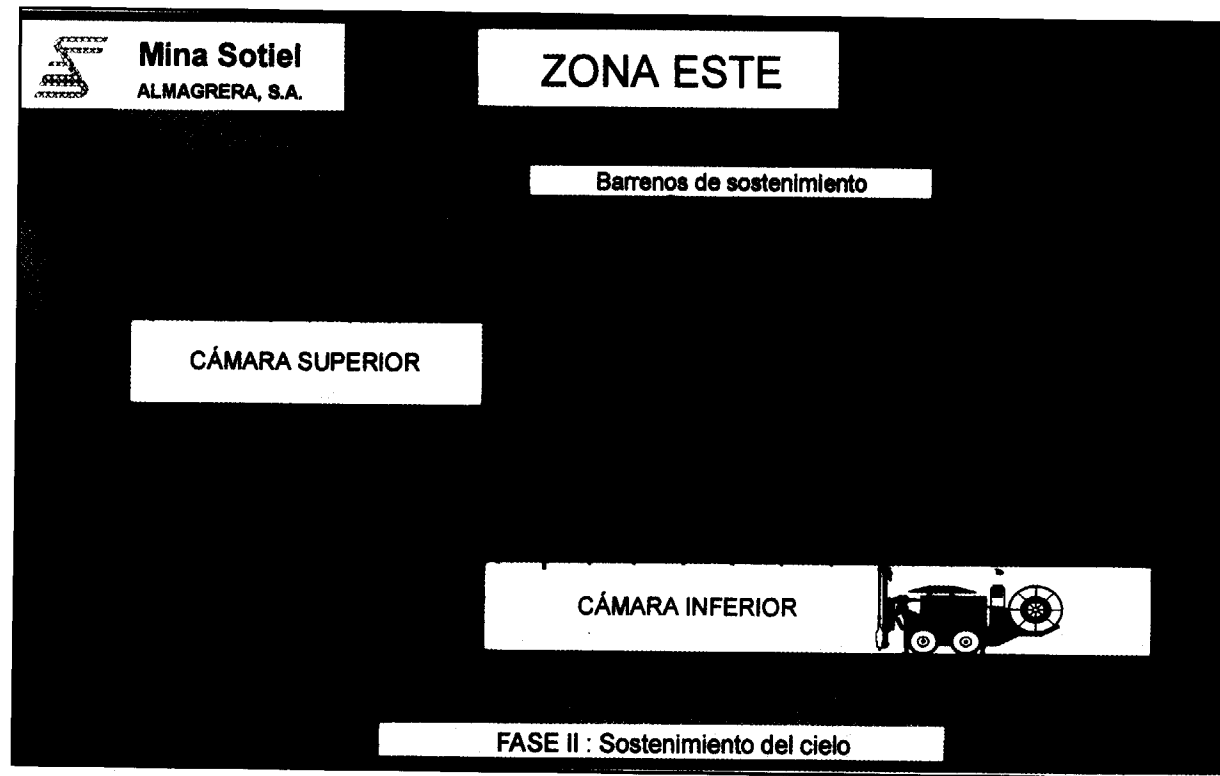


Fig. 8.—Método de explotación.

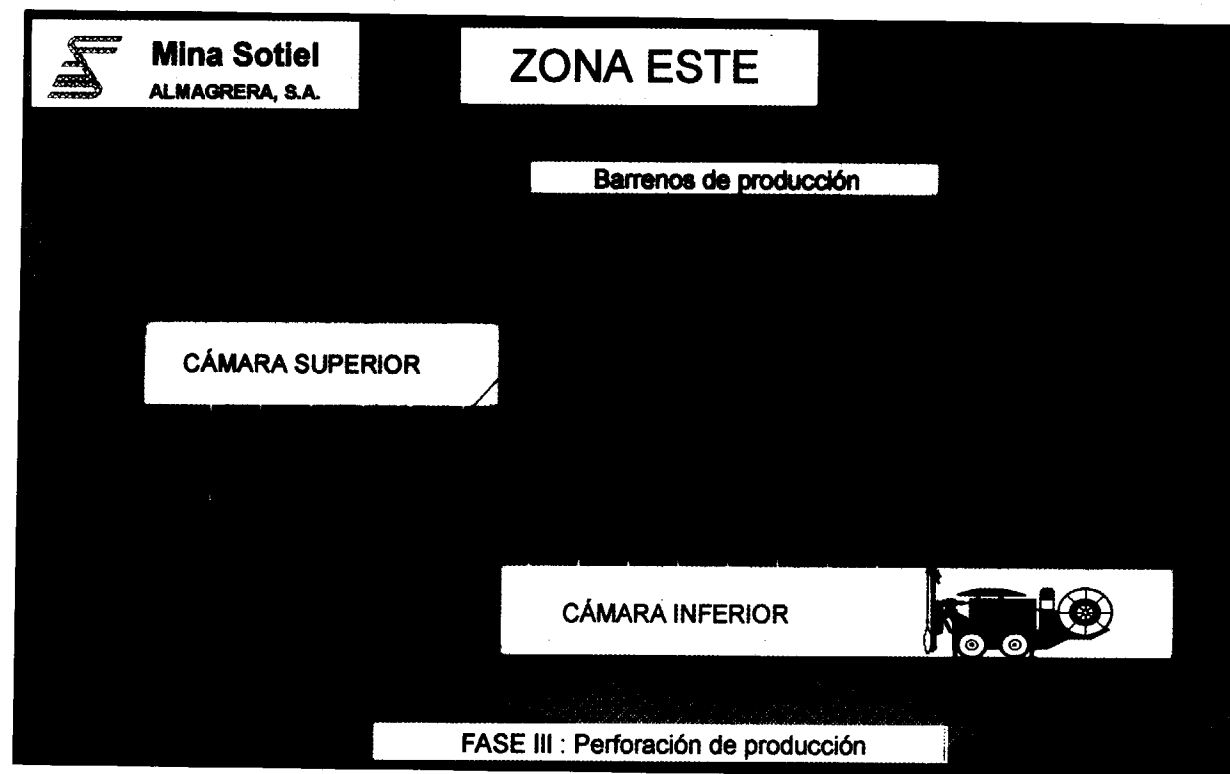


Fig. 9.—Método de explotación.

TABLA V
Coste unitario banqueo

	COSTE ESPECIFICO (ptas/t)	COSTE DE EXPLOTACION (ptas/t)
Perforación de Jumbo	313	105
Voladura de Jumbo	252	85
Perforación de banqueo	69	46
Voladura de banco	111	74
Sostenimiento	95	63
Carga y transporte	311	311
TOTAL		684

La diferencia viene dada, principalmente, del mayor coste de sostenimiento en la explotación por realce al ser los barrenos de bastante mayor longitud al tener que atravesar la capa de mineral, que posteriormente se va a realzar, para poder alcanzar el techo de pizarra; otro punto que incide en este mayor coste, aunque en menor medida, es el haber utilizado (pensando que las desviaciones de la perforación serían mayores que las obtenidas) mallas de perforación para producción excesivamente conservadoras, lo que ha originado unos rendimientos específicos de arranque (t/m perforado) excesivamente bajo.

TABLA VI
Coste unitario realce

	COSTE ESPECIFICO (ptas/t)	COSTE DE EXPLOTACION (ptas/t)
Perforación de Jumbo	166	38
Voladura de Jumbo	205	47
Perforación de realce	124	96
Voladura de realce	104	80
Sostenimiento	303	234
Carga y transporte	311	311
TOTAL		606

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. SALAMON M. D. G. AND ORAVECZ K. I.: Rock mechanics in coal mining (Johannesburg:Chamber of Mines of South Africa, 1976).(P.R.D. Series nº. 198).
2. HEDLEY D. G. F.: Design guidelines for multi-seam mining at Elliot lake. CANMET Rep. 78-9, April 1978, 25 p.
3. J. ANTONIO BOTÍN GONZÁLEZ: Proyecto de Explotación Sotiel-Este. Estudio preliminar. Septiembre 1993.
4. PEDRO RAMÍREZ OYANGUREN: Explotación Masa 2. Carta-informe diciembre 1994.
5. J. H. CURRAN, B. T. CORKUM AND J. A. WYLLIE: EXAMINETAB. Versión 0.9. July 1990.

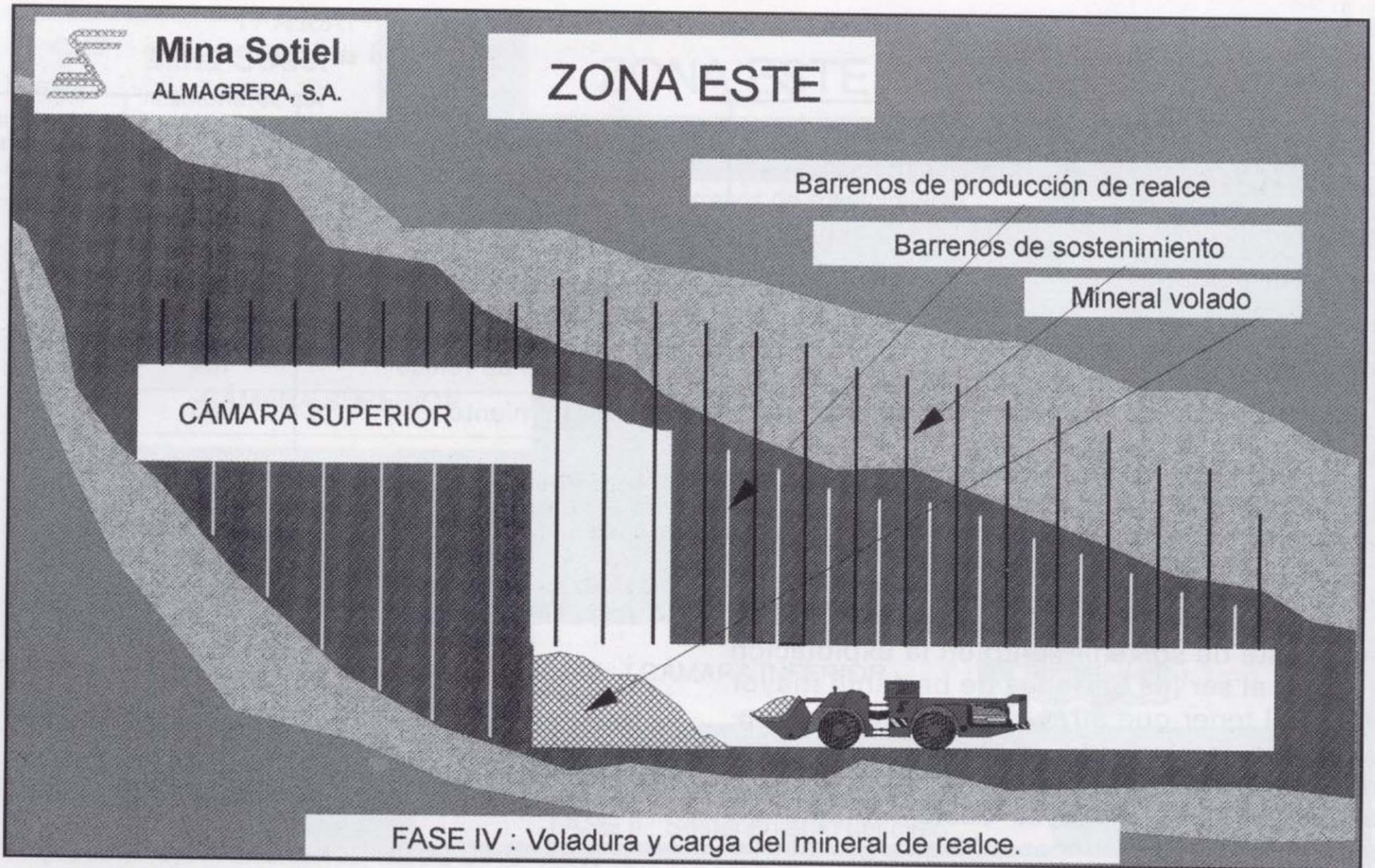


Fig. 10.—Método de explotación.

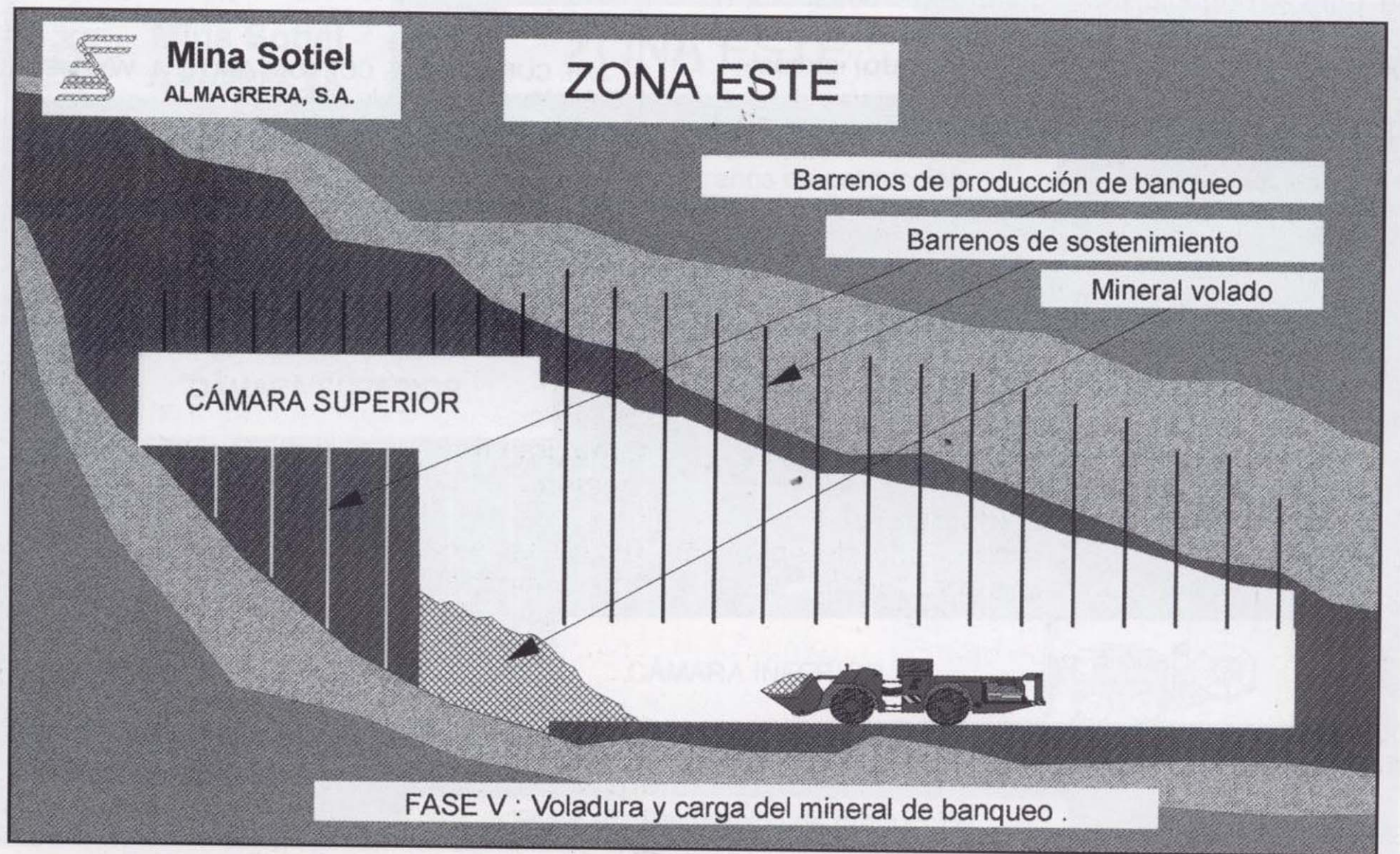


Fig. 11.—Método de explotación.

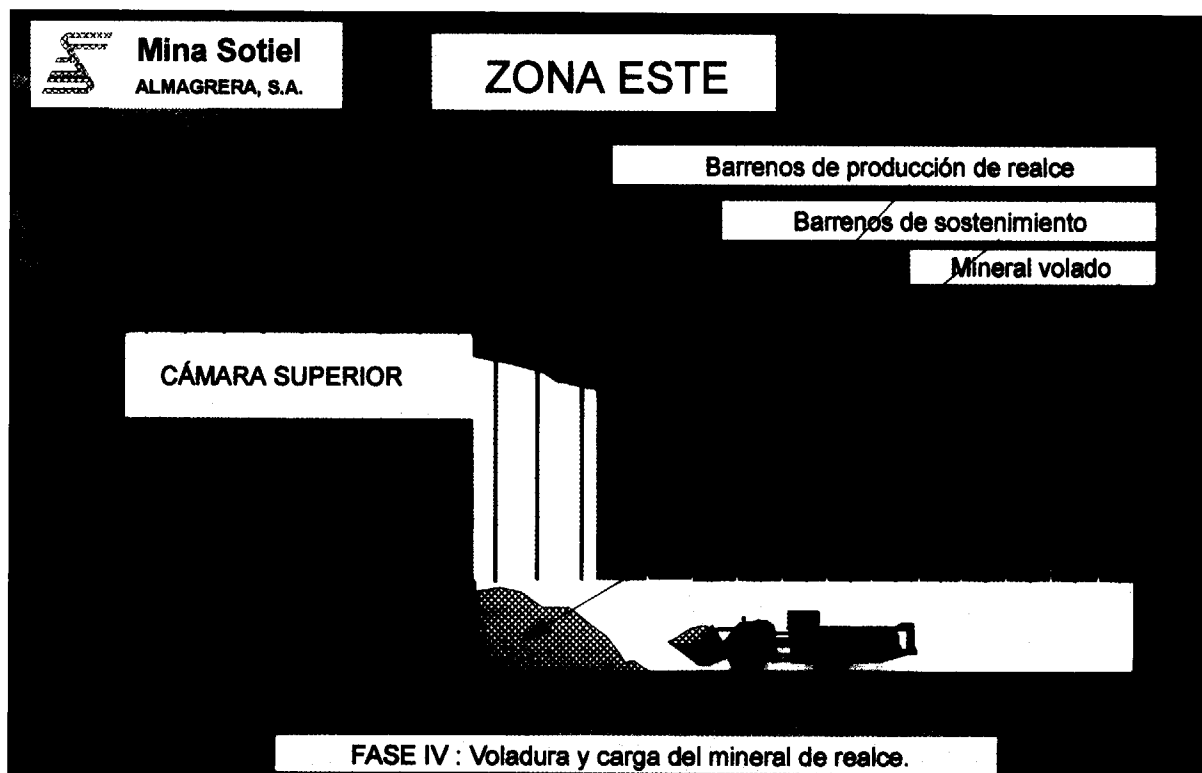


Fig. 10.—Método de explotación.

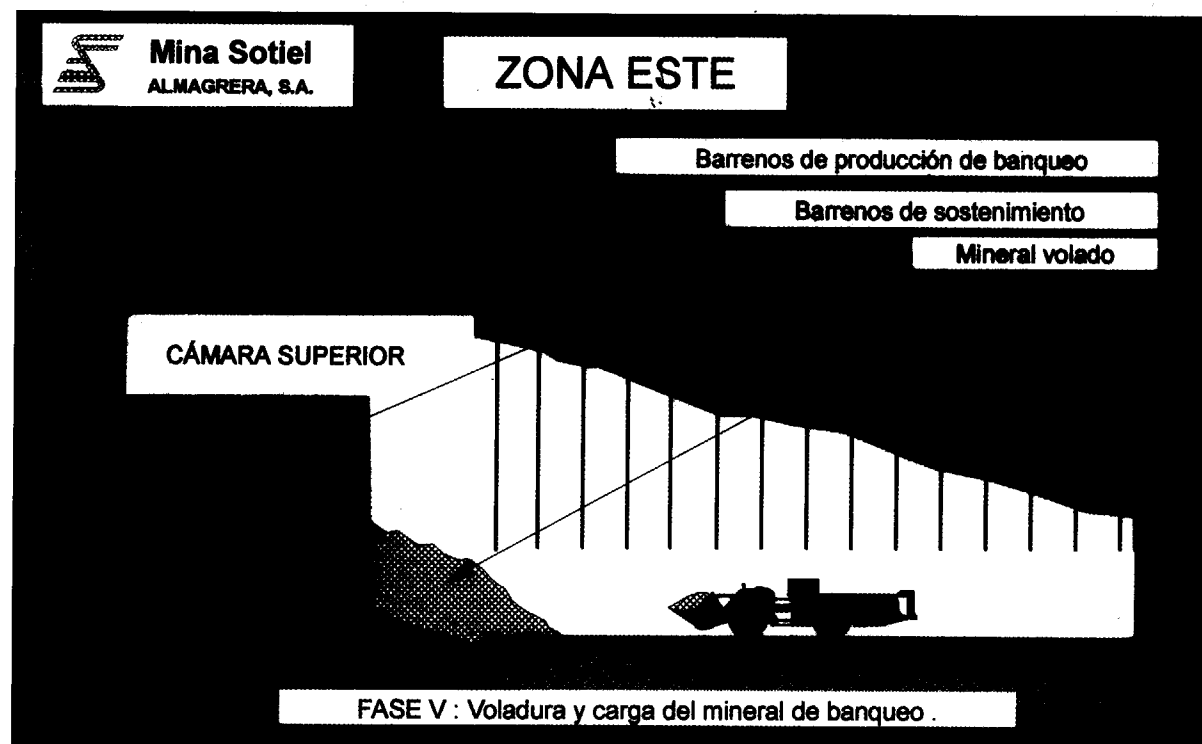


Fig. 11.—Método de explotación.

Intelligent Mine Technology Program

Por P. LAPPALAINEN (*)

RESUMEN

Con vistas lograr la automatización de una mina, es de vital importancia la cooperación entre explotaciones mineras, institutos de investigación y otras industrias. Sin embargo, la automatización debería cumplir con las necesidades y exigencias de la explotación, paso a paso y teniendo en cuenta que allí se desarrolla una actividad humana. De no ser así, este intento estará destinado al fracaso. Los programas de tecnología de "mina inteligente" se han basado en este principio. Se han investigado las necesidades de automatización más críticas para las minas finlandesas y, una vez realizado este estudio, se ha creado un programa de automatización de mina en estrecha colaboración entre explotaciones activas, fabricantes de maquinaria minera e institutos de investigación. Hoy día, los requerimientos más importantes son los derivados de la aplicación de la automatización en áreas en las que, en un futuro próximo, tendrá un efecto positivo sobre la rentabilidad de la explotación. Estas áreas son: dirección de la mina en tiempo real, automatización de la maquinaria y mantenimiento. Asimismo, el programa incluye el desarrollo de nuevas tecnologías mineras y estudios sobre el comportamiento humano en un contexto de mina automatizada.

Palabras clave: Programa, Información, Mina, Proyecto, Finlandia, Intelligent Mine Program.

ABSTRACT

In order to succeed in mine automation, cooperation between mines, research institutes and other industries is vitally important. Automation should, however, comply with the requirements and needs of the mine, step by step and taking into account the human existence in the mine. Otherwise it will be bound to fail. The "Intelligent Mine" technology programs has been based on this principle. The most critical automation requirements for Finnish mines have been investigated, and once realized, a mine automation program was created with close cooperation between mines, the mine machine manufacturers and research institutes. The most essential requirements today are to apply automation in areas which, in the near future, will have an effect on the profitability of the mine. These areas are real-time management of the mine, machine automation and the automation of production maintenance. In addition the program includes development of new mining technologies and studies on human behavior in an automated mine environment.

Key words: Programs, Automation, Mines, Projects, Finland, Intelligent Mine Program.

INTRODUCTION

In September 1992 the Mine Automation Group, comprising members of the mining industry, mining machinery manufacturers, the Laboratory of Rock Engineering of the Helsinki University of Technology, and the Technology Development Center of Finland (TEKES), started a five-year technology development program named "Intelligent Mine". The purpose of this program is to introduce automation into the most critical areas of hard rock mining to increa-

se productivity and lower mining costs in hard rock mines over a relatively short time and at the same time improve the safety and working environment.

The critical areas are considered to be in the real-time management of the mine, maintaining machinery at high utility levels and automation of hazardous activities. The development program has been formed in close cooperation between the mining industry and mining machine manufacturers and the emphasis is on the primary requirements of the mines. The practical development work is done in a real mining environment with the assistance of the mine personnel. The total budget of approximately 15 million

(*) Outokumpu Metals & Resources Oy. Mine Technology Group, General Manager. Finland.

USD is provided equally by participating industry representatives and the Finnish state (TEKES).

PROGRAMMING

This five-year technology development program is a beginning for future development which will lead to a concept of the "Intelligent Mine" - an automated high-technology mine with automated processes and autonomous or tele-operated machinery which is controlled in real-time to provide the best possible economical production according to the internal and external conditions. The basic elements of an intelligent mine have been considered as:

- * Mine-wide information and data acquisition systems;
- * A high-speed, two-directional, mine-wide communication and information systems network for real-time monitoring and control;
- * Computerized information management, mine planning, control and maintenance systems;
- * Autonomous and tele-operated machinery and equipment connected to the mine-wide communication networks;
- * Communication and monitoring systems to other mines within a company, machine manufacturers and public networks.

Not all these elements can be implemented in five years. Therefore the development will be done gradually according to the priority requirements of the mines an step by step to avoid "bottlenecks" in the total production process (Fig. 1). The automation process continues in such a manner that each automated function can easily be integrated into the next in the chain, and into the whole mining system.

The research and development work has been divided into four main areas:

- * The real-time management of resources and production;
- * Machine automation;
- * Automation of production methods and production maintenance;
- * Safety and training.

Each of these areas contains R&D projects which together form the most important development

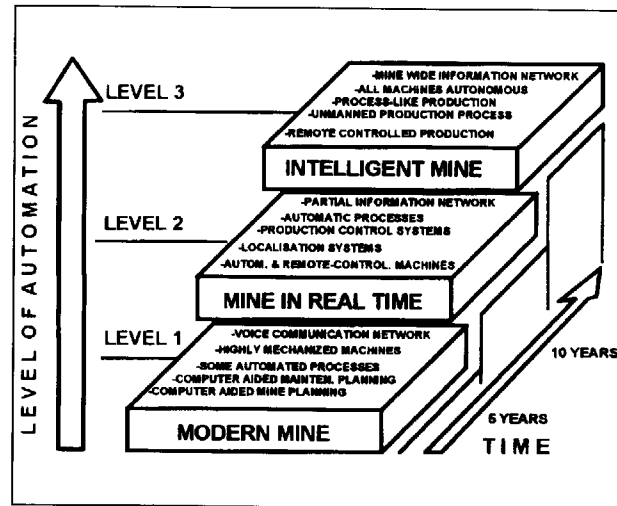


Figure 1: Development steps towards the Intelligent Mine.

needs of this particular area in mine automation; taken together, the areas form the essential backbone for the further development of the intelligent mine.

Under the real-time management of resources and production are projects which constitute

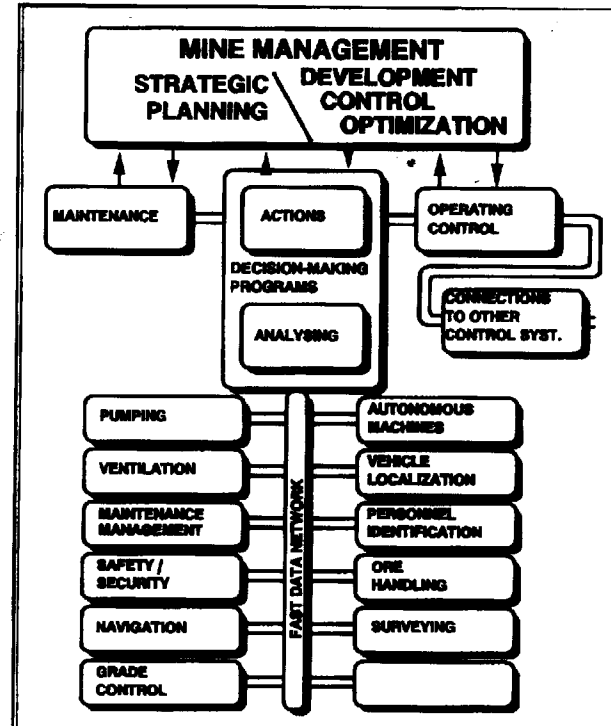


Figure 2: Illustration of system in real-time management of resources and production.

information acquisition, communication and information transfer as well as the processing and utilization of this information for management purposes. This area of development has the most important role in mine automation. It also contains the major part of the application of computers in mine-wide production planning and control.

The machine automation development area contains the R&D projects of the mine machinery manufacturers. These projects include development of fault diagnostics and data acquisition systems incorporated within the machines, as well as the automation of machine functions and operation. The development of new machine constructions such as a mobile underground crusher, an automatic LHD machine, an automatic haulage truck, charging equipment and shotcreting equipment are included.

The automation of production methods and production maintenance covers a large area in the automation program. It constitutes such fields as machine maintenance, electrification, new mining methods and mine profitability analysis.

An important area of research in the mine automation program is human behavior. Automation will bring new hazards of accidents and this will have an effect on work motivation. Although safety has been taken into account within each development project, the human role in the automated environment, especially in a mine, has not yet been extensively studied. In this part of the program the methods and tools for introducing automation into a mine are developed.

The Intelligent Mine Technology Program is a flexible program. Although the projects and budgets were fixed at the beginning, the priorities and the schedule can be changed according to the present requirements of the mines. Now the program contains 28 projects. Some of them might be delayed or removed and new projects can be created as required. The R&D projects and their implementation schedule is shown in figure 3.

IMPLEMENTATION OF THE TECHNOLOGY PROGRAM

The Intelligent Mine Technology Program has been planned and is implemented by the following companies and organizations:

- * Technology Development Center (TEKES) of Finland;
- * Outokumpu Metals & Resources Oy
- * Tamrock Oy;
- * Tamrock Loaders (ARA Inc.);
- * Orion Corporation Normet;
- * Lokomo Oy;
- * Helsinki University of Technology, Laboratory of Rock Engineering.

These form the consortium of the Intelligent Mine Technology Program.

The Technology Development Center is a state organization which finances product development projects and programs for Finnish industry. Its role in the Intelligent Mine Program is mainly to provide financing. Of the total budget it finances approximately 50 % by grants or risk loans which are provided directly for individual projects.

Outokumpu Metals & Resources Oy represents the mining industry and is responsible for the majority of the projects. These cover the automation requirements in the management and control of the mine activities and new mining technologies. The company also provides the test sites for the product and systems development in the Outokumpu mines.

Lokomo Oy (a Nordberg Group Company) has responsibility for development of crushing, sorting and material conveying. It also works in cooperation with the other machine manufacturers in the development of maintenance and control systems for mining equipment.

Tamrock Oy is responsible for development and automation of drilling machinery and the development of drilling techniques. The projects include the further development of computer-assisted development and production drilling both underground and on the surface.

Tamrock Loaders (ARA Inc.) is responsible for developing and automating mine loaders and trucks. It is also in charge of developing machine navigation and tele-operation of moving mining equipment.

Orion Corporation Normet specializes in utility vehicles, charging equipment and shotcreting machines. Its know-how will be utilized in the development and automation of material hand-

MAIN AREAS OF RESEARCH AND DEVELOPMENT	RESEARCH AND DEVELOPMENT PROJECTS	REALIZATION SCHEDULE					
		1992	1993	1994	1995	1996	
1. Preparatory projects of the technology programme	1.1 Defining of new applicable technology	█	█				
	1.2 Defining the testing locations for the research and development projects	█	█				
	1.3 Requirement and need determination		█				
	1.4 The coordination of the technology programme		█	█	█	█	
The real time control of resources and production	2. Data acquisition		█	█	█	█	
	3. Data transfer	3.1 Underground telecommunications systems		█	█	█	█
		3.1.1 Underground informations systems network		█	█	█	█
		3.1.2 Mine telecommunications/network control / monitoring		█	█	█	█
3.2 High-speed information systems network			█	█	█		
4. Data processing and utilization	4.1 Computer systems for real time production control of a mine		█	█	█	█	
	4.1.1 Information systems study		█	█	█	█	
Machine automation	5. Automation of machine functions	5.1 Underground charging		█	█	█	
		5.1.1 Condition control of utility machines		█	█	█	
		5.2 Fully electric LHD-machine		█	█	█	
		5.3 Modification of loader for unmanned operation		█	█	█	
		5.4 Automated trolley line powered haulage truck		█	█	█	
		5.5 Underground mobile crushing system		█	█	█	
	5.5.1 Control and condition control of crushing plants		█	█	█		
	5.6 Automatic shotcreting manipulator		█	█	█		
	6. Machine navigation	6.1 Navigation of mobile equipment		█	█	█	
	7. Automatic systems of machines	7.1 Modular automatic systems		█	█	█	
		7.2 Fault diagnostics		█	█	█	
Automatization of production and production maintenance	8. Electrification of mines	8.1 Electrical distribution network of fully electrified mine		█	█	█	
	9. Maintenance	9.1 Intelligent production and condition monitoring		█	█	█	
		10. Mining and process technology	10.1 Drifting in underground mine		█	█	█
	10.2 Production drilling		█	█	█		
10.3 Automatic loading		█	█	█			
10.4 New ore hoisting methods		█	█	█			
10.7 The effect of new techniques on the profitability of the mine		█	█	█			
10.8 Mining as a process		█	█	█			
11. Safety and training	11.1 The effect of mining automation on safety and work motivation		█	█	█		

Figure 3: The research and development projects and their realization schedule in the Intelligent Mine Program as of May 1, 1995.

ling systems, charging machinery and reinforcing machinery.

Helsinki University of Technology, Laboratory of Rock Engineering is responsible for the total coordination of the program. It is also responsible for R&D projects concerning the profitability analysis of new mining techniques and the research work on human behavior and safety.

Although the individual project organizations work independently, the integration of the developed systems and products within the Intelligent Mine concept needs very precise cooperation between the project organizations.

Besides the companies and organizations belonging to the IM-program consortium, the project organizations are composed of cooperating firms and research institutions which have the technology or know-how applicable in the project. These work as specialists or contractors paid by the project (Fig. 4).

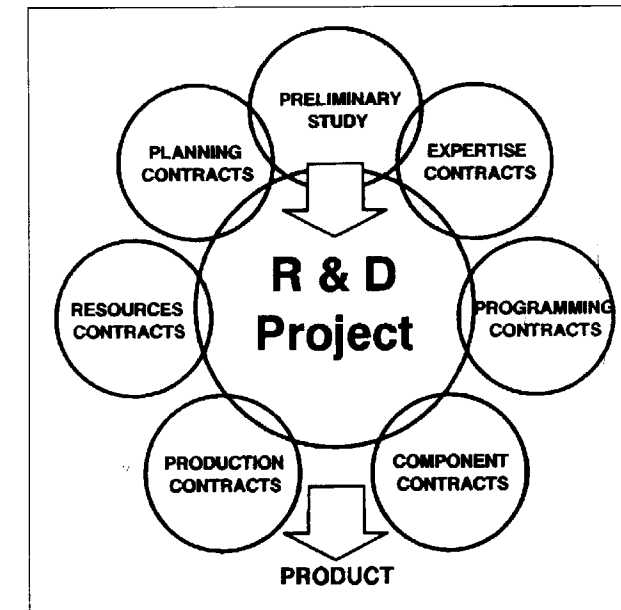


Figure 4: Formation of project realization group in the Intelligent Mine Technology Program.

The individual machinery or systems developed, as well as the whole Intelligent Mine concept, will be commercial products and marketed in the future as the products of the IM-program.

THE PROJECTS IN PROGRESS

The technology program has now been carried out for three years. Twenty-four main projects of the 28 projects planned have been started. Six main projects and six sub-projects have been commenced. The program is following well the time scheduling.

Outokumpu Metals & Resources Oy - Mine Technology Group - is currently running five projects:

OMS-logg geophysical logging system for grade control (2.1) and "Crane Hoisting in Open Pit Mining" (10.4.) are already utilized in Outokumpu Mines - results of the Technology program. "Oretype Mine Process Control" (4.12) can be applied soon to increase mine profitability as well as parts of some other projects, like "Intelligent Production and condition Control (9.1). Mine Telecommunication, "Remote Working using Fast (ATM) Network" (3.1-3.2) are long term projects to ensure competitiveness in 5...10 years time scale in mining technology.

Outside consultant is auditing the Technology Program implementation/goals with recommendations for future on behalf of Tekes. The report is to be delivered in August 1995. The current Intelligent Mine Program is to be completed by the end of 1996.

GEOPHYSICAL DRILL HOLE LOGGING
Outokumpu Metals & Resources Oy/Pekka Lappalainen

Orebody delineation during production is needed to attain minimum waste rock dilution and ore losses. Core drilling is far too slow and expensive for detailed ore boundary detection, especially in irregular or thin orebodies. Therefore geophysical logging of production holes or on-line analysis of drill cuttings are to be developed (projects 2.1 and 2.2. in the IM-program).

An OMS-logg geophysical logging system has been developed by Outokumpu and is already in use in some metal mines. Logging inside percussion drill holes can be done fast by different probes measuring, eg. density, electric conductivity and magnetic susceptibility.

Figure 5 shows how well gamma-gamma density logging can show the ore boundaries at the Tara-Zn-Pb mine in Ireland.

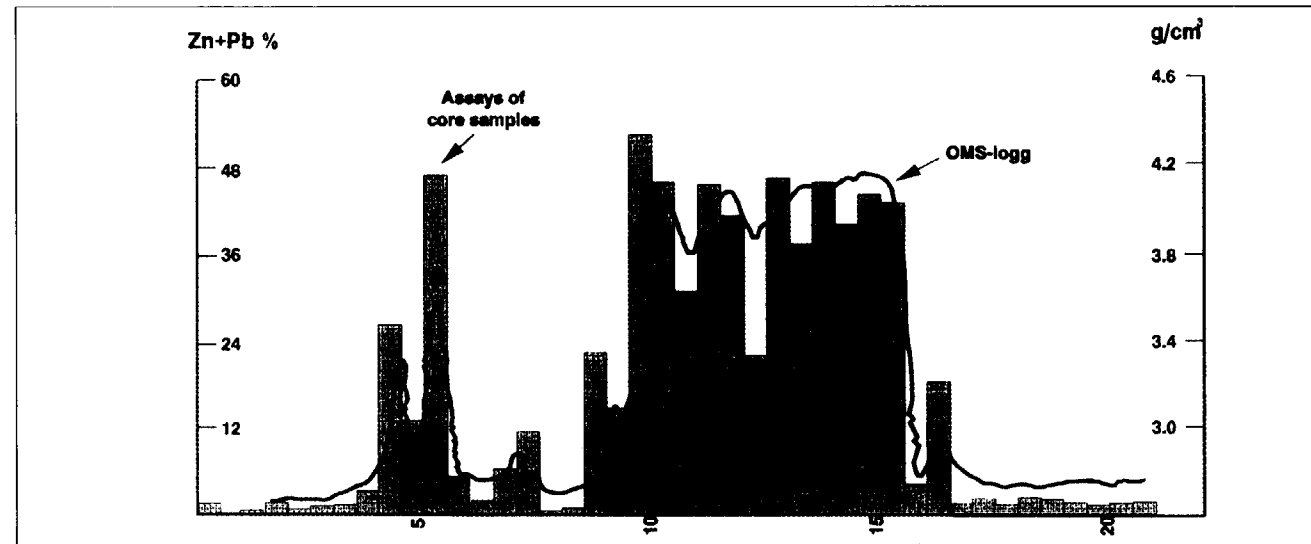


Figure 5: Tara Mine Zn+Pb content versus gamma-gamma density log.

The goal is to further develop geophysical in-the-hole logging so that it can be fully integrated in a drilling jumbo and data networks. Development will proceed step by step, however.

UNDERGROUND TELECOMMUNICATION SYSTEMS

Outokumpu Metals & Resources Oy /Risto Heikkinen

The underground mine communication systems are currently limited mainly to the support of remote controls, wired telephone networks, and radio telephones. As the automation and teleoperation functions become more and more popular, there is an increasingly pronounced need for high-speed digital data and video transmission.

In this project the goals for modern and future mine communications systems have been presented, projecting the progress in mine automation as well as the review of the available communication solutions and mine communication equipment.

The newest radio communication technology and modern communications networking technology are presented from the perspective of utilization in mines. The projects are dedicated to the principles of the new mine network architecture, evaluation criteria, and applicable standards for

mine management and communication protocols.

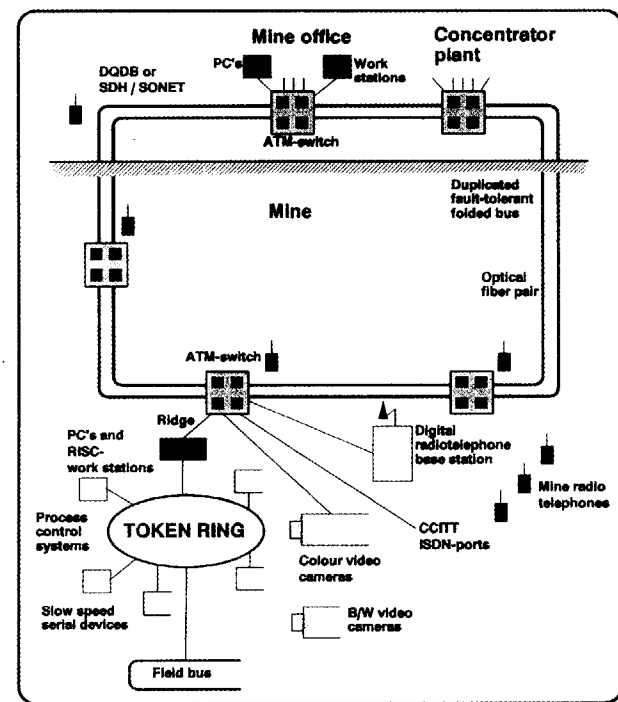


Figure 6: Intelligent mine integrated service communication network (IMIS-Net).

In the area of telecommunication technology some newly developed methods will be introduced, which will also be suitable for the mining

environment. Among these can be mentioned ATM (Asynchronous Transfer Mode) for high-speed multipurpose communication and digitalized and spread spectrum radio telephone systems. The customization of generally used communication technology for mines is feasible and can be a fruitful approach capable of offering new opportunities for the domestic communications industry.

INTELLIGENT CONDITION MONITORING
Outokumpu Metals & Resources Oy
/Pauli Koistinen

"Intelligent condition monitoring" project has continued since the beginning of 1993 aiming at developing an information system to support production control and maintenance.

The objective of this project is to improve the operational reliability of machines with the help of intelligent condition control and fault diagnostics. This is done by combining the know-how of mining machine manufacturers together with the systematic service operations carried out by the operators and maintenance personnel into a process upkeep system.

Integrating maintenance, mine planning and production control activities and presenting them by a scheduling software has proven appropriate. Presenting dependencies by the visual time-table between activities helps the participants in production to realize the consequences if the task chronologically differs from the planned.

The ADP interface of the information system is a desktop where the production and maintenance data related to the mine's production control can be handled, connected and presented. Data management is based on viewed interface for individual users and their needs. The users interface is independent of data base (SQL). Special attention has been paid to characteristics related to information retrieval, sorting and linking.

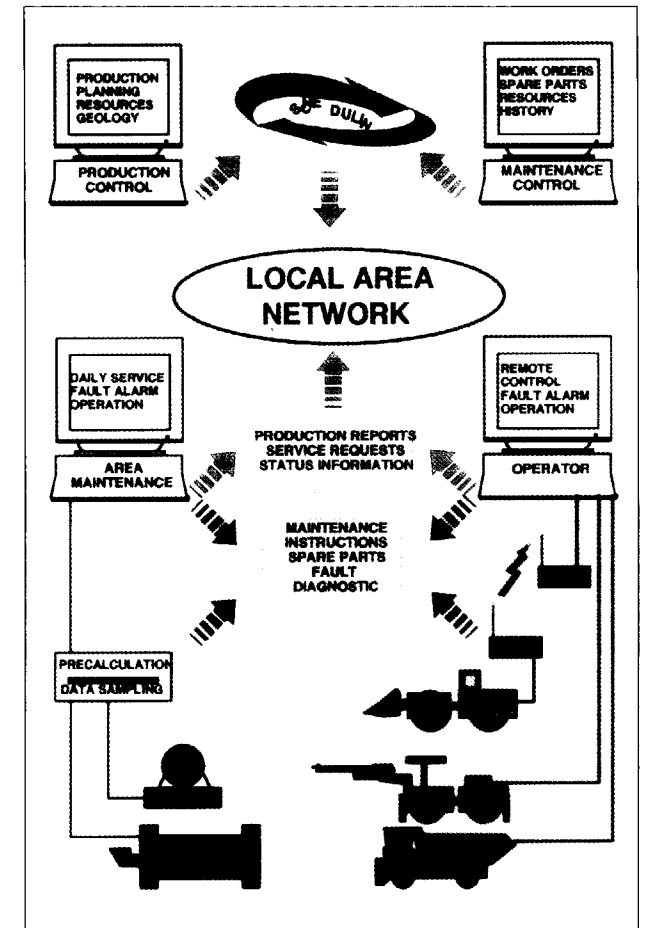


Figure 7: Structure of the intelligent condition control system.

A monitoring test for an LHD loading machine was done to find out the installed condition monitoring and production control equipment's functionality and expediency. At the same time the reliability of data transmission by radio was tested. The target is unmanned, remote controlled production.

Fault diagnostics procedure, instead of locating the fault itself, searches from history data or manufacturer's fault list corresponding faults and by this way helps to identify the fault. Composing a hierarchic structure model for fault diagnostics was started together with equipment manufacturers. The target is not to develop an expert system, rather to collect and present information for decision-making.

REFERENCES

SEPPÄNEN, P. and PUKKILA, J., Intelligent Mine Technology Programme, Mine Mechanization and Automation, Almgren, Kumar & Vagenas (eds), 1993 Balkema, Rotterdam, ISBN 90 5410 314 0.

HEIKKINEN, R. and NIKKILÄ, S., ÄLYKÄS KAIVOS - teknologiahanke. Maanalainen tietoverkko 3.1.1. (Project report 3.1.1, Underground telecommunications), English summary, Outokumpu Metals & Resources Oy, 1993 Outokumpu.

KEMPAS, J. MOBILE Crushers go Underground, Mining Magazine, September 1992.

PUKKILA, J., ÄLYKÄS KAIVOS - teknologiahanke, Esiselvitys (Intelligent Mine Technology Programme, Preliminary Research Project), English abstract, Helsinki University of Technology, Department of Rock Engineering, Research Report TKK-KAL A2, 1992 Otaniemi, Espoo, ISBN 951-22-1127-0.

PUKKILA, J. and LAPPALAINEN, P., The Mine Automation Complex, International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industries, October 31 - November 3, 1993. Montreal, Que., Canada, APCOM XXIV proceedings Volume 1, pp. 134-144.

Mining methods of the Pyhäsalmi mine

Por R. UUSITALO (*) y J. KILPONEN (**)

RESUMEN

La mina de Pyhäsalmi es una explotación de interior con un alto grado de mecanización. La utilización de equipo móvil está generalizada. El número de personas empleadas ha descendido un 44% en diez años, lo que ha permitido a la mina ser rentable, a pesar de las difíciles condiciones geotécnicas y de tener unos contenidos medios en Cu y Zn muy bajos. Las operaciones mineras están en continua mejora para hacerla aún más productiva y eficiente, en el futuro, de lo que es hoy día. Se trata de un aspecto vital, ya que el periodo de vida de la mina depende severamente de la eficacia de costes en las operaciones.

Palabras clave: Mina, Piritas sustancia, Explotación minera, Mano de obra, Producción, Finlandia, Mina Pyhäsalmi.

ABSTRACT

Pyhäsalmi mine is a highly mechanized underground mine. The use of mobile equipment is extensive. The number of employees has decreased by 44% just in ten years. This way the mine has been profitable although the rock mechanical conditions are difficult and the average grades in copper and zinc are very low. The mine is continuously developing its operations to be more productive and efficient in the future than today. This is a vital issue as the life time of the mine depends heavily on the cost effectiveness of the mining operations.

Key words: Mines, Pyrite ores, Mining, Manpower, Production, Finland, Pyhäsalmi mine.

1. INTRODUCTION

The Pyhäsalmi mine is situated in the middle of Finland in the town of Pyhäsalmi. The ore deposit was discovered in 1958, when a local farmer was digging a well in his yard. The well hit straight to a massive pyrite ore. After a one year intensive prospecting period, Outokumpu Oy decided to go ahead with mine development.

The mine was constructed in two and half years and mining operations started 1st of March in 1962. Operation started as open pit mining. The primary crusher was constructed initially down to the +210 metre-level and the ore was hoisted through the shaft to the concentrator. Since 1976 the ore has totally been mined underground (Figures 1 and 2).

Because of new methods, productivity of the mine (tonnes/employee) has increased more than 120 per cent during the last ten years. The number of employees has decreased from 480 to 270 (Figure 3) while production has increased from 0,8 million tonnes to more than one million tonnes.

At the moment production is 1.080.000 tonnes of underground ore and occasionally some satellite ore from small deposits situated near by the mine. Annually the Pyhäsalmi mine produces from 35.000 to 40.000 tonnes copper concentrate, from 30.000 to 50.000 tonnes zinc concentrate and from 700.000 to 850.000 tonnes pyrite concentrate (Figure 4).

2. GEOLOGY

The Pyhäsalmi Cu-Zn-S ore deposit is associated with a volcanic rock formation in the Savo schist

(*) Manager of Mining Pyhäsalmi Mine Finland.
(**) Production Engineer Pyhäsalmi Mine Finland.

belt. The formation is composed mainly of felsic and mafic volcanics (Figure 5). The volcanics are highly altered around the orebody. Rock mechanically weak altered sericite and cordierite schists envelop the orebody. The ore itself is strong and stiff.

The outcrop of the orebody was 650 m long and 75 wide becoming narrower to the south and to the north. The ore continues down almost vertically becoming shorter and thinner at the same time. The orebody is known to continue down at least to the depth of 1,2 km. The contacts of ore and waste rock are sharp but folded. The ore contains different types of country rock fragments, which are mostly hard. The Pyhäsalmi ore is massive and coarse grained pyrite ore. Its sulphide content is about 75%. Sulphides are mainly pyrite as in the ore the pyrite content is 65%. Other ore minerals are chalcopyrite and sphalerite. Main gangue minerals are carbonates, barite and micas. The average grades are Cu 0,95%, Zn 2,0%, S 38% and some gold and silver.

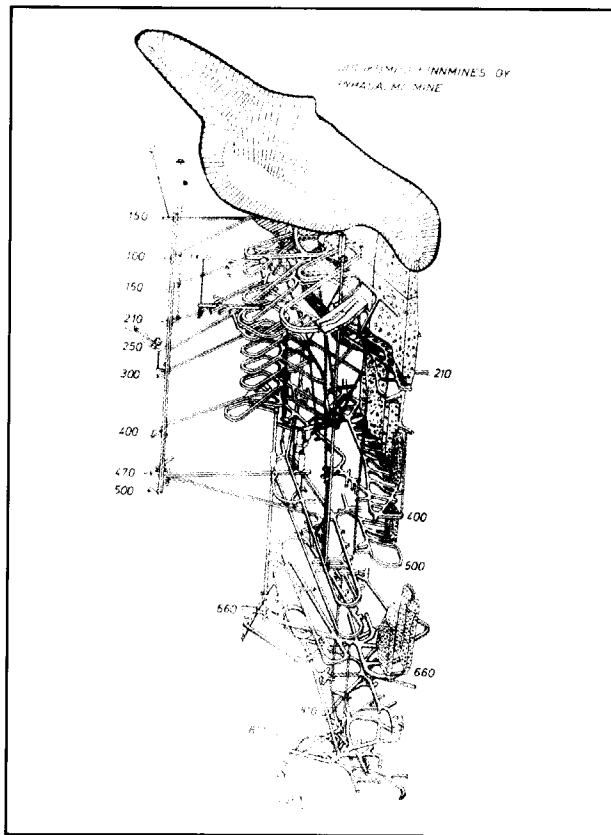


Fig 1

3. MINING CONDITIONS

The ore is rock mechanically the best rock type. As mentioned before, it is strong and stiff. Its specific gravity is very high (from 4,0 to 5,0 tonnes/m³). The sericite schists that surround the orebody are very weak and cracked. There is often talc and mica rich weakness zones especially in the footwall side and in the ore contacts. Volcanites are on the other hand hard rocks.

The most difficult rock mechanical phenomenon is high horizontal primary stress (from 40 to 60 MPa). That is more than twice the vertical stress (Figure 6). These high asymmetric stresses cause a lot of stability problems in the weak contact rocks during mining. Secondary stress can be up to 120 MPa. During and after mining large displacements can break the surrounding drifts. Even all the development has to be reinforced heavily.

Underground mine water is very acid. The pH varies from two to four due to the handling of

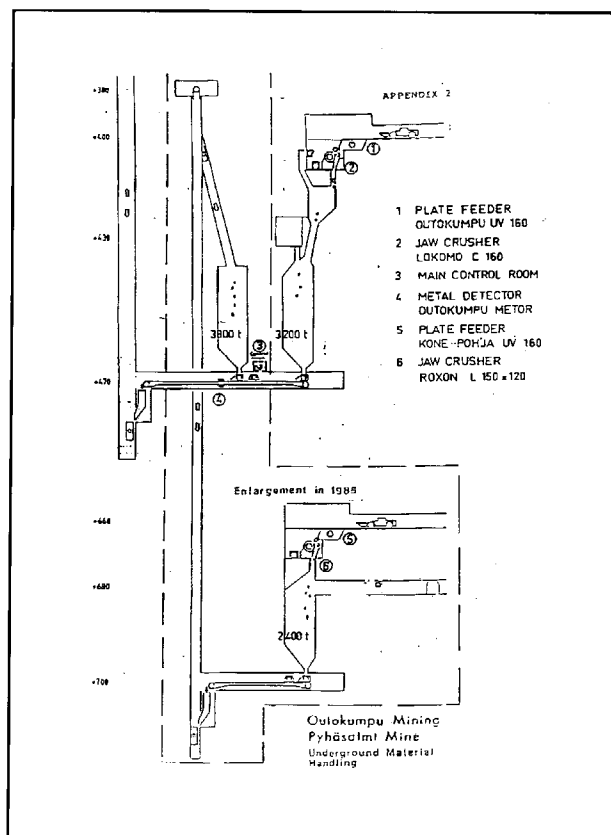


Fig 2

massive pyrite ore. High acidity causes a lot of extra costs in maintenance and reinforcement. There are also problems with sulphur dust explosions, which occur quite often in conjunction with ore blasts.

4. PRODUCTION HISTORY AND MINING METHODS

Production started as open pit mining in 1962. Production was at first annually 600.000 tonnes. The underground mining started in 1967 and the capacity of the concentrator was increased to 800.000 tonnes per annum in the late 60's. The final depth of the open pit is 125 m and it was reached in 1976. During the late 70's oxidized ore was ground in a different circuit and dressed by flotation in the main concentrator. Same installation has been used later in the 80's and 90's to grind the satellite ores mined out from the small ore deposits near the Pyhäsalmi mine. During the late 80's annual production was gradually raised from 800.000 tonnes to one million tonnes of underground ore in 1990.

Longitudinal sublevel stoping was the first mining method introduced underground. It was used in the late 1960's and early 1970's above +210 metre-level. This method had to be abandoned because of stability problems and big ore losses.

Sublevel caving was used in gently dipping northern parts of the orebody down to +240 metre-level. It was abandoned in the early 1980's due to high waste rock dilution and ore losses. There were problems with caving of the hanging wall.

Shrinkage stoping was applied between +210 and +400 metre-levels in the late 1970's and early 1980's. Rock mechanical problems and unsuccessful cemented backfilling because of bad quality of backfill material caused high waste rock dilution and ore losses. During mucking stage ore and waste were mixed because of their different flow characteristics.

Since the early 1980's new small scale open stope mining method has been developed. It was tested between +400 and +500 metre-levels. This method resembles sublevel stoping and bench cut and fill. There were plenty of major changes to earlier stoping methods. More detailed diamond core drilling and sampling of the

orebody were brought into use. Detailed continuous planning process of the stopes and stoping areas as well as stope dimensions and shape were introduced. Also new strong reinforcement methods like cable bolting were introduced. To avoid blasting near ore and waste contacts is a major factor in reducing dilution. All the personnel were trained to understand the quality in all work. Also destressing has been used whenever possible. Understanding of a time factor in mining and backfilling has also been very important. Mine surveying was modernized and since then its use has been more effective.

Due to the new mining method waste rock dilution was at first decreased to twelve per cent in the middle of the 1980's. Since 1987 it has been less than ten per cent (Figure 7). At the same time ore loss has been just more than ten per cent.

The mine has been highly mechanized already from the 1970's. There is a ramp, which allows extensive use of mobile mining equipment. Pick ups are used for personnel transportation and quick on site repair of the equipment. A radio communication system has been in use for several years.

5. PRESENT MINING METHOD

5.1. Ore delineation

Ore boundaries are determined accurately. All the stopes are diamond core drilled and sludge sample drilled before and during the planning stage. Diamond core drilling is done approximately in 12,5 metre-intervals. Sludge sample drilling density is about ten metres. The amount of diamond core drilling annually is 6.000 - 9.000 metres, whereas there are 3.000 - 5.000 metres of sludge sample holes drilled per year.

For ore delineation there is also an OMS-log probe in use. All downward sludge sample holes and some of the blastholes are measured for geophysical parameters with this device. Gamma-gamma measurements are used for density measurements to determine ore boundaries (Figure 8). Conductivity measurements are used for the estimation of pyrrhotite content in the ore.

Although the grades in the ore are an important factor, the cut-off is not based on the grades, but

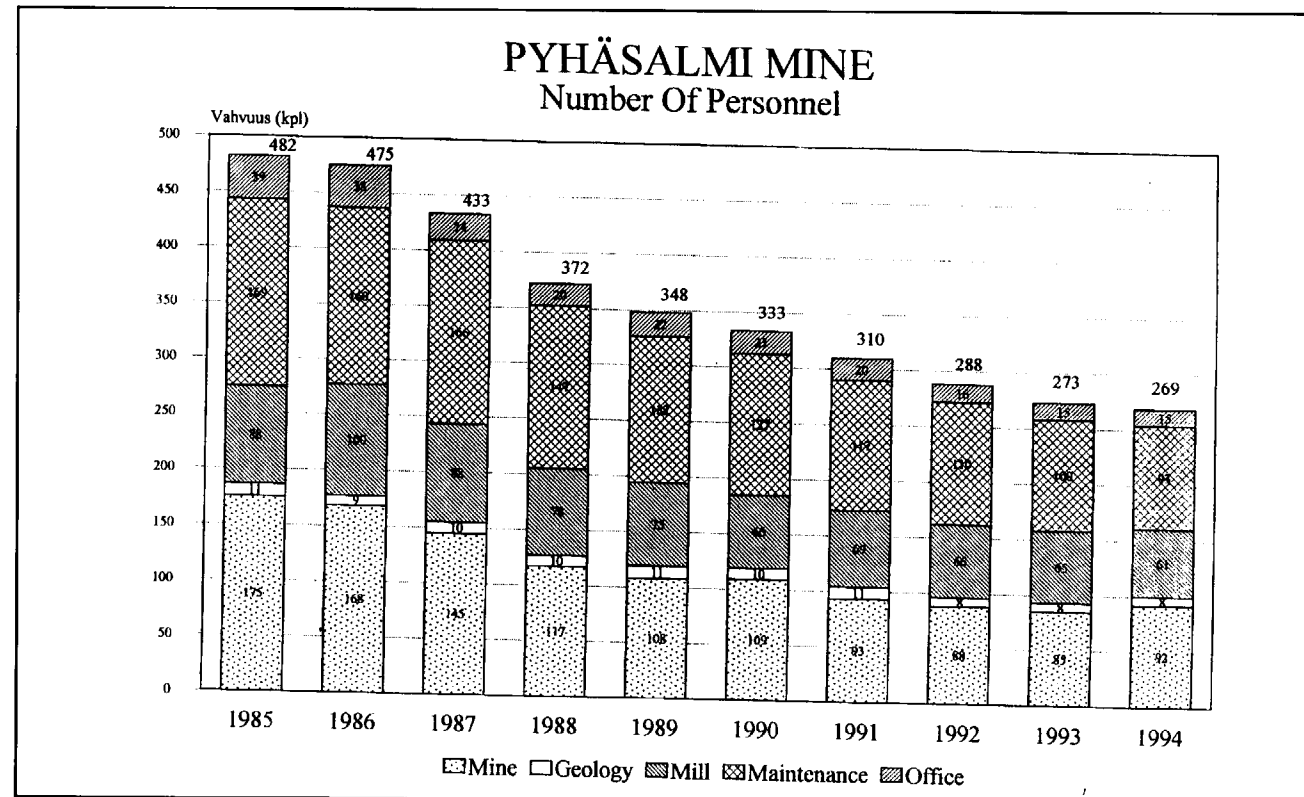


Fig 3

OUTOKUMPU FINNMINES OY Pyhäsalmi Mine						
PRODUCTION		1994				
	(tonnes)	Cu (%)	Zn (%)	S (%)	Au (g/t)	Ag (g/t)
Total Feed	1.153.520					
From underground	1.012.502	0,94	1,90	37,8	0,44	16,4
Cu-Conc.	34.410	25,40	2,30	36,0	6,3	283
Zn-Conc.	32.732	1,06	51,70	33,8		
Pyrite Conc.	633.647	0,06	0,12	51,8		
Recovery		92,1	87,9	85,7		

Fig 4

rather on the value of ore. This also means that ore is not classified according to the grades but according to its value. Ore value depends among other things on metal grades, metal prices, estimated recoveries, concentrate grades etc.

From the core samples there are several other parameters that are measured and reported besides analysis of grades. Rock mechanical properties in the ore and near the ore boundaries are some of the most important parameters as they give the planning engineer an idea of the needed stope reinforcement.

5.2. Planning

Preplanning is accomplished about a year before a stope is brought into production. During this stage the planning engineer plans the principles of stoping, stope reinforcement, ventilation, backfilling etc. He also gives his opinion on possible difficulties in stoping. Every stope has an

individual plan for reinforcement, stoping and backfilling. There is a production schedule for twelve months. Each forthcoming stope is scheduled to certain months by mining rate and grades. This schedule is updated monthly.

Stability problems are the main concern in planning. In addition to rock reinforcement and backfilling, mining order is very important aspect in mine planning. The time between stope development and backfilling is as short as possible to prevent uncontrolled rock movement and caving.

All the time between the stope preplan and the actual production the plan evolves to help in successful mining. When the stope is ready for production, the blasthole drilling fans are drawn according to the final stoping plan.

All stopes that are in the ore reserve estimation have a certain calculated ore value. When a stope is under planning it is evaluated based on the stope's ore value and expected total mining

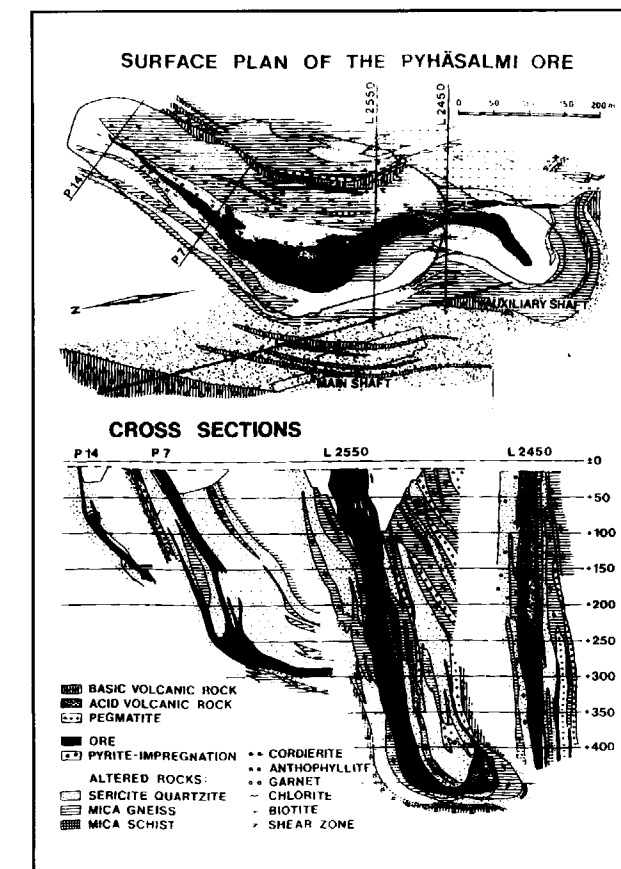


Fig 5

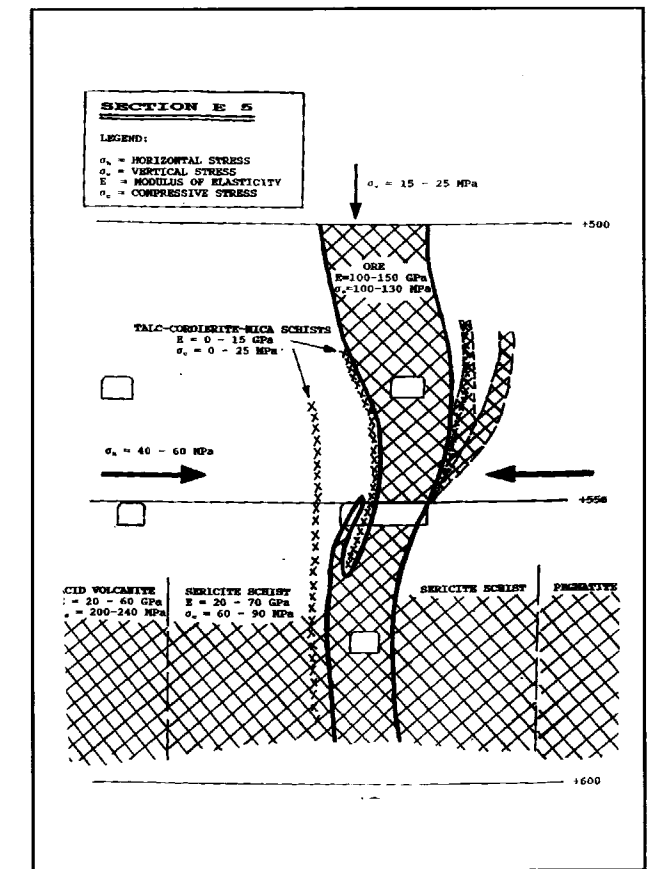


Fig 6

PYHÄSALMI MINE Production 1980-1994

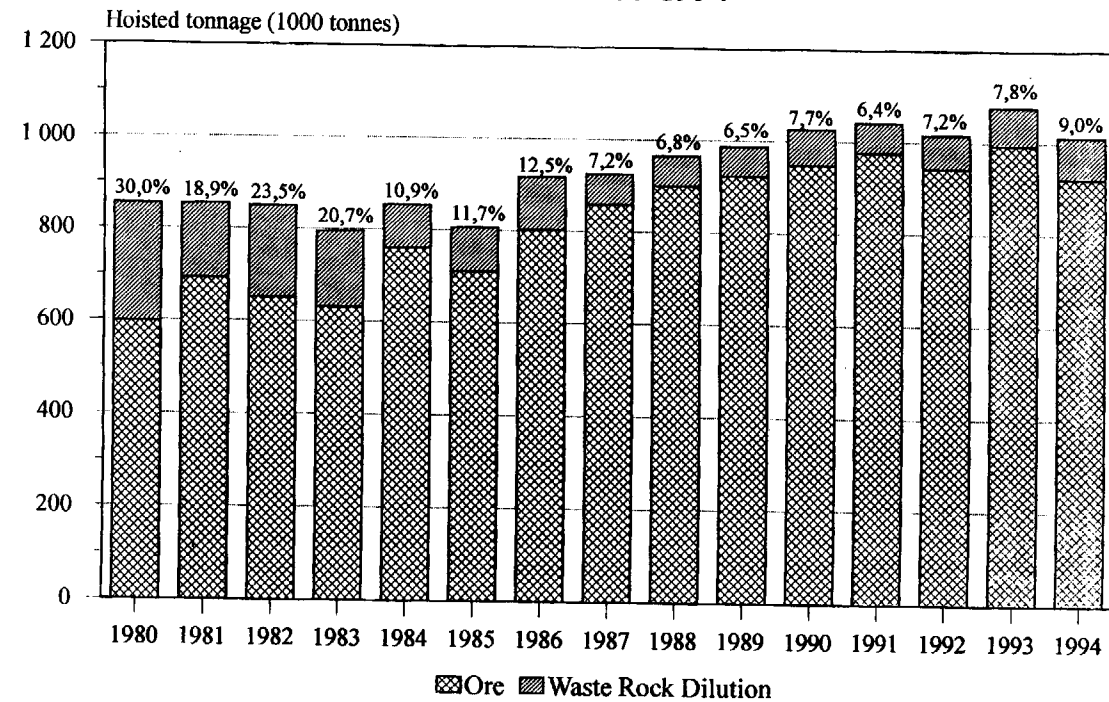


Fig 7

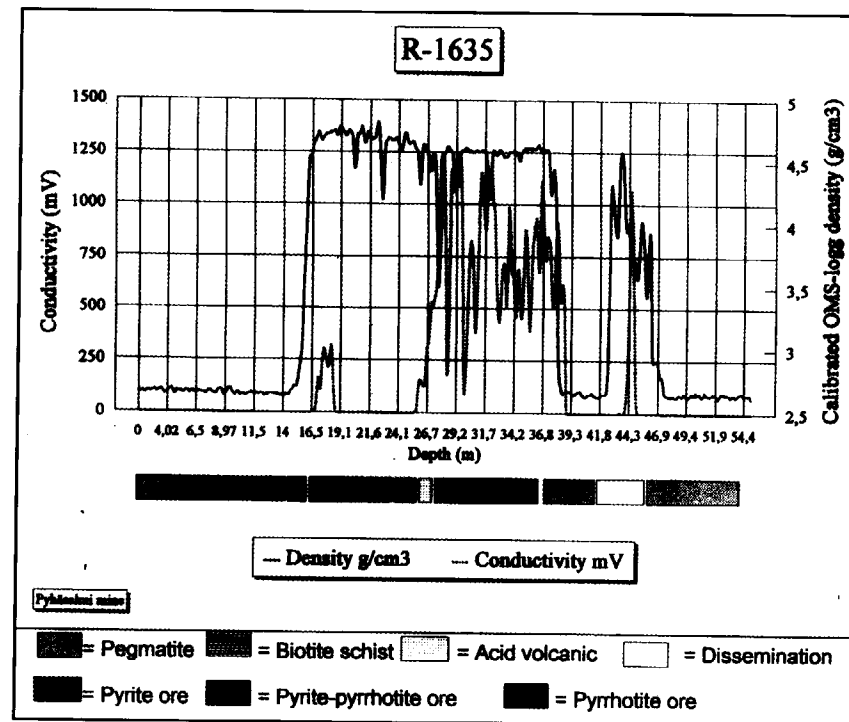


Fig 8

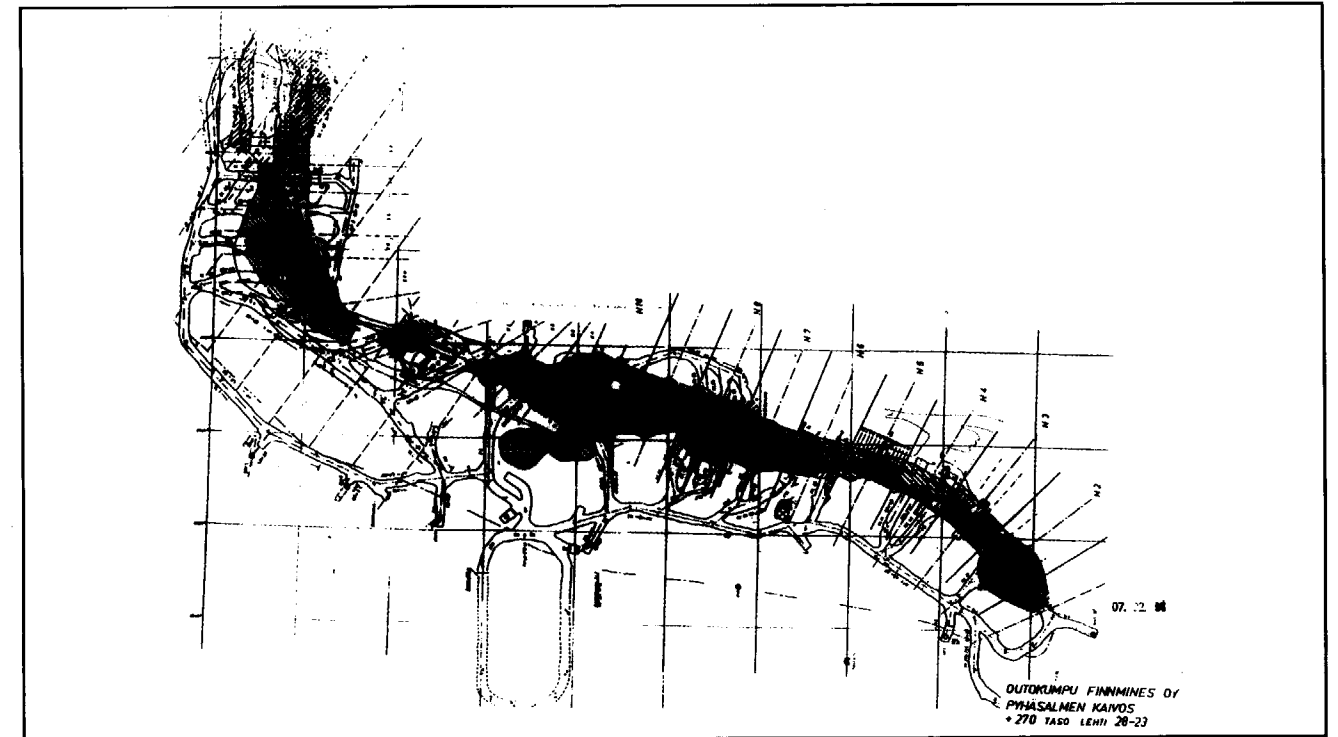


Fig 9

and processing costs. This determination of profitability is so called stope gross margin analysis.

5.3. Development

Annual amount of development is approximately 2,5 km. This includes driving the ramp for deepening of the mine.

Main tunnels are driven in the footwall about twenty metres away from the orebody. Cross cuts are then driven into the orebody to the hanging wall contact (Figure 9). In the ore a production drilling drift is driven along the hanging wall contact. If the ore is wide enough, a drift along the footwall contact for production drilling is also driven.

Rounds are either 3,6 m or 4,5 m long depending on the jumbo and used drill steel length. Typical size of tunnels is 5,0 x 4,0 m². Anfo is used as the explosive. In contour holes smooth explosive cartridges are used. Wet holes are charged with cartridges. Nonelectric caps are used for detonating the explosives.

Tunnels are reinforced by shotcreting and rock bolting. When in ore, cross cuts are shotcreted and cable bolted, whereas rock bolting is used sel-

dom. The annual amount of shotcreting is more than 5.000 m³ and rock bolting 10.000 bolts.

5.4. Stope reinforcement

Stopes are reinforced just before stoping. The aim is to create a yielding structure that allows

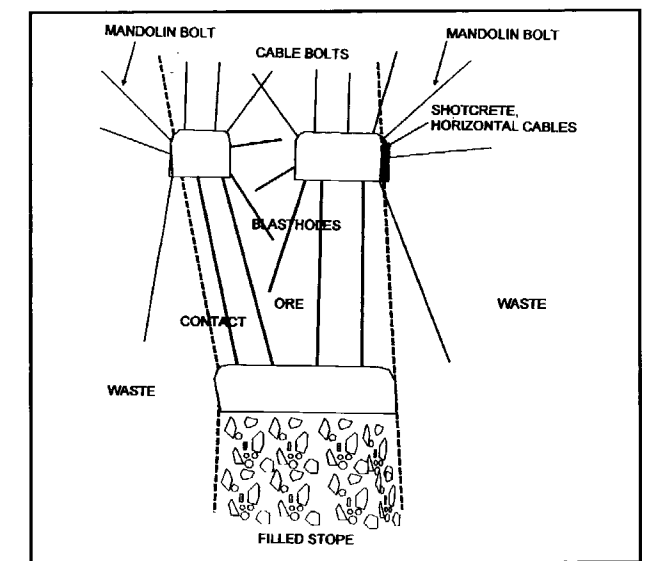


Fig 10

the rock to deform and destress but prevents it from caving. This is so called skin support method (Figure 10). All the openings are shotcreted. The hanging wall is cable bolted with bolts 8 - 20 m in length. The back of a stope is cable bolted in hedgehog style. The footwall is cable bolted only when it is really of weak rock. The bolts are inserted with a bottom plate. Cable bolts are joined by steel straps in weak conditions. Drawpoints are shotcreted and cable bolted. Mesh is also used, if necessary. There are two $\varnothing 15,2$ mm strands per hole. Cables are grouted with cement in full length. Each year 40.000 metres of cable bolt is inserted (Figure 11).

5.5. Stopping

The orebody is divided longitudinally into stopes. These stopes are 15 - 30 m wide, 4 - 30 m thick and 20 - 40 m high. Average size is nowadays just less than 40.000 tonnes. Stopping proceeds from main levels upwards.

Blasthole drilling is done mainly downwards. Upward drilling is done quite seldom, only when

mining an undercut is necessary, e.g. in a high and narrow stope.

A slot raise is normally blasted at the far end of the stope. The raise is upright whenever possible. Recent developments in blasting practices have allowed the cut of a slot raise to be blasted in one blast up to 30 m long. Then the raise is reamed in one blast to 2×2 m² in size. Finally the raise is widened to stope width usually perpendicular to the strike of the orebody (Figure 12).

There are three electro-hydraulic rigs for blast-hole drilling. Each rig drills 20.000 - 25.000 metres a year. Holes are either 76 mm or 89 mm in diameter. Rigs use 1,5 metres long tubes instead of extension rods to minimize the hole deviation. Using tubes also improves flushing, which in turn reduces the number of drill steel losses caused by squeezing of the rock. Re-drilling of the blastholes is required very often because the holes tend to block caused by high horizontal stress and fractured ore. One of the problems in mining is that one cannot do the blasthole drilling much in advance before blas-

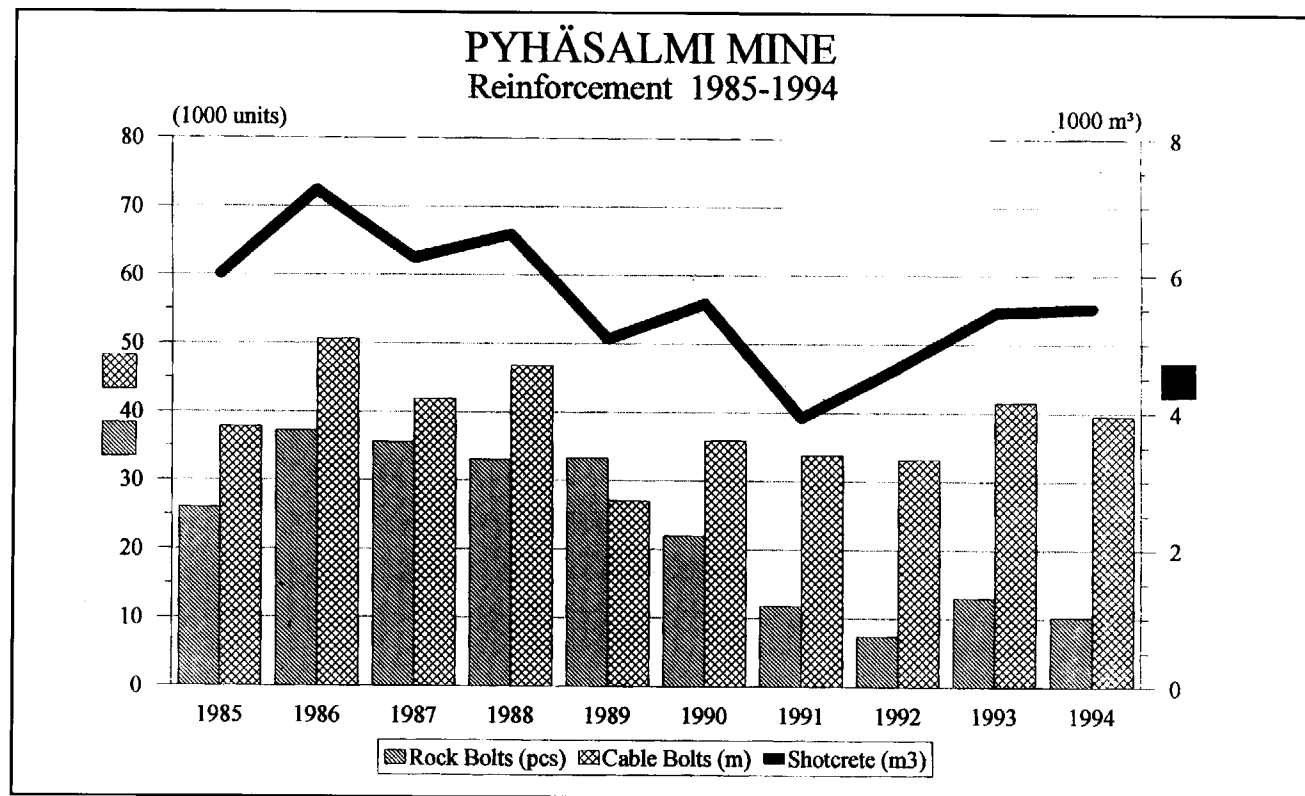


Fig 11

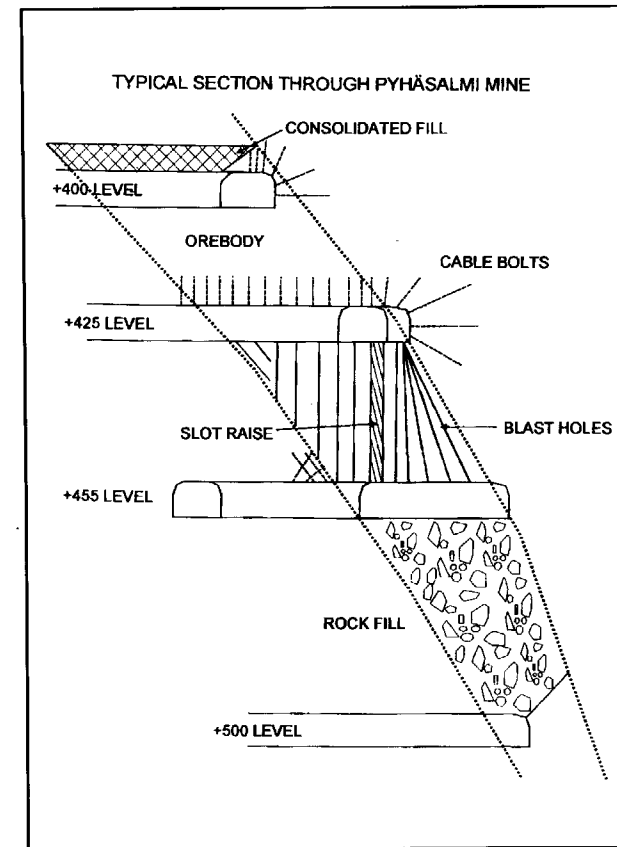


Fig 12

ting. Blasthole fans are quite often charged immediately after they have been drilled.

Main explosive is anfo. In wet holes emulsion explosive is used. Detonating is done by non-electric caps. Typical blast is two or three fans totalling 6.000 - 20.000 tonnes of ore.

Mucking is done by LHDs. Bucket size is 4,3 m³ or 5,25 m³. Half of the blasted ore is mucked by radio-controlled LHDs. Ore is dumped either into ore passes or onto dumpers. From ore passes ore is mucked to either of the two underground crushers.

Ore from the stopes that are below +660 metre-level is hauled by dumpers to +660 metre-level crusher. One third of the hoisted tonnage is dependent on dumper haulage. The capacity of the dumpers is 40 tonnes each.

Caving causes a lot of secondary blasting and breaking. Secondary breaking is done by an LHD equipped with a big hydraulic hammer. This LHD can also be used radio-controlled.

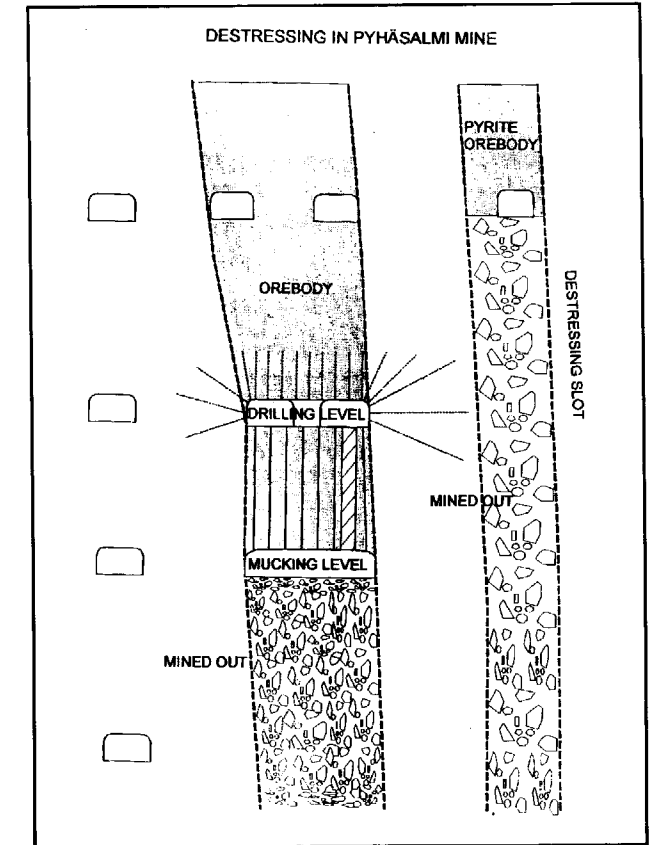


Fig 13

In the Pyhäsalmi mine destressing has been used to help mining. There is a pyrite orebody in the hanging wall side of the main orebody. Some parts of the pyrite orebody have been mined before mining the main orebody. This way high horizontal stresses have been directed away from stopes shielded by the stopes in the pyrite ore (Figures 13 and 14).

5.6. Backfilling

Backfilling is needed among other things to prevent regional cavings. The mine uses annually 250.000 m³ of backfilling material. The amount of classified tailings in cemented backfill is about 40.000 m³ (Figure 15).

After stoping first stage, i.e. primary stopes are backfilled with a mixture of hydraulic cemented backfill and waste rock. Backfill dams are built in drawpoints. These dams do not withstand much hydraulic pressure, they just prevent cemented tailings from flowing out of stopes in backfilling. The binding agent is water granulated blast fur-

nace slag. The mine itself grinds blast furnace granules to suitable fineness by a jet mill.

Waste rock is obtained either from development or from a quarry. Waste rock dumped into a rock pass on the surface can be mucked out from a previously backfilled stope down in +645 metre-level. Ore pillars, i.e. secondary stopes are back-filled with waste rock (Figure 16).

6. SUMMARY

The Pyhäsalmi mine has successfully combatted against poor grades and low metal prices with high mechanization (Figure 17), productivity and quality. This way there has been a possibility to deepen the mine in stages from +400 metre-level

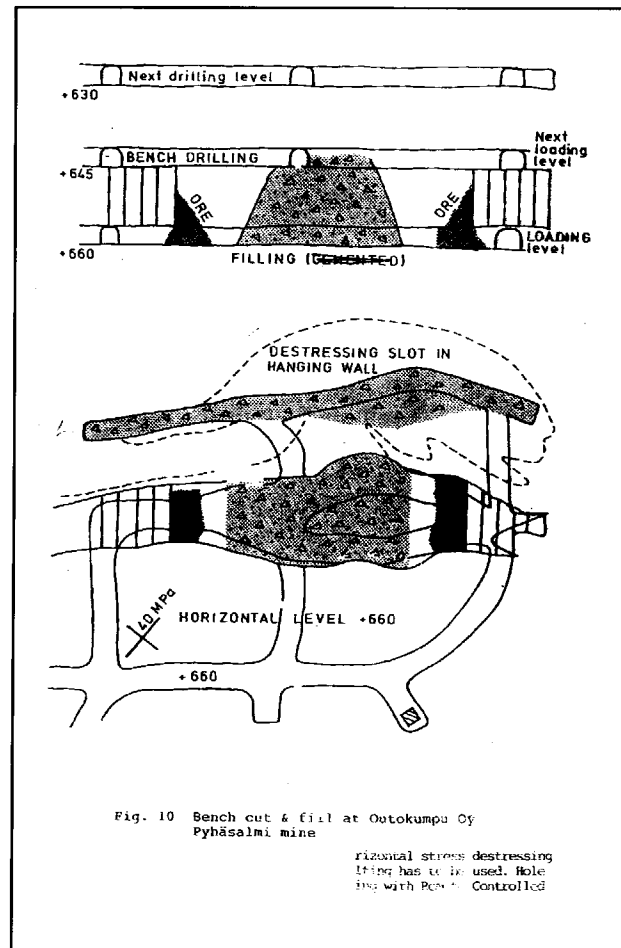


Fig 14

to +1050 metre-level in near future. However, this requires further improvement in productivity.

The mine is actively involved in a future mining technology project "Mining as a process". This is one of many Intelligent mine projects, which are funded by the Finnish state, mining companies and equipment manufacturers.

The mine also practices own research and development in mining technique and equipment. There are experiments going on to prevent sulphur dust explosions by using emulsion based special explosives. So far results have been encouraging. At the moment the mechanizing of charging is one of the most important projects. The mine is also researching new ways to destress the orebody to make mining easier.

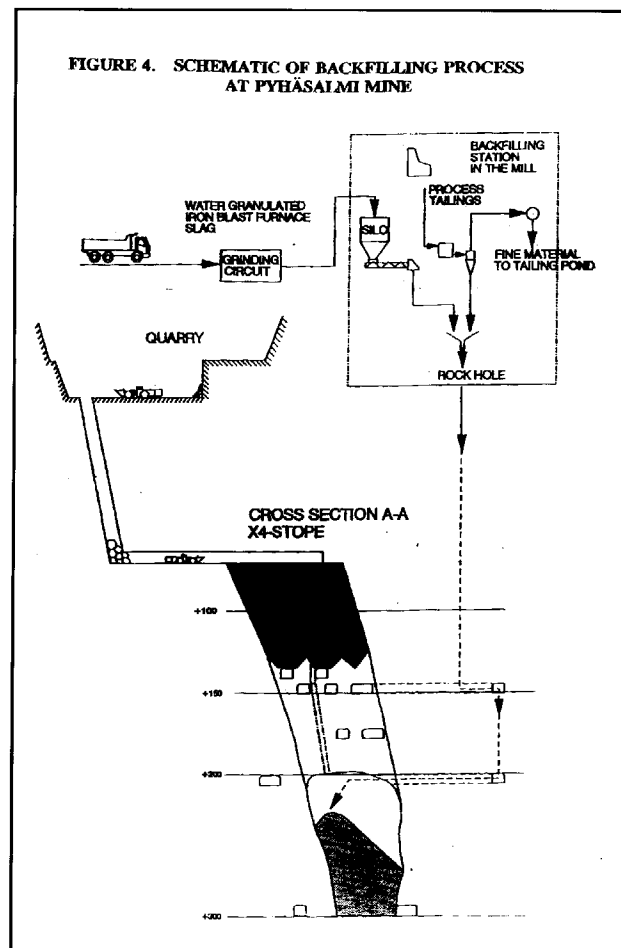


Fig 15

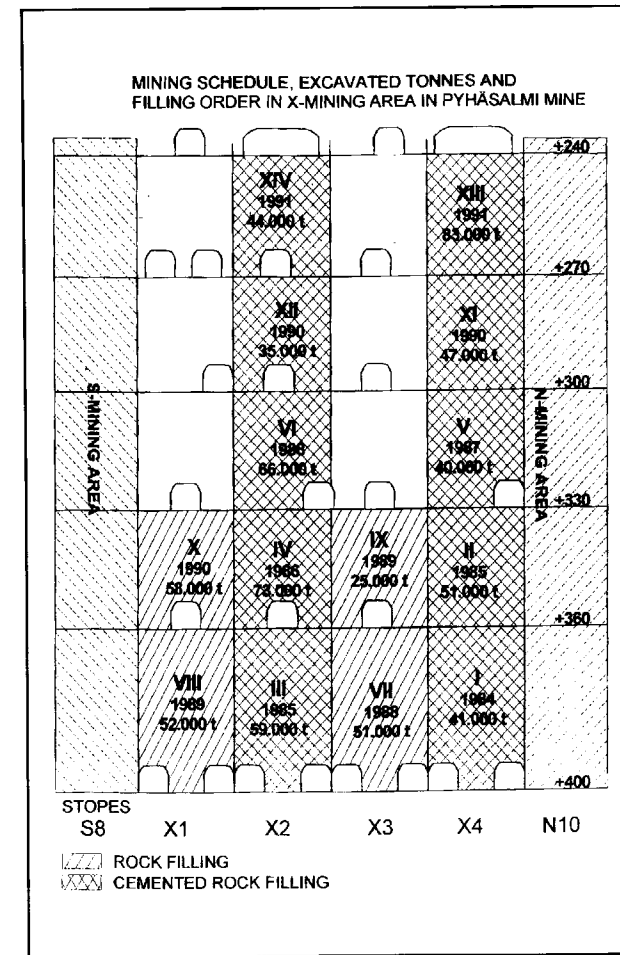


Fig 16

Outokumpu finmines
PYHÄSALMI MINE 29.6.1995

UNDERGROUND MACHINES

DRILLING	DRIFTING	TAMROCK PARAMATIC H (3 BOOMS)	2
ROCK BOLTING	TAMROCK	TPA-90 ROBOULT H	1
CABLE BOLTING	TAMROCK	CABOLT H	2
LONG HOLE DRILLING	ORE PRODUCTION	TAMROCK SOLO H 689 ZRRT (Ø 76 mm)	2
		SOLO H 890 RF (Ø 76 & 89 mm)	1
	SLUDGE DRILLING ETC.	SOLO H 506 RTS	1
SECONDARY DRILLING	TAMROCK	TPA 60 H	1
	EINOMATIC	H	1
DIAMOND DRILLING		PK 3000 - DIAMEC 252 E	1
CHARGING	NORMET	NT 60 NBB150	1
		NORMET PK 1000	1
LOADING, HAULING	ORE PRODUCTION, WASTE ROCK FILLING	TORO 500 D	8
	BREAKING	TORO 500 D + RAMMER S 86 HAMMER	1
	HAULING	TORO 40 D	3
SHOTCRETING		NORMET NT 60 + PUTZMEISTER	1
OTHER	ROAD MAINTENANCE	TORO 250 D	1
		ROAD GRADER	1
	SCALING	TORO 350 D + BASK SB500H	1
	CONSTRUCTION, ETC.	NORMET PK 4000, PK 5000	4
		TOYOTA DYNA	3
	CARS	TOYOTA PICK-UP, ETC.	17

Fig 17

Revisión Crítica de los procesos de beneficio de los sulfuros complejos

Por J. L. ALVAREZ MARCOS (*)

RESUMEN

Los minerales Complejos de la Faja Pirítica Ibérica constituyen una singularidad tanto en su composición como en las características de la recuperación de los metales valiosos contenidos en ellos. Esto repercute en los bajos contenidos de sus concentrados de flotación, sus pobres recuperaciones y en la presencia de elementos penalizables.

Por ello desde hace bastante años se van creando tecnologías de tratamiento muy variadas, y en muchos casos, propias y específicas. Este trabajo presenta las características de las opciones actuales de concentración mineralúrgica (concentrados globales, semidiferenciales y los sulfuros complejos) como productos para aplicar las técnicas de la metalurgia extractiva.

La tecnología actual puede operar sobre concentrados piríticos, concentrados globales Cu+Pb+Zn y concentrados semidiferenciales Cu+Pb.

Los procesos que se dirigen a tratar los minerales directamente o sus concentrados por vía pirometalúrgica han supuesto numerosos fracasos debido a las enormes cantidades de ácido que deben producirse y a la necesidad de tratamiento de las cenizas de tostación. Los concentrados globales Cu+Pb+Zn incluyen elementos minoritarios como impurezas, al mismo tiempo que generan gran proporción de residuos piríticos. La vía de tratamiento pirometalúrgico es cuestionable a causa de las impurezas mencionadas mientras que los sistemas hidrometalúrgicos poseen mayores oportunidades de llegar a ser operativos, si bien deberán pasar el nivel de unos costes de operación e inversión razonables y además ser lo suficientemente específicos para una variedad de minerales de la FPI.

En general, los complejos de la Faja Pirítica Ibérica permiten la separación de unos concentrados de cinc aceptables. Este enfoque puede permitir la supervivencia de aquellas explotaciones que operen en base a la recuperación de este metal y a la ayuda que los otros metales puedan proporcionar.

Es imprescindible que se dediquen esfuerzos considerables a evaluar los concentrados cobre-plomo, ya que en ellos se acumulan la mayor parte de las impurezas de los complejos.

Palabras clave: Beneficio mineral, Sulfuros masivos, Concentración, Revisión, Estudio crítico.

ABSTRACT

Complex sulphide ores from the Iberian Pyrite Belt (IPB) are peculiar, both because of their composition and for the characteristics of the recovering processes of their valuable metallic content. These affect the low content and recovering of the concentrates and the presence of impurities.

It is for this reason that very varied and even specific processing treatments have been developed. This paper reviews the different options for pyro and hydrometallurgical processes for massive sulphides.

Current technology can be used on pyritic, bulk and semidifferential concentrates.

Most pyrometallurgical processes have been unsuccessful, due to the big quantities of sulphuric generated and the need to treat roasting ashes. Bulk concentrates enclose impurities and generate great amounts of pyritic waste.

The hydrometallurgical processes have more opportunities to become operative although they should come down to reasonable investment and operating costs, as well as be sufficiently specific for IPB ores.

Generally speaking, IPB complex sulphides allow recovering acceptable Zn concentrates. Such approach might mean the economic survival of operations based in zinc recovering.

It is essential that considerable efforts are devoted to evaluate Cu-Pb concentrates as they accumulate most of the impurities.

Key words: Beneficiation, Massive sulfide deposits, Concentration, Revision, Critical review.

(*) Minas de Almagrera. S.A.

1. INTRODUCCION

El término complejo aplicado a minerales ha sido usado en una gran variedad de sentidos por lo cual bueno será que desde el principio adoptemos una definición para fijar a que nos referimos cuando hacemos alusión a sulfuros complejos dentro de la Faja Piritica Ibérica.

Entendemos por Minerales Complejos aquellos que se explotan por su valor económico en metales no férricos y/o metales preciosos, formados esencialmente por sulfuros de cobre, plomo, cinc y hierro entre los cuales se presentan intercrecimientos íntimos. En general el contenido económico metálico equivalente en cobre, excluyendo los subproductos, suele ser como mínimo del 2% pero este límite varía en función de las cotizaciones de los metales y de las paridades de las divisas.

Los Minerales Complejos, o más abreviadamente Complejos, de la Faja Piritica Ibérica en su conjunto presentan una relación Cobre: Plomo:Cinc cercana a 1:2:6 aunque en cada yacimiento y aún dentro de él se den variaciones amplias para cada uno de los metales componentes.

Son por tanto mineralizaciones de tipo Cinc/Plomo en las cuales el cinc es el metal mayoritario tanto en cantidad como en valor, sin que esto quiera decir que no puedan definirse zonas en las que el cobre sea el metal no férreo mayoritario.

De los métodos posibles para su concentración por flotación: Global (Cu+Pb+Zn), Semidiferencial (Cu+Pb, Zn) y Diferencial secuencial, en la práctica industrial tan sólo se utiliza la última de ellas a pesar de que los concentrados que genera adolecen de un conjunto de deficiencias.

Particularizando se puede decir que los concentrados de cobre presentan leyes algo bajas, 20% en cobre e incluso inferiores, y elevados niveles de impurezas, lo cual junto con unas recuperaciones del metal principal muy modestas, 50 a 70%, dejan insatisfechas tanto las expectativas económicas como las de aprovechamiento del recurso. Entre las causas que pueden apuntarse para que suceda lo antedicho se encuentra que las plantas de concentración se operan tratando de minimizar la conta-

minación del concentrado con plomo y cinc así como de recuperar los metales preciosos de forma que sean pagables por la fundición.

En relación con los concentrados de plomo debe manifestarse que sus leyes son en general bajas, 50% en plomo o inferiores, y sus recuperaciones en metal modestas 50 a 70%. La presencia de impurezas va en general acompañada de plata en proporciones notables por lo que a veces estos concentrados vienen a representar más a concentrados de plata que de plomo si se atiende a su valor económico. Entre las causas fundamentales se puede señalar el minúsculo tamaño de partícula que por su fácil fragmentación alcanza la galena y su activa oxidación en tales condiciones.

Los concentrados de cinc son los que mejores leyes alcanzan, y en los que la recuperación es más elevada, del 70 al 90%. En cualquier caso presentan problemas menores por sus contenidos en mercurio y en hierro.

2. METALURGIA EXTRACTIVA

La utilización del procedimiento de concentración diferencial secuencial conduce como acaba de manifestarse a concentrados en general impuros que se destinan al tratamiento en plantas convencionales y para los cuales existen unas fórmulas de valoración. Es por ello que no va a considerarse en lo sucesivo este tipo de concentrados.

Los productos a los que se van a dedicar las diferentes técnicas de la metalurgia extractiva van a ser los concentrados globales (Cu+Pb+Zn); los semidiferenciales (Cu+Pb) y los sulfuros complejos, tal cual se extraen o sus concentrados generados por una flotación en la cual se rechaza la ganga silíceo carbonatada que la mena de partida pudiera contener y que en consecuencia retienen la totalidad de los sulfuros iniciales.

Todos los productos descritos tienen en común el contener cantidades importantes de arsénico, antimonio, bismuto, estaño y mercurio que son causa de problemas para obtener productos de calidad adecuada. Así mismo también portan plata y oro en cantidades significativas que pueden dar un valor adicional.

En la revisión que se realizará posteriormente y de la cual dan cuenta resumida los diagramas, se parte de la fragmentación de los procesos en etapas genéricas tales como: tostación, fusión, solubilización química, extracción por solventes, separación del metal, refinado, etc.

La meta principal de un proceso para el tratamiento de materiales complejos debe ser obtener la máxima selectividad para cada metal y al propio tiempo reducir al mínimo el número de operaciones unitarias requeridas. Este es el camino racional por el que los costes de tratamiento pueden acercarse a sus homólogos en el procesado de materiales sencillos o "limpios", habida cuenta de que la valoración de los productos finales obedece a las mismas fórmulas y que la remuneración de la materia prima debe satisfacer al menos los costos de extracción minera y su preparación o concentración. Esta sencilla consideración se olvida frecuentemente al plantear procesos cuya asignación para la materia prima (diferencia de ingresos por ventas menos costes del proceso propuesto) no permite su fabricación.

Otro considerando importante es la escala operativa racional para cada operación unitaria o etapa, en unos casos permitirá implantaciones a bocamina mientras que en otros deberá optarse por ubicaciones diferentes. Este puede ser el caso de algunas operaciones pirometalúrgicas que como la tostación, fusión a mata, conversión, etc. requieren unidades de alta capacidad, por el contrario las operaciones hidrometalúrgicas en general pueden permitir unidades básicas de tratamiento de menor capacidad y además pueden concebirse en forma modular.

El balance energético total de los diferentes diagramas de flujo es de la mayor importancia, de modo que los valores de azufre y hierro contenidos en las materias primas sean realmente una fuente de energía aprovechable a fin de minimizar los aportes externos. En este sentido los procesos pirometalúrgicos pueden hacer una utilización más eficiente de la energía que los hidrometalúrgicos, por lo cual éstos suelen requerir elevados aportes de energía externa.

Tras las consideraciones básicas realizadas, se inicia a continuación la revisión de los diferentes esquemas aplicables a cada una de las materias primas.

3. CONCENTRADOS PIRITICOS

Como ya se indicó con anterioridad, los minerales complejos de Faja Piritica Ibérica contienen metales preciosos en una cantidad que es significativa frente al valor de los metales no férricos y que, en particular, una parte importante del oro puede perderse si la pirita se considera un residuo.

Por otra parte, no debe olvidarse que la pirita es una fuente energética y que puede tener un cierto valor como posible subproducto. Paralelamente debe considerarse que el hierro contenido, hoy por hoy, no tiene valor ninguno como subproducto y constituye un residuo en forma absoluta.

En consecuencia los procesos que se consideren para tratar los concentrados piriticos con metales, ya sean éstos naturales o generados mediante un tratamiento por flotación, deben tender a recuperar con elevada eficiencia los metales comunes y los preciosos así como la energía producida y el ácido generado a expensas de la pirita.

Opciones: (Diagrama 1)

- * Procesos que operan por oxidación para remover la mayor parte del azufre, en forma de compuestos sulfurosos, seguidos de separación de los metales no férricos de un residuo que contiene un alto contenido en hierro.
- * Procesos que separan inicialmente los contenidos en metales no férricos de la pirita o sus derivados, descartándose aquélla y éstos como residuos.

Dentro del primer grupo caben procesos tanto piro como hidrometalúrgicos, pero todos adolecen del mismo problema, se generan enormes cantidades de gases sulfurosos o de ácido sulfúrico, que es preciso colocar en el mercado o neutralizar, dado que la mayor parte del material de partida es pirita. Colateralmente el residuo de material férrico contendrá los metales preciosos sin que prácticamente se haya producido una concentración apreciable de aquéllos.

El mercado del ácido sulfúrico, cada vez más condicionado por la legislación medioambiental que favorece el reciclaje de licor ácido y fuerza

la captación de gases sulfurosos, hace que aunque coyunturalmente pueda existir algún hueco no exista una demanda estable que garantice la operación continua de plantas de tostación de piratas.

En este grupo se encuentran diversos procesos, muchos de ellos ya probados a nivel industrial; sin que suponga una lista exhaustiva, entre ellos se pueden citar:

- * Tostación Desarsenicante + Tostación Clorurante DKH.
- * Tostación Desarsenicante + Volatilización de Cloruros Kowa Seiko.
- * Descomposición Flash Outokumpu + Tostación Sulfatante.

Las desventajas esenciales de estos procesos estriban en:

+ Dificultad de separar los metales no ferrosos del hierro.

+ Se requieren grandes unidades procesadoras de cenizas ya que el tratamiento se hace sobre materiales de leyes bajas con lo cual los costes de proceso son elevados.

+ Se crean problemas ambientales con el residuo férrico del tratamiento cuyo peso es próximo al de las cenizas de partida.

Para superar estos inconvenientes, lo más razonable parece ser ubicar la planta de tratamiento en un lugar tal que permita la deposición segura de los residuos, tenga un mercado consumidor de ácido lo más cercano posible y se pueda valorizar al máximo la energía generada. Resulta evidente que no es fácil satisfacer las exigencias anteriores y también la relativa a minimizar el transporte de la materia prima desde el yacimiento hasta la planta. Esta situación es prácticamente idéntica a la existente en las plantas de ácido sulfúrico alimentadas con pirita y por tanto cada día con menor número de representantes.

Dentro del segundo grupo se encuentran los procedimientos biohidrometalúrgicos, ya sea por la acción bacteriana directa mediante la cual la pirita se transforma en sales insolubles de tipo sulfato, liberando al propio tiempo los sulfatos

solubles de cobre y de cinc o bien mediante la acción bacteriana indirecta que regenera el agente lixivante, ion férrico, a expensas del ferroso producido en el ataque de aquél a los sulfuros, en este caso la pirita no es atacada y los sulfuros de cobre y hierro, de cinc y de plomo se convierten en sulfatos liberando el azufre contenido en forma elemental.

Estos procesos conducen siempre a vías sulfato con lo cual plomo, plata y oro van a encontrarse junto con los insolubles de reacción en un residuo del cual pueden recuperarse. Se requiere pues una segunda etapa en medio cloruro para recuperar al menos plomo y plata.

En este grupo de procesos se encuentran:

- * Proceso BIOX de acción directa.
- * Proceso IBES de acción indirecta.
- * Proceso BRISA de acción indirecta.

Las desventajas esenciales de estos procesos se han indicado ya en algún modo y en síntesis son:

+ La cinética de reacción es aún lenta a pesar de los avances considerables efectuados en los últimos tiempos, lo que implica grandes volúmenes para los reactores y fuertes costes energéticos en agitación.

+ Requieren de numerosas etapas para la disolución de los diferentes metales y su recuperación.

+ El volumen de residuos generado es asimismo muy próximo, si no mayor, que el de la materia prima de partida.

4. CONCENTRADOS GLOBALES Cu + Pb + Zn

En primer lugar debe decirse que no existe actualmente ninguna operación comercial que trate este tipo de concentrados como materia prima exclusiva y solamente algunas fundiciones complejas tratan pequeñas partidas, por ejemplo: Boliden, Hoboken o I.S.Furnace.

En segundo lugar hay que indicar que para obtener elevadas recuperaciones, de todos y cada uno de los metales, este tipo de concentrados ha de incluir elevadas proporciones de pirita. La

causa hay que buscarla en el íntimo intercrecimiento de las especies valiosas y la pirita.

Por lo que se acaba de exponer, algunos de los tratamientos propuestos para los concentrados piríticos pueden ser adecuados para los concentrados globales que vendrían a representar un concentrado de relavo obtenido a partir de un concentrado de desbaste pirítico.

Los niveles de desarrollo de los procesos propuestos como específicos para estos concentrados varían de unos a otros, pero en ningún caso han rebasado el semicomercial, algunos han llegado a la planta de demostración y la gran mayoría se encuentran a nivel de piloto o de laboratorio.

Finalmente debe indicarse que de acuerdo con la composición de los polimetálicos de partida, suelen ser concentrados mayoritariamente ricos en cinc.

Opciones: (Diagrama 2)

- a) Procesos Pirometalúrgicos
- b) Procesos Hidrometalúrgicos

- b1) Medio Cloruro
- b2) Medio Sulfato

- b21) Químicos
- b22) Biológico-Químicos

Dentro del grupo pirometalúrgico se encuentran procesos que implican dos o más etapas de fusión, una básicamente oxidante y otra reductora, aunque algunos procesos lo realizan en un único horno.

Los tratamientos con utilización del horno Kivcet y los practicados por Hoboken operan mediante un "fuming" de las escorias de la primera fusión, operación que se realiza en un horno eléctrico con el objeto de recuperar por volatilización el cinc. La cantidad de cinc que puede alojarse en una escoria depende, como es lógico, del volumen de ella y como dicho volumen es función directa del hierro contenido en la alimentación, se deduce que para atrapar los elevados contenidos en cinc de los concentrados se requiere que dichos concentrados presenten un elevado contenido en hierro.

Dicho de otro modo, estos procesos no son adecuados para concentrados con valores elevados de cinc, máxime que la etapa de fuming se caracteriza por altos requerimientos de energía eléctrica (la más cara), bajos rendimientos en la separación del cinc y en productos de baja ley en el metal. Si a todo lo anterior se le añade que el desprendimiento por volatilización del cinc se produce lentamente, resulta obvia la escasa remuneración que recibe el cinc en estos procesos.

El proceso Ausmelt, con utilización secuencial de un único reactor de fusión, proclama su competitividad pero a pesar de los intentos realizados para obtener información relevante del proceso, ello no ha sido posible. Se carece pues de elementos de juicio fundados para su calificación. En todo caso se trata de un proceso por cargas que si bien puede ser útil para algunas aplicaciones, no parece conveniente para grandes tratamientos.

Del conjunto de procesos de base hidrometalúrgica un primer grupo realiza una tostación previa del concentrado; como representación de ellos tendríamos:

* R. P. C. de Newbrunswick Research & Productivity Council

* S.A.P.E.C. de nuestros vecinos portugueses

* BOLIDEN

No es de extrañar que estos procesos adopten una línea de actuación semejante a la del tratamiento convencional del cinc, mediante tostación/lixivación y electrodeposición en medio sulfato, al ser el cinc el metal componente mayoritario.

Un segundo grupo de procesos renuncia a la tostación sulfatante previa y aborda la transformación en sulfatos por lixivación a presión con oxígeno. Como representantes se podrían citar:

* COMPREX

* SHERRITT GORDON

El tercer grupo de procesos en vía sulfato incluye a aquellos que en algún modo utilizan la actividad bacteriana y se conducen siempre en presencia de ion férrico. El mecanismo de reacción

se presta a discusión sobre todo en aquéllos en los que se asigna un mecanismo directo. Entre ellos se pueden citar:

* BIOX

* IBES

* BRISA

El considerable esfuerzo realizado a lo largo de los últimos veinte años en el campo de las bacterias ha permitido crear cepas adaptadas a elevadas concentraciones de metales. Se pueden diferenciar dos grupos de microorganismos: los mesófilos que operan a temperaturas semejantes a las de los seres vivos de sangre caliente y los termófilos que son capaces de operar a temperaturas 30 °C por encima de los anteriores.

Las vías sulfato tienen en común que no permiten la solubilización de los metales preciosos ni del plomo, por lo cual el residuo de lixiviación debe relxivarse en medio cloruro si se desea extraer al menos plomo y plata. Esta circunstancia que ya se indicó en relación con los concentrados piríticos en el punto 3, es ahora mucho más importante al tratarse de concentrados en los cuales las leyes metálicas son considerablemente superiores.

Para la elección de las condiciones operativas, si el proceso no incluye una tostación inicial, debe tenerse en cuenta que para disolver las especies, sobre todo las de cobre, debe asegurarse que es atacada la más difícil y esta es la calcopirita, por ello se debe optar por altas presiones y temperaturas con tiempos de reacción cortos o bien por temperaturas bajas y presión atmosférica con tiempos de reacción largos. En resumen aunque el cinc sea el mayoritario y se puede lixiviar en condiciones suaves, el elemento cobre minoritario impone las condiciones de reacción.

El grupo de los tratamientos vía cloruro presenta numerosos representantes aunque, como ya se dijo, ninguno de tipo químico-biológico dadas las elevadas concentraciones salinas requeridas.

Estos procesos se caracterizan por operar en todos los casos a presión atmosférica, algunos incluyen un tratamiento inicial previo de tipo pirometalúrgico de oxidación con cloro u oxígeno, generalmente el reactivo lixivante es cloruro férrico, a veces cloruro cúprico y en un caso oxígeno y cloruro amónico.

Todos los procesos de este grupo requieren de una temperatura moderada para permitir una adecuada solubilidad del plomo cuyo sulfuro es el más fácilmente solubilizable, incluso con tiempos cortos de reacción.

Estos procesos permiten el tratamiento de concentrados altos en metales (40% o más como suma de ellos), debido a que los cloruros son en general más solubles que los sulfatos correspondientes.

Son procesos cíclicos en los cuales el reactivo oxidante se regenera en alguna etapa del proceso. A pesar de no ser exclusivo del medio cloruro sino del ion oxidante, férrico o cúprico, en la gran mayoría de los procesos el azufre es oxidado básicamente a la forma de azufre elemental y la pirita se mantiene prácticamente inatacada.

Finalmente hay que destacar que el resultado de la reacción es un licor que contiene el conjunto de los metales solubilizados: plomo, cobre, cinc y plata, por lo que su separación es más laboriosa.

Una selección de este grupo puede ser:

* CANMET por cloruración directa con cloro

* U.S.B.M. por oxidación con cloro y oxígeno

* CUZCLOR por lixiviación con cloruro férrico

* ELKEM por lixiviación con cloruro férrico

* MINEMET por lixiviación con cloruro cúprico

* CENIM-LNETI por lixiviación con cloruro amónico y oxígeno.

Una vez hechas las consideraciones generales anteriores, se realiza la revisión crítica de los procesos comenzando por los denominados vía sulfato.

El proceso R.P.C. que como se indicó comienza con una tostación sulfatante, se diseñó para tratar concentrados globales cuya suma en metales no férreos sea del 30% como mínimo y obviara una de las clásicas limitaciones de los procesos convencionales del tipo tostación, lixiviación y electrólisis como es la ferritización que se produce cuando los contenidos de hierro son elevados. Este fenómeno lleva indefectiblemente a la pérdi-

da de rendimiento en particular del cinc al formarse compuestos de muy difícil solubilización.

Entre sus limitaciones se encuentra, como no podía ser menos, la generación de ácido en grandes cantidades, con los inherentes condicionantes de mercado por todos conocidos y al propio tiempo la necesidad de un tamaño mínimo que justifique la planta de ácido.

Otra limitación se establece en relación con la concentración de cobre y plomo en la alimentación que no puede rebasar en conjunto el 14% ni el 5/6% de cobre, debido a las defluidificaciones que se producen en el horno de tostación, originadas por la pegajosidad de los materiales generados.

Un problema adicional que se presenta, es la generación de elevadas proporciones de ácido débil como consecuencia de la atmósfera de SO₂ que es preciso mantener para alcanzar grados de sulfatación importantes.

Los procesos de S.A.P.E.C. y BOLIDEN tratan de evitar los problemas relacionados con la ferritización realizando, respectivamente, una transformación a pirrotina y una magnetización, para continuar luego con la sulfatación. El resultado total no varía demasiado con lo planteado para el proceso R.P.C.

Común a todos estos procesos es generar unos polvos volantes muy cargados en elementos fuertemente contaminantes como arsénico, mercurio y plomo.

Los procesos por sulfatación en medio acuoso con oxígeno se diferencian de los vía tostación en que no producen gases sulfurosos y por tanto no están ligados en modo alguno al mercado del ácido.

El proceso más específico para los concentrados globales de complejos es el COMPREX ya que fue diseñado para ellos. Entre sus limitaciones principales se encuentra la cantidad de hierro que puede aceptar, ya provenga de sulfuros simples de hierro o de sulfuros dobles de cobre y hierro, y ello en base a que la hidrólisis del sulfato férrico se conduce de modo que genere óxido férrico hematítico y ácido sulfúrico. Esta reacción se ve limitada por la concentración de ácido lo cual se traduce, bien en un límite en el hierro, o bien en la relación sólido/líquido.

Un problema que se presenta es la necesaria purga de líquido cargado en cloruros que, procedente de la etapa de tratamiento de efluentes, debe descargarse. La concentración en cloruro sódico, 40-50 g/l, es tal que teóricamente podría enviarse al mar, con lo cual se condiciona la localización de la planta, en caso contrario, si se opta por la evaporación natural en salinas, las limitaciones aparecen por la gran superficie necesaria para su operación y la exigencia de fuertes preparaciones del terreno destinado a tal fin.

El azufre que la alimentación aporta al proceso, resulta transformado en yeso por lo cual su factor de conversión es de 5,4, esto implica que con independencia del hierro la cantidad de residuos rebasa en mucho la de materia prima. Por tanto resulta previsible la necesidad de presas de residuos voluminosas y fuertes costes por este concepto.

El proceso SHERRITT GORDON opera en condiciones más suaves de presión y temperatura pero en contrapartida no es capaz de solubilizar la totalidad de cobre y cinc. El azufre es transformado parcialmente en su forma elemental y en sulfato con lo cual se presentan problemas. Por un lado el recubrimiento de las partículas del concentrado por azufre y por otro la generación de jarositas difícilmente solubles. En realidad este proceso se trató de adaptar a complejos, cuando en realidad su destinatario eran los concentrados de cinc con niveles de impurezas superiores a los normales.

Los procesos en los cuales interviene la actividad bacteriana deben separarse en dos grupos fundamentales, aquéllos en los cuales las bacterias operan exclusivamente sobre licores oxidando ion ferroso a férrico y por tanto sin contacto con el concentrado, y aquellos otros en los que existe contacto íntimo entre los microorganismos y el concentrado. Convencionalmente se suelen denominar, respectivamente, como contacto indirecto y directo.

Los procedimientos de contacto directo pueden realizarse con bacterias mesófilas o termófilas aunque los procesos descritos en su mayoría utilizan las mesófilas. El proceso BIOX se ha aplicado a mineralizaciones con fuertes contenidos en oro, con el propósito de eliminar la refractariedad debida a los metales no férreos, solubilizándolos y permitiendo que el residuo de lixiviación sea fácilmente cianurable.

Entre los problemas que presentan este tipo de técnicas se encuentra la cinética de disolución, lo cual conduce a tiempos de reacción muy dilatados.

En segundo lugar debe de limitarse la concentración de sólidos, ya que los licores generados llegan a alcanzar concentraciones, en metales, intolerables para las bacterias incluso adaptadas previamente.

La concepción de los reactores debe permitir el acceso de oxígeno y anhídrido carbónico a un régimen adecuado para el desarrollo de las bacterias y, por si fuera poco, dispersar dichos gases convenientemente y mantener en suspensión las partículas sólidas, sin que ello suponga una degradación por abrasión de las células vivas. La tarea como puede comprenderse no es sencilla y es la causa de que a nivel práctico casi no se aplique.

Los procesos por contacto indirecto permiten la separación entre las etapas de lixiviación y de regeneración del lixivante, con lo cual cada una de ellas puede conducirse en las mejores condiciones posibles. Debido a esta configuración los mayores avances en biolixiviación se han producido en estas técnicas.

No obstante, los problemas que se presentan vienen relacionados con la fuerte recirculación de licor regenerado, necesaria para mantener en un nivel aceptable la concentración de hierro total. Al propio tiempo la separación entre el sólido y el líquido que forman la pulpa reaccionante, puede dar problemas debido a la finura de las partículas del concentrado.

El proceso IBES, que fue probado a nivel semi-industrial con concentrados mixtos de tipo cobre/cinc, supone un hito importante, pero debe tenerse en cuenta que su finalidad era la eliminación de cinc y no la solubilización de los dos metales.

Cuando se plantea la disolución de menas conteniendo cobre, en particular calcopirita, la reacción de disolución de ésta es demasiado lenta como para que tenga interés a nivel práctico. Para salvar esta situación se recurre a la aplicación del ion plata como catalizador. Con este recurso se salva el escollo pero se alarga el proceso con una etapa de recuperación del catalizador.

El proceso BRISA que contiene la tecnología esbozada es el ejemplo que se propone en este campo. La utilización de ion férrico como agente oxidante conduce a la generación de azufre elemental el cual permanece en el residuo de lixiviación. Si se pretende, como es lógico, recuperar el catalizador, aparece como paso previo ineludible la retirada del azufre elemental generado antes de proceder a la recuperación de la plata. El elevado número de etapas precisas puede constituir uno de los problemas básicos de este proceso.

El grupo de procesos por vía cloruro, de forma análoga a los vía sulfato, se diferencian fundamentalmente en el método de ataque inicial aunque comparten entre sí los procedimientos de recuperación de los metales solubilizados.

Al ser procesos en los que el agente oxidante se regenera en algún punto del circuito, como ya se indicó antes, la etapa de regeneración influye en el conjunto del proceso marcando sus exigencias ya sea en las etapas de electrodeposición o en otras como la lixiviación.

Un hecho común a estos procesos, y que comparten con la biolixiviación por contacto indirecto, es la ubicación del oro en el residuo de lixiviación junto con el azufre y la pirita inatacada. Como ya se apuntó, esta situación se traduce en la necesidad de retirar el azufre, por cualquier procedimiento inclusive la tostación, previamente a la disolución del oro.

Cualquiera que sea el camino que se adopte tiene dificultades y costos significativos.

La solubilidad del plomo impone una temperatura de lixiviación y su separación posterior suele realizarse por cristalización del cloruro, al proceder al enfriamiento previo a las etapas de separación de cobre y cinc mediante extracción por disolventes.

A este respecto debe indicarse que en la última década se han desarrollado productos extractantes, tanto para cobre como para cinc, de magníficas prestaciones.

Asimismo las electrodeposiciones en medio cloruro, para cobre y para cinc, han experimentado un avance destacable en cuanto a sus aspectos de detalle, muy en particular los nuevos desarrollos de la celda electrolítica de cinc realizados

por Técnicas Reunidas, apoyada con fondos públicos.

En conjunto puede decirse que están entre las técnicas más prometedoras.

5. CONCENTRADOS SEMIDIFERENCIALES Cu + Pb

A pesar de la ambigüedad que en el aspecto cuantitativo presenta el enunciado del epígrafe, puede decirse que si se tiene en cuenta la composición de los minerales complejos ibéricos dada al comienzo de esta exposición, los concentrados de cobre/plomo pueden variar la proporción Cu:Pb desde 1:1 hasta 1:5.

De hecho, es más próximo a la realidad decir que son concentrados en los que la pirita es la especie mayoritaria, que contienen niveles elevados de metales preciosos en particular plata y que en correspondencia incluyen altos niveles de impurezas (As, Sb, Bi, Sn y Hg). Es decir son en realidad un "cajón de sastre" de los metales con base cobre/plomo.

Con lo antedicho ya puede entreverse que nos hallamos frente al gran problema de los minerales complejos de la Faja Pirítica Ibérica: de qué modo y en qué producto descargar las impurezas que hacen poco atractivos a estos materiales.

La obtención por flotación de estos concentrados cobre/plomo permite la separación de un concentrado de cinc relativamente exento de impurezas y que, en general, no suele presentar problemas de comercialización.

Si recordamos que el metal mayoritario en los complejos es el cinc, tanto en cantidad como en valor económico, se pone de manifiesto que existe la posibilidad de reducir el volumen de inversión necesario para una posible planta de tratamiento no convencional y se reduce el riesgo que supone acometer una planta para los tres metales principales.

Es por ello que no han sido pocos los esfuerzos desplegados para colocar en el mercado los concentrados cobre/plomo o, de no ser ello posible, tratarlos específicamente. A continuación se revisarán las diferentes alternativas. (Diagrama 3).

En primer lugar debe decirse que cuando sea posible generar una parte de este concentrado en una forma que tenga una relación Plomo:Cobre de 5:1 como mínimo, ésta se puede tratar en plantas convencionales de plomo siempre y cuando la ley en plomo sea suficiente, al menos 45%. En todo caso si los contenidos en cobre y arsénico son altos, la metalurgia se complica enormemente al aparecer más fases: bullión de plomo, mata, speiss, escoria y humos, con lo cual los rendimientos son bajos y las recirculaciones de intermedios altas. En consecuencia aún en el mejor de los casos, la utilidad económica de la vía convencional de plomo es muy dudosa.

En otras ocasiones es factible generar una parte del concentrado cobre/plomo en un producto cuya proporción Cobre:Plomo sea 6:1 o superior; de ser así esta fracción tendría cabida en una fundición convencional de cobre de tipo flash. Al igual que en el caso anterior todo ello está condicionado a la presencia de otras impurezas y a la situación de los mercados de concentrados.

Por cualquiera de los caminos esbozados resulta evidente que la valoración de los concentrados será poco remuneradora y siempre existirá una porción remanente de concentrado no aceptable en el mercado normal.

Entre las alternativas intermedias que se han propuesto, encontramos aquellas en las que se realiza inicialmente un tratamiento de lixiviación del plomo en medio cloruro, seguido de una pirometalurgia del concentrado de cobre residual. Este sistema presenta una limitación importante, el nivel de agotamiento casi absoluto que hay que alcanzar con los cloruros para que los concentrados sean aceptables por las fundiciones. Al propio tiempo, el nivel de aquellas impurezas, insolubles en medio cloruro, se incrementará en el concentrado de cobre residual con el consiguiente reforzamiento de las penalizaciones.

En algunas situaciones, con especial demanda de concentrados o en fundiciones integradas de varios metales, es posible encontrar oportunidad para colocar los concentrados cobre/plomo, pero en todo caso siempre la valoración de tales concentrados será poco interesante y limitada en cuanto a la cantidad, puesto que la fundición deberá diluir los concentrados impuros con otros de muy bajo nivel de impurezas.

No obstante, hay que expresar que siendo el plomo un metal que por sus utilizaciones permite un elevadísimo grado de reciclaje y que sus cotizaciones son bastante estables a largo plazo, por lo que no es de esperar que las soluciones se produzcan del lado de las fundiciones de plomo.

Por todo lo anterior se refuerza la opinión de que es en este grupo de concentrados cobre/plomo, en el que se encuentra la clave del éxito para el beneficio de los minerales complejos.

Desde el campo hidrometalúrgico se han propuesto algunas alternativas, entre ellas las avanzadas por METALEUROP RECHERCHE, sucesora de la antigua MINEMET, de lixiviación vía cloruro férrico y electrodeposición del plomo en celda de diafragma. Los rendimientos para cobre son reducidos e incompletos para cinc. Viene a ser un proceso pensado para concentrados de plomo como alternativa a la fundición tradicional.

Un procedimiento mixto es el BHAS que efectúa una lixiviación en medio combinado cloruro/sulfato de matas impuras de cobre/plomo y recupera el cobre mediante electrodeposición. Supone un sistema auxiliar en fundiciones de cobre que procesan materias primas con contenidos de plomo superiores a lo normal.

Finalmente, una variante del proceso COMPREX, la conocida como L, fue probada a escala piloto procesando concentrados de cobre/plomo de la Faja Pirítica y en base a los resultados obtenidos se realizó un estudio de viabilidad de tipo técnico-económico por una empresa consultora externa. Los resultados finales pusieron de manifiesto que el proceso era técnicamente viable, pero inviable económicamente debido a sus elevados costos, fundamentalmente los de tratamiento.

Hasta el momento no se ha emprendido ningún estudio de tipo biohidrometalúrgico sobre estos concentrados y por tanto se desconoce si realmente cabe esta opción de tratamiento.

Como se deduce de todo lo anteriormente expuesto, la investigación desarrollada, aproximadamente en los últimos veinte años para beneficiar los sulfuros complejos de la Faja Pirítica ha sido de un volumen y complejidad ingentes. Puede afirmarse, sin temor a equivocarse, que en pocos campos de la ciencia aplica-

da se ha dedicado un esfuerzo tan intenso y continuado como el realizado en este campo.

6. RESUMEN

Los sulfuros complejos de la Faja Pirítica Ibérica requieren para la separación de sus componentes, en concentrados diferenciales, unos grados de molienda que van de finas a ultrafinas, lo cual implica inconvenientes a la hora de realizar la flotación, entre ellos:

- * Elevados consumos energéticos.
- * Elevados consumos de reactivos.
- * Cinéticas de flotación lentas.
- * Concentrados impuros debido a liberación incompleta.
- * Elevadas tasas de recirculación.
- * Recuperaciones deficientes.

Aunque es posible generar concentrados globales con moliendas algo más gruesas, la reducción de costes operativos es limitada si se quiere alcanzar un rechazo de pirita suficientemente elevado como para que la suma de metales no férricos principales, permita plantear un tratamiento diferenciado.

Los concentrados de cinc que se producen a partir de los complejos Ibéricos son aceptables para las metalurgias convencionales, plantas del tipo R.L.E. (tostación, lixiviación y electrodeposición), y representan una porción mayoritaria del total de concentrados producibles. De los elementos minoritarios normalmente presentes en los complejos, los concentrados de cinc dan cuenta de la mayor parte del mercurio.

Los concentrados de cobre y de plomo que se producen o el de cobre+plomo que pudiera producirse contienen la mayoría de los metales minoritarios considerados como impurezas (As, Sb, Bi, Sn, etc) y de la plata, pero no contienen generalmente más que una reducida proporción del oro total inicialmente presente en los complejos.

La fracción pirítica, que en cualquiera de los esquemas de flotación se rechaza como residuo, contiene la mayor parte del oro presente en estas mineralizaciones.

Los procesos que se encaminan a tratar los minerales directamente o los concentrados de la totalidad de los sulfuros, inclusive la pirita por vía

pirometalúrgica, han mostrado hasta ahora escaso interés y numerosos fracasos que no hace al caso señalar. En líneas generales, conducen a grandes cantidades de ácido que hay que colocar en un mercado dominado por el denominado fatal y por tanto sin seguridad de venta. Al lado de este problema principal se sitúa el de las cenizas de tostación que, tras la recuperación de los metales, deben ubicarse en condiciones tales que cumplan con las disposiciones legales.

Los concentrados globales de cobre+plomo+cinc aunque producibles con mejores recuperaciones y costos de producción algo más reducidos, presentan la característica de incluir la totalidad de los elementos minoritarios definidos como impurezas y la mayor parte de la plata, pero han perdido en la pirita residual una fuerte proporción del oro inicial. Un problema colateral que se presenta en esta opción, es la elevada proporción de residuos piríticos que se generan por unidad de concentrado global producido y que en nada mejora la actual situación de fabricación de concentrados diferenciales.

El tratamiento de estos concentrados globales no parece muy factible por caminos pirometalúrgicos, en primer lugar por razones de tipo técnico en relación con las especificaciones que los productos finales deben de cumplir, sobre todo en las impurezas, y la dificultad de conseguirlo consistentemente, a costes competitivos, con materias primas "sucias". En segundo lugar por razones medioambientales, ya que las impurezas deben salir de los circuitos para su tratamiento posterior o como residuos que, como las escorias, aseguren su carácter inerte.

Ni que decir tiene que los procesos que inicien el tratamiento con una etapa de tostación sulfatante van a generar una proporción considerable de ácido, aunque inferior a la de los procesos basados en pirometalurgias clásicas. En todo caso las composiciones de los concentrados, con valores medios de cobre y plomo, pueden crear agudos problemas en el funcionamiento de los hornos debido a su tendencia a la aglomeración.

El tratamiento de los concentrados globales, por vías hidrometalúrgicas, tiene una mayor oportunidad de convertirse en factible, si bien debe acreditar unos costos operativos soportables y

unos niveles de inversión razonables. En ambos aspectos se marcan claras diferencias entre los diferentes procesos propuestos. Un enfoque de adaptación de procesos creados para materias primas diferentes de los complejos y posteriormente adaptados a éstos, puede ser un sistema para cubrir campo con una patente, pero la mayor parte de las veces no ha hecho más que crear confusión y falsas expectativas. En opinión del autor los complejos de la Faja Pirítica presentan singularidades suficientes como para requerir de procesos específicos.

Otro aspecto casi siempre relegado a segundo plano es la remuneración del concentrado global, unas veces se difumina englobando las facetas mineras, mineralúrgicas y metalúrgicas en un coste único, sin tener en cuenta que pudiera provenir de varios yacimientos/compañías con costes individuales muy diferentes. Otras veces no se tienen en cuenta los costes totales al deducir los relativos a depósitos de residuos, vertidos, etc. y su viabilidad real de implantación. Finalmente suelen considerarse productos vendibles algunos que no lo son, como por ejemplo los concentrados de impurezas conteniendo arsénico, antimonio, bismuto, mercurio, etc., junto a plata, con lo cual parece contarse con ingresos cuando en realidad no hay tal.

El panorama presentado pudiera parecer sombrío, en realidad la opinión del autor es muy diferente a la que el análisis frío de lo expuesto puede conducir. Debe decirse que, en general, los complejos de la Faja Pirítica Ibérica permiten la separación de unos concentrados de cinc aceptables y todo lo demás son productos con problemas de diferente índole. Este enfoque permite la supervivencia de aquellas explotaciones que puedan operar en base al cinc recuperable y la ayuda que los otros metales puedan proporcionar.

Es imprescindible que se dediquen esfuerzos considerables a valorizar los concentrados cobre+plomo, ya que como se ha indicado suponen el acúmulo de las impurezas de los complejos. Con ello no se pretende sugerir que se descarten los procesos enfocados al tratamiento global, pero sí evitar que el ideal técnico nuble la posibilidad inmediata, menos perfecta pero realizable.

DIAGRAMA 1:1
SULFUROS COMPLEJOS

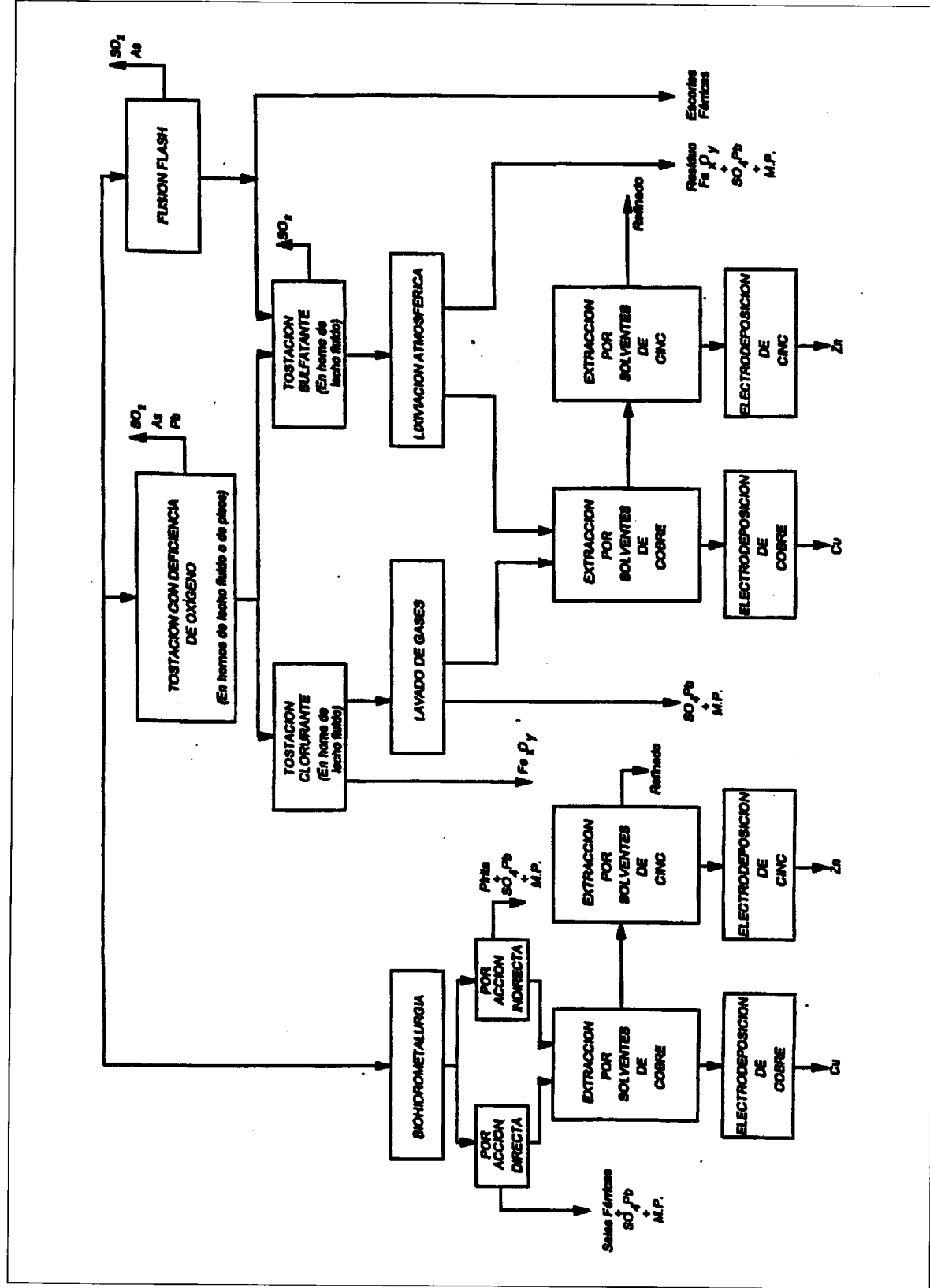


DIAGRAMA 1:2
CONCENTRADO GLOBAL Cu+Pb+Zn

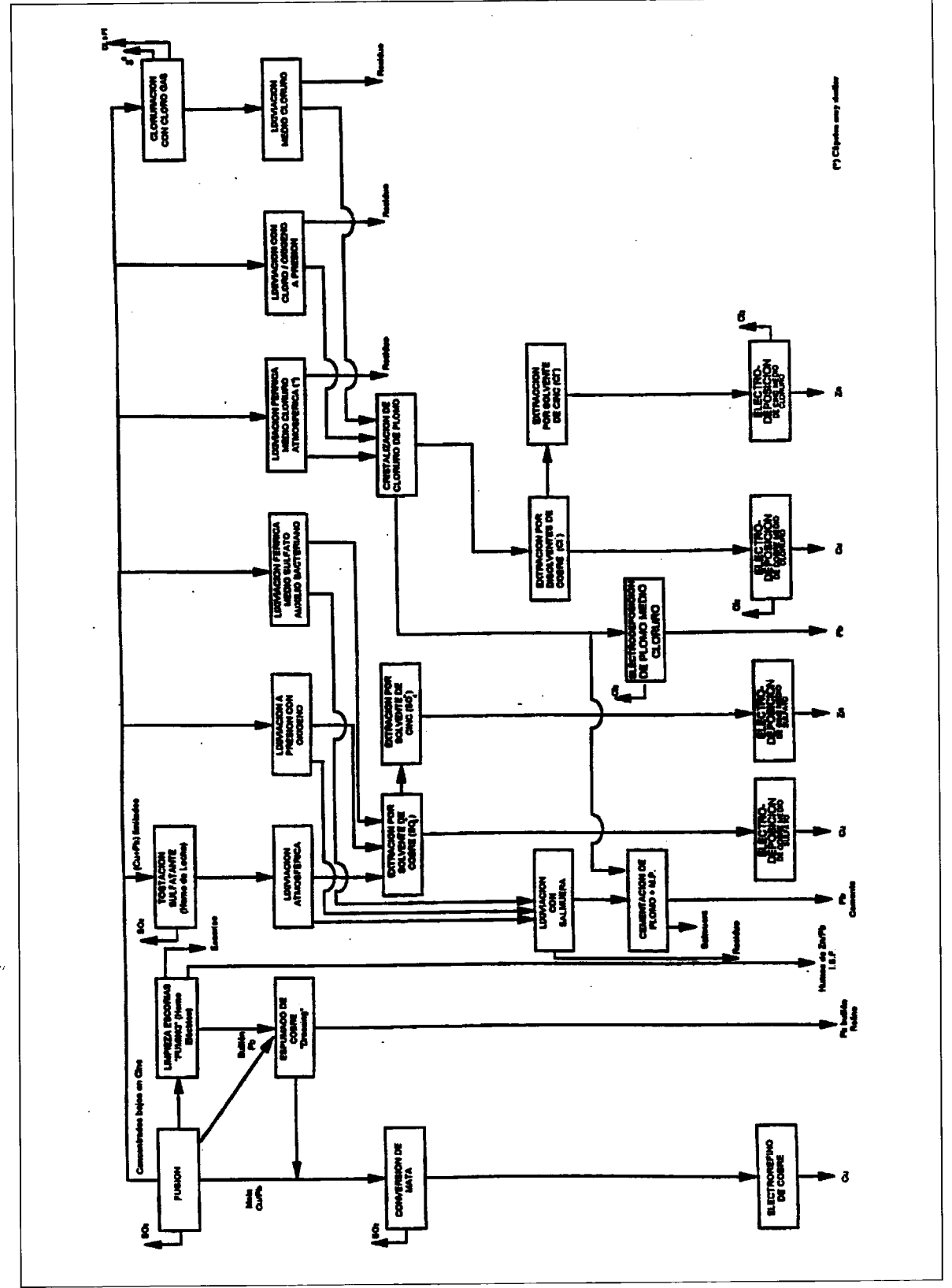
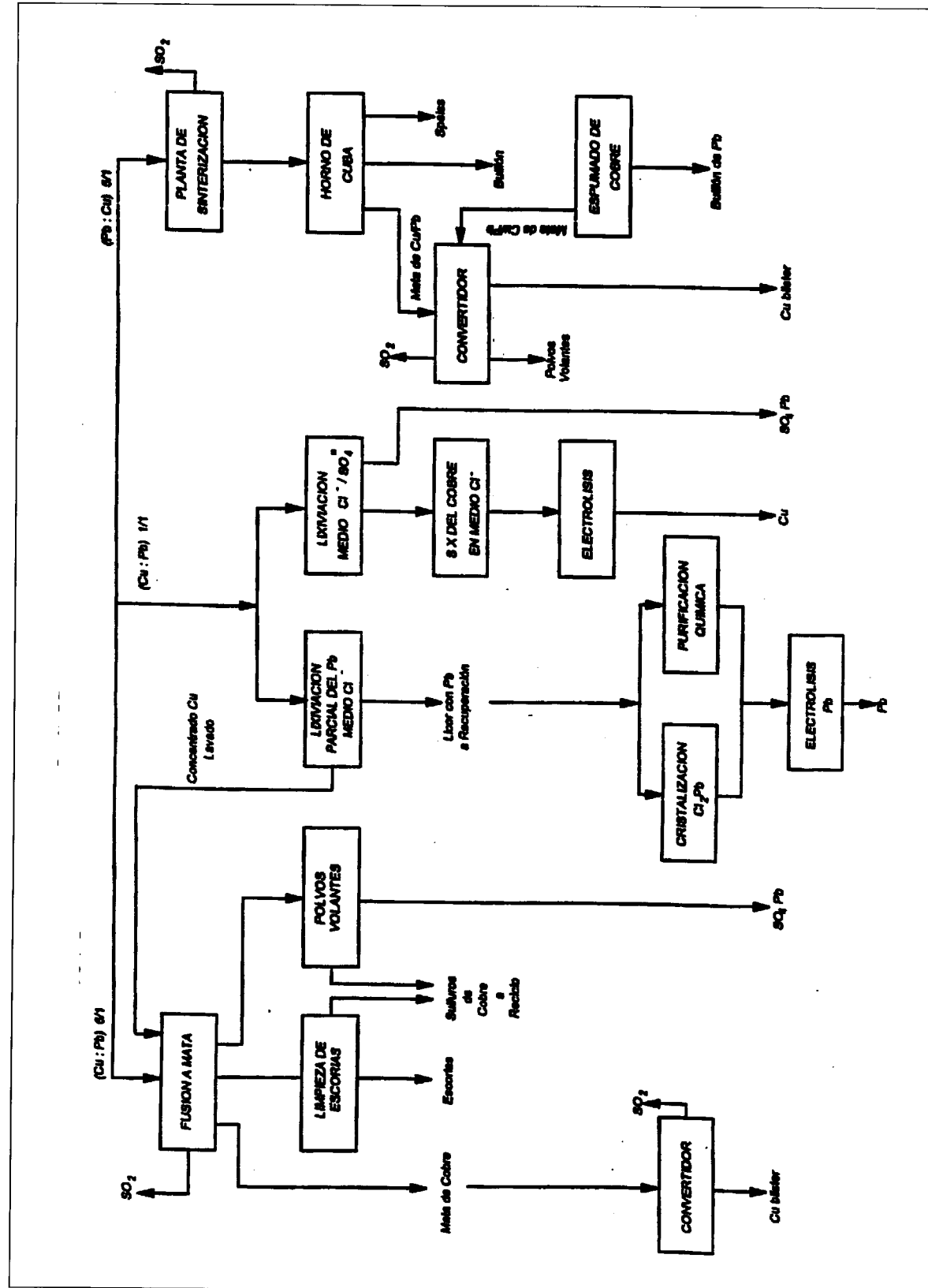


DIAGRAMA 1:3
CONCENTRADO SEMIDIFERENCIAL Cu+Pb



Biohidrometalurgia: aplicación a los sulfuros complejos

Por F. J. GARCIA FRUTOS (*)

RESUMEN

La biolixiviación ha sido normalmente practicada a escala industrial en forma de lixiviación "in situ", en montones y en pilas sobre minerales sulfurados de cobre de baja ley y minerales o marginales de uranio. En cambio, la biolixiviación de concentrados de minerales en reactores agitados no ha sido practicada a escala industrial hasta hace muy pocos años, aplicándose en la actualidad a minerales refractarios de oro. Sin embargo, para el caso del cobre, la biolixiviación de los concentrados todavía no es competitiva con los procesos convencionales debido fundamentalmente, a su lenta cinética. En este trabajo, se realiza un breve repaso a las aplicaciones industriales de la biohidrometalurgia de minerales de cobre y de menas de oro refractario. Asimismo, se expone el estado actual de las investigaciones que en este sentido se están llevando a cabo.

Palabras clave: Biohidrometalurgia, Lixiviación, Cobre sustancia, Oro sustancia, Biooxidación, Microorganismos termófilos, Investigación en curso.

ABSTRACT

Bacterial leaching has been utilized on a commercial scale in the form of "in situ", dump and heap leaching to low grade copper sulfides and uranium ores. On the other hand, bacterial leaching of concentrates in agitated reactors at industrial scale had not been practised until few years ago, but at now are applying to refractory gold ores. However, for copper, bioleaching of copper concentrates due to slow kinetic has not been competitive with conventional procedures until now. A brief review of the industrial applications and state of art of bioleaching of copper and refractory gold ores are presented in this paper.

Key words: Biohydrometallurgy, Lixiviation, Copper ores, Gold ores, Biooxidation, Thermophilic microorganism, Current research.

BIOHIDROMETALURGIA DE MINERALES DE COBRE

Se ha estimado que la lixiviación bacteriana es responsable de más del 15% de la producción mundial de este metal. Si en los primeros años de este siglo, la flotación hizo posible el tratamiento de minerales de cobre con menos del 2% e incluso con leyes de hasta 1%, la lixiviación bacteriana, ha permitido que puedan ser tratadas importantes reservas de minerales marginales y estériles con leyes menores del 1%.

(*) Jefe del Dpto. de Mineralurgia del ITGE.

En este sentido, Chile, que como es sabido es el mayor productor del mundo de cobre, de las reservas de que dispone (150 Mt), casi 47 Mt están contenidas en minerales pobres donde su recuperación por los métodos convencionales no es rentable.

Lixiviación en montones

Un ejemplo del aprovechamiento de estos recursos marginales lo constituye el Proyecto Ripios de Chuquicamata.

En la década de los 80 se inició el proyecto con el propósito de incorporar recursos marginales

(sulfuros de baja ley) en proyectos hidrometalúrgicos de alta rentabilidad, como son los "ripios" acumulados en el "botadero", conteniendo 465 Mt con una ley media en cobre de 0,3%. Este proyecto de gran desafío y complejo en su desarrollo, logró su conceptualidad en 1.984 contemplando el proceso: LB (lixiviación en "botadero"), SX (extracción con solventes) y EW (electroobtención). Actualmente, el proyecto "ripios" sustenta gran parte de la actual producción hidrometalúrgica de Chuquicamata y presenta costos de operación de 0,25 \$, uno de los más bajos del mundo.

Las principales características de este proceso son las siguientes:

- El "ripio" presenta una granulometría de 75%-1/2", porosidad de lecho 39% y total de contenido en cobre (0,3%) del cual más del 55% se encuentra en la fracción -100 mallas en forma de sulfato, fundamentalmente. El "botadero" tiene la forma de una cuña que en su borde norte presenta una altura de 5 m y de 120 m en el talud sur.
- La lixiviación es por lecho irrigado sobre módulos de 2 m por período de 12 meses bajo una tasa de irrigación de 10 l/hm². La solución escurrida por el "ripio", continua permeando la base de grava en forma horizontal hasta su captación por un sistema de una cortina de rototúneles distanciados cada 5 m que canalizan las soluciones al túnel de drenaje que circunda el talud sur en toda su longitud.
- La solución obtenida, se lleva a la planta de SX con capacidad para procesar 3.200 l/s, contando con dos etapas de extracción y reextracción, lavado y post decantación.
- La electrodeposición del cobre se realiza en tres circuitos independientes con seis secciones de 25 celdas cada una.

Actualmente, mediante este proyecto se produce 90.000 t/año de cátodos de cobre.

Lixiviación "in situ"

Un ejemplo de lixiviación "in situ" lo constituyó la lixiviación del "cráter" artificial de la explotación "El Teniente" de CODELCO producido por el método de explotación de la mina.

En este caso, el tiempo de lixiviación es de un año y medio. El lixiviado, junto con las aguas de drenaje de diferentes sectores de la mina, que contienen cobre disuelto, es tratado en la planta de extracción con solventes y electroobtención, obteniendo cátodos de cobre de una pureza de 99,98% y una producción que alcanza las 6.000 t de cobre fino anuales.

Lixiviación en pilas

Sin embargo, es la lixiviación en pilas seguida de extracción con solventes y electroobtención el proceso hidrometalúrgico más aplicado industrialmente en Chile y el que constituye la práctica totalidad de los nuevos proyectos.

Dentro del proceso de lixiviación en pilas merece especial mención el proceso TL (thin layer), siendo la explotación "Lo Aguirre" de la Sociedad Mineral Pudahuel la primera planta comercial que empleara este proceso de lixiviación no convencional y la tecnología de extracción con solventes orgánicos.

La planta de "Lo Aguirre" inició sus operaciones en 1980, con una capacidad de 2.500 t/día y producción de 16.500 t/año de cobre catódico. Las características principales del proceso practicado en "Lo Aguirre" son:

- El mineral presenta malaquita y crisocola como óxidos predominantes y los sulfuros son calcocita y bornita; con un consumo de ácido de alrededor de 60 kg/t.
- El mineral triturado a -3/16", se somete a curado ácido en un tambor rotatorio donde se aglomera y se inicia el ataque. Luego el mineral humectado es apilado (3-6 m de altura de pila) en canchas para su lixiviación en lecho irrigado para extraer la mayoría del cobre oxidado y alrededor del 40% del cobre sulfurado. Una lixiviación secundaria posterior de los "ripios" extraerá el resto del cobre sulfurado.
- La solución cargada con unos 3 g/l de cobre se trata en la planta SX, con capacidad para procesar 7.000 l/min. El proceso consta de dos etapas de extracción y dos de reextracción, el refino es retornado a la lixiviación y el electrólito cargado es enviado a EW.
- La planta de EW consta de 64 celdas productoras y 8 para producir láminas, estando cada

celda provista de 61 ánodos de plomo-calcio y 60 cátodos. La producción programada es de 47 t/día de cobre catódico de pureza 99,99 por 100.

En 1982 empezaron a practicar la lixiviación secundaria de sulfuros, requiriendo 180 días para lograr una recuperación del 80 al 90 % del cobre sulfurado original, dando origen al proceso BTL (Bacterial Thin Layer). Posteriormente en 1986, entró en operación su segunda planta SX (6.000 l/min) para conectarse al sistema de lixiviación secundaria con el objetivo de disminuir costos. De esta forma, desde 1987 se practica una sola lixiviación simultánea para óxidos y sulfuros (Figura 1).

En estos procesos (TL y BTL), la base fundamental está en cómo se realiza la aglomeración. La adición de ácido y especialmente la de agua debe de hacerse de modo que las partículas finas se adhieran en torno a las gruesas, produciendo un material particulado, homogéneo, cohesionado, altamente permeable, capaz de

aceptar un flujo continuo de solución a través del lecho sin que éste pierda su forma ni su estabilidad. La solución refino de SX, percola en flujo descendente a través del lecho, sin inundarlo, formando una delgada capa de líquido que rodea a la superficie de las partículas aglomeradas, sin destruirlas. Entre dos aglomerados adyacentes, existe un espacio vacante ocupado por aire, lo que genera una inmensa área que posibilita los fenómenos de transferencia de masa por convección y/o difusión entre la fase gaseosa y líquida (Figura 2). Estas características, proveen de unas condiciones muy adecuadas para el desarrollo de la actividad bacteriana y por consiguiente su aplicación a lixiviación de sulfuros secundarios (BTL).

La experiencia lograda en "Lo Aguirre" y los constantes estudios y desarrollos llevarían a SMP a colocarse en un lugar de avanzado desarrollo tecnológico. De este modo, el proceso desarrollado en "Lo Aguirre" es utilizado en nuevas plantas chilenas; así, participan en el proyec-

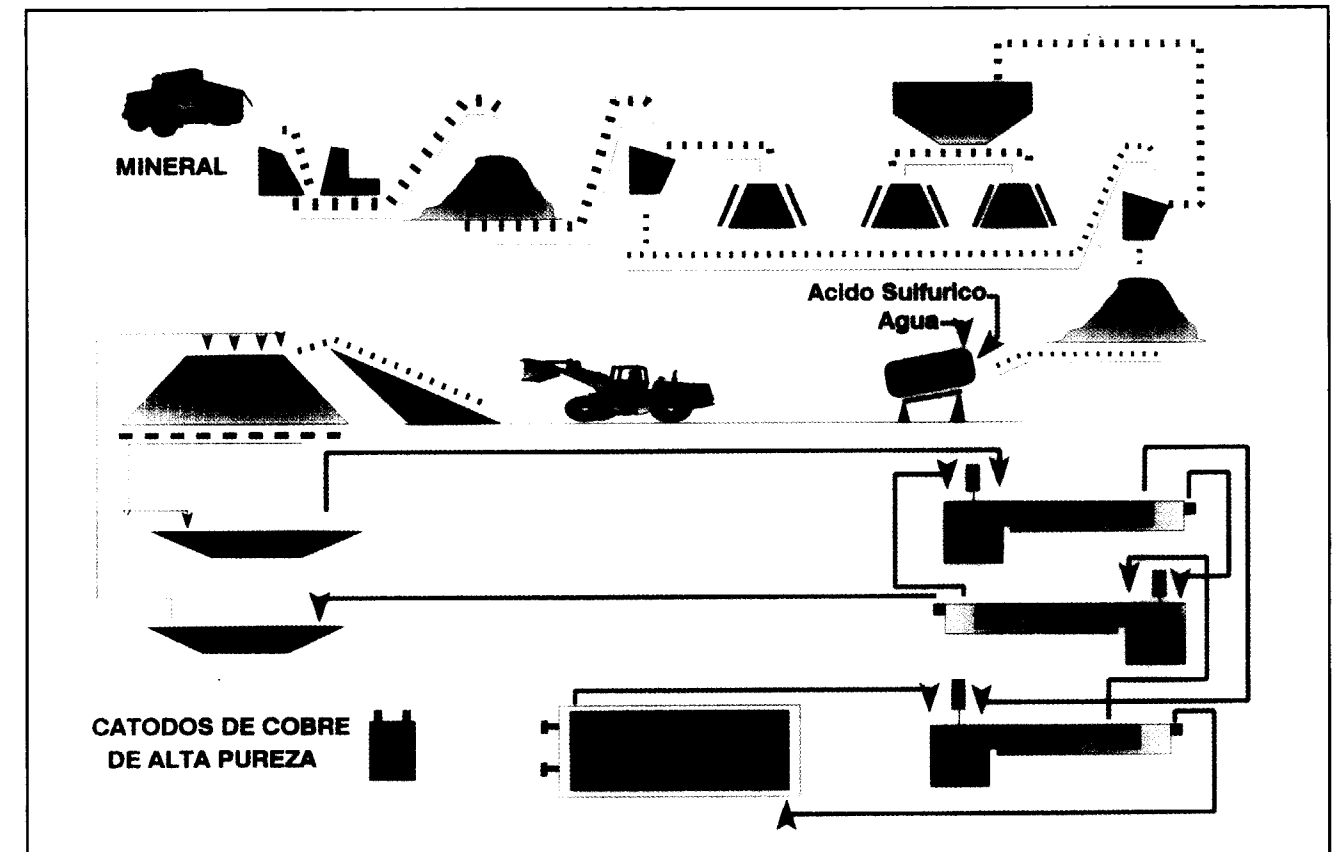


Fig. 1.—Proceso BTL de "Lo Aguirre".

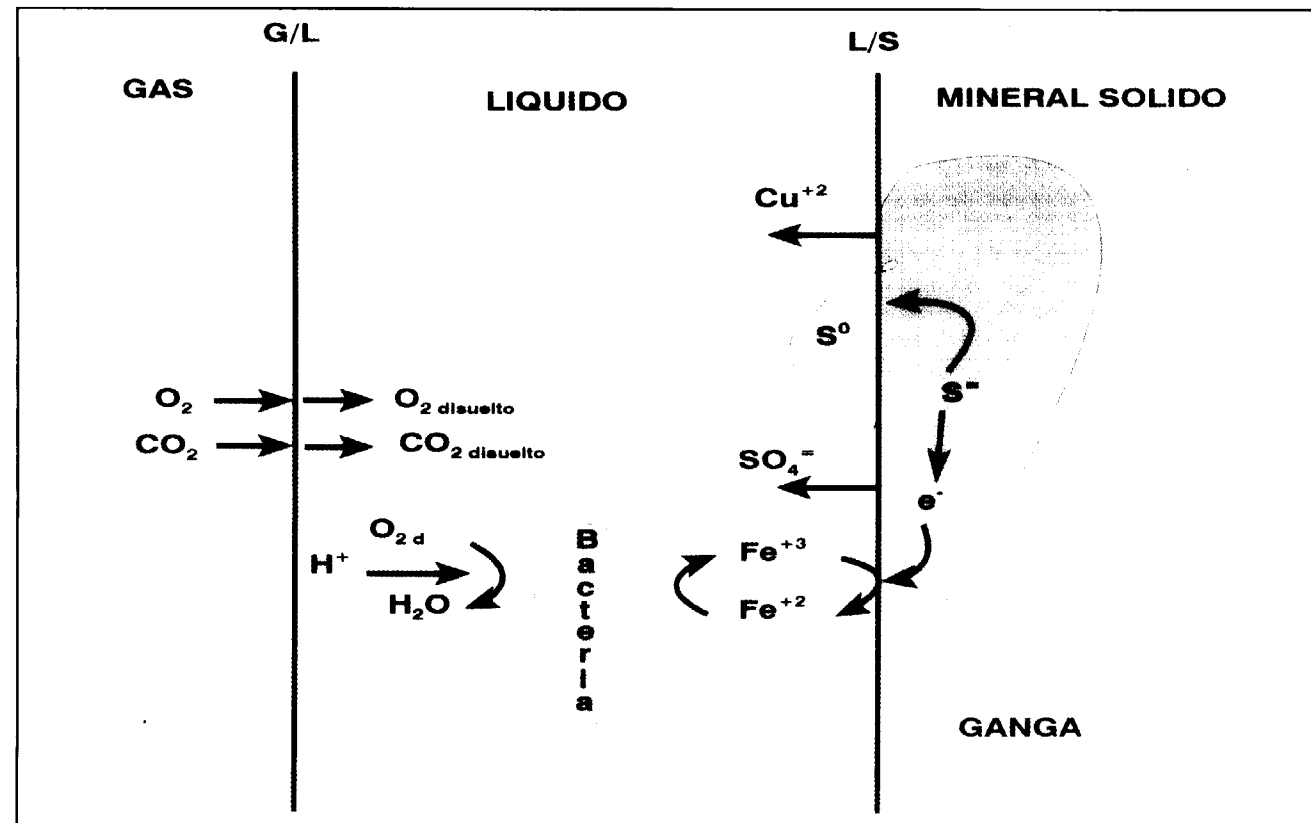


Fig. 2.—Sistemas de reacción en biolixiviación.

to de "Quebrada Blanca" como propietarios junto con Cominco, Teck Resources International Ltd y ENAMI, y en "Cerro Colorado" (Rio Algom) recibiendo royalties por tonelada de cobre producido por la utilización de este proceso.

Muchos de los nuevos proyectos involucran lixiviación bacteriana acompañada de SX y EW. El cobre hidrometalúrgico representa un 27% de la producción total histórica chilena de un total cercano a 50 Mt de cobre fino (período 1900-1992). Esto refleja la tendencia e importancia de la vía hidrometalúrgica en Chile. Así, para 1996 la producción de cobre hidrometalúrgico se acercará a los 600 kt y a largo plazo, en pronóstico conservador, en el año 2000 se estará produciendo sobre los 800 kt lo que podría representar alrededor del 30% de la producción nacional.

Concentrados calcopiríticos

Anteriormente se ha reseñado la importancia que tiene la hidrometalurgia y dentro de ella la

biohidrometalurgia de minerales de cobre en un país como Chile. Sin embargo, como es bien conocido, los recursos de minerales oxidados y minerales sulfurados secundarios sobre los que se aplican los procesos biohidrometalúrgicos no constituyen las reservas más importantes de cobre en el mundo, sino que éste está presente en su mayor parte como calcopirita.

Por ello, la mayoría de las investigaciones sobre lixiviación de minerales de cobre, está dirigida a la calcopirita por varias razones:

- Mayor abundancia en la naturaleza
- Una gran parte de los yacimientos existentes son complejos y sobre todo piríticos.
- La calcopirita es el mineral más difícil de lixiviar.
- Mediante la aplicación de los procesos convencionales (flotación-fusión de concentrados) se obtienen resultados deficientes con concentrados impuros, penalizados por las fundiciones, y con altos costes.

Tanto la lixiviación de concentrados de calcopirita, como la lixiviación de minerales de calcopirita, están en vías de desarrollo, sin haber alcanzado el grado de madurez necesario para desbanchar a los sistemas y procesos convencionales.

Sin embargo, y dada la importancia que la Faja Pirítica tiene con sus probadas reservas de sulfuros complejos, el ITGE, dentro de su Programa Mineralúrgico y de su línea de Valorización de los yacimientos de la Faja Pirítica y de sus concentrados, lleva varios años investigando el desarrollo de un proceso biotecnológico de tratamiento de concentrados calcopiríticos.

En este sentido, se ha investigado el proceso de biolixiviación directa de concentrados de cobre calcopiríticos mediante la utilización de microorganismos termófilos extremos.

Como es bien sabido, la desventaja fundamental de los procesos de biolixiviación son las lentas cinéticas. Sin embargo, la velocidad de reacción puede verse aumentada considerablemente mediante un aumento de la temperatura. Se estima que por cada 10° de incremento de temperatura, la velocidad de reacción se duplica.

Por ello, si se utilizan microorganismos mesófilos como el clásico *Thiobacillus ferroxidans*, éstos imponen su temperatura óptima de crecimiento (30-35°C). Por otra parte, las reacciones de oxidación de los sulfuros son exotérmicas, lo que provoca un aumento de la temperatura en los reactores, por lo que es necesario que éstos estén provistos de sistemas de refrigeración, ya que ese incremento de temperatura puede provocar la muerte de los microorganismos.

Teniendo en cuenta las consideraciones anteriores, existen dos razones, entre otras, fundamentales que justifican la utilización de microorganismos termófilos: las reacciones son más rápidas y no es necesario refrigerar el medio de lixiviación.

En este sentido, el ITGE apostó por la utilización de microorganismos termófilos con los cuales lleva trabajando varios años. Después de estudiar su comportamiento, condiciones de cultivo y condiciones operativas, se ha desarrollado una cepa capaz de trabajar en condiciones de alta densidad de pulpa (10-15%) y con alta velocidad de lixiviación (10-15 días), siendo específica de calcopirita.

Aunque los tiempos de lixiviación no son todavía muy cortos, se ha de tener en cuenta que los ensayos realizados han sido llevados a cabo en discontinuo ("batch"), de tal forma, que estos tiempos se verán disminuidos considerablemente cuando se trabaje en continuo, ya que la actividad bacteriana se mantiene en su fase exponencial y no existen períodos de latencia.

BIOHIDROMETALURGIA DE MINERALES REFRACTARIOS DE ORO

En menos de 10 años, la biolixiviación ha pasado de ser un oscuro método para el tratamiento de menas de cobre de bajo grado y residuales, a ser una innovación tecnológica aplicada industrialmente para el tratamiento de menas auríferas refractarias.

Se estima que un tercio de la producción del oro mundial procede de depósitos refractarios. El problema en estos depósitos es que el oro está encapsulado en minerales sulfurados. Estos minerales, principalmente pirita y arsenopirita, impiden que el oro sea disuelto por cianuración convencional con buenos rendimientos. Por lo tanto, es necesario un pretratamiento para degradar los sulfuros y exponer el oro para la subsiguiente cianuración (Figura 3).

La tostación de concentrados de flotación ha sido el proceso convencional usado normalmente para la oxidación de la matriz sulfurada. Sin embargo, la tostación es una tecnología que puede tener unos altos costos de capital y operación, debiéndose instalar sistemas de limpieza de gases debido a las emisiones de SO₂ y As₂O₃. El arsénico recuperado constituye un residuo peligroso que dependiendo del mercado y pureza, la deposición puede ser la única alternativa con el consiguiente aumento de costos y riesgo medioambiental. Sin mencionar el prolongado y costoso proceso de permisos de seguridad para la construcción de tales instalaciones.

Si el contenido en oro es bastante alto, la lixiviación a presión en autoclave puede ser usada para oxidar los sulfuros minerales. Las autoclaves de presión tienen altos costos de capital debido a los materiales avanzados con los que están construidas y a la necesidad de disponer de una planta de oxígeno. El alto nivel de los operarios y los requerimientos de seguridad para trabajar a altas temperaturas y presiones

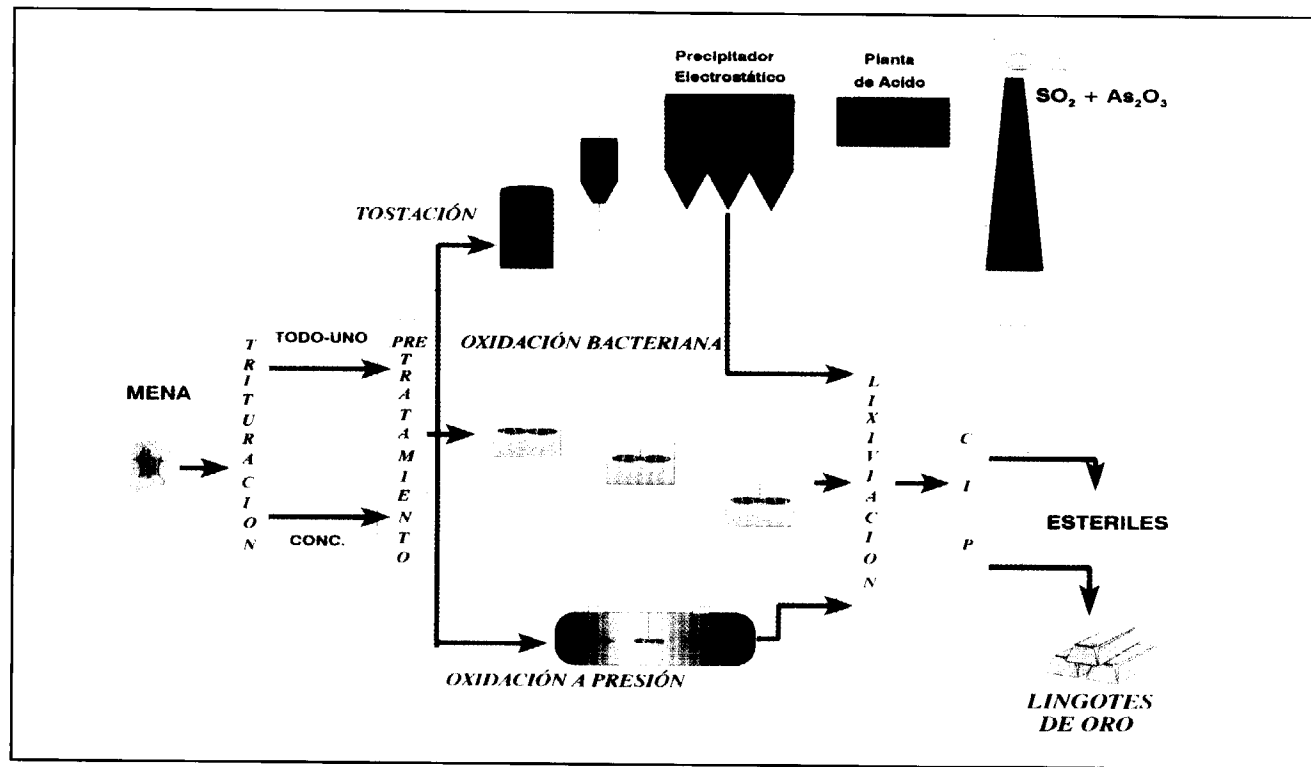


Fig. 3.—Tratamientos de menas auríferas refractarias.

aumenta los costos de operación de este proceso.

Por otra parte, la aplicación comercial de la lixiviación nítrica está muy limitada.

Partiendo de estas premisas, la biooxidación se presenta como una gran alternativa para el tratamiento de estos sulfuros. La biooxidación fue usada comercialmente en 1.986. Sus ventajas frente a otros procesos alternativos de pretratamiento son:

- Bajos costes de capital y de operación
- Altas recuperaciones de oro
- Cortos períodos de tiempo para la construcción de la planta
- Proceso robusto
- Pequeños requerimientos medioambientales
- Estabilización del arsénico y no emisión de SO₂
- Labores de operación simples, no es necesario personal altamente cualificado
- Plantas seguras

Existen diferentes métodos industriales para llevar a cabo el proceso de biooxidación, entre

ellos cabe destacar: Biooxidación en tanques y Biooxidación en pilas.

Biooxidación en tanques

La biooxidación de concentrados de flotación es practicada comercialmente en seis plantas de tres continentes. En la Tabla 1 se muestra la localización, tamaño y fecha de arranque de estas plantas.

TABLA 1
Plantas comerciales de tratamiento de concentrados sulfurados refractarios de oro

PLANTA	CAPACIDAD (t/día)	TIEMPO DE OPERACION
Fairview, Sudáfrica	35	
Sao Bento, Brasil	150	1990-Actualmente
Harbour Lights, Australia	40	
Wiluna, Australia	115	1993-Actualmente
Ashanti, Ghana	720	
Youanmi, Australia	120	1994-Actualmente

Estas plantas, con la excepción de Youanmi, usan el proceso BIOX de Gencor que emplea cultivos mixtos de *Thiobacillus* y *Leptospirillum* a temperatura de 40-45 °C. Youanmi emplea la tecnología Bactech (Australia) Pty. Ltd, en la que se usan microorganismos moderadamente termófilos que operan a temperatura más elevada 45-55 °C.

La biooxidación de los concentrados de flotación conlleva la agitación y aireación del concentrado con una suspensión densa de bacterias en una solución ácida de sulfúrico. El concentrado de flotación suspendido en la solución ácida es alimentado a un tanque primario. La mayor parte del mineral biooxidado del primer tanque pasa al segundo tanque agitado y aireado.

Las plantas de biooxidación son diseñadas normalmente con tres etapas en serie. Una etapa primaria seguida de dos pequeñas etapas secundarias, siendo el tiempo de residencia menor en las secundarias. Este diseño permite suficiente tiempo de residencia para la degradación del mineral por la bacteria y elimina cortocircuitos que disminuirán la recuperación del oro.

Dos son los parámetros que afectan directamente a la economía del proceso de biooxidación:

- La cantidad de sulfuro que debe ser degradado por la bacteria para obtener una recuperación aceptable de oro. Este parámetro controla la cantidad de oxígeno y agitación requerida, influyendo en los costos de capital y operación.
- La velocidad a la que la bacteria degrada los sulfuros. Esto establece el tamaño y número de etapas necesarias, afectando directamente a los costos de capital.

La biooxidación en tanques parece restringida a concentrados sulfurados de alto contenido en oro, debido a los requerimientos energéticos como consecuencia de la aireación y agitación del material finamente molido, y al coste de construcción de los tanques que deben de soportar la corrosión de la mezcla de sulfúrico y férrico.

Biooxidación en pilas

Este proceso conlleva la trituración, apilado del mineral y aplicación de una solución ácida que contiene bacterias (normalmente *Thiobacillus* y *Leptospirillum*). Cuando el sulfuro se ha oxidado

lo suficiente para exponer el oro, el mineral se lava con agua para eliminar el ácido y los metales. Posteriormente se añade cal para aumentar el pH y por último es tratado con cianuro.

Como consecuencia del tamaño del mineral a tratar (> 6,5 mm) y de la configuración de la planta, la extracción del oro mediante pilas es menor que la que se obtiene en tanques agitados y aireados. Este tipo de técnica se suele utilizar cuando la mena es de bajo grado y la economía no puede sustentar los costes de obtener un concentrado, o la mineralogía no permite dicha concentración.

Newmont Gold estudió durante cinco años la aplicación de la biooxidación en pilas para el pretratamiento de modo rentable de las menas de bajo grado que no se podían tratar mediante concentración por flotación. Materiales sulfurados con contenidos bajos como 0,7 g/t, se han mostrado rentables a ser lixiviados en pilas con recuperación de oro del 60-70 % en períodos de 60-90 días y con un coste unitario de 4-6 \$ por tonelada de mena procesada.

Adicionalmente, la biodegradación y la biomodificación del "pregrobbing" asociado con ciertas mineralizaciones sulfuradas, también ha sido patentada pero no está comercialmente aplicada, incorporando tiosulfato y tiourea como lixiviante del oro.

Wiluna Mines Ltd. y Ashanti Goldfields Ltd realizaron estudios de comparación entre biooxidación y tostación. Los factores favorables para la selección de la biooxidación están resumidos en la Tabla 2.

La decisión de la utilización de la biooxidación en Wiluna Mines Ltd. cuya planta costó 4,26 M\$, con una capacidad de tratamiento de 115 t/día fue basado en los favorables costos de operación y capital, menor tiempo de construcción, necesidad de menores tiempos en permisos medioambientales y menores requerimientos de control.

TABLA 2
Ventajas de la Biooxidación frente a la Tostación

CRITERIO	WILUNA	ASHANTI
Costes de capital	12-16 % menos	
Costes de operación	8-10 % menos	25 % menos
Recuperación de oro	2-3 % más	
Tiempo de construcción	25 % menos	

Ashanti, decidió utilizar este proceso por las mayores recuperaciones de oro, menor impacto medioambiental, además de los menores costos de operación y capital.

Por lo tanto, se puede concluir que la biooxidación en estas plantas es efectiva en costes, eficiente, segura y medioambientalmente tolerable para tratar menas y concentrados auríferos refractarios.

Parte de la labor investigadora del ITGE se ha centrado en la búsqueda de tratamientos alternativos de las menas auríferas refractarias características de la Faja Pirítica Española, contemplando simultáneamente la recuperación del oro contenido en dichas menas, así como la extracción de cualquier otro metal presente en el mineral susceptible de beneficio económico (Cu, Co), que contribuya a minimizar los costes de explotación. Para ello, se han combinado métodos de tratamiento tradicionales como la cianuración, con otros de carácter innovador como la lixiviación ácida a presión, tostación reductora, tostación oxidante, lixiviación férrica y biolixiviación.

La viabilidad de cada uno de los procesos citados viene condicionada por las características mineralógicas propias de la formación. En términos generales se puede definir ésta como una mineralización principalmente de pirita, con cantidades pequeñas y variables de otros sulfuros como calcopirita, esfalerita, galena, arsenopirita y pirrotita. Sus tipologías varían desde pirita masiva de grano muy fino hasta otras ricas en una ganga caracterizada por la aparición de material pelítico, silíceo o carbonatado y con grano variable de fino a medio, incluso grueso. Los contenidos en oro oscilan entre 2-3 g/t con reservas superiores a los 200 millones de toneladas.

El carácter refractario del oro viene condicionado por su asociación a la pirita, lo que impide su aprovechamiento mediante los procedimientos tradicionales. Esta es la razón que ha motivado el creciente interés en la búsqueda de nuevas alternativas tecnológicas de tratamiento. Para el caso particular de las menas auríferas de la Faja Pirítica, se han realizado estudios comparativos de la aplicación de los métodos citados como tratamiento previo a los de cianuración convencionales. De todos los procesos considerados, es

la lixiviación con microorganismos la que presenta mejores expectativas. Esto se debe a una gran recuperación del oro (conservadoramente considerada) y a unos moderados costes de operación. Las recuperaciones son mayores al emplear microorganismos mesófilos (*Thiobacillus Ferrooxidans*) que termófilos (género *Sulfolobus*), si bien con éstos últimos se consiguen mayores extracciones en cobre que con los primeros.

Queda por determinar, si para estos minerales auríferos los procesos de biooxidación son viables económicamente como ocurría con las plantas descritas anteriormente. Esto se analizará, cuando se realicen los ensayos previstos en planta piloto, hecho que se llevará a cabo con el apoyo de la Junta de Andalucía y las empresas Almagrera, Tharsis y las investigaciones del ITGE, con el diseño y construcción de una planta piloto versátil, donde se van a estudiar tanto el tratamiento de las menas auríferas de la Faja Pirítica como de sus concentrados.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- BREWIS, T.: Metal Extraction by bacterial oxidation, Mining Magazine, pp. 197-205, octubre (1995).
- BRIERLEY, C. L.: Bacterial oxidation, E&MJ, pp. 42-44, mayo 1995.
- ARENAS, F.: La hidrometalurgia del cobre en Chile, Vertiente, pp. 25-35, año 9, nº 9, diciembre (1993).
- MONTEALEGRE, R.: Application of the bacterial thin layer leaching process to Quebrada Blanca, Biohydrometallurgical Technologies, 1993.
- ACEVEDO, F.: Bioleaching of minerals - a valid alternative for developing countries. Journal of Biotechnology, 31 (1993) 115-123.
- HACKL, R. P.: Operating a commercial-scale bioleach reactor at the Congress glod property, Mining Engineering, 1325-1326, 1990.
- SUTTILL, K. R.: Sao Bento plans Biox, E & MJ, 30-35, junio (1990).
- BARRET J.: Metal extraction by bacterial oxidation of minerals, Ellis Horwood Limited, 1993.
- RUBIO A.: Estudio preliminar de biolixiviación de un concentrado de cobre con microorganismos mesófilos y termófilos, pp 49- 63, IX Congreso internacional de Minería y Metalurgia (1994).

AGRADECIMIENTOS: Quiero expresar mi agradecimiento a las empresas chilenas por el trato tan amable recibido durante la visita a las mismas.

Chloride hydrometallurgy of complex sulphides. State of the technology

Por D. S. FLETT (*)

RESUMEN

Se revisa el estado del arte para el tratamiento hidrometalúrgico, vía cloruros, de los concentrados globales de sulfuros complejos. Se examinan una serie de consideraciones generales relativas a varias etapas de diagramas de flujo y se discuten diversas opciones. Asimismo, se presentan y se discuten diversos diagramas de flujo. Finalmente, se consideran las perspectivas futuras para el tratamiento hidrometalúrgico, vía cloruros, de concentrados globales de sulfuros complejos y se delinear conclusiones referidas a la posible aplicación de esta tecnología en el futuro.

Palabras clave: Hidrometalurgia, Sulfuros masivos, Cloruro, Lavado, Investigación en curso.

ABSTRACT

The current state-of-the-art of chloride hydrometallurgy for treatment of complex sulphide bulk concentrates is reviewed. General considerations regarding the various flowsheet steps are examined and options discussed. Then individual flowsheets are presented and discussed. Finally the forward prospects for chloride hydrometallurgy for treatment of complex sulphide bulk concentrates is considered and conclusions drawn concerning the likely application of this technology in the future.

Key words: Hydrometallurgy, Massive sulfide deposits, Chlorides, Leaching, Current research.

INTRODUCTION

Hydrometallurgical processes for treating sulphide concentrates, in general, have received considerable attention over the last three decades or more. Many flowsheets have been developed, many pilot-plant studies have been undertaken and several processes are now successfully operating. For example, direct ammoniacal pressure leaching has been used by Sherritt Gordon Mines since the 1950's to extract nickel from pentlandite concentrates, the roast-leach-electrowin route is widely used to recover zinc from sphalerite concentrates and direct sulphuric acid pressure leaching of sphalerite concentrates has been successfully commercialised with the latest application, the first green field site operation, at Hudson Bay Mining and Smelting in Canada. Also Duval Corporation operated a direct

cupric/ferric chloride leaching process (1) with electrowinning to recover copper from chalcopirite concentrates, this process (now closed) being the only chloride process which has been commercialised for a sulphide flotation concentrate. Despite these developments it is now considered, particularly for copper, that direct hydrometallurgical processes are in the main unlikely to be able to compete successfully with smelting for large-scale operations for simple high grade single metal concentrates and as long as such concentrates can be produced commercially, smelting is likely to remain the principal processing route (2). However, complex sulphide ores offer greater opportunities not least because of the ability to produce a bulk sulphide concentrate from the complex sulphide ore with considerably higher metal recovery than is often possible from the production of individual metal sulphide concentrates from differential flotation. This is particularly true of the complex sulphide deposits of the Iberian peninsula. Interest continues

(*) St Barbara Consultancy Services Stevenage, Herts, UK

to focus on hydrometallurgical solutions to these processing problems, particularly with regard to chloride hydrometallurgy. This paper therefore reviews current state-of-the-art with respect to chloride hydrometallurgy for complex sulphide ores.

GENERAL CONSIDERATIONS

When complex sulphides are treated with chloride lixivants most of the metal sulphides are likely to be taken into solution and attempts to achieve selectivity through the different ease of solubility of different sulphides have met with little success. The implication of this is that subsequent solution treatment is required to separate

the metals in solution, either to recover the values or to obtain them in a form suitable for disposal, depending on quantities and economics. Thus the economics of solution treatment and metal recovery will be very important and little can be done at the leaching stage to lessen these problems. The leaching stage has to be considered in terms of the efficient dissolution of the metal values with maximisation of yield and minimisation of energy consumption.

Why should chloride based processes be more favoured than those based on other media of which sulphate is dominant? A comparison of sulphate and chloride based leaching processes is given in Table 1.

Table 1 Comparison of Sulphate and Chloride Based Leaching Processes

Factors favouring sulphate processes	
Sulphate	Chloride
1. Materials selection is well understood.	1. More expensive materials are required Pumps etc may cause particular problems.
2. Copper and zinc electrowinning from sulphate electrolytes are proven commercially.	2. Experience of Cu, Zn and Pb electrowinning from chloride solutions is limited. Cu and Zn chlorides can be converted to sulphates for electrowinning but oxidation of cuprous chloride is required.
Factors favouring chloride processes	
Chloride	Sulphate
1. Leaching can be carried out at ambient temperature.	1. Pressurised reactors for gas/liquid/solid contact required.
2. Attack on pyrite is limited and recovery of elemental sulphur is high.	2. More difficult to limit attack on pyrite and obtain high recovery of elemental sulphur.
3. Copper metal can be obtained by reducing a cuprous salt or solution with a potential resultant saving in energy.	3. Copper metal is obtained by reducing cupric salt or solution.
4. Leaching can be carried out to obtain lead and silver in the leach solution.	4. Lead and silver report in the leach residue which requires further treatment for Pb and Ag recovery.
5. Faster leaching rates and more concentrated leach liquors.	
6. Lixiviant is readily recycled.	

The table shows that there are distinct advantages in chloride hydrometallurgy particularly in the leaching process. Further advantages arise in the subsequent metal separation and purification steps wherein the chemistry of chloride based separations provides more flexibility than sulphate based alternatives. Major difficulties with chloride based processes may rest with deportment of impurities, an area less fully explored than for sulphate based processes, and with the final metal winning steps, if metals, particularly copper and zinc, are to be won from chloride electrolytes.

While some sulphides can be leached directly by HCl, production of H₂S would normally be considered a drawback. Oxidative leaching which solubilises the values of interest and produces elemental sulphur is clearly the preferred option. Most favoured oxidative lixivants are FeCl₃ or CuCl₂ or a combination of

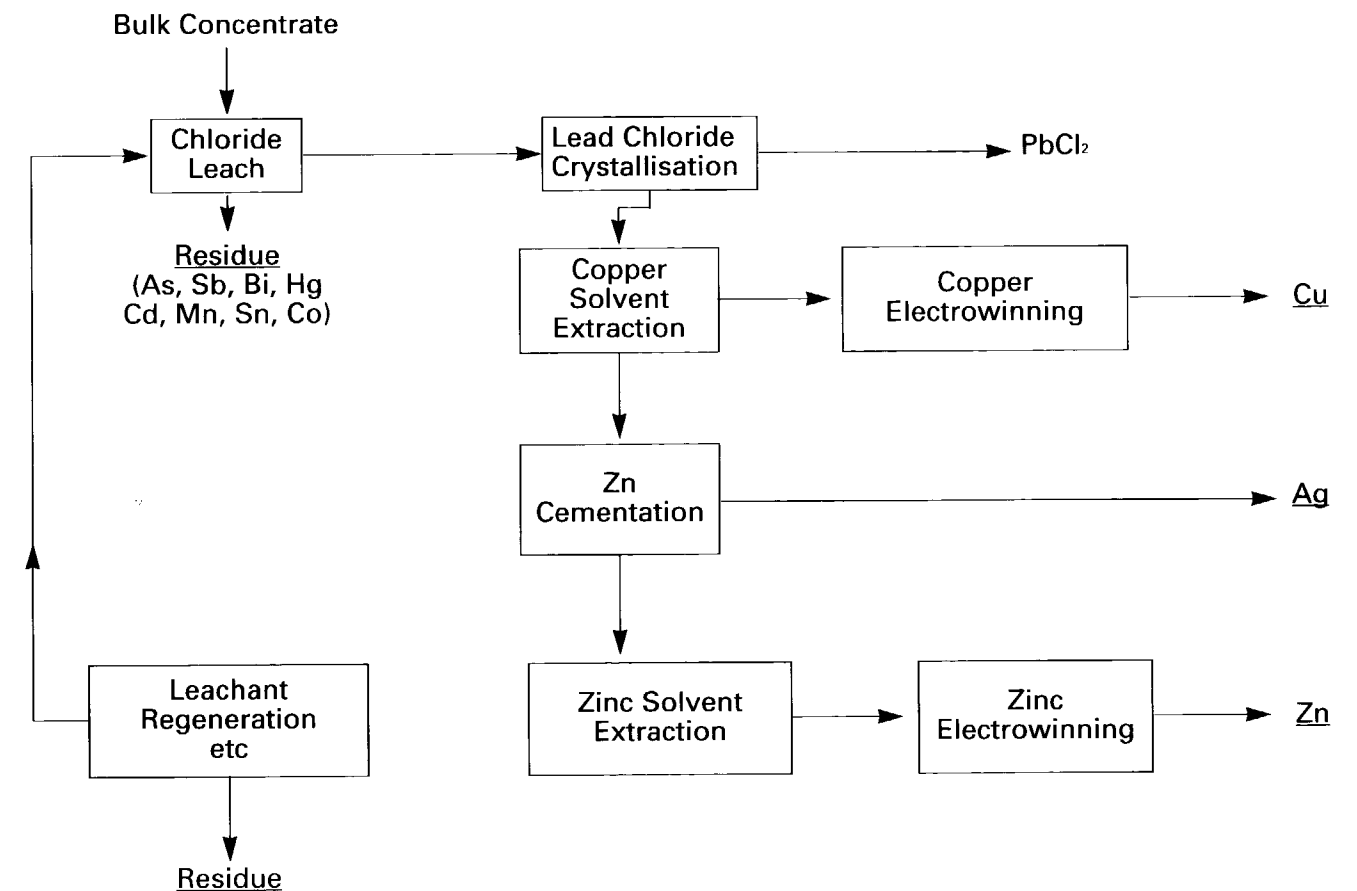
the two. Cupric chloride processes offer some advantages over ferric chloride leaching in terms of reaction rates, subsequent solution purification and ease of lixiviant regeneration.

A wide range of processes have been developed for chloride hydrometallurgical treatment of complex sulphides. The individual flowsheets of these processes can be combined into a general process flowsheet as given in Fig 1 (3).

Often two stages of leaching are employed one of which may be combined with the lixiviant regeneration step thus providing for one main solid residue from the process.

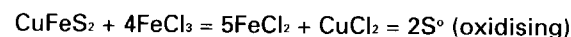
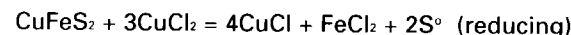
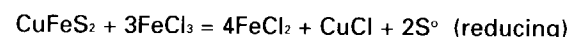
Specific discussion of the individual steps in the global flowsheet are now given and thereafter commentary and discussion of individual flowsheets is provided.

Fig 1. Outline Flowsheet for Chloride Hydrometallurgical Treatment of Complex Sulphide Concentrates



Leaching

Ferric or cupric chloride leaching of Cu/Pb/Zn/Ag sulphide concentrates will produce leach liquors containing either cuprous and ferrous chlorides or cupric and ferrous/ferric chlorides plus lead, zinc and silver depending on whether the primary leach is carried out in reducing or oxidising conditions viz:-



Thus for oxidising leaching an excess of ferric chloride is required.

When CuCl is the desired leaching product then excess chloride is required to render the CuCl soluble through formation of complex anions such as CuCl_2^- . Leaching yields are poor and the circuit must therefore accommodate a further oxidative leaching step to achieve a high recovery of values. If the copper recovery option is from cuprous chloride then the oxidative leaching step is carried out after the copper recovery step as in the Duval CLEAR process (1) or its variations (4). However if cupric chloride is the desired product then either one or two consecutive oxidative leaching steps can be performed at the head of the flowsheet. The consensus of opinion would appear to favour 2-stage leaching for high copper recovery although high lead and zinc recoveries are readily achieved in one stage. Choice of leaching has implications for iron elimination and its sequence within the flowsheet.

Lead Recovery

The only process reported in the literature to use zinc cementation for lead recovery directly from a leach liquor is Tecnicas Reunidas's Zinclor process (5). However this has been superseded by the Ledclor process (6) wherein lead is electro-won from aqueous PbCl_2 solutions after recovery from the leach liquor and purification via a crystallisation step. This lead chloride crystallisation step is employed in all other processes for treatment of complex sulphide ores with lead recovery thereafter by electrowinning either from aqueous or fused salt media. Options for lead chloride electrolysis are shown in Fig 2 (7).

Technical feasibility of lead electrowinning for either aqueous or fused salt media has been proved at pilot scale. Economic viability however is not so far proven and thus confident selection of the best technology is difficult. The purity of the lead so produced is dependent on the purity of the lead chloride produced at the crystallisation stage and thus this stage is of considerable importance. Lead chloride is much less soluble than cuprous chloride particularly at ambient temperature and will report to the leach residue unless leaching conditions are chosen carefully.

Although crystallisation of lead chloride seems easy because of its low solubility in low chloride tenor liquors its solubility is in fact quite complex and varies considerably with solution composition and temperature (8, 9). Thus relatively large concentrations of lead may remain in leach liquors so treated and the effect of lead on downstream processes such as solvent extraction of other metals needs careful consideration when designing these processes.

Copper Recovery

If the level of copper in the leach liquor is too low to warrant recovery by solvent extraction and electrowinning then cementation would be the preferred option. For complex sulphide leach liquors zinc dust is the obvious choice for cementation. This will also recover any silver in the leach liquor. Cementation with iron is also possible but this would then mean that more iron would need to be eliminated later in the flowsheet.

Copper recovery by electrolysis has to be interfaced with the leach liquor by solvent extraction. At concentrations between 1-5 g/l any of the modern hydroxyoxime reagents currently used for copper extraction from sulphate leach liquors can be used to transfer copper from the chloride leach liquor to a sulphate electrolyte, although reagents modified with alpha-hydroxyoximes as accelerators must be avoided as they transfer chloride ion. Di 2-ethylhexyl phosphoric acid (DEHPA) can also be used for this purpose provided the leach liquor contains little or no ferric iron. Control of pH can be achieved by oxidative extraction of cuprous copper as in the Minemet Recherche process (10) eg:-

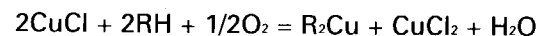
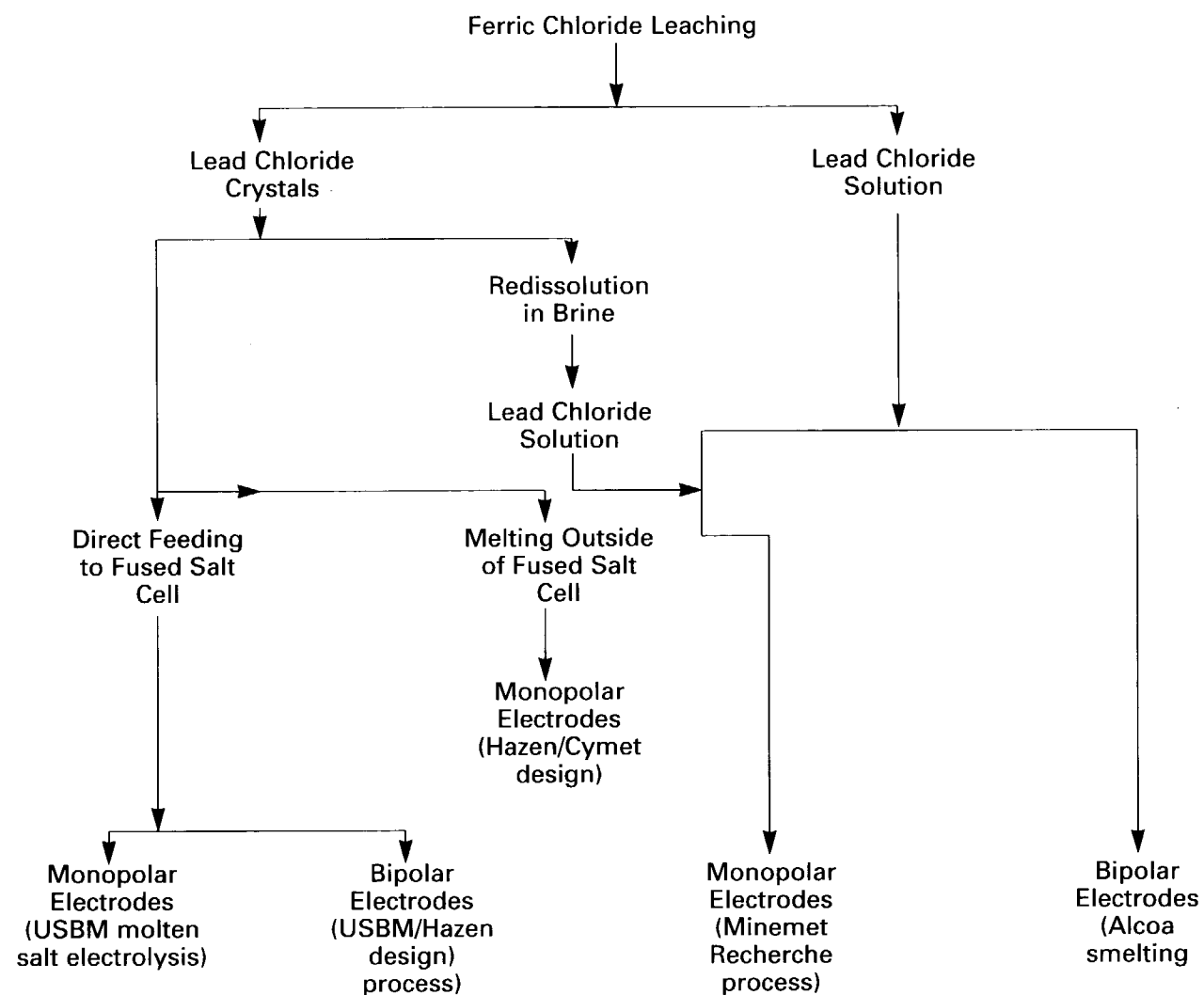
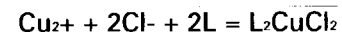


Fig 2 Options for Lead Chloride Electrolysis



where barred terms represent organic phase species.

At concentrations much above 5 g/l neither hydroxyoxime reagents nor DEHPA are really suitable extractants. However the reagent CLX 50 from Acorga has been tailor-made for extraction of CuCl_2 from strong copper-bearing leach liquors via the following reaction:-



This reagent which is a pyridine dicarboxylate (11) is highly selective for copper and thus can produce very pure cupric chloride strip liquors from which a high purity granular copper product can be produced electrolytically using a

special cell design for electrowinning copper from chloride solutions.

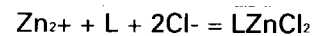
This reagent is the key to the CUPREX Metal Extraction Process (CMEP) (12, 13) which uses the Metchlor cell for copper electrowinning. Developed by Tecnicas Reunidas in Spain (5), this cell uses a cation exchange membrane to separate catholyte from anolyte. The cathodes are titanium and dimensionally stable anodes are employed.

Zinc Recovery

Zinc forms relatively weak complexes with chloride ions. Thus zinc is extractable in some form

of chloro-complex by alkyl amines, tributyl phosphate (TBP), alkyl phosphonates, trioctyl phosphine oxide and acid extractants. TBP is the preferred extractant for zinc in several processes where the ability to extract zinc as the $ZnCl_2$ species provides a precise materials balance between the solvent extraction feed, strip and tank-house circuits where Cl_2 is the anode product. If a complex anionic species was extracted a chloride imbalance in the circuit would result. In the Zinclor process dipentyl pentaphosphate is used as the extractant for $ZnCl_2$ and the Metchlor cell is used for zinc electrowinning (5, 14).

Recently a new reagent developed by Zeneca, ZNX 50, has been introduced (15). This reagent, a bibenzimidazole, extracts zinc in a similar fashion as CLX 50 extracts copper viz:-



Extraction is thus favoured by high aqueous chloride concentrations and stripping occurs at lower chloride concentrations using either water or depleted electrowinning electrolyte. The reagent is extremely selective for zinc over iron, lead, cadmium and antimony but the reagent does extract some copper. This reagent therefore is of considerable interest with regard to chloride hydrometallurgy in general and complex sulphide processing based on ferric chloride leaching in particular.

Iron Control and Removal

Iron control in chloride systems predominately involves the oxidation of the iron to the ferric state accompanied by the precipitation of basic iron compounds such as jarosite, goethite etc (16). In this respect proposed hydrometallurgical practice is following the zinc industry and will inevitably encounter problems with regard to disposal of such precipitates just as the zinc industry has found in recent years. Notwithstanding these problems, hydrolytic removal of iron remains attractive because of the coprecipitation of other impurities such as arsenic and indeed control of sulphate via jarosite formation. It is considered best to delay precipitation of iron within the flowsheet until after the values of interest in the leach liquor have been recovered thus avoiding coprecipitation and therefore multiple precipitation and redissolution steps to ensure minimisation of value losses.

Sulphate Control

Some sulphate is always produced by oxidation of the elemental sulphur produced during the leaching of sulphide minerals. Although sulphate can be limited by jarosite formation, this is not recommended as significant contamination of the $PbCl_2$ crystallisation product by KPb_2Cl_5 occurs if potassium jarosite is precipitated in the circuit (17). Calcium chloride (18) addition can of course control sulphate via gypsum formation but calcium sulphate contamination of the lead chloride crystallisation product due to the residual calcium sulphate concentration is also of concern (17). While barium chloride effectively controls sulphate there are also problems in relation to residue filtration and contamination of the lead chloride crystallisation product. Thus there appears to be no clearcut solution to the sulphate control problem and the use of gypsum precipitation appears to be the preferred option.

Impurity Control and Removal

A major advantage claimed for chloride/oxygen leaching systems is the selective extraction of the metal values of interest and rejection of impurities such as Al, As, Cr, Fe, Sb and silicates to the leach residues (18). However this is dependent on solution acidity and chloride level. In acid ferric and cupric chloride leaching of complex sulphides considerable dissolution of impurities such as As, Sb, Hg, Mn, Bi, Cd, Sn etc can be expected (19). Iron precipitation can be expected to scavenge some of these impurities and significant quantities also report to the copper product when copper removal is carried out by cementation. It has been found that the rate of cementation of metals from acid solutions by zinc was in the order $Cu > Pb > Cd > Bi > Ni > Co$ (20). The rate of cementation of lead, bismuth and cadmium can be increased by addition of sodium chloride. Silver will also co-cement with copper as will mercury.

Copper solvent extraction with CLX 50 ensures an impurity-free copper chloride strip liquor for copper electrowinning as will zinc extraction with ZNX 50. Removal of any copper carryover by cementation is essential prior to zinc solvent extraction.

Precious Metal Department and Recovery

Oxidative leaching in the presence of high chloride levels will ensure that silver reports to the

leach liquor. Gold is not leached and remains in the leach residue. Silver can be recovered by cementation with copper if copper is to be subsequently recovered by solvent extraction and electrowinning. If copper is recovered by cementation then silver will report to the copper cement. Most of the bismuth and mercury present in the leach liquor will also be cemented out at this stage.

For most processes gold recovery is dismissed as being readily achieved by conventional processing of the leach residue. By this is presumably meant cyanidation. However the inability of most hydrometallurgical processes to solubilise gold is an important shortcoming as the presence of sulphur in the residue renders the normal process for gold recovery from such materials uneconomic. Oxidative dissolution of the gold using a strong saline solution of cupric chloride with chlorine sparging can dissolve up to 95% of the gold which is then readily recovered by electrowinning and copper can be reoxidised at the anode (21).

Development of Processes

There has been considerable activity in the development of processes. All of these cannot be covered in detail in this paper. Thus the main developments are now discussed with particular reference to those aimed at the Iberian complex sulphides. It is worth noting that, although several of these processes have been extensively piloted, none have ever been operated commercially.

The Minemet Recherche Process

The flowsheet for the Minemet Recherche process (10) is shown in Fig 3. The bulk concentrate is leached with a brine, cupric chloride lixiviant plus chlorine. Hot cementation removes silver, bismuth etc. Then iron is removed as goethite which also removes arsenic and antimony. Cooling of the liquor crystallises out $PbCl_2$ which is redissolved and electrowon from an aqueous electrolyte. DEHPA is then used to bulk extract the copper and zinc in the oxidising extraction step mentioned earlier. As in DEHPA circuits zinc is extracted selectively to copper, thus copper can be selectively stripped from the organic phase with sulphuric acid as shown in the figure and recovered by electrowinning. Zinc is then stripped and also conventionally electrowon.

The organic phase is then regenerated and recycled. The oxidising extraction regenerates the cupric chloride for recycle to leach and the chlorine produced at the anode in lead electrowinning is also recycled to leach. This process is interesting in that it is self-controlling with respect to pH. Problems may arise with regard to impurity department particularly in the zinc circuit. The process has never operated commercially.

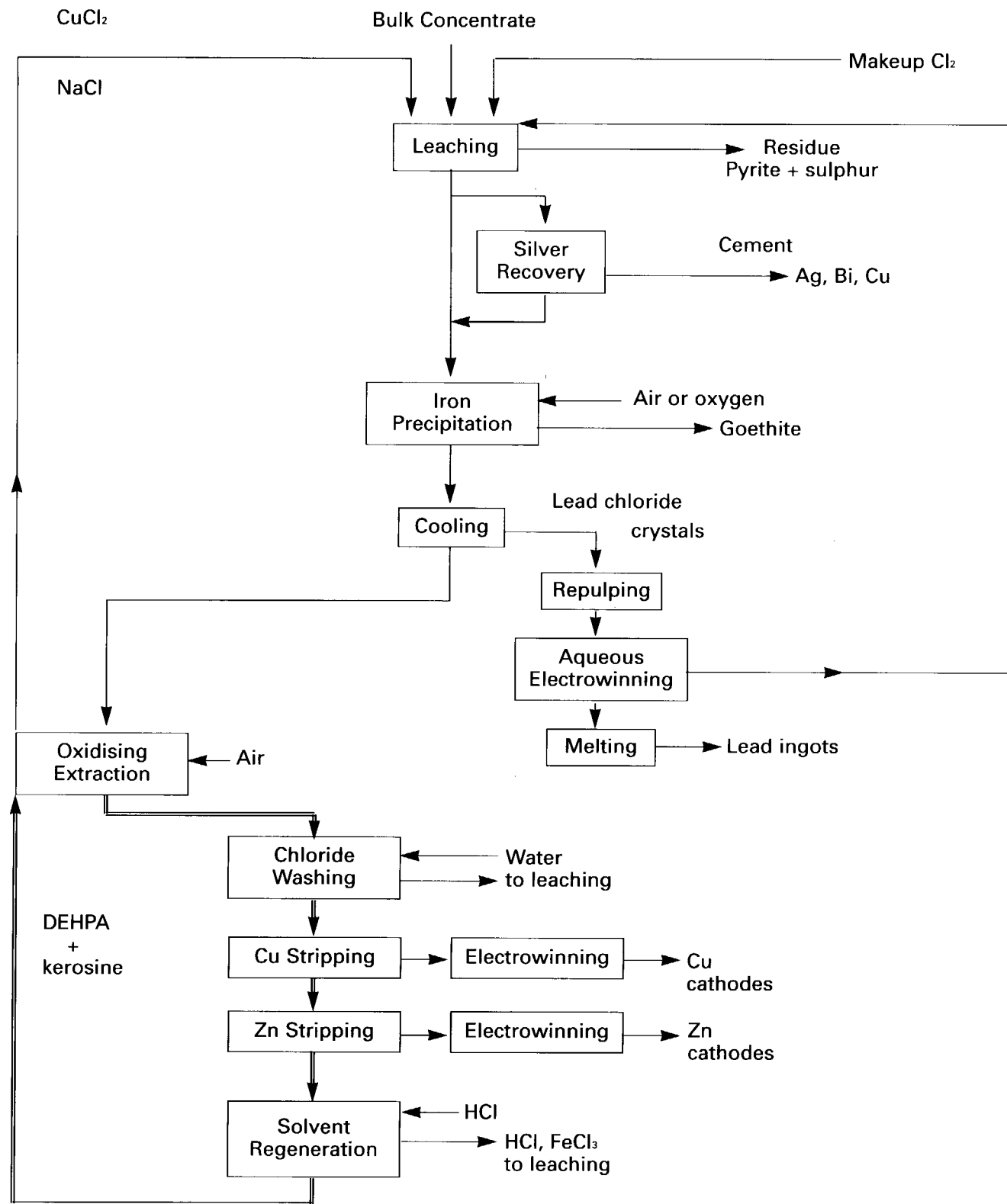
The CANMET FCL Process

This process (22) claims high recoveries of metals from complex sulphide bulk concentrates, converting the sulphur to elemental form which can be recovered from the leach residue. A flowsheet is shown in Fig 4. This process entails a two stage ferric chloride leach followed by lead chloride crystallisation, electrolysis and chlorine recycle to chlorination. Copper and silver are cemented out with iron and zinc removed by solvent extraction. TBP was preferred originally but dipentylpentyl phosphonate would be better as this reagent has a slight selectivity for zinc over ferric iron. As can be seen from the flowsheet iron is removed from the strip liquor by solvent extraction followed by zinc dust purification of the strip liquor after iron removal followed by zinc electrowinning from chloride solution. A far better approach now would be to employ ZNX 50 as the zinc extractant. Finally iron is oxidised to the ferric state for recycle to leach. Excess iron is removed in a bleed stream. Detailed capital and operating costings have been reported (22) which show positive comparisons with conventional plants and economic viability at throughputs as low as 30 000 tpa Zn.

The CMEP Process

A fully-integrated process has been developed and costed by the HYDROMETALS joint venture ((ICI (UK), Tecnicas Reunidas (Spain) and Nerco Minerals (US)) for the Cuprex or CMEP process which also uses ferric chloride (13). A flowsheet of the process is shown in Fig 5. The latest design includes milder leach conditions, the Metchlor cell and Acorga CLX50 as the solvent. Leaching takes place at 95°C taking copper into solution and leaving pyrite, gold and elemental sulphur in the residue. After cooling the pregnant solution is treated with calcium chloride to remove sulphate as gypsum prior to SX. Silver reports to the raffinate and may be recovered by

Fig 3 The Minemet Recherche Process



cementation. This process can be adapted to treat bulk complex sulphide concentrates. One way is as in Fig 1.

The Cuzclor Process

The Cuzclor process (23, 6) is an adaptation of the CMEP process developed by Técnicas Reunidas. The process, which is based on atmospheric leaching with chlorine, is a combination of their Zinclor and Ledclor processes combined with the CMEP process. The advantages claimed for this process are a) less energy

consumption, b) higher metal recoveries, c) less chemicals and water consumption and d) less investment in flotation as the process can treat bulk concentrates of Cu/Pb/Zn at particle sizes larger than is normally necessary to obtain for differential flotation to produce smelter grade concentrates. Cadmium, silver and gold are all recoverable by this process. The flowsheet is shown in Fig 6. The elements are all recovered sequentially via lead chloride crystallisation and electrolysis, copper and zinc solvent extraction and electrolysis. Silver is recovered by cementation together with residual copper.

Fig 4. Canmet FCL Flowsheet.

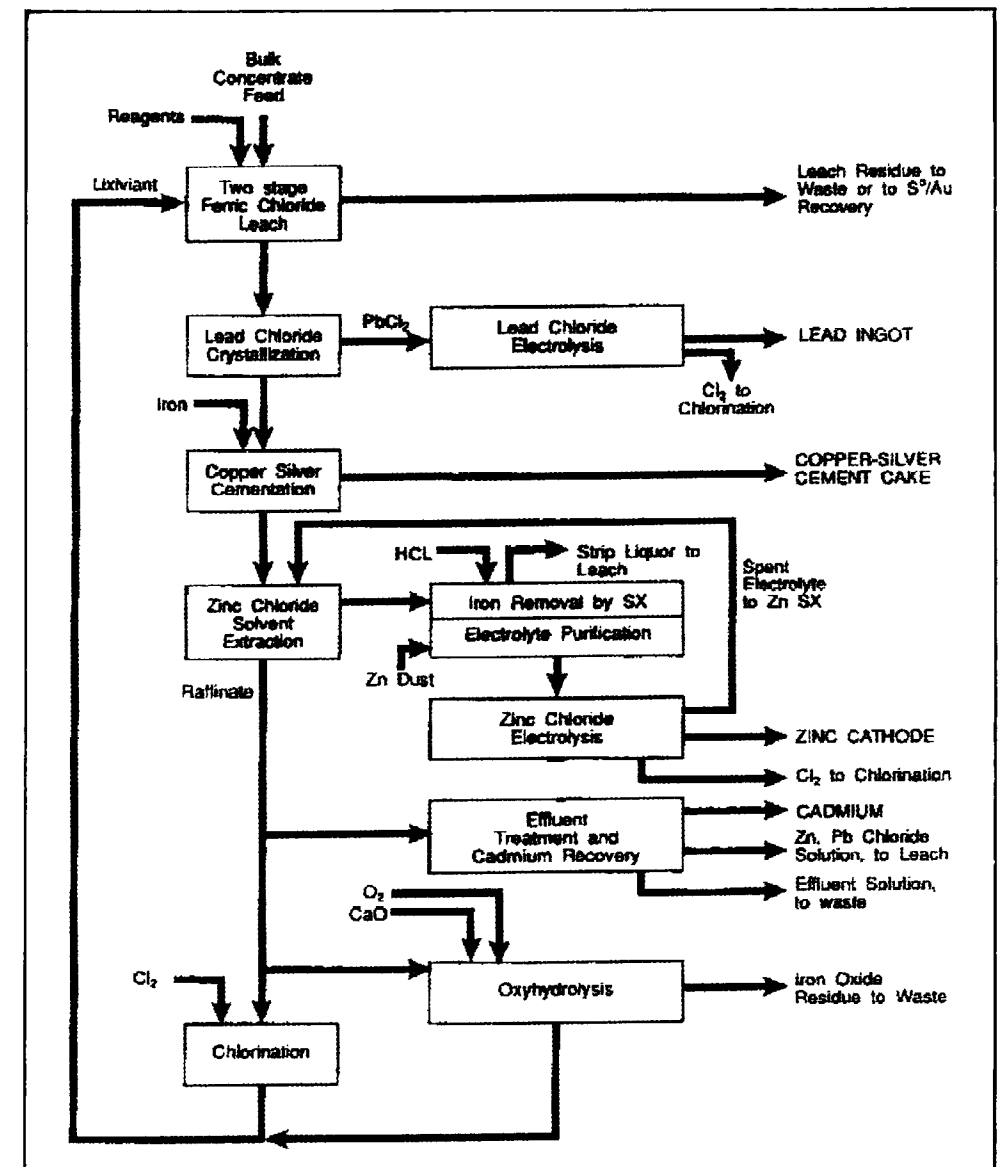
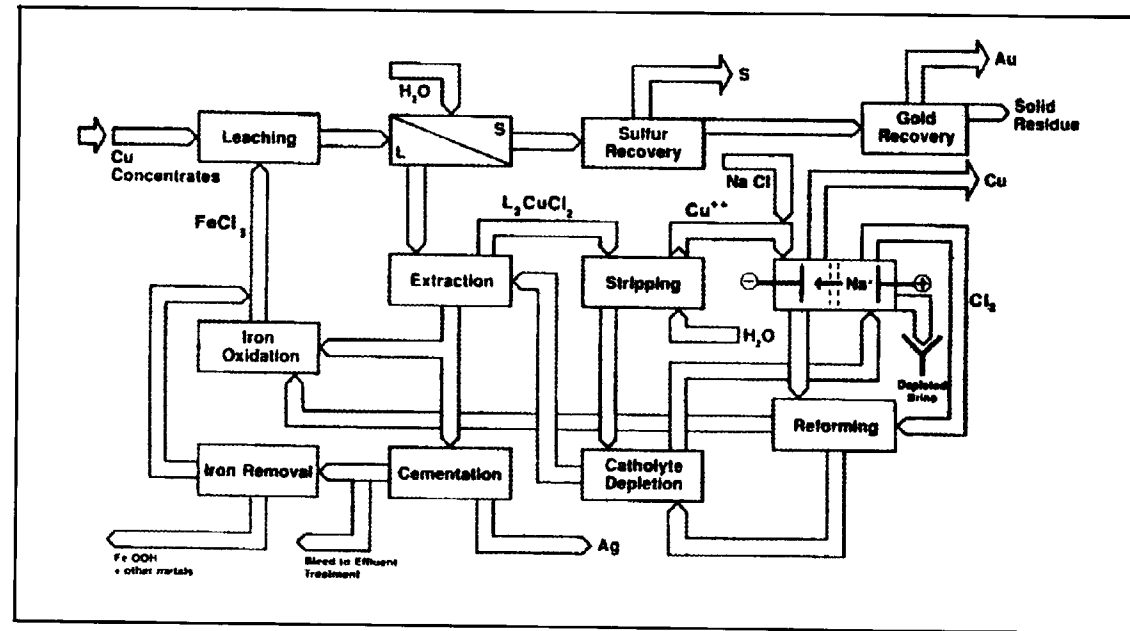
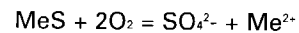
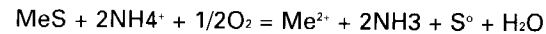


Fig 5. The CMEP Process Flowsheet.



The CENIM-LNETI Process

This process (24) employs an oxidising leach in a concentrated solution of ammonium chloride as the leaching medium and oxygen as the oxidising agent. As well as providing an adequate concentration of chloride ions, the addition of ammonium chloride has other functions such as generating protons from the ammonium ions as required for sulphide leaching and the resultant ammonia forms highly stable ammine complexes with most common metals eg Cu²⁺, Cu⁺, Zn²⁺, Ag⁺, Hg²⁺, etc, thus increasing the solubilisation power of this leaching medium. The leaching chemistry is:-



Ammonium chloride leaching is also characterised by an almost constant and neutral pH generally within the range 6-7. Leaching in this range is selective and the high pH value of the leach liquor ensures that all the iron remains in the leach residue as hydrated ferric oxide and that other minor elements such as As, Sb and Bi also remain almost totally in the leach residue. However to achieve a good rate of leaching it is necessary to have a small initial concentration of dissolved copper present in the leach liquor.

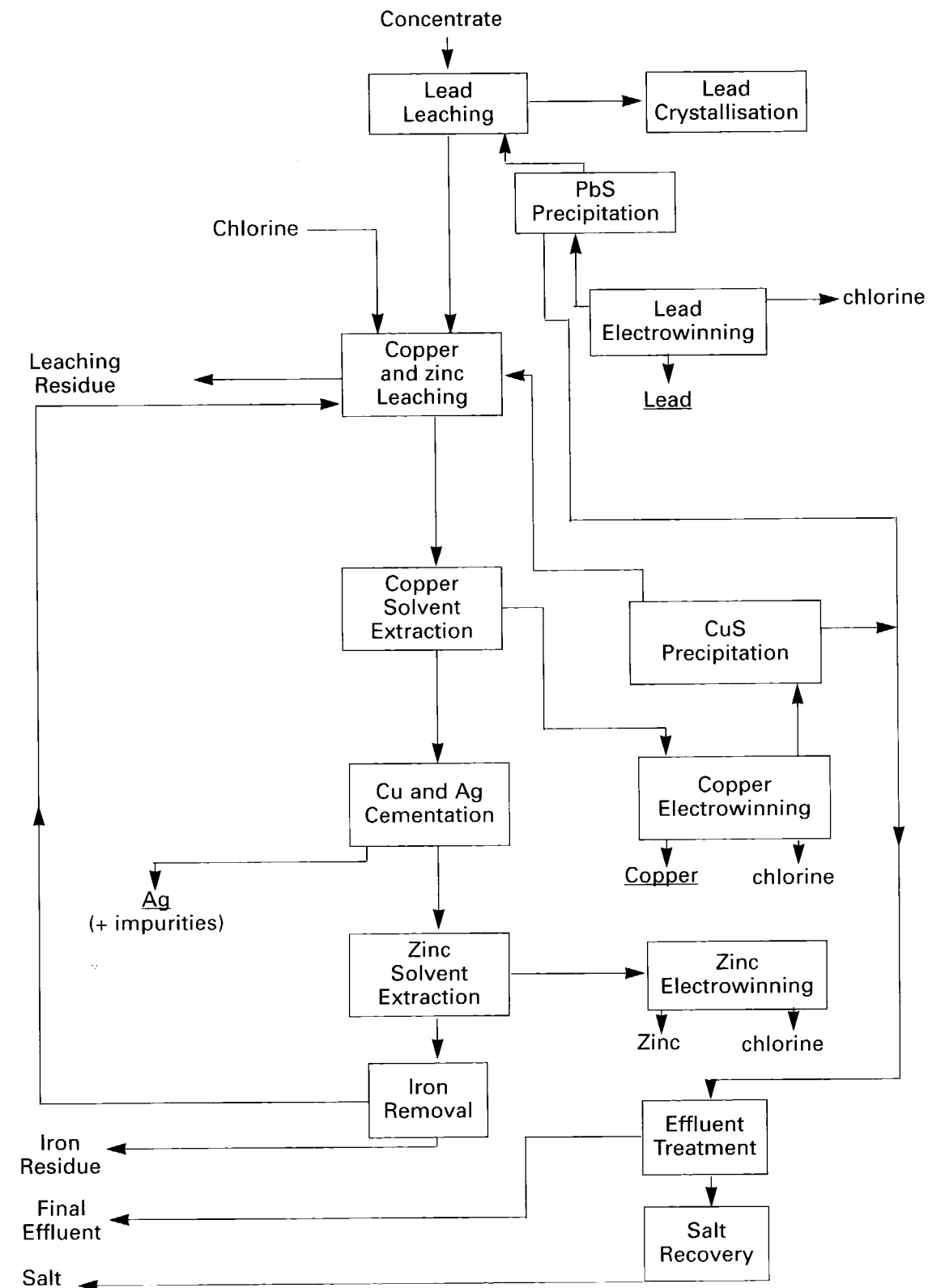
Because the amount of ammonia produced during leaching shows a maximum with time and then decreases it is necessary to employ a two stage leach wherein the first stage is the neutral leach followed by a second stage acid leach in the absence of oxygen in order to achieve >97% extraction of all values of interest ie Cu, Zn, Pb and Ag.

Treatment of the leach liquor is fairly similar to other processes with cementation of silver (+ Hg), sulphate control via gypsum precipitation, zinc solvent extraction and electrowinning and finally copper solvent extraction and electrowinning. The choice of solvent extraction reagents was DEHPA for zinc and a hydroxyoxime reagent for copper. While this reagent choice permits sulphuric acid stripping and conventional electrowinning, DEHPA does not have very good selectivity for zinc over copper. The process flowsheet is shown in Fig 7.

The Pyrrhotite Process

The Pyrrhotite Process (23) has also been developed in Spain. This process requires inert roasting of the bulk concentrate to volatilise labile sulphur together with minor metallic sulphides such as arsenic, antimony, bismuth and mercury. Significant amounts of lead sulphide may also volatilise. These are collected and treated. The

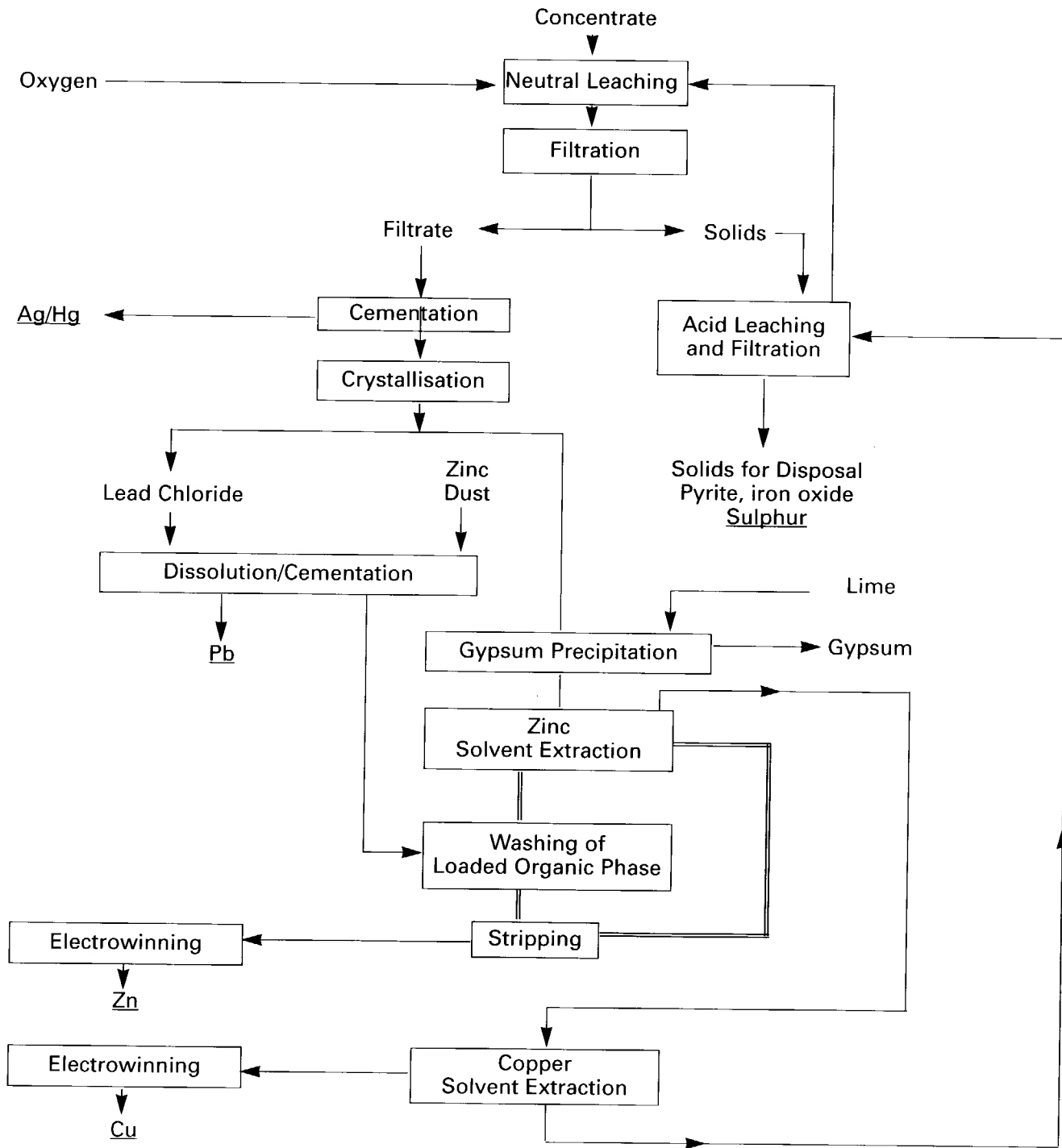
Fig 6. The Cuzclor Process



roaster product is leached with HCl and FeCl₃, the leach liquor treated by cementation to recover copper, silver and minor metals. Iron removal and acid regeneration is followed by zinc solvent

extraction and zinc metal recovery by electro-winning. Little else is known about this process except that only the roasting stage has been piloted.

Fig 7 The CENIM-LNETI Process

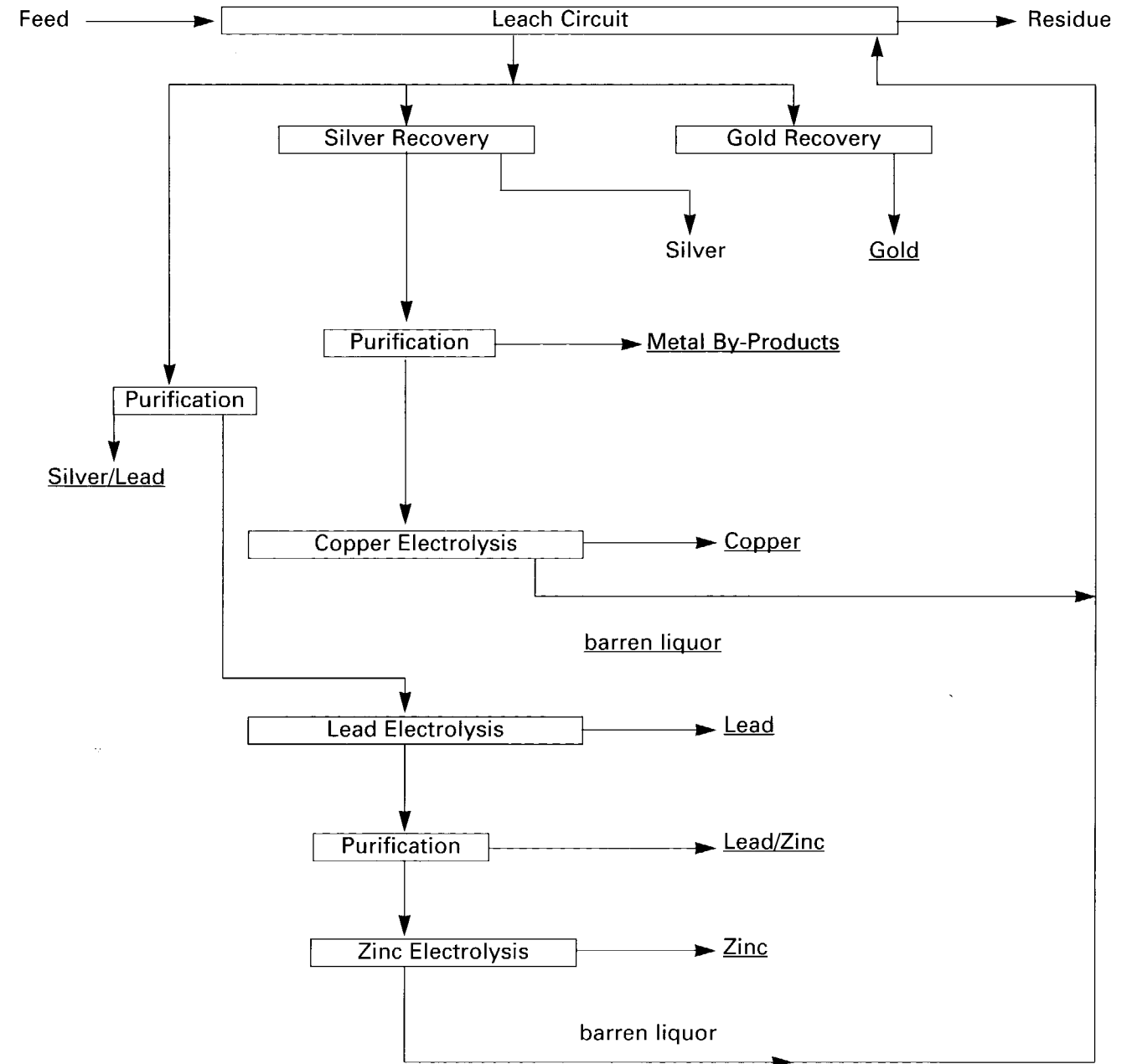


The Intec Process

Mention should also be made of the Intec process (25), the much-vaunted successor to the Dextec process. Current research is orientated towards single sulphide concentrates, particularly copper, and here a salt solution at 85 °C is used, together with an ion-separating membrane and electrowinning to produce high grade

copper and elemental sulphur. Ten million dollars are being sought to construct a 5-10 t/d pilot plant at Port Kembla. In the original process for lead, H₂S generated by the acid leaching is anodically oxidized to elemental sulphur in the cell and dendritic lead deposited at the cathode. This process could also be readily adapted to treat complex sulphide materials as shown in Fig 8.

Fig 8 The Intec Process



Discussion

There are clearly many process options for chloride hydrometallurgy for complex sulphide concentrates. Recent reviews have considered these options (23, 26, 27). As was noted earlier most processes contain very similar features, notably crystallisation of lead chloride, cementation for silver and solvent extraction for copper and zinc. The processing of lead chloride after crystallisation varies but electrolysis of some form or another dominates. Very little is said on the subject of residual lead in the liquor after crystallisation but as noted earlier this could present problems downstream if care is not taken. If cementation is then used to recover silver ahead of copper and zinc recovery then it is reasonable to suppose that the residual lead will be cemented with the silver. This will also be true if copper is extracted prior to silver cementation. If no cementation is required then there it is likely that lead will report to the solids during the hydrolytic removal of iron. This would make safe disposal of this residue very difficult as it would be likely to fail any leach test with regard to lead. Thus residual lead removal by cementation seems essential. This will mean the production of a silver product that will require significant purification.

The use of solvent extraction for recovery of copper and zinc seems to be universal. The choices of reagents are interesting. For zinc there are several reagents nowadays such as DEHPA, Cyanex 302 and ZNX 50. All have some drawbacks. While the use of DEHPA and Cyanex 302 will allow sulphuric acid stripping (after chloride removal from the organic phase by washing prior to stripping) and consequent standard sulphate electrolysis for zinc metal recovery, DEHPA suffers from a relatively poor selectivity for zinc over copper and the possibility of calcium extraction and consequent gypsum precipitation in the strip circuit. The CENIM-LNETI process claims to be able to avoid this. Cyanex 302 on the other hand does not extract zinc selectively to copper and in fact it is impossible to strip copper by conventional means once it has entered the organic phase. ZNX 50 also has a tendency to extract copper but, while this can be controlled by ensuring copper extraction prior to zinc extraction and removal of residual copper by cementation, electrolysis of zinc will have to be from chloride solution. Interestingly enough zinc does not suffer from the same problems as copper on electrolysis in chloride solutions and it is perfectly possible to produce excellent cathode zinc this way (27). Chlorine however will inevitably be the anode product especially if a circuit similar to that developed for copper in the CMEP process is used for zinc

extraction and electrowinning. This will be very acceptable for those circuits which use chlorine for lixiviant regeneration or directly in the leach but not for others.

For copper, provided there is sufficient in the concentrate to warrant it, the choice is between the hydroxyoxime extractants with stripping with sulphuric acid (after washing chloride out of the loaded organic phase) and conventional sulphate electrolysis or use of CLX 50 and production of a granular copper product. Fortunately it appears that this product may be used directly in the CONFORM process (13) for production of copper products although this is not proven commercially. The basis for choice between these two reagents is not clear currently.

Iron removal remains a problem as always in hydrometallurgy. As is obvious from the current position of the zinc industry environmental pressures may force changes with regard to iron removal and disposal. If iron disposal is a problem in the zinc industry where the zinc to iron ratio is only 1:3 to 1:5 how much more of a problem might it be in the treatment of bulk concentrates of complex sulphide ores. The answer, at least in part, has to lie in selective leaching and in this respect the CENIM-LNETI ammonium chloride leach is very interesting.

Impurity control is little different from other hydrometallurgical processes and will always present problems if significant amounts of impurities are leached. These will then either report to the silver cement or to the iron precipitate or both thus causing further processing problems or difficulties in disposal.

Gold recovery, if present in sufficient quantities is always desirable if not essential for profitability. Successful recovery of this metal from chloride hydrometallurgy leach residues is not proven and further work on this is required.

Finally, while several of the processes discussed above have been successfully pilot planted thus demonstrating their technical feasibility, economic feasibility remains in the main not proven although it is claimed that the CANMET FCL process is economic (22). With the advent of new smelting processes such as Siros melt and the Warner process capable of handling bulk sulphide concentrates, further comparative assessments seem warranted. It seems therefore that chloride hydrometallurgy for the processing of complex sulphide concentrates still has some way to go before commercialisation is finally realised.

REFERENCES

- SCHWEITZER, F W and LIVINGSTON, R W. Duval's CLEAR hydrometallurgical process. Chloride Electrometallurgy, ed P D Parker, 1982, TMS-AIME, 221-227.
- FLETT, D S. The role of hydrometallurgy in extractive metallurgy, Chemistry and Industry, 20th June, 1981.
- DALTON, R A et al. Paper presented at the joint EEC-Canada Seminar on the Treatment of Complex Minerals, Ottawa, Canada, October 12-14, 1982.
- FLETCHER, A W. Future potential for chloride hydrometallurgy. Advances in Mineral Processing, ed P Somasunderam, 1986, SME-AIME, 495-508.
- NOGUEIRA, E D; SUAREZ, L A and COSMEN, P. The Zinclor process: simultaneous production of zinc and chlorine. Zinc'83, 13th Annual Hydrometallurgical Meeting, CIM Edmonton, Alberta, Canada, 1983, Paper no 7.
- Hydrometallurgy brochure, Tecnicas Reunidas SA.
- OZBERK, E; DUTRIZAC, J E and MINTO, R. Lead chloride electrolysis and the conceptual design of a cell. Extraction Metallurgy'89, 1989, IMM, London, 861-884.
- MUIR, D M; GALE, D C; PARKER, A J and GILES, D E. Leaching of MacArthur River zinc sulphide concentrate in aqueous chloride and chlorine system. Proc Australia. Inst. Min. Metall. 1976, 251, 23-35.
- HOLDICH, R G and LAWSON, G J. The solubility of aqueous lead chloride solution. Hydrometallurgy, 1987, 19, 199-208.
- BEUTIER, D and BUNZYNSKI. Iron elimination by oxygen in acid cuprous chloride solutions: the case of the Minemet process. Iron Control in Hydrometallurgy, eds J E Dutrizac and A J Monhemius, Ellis Horwood Ltd, 1986, 640-656.
- SOLDENHOFF, K H. Solvent extraction of copper (II) from chloride solution by some pyridine carboxylate esters. Solvent Extraction and Ion Exchange, 1987, 5, (5), 833-851.
- DALTON, R F; HERMANA, E and HOFFMANN, B. The CUPREX process - a new chloride-based hydrometallurgical process for the recovery of copper from sulphidic ores. Separation Processes in Hydrometallurgy, ed G A Davies, Ellis Horwood Ltd, 1987, 466-476.
- DALTON, R F, DIAZ, G; HERMANA, E, PRICE, R and ZUNKEL, A D. The Cuprex Metal Extraction Process pilot plant experience and economics of a chloride-based process for the recovery of copper from sulphide ores. Copper'91, Vol III, eds W C Cooper, D Kemp, G E Lagos and K G Tan. Pergamon Press, 1991, 61-69.
- NOGUEIRA, E D. Recent advances in the development of hydrometallurgical processes for the treatment of base metal sulphides. MINTEK'50, ed L F Haughton, The Council for Mineral Technology, Johannesburg, RSA, 1985, Vol 2, 677-693.
- DALTON, R F; BURGESS, A and QUAN, P M. Acorga ZNX 50 - a new selective reagent for the solvent extraction of zinc from chloride leach solutions. Hydrometallurgy 1992, 30, 385-400.
- RAUDSEPP, R and BEATTIE, M J V. Iron control in chloride systems. Iron Control in Hydrometallurgy, eds J E Dutrizac and A J Monhemius, Ellis Horwood Ltd, 1986, 163-182.
- DUTRIZAC, J E. Sulphate control in chloride leaching processes. Hydrometallurgy, 1989, 23, 1-22.
- SMYRES, G A. Chloride-oxygen leaching of sulphide, oxide and scrap metal feeds. Extraction Metallurgy'89, IMM London, 1989, 839-860.
- ANDERSON, E; BOE, G H; DANIELSSEN, T and FINNE, P M. Production of base metals from complex sulphide concentrates by the ferric chloride route in a small, continuous pilot plant. Complex Sulphide Ores, IMM, London, 1980, 186-192.
- MacKINNON, D J and BRANNEN, J M. Zinc dust cementation of bismuth, cadmium, cobalt, copper, lead and nickel from chloride solution. Ottawa, CANMET Report No MRP/MSL 85-136 (TR)
- WILSON, A T. An economical method for the recovery of gold from the sulphur containing residue of a hydrometallurgical process. Complex Sulfides: Processing of Ores, Concentrates and By-Products, eds A D Zunkel, R S Boorman, A E Morris and R J Wesley, TMS-AIME, 1985, 143-148.
- CRAIGEN, W J S; KELLY, F J; BELL, D H and WELLS, J A. Evaluation of the CANMET ferric chloride leach (FCL) process for treatment of complex base-metal sulphide ores. Sulphide Deposits - Their Origin and Processing, eds P M J Gray, G J Bowyer, J F Castle, D J Vaughan and N A Warner. IMM, London, 1990, 255-269.
- CAZORLA, A; MENENDEZ, M; MARCOS, J L A and ARMADA, F P. State of technological development in Spain of hydrometallurgical processes for the treatment of aggregate concentrates of polymetallic sulphides. 15th World Mining Congress, Madrid, 25-29 May, 1992, Madrid: Tiasa, 1992, Vol II, 817-827.
- LIMPO, J L; FIGUEIREDO, J M; AMER, S and LUIS, A. The CENIM-LNETI process: a new process for the hydrometallurgical treatment of complex sulphides in ammonium chloride solutions. Hydrometallurgy, 1992, 28, 149-161.
- EVERETT, P K. Development of Intec copper process by an international consortium. Hydrometallurgy'94, Chapman and Hall, 1994, 913-922.
- COLLINS, D N and FLETT, D S. Role of chloride hydrometallurgy in processing of complex (massive) sulphide ores. Sulphide Deposits - Their Origin and Processing, eds P M J Gray, G J Bowyer, J F Castle, D J Vaughan and N A Warner. IMM, London, 1990, 233-254.
- WINAND, R. Chloride hydrometallurgy. Hydrometallurgy, 1991, 27, 285-316.
- MacKINNON, D J; BRANNEN, J M and MORRISON, D M. Zinc electrowinning from aqueous chloride electrolytes. J Appl Electrochem. 1982, 12, 39-53.

Extractantes: una introducción a su uso potencial en el beneficio de los sulfuros complejos de la Faja Pirítica.

Por G. DIAZ NOGUEIRA (*)

RESUMEN

En este artículo se recopila un conocimiento general actualizado de la aplicación de la extracción con disolventes en la recuperación de los metales básicos más abundantes que se encuentran contenidos en los minerales presentes en la Faja Pirítica de la Península Ibérica, a saber: cobre, cinc y plomo.

Se ha reducido a los extractantes más importantes por su uso industrial o su potencial; y a dos medios, soluciones acuosas de sulfatos o de cloruros. Se ha puesto el énfasis en los procesos de extracción, pero se recuerda que la extracción con disolventes es una herramienta a tener muy en cuenta en el tratamiento de efluentes. Referencia a procesos que utilizan estas tecnologías, tales como ZINCEX, CUPREX y CUZCLOR, y a extractantes utilizados, tales como OXIMAS, BASES DE PIRIDINA, ACIDOS ORGANICOS, FOSFONATOS, IMIDAZOLAS, etc., son sucintamente mencionados.

También se recopilan algunas referencias bibliográficas selectas para que sirvan de herramienta de trabajo, permitiendo al lector profundizar, en la medida que le sea necesario, en su caso concreto desde dos aspectos: el de la química de la extracción y el de su aplicación tecnológica, es decir, la elección y diseño del proceso y de los equipos más adecuados.

Palabras clave: Hidrometalurgia, Extracción, Disolución, Disolvente, Cobre, Plomo, Cinc, Ión, Síntesis bibliográfica.

ABSTRACT

In this paper an updated general knowledge of the solvent extraction application for the recovery of the most abundant base metals, which are contained in the ores present in the Pyrite Belt of the Iberian Peninsula, say, copper, zinc and lead is compiled.

The scope has been extended only to the most important extractants in regard with their industrial use and potencial of application; as well as two aqueous media: sulphate and chloride. The emphasis has been put on recovery process, however, it is reminded that the solvent extraction technology is a useful tool for effluent treatment. Some processes users of this technology, such as ZINCEX, CUPREX and CUZCLOR, and some extractants, such as OXIMES, PIRIDINE BASES, ORGANIC ACIDS, FOSFONATES, IMIDAZOLES are briefly mentioned.

Useful bibliographic references have been compiled to facilitate the introductory work in a specific industrial problem, allowing a deeper study through two concepts: extraction chemistry and its application, say, the selection and design of the proper and suitable equipment.

Key words: Hydrometallurgy, Extraction, Solution, Solvents, Copper, Lead, Zinc, Ion, Review.

1. GENERAL

El objetivo de este artículo es servir de introducción a la discusión de la aplicación de la extracción con disolventes en la recuperación de los metales básicos más abundantes que se encuentran contenidos en los minerales presentes en la

Faja Pirítica de la Península Ibérica, a saber: cobre, cinc y plomo.

No se pretende dar una información exhaustiva del estado de la técnica, aunque sí se tratará de actualizar la información disponible en la bibliografía con los avances más recientes en el área. Por lo tanto, el alcance se ha reducido a los extractantes más importantes por su uso indus-

(*) Director de la División de I + D. Técnicas Reunidas, S. A.

trial o su potencial; y a dos medios, soluciones acuosas de sulfatos o de cloruros. Se ha puesto el énfasis en los procesos de extracción pero se recuerda que la extracción con disolventes es una herramienta a tener muy en cuenta en el tratamiento de efluentes que contengan cantidades apreciables de metales pesados, como por ejemplo las aguas de mina.

También se anticipa que la extracción con disolventes poco puede hacer en la recuperación masiva del plomo de sus menas, ya que en medio sulfato ni siquiera es soluble, y en medio cloruro sólo lo es fuertemente complejado, lo que hace imposible por el momento su beneficio por esta técnica.

También se pretende, y el autor se daría por contento si lo consigue en cierta medida, que el potencial usuario de esta tecnología encuentre sugerencias atractivas para tener siempre en cuenta la extracción con disolventes en cualquier aplicación que tenga que analizar.

Aunque se citan algunas referencias bibliográficas para que sirvan de herramienta de trabajo, existen libros estupendos que recopilan el estado del arte hasta el final de los ochenta, como son los escritos por SEKINE y RITCEY, que junto con los Proceedings de los últimos congresos y conferencias más relevantes, ISEC 93 y HYDRO-METALLURGY 94, permitirán al lector profundizar en la medida que le sea necesario en su caso concreto desde dos aspectos: el de la química de la extracción y el de su aplicación tecnológica, es decir, la elección y diseño del proceso y de los equipos más adecuados.

2. EXTRACCION DEL PLOMO

Poco se puede decir de la extracción con disolventes de plomo; pero se debe remarcar que el descubrimiento de un disolvente, que lo extraiga selectivamente, permitiría realizar un cambio radical en el enfoque de los procesos utilizados en su beneficio, tanto desde los materiales primarios, como desde los secundarios. Este desarrollo presenta un elevado potencial de atractivo basado en las mejoras medioambientales conseguibles al poder sustituir la pirometalurgia que se emplea actualmente.

En otras palabras, estoy sugiriendo una línea de investigación básica interdisciplinar entre los químicos orgánicos y los metalúrgicos.

A pesar de los complejos aniónicos que forman algunos halogenuros de plomo, como por ejemplo el cloruro, su extracción aniónica con aminas y solvatantes, aunque factible, no es utilizable en aplicaciones industriales; aunque forma quelatos tampoco se pueden utilizar; y su extracción catiónica, por ejemplo con DEHPA y ácidos grasos, se produce en medios alcalinos con la consiguiente ausencia de selectividad frente a otros metales.

De la información disponible se desprende que la extracción con disolventes del plomo se reserva para otras aplicaciones diferentes a las de su extracción masiva, tales como las analíticas, los estudios fundamentales y la eliminación de pequeñas cantidades de plomo cuando se encuentra presente como impureza en disoluciones acuosas, purificación y descontaminación.

3. EXTRACCION DEL COBRE

Gracias a General Mills, que desarrolló los reactivos LIX en los 60, capaces de extraer selectivamente el cobre de soluciones que contienen ión ferroso en medio sulfato, se instalaron las primeras plantas industriales de extracción con disolventes —Ranchers Bluebird Mine y Bagdag Copper Mine— ambas en Arizona, construidas y arrancadas a finales de la década de los sesenta e inicio de los setenta. El proceso se basa en una lixiviación ácida de los minerales de cobre oxidados de baja ley, y la extracción del ión cúprico del líquido fértil por la oxima mediante intercambio de ión con un protón.

Para darnos una idea de la importancia de la extracción con disolventes y electrolisis de cobre basta decir que en USA existen en la actualidad 15 plantas de extracción con disolventes, frente a 8 fundiciones primarias y 5 secundarias. Este proceso se utiliza en otras partes del mundo productoras de cobre, en países tan diferentes como Canadá, Chile y Zambia. Un ejemplo próximo es la planta de Almagrera en Sotiel, capaz de extraer el cobre de los licores de lixiviación in situ de las cenizas de pirita y producir sulfato de cobre.

La última instalación industrial ha sido realizada en Chile. Se trata de la mina Candelaria. La planta de recuperación de cobre por extracción con disolventes fue arrancada en agosto de 1994 con varios meses de adelanto sobre la fecha prevista, lo que fue debido al alto precio del cobre en el mercado durante los últimos tiempos.

A continuación se repasarán los diferentes agentes de extracción de cobre en función de su implantación en el mercado y su grado de desarrollo, los cuales se agrupan en oximas y bases de piridina.

3.1. Oximas

Las oximas son capaces de extraer el ión cúprico por quelación desde soluciones en medio sulfato, de forma selectiva frente al ión férrico. Además, el extracto orgánico permite producir un electrolito cargado con concentración suficiente para ser utilizado como alimentación de una electrolisis convencional de cobre en medio sulfato.

En el mercado existen diferentes oximas producidas por diferentes casas comerciales: la gama de reactivos LIX, primero suministrados por General Mills, ahora Henkel, la gama de reactivos KELEX de Ashlands Chemicals, la gama de reactivos SME de Shell Chemicals y la gama de reactivos ACORGA P5000 de Zeneca, la cual es la más novedosa del mercado debido a su formulación, parentesco con la salicil aldoxima y su mezcla con 4-nonil fenol.

El fabricante del P5000 reclama mejores prestaciones, tanto desde los puntos de vista cinético, reacciones tres veces más rápidas, y químico, carga de la orgánica casi el doble, como la facilidad de separación de fases comparado con la de sus competidores, lo que parece estar solidamente fundamentado.

La elección de la oxima dependerá por tanto de su aplicación, es decir, de las condiciones del líquido fértil a tratar, fundamentalmente la concentración de cobre y la acidez del líquido, y de factores económicos, que pueden estar determinados por condicionamientos específicos locales. En general, y para concentraciones inferiores a 15 g/L de Cu, la concentración del agente activo en la orgánica depende de la concentración del cobre en el líquido fértil. La selectividad frente al hierro no ofrece ninguna dificultad insalvable a cualquiera de los reactivos disponibles siempre que la concentración de Fe no sea muy elevada.

Un problema que presentan las oximas es que no son estables a largo plazo en medio cloruro fuerte, luego no pueden ser utilizadas en las elevadas concentraciones de ión cloruro que se

encuentran en los procesos hidrometalúrgicos actualmente en desarrollo en medio cloruro.

Hoy en día se producen millones de toneladas de cobre por año mediante el proceso de lixiviación ácida sulfúrica más extracción con disolventes seguida de electrolisis, y la razón fundamental es que el coste de operación es prácticamente la mitad comparado con el del proceso convencional de cementación seguida de fusión y electrorefino, aunque la inversión sea un 20% superior. Existen otro tipo de ventajas, tales como las medioambientales, ahorro en costos de minería y movimientos de grandes masas, etc.

3.2. Extracción de CuCl_2

Cuando se empezaron a desarrollar procesos en medio fuertemente cloruro —proceso Cymet para Cyprus Mines Corporation, un proceso investigado a nivel de planta piloto en el National Institute of Metallurgy in Johannesburg, proceso Claire-Duval para Sierrita Mines, del que se llegó a construir una planta de 32.000 t/a, y proceso Minimet—, todos ellos basados en la lixiviación con una solución de cloruro férrico y/o cúprico y posterior recuperación del cobre, se detectó la necesidad de disponer de un disolvente específico para la extracción selectiva del CuCl_2 , y de esta forma, poder mejorar el diseño y las prestaciones del proceso, ya que los extractantes disponibles, aminas, TBP y oximas, aunque teóricamente pueden ser usadas en medio cloruro, presentan muchos inconvenientes: falta de capacidad de carga, pobre selectividad, dependencia de la acidez en la extracción e incluso degradación del reactivo en este medio.

ICI, ahora Zeneca, desarrolló al final de los 70 y principios de los 80 un reactivo orgánico basado en una base de piridina —CLX50—, que es capaz de extraer el CuCl_2 selectivamente de un medio fuertemente cloruro. La creación de una "Joint Venture formada por Nerco Minerals, ICI y Técnicas Reunidas", en la que ICI aportaba el CLX50 y Técnicas Reunidas la electrolisis cobre-cloro en celda de membrana, permitió el desarrollo del proceso Cuprex, el cual, a partir de un concentrado de cobre, mediante lixiviación con cloruro férrico seguida de extracción con disolventes y electrolisis del extracto acuoso, una solución pura de cloruro cúprico —105 g de Cu/L—, produce cobre electrolítico de alta pureza —grado 1—.

Este proceso se pilotó con éxito en los años 1988-89 en el Centro de Investigación de Técnicas Reunidas en Torrejón de Ardoz. Se trataron más de 100 toneladas de concentrado de cobre y se produjeron más de 25 toneladas de cobre metálico. El comportamiento del disolvente y de la electrolisis quedaron completamente demostrados aunque el estudio de viabilidad final del proceso no resultó tan positivo como era necesario en un mercado en el que los costes de tratamiento se estaban abaratando con rapidez.

A partir de entonces existe en el mercado un disolvente específico para el CuCl_2 , con el que se puede contar en el diseño de procesos en medio cloruro. Por ejemplo, el proceso CUZCLOR, que pretende el beneficio de los complejos de la faja pirítica, utiliza la extracción con disolventes mediante el CLX50 para la recuperación selectiva del cobre de los líquidos fértiles de lixiviación.

4. EXTRACCION DEL CINCO

Para la extracción del cinc se pueden usar extractantes que se coordinen a través de los átomos de oxígeno, nitrógeno y azufre. También se pueden utilizar varios ácidos orgánicos para la extracción del ión Zn^{2+} . Entre todas las posibilidades que existen se comentarán aquellas que han alcanzado aplicación industrial o que por su interés y novedad marcan la línea por donde puede que vayan los desarrollos en un futuro próximo.

De todas formas, la extracción con disolventes de cinc es bien conocida y aplicada en ambos países ibéricos, ya que el proceso ZINCEX, desarrollado por Técnicas Reunidas en la década de los 70, fue instalado en Bilbao para Metalquímica del Nervión y en Barreiro para Quimigal. El proceso recupera el cinc contenido en los licores impuros producidos en el tratamiento de las cenizas de piritita por el proceso DKH, para producir cinc metálico de alta pureza por electrolisis convencional en medio sulfato. Utiliza dos ciclos de extracción con disolventes, el primero aniónico mediante una amina secundaria, y el segundo catiónico utilizando ácido di-2-etilhexil fosfórico (DEHPA).

4.1. Extracción de cloruro de cinc

La extracción de cinc con aminas es posible y su poder de extracción es tanto mayor según se avanza en la serie, desde la primaria hasta la sal de amonio cuaternario. En el proceso ZINCEX, el

primer ciclo extrae el cinc como complejo aniónico en medio cloruro $[\text{ZnCl}_4]^-$, mediante una amina secundaria —Amberlite LA-2 de Rohm and Haas—, produciendo una solución acuosa casi pura de cloruro de cinc. Aunque la capacidad de extracción y la selectividad no son perfectas, el extractante trabaja lo suficientemente bien para agotar el refinado de extracción (<0,1 g/L), y producir un extracto acuoso de concentración razonable (>20 g/L).

Las aminas no pueden ser utilizadas cuando se necesita una extracción más fuerte del cinc o más selectiva frente al hierro, ya que presentan muchas debilidades desde el punto de vista de diseño de proceso. Esta necesidad se manifiesta en los procesos en medio cloruro fuerte, como los que se encuentran en uso o en desarrollo en la actualidad, por ejemplo, la regeneración de los ácidos clorhídricos utilizados en los procesos de decapado y el proceso CUZCLOR.

Para esta extracción se pueden utilizar los alquil fosfonatos los cuales son reactivos comerciales capaces de extraer el cloruro de cinc de soluciones con contenido en cloruro ferroso superior a 100 g/L de hierro, de forma bastante selectiva aunque el ión férrico se encuentre presente hasta 5 g/L, dejando menos de 2 g/L de cinc en el refinado y produciendo extractos acuosos con contenido en cloruro de cinc de 60 g de Zn/L. Estos reactivos también son selectivos frente a otras impurezas habituales, tales como Cd, Pb, As, Sb, etc... Este concepto se ha utilizado en el proceso CUZCLOR y ya ha sido probado en planta piloto de pequeño tamaño.

Un desarrollo reciente es el extractante ZNX50 de Zeneca, el cual parece capaz de mejorar las prestaciones de los fosfonatos. Está basado en las imidazolas y benzoimidazolas, y Zeneca reivindica que ha sido desarrollado específicamente para esta función. Su selectividad frente al hierro en sus dos formas, iones férrico y ferroso, es una de sus mejores ventajas, pero presenta un punto débil, que es su falta de selectividad frente al cobre, lo que puede ser controlado en un proceso, por ejemplo, mediante la cementación del cobre previa a la extracción del cinc.

En cualquier caso, con estos reactivos y otros de familias similares aunque no hayan sido mencionados, se puede resolver un problema de extracción de cinc de una solución acuosa impura. La elección del extractante dependerá de la

concentración de cinc y del tipo de disolución acuosa a tratar, la capacidad de carga que se necesite, la selectividad requerida según las impurezas presentes, el coste de operación permisible y el riesgo que se pueda tomar en el diseño e instalación del proceso.

4.2. Extracción catiónica del ión Zn^{2+}

Entre los ácidos orgánicos capaces de extraer selectivamente el ión Zn^{2+} por intercambio de ión con un protón, es el ácido di-2 etil hexil fosfórico, llamado DEHPA, el que ha tenido un uso industrial mayoritario, básicamente en el proceso ZINCEX, ya que las otras aplicaciones han sido prácticamente marginales desde el punto de vista de la producción de metal.

La extracción de cinc con DEHPA para que sea prácticamente cuantitativa tiene que hacerse mediante neutralización de la acidez generada en la extracción con un álcali. Inicialmente, el álcali utilizado en el ciclo catiónico del proceso ZINCEX fue el amoniaco, el cual fue sustituido por lechada de cal cuando se profundizó en el control de la selectividad frente al ión Ca^{2+} . Con neutralización se puede extraer el cinc hasta concentraciones prácticas inferiores a 0,2 g/L.

La reextracción se puede hacer con un ácido, y por eso, un electrolito agotado de cinc es adecuado ya que contiene al menos 120 g/L de sulfúrico, por lo que la combinación con una electrolisis de cinc cierra el proceso, aunque también se pueden utilizar otros esquemas como la producción de soluciones concentradas de sales de cinc e incluso la cristalización de las mismas. Siendo la electrolisis de cinc tan sensible al contenido de impurezas, la operación sin problemas de las plantas española y portuguesa del proceso ZINCEX, han demostrado que el DEHPA es un reactivo muy selectivo del cinc en condiciones adecuadas. Incluso la coextracción de calcio puede ser deprimida con un diseño de proceso correcto para que la saturación de los electrolitos con yeso no se produzca nunca.

En la actualidad Técnicas Reunidas ha modificado el proceso ZINCEX en dos sentidos: uno, aplicación a materias primas sólidas secundarias que contengan cinc, y dos, rediseño de la extracción con disolventes para, utilizando una extracción ácida en circuito cerrado con la lixiviación, poder simplificar el proceso al eliminar el ciclo aniónico.

En los últimos años han aparecido extractantes que pretenden sustituir al DEHPA, tales como el Cyanex-302 de Cyanamid y el DS5846 de Zeneca. El primero se basa en el ácido monotiofosfínico y el segundo en las bis-ditio fosforamidas. Ambos son agentes de extracción de cinc más fuertes que el DEHPA.

El cyanex C-302 presenta algunas ventajas tales como su mejor selectividad frente a los iones Fe^{3+} y Ca^{2+} , lo que le puede hacer muy adecuado para algunas aplicaciones. Sin embargo, existen algunos problemas que restringirán su aplicación tales como una cinética más lenta y el envenenamiento de la orgánica por coextracción de cobre y cadmio, lo que obliga a una complicada regeneración, y por tanto se debería confirmar su estabilidad a largo plazo por el uso continuado en un circuito completo.

El DS5846 también presenta algunas ventajas tales como su mayor fuerza extractora y su selectividad frente al ión Fe^{3+} , aunque no llega a cumplir las especificaciones de calidad de un electrolito de sulfato de cinc. También presenta algunos aspectos negativos que deben ser tenidos en cuenta tales como su envenenamiento por coextracción de cadmio lo que obliga a una regeneración complicada. Este reactivo se encuentra todavía a nivel de pequeñas producciones que sólo alcanzan para realizar pruebas en planta piloto de pequeño tamaño.

En definitiva estos intentos de sustituir al DEHPA se encuentran todavía en fase de desarrollo y tendrán que resolver los problemas mencionados si quieren llegar a alcanzar un uso amplio en la hidrometalurgia extractiva.

5. CONCLUSIONES

En general, la extracción con disolventes es una técnica hidrometalúrgica que se puede considerar que ha alcanzado el grado de madurez, en donde los diferentes reactivos y procesos no sólo compiten en calidad sino que tienen que competir en precio. Su porvenir se puede considerar halagüeño, ya que la competencia en costos permitirá instalar un mayor número de aplicaciones industriales.

En particular, para el beneficio de los metales básicos contenidos en la Faja Pirítica del sur de la Península Ibérica, la extracción con disolventes en conjunción con otras técnicas, tales como

la electrolisis o la cristalización, son tecnologías disponibles en el mercado para su aplicación industrial. Existe una oferta de disolventes adecuados para diseñar procesos específicos para casos concretos, que se han demostrado a escala industrial o como mínimo a nivel de planta piloto. Los fabricantes garantizan calidad y estabilidad.

Finalmente, con el enfoque de los procesos que utilizan las técnicas mencionadas, se consigue dar el mayor valor añadido a los contenidos metálicos de los concentrados de los minerales piríticos complejos, una vez que éstos han sido puestos en solución, cualquiera que sea el método o el medio acuoso empleado para conseguirlo.

6. COMENTARIO FINAL

El autor espera haber conseguido dar una idea útil aunque generalista del tema, sin profundizar demasiado en el mismo, y despertar las inquietudes en los lectores para que, en sus proyectos, la extracción con disolventes sea tenida en cuenta entre las tecnologías disponibles que pueden ser aplicadas con ventajas diferenciales muy claras.

También espera que el reto de la síntesis de un disolvente específico y selectivo para el plomo sea recogido por alguna mente inquieta y con nuevas ideas para resolver un viejo problema que se puede definir claramente en la actualidad, lo que ya contiene en sí mismo un considerable progreso para conseguir el éxito en su solución.

7. LECTURAS Y FUENTES DE INFORMACION RECOMENDADAS

En este apartado se recogen, sin ánimo de ser exhaustivo, la bibliografía que el autor recomienda como libros de cabecera de la extracción con disolventes y algunos de los artículos utilizados en la preparación de este trabajo.

LIBROS:

SOLVENT EXTRACTION CHEMISTRY: Fundamentals and applications. J. Sekine & Y. Hasegawa. 1977.

SOLVENT EXTRACTION (Parts 1 & 2): Principles and Applications to Process Metallurgy. G. M. Ritcey & A. W. Ashbrook. 1984 & 1979.

HANDBOOK OF SOLVENT EXTRACTION: Edited by: C. Lo. Teh, M. H. I. Baird and C. Hanson. 1983.

INTERNATIONAL SOLVENT EXTRACTION CONFERENCES: Ultima: Solvent Extraction in the Process Industries. Proceedings edited by D. H. Logsdail & M. J. Slater. 1993.

HYDROMETALLURGY SYMPOSIUMS: Ultimo: Proceedings edited by Chapman & Hall. 1994.

ARTICULOS:

ELIMINACION DE METALES PESADOS POR EXTRACCION CON DISOLVENTES: D. Martín. Dentro del Curso de la Escuela de Organización Industrial "Nuevas Tecnologías en Procesos de Tratamientos de Aguas Residuales". 1992.

LA REFINACION DE LOS METALES NO FERREOS POR METODOS DE EXTRACCION CON DISOLVENTES: S. Amer. Ingeniería Química. 1984-85.

ESTADO DE DESARROLLO TECNOLOGICO EN ESPAÑA DE LOS PROCESOS HIDROMETALURGICOS PARA EL TRATAMIENTO DE CONCENTRADOS GLOBALES DE SULFUROS COMPLEJOS: J. L. Alvarez, A. Cazorla, M. Menéndez y F. Parrilla. Proceedings del Congreso Mundial de Minería, 851-861 (1992), Madrid (SPAIN).

THE ACORGA P-5000 SERIES: A NOVEL RANGE OF SOLVENT-EXTRACTION REAGENTS FOR COPPER: J. A. Tumilty, G. W. Seward and J. P. Massam. Provided by Zeneca.

THE ACORGA P-5000 SERIES IN THE SOLVENT EXTRACTION OF COPPER: PERFORMANCE CHARACTERISTICS AND IMPLICATIONS FOR PLANT ECONOMICS: J. A. Tumilty, G. W. Seward and J. P. Massam. Provided by Zeneca.

THE CUPREX METAL EXTRACTION PROCESS: RECOVERING COPPER FROM SULFIDE ORES: R. F. Dalton, G. Díaz, R. Price & A. D. Zunkel. Journal of Metals, August 1991.

THE SOLVENT EXTRACTION OF ZINC CHLORIDE WITH DI-N-PENTYL-PENTAPHOSPHONATE: E. D. Nogueira & P. Cosmen. Hydrometallurgy, 9, 333-340 (1983).

ACORGA ZNX50 - A NOVEL REAGENT FOR THE SELECTIVE SOLVENT EXTRACTION OF ZINC FROM AQUEOUS CHLORIDE SOLUTIONS: R. F. Dalton & A. Burgess. ISEC '93, 1279-1286, (1993), London (U.K.).

ACORGA ZNX50 - A NEW SELECTIVE REAGENT FOR THE SOLVENT EXTRACTION OF ZINC FROM CHLORIDE LEACH SOLUTIONS: R. F. Dalton, A. Burgess & P. M. Quan. Hydrometallurgy 30, 385-400 (1992).

DESARROLLO DE LA CELDA DE ELECTROLISIS ZINCLOR A TAMAÑO INDUSTRIAL: G. Díaz, C. Frías y F. Parrilla. Proceedings of the Symposium of the Polymetallic Sulphides of the Iberian Pyrite Belt. (1993), Evora (PORTUGAL).

WINNING ZINC THROUGH SOLVENT EXTRACTION AND ELECTROWINNING: E. D. Nogueira, J. M. Regife & A. M. Arcocha. Engineering Mining, vol. 180, n.º 10, 92-94 (1979).

DESIGN FEATURES AND OPERATING EXPERIENCE OF THE QUIMIGAL ZINCEX PLANT: E. D. Nogueira, J. M. Regife & M.

P. Viegas. Proceedings of the AIME 111th Annual Meeting, 59-65 (1982), Dallas Texas (USA).

THE SELECTIVE RECOVERY OF ZINC WITH NEW THIOPHOSPHINIC ACIDS: W. A. Rickelton & R. J. Boyle. Solvent Extraction and Ion exchange, 8 (6), 783-797 (1990).

STUDY OF THE ZnSO₄ - CYANEX 302 EXTRACTION EQUILIBRIUM SYSTEM: C. Caravaca & F. J. Alguacil. Hydrometallurgy 27, 327-338 (1991) y 31, 163-174 (1992).

NOVEL SOLVENT EXTRACTION REAGENTS - THE KEY TO NEW ZINC PROCESSING TECHNOLOGY: R. F. Dalton & P. M. Quan. World Zinc '93. Proceedings, 347-355 (1993) Hobart (AUSTRALIA).

NOVEL SOLVENT EXTRACTION REAGENTS FOR RECOVERY OF ZINC FROM SULPHATE LEACH SOLUTIONS: R. F. Dalton & P. M. Quan. Hydrometallurgy'94, 601-611 (1994), Cambridge (U.K.).

MODIFIED ZINCEX PROCESS: THE CLEAN, SAFE AND PROFITABLE SOLUTION TO THE ZINC SECONDARIES TREATMENT: G. Díaz & D. Martín. Resources, Conservation and Recycling, 10, 43-57, (1994).

ZINC RECYCLING THROUGH THE MODIFIED ZINCEX PROCESS: G. Díaz, D. Martín & C. Lombera. Third International Symposium on Recycling of Metals and Engineered Materials (TMS). Proceedings edited by P.B. Quenau & R.D. Peterson 623-635 (1995), Point Clear Alabama (USA).

Procesamiento del mineral de Migollas

Por M. ACOSTA FERNANDEZ (*)

RESUMEN

El descubrimiento y puesta en operación de una nueva masa de sulfuros complejos, con un enriquecimiento claro en cobre, ha permitido a ALMAGRERA sustituir gran parte de la producción de concentrado de cinc por la de cobre, con lo que dadas las substanciales diferencias en la cotización de ambos metales, ha mejorado la economía de la línea minera. Se presenta en este artículo el esquema de tratamiento mineralúrgico aplicado al nuevo mineral de Migollas, que con unas características mineralógicas similares a las del complejo tradicionalmente explotado en Sotiel, ha sido diseñado con la base experimental adquirida por ALMAGRERA en el tratamiento de este tipo de minerales.

Palabras clave: Beneficio mineral, Planta tratamiento, Pirita sustancia, Cobre, Textura, Flotación, Concentración, Provincia Huelva, Migollas.

ABSTRACT

The discovery and set in operation of a new complex sulphides orebody, with a clear enrichment in copper, has allowed ALMAGRERA to substitute large part of the production of zinc concentrate by that of copper. So, given the substantial differences in the quotation of both metals, it has improved the economy of the mining line. We present in this article the metallurgical treatment schema applied to the new ore of Migollas, that with some similar mineralogic characteristics to the complex traditionally stoped out in Sotiel, it has been sketched with the experimental basis acquired by ALMAGRERA in the treatment of this type of ore.

Key words: Benefit, Metallurgical plants, Pyrite ores, Copper, Textures, Flotation, Concentration, Huelva Province, Migollas.

1. ANTECEDENTES

El inicial Proyecto Sotiel estaba diseñado para la extracción y tratamiento por flotación diferencial de 600.000 t/año de sulfuros polimetálicos con contenidos de 0,6% Cu, 1,6% Pb, 4,5% Zn y 42% S, además de la obtención de ácido sulfúrico partiendo de la pirita residual. Posteriormente se añadieron al esquema productivo el oleum y sulfato de cobre extraído de las cenizas de tostación.

La constante necesidad de mejorar la posición competitiva de la compañía ha conducido a que en la actualidad se está tratando a un ritmo anual superior a las 730.000 t, con una producción vendible superior a 90.000 t de concentrados, de las

cuales 48.000 t lo son de cobre, como consecuencia de la puesta en explotación de la masa Migollas (1).

Migollas se ha identificado como una mineralización de sulfuros masivos, con 57 millones de toneladas, situada a una distancia inferior a 800 m al EN de la infraestructura minera de Sotiel, cuyas características fundamentales son (2):

- Orientación: dirección N-120E, buzamiento 30-45 EN.
- Dimensiones: corrida mineralizada superior a 900 m, con potencias máximas de 126 m y tercera dimensión superior a 450 m.
- Profundidad: se sitúa a cotas inferiores a 350 m desde superficie, con un mayor volumen en torno a los 500 m de profundidad.

(*) ALMAGRERA, S. A.

— Carácter polimetálico: los contenidos en Cu, Pb y Zn se distribuyen de manera preferencial a lo largo de la mineralización, ofreciendo claras zonaciones según su dirección, así como importantes enriquecimientos, principalmente en Cu, según niveles estratigráficos dentro de ellas.

Este mineral enriquecido en Cu constituye la base del denominado Proyecto Migollas.

Durante el año 1993 la compañía decidió acometer la realización de la infraestructura minera necesaria y la modificación de las instalaciones de exterior para el procesamiento del nuevo mineral extraído.

Básicamente la adaptación se lleva a cabo en dos fases: la primera se realizó a lo largo del año 1994 y la segunda se emprenderá en años posteriores.

En la primera fase se prevé mantener la actual capacidad de trituración secundaria y terciaria y operar por campañas de un mes de duración aproximadamente, de mineral complejo y cobrizo respectivamente.

Durante la segunda fase, se implementará un nuevo circuito de Molienda Autógena, lo que permitirá la operación conjunta de los dos minerales. Así el mineral complejo utilizará el molino primario y su circuito de flotación actual con una capacidad de tratamiento de 90 t/h, y el cobrizo la molienda autógena para 90 t/h. Por tanto la capacidad conjunta disponible pasará a ser de unas 180 t/h.

Ya en la primera fase se contempló la construcción de una planta separada de flotación para el mineral cobrizo, la cual quedó terminada en noviembre de 1994.

2. ESTUDIO MINERALOGICO

Muestras representativas del yacimiento de MIGOLLAS, tanto de complejo como de cobrizo, fueron seleccionadas para el estudio mineralógico y textural, que fue realizado por ADARO y BRGM (Francia).

El estudio microscópico ha sido realizado mediante luz reflejada y transmitida, haciendo especial atención a los caracteres texturales y estructurales, tamaños de granos, posibilidades de liberación y tipos de contacto entre las espe-

cies mineralógicas, y la relación mena-ganga. Finalmente se realiza el análisis modal de cada una de las probetas pulidas.

BRGM ha empleado además microsonda electrónica y ICP-MS, focalizando su atención en los contenidos minoritarios.

Los minerales que constituyen esta mineralización muestran una gran variedad textural, y es frecuente observar en una misma muestra un determinado mineral con varias texturas.

El carácter textural tiene importancia, tanto desde un punto de vista genético como por ser un condicionante para la liberación de las distintas especies mineralógicas, mediante molienda.

La **pirita**, que es el sulfuro más abundante, se encuentra fundamentalmente con **textura masiva**. Estas masas piríticas responden a mosaicos de cristales xeno o idiomórficos, más o menos compactados. Los minerales de ganga —carbonatos en su mayoría— son intersticiales de los cristales de pirita, y así su tamaño depende de las características de estos mosaicos. El tamaño de grano de estos minerales intersticiales dependerá de la distancia entre los granos de pirita, llegando a ser muy fino ($< 5 \mu$).

La **calcopirita, blenda y galena** son minerales de cristalización simultánea y todos ellos tardíos respecto a la pirita masiva. En general el intercrecimiento de estos sulfuros con los carbonatos no es tan fino, por tanto el problema de la liberación de galena-calcopirita y blenda de los carbonatos no será importante; sin embargo, su separación de la pirita sería difícil cuando estos minerales sean intersticiales de pirita masiva.

Las texturas botroidales se observan en pirita, blenda y calcopirita, y en menor proporción en galena y carbonatos. Estos minerales presentan entre ellos crecimientos rítmicos con bordes poco definidos y dentados; ocasionalmente incluyen diminutas impurezas de minerales transparentes. Por todo esto su liberación por medios mecánicos será baja.

La textura poiquiloblástica —observada fundamentalmente en pirita— así como los bordes de disolución y recristalización —que incluyen cloritas y carbonatos— y las texturas en corona constituyen relaciones entre minerales que dificultarán su separación mediante molienda.

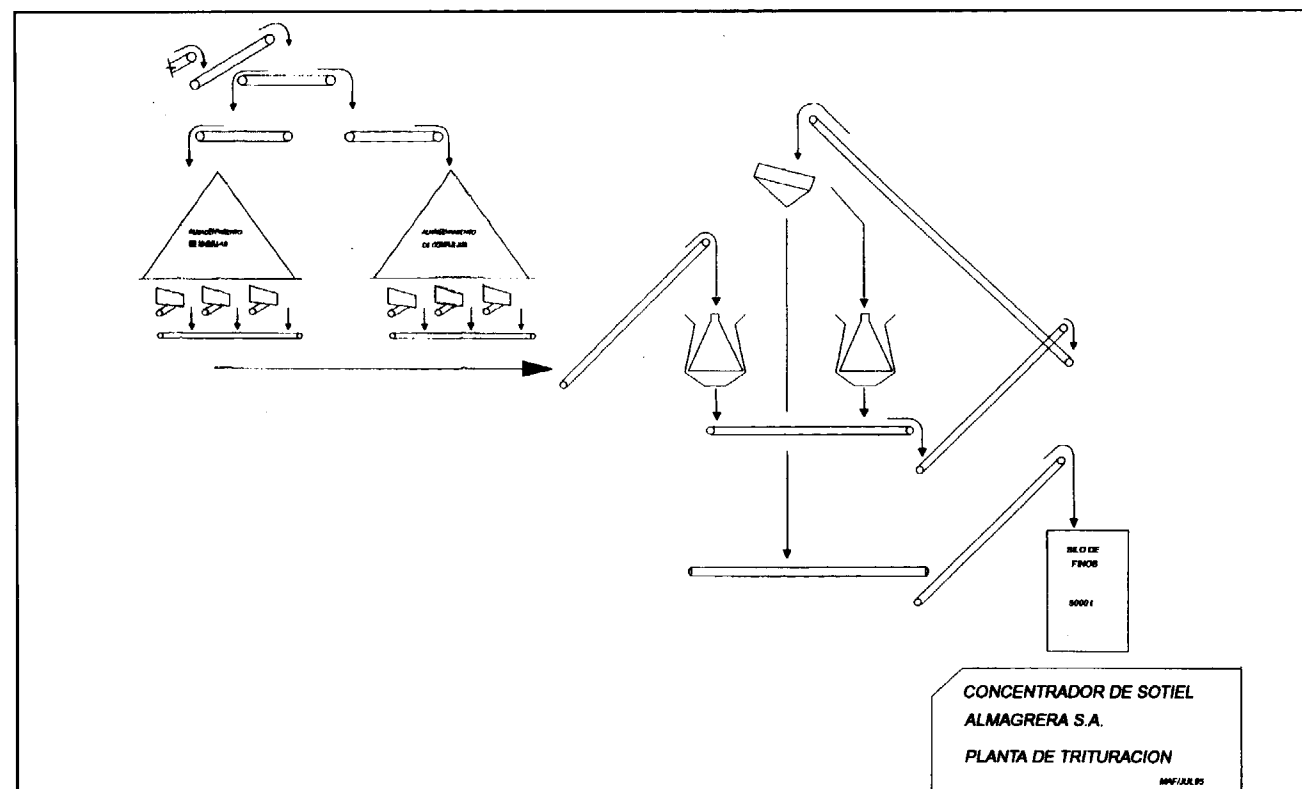


Figura 1

La pirita framboidal se encuentra en proporción muy escasa, por lo que no tendrá repercusión en el tratamiento de la mena.

Los fenómenos de exolución y desmezcla de unos minerales en otros, se traducen en finos intercrecimientos entre ellos. Este es el caso de blenda con emulsión de calcopirita, que llega a ser muy fina y está presente en casi todas las muestras de forma generalizada, lo que impedirá la separación mecánica de ambos minerales.

En relación con la mineralización de Sotiel y de acuerdo con los datos existentes, existe una gran analogía tanto mineralógica como textural.

A modo de resumen se puede indicar que la paragénesis metálica está constituida por pirita, melnicovita, marcasita, calcopirita, blenda, galena y pirrotina, como minerales más abundantes y arsenopirita, cobre gris, meneghinita, bournonita, kobellita, bismuto nativo, bismutinina y posible estannita, como minerales escasos.

La ganga es de dolomita, ankerita, siderita, clorita y cuarzo. La calcita es muy escasa.

Todas las muestras tienen un marcado carácter textural heterogéneo que es característico de estas mineralizaciones. Las relaciones de contacto y de intercrecimientos entre las distintas especies minerales son muy variables, siendo frecuente que un determinado mineral, en una misma muestra, se encuentre con varias texturas.

Como consecuencia de la heterogeneidad textural, es difícil predecir el comportamiento en molienda de la mena en su conjunto, pero se pueden señalar los siguientes puntos:

- Los carbonatos intersticiales de pirita masiva xenomórfica, serán los más difíciles de eliminar, ya que llegan a ser muy finos ($\leq 4 \mu$).
- La liberación de calcopirita-galena y blenda de los carbonatos, será más sencilla, puesto que cuando estos minerales están relacionados, el tamaño de grano es mayor y sus bordes comunes rectos, salvo algunos casos.
- No será posible la separación, mediante molienda, de blenda de calcopirita, cuando ésta se encuentre como emulsión.

Para la determinación absoluta de la mineralogía, se han realizado los estudios mediante SEM, así como para la identificación de las especies portadoras de oligoelementos. Esto se ha llevado a cabo por BRGM (Francia).

El portador principal de Ag es la tetrahedrita (1 a 2%, a veces 15%). Las leyes bajas encontradas en la galena no son significativas. Los análisis de ICP/MS mostraron que los sulfuros no contenían oro en su red.

El antimonio se encuentra también en la tetrahedrita con, localmente, un poco de gudmundita o bournonita.

El portador principal de As es la arsenopirita (o mispíquel), muy abundante en todas las muestras. No obstante la presencia local de cobaltita (Co As S) y cobre gris (hasta un 4% de As), así como la existencia de trazas en la esfalerita, calcopirita y pirita pueden tener una ligera influencia.

3. ESTUDIO MINERALURGICO

ALMAGRERA llevó a cabo los estudios mineralúrgicos necesarios para la recuperación por flotación de un concentrado vendible de calcopirita, para lo que se realizaron distintos y numerosos ensayos con el mineral procedente de los sondeos de la nueva mineralización.

Los ensayos de flotación fueron diseñados de acuerdo con la experiencia acumulada por ALMAGRERA en el tratamiento de estos tipos de minerales, siguiendo las líneas dictadas por los estudios mineralógicos texturales, con el fin de establecer un circuito óptimo para el tratamiento del mineral cobrizo de MIGOLLAS.

Tras todos los ensayos efectuados previamente, se escogieron tres parámetros para optimizar la recuperación alcanzada en el proceso. Esas variables fueron: granulometría, densidad de pulpa y pH.

Se atendió especialmente la posibilidad de obtener concentrados de calidad, que fueran fácilmente vendibles, observando que se alcanzan concentrados relativamente elevados en contenido del 20 al 24% de cobre.

Se obtuvo un modelo estadístico para el estudio de la influencia de las variables más importan-

tes, de donde se pudo advertir la gran importancia de la granulometría en la recuperación de cobre. Puede decirse que las mayores recuperaciones se obtienen para una granulometría de 25 μ .

Con las curvas recuperación/tiempo se dedujeron las constantes cinéticas de flotación que fueron empleadas para la determinación de las condiciones óptimas de flotación, primeramente, y para el diseño del circuito industrial, posteriormente.

La velocidad de flotación es menor para pHs superiores, aunque la calidad de las espumas obtenidas es mejor.

El reactivo de flotación empleado ha sido el Amilxantato Potásico, en dosis que se encuentran en el rango de los 120-160 g/t. También ha sido estudiado un nuevo reactivo diseñado en un programa de investigación que ALMAGRERA ha desarrollado en el marco de la Unión Europea, junto con italianos y portugueses, denominado Reactivo C, que ha mostrado unas prestaciones muy superiores al Amilxantato Potásico, fundamentalmente a pHs neutros, lo que significa un ahorro en el consumo de cal, empleado como modificador de pH.

Se puede concluir que la menor granulometría y pH favorecen la recuperación y cinética de flotación, mientras que los efectos de la densidad de pulpa pueden considerarse menores.

Una granulometría de 20-25 μ y un pH = 7, pueden considerarse como los valores más adecuados para la optimización del proceso.

A partir de los datos obtenidos en los ensayos de flotación, tiempos de flotación, reactivos, modelos cinéticos, etc., se definen los parámetros básicos del proceso.

La metodología de simulación en estado estático ha sido la técnica empleada para el desarrollo de la ingeniería conceptual y básica en el diseño de la planta de concentración del mineral de MIGOLLAS (3).

La utilización de un potente simulador y la disponibilidad de una gran cantidad de datos adquiridos mediante el desmuestre sistemático de las diversas corrientes de la Planta Industrial, han permitido la simulación de las operaciones de

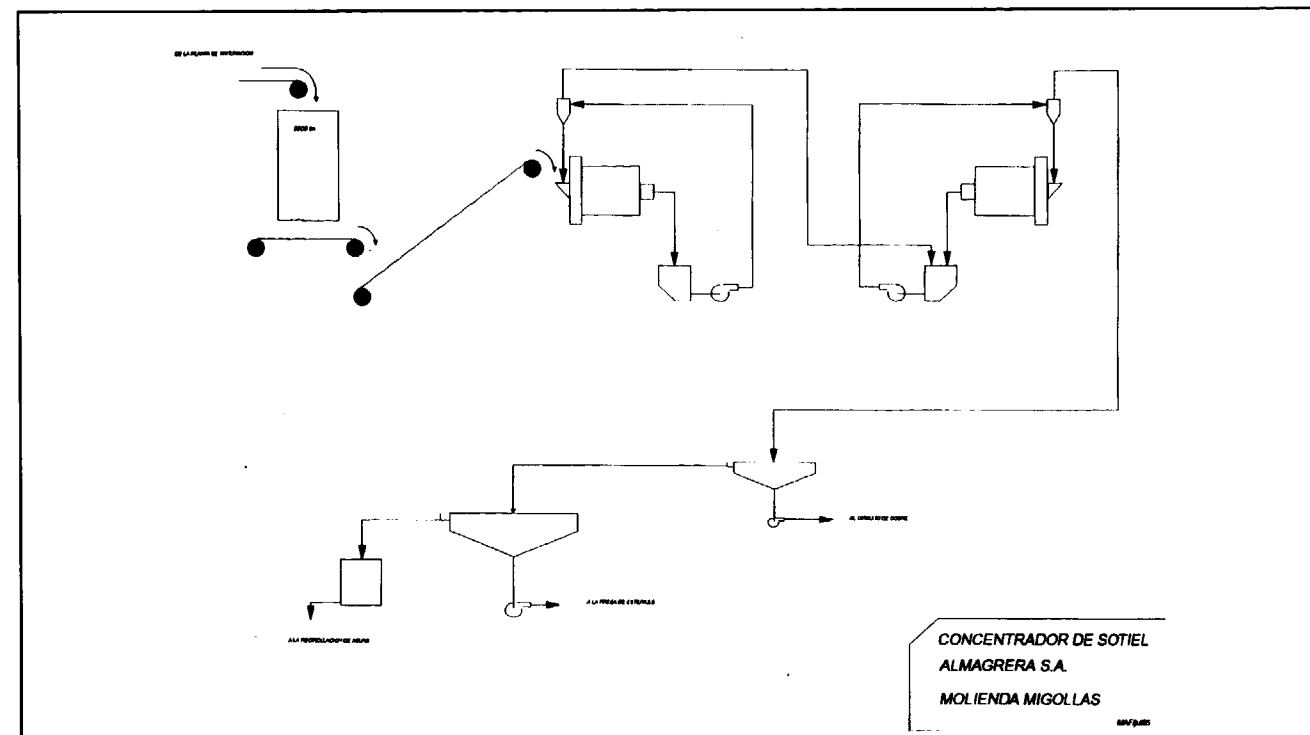


Figura 2

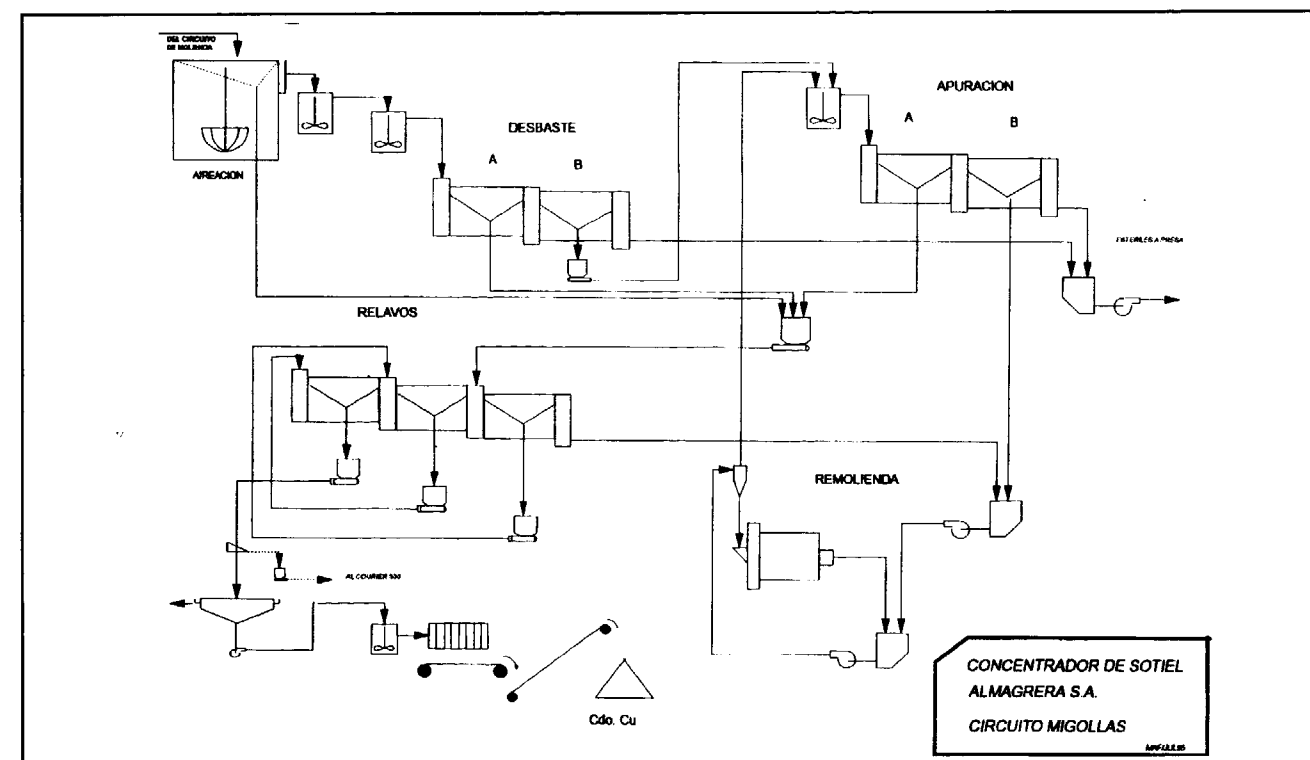


Figura 3

trituration, molienda, y flotación. Se han analizado diferentes alternativas para optimizar el proceso, obtener respuestas a los posibles incrementos de capacidad o modificaciones en la calidad de los productos finales, así como responder a preguntas del tipo "¿qué pasaría si ...?".

De acuerdo con los estudios anteriores se ha elaborado un diagrama de flujo, incluyendo molienda, clasificación, flotación y filtración del concentrado obtenido. Los diagramas se adjuntan en el Anexo.

4. DESCRIPCION DEL TRATAMIENTO

El mineral, reducido su tamaño en la planta de trituración secundaria y terciaria a menos de 13 mm, es conducido al silo de finos, con capacidad para unas 5.000 t, desde donde se alimenta al molino primario a un ritmo de 90 t/h, que trabaja en circuito cerrado con dos hidrociclones, hasta obtener un tamaño de partícula con un D80 = 65 μ . El rebose de la etapa de ciclonado se envía al molino secundario, que opera igualmente con una batería de ciclonado para alcanzar una granulometría con un D80 = 25 μ .

Desde aquí se envía a un espesador para ajustar el contenido en sólidos de la pulpa a un 42%, necesario para la entrada en los circuitos de flotación.

La pulpa se somete a una aireación en una celda especial, donde se pretende alcanzar un potencial redox que supere los 140 mv, ya que en estas condiciones la velocidad de flotación de la calcopirita es máxima.

Esta celda funciona realmente como una etapa de pre-desbaste, y las espumas que se obtienen de ella pasan directamente al primer relavo.

A continuación, dos etapas de acondicionamiento, para ajuste del pH y la adición del colector (Amilxantato Potásico, AXK), preceden a la etapa de desbaste, consistente en 6 celdas de 16 m³, en configuración 4 + 2, que permite diferenciar el destino de los dos concentrados de desbaste así obtenidos. Mientras el correspondiente al primer desbaste se envía al primer relavo, el del segundo pasa directamente al circuito de apuración.

Tres etapas de relavos en contracorriente conducen a la obtención del concentrado final, que es

enviado a un espesador de 15 m de diámetro y de ahí, a filtración en un filtro prensa horizontal de 130 placas de 1,3 x 1,3 m, descargando las tortas con un 10,5% de humedad en un almacén de nueva construcción.

Previo al primer relavo se efectúa un acondicionamiento con cal y SO₂ a pH= 5,5, con el fin de poder controlar los contenidos de Pb y Zn en el concentrado final.

El banco de relavos consta de 7 celdas de 16 m³, en configuración 3 + 2 + 2 para el 1º, 2º y 3º relavos. El residuo del primer relavo se envía al circuito de remolienda, donde se alcanza una granulometría con un D80 = 12 μ , y emprende un proceso de apuración en dos etapas, en un banco de 8 celdas de 16 m³, en configuración 4 + 4, de forma que el concentrado de la primera etapa se conduce al banco de relavos y el de la segunda se recircula, tras un nuevo paso por la remolienda. La pulpa es nuevamente acondicionada, previa entrada en el circuito de apuración.

El circuito de flotación está provisto de 5 desmuestreadores primarios, para el control metalúrgico del proceso, localizados en las siguientes corrientes:

- a) Entrada a circuito de desbaste.
- b) Estéril desbaste.
- c) Estéril apuración.
- d) Estéril final.
- e) El concentrado final.

Todas estas corrientes se envían al analizador COURIER 300, encargado de realizar los análisis en Cu, Pb, Zn, Fe y contenido de sólidos. Los datos se envían a un sistema de control avanzado, donde se obtienen los parámetros metalúrgicos y económicos para el óptimo seguimiento del proceso.

El control de la planta se lleva a cabo en un sistema de control distribuido, de tecnología avanzada, que permite el manejo de la instalación de forma automática, así como el manejo de alarmas y supervisión de la operación. Se han instalado dos consolas de operación, en los actuales paneles de control de las plantas de trituración y flotación. La instrumentación de campo está conectada in-situ a las cabinas de interfases de señales de entrada/salida y de ahí, mediante bus de comunicación, a los pro-

cesadores de control situados en la sala de control.

El "bus" del sistema es la vía de comunicaciones principal que conecta todos los elementos del mismo. Está formado por dos cables redundantes coaxiales. Los distintos dispositivos conectados al "bus" son llamados nodos. Los nodos del sistema pueden ser consolas de operación, estaciones de control o interfases con otros ordenadores. Las consolas de operación constituyen la interfase entre el sistema y el operador y se tiene acceso a cualquier punto del sistema. El nivel de acceso (operador, supervisión, configuración) viene dado por llave.

El centro rector de la consola es una tarjeta de procesador provista de 2 Mbytes de memoria RAM y un procesador Motorola 68020. Sus funciones son el control de tiempos, la comunicación con el "bus", la supervisión del estado de cada una de las tarjetas de la consola, las operaciones de lectura y escritura en el disco, funciones de impresión y control del teclado.

En la estación de control reside todo el peso del control, realizándose en ellas los cálculos de los algoritmos de control, monitorización de variables, comunicación con el "bus", etc. Las distintas tarjetas que posee son las de interfase con el bus, reguladoras de tensión, coordinadoras del proceso, de memoria no-volátil y controladoras multipropósito.

Los bastidores y tarjetas de interfase con campo contienen las tarjetas que conectan al sistema con el proceso y son distintas en función del tipo de señal que recibe. Son de destacar los interfases de contactos de alta densidad, que permiten la conexión de hasta 32 puntos cada uno y luego

conectar directamente a un bastidor analógico mediante una salida de comunicaciones.

Todos los circuitos son dirigidos desde pantallas diseñadas a tal efecto, con la inclusión de los necesarios lazos de control.

Los estériles generados por el circuito de flotación, 74 t/h sólidos y 193 m³/h de agua, con una composición aproximada de sólidos de: 2% calcopirita, 1,32% blenda, 1% galena y 95,68% pirita y carbonatos, presentan unas características químicas y físicas similares a las que poseen las que corrientemente se producen en Sotiel.

Esta corriente efluente se bombea desde el área de flotación de cobrizo hasta la arqueta actual de estériles del concentrador de Sotiel, y, de allí, directamente a la presa de estériles.

Los sólidos decantados permanecen en el dique estanco y las aguas de rebose son tratadas en una planta de tratamiento de aguas, previamente a su reutilización en el proceso o vertido al Río Odiel.

REFERENCIAS

- (1) MIGOLLAS: El descubrimiento de una nueva masa de sulfuros complejos en la Faja Pirítica Ibérica. Santos Bonaño, A. Simposio: Los Sulfuros Complejos del Suroeste de España. Sevilla, abril 1991.
- (2) SOTIEL MINE: Migollas Project. Claudio J. Alvarez. International Mineral & Metals Technology 1994. De. Neil J. Roberts.
- (3) Utilización de la simulación estática en la optimización y diseño de plantas de concentración. Estudio del caso particular de la planta de tratamiento de Sotiel (Almagrera, S. A.). Acosta Fernández, M.; Bonilla Bonilla, A. Congreso Internacional de Minería. León. Mayo 1994.

Latest experience and benefits utilizing Outokumpu Mintec Automation Systems at Mineral processing plants

Por S. L. JÄMSÄ-JOUNELA (*) y L. KARHU (**)

RESUMEN

Esta publicación presenta las últimas experiencias y ventajas en la utilización de los sistemas de automatización Outokumpu Mintec en las plantas de tratamiento de minerales. Se consideran las plantas de concentración de Palabora Mining Company (África del Sur), de la Empresa Minera de Mantos Blancos (Chile) y de Etibank Kure (Turquía), en las que Outokumpu Mintec ha llevado a cabo, con éxito, las últimas instalaciones de sus sistemas de automatización y equipo.

En Palabora y Mantos Blancos el empleo de un novedoso analizador de tamaños de partículas, el PSI-200, ha llevado a un significativo progreso en el control de los circuitos de molienda. En la planta de Kure, el analizador en flujo COURIER ha jugado un papel importante en la mejora de la rentabilidad de la flotación. El sistema de automatización 2100 PROSCON, con sus programas GRIDCOM y FLOATCON, ha permitido la utilización de un sistema de control experto de estabilización y el diseño de un sistema de control integrado de la totalidad de la planta. En la planta de concentración de Kure se ha diseñado un sistema experto, con utilización de información directa, en flujo, sobre el tipo de mena, para complementar el sistema de control integrado.

Palabras clave: Informatización, Beneficio mineral, Planta tratamiento, Empresa Minera de Mantos Blancos, Chile, Palabora Mining Company, República de Sudáfrica, Etibank Kure, Turquía.

ABSTRACT

The paper presents the latest experiences and benefits utilizing Outokumpu Mintec automation systems at mineral processing plants. The case concentrators are Palabora Mining Company (South Africa), Empresa Minera de Mantos Blancos (Chile) and Etibank Kure concentrator (Turkey), where Outokumpu Mintec has successfully made the latest installations of its automation systems and equipment. At the Palabora and Mantos Blancos concentrators a novel particle size analyzer PSI-200 has led to significant progress in the control of grinding circuits. At the Kure concentrator the COURIER On-stream Analyzer has played an important role in enhancing the profitability of flotation. The 2100 Procon automation system with its application software GRINDCON and FLOATCON has enabled the utilization of stabilizing expert control and the design of the integrated control system plantwide. At Kure concentrator an expert system using on-line information from ore type has been designed to be added to the integrated control system.

Key words: Automation, Benefit, Mineral processing plants, Empresa Minera de Mantos Blancos, Chile, Palabora Mining Company, South Africa, Etibank Kure, Turkey.

INTRODUCTION

Reducing profit margins throughout industry have increased pressures to minimize both capital and operating costs and to improve the effi-

ciency of process and equipment utilization. More and better information is required for such improvements. The expert systems and integrated solutions are adequate approaches for solving the complex problems and bringing economic benefits.

(*) Helsinki University of Technology, Laboratory of Process Control Kemistintie 1, FI-02150 Espoo, Finland.

(**) Outokumpu Mintec, Automation Division, Riihitontuntie 7 B, FI-2210 Espoo, Finland.

Expert systems have proved to be successful tools especially for the control of mineral processes. Since their introduction in the 1970's

their application has been steady, but it was not until the 1980's when the cost of computing had fallen sufficiently that they could be more widely applied (Jämsä 1988, Jämsä-Jounela 1990). The second generation systems are now under development and testing the expert system tools forming an essential part of the automation systems to-day (Jämsä-Jounela 1994).

Grinding is an expensive and important unit operation in the mineral processing industry. Improved milling efficiencies can lead to substantial reductions in the cost of grinding, and even large gains are usually obtained through the beneficial effects of better grinding on downstream processes. The selection of good equipment and suitable structure for a grinding circuit is important, but proper optimization cannot be achieved without appropriate process control to deal with the unavoidable disturbances that occur (Koivistoinen et al 1992, Miettunen et al 1993).

Flotation plants are very susceptible to disturbances and are therefore good candidates for computer control. The need for control in flotation plants can be ascribed to disturbances of two types: variations in the quality of the ore supplied to the plant and plant upsets resulting from any of a large number of operating problems in the plants.

Multistream real-time assay information enables continuous monitoring of the process performance and maximizes profitability at the plant. Outokumpu's COURIER On-Stream Analyzer has become the industry's choice for reliable and accurate on-stream elemental analysis worldwide (Karhu 1989, Miettunen 1989).

At the case concentrators Palabora, Mantos Blancos and Kure a novel particle size analyzer PSI-200 has led to significant progress in the control of the grinding circuit. The PSI has been an absolute prerequisite for determining the overall grinding circuit efficiency and the design of the integrated grinding and flotation control system. At Mantos Blancos the PSI-200 and the Procon 2100 automation system with its application software GRINDCON has enabled the utilization of stabilizing expert control. At Kure concentrator the Procon automation system, Courier On-Stream Analyzer and GRINDCON, FLOATCON expert control systems supporting their operation are integrated in an

overall, plantwide control system to take care of the economic optimization of the entire plant.

FIRST EXPERIENCES OF AUTOMATIC PROCESS CONTROL AT PALABORA MINING COMPANY

Palabora Mining Company (PMC) is a producer of copper metal product located in the north east part of South Africa. The operation comprises mining, concentration, smelting, refining and the production of several valuable by-products.

The PMC concentrator handles some 90 000 tons per day of ore from an open pit. Copper is distributed amongst several minerals and grades around 0.5 %. The circuit layout is eight parallel streams: two run of mine mills followed by flotation and six streams each of a rod mill, open circuit ball mill and closed circuit ball mill, followed by flotation. The nature of the ore mined has meant that there are disturbances in the concentration process owing to circulating magnetite and the different responses of the various minerals to flotation. Consequently recovery has been compromised.

In 1987 PMC installed a five sample Courier 30 analyzer on one stream to monitor the process. A PSI-200 Particle Size Indicator was installed in early 1992 for evaluation in parallel with an ultrasound device. Based on test work and an investigation into automatic control, it was demonstrated that a significant improvement in recovery, at least one percent, could be obtained using appropriate instrumentation and computerized control. A decision was made to install flow meters and density gauges in the milling circuits, particle size analysis on fourteen cyclone overflow streams (one for each autogeneous mill and ball mill) and on-stream analysis on twenty six streams (feed, concentrate and tails on eight sections and rougher concentrate and cleaner tails on one section, for test purposes). All signals would be linked to a control system. Fourteen PSI-200s, for ten-sample Courier 30 s and a Moore Controls automation system, with auxiliary instrumentation were ordered and commissioned progressively in 1992/1993. The original Courier 30 was moved to the sands treatment plant.

The PMC grind is coarse at 10 % to 30 % + 300 mm. Some were as occurred, owing to the

grind, requiring the use of ceramic lining in the cyclone overflow samplers and flow stabilization tank. Ceramic nozzles have replaced the original plastic ones for flow stabilization and have worked well. Blockages can occur when flaky minerals form bridges; an automatic flushing systems is being investigated to circumvent this. The PLSIs were easy to calibrate giving reliable results. Experience thus far is that it has been possible to stabilize the grind size at preselected settings using automatic closed loop control, based on the PSI reading and other measurements in the milling circuit. This has led to a more consistent milling/classification product.

The benefits to downstream flotation have not yet been quantified, with assays yet to be used in closed loop control. Calibration of the Couriers is improved. Some streams have been added to the analyzer system.

PMC have come a long way from a completely manual operation with a minimum of measurements, to a fairly well instrumented plant, in a matter of months. Automation started in the milling circuits where benefits can be seen. Work continues to extend these to flotation.

GRINDING CONTROL AT EMPRESA MINERA DE MANTOS BLANCOS

The Empresa Minera de Mantos Blancos is a Chilean copper mine located 45 kilometers northwest of Antofagasta at Atacama desert. The mine started its production in 1961 and is operated and owned by the Anglo American Corporation. The total capacity of the plant is 7Mt/a, 10 000 t/d 1.2% Cu sulphide ores and 10 000 t/d 0.9 % Cu oxide ores. The grinding process consists of three parallel primary ball mills and one secondary ball mill. The concentrator flowsheet is presented in Fig. 1.

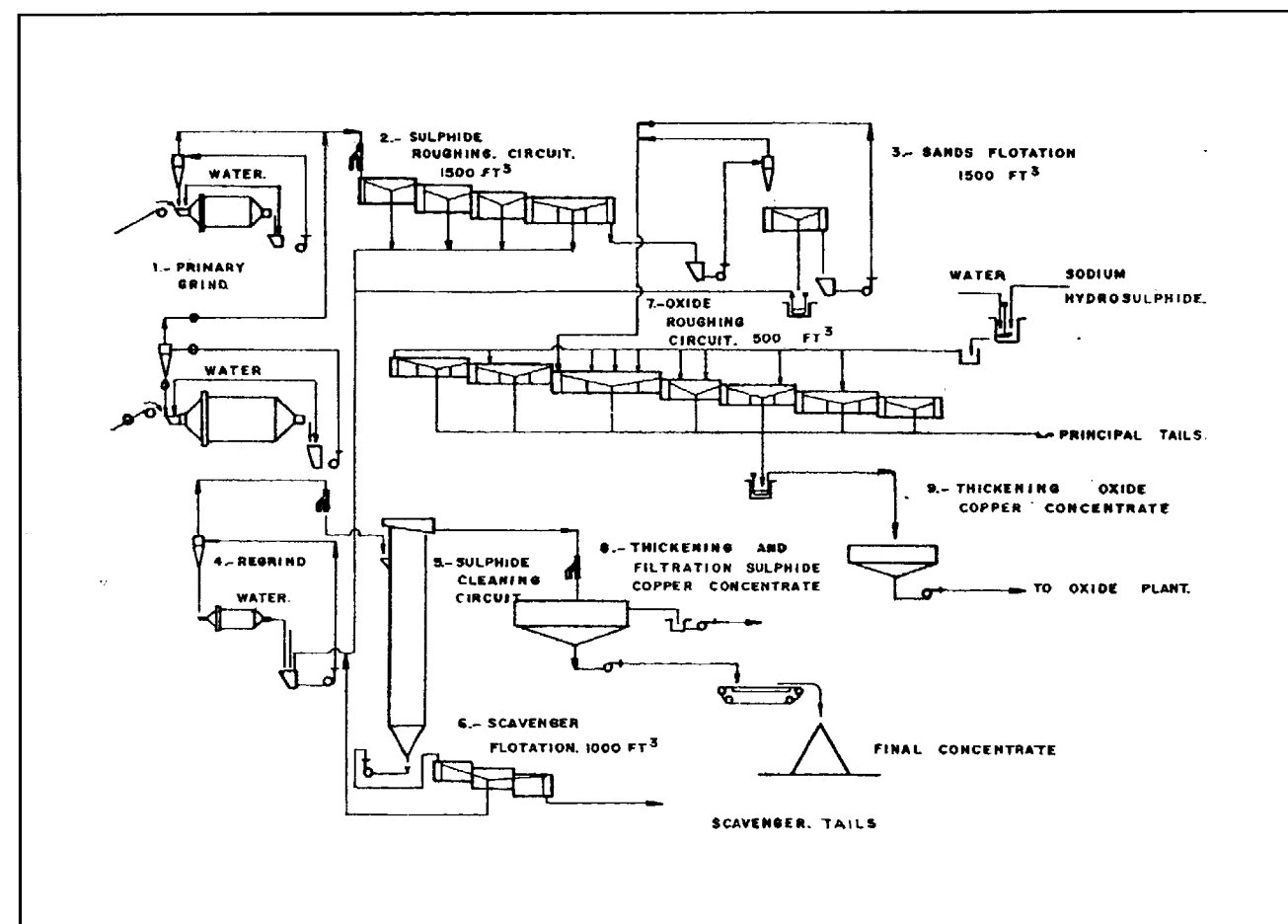


Fig. 1.—Concentrator flowsheet of Mantos Blancos.

The project to automate the mill no 3 was started by the metallurgical pre-control audit including the installation of one PSI-200 in late 1992.

In the beginning of the audit the evaluation of the grinding circuit instrumentation was made. The level of the instrumentation was in general high at the circuit (Fig. 2.), the only problem was to maintain the stable fresh ore feed to the ball mill. This was noticed to be the main problem also for the efficient control system design of the circuit. In order to maintain the stable feed to the ball mill, new feeders and a radiometric beltsca- le were recommended to renovate.

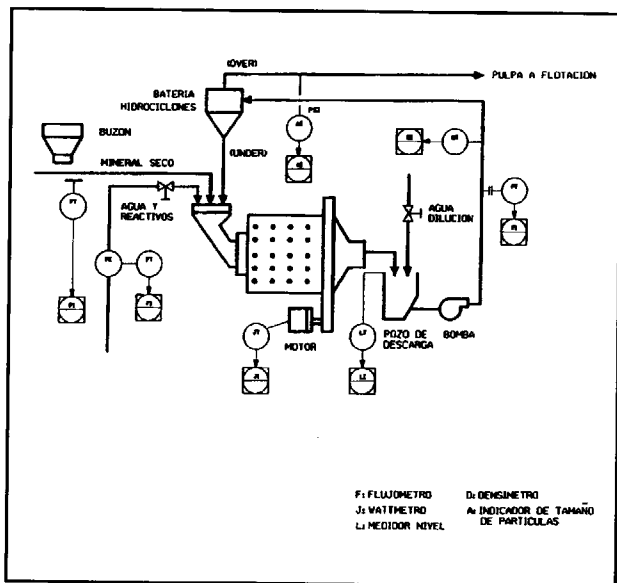


Fig. 2.—Instrumentation of the grinding circuit 3.

The plant personnel was interviewed in order to study the control strategies manually maintained at the plant. The control actions made by different operators were listed and the control strategies outlined together. The control strategies were understood from mineral processing point of view. Only a minor misunderstanding of the effect of the water addition to the pump sump to the control particle size was noticed to be quite systematic. The main disturbance to the grinding circuit was mentioned to be the change of the particle size distribution and the ore hardness in the fresh ore feed to the mill. The main problem for the efficient control of the grinding circuit in future was mentioned without any exception to be the ore feeding

system. The utilization of the PSI-200 off-line for the grinding circuit control was observed to be good. The PSI-200 was accepted to be a reliable measuring device.

After interview of the plant personnel the sampling was made at the grinding circuit. The main aim of the data collection was to acquire the process knowledge and to get the data required for the design of the expert system and also for the tuning of the higher level control loops. The design and tuning were based on the static and dynamic simulators.

The recommendations for the basic control loops are presented in Fig. 3. In addition to the better control system of ore feed, the structure of the pump sump control system was outlined and recommended. The recommendations for the higher level control loops are presented in Fig. 4. The rule base of the stabilizing expert control was also outlined. The control objective was to maintain the constant particle size at the flotation feed and to maximize the circuit capacity.

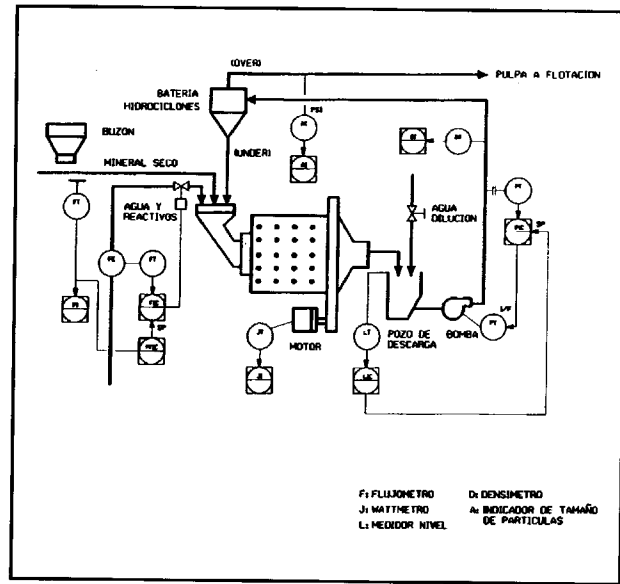


Fig. 3.—Basic control loops for the grinding circuit 3.

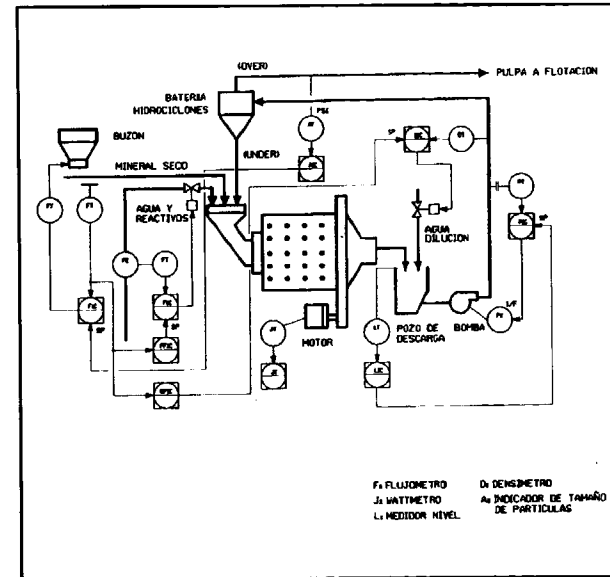


Fig. 4.—Higher level control loops for the grinding circuit 3.

In the end of the audit the structure of the automation system was outlined and is presented in Fig. 5.

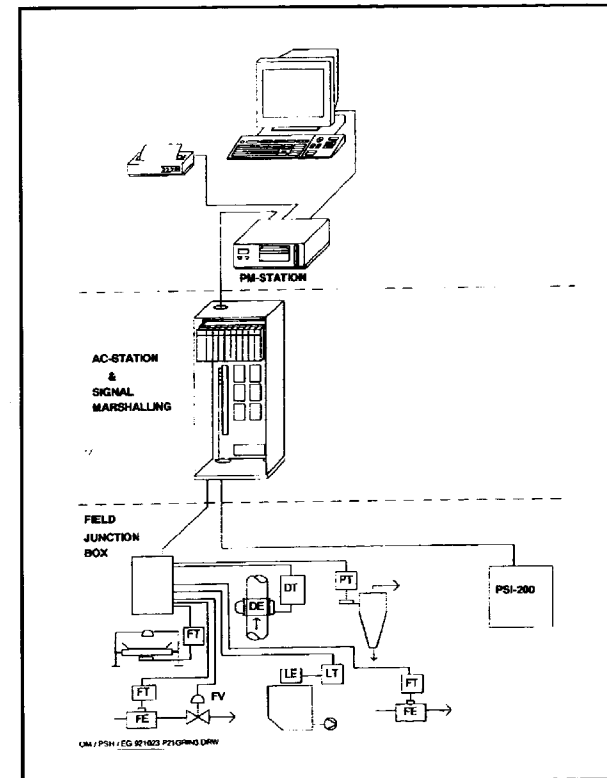


Fig. 5.—Automation system layout for Mantos Blancos grinding circuit 3.

The Procon system including one PM and one AC station was installed in the beginning of 1994. The operating results after the installation are presented in Fig.6 . The average daily value of the ore feed is presented to be 240 t/h compared to the value of 220 t/h before automation. The capacity increase can thus be estimated to be about 9 % in grinding circuit no 3 plus the benefits received in flotation due to stabilized particle size and flow to the flotation process.

Based on the achieved results three additional PSI-200 particle size analyzers will be installed to other circuits at the plant in a near future as shown in Fig. 7.

		ORE FEED [t/h]	PSI-200 +65 µm	
8 Dec.	Shift A	253	21.3	Mill stopped 5 hours Mill stopped 2 hours
	Shift B	250	21.7	
	Shift C	242	21.4	
9 Dec.	Shift A	237	20.8	
	Shift B	241	21.2	
	Shift C	247	20.6	
10 Dec.	Shift A	248	21.8	
	Shift B	248	21.4	
	Shift C	246	21.6	
11 Dec.	Shift A	244	21.6	
	Shift B	230	21.8	
	Shift C	229	21.1	
12 Dec.	Shift A	231	21.9	
	Shift B	226	21.1	
	Shift C	221	20.6	
	AVERAGE	240	21.3	

Fig. 5.—Operating results after automation at grinding circuit 3.

IMPROVED ECONOMICAL RESULTS BY THE INTEGRATED CONTROL SYSTEM AT THE KURE CONCENTRATOR

The Kure facilities owned by Etibank comprise an open pit and underground mine and a 3 400 tpd flotation concentrator for the production of copper and pyrite concentrates. The process control system delivered by Outokumpu Mintec was taken into use in Kure September 1993.

The turnkey delivery included the improvement of the automation level of the plant by supplying a Procon 2100 process control system, a PSI-200 particle size indicator for grinding, three

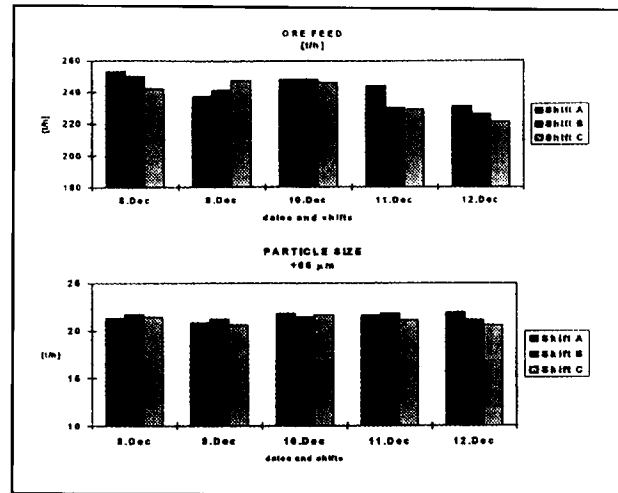


Fig. 6.—Mantos Blancos automation system

analysis lines from pyrite flotation and the upgrading of the existing Courier 30 to a Courier 30 AP. Among other things new reagent feeders and magnetic flowmeters were installed and flotation circuits were furnished with air control valves and air flow meters.

The plant personnel's experience of the system has been very positive. Training of Etibank's personnel in Finland was carried out in July 1993. The operators got used to the new system quickly. Learning and running the process have become more interesting because much more real-time data is now available and the new Proscion 2100 system software can be used for studying the process and its disturbances thus

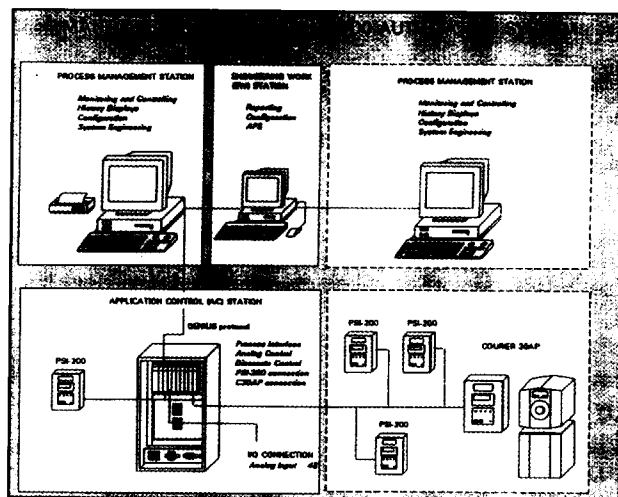


Fig. 7

enabling the operators to select and create adequate control strategies.

The latest part of the delivery was stabilization control for grinding and flotation processes. The expert systems were installed and tuned after the metallurgical pre-control study based on the data collection period at the plant.

Performance test carried out in July 94 showed overall improvement and better economical results in process operations including substantial increase in recovery and concentrate grade compared to the data before automation upgrade. The monthly averages of the concentrate grade and recovery are presented in Fig. 8, as a function of ore grade before and after automation upgrade. Reagent feeding has been rationalized and stabilized, and the whole flotation process has been reported to be more stable. All equipment have operated properly and have facilitated and standardized operator's work. The control system has been generally well accepted by the operators.

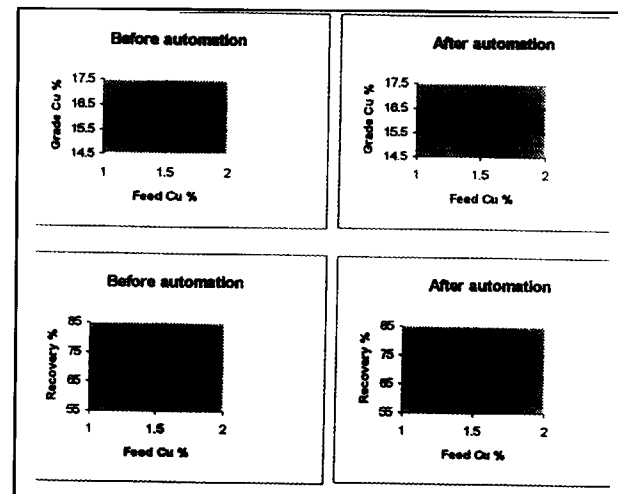


Fig. 8.—Process operation results before and after automation upgrade.

CONCLUSIONS

The modern tools and product for the design of the integrated plantwide control system for mineral processes have been presented. The Proscion 2100 automation system with its application software GRINDCON and the novel PSI-200 particle size analyzer has led to significant progress in the control of grinding circuits at

many plants. To date over 100 PSI-200 units have been commissioned and successfully implemented worldwide.

The COURIER On-Stream Analyzer with the FLO-ATCON concept has played an important role in enhancing the profitability of the Pyhäsalmi flotation plant since 1970 (Eerola 1969, Haapala 1967). The successful economical results of the assay-based flotation control are widely approved and reported worldwide (Kallioinen 1988, Niemi 1966, 1969).

The trend in the concentrator automation system is toward plantwide integrated solutions. The development is undoubtedly towards the systems which completely integrates the process - horizontally from the earliest raw materials handling stage through to delivering a product to a customer and vertically down from management right to the lowest worker. At each level we require better and more integrated control (Boullart 1992, Ginsberg 1991, Kauppinen 1988).

In addition the future automation systems will likely include both neural networks, expert systems and for fuzzy information, fuzzy logic. Although there are significant potential applications, and many hard- and software tools are available to facilitate the applications of these methods, there are still many problems to be solved when these tools are incorporated in real-time applications. It is a big challenge for the automation of the mineral processing industry to adopt these high-tech technologies and merge these into the already existing automation infrastructure. While building of automation systems was earlier device oriented, it can be nowadays done to fulfill the process requirements. The above mentioned A1 technology features form an essential part of the Proscion 2100 (Järvensivu 1992, Jämsä-Jounela 1994).

Outokumpu due to its long experience, has been successful in developing production control systems for unit processes in its own plants and also for those of its customers and is now focusing on developing the entire, integrated systems using Proscion 2100 and related instruments and tools.

REFERENCES

- BOULLART, L.; KRIJGSMAN, A., AND VINGERHOEDS: R. A. Application of Artificial Intelligence in Process Control. Pergamon Press, 1992, 530 p.
- EEROLA, P., AND PAAKKINEN, U.: Introduction of Theoretical Aspects into the Computer Control of a Flotation Process. In: Weiss, A. (Ed.) A Decade of Digital Computing in the Mineral Industry. SME/AIME, 1969, p. 827-851.
- GINSBERG, D. W., AND WHITEN, W. J.: A data based expert system for engineering applications. In: Jämsä, S.-L. (Ed.) IFAC Workshop on Expert Systems in Mining and Metal Processing, 1991, Espoo, Finland.
- HAAPALA, L. O.: Instrumentation and Automation at Pyhäsalmi Mill. World Mining, Vol 20 (1967), No. 9, p. 36-40.
- JÄMSÄ, S. L.: Experience in the use of expert system in grinding process control in Siilinjärvi concentrator. In: Forssberg, E. (Ed.) 16th International Mineral Processing Congress, 1988, Stockholm, Sweden, Amsterdam: Elsevier, 1988, p. 1759-1770.
- JÄMSÄ-JOUNELA, S. L., AND KÄRKI, E. K.: Expert control system for rougher flotation of phosphate. 11th IFAC World Congress, 1990, Tallinn, USSR.
- JÄMSÄ-JOUNELA, S. L.: Expert system for rougher flotation of phosphate. The XXII International Symposium on the Application of Computers and Minerals Research in the Mineral Industry (APCOM), 1990 Berlin, Federal Republic of Germany, 16p.
- JÄMSÄ-JOUNELA, S. L.: Modern Approaches to Control of Mineral Processing, ACTA Polytechnica Scandinavica, Mathematics and Computer Science series, no. 57, Helsinki 1990, 32 p.
- JÄMSÄ-JOUNELA, S. L.: A Methodology to Design Integrated Control Systems for Mineral Processing Plants. Mineral Engineering '94, USA.
- JÄMSÄ-JOUNELA, S. L.: Integrated Solutions by Outokumpu to Improve Production Economy in Mineral Industry, Automation Seminar, Chuquicamata, Chile, 1994.
- JÄRVENSIVU, M.: The influence of particle size distribution on the flotation results (in Finnish), Oulu, Oulu University, (1992), Msc Thesis, 96 p.
- KALLIOINEN, J.; KESTI, E.; MIETTUNEN, J., AND MULLEN, I.: A sophisticated information system for process control, Copper 87. Economics in Metallurgy and Process Control, 1988., Chile.
- KARHU, L.: Experiences in the use of expert systems at Outokumpu plants. Engineering Foundation Conference for control of particulate process operations, 1989, Espoo, Finland.
- KAUPPINEN, H.: The flow of geological and mineralogical information at the Siilinjärvi mine. In: Proc. 7th International Congress on Mine Surveying, 1988, Leningrad, USSR, p. 88-96.
- KOIVISTOINEN, P.; KALAPUDAS, R., AND MIETTUNEN, J.: A new method for measuring the volumetric filling of a grin-

ding mill. In: Kawatra S K (Ed.) Comminution Theory and Practice, 1992, p. 563-574.

MIETTUNEN, J.: Expert system type support for the process operator. In: Koppel, V. (Ed.) Preprints of the 6th IFAC Symp. on Automation in Mining, Mineral and Metal Processing, 1989, Buenos Aires, Argentina, Vol. 1p. 121-126.

MIETTUNEN, J.; LÄHTEENMÄKI, S., AND JÄMSÄ-JOUNELA, S. L.: New Methods for the Control of Autogenous Grinding

Circuit, XVIII IMPC, Sydney 23-28 May 1993, Volume 1, p. 301-317.

NIEMI, A.: A Study of Dynamic and Control Properties of Industrial Flotation Process. Acta Polytechnica Scandinavia, Chemistry Metallurgy Series, 1966, No. 48. Helsinki. 111 p.

NIEMI, A., AND PAAKKINEN, U.: Simulation and Control of Flotation Circuits. Automatic. Vol. 5 (1969), p. 551-561.

Tratamiento de desechos piríticos cobaltíferos mediante un proceso de biolixiviación

Por D. MORIN, P. OLLIVIER y J. M. HAU (*)

RESUMEN

La biodegradación de los sulfuros como proceso metalúrgico se usa actualmente a escala industrial para tratar minerales de cobre de bajo nivel y minerales de oro refractarios a la cianuración. En nombre de Kasese Cobalt Company, Ltd., BRGM ha desarrollado un detallado estudio sobre el tratamiento de un concentrado pirítico cobaltífero siguiendo el mismo proceso.

El material, que contiene un 80% de pirita y un 1,38% de cobalto es un concentrado de flotación obtenido como subproducto de la flotación de un concentrado de cobre. El cobalto está principalmente diseminado en la red cristalina de la pirita. Sólo una fracción muy pequeña también se produce como linneita y bravoita.

El concentrado pirítico acumulado durante más de treinta años cerca del parque natural de Uganda, ha producido un drenaje ácido y una diseminación de metales pesados que han afectado desfavorablemente al medio ambiente circundante y, al contaminar el fondo del lago, pueden cambiar totalmente el ecosistema local.

El proceso de biolixiviación usa el cultivo de bacterias aeróbicas, ácidas y mesófilas, para producir un efecto catalítico en la oxidación de la pirita por el oxígeno del aire. La descomposición de la pirita libera el cobalto cuantitativamente en la solución. El injerito bacteriano es un cultivo mixto de *Thiobacillus ferrooxidans*, *Thiobacillus thiooxidans* y *Leptospirillum ferrooxidans*. Estas especies son típicas del ecosistema que predomina en las acumulaciones y que genera ácido en el medio ambiente. El proceso completo cubre la biodegradación de la pirita, la eliminación del hierro mediante la neutralización con caliza, la recuperación de cobre y cobalto con extracción por solventes, la eliminación de impurezas, la precipitación de níquel y la electrodeposición del cobalto. El residuo inerte final está compuesto esencialmente por ganga mineral y yeso, jarosita e hidróxido férrico como productos del proceso. Se ha llevado a cabo un completo estudio de la viabilidad económica y técnica, incluyendo estudios sobre la selección del adecuado cultivo mezclado bacteriano para las pruebas piloto de las diferentes etapas del tratamiento. En el proyecto industrial se ha previsto la recuperación del 92% del cobalto y del 89% de níquel.

Palabras clave: Biolixiviación, Pirita sustancia residuo, Hidrometalurgia, Cobalto, Cobre, Bacteria, Thiobacillus, Leptospirillum.

RESUME

La biodégradation de minéraux sulfurés est utilisée à l'échelle industrielle pour le traitement des minerais de cuivre et le traitement des minerais d'or réfractaires à la cyanuration. Le BRGM a réalisé l'étude du traitement d'une pyrite cobaltifère par une telle voie pour le compte de la société Kasese Cobalt Company Ltd (KCCL).

Le matériau traité, qui contient 80 % de pyrite et 1,38 % de cobalt, est un concentré de flottation obtenu comme sous-produit de la flottation d'un concentré de cuivre. Le cobalt est essentiellement disséminé dans le réseau cristallin de la pyrite. Une très faible proportion du cobalt se présente sous la forme de linneite et bravoite.

Le concentré de pyrite qui a été stocké pendant une trentaine d'années aux abords d'un parc naturel ougandais, a été à l'origine d'une dissémination de métaux lourds par le drainage d'exhaures acides, qui ont contaminé le milieu environnant et un lac en aval du site de dépôt, ce qui pourrait conduire à un changement radical de l'écosystème local.

Le procédé de biolixiviation utilise la croissance de bactéries aérobies, acidophiles et mésophile, qui produisent un effet catalytique sur l'oxidation de la pyrite par l'oxygene de l'air. La mise en solution du cobalt est proportionnelle à la décomposition de la pyrite. L'inoculum bactérien est une culture mixte de *Thiobacillus ferrooxidans*, *Thiobacillus thiooxidans* et *Leptospirillum ferrooxidans*. Ces espèces sont typiques de l'écosystème qui prévaut dans le dépôt de pyrite et qui est à l'origine de la libération d'acide dans le milieu naturel. Le procédé complet couvre la biodégradation de pyrite, l'élimination du fer par neutralisation au calcaire, la récupération du cobalt et du cuivre par extraction par solvant, l'élimination des impuretés, la précipitation de nickel et la production de cobalt pur par électrolyse. Le résidu final inerte, est principalement composé de la gangue minérale d'origine et de gypse, jarosite et hydroxyde de fer produits par le procédé.

Une étude de faisabilité technique et économique complète a été menée allant de la sélection de la culture bactérienne aux tests pilote des diverses étapes de procédé. Le projet industriel vise à récupérer 92 % du cobalt et 89 % du nickel contenus.

Key words: Biolixiviation, Pyrite ores waste, Hydrometallurgy, Cobalt, Copper, Bacteria, Thiobacillus, Leptospirillum.

(*) Bureau de Recherches Géologiques et Minières. Francia.

y humano) ha confirmado los resultados de los primeros estudios: p.e. la calidad del agua del río y del lago es aún satisfactoria pero los metales capturados por la vegetación y los sedimentos del fondo del lago representan un foco potencial de peligro para los ecosistemas.

El tratamiento de la pirita será beneficioso ya que detendrá la descarga de efluentes peligrosamente contaminantes. Además, aunque la planta de procesado producirá efluentes y residuos, estos no causarán (en circunstancias normales) ninguna contaminación en el agua; las soluciones de la planta circularán en un circuito cerrado, donde la mayoría de los desechos del líquido serán reciclados. Todos los efluentes y residuos serán neutralizados con una mezcla de caliza antes de ser enviados a la balsa de residuos.

DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO

Visión general

Como se muestra en la figura 1, el tratamiento del concentrado consta de las cuatro etapas principales siguientes:

1. Después de la molienda, el material pirítico se disuelve mediante oxidación catalizada por bacterias. Esta oxidación produce ácido sulfúrico y pone en disolución cobalto y hierro, esencialmente como férrico.
2. La solución procedente de la biolixiviación se neutraliza mediante la adición de la caliza finamente molida. Esta operación precipita totalmente el hierro y el azufre.
3. Después de la separación líquido/sólido el cobre y el cobalto se extraen selectivamente, a partir de la biosolución, mediante la extracción por solventes.
4. El cobalto se recupera mediante la electrólisis de la solución a partir de la extracción por solventes. El cobre se obtiene como metal puro mediante la electrodeposición, así como el níquel en la forma de hidróxido comercializable.

También se tiene en cuenta la acumulación de impurezas en la solución del proceso y el control de la concentración de estas impurezas.

El residuo final que debe extraerse es un sólido compuesto principalmente por yeso, hidróxido

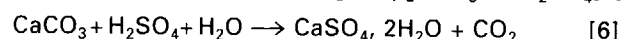
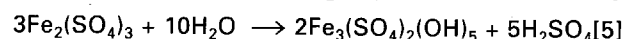
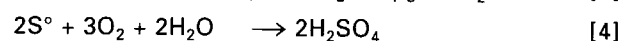
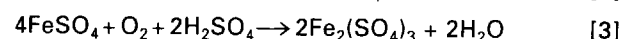
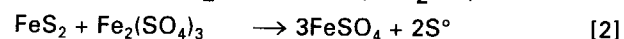
férrico, jarosita, ganga mineral del concentrado original y una pequeña cantidad de pirita.

Descripción detallada

Biolixiviación

Los parámetros principales que deben ser optimizados y fijados por los ingenieros de la planta industrial, son: el consumo de potencia para la disponibilidad de oxígeno mediante dispersión de aire en un bioreactor a escala industrial, la eliminación de calor, las condiciones de funcionamiento para un cultivo bacteriano óptimo y la velocidad de biolixiviación que determina el volumen de los bioreactores.

El efecto de las bacterias es acelerar la transformación oxidante de los sulfuros mediante el oxígeno del aire. Las reacciones principales durante la oxidación de los sulfuros son las siguientes [ISMAY y otros (1986)]:



Usando los datos disponibles de la entalpía libre de formación correspondiente a las reacciones 1 a 6, como se muestra en otro artículo [MORIN y otros (1994)], el calor producido calculado es de $7,2 \times 10^6$ KJ por tonelada de concentrado para oxidar el 80% de los sulfuros.

Las condiciones óptimas de biolixiviación resultantes de los ensayos de las pruebas conjuntas (ver Battaglia y otros) fueron las siguientes:

- El pH debe mantenerse entre 1,1 y 2,0. La caliza es el agente neutralizante preferible, ya que su disolución libera dióxido de carbono que tiene un efecto de activación sobre el cultivo bacteriano.
- Temperatura de cultivo: 35°C.
- Los componentes químicos puros de los elementos nutritivos pueden reemplazarse por técnicas químicas menos caras como el

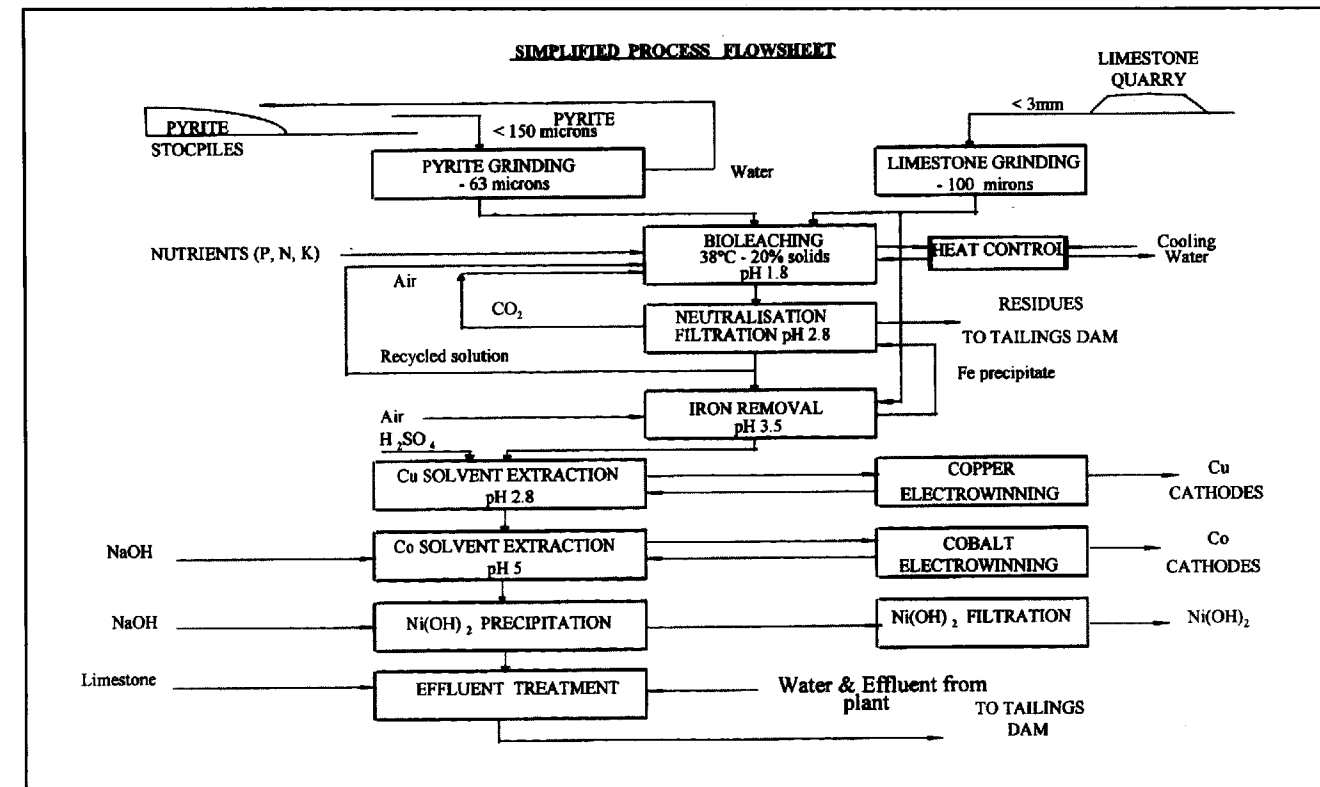


Fig. 1.—Diagrama de flujo para el tratamiento de la pirita cobaltífera.

uso de fertilizantes. Los fosforos y el amonio pueden, por tanto, ser aportados por fosfato diamónico (DAP) y urea. Las concentraciones óptimas de DAP y urea son tales que el fósforo y el nitrógeno deben alcanzar los mismos niveles respectivos que en el medio básico. El DAP proporciona el medio con fosforos y urea con la cantidad complementaria de nitrógeno.

- Concentración de sólidos 10% (en peso).
- Tamaño de las partículas: menor de 63 μm .
- El cobalto podría extraerse a un nivel máximo del 88% después de un periodo de cultivo de alrededor de 30 días, incluyendo un periodo de descanso de 10 días. Este resultado se obtuvo con un 10% de sólidos. Con mayores concentraciones de sólido la velocidad fue considerablemente menor.
- La concentración de cobalto en solución no tiene influencia en el cultivo bacteriano hasta 15 g/l.

Al determinar las condiciones básicas anteriores quedó claro que los parámetros principales podrían optimizarse en un procedimiento continuo, que permitiera seleccionar un inóculo bacteriano más activo de la manera más rápida limitando los focos de inhibición. Los cultivos en las diferentes unidades continuas han reducido por ello el tiempo de retención en gran medida, como puede verse en la figura 2.

Una adaptación a largo plazo del inóculo bacteriano en los cuatro tanques de 20 l permitió incrementar la temperatura de operación a 38°C, con un margen de operación de al menos $\pm 3^\circ\text{C}$, y la concentración de sólidos de operación al 20%, para alcanzar una recuperación de cobalto del 79,9% para un periodo de retención de 4,4 días.

En reactores de 1 m³ se ha mostrado que el sistema de agitación podría asegurar una eficiencia de transferencia de O₂ de hasta el 39%. El caudal de aire puede modularse de un reactor a otro, en la cascada de tanques de biolixiviación, de acuerdo con la velocidad de biooxidación y de la evolución de la demanda de oxígeno paralela a la velocidad.

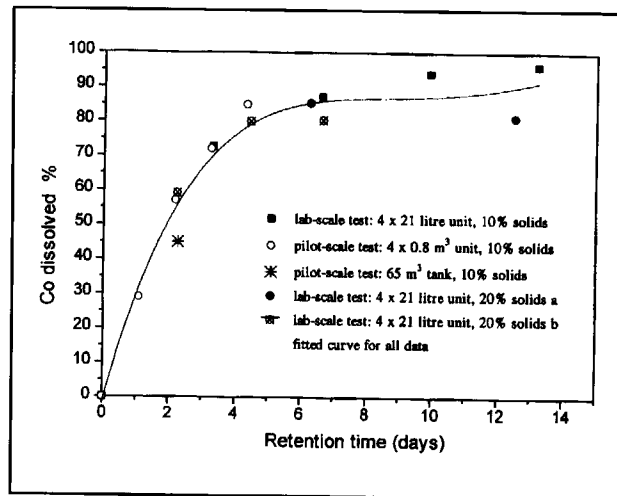


Fig. 2—Niveles de disolución de Co obtenidos según el tiempo de retención en ensayos a distintas escalas de prueba en unidades continuas, en sólidos al 10% (tiempo de retención: volumen útil de reactor/caudal volumétrico de alimentación).

Durante los ensayos a esta escala también se ha hecho evidente que el reciclado de la biosolución, a fin de aumentar la concentración de

cobalto hasta 5 g/l, no tiene efecto sobre el rendimiento de la biolixiviación. Para probar y calibrar los niveles de purificación y recuperación de metales se preparó 5 m³ de biosolución.

La prueba piloto en el tanque de 65 m³ ha confirmado la eficacia del sistema de agitación para dispersar el aire, y ha aportado datos para dimensionar el sistema a nivel industrial.

La medida del nivel de calor evacuado durante más de 20 días que duró la prueba piloto con el tanque de 65 m³ ha dado un coeficiente medio medido/teórico de 0,86. Durante la prueba piloto el exceso de calor se eliminó por medio de placas radiadoras externas. Debido a las dificultades de operación y el coste de energía para bombear la biopulpa a través de estos intercambiadores, se ha mantenido eventualmente la bobina interna en el proyecto de unidad industrial.

La unidad industrial se ha diseñado de acuerdo con una producción de 1.000 toneladas de cobalto por año. Para una velocidad de alimen-

tación de concentrado nominal de 284 Vd, con una concentración de sólidos del 20%, la unidad industrial básica consta de cuatro bioreactores agitados de 1250 m³ en cascada, en los cuales el cobalto se disuelve con una eficiencia del 75%. El reciclado de la pirita no lixiviada, en las placas agitadoras, a una eficiencia del 75% aumenta la disolución global al 92,5%. Los caudales de aire se mantienen de 0,30 a 0,15 m³/m³ de biopulpa/min, respectivamente, del primer al cuarto reactor. La temperatura se mantiene a 38°C. La potencia global instalada para el tratamiento de biolixiviación incluyendo la agitación, aireación y bombes para eliminación del calor es de 1,1 kW/m³ de pulpa agitada.

Extracción de hierro de la solución después de la biolixiviación

Antes de la extracción por solventes de los metales valiosos, la solución necesita ser purificada del hierro disuelto y de otras impurezas marginales.

La eliminación de hierro de los metales valiosos en solución es posible mediante neutralización moderada a un pH cercano a 3, como se ilustra en la figura 3. Mediante la adición de caliza, esta operación precipita hierro en forma de hidróxido y jarosita y sulfato, principalmente en forma de yeso. Como ejemplo, el efecto de la adición de caliza en la composición de la solución para alcanzar un pH de 2,8 se muestra comparando las tablas 1 y 2. El cobalto, cobre y níquel no son afectados por el tratamiento de neutralización y hay diez veces menos de los dos últimos metales que de cobalto.

Entre los nutrientes, la neutralización produce la desaparición del fósforo, mientras que el amonio se mantiene al mismo nivel, p. e. 370 mg/l. El magnesio originado principalmente a partir de la caliza se concentrará en la biosolución con reciclado y tendrá que extraerse mediante un sangrado.

Debido a la influencia del pH en la solubilidad del yeso, se observa un ligero descenso de calcio en solución después de la adición de caliza. De este modo, no hay acumulación de calcio en la solución reciclada. La sílice se precipita parcialmente durante la neutralización y este efecto mantiene su nivel a un valor bajo en la biosolución reciclada.

Es destacable que la materia orgánica es casi totalmente extraída de la solución durante la filtración del bioresiduo sólido. Sin embargo, hay una acumulación de biomasa y materias orgánicas con reciclado, pero esto no tiene efecto beneficioso ni perjudicial en la eficiencia de la biolixiviación. Durante la neutralización no hay espuma dado que la adición de lechada de cal se lleva a cabo lentamente.

En el diagrama de flujo del proceso la precipitación de hierro se lleva a cabo en dos etapas. En la primera etapa la mayor parte de hierro, como férrico, se precipita mientras que el ferroso se oxida parcialmente como férrico mediante la inyección de aire. En la segunda etapa los últimos restos de ferroso se oxidan mediante adición de peróxido de hidrógeno. El nivel de hierro previsto en la solución purificada es de 2 mg/l.

Los sólidos se separan de los líquidos mediante decantación y filtración. Para la decantación es necesaria la adición de un floculante no-iónico o catiónico. La filtrabilidad, evaluada en un filtro de cinta piloto de 0,5 m², está en el margen de 0,32-0,48 t de sólidos/h/m² en seco. Una composición de residuo sólido típica se muestra en la tabla 3. Los contenidos de cobalto y sulfuro en el residuo, respectivamente 0,1 y 2,4%, son ahora inferiores después del reciclado de la pirita no lixiviada. La caliza, que está disponible en un lugar cercano, se consume a una velocidad de 1,1 ton/ton de concentrado de pirita, casi con la misma cantidad en las etapas de biolixiviación y neutralización.

Extracción de los metales no ferrosos de la biosolución.

Las impurezas marginales secundarias que deben tenerse en consideración, ya que pueden contaminar el cátodo final de cobalto, son zinc, arsenico, antimonio, plomo y cadmio. El zinc se extraerá de una manera selectiva mediante la extracción de disolvente D2EHPA. Los otros elementos se encuentran en concentraciones suficientemente bajas para ser ignorados.

El cobre es el primer metal a recuperar, ya que si no se extrae de la solución sería coextraído con el cobalto y el níquel. Además, los agentes orgánicos extractores usuales de este metal son eficientes para pH bajos. Un programa de prueba en una unidad continua de 10 l/h ha mostrado

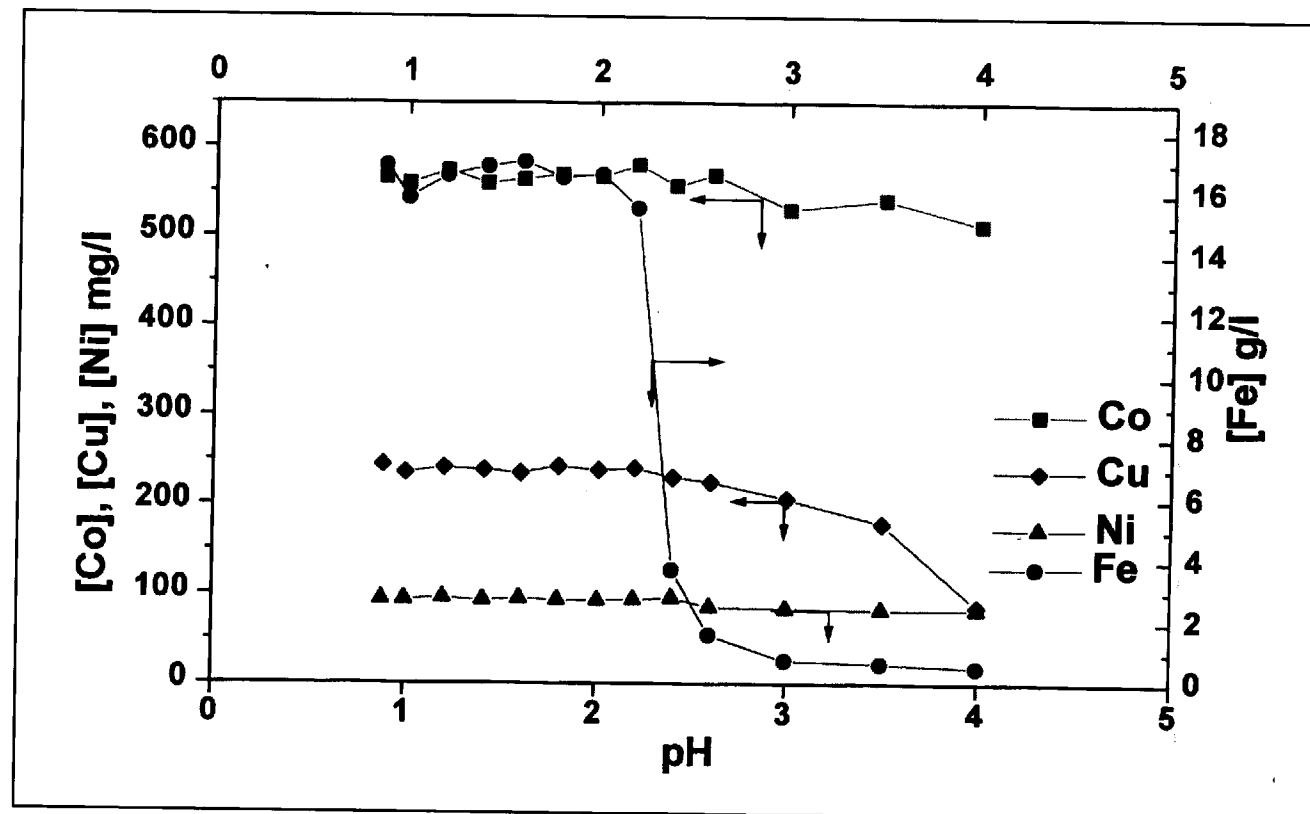


Fig. 3—Solubilidades de Co, Cu Ni y Fe según el pH en una solución típica de biofiltrado neutralizada con lechada de cal.

TABLA 1
Composición típica de la disolución obtenida antes de la neutralización de pulpa biofiltrada con piedra caliza

Co	Cu	Ni	Fe	SO ₄	NH ₄	P	Mg	K	SiO ₂	Ca	C _{org}	peso específico	pH
mg/l	mg/l	mg/l	g/l	g/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l		
4662	357	386	24,1	68,3	370	300	780	<50	280	650	596	1,087	1,8

TABLA 2
Composición típica de la disolución obtenida después de la neutralización de pulpa biofiltrada con piedra caliza

Co	Cu	Ni	Fe	SO ₄	NH ₄	P	Mg	K	SiO ₂	Ca	C _{org}	peso específico	pH
mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	g/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l		
4663	313	406	55	14,9	370	<20	900	17	160	500	40,2	1,019	2,8

TABLA 3
Composición típica de residuo sólido obtenida después de la neutralización de pulpa biofiltrada con piedra caliza

Co	Fe	Cu	Ni	SO ₄	St	S ⁻	CO ₃	C _{org}	SiO ₂	Ca	peso específico	humedad
%	%	g/t	g/t	%	%	%	%	%	%	%		% H ₂ O
0,1	13,2	470	145	41,6	16,4	2,4	0,1	0,15	3,6	13,6	2,49	29,5

que el LIX 622, una oxina, diluido al 1,5% en volumen en Shellsol D70, es adecuada para extraer el cobre de la biosolución. El cobre se extrae de la fase orgánica con una solución que contiene 180 g/l de ácido sulfúrico y 30 g/l de cobre. El cobre puro se obtiene mediante electrodeposición de la solución separadora rica en cobre. La cementación del cobre en hierro es una alternativa a la extracción por solventes, ya que la producción de cobre prevista, p. e. 50 t/año, es baja y no podría justificar los costes de una unidad específica de extracción por solventes y electrólisis. El cobre podría eliminarse también con otras impurezas, Zn, Fe y Al, mediante la etapa de extracción por solventes, usando el agente de extracción para cobalto con un pH

bajo, para ser descargado a la balsa de residuos juntamente con los bioresiduos (como se muestra en la figura 1).

Después de la extracción del cobre, se eleva el pH de la solución añadiendo sosa cáustica. Tal como se ha probado en la unidad continua el cobalto se extrae mediante Cyanex 272(), un ácido fosfónico, diluido en Shellsol(R)D70 a 50-60°C. Una etapa de lavado con una disolución de 10 g/l de cobalto extrae los restos de níquel coextraídos con el cobalto. La fase orgánica es entonces separada con una solución que contiene 40 g/l de cobalto y 75 g/l de H₂SO₄ producido mediante la electrodeposición del cobalto. La electrólisis del cobalto se lleva a cabo a 75°C en

celdas equipadas con ánodos de plomo puestos en cestos y cátodos de acero inoxidable. Las medidas tomadas para aislar el compartimento anódico permiten controlar la producción de ácido y mejorar la calidad del depósito de cobalto en el cátodo. La pureza del cobalto puede alcanzar el 99,99% con una eficiencia actual del 75%.

El níquel se recupera mediante precipitación, con hidróxido de sodio de pH 8, en forma de un hidróxido comercial. La recuperación global de níquel, después de las etapas de neutralización y filtrado, se ha calculado en el 88,7%, dando una producción anual de 137 t en seco de Ni(OH)₂.

Eliminación de desechos

Las principales conclusiones de un estudio preliminar acerca de la descarga de precipitados químicos han sido las siguientes:

- El residuo sólido de la mena, después del filtrado y lavado con agua fresca, ya no tiene ninguna reactividad ácida.
- La distribución del tamaño de las partículas para el 80% es de 4 a 20 µm.
- El material es no plástico, no tiene cohesión y no puede manejarse como material de relleno compactado normal.
- El residuo debe eliminarse en depósitos con paredes impenetrables, hechos de material de relleno importado, a fin de asegurar que no haya contaminación en el agua del suelo.

Transportados hidráulicamente, los desechos se almacenarán en dos balsas de 500.000 m³. El exceso de agua se volverá a usar parcialmente en el proceso, y en adelante será controlado antes de la eliminación.

CONCLUSION

Los recursos técnicos de la hidrometalurgia ofrecen un gran abanico de soluciones a varios problemas medioambientales. La explotación de minerales de desecho, minerales residuales, minerales de difícil procesado y de bajo contenido constituye, cada vez más un nuevo campo específico de actividad usando técnicas más o menos clásicas. Ya se ha probado que la biolixi-

viación, un proceso gradual de destrucción de los sulfuros, es compatible con la cianuración para proporcionar un proceso económicamente viable para recuperar oro. Ahora el proyecto de cobalto de Kasese está demostrando que la biolixiviación es compatible con otras técnicas hidrometalúrgicas clásicas, para recuperar el cobalto y otros metales no ferrosos en condiciones técnica y económicamente atractivas.

AGRADECIMIENTO

Los autores quieren agradecer al director del proyecto de Kasese Cobalt Company Ltd. y a la Dirección Científica del BRGM (publicación n° 96.005) por el permiso concedido para publicar este artículo, así como también a ADEME (Agence de l'Environnement e de la Maltrise de l'Energie) y a ANVAR (Agence Nationale de la Valorisation de la Recherche por su apoyo financiero para la actividad de hidrometalurgia en el BRGM.

REFERENCIAS

- BALDI, F.; BRALIA, A.; RICCOBONO, F., y SABAYINI, G. (1988): Bioleaching of cobalt and zinc from pyrite with carbonate gangue. *Biohydrometallurgy*, (eds Norris P. R. Kelly D. P.), pp. 506-507. Science and Technology Letters, Kew Surrey, England
- BATTAGLIA, F.; MORIN, D.; GARCIA, J. L., y OLLIVER, P. (1994): Isolation and characterization of two strains of *Leptospirillum*-like bacteria from a natural mixed population cultured on a cobaltiferous pyritic concentrate. To published in Antoine van Leeuwenhoek.
- BATTAGLIA, F.; MORIN, D., y OLLIVER, P. (1994): Dissolution of cobaltiferous pyrite by *Thiobacillus ferrooxidans* and *Thiobacillus Thiooxidans*: factors influencing bacterial efficiency. *Journal of Biotechnology*. 32, 11-16.
- COLLINET-LATIL, M. N., y MORIN, D. (1990): Characterization of arsenopyrite oxidizing *Thiobacillus*. Tolerance to arsenite, arsenate, ferrous and ferric iron. *Antoine van Leeuwenhoek*, 57. 237-244.
- GORMELY, L. S., y BRANION, R. M. R. (1989): Engineering design of microbiological leaching reactors. In *Biohydrometallurgy 1989* (eds J. Salley, R. G. L. McCready & P. L. Wichlacz), pp 499-518. Canimet
- ISMAY, A.; ROSATO, L., y McKinnon, D. (1986): Engineering prefaisability for in-place bacterial leaching of copper. In *Fundamental and Applied Biohydrometallurgy* (eds. R. W. Lawrence, R. M. R. Branion & H.G. Ebner), pp 191-213. Elsevier
- MORIN, D.; BATTAGLIA, F., y OLLIVER, P. (1993): Study of the bioleaching of a cobaltiferous pyritic concentrate. In

Biohydrometallurgical Technologies (eds A. E. TORMA, J. E. WEY & V. L. LAKSHAMANAN), pp 147-155. The Minerals, Metals & Materials Society

RICKELTON, W. A.; ROBERTSON, A. J., y HILLHOUSE, J. H. (1991): The significance of diluent oxidation in cobalt-nickel separation. Solvent extraction and ion exchange, 9 (1), 73-84

SILVERMAN, M. P., y LUNDGREN, D. C. (1959): Studies on the chemo-autotrophic iron bacterium *F. ferrooxidans*: 1. an improved medium and harvesting procedure for securing high cell yields. J. Bacteriol. 77, 642-647.

SOLE, K. C., y HISKEY, J. B. (1991): The potential for recovery of cobalt from copper leach solutions. In Copper'91, Hydrometallurgy and electrometallurgy of copper. (eds W. C. Cooper, D. J. Kemp & G. E. Lagos). Vol. III, pp. 229-243.

SUGIO, T.; DOMATSU, C.; TANO, T., y IMAI, K. (1984): Role of ferrous ions in synthetic cobaltous sulfide leaching of *Thiobacillus ferrooxidans*. Applied and Environmental Microbiology, 48(3), 461-467.

TORMA, A. E. (1993): Mineral bioprocessing. In Applications of Biotechnology to the Minerals Industry, Blomine'93,

International Conference and Workshop Conference Proceedings, pp. 11/1.10, Australian Mineral Foundation, Glenside, South Australia

VAN ASWEGEN, P. C. (1993): Biooxidation of refractory gold ores - The Genmin experience. In Applications of Biotechnology to the Minerals Industry, Blomine'93, International Conference and Workshop Conference Proceedings, pp. 15.1-15.14, Australian Mineral Foundation, Glenside, South Australia

WICHLACZ, P. L., y THOMPSON, D. L. (1988): The effect of acidophilic heterotrophic bacteria on the leaching of cobalt by *Thiobacillus ferrooxidans*. In Biohydrometallurgy, (eds Norris P. R. Kelly D. P.), pp. 76-86. Science and Technology Letters, Kew Surrey, England

YOSHIZUKA, K.; SAKAMOTO, Y.; BABA, Y., y INOUE, K. (1990): Distribution equilibria in the adsorption of cobalt (II) and Nickel (II) on Levelextr Resin containing Cyanex 272. Hydrometallurgy, 23 (2/3), 309-318.

Nuevas perspectivas de la Faja Pirítica

Por J. A. ESPI RODRIGUEZ (*)

RESUMEN

La actividad minera en la Faja Pirítica constituye más del 75% del total nacional en su sector de minerales metálicos. Esta importancia se acrecentará, sin duda, con la incorporación en los próximos años de nuevos depósitos. Además, y merced a una nueva estrategia de investigación se prevé la inclusión de nuevas tipologías de yacimientos en las reservas de la Faja Pirítica: stockwork de oro y cobalto, diseminaciones de cobre y oro, minerales carbonatados y oro en sulfuros primarios.

La Faja Pirítica ha reaccionado a cada situación histórica con el aprovechamiento de nuevos recursos, aplicando la tecnología apropiada. Este comportamiento se repite en la actualidad, gracias a un desarrollo tecnológico de gran altura.

Palabras clave: España, Provincia Metalogénica, Sulfuros masivos, Faja Pirítica, Producción, Valor producción, Inversión económica, Historia, Perspectiva

ABSTRACT

The mining activity in the Pyritic Belt represents more than 75% of the total national mining activity in the metallic ores sector. Such importance will increase, no doubt, with the inclusion in the near future, of new deposits. Also, and resulting from new research strategies, the inclusion of new type of deposits in the Pyritic Belt reserves is foresighted: gold and cobalt stockwork, gold and copper disseminations, carbonated ores and gold in massive sulphides.

The Pyritic Belt has reacted to each new historical situation with the exploitation of new resources applying the adequate technology. Such behaviour is currently taking place, thanks to high standard technological developments.

Key words: Spain, Metallogenic Province, Massive sulfide deposits, Pyritic belt, Production, Production value, Investment, History, Possibilities

LA SITUACION ACTUAL

El panorama de la minería metálica en España, aparentemente es poco alentador (Cuadro 1). El descenso de producciones y su valor ha sido la tónica permanente en los últimos años.

Esta situación no hace más que reflejar el entorno más generalizado que es el común denominador de todos los países industrializados a excepción de los grandes productores, América del Norte y Australia.

En muchos casos el determinante **geológico** de esta situación ha sido el aspecto más decisivo de la desaparición de bastantes proyectos mineros, al extinguirse las reservas, pero no es en absoluto su causa general. No obstante, frecuentemen-

te las reservas agotadas no han sido sustituidas de forma natural por otras nuevas, debido a muy variadas razones.

Cuadro 1: Minería metálica en España

MINERALES	1993	1994
Cobre (t)	3.269,0	4.940,0
Estaño (t)	2,0	5,0
Hierro (Kt)	2.506,0	2.086,0
Mercurio	0,0	0,0
Oro (Kg)	6.060,0	5.852,0
Pirita (Kt)	722,0	746,0
Plata (t)	154,0	132,0
Plomo (mill.Kt)	25,0	24,0
Wolframio	0,0	0,0
Zinc (mill. Kt)	171,0	150,0

(Cifras expresadas en metal contenido)
FUENTE: MINER

(*) Instituto Tecnológico Geominero de España

Otra circunstancia que se puede hacer destacar es el **aspecto económico** operativo en el negocio minero. Efectivamente, en los últimos años asistimos a un aumento de costes muy extendido: la mano de obra del personal especializado, los costes energéticos relacionados con las diversas crisis, el precio de los explosivos, los costes del capital, etc.

Ligado a estos últimos factores, los sucesivos ciclos económicos han desacelerado el consumo de metales, propio del desarrollo industrial tradicional, repercutiendo de lleno en el precio de las materias primas minerales. Es decir, han provocado el descenso en la demanda y por lo tanto de su cotización. A ello ha contribuido un importante proceso de sustitución de algunas de las tradicionales utilizaciones de estas sustancias. Por otra parte, la toma de conciencia de que el medio ambiente es el verdadero soporte y garante de nuestra vida, ha dirigido nuestro consumo hacia una mayor regulación en los usos de los metales, sobre todo de los pesados, y también hacia el aumento de las restricciones impuestas a los vertidos mineros, además de las dificultades para la apertura de nuevos proyectos.

Tomando los datos presentados por el ITGE en WORKSHOP de Elin Court (Francia) en mayo de 1.994, se ha construido el siguiente cuadro (cuadro 2), que manifiesta las causas de la desaparición de importantes negocios mineros en España durante los últimos quince años.

Hay que hacer notar que los factores medioambientales parecen tener una moderada trascendencia en el cierre de explotaciones en activo, y de hecho está calculado y admitido que en muchos casos su incidencia en el coste de explotación es muy limitada, pero actualmente supone una restricción muy crítica tomada como un condicionante administrativo, y una cada vez mayor trascendencia en el aspecto económico y tecnológico.

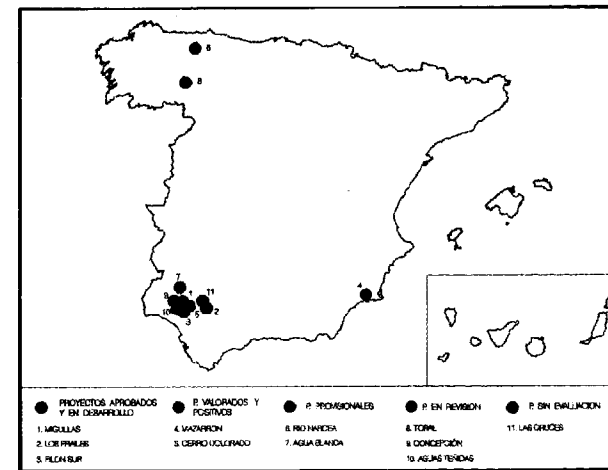
LOS NUEVOS PROYECTOS DE MINERIA METALICA

La difícil situación reflejada en las producciones de los dos últimos años podría ser objeto de una revisión a la luz de los proyectos que se encuentran en fase de evaluación de reservas, en estudios de previabilidad económica, y en su valoración operativa o de desarrollo.

CUADRO 2: Causas del cierre

PROYECTOS	N.º	DETERMINANTES	COADYUVANTES
Minería energética	2	Económicos	Geológicas y sociales (2)
Minería de hierro	1	Geológicos	Geológicas, sociales y medioambientales
Minería de piritas	2	Económicos	
Sulfuros complejos	4	Económicos	Geológicas (4) Medioambientales (1)
Minería plomo-cinc	2	Económicos	Sociales (3) y económicas (1)
Minería plata	3	Económicos	
Minería no metálica	1	Medioambientales	
	1	Geológicos	

Ubicación de los proyectos



De esta manera y para comprender los rendimientos del esfuerzo investigador, que afortunadamente ha disminuido pero no ha cesado, se han agrupado los proyectos según su adscripción a las regiones metalogenéticas a los cuales pertenecen.

Faja Piritica del SO

Esta provincia contiene dos de las últimas explotaciones metálicas en activo del país. Sus especiales condiciones geológicas e históricas, la importancia de sus cuerpos de mineral, el carácter polimetálico de los mismos, el valor potencial de sus contenidos elementales (metales básicos, preciosos y azufre), el nivel tecnológico puesto en juego desde hace tiempo, y sobre todo, la magnífica respuesta a las nuevas concepciones geológicas y de investigación geofísica, hacen por todo ello la mayor reserva potencial de España y probablemente del continente europeo.

Como ejemplos del rendimiento que una actividad de exploración seria puede producir, aparecen dos importantes yacimientos (Migollas y Los Frailes) en fase de desarrollo, pero al mismo tiempo existen tres proyectos que se encuentran en etapa de estudio de viabilidad económica o de reconsideración de la misma (Aguas Teñidas, Concepción y Cerro Colorado). Además, hay que tener en cuenta las magníficas expectativas de un nuevo descubrimiento (Las Cruces) que abre enormes posibilidades de investigación hacia el ambiente geológico en donde se encuentra, y otros como Romanera que aún no han pasado el listón económico para ser merecedores de su reconsideración.

Además, es obligado incluir la ampliación del Filón Sur que recoge una voluntad y sentido económico de aprovechamiento de dispersiones de oro con leyes bajas y en fuentes de metal precioso no convencionales ("morrongos", cenizas, escombreras antiguas, etc..).

Por último, se puede incluir el descubrimiento y valoración de Agua Blanca, que aunque no se presenta dentro del contexto de la provincia metalogenética de sulfuros masivos del SO, sí se ubica en su vecindad. Esta operación constituye otra inyección de ánimo en la maltrecha situación actual, apostando por una nueva tipología metalogenética e incluso un nuevo metal que hasta ahora no había aparecido, al menos de forma significativa, en el catálogo de sustancias metálicas españolas.

La Provincia Metalogenética del SE

Probablemente es la segunda región de España en importancia por su potencial minero, aunque en la actualidad no contiene ninguna explotación en activo. Sin embargo, existen reservas valoradas que la actual subida de las cotizaciones de los metales básicos conducirá a su reconsideración, siempre y cuando se obtenga una por ahora difícil aprobación ambiental.

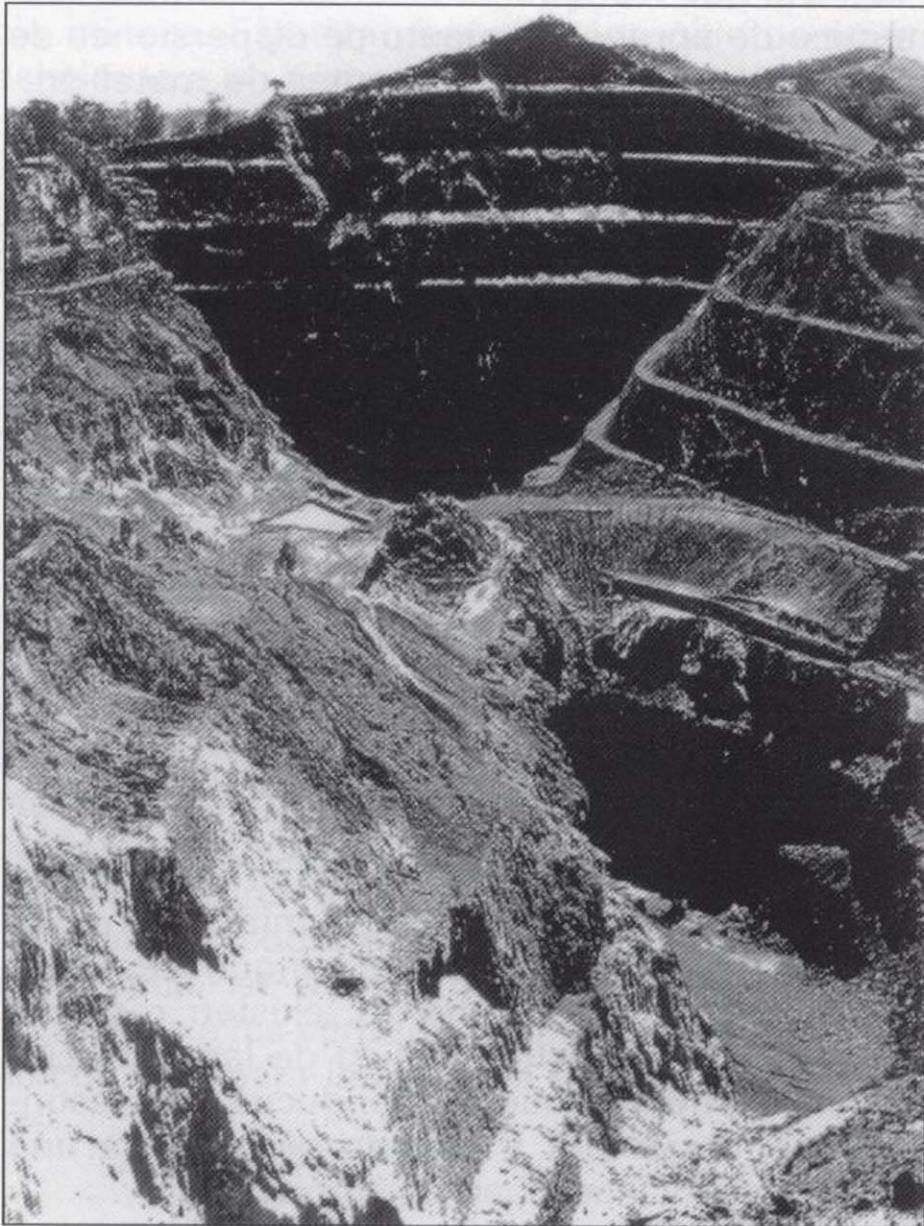
Con bastantes dificultades de valoración, y sobre todo con contenidos de metal que hacen muy sensible su viabilidad económica a los ciclos de la cotización del plomo y zinc, existen dos yacimientos que se encuentran a la espera de su autorización administrativa. Uno de ellos, "Corta Mazarrón" se incluye en este análisis, debido a la inminencia de su puesta en marcha, mientras que el otro, Los Llanos posee un futuro mucho más incierto.

La Cornisa Cantábrica.

Esta es zona geográfica que contiene yacimientos de metales básicos (fundamentalmente plomo y cinc) estratoligados y en ambientes carbonatados y que supusieron hace muy pocos años una fuerte contribución al sector minero metálico.

Una de las dos únicas minas subterráneas actuales allí funciona, y la exploración minera aunque muy disminuida, ha producido ya algún fruto, quedando por resolver el ya valorado yacimiento de Toral, sujeto únicamente a la aceptación de su riesgo económico y minero.

Mina de La Zarza



CUADRO 3
Ponderación de los proyectos mineros

	COEFICIENTE	PROYECTOS
1) Proyectos aprobados y ya en desarrollo.	0,85	Migollas Los Frailes Filón Sur
2) Proyectos valorados con un estudio de viabilidad económica positivo.	0,65	Mazarrón Cerro Colorado
3) Proyectos con evaluación provisional, con cálculos de viabilidad positivos.	0,50	Río Narcea Agua Blanca
4) Proyectos con estudios de viabilidad económica en revisión.	0,40	Toral Concepción Aguas Teñidas
5) Proyectos aún sin evaluar pero con resultados geológicos muy atractivos.	—	Las Cruces

intento de incorporarlos, señalándolos eso sí, con una tipología distintiva. Estos últimos valores están calculados en base a la experiencia propia aplicada en las características del yacimiento, y por lo tanto han de tomarse con las correspondientes precauciones.

Explotación de Sulfuros Masivos

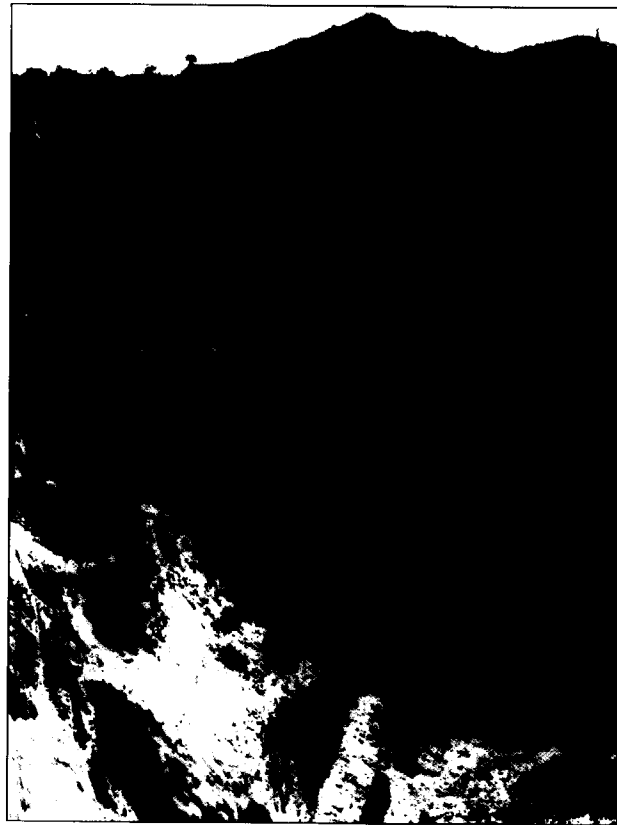


En otro contexto metalogénico pero en el mismo entorno geográfico, se manifiesta la voluntad de poner en marcha unos muy importantes recursos de oro (Río Narcea) que aunque presentan bastantes dificultades en la evaluación de su potencial, se presume que serán de primera categoría.

LA PREVISIBLE NUEVA PRODUCCION EN EL AÑO 2.000

Como es lógico, los datos disponibles en esta materia son siempre insuficientes. No obstante y gracias a una aportación de las compañías demandadas, se ha contado con las cifras correspondientes a estudios de previabilidad y de viabilidad en aquellos proyectos ya muy maduros. Sin embargo no existen datos de producción, a excepción de unos pocos de ellos. En un intento de no dejar pasar la ocasión de realizar un análisis conjunto, sobre todo cuando existen nuevos e importantes hallazgos aún sin evaluar, se ha realizado un

Mina de La Zarza



En otro contexto metalogénico pero en el mismo entorno geográfico, se manifiesta la voluntad de poner en marcha unos muy importantes recursos de oro (Río Narcea) que aunque presentan bastantes dificultades en la evaluación de su potencial, se presume que serán de primera categoría.

LA PREVISIBLE NUEVA PRODUCCION EN EL AÑO 2.000

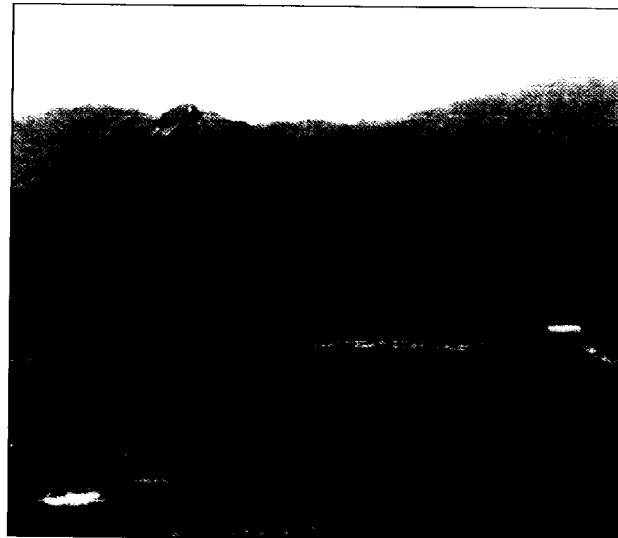
Como es lógico, los datos disponibles en esta materia son siempre insuficientes. No obstante y gracias a una aportación de las compañías demandadas, se ha contado con las cifras correspondientes a estudios de previabilidad y de viabilidad en aquellos proyectos ya muy maduros. Sin embargo no existen datos de producción, a excepción de unos pocos de ellos. En un intento de no dejar pasar la ocasión de realizar un análisis conjunto, sobre todo cuando existen nuevos e importantes hallazgos aún sin evaluar, se ha realizado un

CUADRO 3
Ponderación de los proyectos mineros

	COEFICIENTE	PROYECTOS
1) Proyectos aprobados y ya en desarrollo.	0,85	Migollas Los Frailes Filón Sur
2) Proyectos valorados con un estudio de viabilidad económica positivo.	0,65	Mazarrón Cerro Colorado
3) Proyectos con evaluación provisional, con cálculos de viabilidad positivos.	0,50	Río Narcea Agua Blanca
4) Proyectos con estudios de viabilidad económica en revisión.	0,40	Toral Concepción Aguas Teñidas
5) Proyectos aún sin evaluar pero con resultados geológicos muy atractivos.	—	Las Cruces

intento de incorporarlos, señalándolos eso sí, con una tipología distintiva. Estos últimos valores están calculados en base a la experiencia propia aplicada en las características del yacimiento, y por lo tanto han de tomarse con las correspondientes precauciones.

Explotación de Sulfuros Masivos



Cuadro 4
Estimación de los productos vendibles

	DENOMINACION	PRODUCCION	COEFICIENTE	SUMA
Cobre (t) (20% - 22% Cu)	Los Frailes	28.000	0,85	23.800
	Aguas Teñidas	60.000	0,40	24.000
	Migollas	50.000	0,85	42.500
	Agua Blanca	45.000	0,50	22.500
	Cerro Colorado	<u>100.000</u>	<u>0,65</u>	<u>65.000</u>
TOTAL.....		283.800 t	0,63	177.800 t
Zinc (t) (50% Zn)	Los Frailes	227.000	0,85	193.000
	Aguas Teñidas	68.000	0,40	27.200
	Migollas	30.000	0,85	25.500
	Mazarrón	40.000	0,65	26.000
	Mina de Toral	<u>65.000</u>	<u>0,40</u>	<u>26.000</u>
TOTAL.....		430.000	0,69	297.700 t
Plomo (t) (50% Pb)	Los Frailes	85.000	0,85	72.000
	Aguas Teñidas	19.000	0,40	7.600
	Migollas	7.000	0,85	6.000
	Mazarrón	9.000	0,65	6.000
	Mina de Toral	<u>47.000</u>	<u>0,40</u>	<u>19.000</u>
TOTAL.....		167.000 t	0,66	110.600 t
Oro (Kg) (100% - Au)	Río Narcea	4.700	0,50	2.350
	Cerro Colorado	1.900	0,65	1.235
	Filón Sur	1.200	0,85	1.020
	TOTAL.....	7.800	0,59	4.605 kg
Plata (t) (100% Ag)	Mazarrón	43	0,65	28
	Mina Toral	15	0,40	6
	Cerro Colorado	53	0,65	34
	Filón Sur	<u>11</u>	<u>0,85</u>	<u>9</u>
TOTAL.....	122 t	0,64	77 t	
Níquel (10% Ni)	Agua Blanca	35.700	0,5	17.850 t

La ponderación de los nuevos proyectos

Tal como ya se ha advertido, todavía existe una falta de homogeneidad en el nivel de desarrollo de los descubrimientos minerales. Por lo tanto

se ha considerado oportuno hacer una clasificación de los mismos en base a ese nivel de evolución del proyecto, teniendo en cuenta que el coeficiente corrector se aplica a la probabilidad de realización plena de las previsiones en el año

2000, que coincidirán en gran parte de ellos con la producción establecida.

La Tabla de Ponderación se presenta en el Cuadro 3 y su aplicación a la estimación de las Producciones se reflejan en el Cuadro 4.

En este cuadro, se puede apreciar una esperanzadora vitalidad en la nueva producción de los metales básicos (casi 200 000 t de concentrados de cobre y 300000 t de concentrados de zinc) y una apreciable cantidad de metales preciosos, manteniendo serias posibilidades de incremento. También se podría incorporar a la producción nacional concentrados de níquel en una nada despreciable cantidad.

Valor esperado de la producción

El mejor índice de la importancia real de la producción en su valor es su valor de mercado. En el Cuadro 5 y debidamente ponderado se expresa la **valoración prevista de todos los productos** obtenidos en planta de concentración.

Cuadro 5
Valor de la producción corregida de nuevos proyectos en 5 años (en millones de pesetas)

	VALOR ANUAL DE LA PRODUCCION PREVISTA	COEFICIENTE DEDUCCION	VALOR ANUAL DE LA PRODUCCION ESTIMADA
1) Proyectos aprobados y en desarrollo.	18.950	0,85	16.107
2) Proyectos valorados positivamente	11.860	0,65	7.709
3) Proyectos con evaluación provisional positiva.	11.100	0,50	5.550
4) Proyectos con evaluación en revisión.	8.660	0,40	3.464
TOTAL.....	50.570	0,65	32.830 mill. pts

De él se desprende que según la clasificación adoptada, para el grado o nivel de desarrollo del

Cuadro 6: Distribución geográfica del valor potencial de las producciones

REGIONES	MILL. PTS/AÑO (sin reducción)
1. Suroeste (Faja Pirítica)	
• Los Frailes	11.700
• Migollas	5.350
• Cerro Colorado	10.000
• Filón Sur	1.900
• Agua Blanca	(3.600)
• Concepción	(incluido en C. Colorado) —
• Las Cruces	(5.800)
• Aguas Teñidas	—
	SUMA.... 38.350 mill.
	(75,8%)
2. Sureste	
• Mazarrón	1.860
	SUMA.... 1.860 mill
	(3,7 %)
3. La Cornisa Cantábrica	
• Toral	2.860
• Río Narcea	(7.500)
	SUMA.... 10.360 mill.
	(20,5 %)
TOTAL.....	50.570 mill. de pts

proyecto, más de la mitad del valor previsto (61 %) se encuadra en programas maduros o muy avanzados.

Otra interesante aportación es su distribución geográfica (o metalogenética) según el Cuadro 6.

En él, la importancia de los yacimientos nuevos de sulfuros masivos del SO (75 %), destaca sobre el resto de los descubrimientos recientes. Esta proporción no debe variar sustancialmente, puesto que a la potencialidad de la Cornisa Cantábrica (aún no evaluada totalmente) le corresponde una sorprendente eficacia en la investigación de sulfuros complejos, de minerales cobrizos, de oro en sulfuros y de metales no tradicionales en la Faja Pirítica.

Cuadro 7: Estimación de inversiones

INVERSIONES	ESTIMACION Mill. ptas.	PRODUCCION AÑO Mill. ptas.	RATIO	CATEGORIA
Los Frailes	20.000	11.700	1,7	c. abierto
Migollas	2.500	5.350	0,46	ampliación
Mazarrón	1.600	1.860	0,86	c. abierto
Río Narcea	(9.000)	(7.500)	(1,2)	c. abierto
Toral	10.000	2.900	3,4	subterránea
Cerro Colorado	4.900	10.000	0,49	ampliación
Filón Sur	1.900	1.900	0,52	ampliación
Aguas Teñidas	(11.600)	(5.800)	(2)	desconocido
Agua Blanca	(7.200)	(3.600)	(2)	desconocido
Concepción	—	—	—	c. abierto
TOTAL.....	40.900 + (27.800)=			
	68.700 mill. pts.			

Las inversiones

Por último, se presenta una estimación de las inversiones según el Cuadro 7.

Si la estimación de las producciones era arriesgada, en el caso de las inversiones esta circunstancia se agrava más. No obstante, en un deseo de analizar todos los aspectos de la nueva minería, se adelantan cifras de orden (debidamente señaladas) en los casos en que se carece de suministro de datos directos, debido generalmente a la juventud del proyecto.

Esta aproximación se ha realizado para los yacimientos de Aguas Teñidas y Agua Blanca en base al ratio Inversión/Producción tomado en circunstancias similares, tal como se presenta en dicho cuadro.

Los ratios de la tabla diferencian claramente los proyectos de ampliación (Migollas, Cerro Colorado, Filón Sur) del resto, así como los de nueva minería subterránea (Toral). Como una figura conservadora se ha tomando el valor dos, pero no se han considerado aquéllos que aún no poseen proyectos de valoración, completando al final dos cifras: 40.900 mill. de pesetas en inversión para yacimientos evaluados y 27.800 mill.

de pesetas para los que aún guardan un elevado grado de incertidumbre. En total las inversiones previstas podrían alcanzar casi los 70.000 mill. de pesetas.

ALGUNAS CONCLUSIONES

En el horizonte del año 2.000 se ha previsto una producción de minerales metálicos que estaría valorada en 32.830 mill. de pesetas. El entorno minero de ese momento se podría adelantar con el siguiente esquema:

— La producción de **cobre** estaría asegurada por los concentrados obtenidos de la Faja Pirítica, de metalurgia siempre problemática y con notables penalizaciones. La cantidad prevista como de **"nuevos proyectos"** aquí adelantada (177.800 t de concentrados) incluyendo la posible producción de Agua Blanca, continuarían siendo la única aportación a la producción nacional, si bien la hipotética puesta en marcha de procesos hidrometalúrgicos o bio-metalúrgicos podría mejorar el valor de estos concentrados, al obtener metales por medio de los sistemas finales SX/EW de metal vendible.

Otra posibilidad sería la obtención del cobre metálico por ataque directo al mineral cobrizo, finalizando con el muy rentable sistema anterior.

- La producción de **cinc** podría alcanzar las 500.000 t de concentrados, fruto de la puesta en marcha de los nuevos proyectos (repartidos por las distintas regiones) según el esquema ya antes analizado, y además, el sostenimiento de la producción de la mina de Reocín, en Cantabria.
- El **plomo** se acercaría a las 100.000 t de concentrado, ligado sobre todo a los proyectos externos a la producción actual del SO, tanto en cantidad como en valor económico.
- El **oro**, al desaparecer la producción actual de RTM quedaría compensado en gran parte (5.000 kg) por los nuevos proyectos, sobresaliendo dos de ellos que posean muy buenas expectativas, en particular el procedente de los yacimientos asturianos.

— La producción de **níquel y ferroníquel** de Agua Blanca, si es capaz de estar en producción para esa fecha, marcará una insólita etapa.

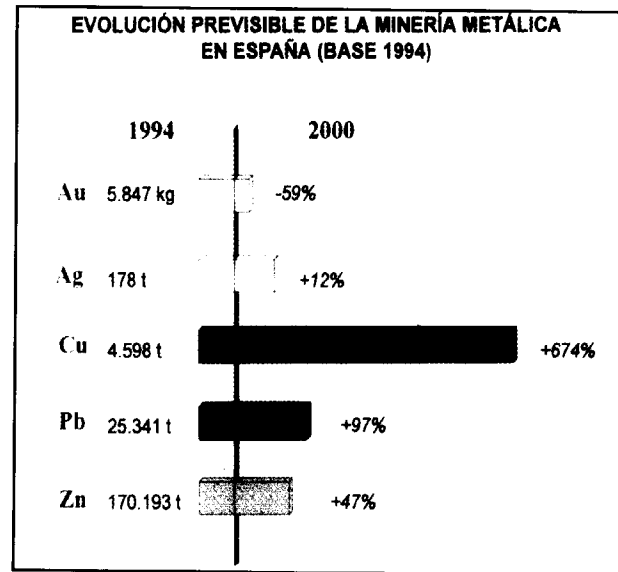
Producción española de minerales (t de metal contenido)

	1992	1993	1994	2000 *
Cinc	261.881	204.737	170.193	250.000 t
Cobre	8.865	8.220	4.598	35.600 t
Oro	7.431	6.572	5.847	5.000 kg
Plata	196.638	206.185	178.828	200.000 kg
Plomo	45.085	30.275	25.341	50.000 t

(* Previsión)

— En este modelo no se tiene en cuenta la producción de metales tan tradicionales en nuestro país como el hierro, mercurio, estaño y wolframio debido a su total desaparición en la gran parte de los casos y a la enorme incertidumbre de continuidad que pesa sobre el resto de ellos.

Aceptando el entorno propuesto, el valor económico de la producción en pesetas de 1.995 alcanzaría los 43.000 millones, y ello supondría una quiebra de tendencia sobre el valor redondeado



de 26.000 millones de pesetas correspondiente a la producción del año 1.993, es decir un 65 % de aumento.

Para acabar este análisis es necesario plantearse la pregunta de cuáles han sido los factores que parecen hacer variar el marcado declive de la producción de minerales metálicos en España, apuntando hacia su desaparición total.

Algunas contestaciones a este planteamiento pueden ser las siguientes:

- Reavivación de proyectos dormidos a causa de unas buenas expectativas de mercados y sus cotizaciones, y también a un planteamiento serio, decidido y a la vez práctico de los problemas (medioambientales, de productividad, tecnológicos, etc). Tal es el caso de Filón Sur, Los Frailes, Mazarrón y Cerro Colorado.
- Planteamientos muy prácticos de las empresas que investigan en España, con equipos cortos en número y a veces también en inversiones, pero con una visión muy centrada de lo que debe ser una investigación minera.
- Elección de objetivos muy concretos de las empresas mineras (multinacionales en gran número) que operan en España como explotadoras o investigadoras de nuevos criaderos.
- Elección de la tecnología adecuada (geofísica, geoquímica) aplicada a esquemas generales o

modelos conceptuales que cada vez son más perfectas y útiles.

- Exitos que merecen destacar son los de Migollas, Agua Blanca, Río Narcea, Las Cruces y Aguas Teñidas.

Por último, se debe hacer la inevitable mención al desarrollo minero compatible con su entorno ambiental. Es cierto que aún algunos proyectos mineros de nuestro territorio están paralizados (Mazarrón) o han desaparecido debido a la legislación o normativas estrictas de tipo medioambiental, pero no cabe duda que en este momento existen, y que el desarrollo minero se resiente de ello. No obstante en casi todos los casos es realmente asumible (y resulta a veces preocupante) la falta de comprensión hacia un sector que debe existir (aquí o en otro lugar) y que dentro del más estricto control cabe una oportunidad para su desarrollo.

LA PERSPECTIVA HISTORICA DE LA ESTRATEGIA INNOVADORA

En todas las épocas las actividades relacionadas con la extracción y aprovechamiento de las sustancias minerales ha marchado ligada íntimamente con dos aspectos: el correspondiente a la valoración que la sociedad y sobre todo sus agentes económicos hacen de ellos, y también el progreso tecnológico que permite el aumento de sus utilidad y sobretodo de la facilidad (reducción de esfuerzos y costos) de su beneficio.

Esto ha sido siempre cierto, y la Faja Pirítica es un buen ejemplo de este comportamiento. Así, cada cultura y sobre todo cada momento de su evolución tecnológica marca el tiempo del aprovechamiento de una o varias sustancias minerales que sustituyen a otras física y tecnológicamente agotadas. Es decir, la estrategia de cada agente económico se resuelve aprovechando infraestructuras ya existentes pero también potenciando algunos aspectos de su desarrollo. De este modo se podrían adelantar las siguientes:

- **Tecnología del aprovechamiento de la sustancia mineral:** minería del calcólítico con sus minerales de cobre oxidados, de la edad del bronce con el aprovechamiento de los sulfuros de cementación, de Roma y los sulfuros primarios, del pasado siglo y la pirita de ácido, del siglo actual y los minerales polimetálicos.

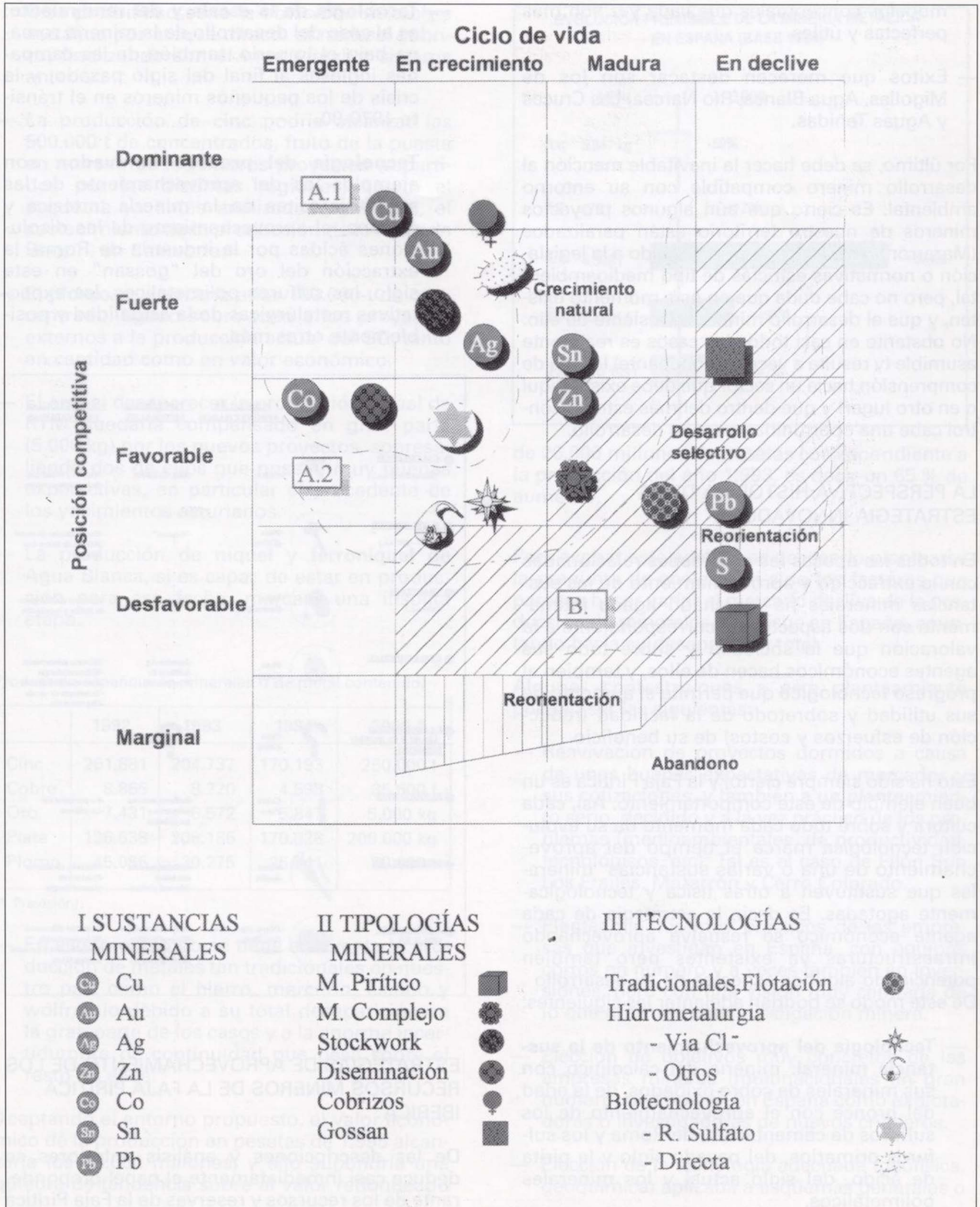
— **Tecnología de la escala y del rendimiento:** es el caso del desarrollo de la minería romana bajo el Imperio, también de las campañas inglesas al final del siglo pasado, y la crisis de los pequeños mineros en el tránsito 1970-80.

— **Tecnología del proceso innovador:** son ejemplos los del aprovechamiento de las argentojarositas en la minería tartésica y romana, el aprovechamiento de las disoluciones ácidas por la industria de Roma, la extracción del oro del "gossan" en este siglo, los sulfuros polimetálicos, las expectativas metalúrgicas de la actualidad y posiblemente otras más.

	• METALES APROVECHADOS	• TIPOLOGÍAS MINERALES	• TECNOLOGÍAS INNOVADORAS
● CALCÓLITICO (Hasta 5.000 a.c.)	-Cobre	-Min. Oxidados	-Nativas y reducción de baja temperatura
● E. DEL BRONCE (1.200 - 800 a.c.)	-Plata -Cobre	-"Gossan"	-Herramientas de metal -Hornos de barro con tuberías
● TARTÉSICOS (600 a.c.)	-Plata -Bronce (Sn)	-"Gossan"	-Procesos metalúrgicos de fusión y copelación
● ROMA IMPERIAL	-Plata -Cobre	-Jarosita-Ag -Sulfuros de cementación	-Minería subterránea -Hidrometalurgia -Aparatos Hidráulicos -Tecnología de escala -Organización
● LA DOMINACIÓN ARABE Y EL MUNDO MEDIEVAL	-Plata -Cobre	?	?
● EL SIGLO XVIII	-Cobre -Plata	-Sulfuros masivos primarios y secundarios	-La cementación -La pólvora
● SIGLOS XIX - XX	-Cobre -Azufre	-Sulfuros masivos con cobre -Mineral pirítico	-Mecaniz. en interior -Procesos de pirrometalurgia
● Y DÉCADA DEL SIGLO XX	-Cobre, Zinc, Plomo -Oro, Plata -Azufre	-Sulfuros complejos -Mineral pirítico -Gossan artificial -Mineral cobrizo	-Flotación diferencial -Hidrometalurgia -Mecanización y grandes producciones

ESTRATEGIAS DE APROVECHAMIENTO DE LOS RECURSOS MINEROS DE LA FAJA PIRITICA IBERICA

De las descripciones y análisis anteriores se deduce casi inmediatamente el papel preponderante de los recursos y reservas de la Faja Pirítica



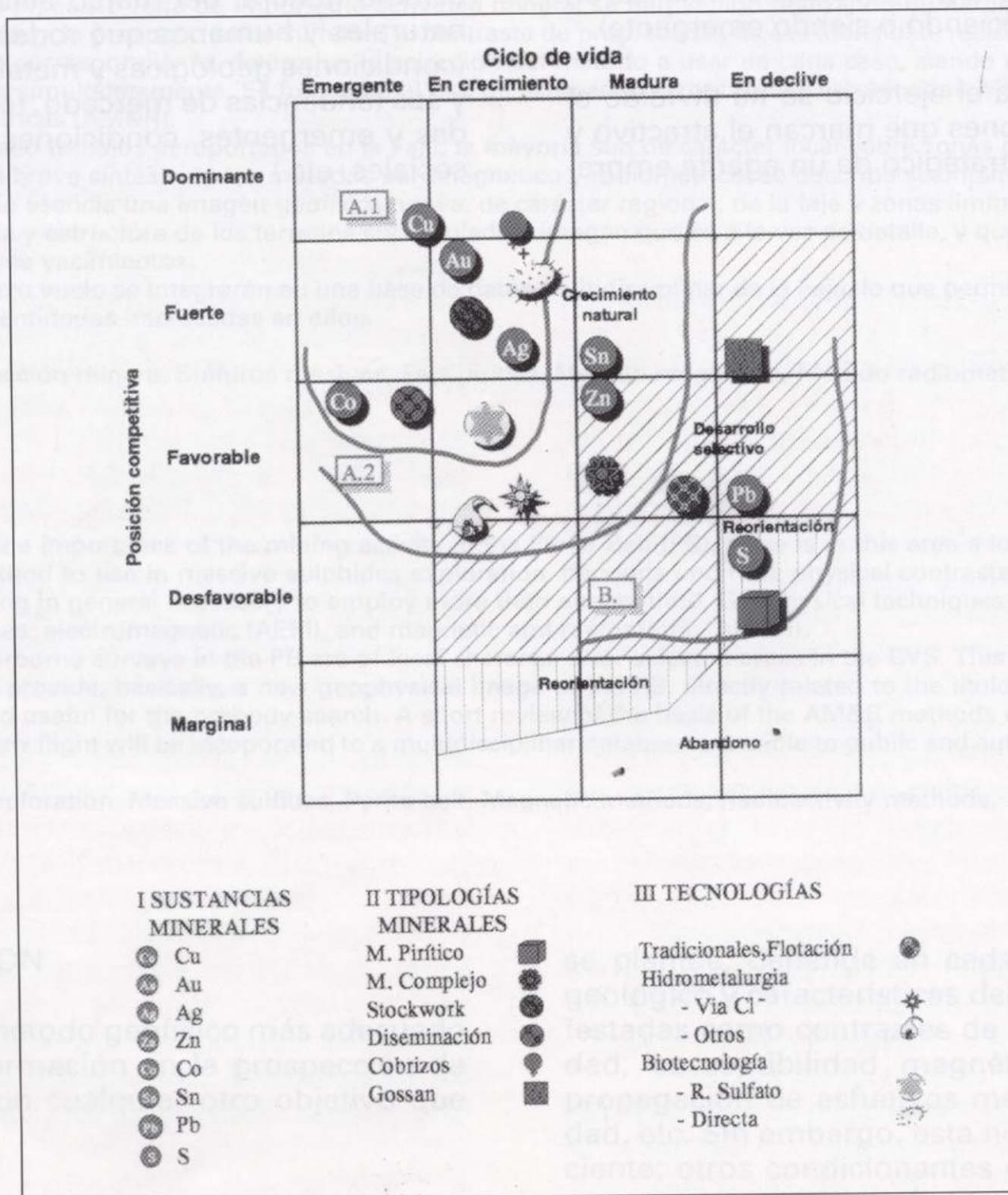
en el conjunto nacional, pero ello no cubre totalmente la verdadera importancia de esta provincia. En efecto, su aprovechamiento minero resulta del todo singular si consideramos los siguientes aspectos:

- Como foco de atracción de capitales nacionales y exteriores debido tanto a la importancia de sus yacimientos como al buen rendimiento de los métodos y conceptos de investigación.
- Como elemento generador de tecnologías de muy alto nivel, que coloca al conocimiento sobre el tratamiento de minerales polimetálicos, sobre la piro e hidrometalurgia de sus minerales y concentrados y sobre la tecnología de extracción, en lugar privilegiado, sin duda a nivel mundial.

- Como objeto de orden científico en el esfuerzo de comprender los fenómenos geológicos y mineralizadores, en esta ocasión también con la categoría de primera línea a nivel mundial. Esta calificación puede extenderse a la aplicación de las técnicas de estudio y prospección minera aplicadas.

Por todo ello el caso de la Faja Pirítica Ibérica se presenta como un extraordinario objeto de aplicación de conceptos de orden estratégico para los agentes económicos empresariales y nacionales de orden superior. Esto es lo que a continuación se podrá revisar.

La complejidad aparente que a cualquier observador no experimentado en el marco general de la Faja Pirítica Ibérica se puede presentar en el abi-



garrado conjunto de situaciones, yacimientos, minerales, metales, y tecnologías de aprovechamiento propias de esta provincia metalogénica, puede ser reducida considerando algunos de los principales factores que determinan que unos recursos muy variados lleguen a ser resumidos en reservas dignas de aprovechamiento económico.

Por ello, y a título de primera aproximación, se han considerado tres factores clasificados en el correspondiente gráfico en función de posible cotización a largo plazo (sustancias metálicas)), de las facilidades y rendimientos de tratamiento (tipología de las mineralizaciones más importantes) y de las acciones industriales para conseguir su recuperación (tecnologías de tratamiento de minerales).

Su ubicación en el gráfico marca el carácter económico actual y de futuro (marginal, desfavorable, favorable, fuerte y dominante) y sus posibilidades de crecimiento (tecnología y sustancia metálica: en declive, madura, creciendo o siendo emergente).

En su conjunto para el ejercicio se ha dividido el gráfico en tres regiones que marcan el atractivo y el planteamiento estratégico de un agente empresarial.

Así, en un primer acercamiento a la situación actual, el aprovechamiento de minerales ricos en cobre, no polimetálicos, acompañados con sustancias metálicas minoritarias de elevado valor económico unitario (oro, plata, cobalto, estaño), en tipologías minerales con posibilidad de abundancia en sus reservas (stockworks, diseminaciones, en forma de minerales no secundarios) y con la tecnología innovadora de baja complejidad y moderados costes unitarios, constituyen un perfecto modelo de objetivo de una estrategia minera.

Naturalmente, el esquema debería complicarse con más factores, con análisis puntuales precisos y con modelos y escenarios más rigurosos.

Su realización requerirá, ya a nivel de provincia, de un buen inventario de recursos clasificados en visiones no convencionales, y sobre todo de un estudio general del marco actual de los agentes naturales y humanos que rodean a la Faja Pirítica (condiciones geológicas y metalogénicas, metales y sus tendencias de mercado, tecnologías adecuadas y emergentes, condiciones administrativas y sociales, etc.)

El vuelo magnético y radiométrico de la Faja Pirítica y zonas limítrofes: de la geología regional a la prospección de sulfuros

Por J. L. GARCIA LOBON (*)

RESUMEN

Sobre la Faja Pirítica (FP), como zona de importante actividad minera, se han venido realizando numerosos trabajos de exploración geofísica destinados a la prospección de sulfuros. El contraste de propiedades físicas (densidad, resistividad, etc.) entre éstos y el entorno geológico correspondiente, determina la selección del método a usar en cada caso, siendo normalmente necesario aplicar varios métodos simultáneamente. Es frecuente el uso de campañas aeroportadas combinadas: electromagnéticas (AEM), magnéticas y radiométricas (AM&R).

Aunque se han ejecutado trabajos aeroportados en la Faja, la mayoría son de carácter local sobre zonas de CVS. En esta presentación, además de una breve síntesis de los métodos aeromagnético y radiométrico, se describe sucintamente el nuevo proyecto de vuelo, que aporta en esencia una imagen geofísica nueva, de carácter regional, de la faja y zonas limítrofes, relacionada directamente con la litología y estructura de los terrenos sobrevolados; imagen que es a la vez de detalle, y que contribuirá sin duda a la localización de nuevos yacimientos.

Los resultados del nuevo vuelo se integrarán en una base de datos multidisciplinar de la Faja, lo que permitirá el acceso a los mismos de la personas y entidades interesadas en ellos.

Palabras clave: Prospección minera, Sulfuros masivos, Faja pirítica, Método magnético, Método radiométrico

ABSTRACT

As a consequence of the importance of the mining activity in the Pyrite Belt (PB), there is in this area a lot of geophysical works. The most suitable method to use in massive sulphides exploration, depends upon the physical contrasts between them and the geological setting, being in general necessary to employ more than one method. Geophysical techniques frequently used are the combined airborne ones: electromagnetic (AEM), and magnetic and radiometric (AM&R).

Most of the existing airborne surveys in the PB are of local character over selected areas in the CVS. This note describes the new AM&R flight, that will provide, basically, a new geophysical image of the PB, directly related to the litology and structure of the overflown terrains; and useful for the orebody search. A short review of the basis of the AM&R methods is also included.

The results from the new flight will be incorporated to a multidisciplinary database accessible to public and entities interested in them.

Key words: Mineral exploration, Massive sulfides, Pyrite belt, Magnetic methods, Radioactivity methods.

1. INTRODUCCION

La selección del método geofísico más adecuado para obtener información en la prospección de sulfuros, como con cualquier otro objetivo que

se plantee, depende en cada caso del entorno geológico y características del yacimiento, manifestadas como contrastes de densidad, resistividad, susceptibilidad magnética, velocidad de propagación de esfuerzos mecánicos, cargabilidad, etc. Sin embargo, esta no es condición suficiente; otros condicionantes de la existencia de respuesta o anomalía frente a un método dado

(*) Instituto Tecnológico Geominero de España.

son los geométricos: dimensiones, profundidad, orientación, etc., lo que hace que una técnica pueda ser útil en unos casos y no aportar nada en otros, aún con el mismo objetivo. Por otra parte, y como consecuencia de la yuxtaposición de anomalías debidas a varias causas, lo más frecuente es el empleo de varios métodos geofísicos simultáneos que permitan reducir las ambigüedades en la interpretación.

Existen buenas referencias de "casos históricos" (Ketola, 1979, 1989; Pemberton, 1989; Smith, 1985 y 1989; y también Doyle, 1990) que ejemplarizan la innegable eficacia de los métodos prospectivos geofísicos en el estudio y detección de sulfuros polimetálicos. El ámbito de utilización va desde el descubrimiento y delimitación de zonas de interés a la caracterización geométrica. Aunque se han usado una gran diversidad de técnicas en el estudio de masas de sulfuros, el comportamiento conductor, denso, polarizable y a veces magnético, de tales masas ha supuesto una amplia utilización de los métodos electromagnéticos (ya sea aeroportados, sobre terreno, o en sondeos), complementados con magnetometría, gravimetría o polarización inducida según las situaciones.

En el entorno geológico de la FP, de las determinaciones de propiedades físicas de sus diferentes litologías según algunos resultados publicados, pueden extraerse algunas conclusiones para la exploración directa: 1) Los sulfuros se caracterizan por ser conductores, densos, y casi siempre no magnéticos, 2) Las rocas del Culm y del Devónico se presentan, con carácter general, como una sola unidad petrofísica diferenciada del resto: su comportamiento eléctrico, su densidad y su magnetismo son muy parecidos, con ligeros contrastes de parámetros, y 3) El CVS es muy heterogéneo: en general resistivo (salvo pizarras grafitosas), denso en sus términos básicos, y aunque globalmente es un marcador magnético claro a escala regional, la relación entre anomalías y rocas básicas cartografiadas deja entrever numerosas dudas acerca del origen de dichas anomalías o acerca del carácter básico de las rocas. Es necesario acometer estudios más concisos sobre el origen de las anomalías magnéticas.

Esta situación no se brinda pues a esquemas prospectivos sencillos, poniéndose de manifiesto la conveniencia de emplear más de un método geofísico simultáneamente. En particular, de los aero-

portados siempre se derivarán visiones regionales de apoyo al conocimiento geológico-estructural aplicables a la resolución de una amplia gama de problemas, que van desde la localización de yacimientos hasta la gestión medio-ambiental.

No es la intención de esta nota el realizar un análisis del papel de la geofísica aeroportada en la FP. Se pretende tan sólo resumir unas ideas sobre el estado actual de aplicación de los métodos magnético y radiométrico aeroportados, con especial incidencia en lo que a prospección de sulfuros se refiere, y describir a grandes rasgos la propuesta de nuevo vuelo sobre la Faja y zonas limítrofes.

2. CAMPAÑAS MAGNETICAS Y RADIOMETRICAS AEROPORTADAS

2.1. Aspectos generales

Recordemos que la susceptibilidad magnética es la propiedad de las rocas que mide la relación entre la intensidad del campo magnético inducido y el terrestre. Merced a su susceptibilidad, las estructuras geológicas son magnetizadas por el campo terrestre, convirtiéndose por tanto en creadoras de nuevos campos magnéticos. La anomalía magnética es la distorsión que estos campos producen sobre aquél. El factor más importante que afecta al valor de la susceptibilidad es el contenido en minerales ferromagnéticos, lo que unido a la distribución geoquímica de dichos minerales, hace que la susceptibilidad de las rocas sedimentarias no supere valores de unidades, la de las rocas metamórficas sea del orden de decenas y sean las rocas básicas las principales responsables de las anomalías magnéticas. Además de las titanomagnetitas, la pirrotina puede actuar como un importante mineral traza en magnetometría. El comportamiento magnético de los minerales y rocas es, sin embargo, un campo aún en continua investigación, dado que no siempre se produce un esquema sencillo de relación anomalías magnéticas-litología (Henkel, 1994). La práctica más recomendable para efectuar estudios de magnetometría es por tanto la toma de muestras de rocas y su análisis petrológico, químico, de susceptibilidad y de remanencia, factor este último al que se le otorga cada vez más atención.

En aeromagnetometría, y por lo que respecta a la exploración minera, son preferibles los vue-

los de baja altura (del orden de 50 a 100 metros), con un espaciado entre perfiles de la misma magnitud, y como máximo doble, o triple si existe una dirección estructural predominante y se vuela normal a ella (Reid, 1980). La utilización de mayores distancias entre perfiles, distorsiona los espectros espaciales de forma no recuperable. En campañas de alta resolución, los aspectos que garantizan los más altos estándares de los resultados obtenidos son:

- 1) Una red de levantamiento que suponga un muestreo bien planificado
- 2) Un sistema de navegación y posicionamiento de la mejor calidad
- 3) Una corrección de la variación diurna muy precisa
- 4) Un proceso de datos (en particular el paso de nivelación) adecuado

La dificultad intrínseca de interpretación de los mapas de anomalías magnéticas posiblemente estriba en el alto rango dinámico de las señales medidas y su difícil separación en componentes. La evolución actual en la interpretación cualitativa se centra fundamentalmente en dos aspectos:

- 1) La disponibilidad de datos reales sobre análisis de muestras, que permitan identificar los orígenes geológicos de los horizontes magnéticos. La relación anomalía-litología es posiblemente el único medio de identificar anomalías y proceder a su separación según su fuente.
- 2) Toda una creciente variedad de algoritmos de transformación de los datos.

De los mapas transformados, los más populares son los denominados mapas de sombras, técnica que permite visualizar alineaciones con mayor efectividad. Otra forma eficaz de manejar el rango dinámico es la preparación de mapas de imágenes, donde la utilización del proceso de colores facilita el análisis de las anomalías (Broome, 1990).

Las transformaciones clásicas de reducción al polo, continuación y derivación de campos, se abordan actualmente a través de la transformada de Fourier, con la que también se pueden realizar todo tipo de filtrados.

Para la interpretación cuantitativa existen varias técnicas de proceso automático de los datos, como la transformada de Euler que permite establecer una clasificación sistemática de anomalías; la obtención de mapas de susceptibilidad; el cálculo de profundidades de basamento, etc. Sin embargo, muchas de ellas se basan en hipótesis que no siempre se ven sostenidas por el contexto geológico, por lo que deben utilizarse con precaución. La determinación de profundidades a través del análisis del espectro de potencias es posiblemente una de las técnicas más versátiles en interpretaciones estructurales, mientras que las cuantificaciones de masas superficiales y pequeñas tienen mejor resolución con las técnicas de modelado - inversión.

Por lo que respecta al método radiométrico, recordemos que se trata de registrar la energía electromagnética (rayos gamma) emitida durante las desintegraciones nucleares de ciertos isótopos. Su aplicabilidad se basa en el hecho de que los radioelementos naturales K, U y Th se presentan en concentraciones, relativas y absolutas, que varían de forma significativa y medible con la litología; siendo utilizado en prospección para dos fines concretos (Darnley, 1989; Reeves, 1992):

- 1) El apoyo a la cartografía geológica
- 2) La investigación minera

En relación con la primera, aunque en la gamma-espectrometría aeroportada se mide un fenómeno físico, es preferible considerar los resultados obtenidos, a fines de exploración geológica, en términos geoquímicos, de modo que el método indica la composición del material superficial. En esta línea, las innovaciones técnicas más significativas de la década pasada han sido:

- 1) La mejora de la calidad del registro, mediante el aumento del volumen del cristal de los espectrómetros, lo que permite obtener contajes de mayor valor estadístico sobre el intervalo de muestreo, normalmente 1 s. A estos efectos, la reducción de la altura de vuelo es fundamental: el nº de cuentas se dobla al pasar de 150 a 100 m debido a la menor absorción atmosférica, y además, la respuesta es más local ya que el 70% proviene de un radio de terreno igual a la altura (Tewari y Raghuvanshi, 1987). Todo ello redundará en una definición de los límites de las unidades litológicas mucho más precisa.

- 2) La introducción de los plotters de color en el proceso de compilación digital de datos. La aplicación de esta técnica a datos radiométricos aeroportados da lugar a mapas que simulan y e incluso mejoran la información proporcionada por un mapa geológico convencional. En muchas situaciones el método es probablemente el más útil entre cualquier otro aeroportado, incluida la teledetección, a la hora de proporcionar información en términos de geología superficial.

El producto más satisfactorio diseñado hasta la fecha es el mapa radiométrico ternario, en el que la relación color - contenido de radioelemento es no lineal, lo que suministra la mayor variación de color dentro de las concentraciones usualmente observadas que son a menudo muy pequeñas (Broome et al 1987).

En relación con las aplicaciones mineras de la gammaespectrometría, podríamos distinguir:

- 1) Directamente en la exploración de muchos minerales, obviamente los de U y Th, pero también minerales de Sn, W, Tierras raras (REE), Nb y Zr.
- 2) Indirectamente, pero de importancia en circunstancias específicas, en la investigación de Cu, Au, Ag, Hg, Co, Ni, Bi, Mo, Pb, Zn, ya sea porque algunos de los radioelementos aparecen como trazas de la mena, o porque el proceso mineralizador cambia las concentraciones de dichos elementos en el entorno encajante.

2.2. Aplicaciones en la prospección de sulfuros

La magnetometría no suele ser un método de prospección directa de sulfuros, salvo que éstos vayan acompañados en su paragénesis de minerales traza magnéticos, como la magnetita o la pirrotina; sin embargo encuentra una gran aplicación como apoyo a la cartografía geológica, en la detección de rasgos tectónicos y estructurales a las escalas más diversas (v.g., estructuras volcánicas prospectivas), y en la determinación de profundidad de basamento, cuando en éste se dan intrusiones de diferente susceptibilidad magnética.

Por lo que se refiere a la localización de yacimientos en la Faja mediante radiometría, la aplicabilidad (indirecta) se basa en el hecho de que muchos procesos mineralizadores suponen cambios geo-

químicos de las concentraciones absolutas o relativas de los radioelementos, en concreto:

- 1) Un cambio apreciable en el contenido de K.
- 2) Cambios en alguna o más de las relaciones eU/eTh, eU/K ó eTh/K

Los depósitos de cobre se asocian a menudo con enriquecimientos de K de la roca encajante. Moxham et al (1965) fueron los primeros en demostrar que la gammaespectrometría podría ayudar a detectar y medir esta alteración, y que el aumento de K (en promedio de hasta un 1,5%) no iba acompañado por un incremento de eTh de tal forma que la relación eTh/K es un buen discriminador de este tipo de proceso en áreas con un alto contenido de fondo de K. También señalaron que el eU tendería a aumentar erráticamente con el aumento de K, lo que reflejaría una mayor movilidad de este elemento en condiciones de alteración supergénica e hidrotermal, muy corrientes en este tipo de yacimientos.

Mencionemos también que el oro se encuentra muy a menudo asociado a yacimientos de cobre, normalmente enriquecido en las monteras oxidadas de los mismos (Boyle, 1979). Por las razones dadas más arriba estas zonas de alteración pueden ser identificables por gammaespectrometría aeroportada. De acuerdo con el mismo autor la zona de alteración potásica es común en muchos depósitos, aunque frecuentemente de pequeña extensión areal e implicando sólo redistribución de K. Algunos yacimientos de oro han sido localizados mediante anomalías radiométricas de campañas terrestres ubicadas tras campañas aeroportadas de carácter regional. El oro se localizaba en materiales caracterizados por contenidos elevados en eU y eU/eTh.

En resumen, en cuanto a los resultados del vuelo en la FP, merecen destacarse como objetivos mineros a cubrir, los siguientes:

- Identificación de estructuras volcánicas prospectivas bajo diferentes tipos de cobertura (Culm, PQ, Terciarios), de vital ayuda para guiar las exploraciones de cuerpos mineralizados ocultos (AM). De esto ofrece buenos ejemplos el vuelo magnético de Exxon de 1981 en las hojas de Valverde y Aznalcóllar.
- Posible detección directa de cuerpos mineralizados con componente magnética (AM).

- Diferenciación y caracterización de formaciones litológicas y estructuras (fracturación, lineamientos, cizallas) con expresión geológica superficial no discernible, con relación directa o indirecta en la ubicación de cuerpos mineralizados (AM&R).
- Eventual identificación de zonas con alteraciones hidrotermales relacionadas con procesos mineralizadores (AR).
- Hay por último, el factor sorpresa que depara este tipo de informaciones. Nuevos criterios de exploración o directamente nuevos prospectos, no sospechados, pueden surgir de un análisis interactivo con el resto de la información geológica, geoquímica y geofísica de la FP y sus zonas limítrofes.

3. EL PROYECTO DE EXPLORACION AEROMAGNETICA Y RADIOMETRICA DE LA FAJA PIRITICA ESPAÑOLA Y AREAS LIMITROFES

3.1. Objeto

El objeto del Proyecto consiste en la realización de un Levantamiento Aeromagnético y Radiométrico de una zona de 15.185 Km² que cubre el área delimitada en la figura nº 1, correspondiente a la superficie de las Reservas del Estado siguientes: RE nº 369, RE Zona de Huelva; RE Monaguera, y una pequeña parte colindante con las anteriores de la RE Constantina y de la RE Huéznar, todas ellas dentro de las provincias de Badajoz, Huelva y Sevilla.

3.2. Fines

Se pretende obtener información detallada de base geofísica que permita en el ámbito geológico realizar interpretaciones estructurales bien fundadas, y en el minero identificar, para su posterior investigación de detalle, áreas prospectivas preferentes que no son alcanzables por otros procedimientos; orientar la búsqueda de yacimientos ocultos bajo cobertera; y detectar directamente, en ciertos casos, cuerpos mineralizados. A estos fines, el trabajo propuesto no es sustituible ni en costo ni en rapidez de obtención de datos por otros métodos más convencionales de base terrestre.

La cartografía geofísica infraestructural producida servirá también para apoyar otros proyectos

de investigación interdisciplinares, desde hidrogeológicos, hasta los de seguimiento y control medioambiental.

En términos generales los objetivos del Proyecto suponen la adquisición, tratamiento y procesado de los datos aeroportados, y la generación de cartografía geofísica de base, archivos en soporte digital y una interpretación de la información adquirida. Todo ello se incorporará a la base de datos de la Faja Piritica disponible desde 1992.

3.3. Resumen del trabajo a desarrollar

El trabajo a realizar se resume en los siguientes aspectos:

- Levantamiento aeromagnético y radiométrico de 66.822 Km de línea. La toma de datos se relizará previa ejecución de las pruebas y calibraciones precampaña y diarias citadas en el apartado 3.8., siendo fundamental para todo el sistema de control de calidad la operativa de la oficina de campo, descrita en los epígrafes 3.6. y 3.10.
- Nivelación y mallado de los datos aeromagnéticos, y reducción y mallado de los radiométricos, según se describe en el apartado 3.11.
- Confección de una serie de mapas en color y blanco y negro, a escalas 1:50.000, 1:100.000 y 1:250.000 de campo magnético (y derivados vía Transformada rápida de Fourier -FFT-), de valores radiométricos, y mapas de interpretación.
- Entrega de todos los registros analógicos convenientemente anotados, todo tipo de originales de campo, informes de campaña, informes preliminares, e informe final.
- Entrega de los siguientes ficheros: 1) Archivos de línea brutos magnéticos y radiométricos; 2) Archivos de línea nivelados y reducidos; 3) Archivos de líneas de test y comprobación; 4) Mallas magnéticas (y derivadas FFT) y radiométricas; 5) Bases toponímica, geológica y de interpretación; y por último, 6) Ficheros gráficos.

Para asegurar la portabilidad de los datos se entregarán ficheros ASCII con cabeceras o ficheros auxiliares de documentación de los formatos de escritura.

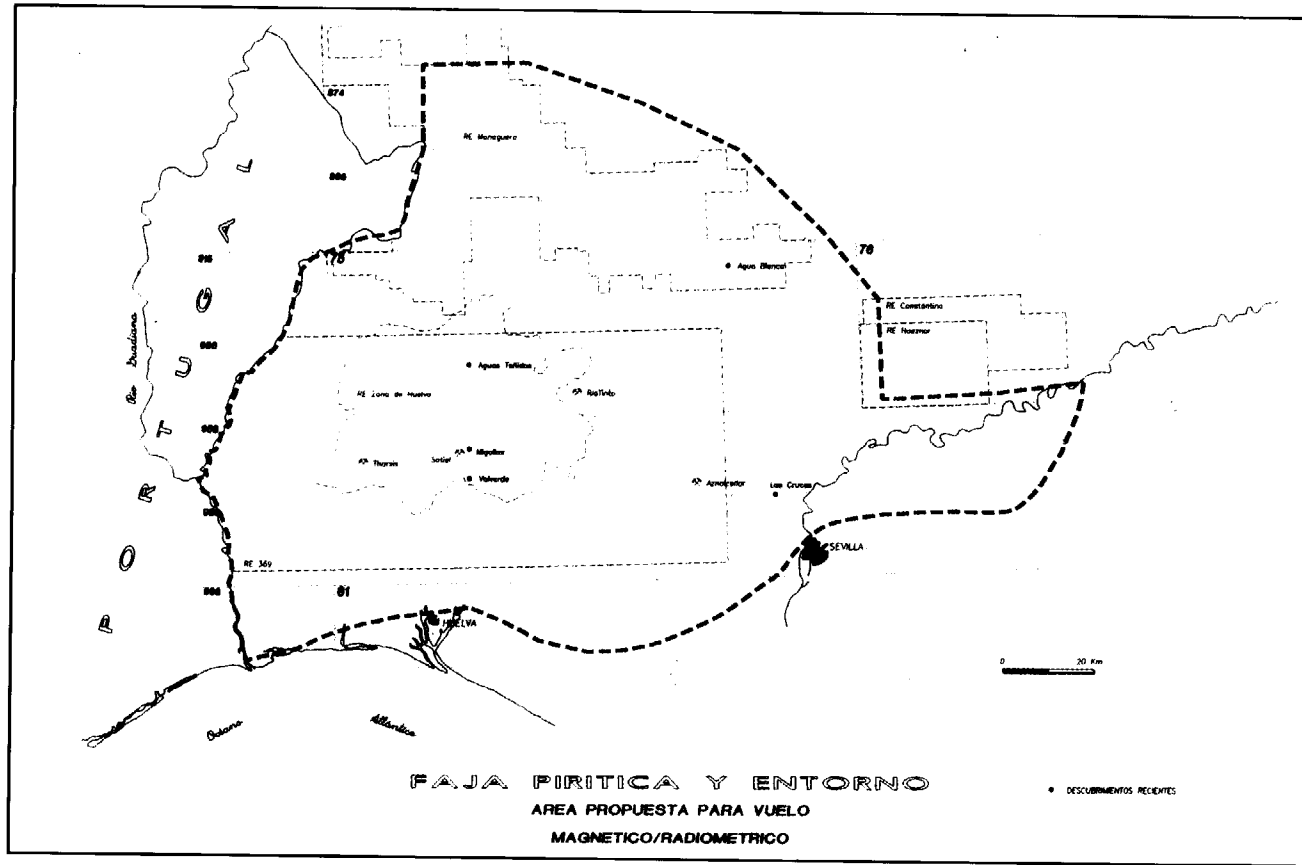


Fig. 1

Además de estos ficheros de respaldo, se requiere el diseño y entrega de bases de datos georelacionales con los temas de información del vuelo: lecturas, mallas, imágenes, geología interpretación, etc, en formato compatible con los gestores institucionales del ITGE (ARC/INFO Y ORACLE).

De esta manera los resultados del vuelo se integrarán en las bases de datos institucionales del ITGE quedando a disposición del público, lo que constituye un objetivo del proyecto y misión fundamental del Organismo como centro de datos geocientíficos.

3.4. Geometría del levantamiento

- Líneas de vuelo (figura nº 2):
Dirección: N-S
Espaciado: 250 m
Nº total (aprox): 818
Km total: 60.757. Todas las líneas se extenderán 1 Km más allá del área de estudio. Dos se volarán fuera de ésta.

- Líneas de control (figura nº 2):
Dirección: E-O
Espaciado: 2.500 m
Nº total: 60
Km total: 6.065
- Altura nominal de vuelo: 80 m sobre el terreno.

Las líneas de control se volarán de modo que en sus intersecciones con las líneas de vuelo, la altura sobre el terreno sea la misma.

3.5. Avión e instrumentación geofísica

Se procurará usar un avión dedicado exclusivamente a campañas geofísicas aeroportadas que esté magnética y radiométricamente "limpio". Dentro de los límites impuestos por las condiciones de seguridad, el avión operará a una velocidad sobre tierra razonablemente consistente con una distancia de muestreo de unos 7 metros, usando un magnetómetro registrando cada 0,1 s, lo que supone una velocidad aproximada de la plataforma de 250 Km/h ó 140 nudos.

Todos los equipos (magnéticos, radiométricos, registradores, cámara de video, etc.) estarán completamente integrados y deberán estar sincronizados con un sistema de reloj central durante la operación, pues la campaña no consiste más que un registro múltiple temporal, simultáneo y sincronizado de datos geofísicos y de navegación.

Las características de operación del magnetómetro aeroportado serán:

Rango.....	20.000-100.000	nT
Sensibilidad.....	0,01	nT
Resolución.....	0,005	nT
Exactitud.....	±10	nT
Intervalo de lectura..	0,1 s (unos 7 m)	
Envolvente de ruido	± 0,1	nT

El registro del campo magnético se realizará esencialmente sin filtrado alguno, excepto aquél impuesto por el intervalo de muestreo en sí. El (o los) magnetómetro(s) de la estación(es) base tendrá las mismas características que su homólogo

go aeroportado, operando con una resolución y envolvente de ruido de 0,1 nT. La variación diurna del campo magnético terrestre se medirá a intervalos de 1 s (analógica y digitalmente) durante todos los vuelos operacionales.

El espectrómetro de rayos gamma recoge el espectro radiactivo natural en cada uno (12 KeV) de los 256 canales en el rango energético de 0,4 a 3 MeV.

El sistema incorpora las siguientes características:

- a) Ventanas de los 256 canales de datos en los siguientes rangos:

Cuentas totales	0,4 a 3,0	MeV
Potasio.....	1,35 a 1,57	MeV
Uranio.....	1,63 a 1,89	MeV
Torio.....	2,42 a 2,82	MeV
Radiación Cómica.....	> 3,0	MeV

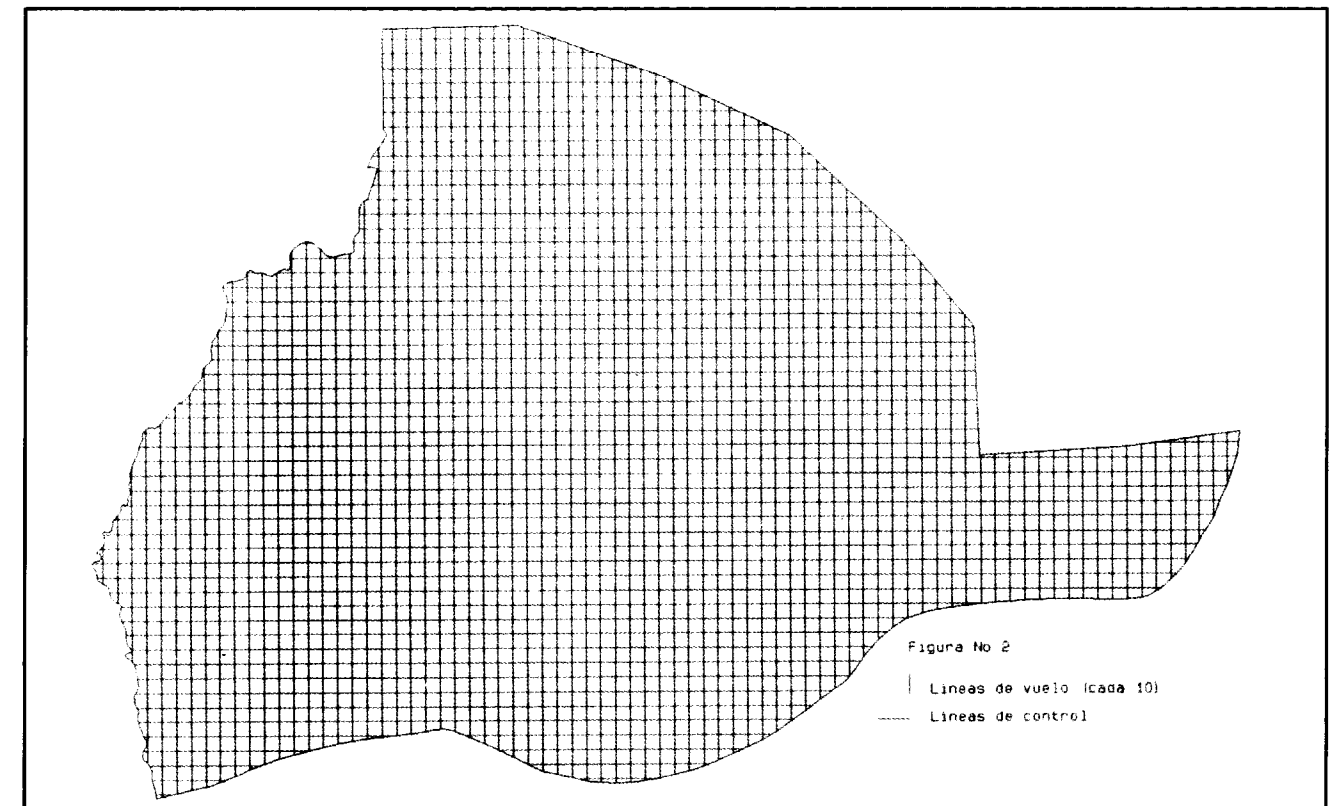


Fig. 2

- b) Aplicación en tiempo real de los coeficientes de "stripping" de Compton
- c) Detector "Upward-looking" operando en el rango 1,63 a 1,89 MeV
- d) Seguimiento en tiempo real y control de ganancia

Todos los datos espectrométricos deben tomarse a intervalos de un segundo en forma tanto analógica como digital.

El cristal detector que mira hacia abajo tendrá un volumen mínimo de 2048 pulgadas cúbicas y el que mira hacia arriba de 512 (33 y 8 l).

El sistema de adquisición registrará todos los datos geofísicos (campo magnético, cuentas totales, de U, Th y K corregidas por Compton y normalizadas) y de navegación (datos GPS y altimétricos) a los intervalos apropiados y con la marca de tiempo. Cualquier fuente de control de tiempo debe ser sincrónica para todos los componentes del sistema de exploración. El sistema incorporará una utilidad de lectura-escritura y todos los datos se registrarán sobre un soporte apropiado, tal como una cinta cassette, CD ROM o equivalente.

Para evaluar la calidad de operación de los equipos durante cada vuelo, se usarán dos registradores analógicos a bordo. Uno de ellos registrará los siguientes datos:

- Campo magnético compensado (escala detallada, v.g., 50 nT en 10 cm)
- Campo magnético compensado (escala general, v.g., 500 nT en 10 cm)
- "Cuarta diferencia del campo" (v.g. 0,2 nT en 2 cm)
- Altura sobre el suelo (v.g. 100 m en 4 cm)
- Altimetro barométrico (v.g. 50 m en 2 cm)
- Desviación de la trayectoria, a partir del sistema GPS (50 m en 2 cm)
- Tiempo fiducial, anotado regularmente

El segundo registrador se dedicará a la producción de perfiles espectrométricos de rayos gamma y mostrará los parámetros siguientes:

- Ventanas de cuentas totales, de potasio, de uranio, y de torio
- Cuentas del Cristal Superior
- Altimetros radar y barométrico
- Tiempo fiducial, anotado regularmente

Ambos registradores mostrarán el inicio y final de línea, e información de cabecera anotada para cada línea indicando: Campaña/Fecha/Número de vuelo, Número de línea, Dirección de la línea, y Sensibilidades usadas.

Una vez examinados, los registros anotados serán archivados por línea.

3.6. Hardware y software de la oficina de campo

Los datos digitales se verificarán diariamente en una oficina de campo que contará con un hardware (micros, impresoras, plotters, videos, etc.) y software adecuados para:

- 1) Permitir el análisis y verificación de los datos (v.g., la calidad de navegación),
- 2) El dibujo de registros analógicos en un plazo de 12 horas después de cualquier vuelo (si es necesario),
- 3) El análisis y almacenamiento de los resultados de comprobaciones y test diarios, y, por último,
- 4) El tratamiento para cartografiar o formar imágenes en pantalla a partir de mallas preliminares procedentes de datos nivelados

Es responsabilidad del Jefe de Equipo de campo la verificación diaria de todos los registros del vuelo y de tierra, de forma que se asegure que todos los datos caen dentro de las especificaciones de calidad del Proyecto.

3.7. Navegación

Se realizará mediante GPS, y GPS diferencial para la subsecuente recuperación de la traza del vuelo, con una precisión de 0,00001 grados, de modo que los errores de posición finales sean del orden de 10 m.

El sistema adquiere datos a intervalos de un segundo. Un dispositivo de salida apropiado desde el mismo suministrará información sobre desvíos de navegación al pilotonavegante. Todos los datos de satélite son registrados de forma digital por el Sistema de Adquisición de Datos.

Una estación base GPS idéntica al sistema aerotransportado determinará la misma información del

satélite, que será usada proveer una corrección diferencial de los datos posicionales móviles.

Tanto un radar altímetro como un altímetro barométrico estarán en operación durante todos los vuelos productivos, midiendo la media de altura sobre el terreno y la altura media sobre el nivel del mar respectivamente, analógica y digitalmente.

Las características del altímetro radar serán las siguientes:

- Rango mínimo: 0 a 5.000 pies
- Exactitud mínima: 0,5%

El altímetro barométrico registrará la altura sobre el nivel del mar con una precisión del 2,5%.

3.8. Forma de ejecución. Controles de calidad

El inicio formal de la campaña se efectúa después de la realización de una serie de comprobaciones, tests, calibraciones y evaluaciones del sistema, incluidos dos vuelos consecutivos en condiciones de campaña. Los resultados de todas estas pruebas formarán parte del informe final de operaciones de la campaña.

Antes de iniciar el trabajo, se prepara el plan de vuelo propuesto en planos a escala 1:50.000, mostrando las líneas de vuelo y líneas de control teóricas, vuelo perimetral en su caso, sistema numérico de las líneas de vuelo y control, lat/long y coordenadas UTM y contorno del área del levantamiento.

Las comprobaciones y test pre-campaña son los siguientes:

- MAGNETOMETRO AEROTRANSPORTADO:
 - Test de ruido
 - Ensayo de valoración (Figure of merit test: Fom)
 - Test de dirección (heading)
 - Test de paralaje
 - Línea de test magnetométrico dinámico
- ESPECTOMETRO DE RAYOS GAMMA:
 - Coeficientes de "stripping" de Compton
 - Línea de test espectrométrico.
 - Coeficiente de atenuación por altura
 - Calibración de la ventana cósmica
 - Test de resolución espectral
 - Comprobación con fuentes puntuales.

Ya en campaña, la línea del test del magnetómetro se volará dos veces al día y los resultados se conservarán en modo analógico y digital, tabulándose los valores máximos, mínimos y medios del campo magnético sobre la línea. Se solicitará un cierto número de líneas en formato ASCII para la evaluación independiente de niveles de ruido.

Los datos del magnetómetro de la estación base se almacenarán en forma analógica y digital, para revisar diariamente los registros analógicos y asegurar que todos los vuelos concuerdan con la tolerancia diaria.

El Fom se repetirá cada 30 días a lo largo de la prospección.

Los controles diarios del espectrómetro son: dos comprobaciones de resolución, dos comprobaciones con fuente puntual, dos ensayos de la línea de test, y dos inspecciones sobre el agua a la altura de campaña. Estos datos se conservarán en forma analógica y digital y, en el caso de las pruebas lineales, los valores medios corregidos en cada una de las cuatro ventanas espectrométricas se calcularán, tabularán y representarán gráficamente contra la fecha.

Los vuelos para los que no se efectúen todos estos ensayos se considerarán automáticamente fuera de especificación.

3.9. Tolerancias de campaña

• Magnetómetros

- i) El nivel de ruido del magnetómetro aerotransportado no deberá superar una envolvente de +/- 0,1 nT. Los datos del ensayo dinámico lineal, realizado dos veces al día, se usarán para estimar la envolvente de ruido y se mantendrá un registro de los niveles calculados.
- ii) Diferencias importantes de un día para otro en los valores absolutos del campo magnético a lo largo de la línea de test, que no puedan explicarse por variaciones posicionales o diurnas, se tomarán como evidencias del mal funcionamiento del sistema magnetométrico.

• Variación diurna

- i) No se admitirán vuelos productivos en condiciones de tormenta magnética o cuando

el magnetómetro de la estación en tierra esté funcionando mal o no esté operativo.

- ii) Las variaciones diurnas que excedan una desviación no lineal, desde una tónica lineal, de 4 nT en un período de tiempo de 2 minutos o menos, no se considerarán tolerables. Los registros diurnos se anotarán vuelo a vuelo y línea a línea.
- Espectrómetro de Rayos Gamma
 - i) Para todos los canales, los promedios de conteo de ventana corregidos por el fondo sobre la línea de ensayo, no deben diferir en más del 10 % de la media de los promedios establecidos en todos los ensayos anteriores.
 - ii) Los resultados de las pruebas de fuente puntual no superarán en más del 10 % la media de los promedios de todas las pruebas anteriores.
 - iii) La prueba de resolución FWHM (Full-Widht-Half-Maximum) no pasará del 12%.
 - Geometría del levantamiento
 - i) Los espaciados de líneas de vuelo y de líneas de control se mantendrán dentro del 25% de lo especificado. Si la tolerancia se excede sobre una distancia mayor de 2 Km en algún segmento de línea, el segmento de línea se volará de nuevo.
 - ii) Los espaciados de las líneas de vuelo y de las líneas de control no podrán exceder del 40% del valor especificado EN NINGUN PUNTO.
 - iii) Sujeto a consideraciones de seguridad, el avión operará dentro de un margen de +/- 20 metros sobre la altura especificada de 80 metros. Si esta tolerancia se excede sobre una distancia superior a 3 Km, este segmento de línea se volará de nuevo.

En áreas de topografía severa, prevalecerá el juicio del piloto donde la seguridad y las características de operación del avión impidan la conformidad sistemática con esta tolerancia. Tales zonas deben perfilarse en un plano para su discusión con el Director del Proyecto.

Los revuelos debidos al incumplimiento de tolerancias empezarán y acabarán en líneas de control, mas allá de los tramos afectados.

3.10. Operaciones de campo

La aceptación o rechazo de todos los datos dependerá exclusivamente de las comprobaciones y ensayos previos a la campaña, diarios y periódicos descritos en el apartado anterior.

El equipo de campaña se compone de: Piloto/Navegante + Técnico de mantenimiento del avión + Técnico electrónico de sistemas geofísicos + Compilador/técnico de datos.

Se realizarán diariamente las siguientes actividades:

- Separación de todas las comprobaciones y ensayos diarios en bases de datos independientes; y, línea a línea, de todos los datos obtenidos y realización de copias de seguridad de todos los datos brutos originales.
- Verificación y edición de todos los datos digitales obtenidos en el vuelo más reciente. Los vacíos de información (gaps) son aceptables, siempre y cuando sean poco importantes y no secuenciales.
- Verificación de todos los datos GPS (móviles y de la estación de tierra), corrección diferencial de los mismos, y relleno de las carencias GPS con el sistema Doppler de respaldo (si es necesario).
- Fusión de las bases de datos de Geofísica y de Navegación.
- Representación en papel de la trayectoria de vuelo del avión a escala 1:50.000, y correlación con el programa preestablecido
- Inclusión de los datos del vuelo en la base de datos maestra de la campaña.
- Cálculo, impresión y almacenamiento de los resultados de todas las comprobaciones y ensayos diarios, y tabulación de todos los casos de datos marginales o fuera de tolerancia.
- Para cada vuelo, los gráficos analógicos correspondientes a comprobaciones, ensayos y líneas individuales, serán separados físicamente, claramente identificados, doblados y guardados en una envoltura individual etiquetada, junto con una copia del registro de vuelo, comentarios tabulados referentes al control de calidad y los

resultados de las comprobaciones y ensayos diarios.

- El Jefe del Equipo mantendrá un diario de eventos que será la base de un informe semanal.

Además de todo esto, el sistema de verificación y proceso en campo será capaz de producir mapas de contorno e imágenes de los parámetros geofísicos a partir de datos nivelados y mallados de forma preliminar.

3.11. Proceso de datos

Por lo que respecta a los valores de campo magnéticos las etapas son:

- Verificación de los datos digitales
- Filtrado no lineal ("de-spiking") para la eliminación de errores aislados, e interpolación a través de los vacíos de datos (gaps).
- Aplicación de las correcciones de dirección y de paralaje.
- Paso de Nivelación
- Mallado: una vez determinado el Datum, a la red nivelada se le sustraerá el IGRF calculado en época apropiada para la campaña, y se procederá al mallado de los datos, con paso igual o próximo a 50x50 m.
- Proceso vía Transformada Rápida de Fourier (FFT): a la malla anterior se le aplicará un proceso standard FFT, para el cálculo del campo magnético reducido al polo y de su gradiente vertical. Tanto la malla original como las derivadas FFT, serán la base de los mapas que se van a citar en el apartado 3.12.

En cuanto a los datos espectrométricos, se corregirán vuelo a vuelo por la combinación del fondo cósmico y del avión, usando los resultados del ensayo previo a la campaña.

Los datos se corregirán también por el fondo atmosférico (radón), por la dispersión de Compton usando los datos de los "pads" de calibración, y por las variaciones de altura con respecto al nivel nominal, utilizando los resultados del ensayo precampaña.

Todos los datos se mallarán al tamaño de red convenido.

3.12. Productos finales

Serán los siguientes:

- A) Productos en papel: mapas, perfiles, todos los resultados originales de campo e informes. Los mapas elaborados a escala 1:50.000 coincidirán con las series topográficas del MTN.
- B) Productos digitales: archivos de línea brutos y nivelados o reducidos, archivos de líneas de test, mallas e imágenes, bases toponímica, geológica y de interpretación, y ficheros gráficos.

Bases de datos y software de explotación.

• Mapas en blanco y negro

Estos mapas serán de contornos, y realizados a cuatro escalas: 1:25.000 (unas 120 hojas), 1:50.000 (32 hojas. Figura nº 3), 1:100.000 (6 mapas, 2 para la hoja 1:200.000 nº 68 y 4 para la nº 75) y 1:250.000 (1 mapa global de la zona). Se solicitará una copia en base estable transparente a todas las escalas, y cuatro copias en papel a las escalas inferiores a la 1:25.000, de los siguientes parámetros:

- Intensidad del campo magnético total (nT)
- Ventana de cuentas totales en unidades de concentración (Ur)
- Ventana de potasio en unidades de concentración (%)
- Ventana de uranio en unidades de concentración (ppm eU)
- Ventana de torio en unidades de concentración (ppm eTh)

Todos los mapas mostrarán coordenadas UTM (huso 29) y latitud/ longitud, además de información geográfica (carreteras, ríos, nombres de ciudades y poblaciones, etc.). Todos los mapas tendrán bloque de título, nombre de hoja 1:50.000 y leyenda en el formato establecido para las hojas publicadas por el ITGE. Las líneas de vuelo se dibujarán a 1:25.000 y en las hojas 1:50.000, sirviendo de referencia para la nomenclatura de anomalías. Si esta última escala no resulta de

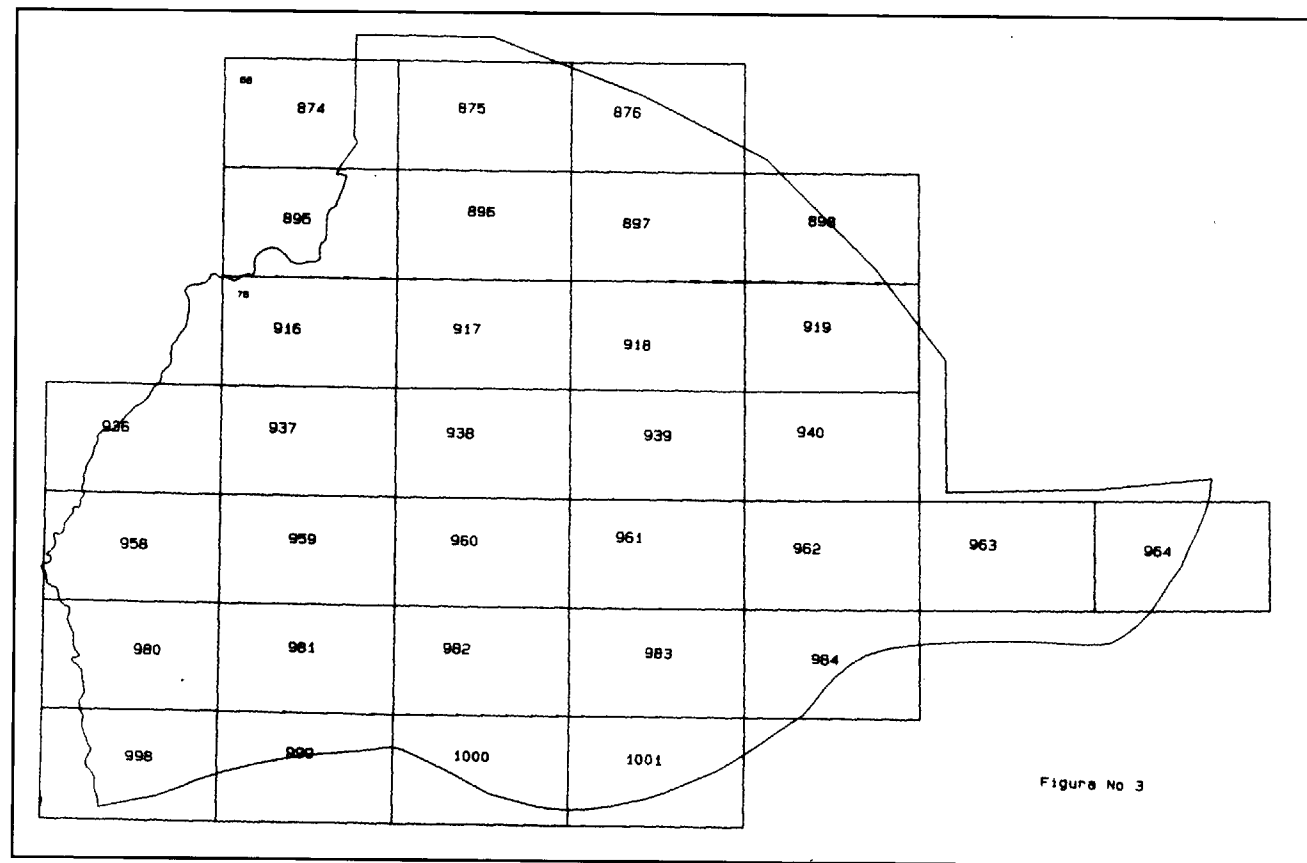


Fig. 3

suficiente detalle para el dibujo simultáneo de líneas de vuelo e isóneas, las primeras se trasladarán a superponibles 1:50.000 transparentes no deformables (cuatro copias).

• Mapas en color

Todos los mapas en color serán de masas de colores con contornos sobreimpuestos, o color-sombras. Tales planos sólo se presentarán a escalas 1:100.000 (6 mapas) y 1:250.000 (1 mapa), en cinco copias a cada escala sobre papel de alta calidad. Se solicitarán mapas en color, con una base geológica en forma de líneas o tramas, para cada uno de los siguientes parámetros geofísicos:

- Intensidad del campo magnético total reducido al polo (nT)
- Intensidad del campo magnético total reducido al polo con realce de sombras en escala de grises
- Gradiente magnético vertical (nT/m)
- Ventana de cuentas totales

- Ventana de potasio en unidades de concentración (%)
- Ventana de uranio en unidades de concentración (ppmeU)
- Ventana de torio en unidades de concentración (ppmeTh)
- Mapa radiométrico ternario

• Mapas de interpretación

Se confeccionarán cinco copias a escala 1:100.000 (6 mapas) y 1:250.000 (1 mapa). Sobre una base geológica a color (la MAGNA donde esté disponible, o la Síntesis de Ossa-Morena) con los indicios mineros del área, se indicarán: zonas o unidades magnéticas y radiométricas interpretadas, características estructurales (lineamientos, discontinuidades, ejes altos y bajos, etc.), y eventuales interpretaciones cuantitativas realizadas (espesores de recubrimiento, anomalías individuales modeladas, etc). La inclusión en estos mapas de isóneas sobreimpuestas de intervalo ancho será

discutida con el Director del Proyecto. También se elaborará un mapa con ruidos culturales. Para la realización de los mapas de interpretación, se integrarán en el equipo de trabajo del contratista 1 ó 2 técnicos del ITGE durante un período de dos a cuatro semanas.

• Perfiles de datos

Se solicitará una copia en papel de los perfiles multiparamétricos de cada una de las líneas de vuelo y líneas de control. Los perfiles deberán realizarse sobre papel de un metro de ancho que contendrá los siguientes canales de información (no superpuestos), a una escala horizontal 1:50.000:

- Altimetros radar y barométrico
 - Intensidad del campo magnético total
 - Variación diurna
 - Ventana de cuentas totales corregida
 - Ventana de potasio, uranio y torio corregidas
 - Número fiducial a intervalos regulares
- Adicionalmente, los perfiles aeromagnéticos se presentarán seriados por hojas 1:50.000 en soporte transparente.

• Datos digitales

Los datos geofísicos digitales serán incluidos en las bases de datos institucionales del ITGE.

Los datos se entregarán en CD-ROM o cinta magnética, en las copias que se determine que constarán de:

- Archivos de línea brutos magnéticos y radiométricos obtenidos a bordo del avión
- Archivos de línea nivelados y reducidos
- Archivos de líneas de test y comprobación
- Mallas magnéticas (y derivadas FFT) y radiométricas (de cada una de las cuatro ventanas)
- Bases toponímica, geológica y de interpretación
- Ficheros gráficos

Se requiere la reproductibilidad inmediata de cualquier salida gráfica elaborada, sea figura o mapa, a fin de obtener copias adicionales de dichos productos con medios propios del ITGE.

Para asegurar la portabilidad de los datos se entregarán ficheros ASCII con cabeceras o fiche-

ros auxiliares de documentación de los formatos de escritura.

Además de estos ficheros de respaldo, se requiere el diseño y entrega de bases de datos georeferenciales con los temas de información del vuelo: lecturas, mallas, imágenes, geología, interpretación, etc, en formato compatible con los gestores institucionales del ITGE (ARC/INFO Y ORACLE).

La inspección y recepción del proyecto requiere asimismo la entrega de las aplicaciones informáticas precisas para llevar a cabo labores de edición de datos, tanto en perfiles como en forma de mapas, con posibilidad de proceso en 2D y 3D de separación de anomalías, aplicación de filtros, cálculo de señal analítica, continuación de campos, derivación y reducción al polo. Todo ello implementado tanto en PC (v.g., paquetes OASIS, PFIS Y MPS de GEOSOFT cuya próxima actualización trabajará bajo Windows NT con funcionalidad de GIS), como en estación gráfica (módulo GRID de ARC/INFO)

3.13. Informes

Se mantendrá un diario de operaciones y un listado impreso de todos los ensayos y comprobaciones diarias descritas más arriba.

Se preparará un informe semanal que contendrá las estadísticas de avance de los trabajos.

El informe final incluirá un informe de operaciones de campo, uno de procesado, y por último, uno de interpretación, que describirá el contenido de los mapas de interpretación citados en 3.12., en concreto, las zonas o unidades magnéticas y radiométricas interpretadas, las características estructurales (lineamientos, discontinuidades, ejes altos y bajos, etc.), las interpretaciones cuantitativas realizadas (espesores de recubrimiento, anomalías individuales modeladas, etc); todo ello en relación con la cartografía geológica de base. Para la interpretación se usarán todos los mapas y perfiles multiparamétricos confeccionados.

3.14. Programa

El trabajo estará integrado por una primera fase de toma de datos, con una duración aproximada entre doce y quince semanas (se estima una producción mensual de 20.000 Km.), una segunda

fase de ocho semanas para el procesado y elaboración de los planos, mapas, e informes de operación y tratamiento de datos, y de aproximadamente ocho semanas para la interpretación, informe final y preparación de los archivos digitales y las bases de datos.

El plazo global de finalización del trabajo no será en principio superior a 30 semanas a partir del inicio de toma de datos (Otoño de 1996)

4. CONCLUSION

Se ha descrito brevemente el nuevo proyecto de vuelo sobre la Faja Pirítica y Areas Limitrofes, que aporta en esencia:

- 1) Una imagen geofísica nueva, de carácter regional, de la faja y zonas limitrofes, relacionada directamente con la litología y estructura de los terrenos sobrevolados;
- 2) Dada la geometría del levantamiento la imagen es a la vez de detalle, de lo que se carecía en zonas consideradas hasta la fecha como poco prospectivas (Pq, Culm y Ter-ciario); y,
- 3) Un levantamiento radiométrico global inexistente en la actualidad.

A la finalización de los trabajos aeroportados se dispondrá de tres coberturas geofísicas completas sobre la Faja: la gravimetría de 1992, y la magnetometría y radiometría del vuelo propuesto.

Esta información se integrará en una base de datos georelacional gestionada por SIG (ARC/INFO), ya existente, que dispondrá entonces de las siguientes capas de información:

- Lecturas gravimétricas, magnéticas y radiométricas.
- Mallas de los mismos valores. Mallas transformadas.
- Isolíneas de los datos anteriores.
- Sondeos mecánicos.
- Medidas de propiedades físicas de rocas: densidad, susceptibilidad, velocidad sónica.
- Geológicas: MAGNA, síntesis 1:100.000 de 1982, y unidades estructurales.
- Indicios mineros.
- Topografía y toponimia.
- Interpretación

Toda esta información puede servir para realizar interpretaciones de diversos tipos, que van desde una escala regional, analizando las expresiones geofísicas de grandes unidades litoestratigráficas y estructurales, usando para ello las propiedades de las muestras analizadas; hasta una de detalle con objetivo minero.

En ambos casos, la potencialidad de representación gráfica y análisis que ofrece un SIG puede ser aprovechada: superposición de capas de información, álgebra de mapas, análisis estadísticos, etc.

Asimismo, el SIG es utilizado para la producción automática de cartografía geofísica infraestructural (edición digital).

Finalmente, cabe citar el carácter institucional, y por tanto abierto al público en general, de la información adquirida. Así se cumplirá una misión esencial de todo centro de datos geocientíficos como el ITGE, que es poner a disposición de usuarios finales datos georeferenciados de forma sencilla y útil, bajo elevados estándares de calidad y documentación, tanto en papel como en soporte digital, e incluso con software de consulta y visualización en este último caso.

5. BIBLIOGRAFIA

- BOYLE, R. W. (1979): The Geochemistry of Gold and its Deposits; Geological Survey of Canada, Bulletin 280, 584 p.
- BROOME, J. H.; CARSON, J. M.; GRANT, J. A., y FORD, K. L. (1987): A modified Ternary Radioelement Mapping technique and its application to the South Coast of Newfoundland. Geological Survey of Canada. Paper 87-14.
- BROOME, J. H. (1990): Generation and interpretation of geophysical images with examples from the Rae Province, northwestern Canada Shield. *Geophysics*, 55: 977-997.
- DARNLEY, A. G., y FORD, K. L. (1989): Regional airborne gamma-ray surveys : a review. Ontario Geological Survey. Proceedings of Exploration '87. Volumen 3. p. 229-240.
- DOYLE, H. A. (1990): Geophysical exploration for gold: a review. *Geophysics*, 55: 134-146.
- GARCÍA LOBÓN, J. L. (1995): Pliego de condiciones del proyecto de vuelo magnético y radiométrico de la Faja Pirítica y zonas limitrofes. Area de Geofísica y Teledetección del Instituto Tecnológico Geominero de España.
- HENKEL (1994): Standard diagrams of magnetic properties and density - a tool for understanding magnetic petrology. *Journal of Applied Geophysics* 32: 43-53.
- KETOLA, M. (1979): On the application of Geophysics in the indirect exploration for copper sulphide ores in Finland.

Ontario Geological Survey. Proceedings of Exploration '77. Volumen 2. p. 665-684.

KETOLA, M. (1989): The Role of Geophysics and Geochemistry in Sulphide and Precious Metal Exploration in the Light of Some Recent Ore Discoveries in Finland. Ontario Geological Survey. Proceedings of Exploration '87. Volumen 3. p. 837-854.

MOXHAM, R. M.; FOOTE, R. S., y BUNKER, C. M. (1965): Gamma-ray Spectrometer studies of Hydrothermally Altered Rocks; *Economic Geology*, 60: 653-671.

PEMBERTON, R. H. (1989): Geophysical response of some Canadian Massive Sulphide Deposits. Ontario Geological Survey. Proceedings of Exploration '87. Volumen 3. p. 517-531.

REEVES, C. V. (1992): New horizons for airborne geophysical mapping, *Exploration Geophysics*, 23: 273-280.

REID, A. B. (1980): Aeromagnetic Survey Design. *Geophysics*, 50: 973-976

SMITH, R. J. (1985): Geophysics in Australian mineral exploration. *Geophysics*, 50: 2637-2665.

SMITH, R. J. (1989): Electromagnetic exploration for Sulphides in Australia. Ontario Geological Survey. Proceedings of Exploration '87. Volumen 3. p. 504-516.

TEWARI, S. G., and RAGHUWANSHI, S. S. (1987): Some problems on the range of investigation in airborne gamma-ray spectrometry. *Uranium*, 4: 67-82.

Estrategia en el desarrollo de un gran proyecto minero-metalúrgico

Por P. BARRIOS GARCÍA(*)

RESUMEN

En 1993 el grupo Freeport McMoRan adquirió la totalidad de las acciones de Río Tinto Minera, S.A.. Tras dicha adquisición, Freeport McMoRan y RTM iniciaron los estudios preliminares para una expansión de la fundición y refinería electrolítica, así como para la adecuación de las instalaciones desde el punto de vista medioambiental.

En junio de 1994 se firmó un contrato tipo "Lump sum turnkey" con la firma Lurgi para ejecutar el Proyecto de Expansión de Huelva (HEP), con los objetivos de mejorar las operaciones desde el punto de vista medioambiental y de ampliar la cuota de mercado de RTM en Europa.

Para la financiación del proyecto se obtuvo un crédito de un grupo de bancos liderado por Barclays Bank, además de subvenciones de la Junta de Andalucía y Ministerio de Industria.

En el presente artículo se analizan las razones que llevaron a Freeport McMoRan y RTM a abordar el Proyecto de Expansión. Se incluye también una descripción técnica del Proyecto y de la estrategia seguida para la obtención de los correspondientes créditos y subvenciones.

Palabras clave: Estrategia; Política empresa; Río Tinto Minera, S. A.; Proyecto; Metalurgia; Provincia Huelva; Proyecto Expansión Huelva.

ABSTRACT

In 1993 the group Freeport McMoran acquired Río Tinto Minera SA. After the acquisition, Freeport McMoran and RTM started the preliminary studies for an enlargement of the smelting and electrolytical refinery facilities as well as to adequate the facilities from the environmental point of view.

In June 1994 a "Lump sum turnkey" type contract with Lurgi was signed to carry out the Huelva Expansion Project (HEP), with the objectives of improving operations from the environmental point of view and increasing the market share of RTM in Europe.

To finance the project a credit from a group of banks headed by Barclays Bank was negotiated, together with subventions from the Junta de Andalucía and the Ministerio de Industria.

This paper studies the reasons which made Freeport McMoran and Río Tinto Minera undertake the Expansion Project. A technical description of the Project and the strategy followed to obtain the corresponding credits and subvention is also included..

Key words: Strategy, Corporate Policy; Río Tinto Minera, S. A.; Projects, Metallurgy, Huelva Province, Huelva Expansion Project.

1. INTRODUCCION

Río Tinto Minera, S.A. opera desde 1970 una Fundición y Refinería Electrolítica en Huelva, para la producción de cátodos de cobre "Grado A" y ácido sulfúrico a partir de minerales concentrados.

En 1993 el grupo Freeport MacMoRan adquirió del grupo ERCROS la totalidad de las acciones de Río Tinto Minera, S.A. Tras la adquisición por Freeport de RTM, se iniciaron los estudios pre-

vios para la expansión del Complejo Metalúrgico de Huelva, bajo el nombre de "Huelva Expansion Project" (HEP). En 1993 se realizó el primer Estudio de Viabilidad y en 1994 comenzó la ejecución del Proyecto, cuya finalización está prevista para Diciembre de 1995.

Los objetivos perseguidos por RTM con su inversión en el HEP fueron:

- Mejorar desde el punto de vista medioambiental las Operaciones de RTM en Huelva, adecuando los equipos de proceso a la "Best Available Technology".

(*) Director de Metalurgia de RTM. HUELVA.

- Ampliar la cuota de mercado de RTM en Europa, respondiendo a la tendencia actual de dicho mercado.
- Realizar todo lo anterior amortizando la inversión en un plazo de tiempo razonable.

2. EL COMPLEJO METALÚRGICO DE HUELVA

La Fundición y Refinería Electrolítica de Huelva fueron originalmente diseñadas para una capacidad de 40.000 t/año de cátodos, empleando dos hornos de cuba tipo Momoda para la fusión de concentrados y convertidores convencionales Pierce Smith para la producción del cobre blister a partir de la mata de los hornos. El blister, una vez afinado, se transforma en ánodos mediante una rueda de moldeo.

La capacidad original ha sido progresivamente incrementada mediante modificaciones en el proceso y mejoras en la eficiencia de las Operaciones. Los hitos que mejor describen las sucesivas expansiones son los siguientes:

1970

2 Hornos de cuba (Momoda)	500	t/d concent.
1 Planta ácido (simple absorc.) Refinería	1.000	t/d ácido
	40.000	t/a cátodos

1974

Expansión Refinería	85.000	t/a cátodos
Introducción PRC System		

1975

Horno Flash (licencia Outokumpu)	1.000	t/d concent.
----------------------------------	-------	--------------

1976

Expansión Refinería	108.000	t/a cátodos
---------------------	---------	-------------

1985

Uso de oxígeno comercial para el Honro Flash	1.500	t/d concent.
--	-------	--------------

1991

Expansión Refinería	133.000	t/a cátodos
---------------------	---------	-------------

Antes del inicio del Proyecto de Expansión la capacidad de producción de blister (excluyendo recirculantes internos) era 150.000 toneladas/año, de las cuales 17.000 eran vendidas como blister o ánodos a la fecha, como etapa intermedia de la Expansión la capacidad de producción es de 180.000 t/año de blister.

3. CONVENIENCIA ESTRATÉGICA DE LA EXPANSIÓN

3.1. Condiciones favorables de mercado

El consumo de cobre refinado en Europa Occidental es del orden de 3 millones de toneladas/año de las cuales el 50% tiene su origen en importaciones. De estos 3 millones aproximadamente el 65%, unos 2 millones de toneladas/año proviene de cátodos "Grado A" y el 35% restante de chatarras o cátodos de inferior calidad. A su vez, aproximadamente 1 millón de toneladas/año, de cátodos "Grado A" proviene de importaciones.

En el segmento de mercado en el cual se encuadra el producto principal de RTM, el cátodo "Grado A", la capacidad productiva actual supone del orden del 7% del mercado europeo, y prácticamente la totalidad del mercado español del cátodo de alta calidad.

La ampliación de la cuota de mercado en Europa, basada en la expansión de la capacidad de producción, es posible gracias a los siguientes factores:

- Una reducción de los costes unitarios en la producción de cátodos, consecuencia de la nueva capacidad.
- Unos costes de transporte favorables para productos y materias primas, por la situación estratégica privilegiada del Complejo de Huelva.
- Un precio de venta uniforme para todos los productores, basado en la cotización del L.M.E., quién considera el cátodo "Grado A" como "Good Delivery", y garantiza su adquisición por el propio L.M.E.

	Actual (%)	Expansión (%)
Coste unitario relativo del cátodo	100,0	78,8

Con respecto al resto de productos de RTM la estrategia a medio y largo plazo se basa en lo siguiente:

- La zona industrial de Huelva, en la cual está ubicado el Complejo de RTM consume apro-

ximadamente el 70% del ácido sulfúrico total requerido en España. El mercado del ácido, principalmente basado en la piritita y en la actualidad sumido en su proceso de racionalización, prevé una disminución de su capacidad productiva en torno a 0.6 millones de t/año. La estrategia para la comercialización del ácido sulfúrico se basa en una mayor penetración en el mercado local, aprovechando la reducción de la capacidad de producción, y en un aumento de las exportaciones.

- La escoria granulada, cuyo campo de aplicación es básicamente la fabricación de cemento (70%) y empleo como abrasivo (30%), mantendrá estos porcentajes de reparto de ventas para la nueva producción.
- Los lodos electrolíticos, cuyo mercado es muy restringido, serán enviados, como en la actualidad, a las pocas refinerías con capacidad para recuperar los metales preciosos contenidos en este producto, y cuyo precio está fijado por su cotización en el L.M.E.

3.2. Disponibilidad de materias primas

Desde que en 1989 RTM interrumpiera las actividades relacionadas con la minería del cobre, la Fundición de Huelva opera como fundición comercial, adquiriendo de otras minas distintas a la propia la totalidad de los concentrados.

La integración de la Fundición en el Grupo Freeport McMoRan supone una mejora estratégica en la adquisición de materias primas, por ser Freeport McMoRan explotadora de la mina de Grasberg, en Indonesia, una de las mayores reservas de mineral del mundo, con una previsión de suministro a RTM de unas 456.000 t/a de concentrado, aproximadamente un tercio de la capacidad actual de la mina.

El aumento en la adquisición de concentrados de Neves Corvo (Portugal) situada a sólo 100 Km de las instalaciones de Huelva, contribuirá a un suministro continuo y fluido de concentrado a Huelva.

La situación actual y futura en cuanto a adquisición de concentrados, se resume en la siguiente tabla:

CONCENTRADOS	Actual (t/a)	Expansión (t/a)
— De PT-FI (Freeport)	150.000	456.000
— De otros suministradores	331.000	420.000

4. EL "HUELVA EXPANSION PROJECT" (HEP)

4.1. Estudio previo de viabilidad

La favorable expectativas de mercado, tanto para cobre como para el resto de productos, así como la ventajosa situación para la adquisición de concentrados, llevaron a Freeport y RTM a considerar definitivamente la expansión del complejo de Huelva.

Como primer paso se desarrolló un estudio técnico de viabilidad con los objetivos principales siguientes:

- Determinar la máxima capacidad de producción con el horno Flash existente y eliminando otros cuellos de botella.
- Estimar un coste de inversión para el proyecto con una precisión del orden del $\pm 25\%$.
- Estimar unos costes operativos futuros para determinar los nuevos costes unitarios y establecer unos valores preliminares de rentabilidad.

Como se ha dicho, el camino para llevar la Fundición a su máxima capacidad de producción se trazó en base a la saturación de la capacidad del Horno Flash existente, añadiendo capacidad en aquellas partes del proceso que se convertían en "cuello de botella". Desde el principio se desechó cualquier cambio en la tecnología conocida y dominada por RTM.

Para la posterior ejecución del proyecto, basándose en las conclusiones del Estudio de Viabilidad, se desarrolló la ingeniería básica por Lurgi y Fluor Daniel. La intención inicial de llevar a cabo el proyecto mediante un contrato tipo "cost plus fee" fue desechado en favor de un contrato global tipo "turn key" con el objetivo de eliminar incertidumbre en el coste final y la conveniencia de incluir "Performance Guarantees".

Debido a la experiencia de Lurgi en la construcción de la instalación original y las sucesivas modificaciones, se tomó la decisión de adjudicar a esta firma el contrato para la realización del proyecto completo en base a un contrato tipo "Lump Sum, turnkey bid".

4.2. Desarrollo del proyecto

Una vez firmado el contrato con Lurgi, en Junio de 1994, se creó un equipo de trabajo para coordinar el Proyecto de Expansión permitiendo una correcta ejecución y a la vez minimizando en lo posible las interferencias con las Operaciones de RTM.

El grupo de trabajo del HEP, canaliza la comunicación entre RTM y Lurgi, ejerciendo tareas de coordinación y control en los siguientes aspectos:

- Dirección del Proyecto (comunicación RTM-Lurgi).
- Coordinación Técnica.
 - Ingeniería
 - Proceso
- Control de Plazos ("Time schedule")
- Control de Costes
- Coordinación de Seguridad
- Control de Calidad
- Administración y Documentación

Para la coordinación técnica el Grupo de Trabajo del HEP integra, durante la ejecución del Proyecto, supervisores de Operaciones y Mantenimiento de RTM trabajando conjuntamente con supervisores contratados exclusivamente para el seguimiento del Proyecto.

4.3. Descripción técnica de la expansión

La operación actual se basa en tres convertidores Pierce Smith de los cuales uno se encuentra en reparación o stand-by. De los dos restantes, uno está recibiendo mata del horno Flash y solamente uno de ellos puede soplar simultáneamente, debido a la limitación de capacidad de las actuales Plantas de Acido, RTM 1 y RTM 2.

La expansión de la Fundición básicamente consiste en la adición de una nueva Planta de Acido, RTM 3, que permita el soplado de dos convertidores simultáneamente, alimentados por la mata procedente del horno Flash al máximo de

su capacidad. Además, se dota a la Fundición de mayor capacidad en los siguientes equipos:

- Dos nuevos silos de concentrado para mayor flexibilidad en la preparación de las mezclas de concentrado.
- Dos nuevos secadores de concentrado, tipo "multicoil steam dryers", para reforzar la capacidad de secado existente. La selección de estos secadores se basa en el beneficio medioambiental al utilizar filtros de mangas, lo cual proporciona muy bajo contenido de polvo residual en el vapor de agua extraído. El secador existente utiliza un electrofiltro seco para el desempolvado.
- Nuevo quemador de concentrado en el horno Flash, suministrado por Outokumpu y basado en la misma tecnología que el existente, pero dimensionado de acuerdo a los requerimientos de la expansión.
- Sustitución de la Instrumentación y Control originales por un Sistema de Control Distribuido, capaz de integrar las distintas secciones.
- Incremento del tamaño del horno Eléctrico el cual tratará solo la escoria procedente del horno Flash, asegurando un contenido de cobre aceptable en la escoria final.
- Adición de un cuarto convertidor, tipo Pierce Smith, exactamente igual a los tres existentes, de forma que se disponga de uno en reparación, uno recibiendo mata y dos soplando simultáneamente.
- Adición de una segunda línea de trasiego de gases de convertidores a plantas de ácido, con la misma capacidad que la existente.
- Dos nuevos hornos de afino, con capacidad para 400 t de cobre blister. El proceso de afino es el mismo que se realiza actualmente.
- Una rueda de moldeo, dotada de doble colada y doble extractor, con una capacidad garantizada de 80 t/h; Se mantienen operativos tras la expansión uno de los hornos de afino existentes y la rueda de moldeo existente, los cuales permitirán cumplir los compromisos de producción durante los períodos de reparación de refractario de los nue-

vos hornos, así como una capacidad adicional en el caso de que futuras mejoras en la eficiencia de las Operaciones permitan producciones mayores que las contempladas en el HEP.

- Incremento de capacidad de la Planta de Acido RTM 1, a la vez que se transforma a doble absorción, desde 1.000 a 1.700 t/d de ácido.
- Adición de una nueva Planta de Acido RTM 3, con circuito cerrado de lavado y doble absorción, con capacidad para 1.100 t/d de ácido.
- Incremento de la capacidad de suministro de oxígeno comercial, desde 8.300 Nm³/h hasta 17.800 Nm³/h, para horno Flash y convertidores. El suministro de oxígeno se realiza desde una planta criogénica anexa a la Fundición operada por L'air Liquide, con la que se ha suscrito una extensión del contrato existente para las futuras cantidades.
- Revisión y ampliación de los diferentes servicios y "utilities" necesarios, como circuitos de refrigeración, redes de combustibles, capacidad de transformación eléctrica, etc.

	Actual	Expansión
Concentrados t/día	1.650	2.500
Mata t/día	825	1.250
Convertid. Calientes	2	3
Convertid. Soplando	1	2
Ciclos por día	3,4	5,2
Cobre Blister t/año	180.000	270.000

La expansión de la capacidad de la Refinería electrolítica, desde 133.000 t/año hasta las futuras 215.000 t/año de cátodos "Grado A" se basa en las siguientes modificaciones de equipo:

- Conversión al proceso ISA, basado en el empleo de cátodo permanente. Si bien se trata de un cambio en la tecnología usada hasta la fecha por RTM, es un proceso ampliamente probado, cuyas ventajas de eficiencia, calidad y productividad hacen que la práctica totalidad de las nuevas refinerías construidas en el mundo adopten el proceso ISA.
- Incremento de 300 celdas (cubas) de producción sobre las 772 existentes.

- Incorporación de un nuevo circuito de electrolito, para el servicio de los nuevos grupos de celdas.
- Dos nuevas máquinas despellejadoras de cátodos, concebidas para el nuevo cátodo ISA.
- Aumento de capacidad del sistema de manipulación del lodo electrolítico producido.
- Reubicación de los grupos de descubrición de electrolito, para permitir la extensión de la nave y colocación de las nuevas celdas de producción.
- Nuevo transformador - rectificador.

	Actual	Expansión
Celdas comerciales	772	1.072
Densidad corr. Amp/m ²	320	300
Cátodos por celda	34	39
Recirculante %	19	15
Cátodos t/año	133.000	215.000

Las modificaciones descritas se llevan a cabo en la actualidad manteniendo en marcha la Fundición y Refinería. Todos los cambios o modificaciones en los que fue necesario interrumpir las operaciones se hicieron coincidir con la Reparación General de la Fundición en la cual, tras diez años de campaña, se reparó el refractario del horno Flash, la Caldera Recuperadora y las Plantas de Acido RTM 1 y RTM 2, con una interrupción de la producción de 48 días en Fundición y 12 en la Refinería.

5. MEJORAS MEDIOAMBIENTALES

El "Huelva Expansion Project" (HEP), contempla además del incremento de capacidad productiva, una reducción en términos absolutos de emisiones de SO₂, nieblas ácidas y polvo. Para ello, han sido incluidas en el alcance del proyecto las siguientes medidas correctoras:

- Adecuación del manejo de concentrados mediante la construcción de un nuevo Almacén cubierto, con capacidad para 70.000 t,

desde el cual se transferirá el concentrado mediante cintas transportadoras protegidas por galerías hasta los silos dosificadores. Como consecuencia no será necesario en el futuro almacenar concentrados en áreas descubiertas, disminuyendo la emisión de partículas. El nuevo almacén estará provisto de estación de lavado de camiones para evitar dispersión del concentrado en ruedas o caja de carga.

- Captación y desempolvado de los gases fugitivos de la Fundición, renovando y adecuando la capacidad de los equipos de captación. Los 90.000 Nm³/h con que cuenta en la actualidad la Fundición se transforman en 285.000 Nm³/h, incluyéndose además, dos unidades de filtración para el desempolvado antes de su descarga.
 - Nuevos lavadores de gases (Scrubber) para el horno eléctrico y nuevos hornos de afino, dimensionados de acuerdo a las nuevas capacidades y construidos con materiales cuidadosamente seleccionados en cada caso.
 - Cambio a doble absorción de la Planta de Acido RTM 1, e instalación de una nueva Planta, RTM 3, en ambos casos con un rendimiento de conversión de SO₂ del 99.6%.
 - Instalación de filtros "candela" de alta eficiencia para la retención de nieblas de ácido (gotas de tamaño inferior a 1 micra) que permiten cumplir con holgura la normativa de la Unión Europea en este punto.
 - Los dos puntos anteriores permitirán una reducción del 48% en términos absolutos del SO₂ contenido en el gas de cola de las plantas de acido. La reducción de nieblas de SO₃ en el gas de cola será del 53%, referido en ambos casos a las cantidades actuales.
 - Eliminación de los refrigerantes de ácido por riego, sustituidos por cambiadores de placas en las secciones de secado, absorción final y ácido producido, y cambiadores tipo tubo y carcasa para la absorción intermedia.
- Esta modificación minimiza el riesgo de pérdidas de ácido a los circuitos de refrigeración.
- Nuevo sistema de ventilación de la Sala de Tanques, diseñada con criterios modernos de eficiencia y calidad.

6. FINANCIACIÓN DEL PROYECTO

Una vez definido el concepto técnico y con la mayor parte de la ingeniería básica desarrollada, se fijó el Presupuesto del HEP como sigue:

PRESUPUESTO HEP	Millones US\$
"Turn key contract" con Lurgi	195,2
Owners & Project Management	10,9
Exclusiones contrato Lurgi (Incluida licencia ISA)	9,1
Total	215,2

Para la financiación del HEP se distribuyó el Presupuesto en las siguientes tres partidas:

- Recursos propios 31%
- Préstamo sindicado de bancos..... 34%
- Subvenciones 35%

La estrategia por Freeport y RTM de cara a la obtención del Préstamo Sindicado de varios bancos, liderados por Barclays Bank, (crédito de 290 millones de \$, que incluye también la financiación del capital circulante necesario, y planteado como Project Finance sin recursos del propietario), se enfocó de forma que el análisis de riesgos cubriera los siguientes aspectos:

- Aspecto tecnológico:
Se llevó a cabo un análisis de la Ingeniería Básica y Estudios de Viabilidad por una firma de ingeniería capacitada e independiente elegida por los propios bancos.

Se consideró un factor de seguridad importante el hecho de que no se producen cambios en la tecnología actual excepto en el proceso ISA, el cual se considera suficientemente probado.
- Seguridad del contratista (Lurgi):
Se realizó una auditoría del mismo por una firma independiente, elegida por los bancos, en la que se puso de manifiesto la solvencia del contratista.

Se establecieron las correspondientes garantías para la retención de pagos hasta la aceptación provisional de los equipos, así como las penalizaciones por retrasos y las "performance guarantees" por secciones.

- Garantías operativas:
Una firma independiente elegida por el grupo de bancos comprobó los archivos históricos y nivel de eficiencia en las operaciones actuales, como garantía del grado de cualificación profesional de supervisión y operarios.

- Riesgos de mercado
Con anterioridad a la obtención del crédito, RTM dispone de contratos de suministro a medio y corto plazo que garantizan el suministro de concentrados en más de un 70% y acotan la incertidumbre en los futuros valores de T/C y R/C.

También se ha negociado y contratado el futuro suministro de oxígeno y otras materias primas.

Por último, RTM dispone de contratos a medio plazo para la venta de ánodos y ácido sulfúrico, así como cátodos "Grado A".

- Otros factores de riesgo:
Se ha realizado una auditoría exclusivamente para asuntos medioambientales, por una firma de reconocido prestigio internacional elegida por los propios bancos que garantiza, de una parte que la tecnología contemplada en el HEP cumple con las normas españolas y europeas, y que, además, responde a la mejor tecnología disponible (Best Available Technology, BAT).

RTM justifica estar en posesión o tramitación de las Autorizaciones y Permisos requeridos por las diversas Administraciones, tanto Local como Regional. En concreto se tramitaron los siguientes permisos:

- Evaluación de Impacto Ambiental.
- Licencia Municipal de Obras.
- Permiso de la Junta de Obras del Puerto.
- Autorización del Proyecto por la Delegación Provincial de Industria.

El Préstamo Sindicado del grupo de bancos se obtuvo en Octubre de 1994.

Dentro del Proyecto de Expansión se han planteado dos tipos de subvenciones, uno basado en Incentivos Económicos Regionales del Ministerio de Economía y de la Junta de Andalucía, sobre la totalidad de la inversión y de otro en el Programa P.I.T.M.A. del Ministerio de Industria, sobre los aspectos medioambientales del Proyecto.

La subvención de Incentivos Económicos Regionales está basada en la ley del mismo nombre del 29.12.85, que faculta al Estado a conceder ayudas financieras para fomentar la actividad empresarial en zonas predeterminadas, de tal forma que se repartan más equilibradamente las actividades económicas sobre el territorio nacional y se refuerce el potencial desarrollo de las diferentes regiones.

Las actividades promocionables están determinadas reglamentariamente y entre ellas se encuentran proyectos de ampliación y modernización como el HEP.

Dentro de las zonas de promoción económica, delimitadas de acuerdo con la Comunidad Autónoma correspondiente y que recogen además zonas industrializadas en declive, se encuentra Huelva como zona preferente a incentivar.

Como norma general dentro de los proyectos promocionables se exige la realización de una nueva inversión y de creación de nuevos puestos de trabajo, aunque en el caso de proyectos de modernización no es necesario que se cumpla este último requisito, con tal de que la inversión incremente sensiblemente la productividad. Se trata pues, de incentivar la utilización de los factores productivos capital y trabajo.

Otras exigencias comunes a todos los proyectos de inversión son su viabilidad técnica, económica y financiera y un nivel de financiación suficiente.

El Proyecto de Expansión, que a su finalización consolidará 576 puestos de trabajo directos, cumple con todos estos condicionados por lo que se planteó la solicitud de esta subvención como forma de obtener parte de los fondos necesarios para acometer el Proyecto.

Esta subvención de Incentivos del Ministerio de Economía y Hacienda está contemplada, dado el carácter social y el interés público del proyecto, por una ayuda de la Administración Autonómica Andaluza como signo de apoyo de dicha Administración al proyecto.

Como se ha visto anteriormente, el HEP contempla una serie de mejoras medioambientales, las cuales son subvencionables según el programa P.I.T.M.A. del Ministerio de Industria.

En consecuencia RTM ha solicitado una ayuda de acuerdo a la convocatoria correspondiente a 1995 sobre la parte medioambiental del Proyecto. Dicha ayuda se ha solicitado para cubrir parte de la financiación correspondiente al año 1995. Estas actuaciones están incluidas en la modalidad subvencionable tipo A, aplicable a "Proyectos de corrección o minimización de la contaminación y otros efectos nocivos de origen industrial, con el fin de satisfacer o superar las exigencias medioambientales de la normativa vigente".

A la fecha están concedidas las ayudas correspondientes al Ministerio de Economía y Hacienda y a la Junta de Andalucía y en trámite la concesión del Ministerio de Industria.

7. SITUACION ACTUAL DEL PROYECTO

El Proyecto de Expansión se planteó como un "fast track", con un plazo de ejecución de 18 meses desde la firma del Contrato hasta la conclusión del Proyecto. Como consecuencia, ha sido necesario un gran solape entre las actividades de ingeniería, acopio de materiales y equipos y construcción.

En la actualidad (datos correspondientes a Junio 95) la ingeniería se encuentra en un 90% de desarrollo.

Los acopios (procurement), presentan un 95% de pedidos emitidos y un 70% de las recepciones realizadas.

La construcción desarrollada al 45%, presenta un retraso ligeramente superior a un mes sobre el programa inicial previsto, debido fundamen-

Actividad	% Peso	% Ejecución
Ingeniería	10,0	89,7
Acopios	50,6	69,8
Construcción	39,4	45,3
Total	100,0	62,1 (*)

(*) No incluye las modificaciones en RTM 1 y 2.

almente a retrasos en la entrega de estructura metálica. Se prevé recuperar este retraso y finalizar los trabajos en la fecha prevista.

Aquellas actividades cuya ejecución requería la interrupción de las Operaciones, se realizaron en los meses de mayo y junio, con lo que se reduce considerablemente la incertidumbre respecto a la finalización en plazo.

Sección	% Peso	% Ejecución
Modific. Acido RTM 1 & 2, Fase 1	2,62	100,0
Modific. Acido RTM 1 & 2, Fase 2	8,84	100,0
Almacén Concentrados	6,64	69,4
Fundición	32,32	71,2
Lavado gases	6,64	64,0
Nueva planta ácido RTM 3	12,84	48,3
Refinería	21,25	49,2
Utilities & Offsites	8,85	73,1
Total proyecto	100,0	66,5

8. AGRADECIMIENTOS

El autor agradece a RTM la oportunidad de publicar el presente artículo.

9. REFERENCIAS

"Prefeasibility Study for the Huelva Expansion Project". Lurgi, Junio 1993.

"Estudio de Evaluación de Impacto Ambiental". Inerco, Agosto 1994.

Memoria del "Proyecto de Mejora Medioambiental y de Expansión de la Fundición de Cobre". RTM, Julio 1994.

"Huelva Expansion Project Summary Economic Evaluation". RTM, Julio 1994.

El Plan Tartesos XXI

Por F. PLA ORTIZ DE URBINA (*) y J. L. PLA DE LA ROSA (**)

RESUMEN

Ante la inminencia en el cierre de la explotación minera de Río Tinto por parte de la anterior propietaria de las instalaciones, la multinacional Freeport McMoran, en 1993 el Comité de Empresa de Río Tinto Minera, S. A. (RTM) presentó un plan alternativo de continuidad de las actividades mineras de la zona apoyados en la confianza en los recursos mineros existentes y futuros, la experiencia de los trabajadores de la Empresa y el cambio en los conceptos de mineral y beneficios. La consecuencia de este plan conocido como PLAN ESQUILA fue la creación de una nueva empresa laboral en julio de 1995, propiedad de los trabajadores, que ha permitido mantener los puestos de trabajo, incrementar la actividad investigadora y minera con el arranque de la producción de concentrados de cobre y crear una nueva expectativa de futuro en la zona.

Palabras clave: Planificación, Estrategia, Política empresa, Perspectiva, Minas de Río Tinto, S. A. L.

ABSTRACT

In 1993 the Riotinto Minera, S. A. (RTM, S. A.) workers union elaborated a feasibility plan to carry on the mining activities in Río Tinto (Huelva-Spain). This plan known as "PLAN ESQUILA" was based to four premises:

- the current and future mineral resources.
- the expertise of the labor force
- the change in the concept of mining the minerals
- and the change in the concept of management

As a result of this plan, a new company managed by the workers, was created in July 1995. The company kept the entire labor force, increasing the mining and R & D activities and the economic expectations in the area.

Key words: Planning, Strategy, Corporate policy, Possibilities, Minas de Río Tinto, S. A. L.

1. INTRODUCCION

El origen del Plan TARTESOS XXI se encuentra en 1993, cuando la propiedad de la empresa Minas de Riotinto, S.A. (Riotinto Minera, S. A.), explotadora de los yacimientos de la cuenca minera de Río Tinto (Huelva), anuncia a sus trabajadores el fin de sus actividades industriales en la cuenca para el año 1996.

Este plan de cierre conocido como el plan ALBOR, se apoya en la creencia por parte de Riotinto Minera, S. A., de que el agotamiento de las reservas de mineral de Oro y Plata (Gossan)

debe suponer el fin de toda la actividad minera de la cuenca y plantea, con vistas a reducir el impacto social de la pérdida de empleo industrial, la generación de empleo alternativo fundamentalmente en el sector de servicios y diversas acciones de mejora del hábitat, medio-ambiente, ...

En noviembre de 1993, el Comité de Empresa de Minas de Río Tinto, S. A., junto a un grupo de expertos con gran conocimiento de los recursos mineros de la cuenca y una confianza absoluta en sus posibilidades, deciden elaborar un plan alternativo al plan ALBOR, que se conoció con el nombre de plan ESQUILA.

Este plan alternativo, base fundamental del plan TARTESOS XXI, se apoyaba en los siguientes pilares:

(*) Catedrático de Laboreo de la E.T.S. Ingenieros de Minas de Madrid. Ex-Presidente de Minas de Río Tinto S.A.L.

(**) Empresa Nacional de Innovación, S. A.

- i) El mayor recurso endógeno de la cuenca es el minero (mineral y humano).
- ii) Los recursos minerales no están agotados.
- iii) La financiera no es la única rentabilidad, aunque es imprescindible, y los beneficios generados en la cuenca deben reinvertirse en la propia zona.
- iv) La diversificación en las cuencas mineras, sin actividad principal, nunca ha funcionado.

Como todo proceso económico, el plan ESQUILA es un concepto dinámico que ha ido adaptándose a los cambios ocurridos en el tiempo.

En fechas recientes, Riotinto Minera, S. A., llegó a un preacuerdo de venta de la empresa Minas de Río Tinto, S. A., a sus propios trabajadores. Este cambio fundamental, unido a un mayor conocimiento por parte de los expertos de la situación real de la empresa Minas de Río Tinto, S.A. han hecho que el plan ESQUILA haya evolucionado hacia un plan más adaptado a la realidad operativa que se ha denominado Plan TARTESOS XXI, cuyos objetivos primordiales son:

OBJETIVOS DEL PLAN TARTESOS XXI

- REVISAR EL PROCESO TRADICIONAL MINERO-METALURGICO
 - Reduciendo costes
 - Mejorando rendimientos
 - Introduciendo nuevos procesos
 - Buscando mayor valor añadido in-situ
 - Innovando para ganar competitividad
- MANTENER LA ACTIVIDAD MINERA
 - Desarrollando un nuevo concepto de relaciones sociales
 - Demostrando una solución tecnológica para los compejos
- ALIMENTAR UNA ESPERANZA EN EL FUTURO DE LA COMARCA
 - Dinamizando su economía
 - Deteniendo el deterioro social

Los instrumentos para conseguir estos objetivos son una serie de programas de actuación que vayan más allá de los tradicionales realizados por las empresas mineras que han ido pasando por la cuenca minera a lo largo de su

historia (7 en los últimos 40 años), y que son los siguientes:

- Programa de actividades mineras
- Programa de exploración geológica
- Programa de I+D+D mineralúrgico
- Programa de dinamización económica
- Programa de actuación medio-ambiental
- Programa de actuación social

2. ANTECEDENTES DE RIO TINTO

El desarrollo de la comarca de Río Tinto, y en gran medida el de toda la provincia de Huelva, ha estado íntimamente ligado a la actividad minera. El más importante logro de este desarrollo tecnológico es la experiencia profesional que se ha acumulado y conseguido en este campo, que debe ser tomada como la base fundamental para el desarrollo futuro de los recursos aún disponibles.

La Faja Pirítica Ibérica constituye la principal reserva de metales básicos y de azufre de la Unión Europea (UE) con unos recursos de sulfuros polimetálicos conocidos de unos 870 millones de toneladas. Este potencial minero, concretado en los sectores industriales de los metales no-férreos: cobre, plomo, cinc, estaño, níquel y los metales preciosos, y de otros metales menores o raros: cadmio, indio, cobalto, galio, selenio, etc..., todos ellos de gran importancia tecnológica, han justificado la consideración de la Faja Pirítica Ibérica como un Área de Interés Comunitario.

Uno de los puntos en los que pretende incidir el plan TARTESOS XXI es en la consideración de **¿que es mineral?**

El concepto de mineral es un concepto dinámico. Los primeros explotadores de la cuenca minera de Río Tinto extrajeron aquellos metales que sus conocimientos y técnicas permitían tratar y tenían valor y utilidad, fundamentalmente los metales preciosos, el hierro y el cobre que se encontraban en las zonas de más fácil acceso y riqueza.

Cuando en el siglo XIX los ingleses comenzaron a explotar los yacimientos de Río Tinto, el mineral principal pasó a ser la pirita necesaria para la producción de ácido sulfúrico y las zonas más ricas de cobre. En los años 70, la explotación de cobre del yacimiento de Cerro Colorado median-

te nuevos métodos de minería a cielo abierto y de tratamiento del mineral por flotación diferencial, hizo de este metal la principal fuente de riqueza de la cuenca. En los años 80-90 el mineral que pasó a tomar la mayor importancia económica, fueron los óxidos de hierro con contenidos en metales preciosos (Au y Ag) - Gossan.

El agotamiento de las reservas de gossan, no debe ser la causa del fin de la minería de la cuenca, sino el punto de partida de un nuevo concepto de mineral.

El plan TARTESOS XXI contiene esta filosofía creyendo que el siguiente mineral a explotar en la cuenca es el conjunto de los minerales existentes, ya sean los complejos compuestos de sulfuros de hierro, cobre, plomo y cinc en los cuales deben aplicarse las técnicas de tratamiento hidrometalúrgico que permitan extraer el mayor valor añadido en la propia mina, es decir llegar a obtener los metales no-férreos en su estado de máxima calidad, como los minerales de cobre y oro con leyes inferiores a las hasta ahora explotadas, los residuos de oro y plata, etc...

Un objetivo estratégico del plan es eliminar la excesiva dependencia de toda la actividad industrial de la zona de un solo mineral, como ha ocurrido hasta ahora, permitiendo reducir el riesgo asociado a cada producto/mercado, mediante la innovación tecnológica aplicada a los recursos

minerales que posee la zona y el aprovechamiento de los recursos humanos existentes entre su población.

3. RECURSOS DE RIO TINTO

Concesiones mineras

La nueva empresa surgida de los acuerdos sobre la propiedad de Minas de Río Tinto, S. A., tendrá entre sus activos la titularidad del suelo y subsuelo de los terrenos que comprende la concesión original de Río Tinto y consecuentemente una parte importante de los minerales extraídos serán de su propiedad, fuera del régimen de concesiones vigente en la Ley de Minas, que comprende los yacimientos de Cerro Colorado y San Dionisio con una superficie de 1.992 Ha.

Se contará también con las concesiones activas reflejadas en el Plan de Labores vigente este año (Yacimiento de San Antonio) y la Reserva del Estado en favor de RTM para la investigación y puesta en explotación de sulfuros del yacimiento de Concepción.

De acuerdo con los diversos informes de investigación geológica publicados por la empresa RTM, las reservas que pueden ser explotadas pertenecientes a los yacimientos comprendidos en las concesiones mineras antes citadas, se corresponden con el siguiente cuadro:

Tipo de mineral y procedencia	Reservas Medidas R'		Reservas Indicadas R²		Reservas Inferidas R³	
	Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Toneladas	Ley
Mineral de Cu						
Cerro Colorado	142.000.000	0,57%	15.300.000	0,52%	37.700.000	0,43%
Cloritas San Dionisio	4.869.000	1,68%	1.418.000	1,32%	2.602.050	1,00%
Concepción			11.152.000	1,20%	37.500.000	?
Minerales de Au y Ag						
Zona Río Tinto	5.400.000	48,8 ppm Ag	14.278.171	36,6 ppm Ag	11.000.000	42 ppm Ag
Complejos San Antonio			6.370.000	1,67% Cu 2,13% Zn 40 ppm Ag		
Complejos Alfredo	6.670.000	1,11% Cu 1,0%Zn 1,0%Pb	17.500.000	0,83% Cu 3,1% Zn 1,0% Pb 50 ppm Ag		

Instalaciones y equipos

Las instalaciones y los equipos industriales incluidos en la cesión por parte de la actual propietaria a la nueva empresa, comprenden todos los activos necesarios para la puesta en marcha o la continuación de las actividades mineras de Río Tinto, que fueron valorados en Junio de 1994 en:

- Edificios 3.600 millones de pesetas
- Maquinaria 6.000 millones de pesetas

Valor real siempre que la actividad minera continúe.

Maquinaria minera:

La nueva empresa surgida de las negociaciones, contará con la maquinaria actual existente.

Esta maquinaria está compuesta por perforadoras de gran diámetro, excavadoras de cables e hidráulica de grandes capacidades, flota de volquetes mineros de diversas capacidades y maquinaria auxiliar (bulldozers, niveladoras, palas de ruedas, camiones de riego, etc...) que cuentan con diferentes estados de operación y edad.

Línea de Gossan:

Instalaciones de lixiviación con cianuro, decantación, filtración, precipitación y fusión, siendo el producto final bullón de oro y plata.

Línea de Cobre:

Comprende todas las instalaciones de la explotación a cielo abierto de Cerro Colorado y el concentrador de cobre. Su principal equipo está compuesto por una trituradora giratoria de 1.800 t/h, una de mandíbulas, dos escalones de trituración fina y una línea de molienda de barras y bolas con capacidad de 4,5 millones de toneladas/año, y tres de 1,5 millones de toneladas/año. Es común a las dos líneas de molienda una planta de flotación de cobre de 8 millones t/año de capacidad de tratamiento.

Línea de Cementación de Cobre:

Se trata de una planta para el tratamiento de 325 m³/hora de aguas procedentes de la lixivia-

ción del mineral marginal de Cerro Colorado, a las que se añade chatarra de hierro para obtener la cáscara de cobre que se consume principalmente en la fundición de cobre de Huelva (700 t/año).

Servicios auxiliares:

Para el conjunto de actividades anteriores, se cuenta con todos los servicios auxiliares y talleres para el mantenimiento de las plantas y equipos.

Agua y presas:

Asimismo, se dispone de un conjunto de presas con una capacidad superior a los 13 millones de m³ de aguas frescas.

Personal

Sin ninguna duda el personal de Río Tinto es el mayor activo que posee la actual propietaria y la base fundamental del desarrollo del plan TARTESOS XXI.

En el momento actual la plantilla de Minas de Río Tinto, S. A., es de 620 personas que pueden dividirse, según las negociaciones que mantiene la empresa con los representantes de los trabajadores, en los siguientes grupos:

390 personas; que serían las traspasadas directamente a la nueva sociedad,

170 personas; incluidas en un plan de prejubilaciones acordados entre RTM y los trabajadores y pendiente de su aprobación por la Consejería de Trabajo de la Junta de Andalucía que se comprometió en su día a financiar el 50% del coste del plan, es decir, más de 1.200 millones de pesetas siendo una cantidad similar aportada por RTM, para el buen fin del mismo,

60 personas; futuros traslados a la fundición de Huelva tras su ampliación.

Dentro de las previsiones de necesidades de personal que figuran en la primera fase del plan TARTESOS XXI, relativas a la puesta en marcha de la producción de Cobre en Cerro Colorado, la continuación de la producción de Oro y Plata y la investigación del nuevo tratamiento de los mine-

rales complejos y las nuevas reservas de metales, se ha perseguido la saturación máxima de la plantilla en los diferentes períodos que componen el plan.

Según estas primeras estimaciones, la plantilla necesaria para el funcionamiento de la nueva empresa en la primera fase, se situará en el orden de 490 personas, necesitándose diversos ajustes derivados de las funcionalidades de los distintos puestos de trabajo.

Financieros

Antes de la venta de las acciones de Minas de Río Tinto, S. A., a los trabajadores, RTM procederá a una ampliación de capital por importe de 3.300 millones de pesetas con el objeto de sanear la posición financiera de la sociedad que actualmente cuenta con un fondo de maniobra negativo de 1.000 millones de pesetas y generar un fondo de recursos que garantice los derechos laborales del personal transferido a la nueva sociedad.

Simultáneamente, la deuda actual con la Seguridad Social y Hacienda de Minas de Río Tinto, S. A., estimada en 2.400 millones de pesetas y recientemente renegociada por RTM, sería traspasada a la nueva sociedad en las mismas condiciones. Para ello RTM aportará a Minas de Río Tinto, el importe de esta deuda en el momento de la venta mediante el instrumento financiero que se considere adecuado por las partes.

Además RTM y la representación de los trabajadores de MRT han acordado realizar gestiones conjuntas para obtener un crédito de 1.000 millones de pesetas de las administraciones públicas para apoyar el plan de futuro de la cuenca minera.

En resumen los medios financieros con los que contará la nueva sociedad al comenzar sus actividades, se elevarían a una cifra del orden de 6.700 millones de pesetas que serán destinados a poner en funcionamiento la primera fase del plan TARTESOS XXI, tanto en sus acciones inmediatas como en todas aquellas previstas en los diferentes programas que componen el plan permitiendo mantener y consolidar el futuro de la zona, y para hacer frente a la deuda con las administraciones públicas, antes referidas, así como a las contingencias laborales posibles.

4. FASE 1ª DEL PLAN TARTESOS XXI: ACTUACIONES INMEDIATAS

Una vez alcanzado el acuerdo de cesión de los activos materiales, inmateriales y humanos entre la actual propietaria de los mismos (RTM) y los trabajadores que llevará a la creación de una nueva empresa, se propone realizar las actuaciones señaladas en el cuadro de objetivos del plan TARTESOS XXI cuyos primeros pasos son:

- 1) El arranque de la producción minera y metalúrgica de concentrados de Cobre de Cerro Colorado a un ritmo anual de 4,5 millones de toneladas de mineral de cobre, que permitirá obtener 110.000 toneladas anuales de concentrado de cobre aprovechando el actual buen nivel de las cotizaciones del metal. El objetivo es alcanzar un nivel de producción de 23.000 toneladas/año de cobre metal que supondría unas ventas de más de 5.500 millones de pesetas/año por este concepto.
- 2) La reducción en el tratamiento de gossan a un ritmo anual de 2,2 millones de toneladas de las reservas actuales, lo que permitirá mejorar las recuperaciones del tratamiento metalúrgico hasta los niveles óptimos. Esta actividad permitirá obtener 1.900 kg/año de oro y 50.000 kg/año de plata con un valor actual en el mercado internacional de más de 3.900 millones de pesetas/año.
- 3) La puesta en marcha de las acciones necesarias para el montaje en Río Tinto de una planta de demostración del tratamiento por vía hidrometalúrgica de los minerales complejos (sulfuros polimetálicos).

Estas actuaciones a corto plazo, tienen dos grandes objetivos:

- la supervivencia de la actividad económica actual en la zona,
- la generación de los fondos necesarios para el desarrollo de las inversiones en los nuevos procesos tecnológicos que garanticen la continuidad de las actividades mineras a medio y largo plazo, no solo en la zona sino también en toda la Faja Pirítica.

Por ello es absolutamente imprescindible garantizar la viabilidad económica de estas actuaciones, en la que cree el plan TARTESOS XXI.

A juicio de los autores del plan, existen una serie de factores que permiten garantizar la viabilidad económica actual y futura de la explotación minera de Río Tinto, entre los cuales destacan:

- a) La viabilidad propia de la explotación de cobre gracias a la actual cotización del metal, unido al descenso de algunas de las partidas más importantes del coste de producción (combustibles, explosivos, electricidad,...) y la existencia de unos activos ya amortizados (maquinaria y plantas).

Adicionalmente, el tratamiento de las escorias de convertidor de la fundición de RTM en Huelva, deberá permitir unos recursos adicionales.

Entre los acuerdos establecidos figura el compromiso por parte de RTM de adquirir 100.000 toneladas/año del concentrado producido en Río Tinto y el tratamiento en la planta de la Mina de las escorias de convertidor procedentes de la fundición de Huelva.

- b) La viabilidad propia de la explotación de gossan, al reducir los costes generales que actualmente gravan este proceso y reducir algunos de los costes de producción por el efecto de la economía de escala (mantenimiento) y la saturación del personal efectivo.
- c) El sacrificio, esfuerzo, confianza y actitud de los trabajadores ante la nueva situación como nuevos propietarios, lo que permitirá situar los costes de mano de obra en niveles razonables y tener una actitud muy positiva frente a los cambios necesarios, tanto de estructura como de procesos, que deberá reflejarse en una mejora de los rendimientos de producción.

La gran experiencia y los conocimientos técnicos acumulados durante décadas de los trabajadores de Río Tinto, indican que estas acciones inmediatas propuestas como primera fase, no plantearán problemas de índole práctica, puesto que la maquinaria y las plantas necesarias para su arranque y funcionamiento se encuentra en buen estado.

Los datos más importantes que reflejan las actuaciones mineras inmediatas son:

PRODUCCION MINERA	
Producción Cerro Colorado:	4,5 Mt/año con 0,59% Cu
Ratio estéril/mineral:	1-2
Producción Gossan:	2,2 Mt con 0,97 gr/t Au y 47,8 gr/t Ag
Ratio estéril/mineral:	0,85
Movimiento materiales:	13-15 Mt/año
Inversión arranque mina de Cu:	500 Mpta

Las estimaciones de costes de minería a cielo abierto reflejadas en el plan TARTESOS XXI, tomando en consideración algunos de los aspectos de mejora antes indicados, persiguen obtener los siguientes valores:

Concepto	Coste unitario	
	Ptas/t	%
Electricidad	3,50	2,55
Combustibles	21,2	15,63
Lubricantes	3,6	2,67
Explosivos	14,8	10,92
Desg. Perforación	1,40	1,02
Neumáticos	5,10	3,76
Desg. Equipos	4,80	3,54
Repuestos	23,70	17,49
Contratas	5,30	3,94
SUBTOTAL CONSUMOS	83,40	61,51
Mano de obra	52,00	38,49
TOTAL	135,59	100,00

Estas estimaciones de costes de producción minera deben permitir abordar el carácter cíclico

de las cotizaciones de los metales, manteniendo los costes totales dentro de los márgenes fijados por el "break-even" y destinando los beneficios producidos en el proceso industrial a inversiones en nuevos procesos que hagan factible la viabilidad futura de la zona como fuente de riqueza asociada a los recursos mineros que posee.

Mientras existan reservas de Gossan, estas absorberán una de las líneas pequeñas de trituración y molienda, destinando el resto al tratamiento de los minerales de Cu procedentes de Cerro Colorado (4,5 Mt/año los dos primeros años y 6 Mt/año el resto).

Estos serían los límites de capacidad de producción de cobre en función de las condiciones actuales de la maquinaria disponible; además limitarán la capacidad de una de las líneas pequeñas, la necesidad de tratar las escorias de convertidor de la fundición de Huelva, que deberá realizarse por campañas, junto con el tratamiento previo de los minerales complejos antes de pasar a la planta-piloto hidrometalúrgica.

Concepto	Coste unitario Línea de Cu		Coste unitario Línea de Au	
	Ptas/t	%	Ptas/t	%
Electricidad	162,19	35,6	166,60	23,76
Combustibles	0		7,90	1,13
Lubricantes	3,58	0,79	3,87	0,55
Desgastes equipos	44,46	9,77	42,36	6,04
Repuestos	22,67	4,98	25,98	3,71
Contratas	11,18	2,46	13,08	1,87
Cal	22,52	4,95	83,79	11,95
Acero	58,87	12,94	32,67	4,66
Cianuro sódico			128,77	18,36
Polvo de Zn			12,87	1,84
Floculantes			39,20	5,59
Otros reactivos	15,23	3,35	10,13	1,45
Agua	0,88	0,19	12,35	1,76
SUBTOTAL	341,58	75,08	579,59	82,65
Mano de obra	113,36	24,92	121,64	17,35
TOTAL	454,93	100,00	701,21	100,00

Los datos de producción más relevantes de las plantas de tratamiento se reflejan en el siguiente cuadro:

PLANTAS DE TRATAMIENTO	
Mineral de Cu	
1 Línea grande de 4,5 Mt/año	
2 Líneas pequeñas de 1,5 Mt/año	
Capacidad tratamiento:	4,5-7,5 Mt/año
Recuperación	85% Cu
Producción:	110.000-150.000 t/año de concentración del 21% en Cu
Mineral de Au y Ag	
1 Línea pequeña	
Capacidad tratamiento:	2,2 Mt/año
Recuperación	88% Au 50% Ag
Producción:	1.900 kgs/año de Au 50.000 kgs/año de Ag

Los objetivos de costes perseguidos dentro del plan TARTESOS XXI, para cada uno de los minerales a tratar, se resumen en el siguiente cuadro:

Proyecto de investigación para el tratamiento hidrometalúrgico de los minerales complejos

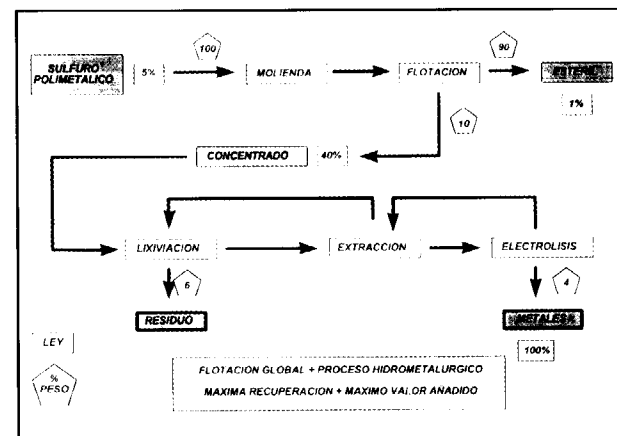
El desarrollo de esta técnica de tratamiento hidrometalúrgico para los sulfuros complejos de Río Tinto, es una de las claves a medio plazo del plan TARTESOS XXI y puede representar la solución, no solo de la propia zona minera, sino de toda la minería incluida en la Faja Pirítica Ibérica.

PRINCIPIOS DEL PROCESO HIDROMETALURGICO

Se trata de un proceso químico continuo en medio acuoso cuyas principales etapas son las siguientes:

- El concentrado global se ataca con una disolución acuosa que disuelve los metales no férricos en medio oxidante.
- Una operación de separación sólido-líquido produce un líquido fértil conteniendo los metales valiosos.
- Operaciones sucesivas de extracción con disolventes orgánicos selectivos extraen uno a uno los metales no-férricos del líquido fértil.
- Cada extracto orgánico cargado de metal es sometido a continuación a una operación de reextracción que rinde un electrolito adecuado.
- El electrolito se alimenta a una instalación de electrolisis en la que se producen depósitos catódicos del metal correspondiente.

El estado actual del arte del tratamiento de minerales por vía hidrometalúrgica, indica que estas técnicas se dirigen hacia la utilización de la lixiviación con disolventes orgánicos muy selectivos de los metales con posterior tratamiento por electrolisis, que es el método propuesto dentro del plan TARTESOS XXI.



Los múltiples ensayos de flotación global de estos minerales realizados, no solo en la zona de Río Tinto sino en toda la Faja Pirítica, permiten representar las características diferenciales de estos minerales y los concentrados resultantes como se resume en el siguiente cuadro:

MINERAL COMPLEJO ZONA RIO TINTO (Producción: 1,8 Mt/año)		CONCENTRADOS GLOBALES RESULTANTES (Producción: 150.000 t/año)		
Ley media (%)	Rendimiento flotación (%)	Contenido sulfuros (t)	Contenido metal (t)	Ley media (%)
1,06 Cu	75	41.570	14.310	9,5
2,4 Zn	92	59.310	39.744	26,5
1,0 Pb	60	12.470	10.800	7,2
47,7 gr/t Ag	60		51,5	343 ppm
0,75 gr/t Au	25		0,337	2,25 ppm
		Pirita: 36.650	Contenido metal: 43,3 %	

A partir de estos concentrados globales, el proceso hidrometalúrgico permitirá llegar a los siguientes resultados:

Contenido metal del concentrado (t)	Recuperación (%)	Producto final (t)
14.310 Cu	95,0	13.594 Cu
39.744 Zn	97,0	38.552 Zn
10.800 Pb	90,0	9.720 Pb
51,5 Ag	90,0	46,35 Ag
0,337 Au	50,0	0,168 Au

En la segunda fase del plan, para el cálculo de las ventas de metales procedentes del tratamiento por vía hidrometalúrgica de los minerales complejos de Río Tinto, se han tomado los siguientes supuestos:

Producción: 1,8 Mt/año de minerales complejos de Cu, Zn, Pb, Au y Ag.

Recuperación en peso: 8,5%
Concentrados: 150.000 t/año

produciendo los siguientes resultados:

Elemento	Metal vendible (t)	Precio (Pta/kg)	Facturación (MPta)
Cu	13.675	344	4.700
Zn	39.180	131	5.130
Pb	9.860	75	740
Ag	46,5	21.000	675
Au	0,166	1.500.000	250
TOTAL			11.795

Por tanto considerando estos resultados como una banda inferior, las ventas correspondientes a una producción minera de 1,8 Mt/año de complejos estarán alrededor de los 12.000 MPta/año.

La primera etapa de demostración de la investigación y desarrollo del proceso hidrometalúrgico será la puesta en marcha de una planta-piloto de tratamiento de los minerales complejos de

Alfredo (con una capacidad de 10.000 t/año de concentrado global), que utilice el método COMPREX de lixiviación a presión. Este proyecto piloto va a exigir disponer de 100.000 toneladas de minerales complejos que deberán ser representativos de las reservas conocidas en la zona o en otras minas de la región. Este ensayo o demostración se estima exigirá un período de estudio de menos dos años y una inversión de unos 1.500 millones de pesetas.

La posterior inversión en una planta industrial, aprovechando gran parte de la infraestructura y de las plantas de proceso existentes para la recuperación de metales preciosos que quedarán sin utilización al agotarse las reservas de gossan, para una capacidad de tratamiento de 150.000 t/año, se estima en el momento actual en una cifra que varía:

Según método COMPREX:
entre 10.000 y 13.000 MPta
Según método CUZCLOR:
entre 10.000 y 15.000 MPta

5. FASE 2.ª DEL PLAN TARTESOS XXI: FUTURO DE RIO TINTO

Teniendo presente que la base para construir con solidez el futuro de la zona pasa por sus recursos mineros, las actuaciones inmediatas antes descritas de explotación minera de las reservas bien conocidas de Río Tinto deben tener como objetivo básico la consecución de resultados económicos positivos en todas las facetas del proceso productivo.

El momento actual constituye una excelente oportunidad para situar la explotación minera de Río Tinto en una posición ventajosa dentro del sector minero mundial, mediante la mejora de los rendimientos y procesos para obtener un precio por tonelada competitivo. La nueva concepción de empresa prevista debe permitir que los beneficios generados por la explotación de los recursos mineros de la zona se reinviertan en la propia zona, no como ha venido ocurriendo históricamente con los diversos propietarios que han pasado.

La combinación de estos fondos económicos reinvertidos, junto con la diversidad de recursos mineros y la alta capacitación profesional de los trabajadores de la zona deben permitir mirar con esperanza el futuro de Río Tinto.

Actividades mineras-mineralúrgicas

Junto con la mejora del proceso minero tradicional, el plan TARTESOS XXI considera que una gran parte del desarrollo a medio y largo plazo de la zona va a depender de los resultados que se obtengan en la investigación de nuevas vías de tratamiento hidrometalúrgico de los minerales complejos (sulfuros polimetálicos) en la planta-piloto propuesta.

El éxito en esta investigación y la obtención de los recursos financieros necesarios, llevará a la construcción de una planta de tratamiento industrial de los minerales complejos con una capacidad de tratamiento de 150.000 toneladas/año de concentrados globales de cobre, zinc, plomo y metales preciosos.

Esta planta será alimentada con 1.800.000 toneladas/año de minerales complejos que en un principio provendrán de Alfredo mediante técnicas de minería subterránea, además de otros minerales complejos procedentes del fondo de Corta Atalaya, lo que implicará un estudio de las modificaciones que serán necesarias en las plantas de tratamiento actuales para producir un concentrado global de metales.

La puesta en marcha de la mina subterránea de Alfredo permitirá la extracción de las cloritas que supondrán una mejora de las leyes de entrada al concentrador de cobre. La inversión en preparaciones, renovación de maquinaria, búsqueda de personal, etc..., necesaria para este arranque será de al menos 1.000 millones de pesetas en dos años.

No antes del año 2000, será necesario proceder a la puesta en explotación de las reservas de sulfuros complejos situadas en el yacimiento subterráneo de San Antonio, que supondrá una fuerte inversión en reparaciones dado que este yacimiento se encuentra abandonado desde hace 25 años.

Junto con estas actividades se desarrollarán los estudios de viabilidad necesarios para poner en explotación el nuevo yacimiento de Concepción que permitirá mejorar las leyes de entrada a la planta de los minerales de cobre de Cerro Colorado y supone una fuente de recursos de minerales complejos adicionales.

Exploración Geológica

El plan TARTESOS XXI tiene previsto destinar 125 millones de pesetas anuales a la investigación de nuevos yacimientos y mejora de los actuales.

La línea estratégica de esta investigación será la transformación de recursos en reservas en las concesiones mineras que gestionará la nueva empresa.

El punto de partida de estas actividades será la demostración del agotamiento de las reservas de gossan y la cuantificación de los recursos existentes de minerales de cobre y sulfuros complejos.

Otro I + D + D

En estas actividades se incluyen los trabajos precisos para desarrollar nuevas líneas de negocio en función de los recursos existentes en la zona o ajenos a ella tomando como bandera del cambio que debe producirse en la explotación de sus recursos, la innovación tecnológica.

Entre las primeras acciones a desarrollar se incluye el tratamiento de las escorias de convertidor de la fundición de cobre de RTM en Huelva que será parte del acuerdo de venta de la empresa.

Otra línea de investigación se encaminará hacia la búsqueda de nuevas técnicas de tratamiento para las más de 75 millones de toneladas de residuos de gossan con leyes inferiores a 0,2 ppm Au y 35 ppm Ag, en forma pulpa molida y la recuperación de diversas zonas difíciles de Naya, Marismillas, Cerda y Tejonera.

Otras actividades de investigación se encuentran en la utilización de bacterias en los procesos hidrometalúrgicos y en el uso de pilas de combustible y procesos de cogeneración para reducir los costes energéticos.

Dinamización económica

Como ya se indicó en el comienzo de este documento, la diversificación sin una actividad principal, nunca ha funcionado. Las experiencias de otras cuencas mineras, tanto españolas como europeas, han demostrado que la falta de una

actividad industrial potente que acompañe a las acciones de diversificación, limita los resultados de creación de empleo alternativo a la minería.

Las acciones que prevé el plan TARTESOS XXI dentro de este campo se asocian al desarrollo de aquellos factores endógenos que tiene la zona susceptibles de ser potenciados, de forma que complemente la actividad principal minera, nunca que la sustituyan.

CARACTERÍSTICAS DIFERENCIALES DE LA COMARCA

RECURSOS MINERALES

*Más de 200 Mt de minerales con Au, Ag, Cu, Zn, Pb, S y Fe.
Centro de una cuenca de enorme potencial minero.*

RECURSOS AGROPECUARIOS Y FORESTALES

*Ecosistema de producción de uno de los productos más preciados: cerdo ibérico
Posibilidades de desarrollo de actividades hortofrutícolas*

RECURSOS AMBIENTALES

La recuperación ambiental y de los recursos hídricos

RECURSOS HUMANOS

*Abundantes y bien formados
La especialidad de la industrializada mano de obra formada.*

INFRAESTRUCTURA MODERNA Y DE GRAN EMPRESA

Presas de agua, conexiones eléctricas de gran potencia, accesos, terrenos, plantas de transformación, talleres, oficinas, laboratorios de precisión, escuelas, viviendas, ...

GRAN EXPERIENCIA EN MINERÍA Y TRABAJOS CON MULTINACIONALES

*3000 años de tecnología minera acumulados
Más de 2000 especialistas en la tecnología minera
Escuelas de formación profesional
Equipo técnico de gran categoría*

NOMBRE INTERNACIONAL RECONOCIDO COMO MARCA

El plan TARTESOS XXI tiene previsto destinar a estas acciones 125 millones de pesetas anuales, que serán gestionados a través de una sociedad creada al efecto y de los cuales 50 millones se destinarán a las unidades de dinamización, los estudios de viabilidad y al apoyo de los emprendedores y otros 75 millones de pesetas anuales a la participación de la nueva empresa, vía aportación de capital o créditos en las nuevas actividades que pudieran surgir y a la financiación de la Fundación Río Tinto.

Nuevo marco social

Junto con la potenciación de los recursos endógenos de la cuenca, la nueva situación social creada al convertirse los trabajadores de Río Tinto en propietarios de las instalaciones y de sus recursos mineros, deberá servir para hacer llegar a todos los habitantes de la cuenca el compromiso común de esfuerzo y sacrificio en la creación de un futuro próspero.

Este compromiso de todos los habitantes deberá permitir la consecución del éxito abriendo la zona a nuevas actividades no-endógenas como:

- La gestión y el tratamiento de los residuos industriales y mineros
- Las residencias de la 3ª edad
- Los hospitales especializados

Medio ambiente

Todas estas nuevas actividades que deben surgir del desarrollo de los recursos propios y externos de la cuenca, con el apoyo de sus habitantes y de todos aquellos que se consideren comprometidos con la zona, deberán realizarse manteniendo, y sobre todo mejorando, el medio-ambiente y el hábitat minero.

Por ello el plan TARTESOS XXI incluye diversas actuaciones de carácter medio-ambiental como:

- el saneamiento de las presas de residuos,
- la remodelación y tratamiento de los vacíos antiguos y activos,
- la regeneración y reordenación de las aguas frescas,
- la recuperación de los huecos mineros,
- el tratamiento de los taludes y bordes,
- la reforestación de presas, vacíos, huecos y taludes

- la recuperación del hábitat, saneamiento urbano y habitacional.

6. CONCLUSIONES

El declive del sector industrial frente al sector de servicios en España, y especialmente en Andalucía, la creciente dependencia tecnológica de otros países, la altísima tasa de paro de la región (34% en Andalucía y 57% en la comarca de la población activa) y el potencial de recursos propios tanto mineros como humanos, son algunos de los factores que deben hacer a cualquier persona implicada en el desarrollo económico y social de España y en concreto de Andalucía, adoptar una posición favorable y activa hacia aquellas alternativas de futuro que puedan permitir reducir los negativos efectos que estos factores tienen en el desarrollo de la región y el país.

Como todo proceso dinámico, el plan ESQUILA presentado en Noviembre de 1993 como alternativa al plan ALBOR, ha sufrido diversas modificaciones derivadas del mejor conocimiento de la situación actual de Minas de Río Tinto, S. A., pasando a ser conocido como plan TARTESOS XXI, sin perder los principios básicos con los que fue concebido que se basan en el pleno convencimiento de que existen soluciones técnicas y económicamente viables para la explotación de los recursos mineros que aun posee la cuenca minera de Río Tinto.

Este convencimiento se apoya en la nueva situación social generada al pasar a ser los propios trabajadores los propietarios de Minas de Río Tinto, S. A., que facilitará el cambio del concepto de rentabilidad que han seguido hasta ahora los distintos propietarios históricos de la empresa mediante la reinversión en la zona de los beneficios generados por los recursos de la cuenca minera y del concepto de diversificación, que debe ser diversificación minera, al objeto de reducir el riesgo asociado a un solo

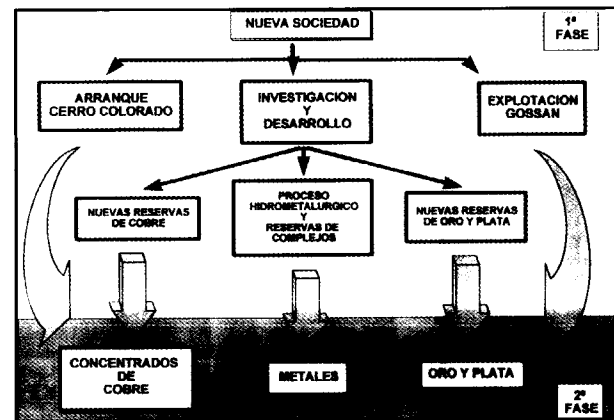
producto/mercado mediante la investigación y desarrollo de nuevos productos minerales propios de la cuenca.

En definitiva, el plan TARTESOS XXI es un proyecto con dos etapas claramente diferenciadas:

1.ª Fase: con una plazo de ejecución de cinco años, se apoya en la nueva situación social creada y en la inmensa experiencia minera acumulada por los trabajadores de la comarca que permitirán activar en condiciones rentables, la explotación de los recursos de cobre de Cerro Colorado y las reservas existentes de oro y plata.

De forma simultánea y complementaria, se realizarán las actividades de investigación necesarias para el tratamiento de los minerales complejos y otras reservas, que deberán abrir las puertas del futuro, no solo de la comarca sino de todas las explotaciones de la región.

2.ª Fase: apoyándose en los resultados de la investigación antes descrita, en la obtención de los recursos financieros adicionales necesarios y en la mejora de los rendimientos de los procesos clásicos mineros, el resultado de esta fase será la supervivencia de la cuenca minera de Río Tinto, volviendo a situarse en la posición de liderazgo tecnológico minero que nunca debió perder.



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

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