MINISTERIO DE INDUSTRIA
DIRECCION GENERAL DE MINAS

PLAN NACIONAL DE LA MINERIA



programa nacional de explotación minera

Minería de minerales metálicos varios

50015

PROGRAMA NACIONAL DE EXPLOTACION MINERA

Minería de minerales metálicos varios

MINISTERIO DE INDUSTRIA
DIRECCION GENERAL DE MINAS

50015

Queda prohibida cualquier reproducción del Plan Nacional de la Minería, total o parcialmente, sin el consentimiento de la Dirección General de Minas.

Depósito legal: M. 30.437/1971

IMPRENTA NACIONAL DEL BOLETIN OFICIAL DEL ESTADO

El «Estudio de la minería de minerales metálicos varios» constituye la sección quinta del Programa Nacional de Explotación Minera, que a su vez está integrado dentro del Plan Nacional de la Minería, como capítulo segundo.

El Plan Nacional de la Minería consta de una Introducción General y de los cuatro capítulos siguientes:

CAPITULO I

Programa Nacional de Investigación Minera

CAPITULO II

Programa Nacional de Explotación Minera

CAPITULO III

Programa Nacional de Legislación Minera

CAPITULO IV

Programa Nacional de Política Social Minera

GRUPO DE TRABAJO

Ponente:

Francisco Javier Herrero Murcia.

Vocales:

Félix Aranguren Sabas.
José Castells Cabezón.
Serafín de la Concha Ballesteros.
Ricardo Martín Gallego.
Jesús Pancorbo Alvarez.
Juan Pantoja Salguero.
Gonzalo Trelles Anciola.

Colaboradores:

Jaime Lorente Lorente.
Antonio Nardi.
Arsenio F. Otero Pérez.

SUMARIO

Págs.

0. INTRODUCCIÓN ... 15
1. ANTIMONIO ... 19
1.0 Introducción ... 21
1.1 Producción ... 21
1.1.1 Zona de Alburquerque ... 23
1.1.2 Zona de Herrera del Duque ... 24
1.2 Previsiones ... 24
1.2.1 Reservas ... 24
1.2.2 Demanda ... 24
1.2.3 Oferta ... 25
1.3 Aplicaciones y mercado ... 25
1.4 Datos para la comercialización del antimonio. 27
1.5 Conclusiones ... 28
2. ARSÉNICO ... 31
2.0 Introducción ... 33
2.1 Aplicaciones ... 33
2.2 Datos para la comercialización del arsénico. 34
2.2.1 Producciones y consumos mundiales. Principales productores y consumidores. 34
2.2.2 Precios ... 34
2.2.3 Utilización ... 34
2.2.4 Reservas en España ... 34
2.3 Conclusiones y recomendaciones ... 35
3. BISMUTO ... 37
3.0 Introducción ... 39
3.1 Producción ... 39
3.2 Previsiones ... 41
3.2.1 Reservas mundiales ... 41
3.2.2 Análisis de las posibilidades españolas. 41
3.3 Aplicaciones y mercado ... 41
3.4 Perspectivas de utilización y mercado ... 42
3.5 Datos para la comercialización del bismuto ... 43
3.6 Conclusiones ... 44
4. CIRCONIO ... 45
4.1 Propiedades ... 47
4.2 Producción ... 47
4.3 Utilización ... 48
4.4 Precios ... 48
4.5 Panorama nacional ... 48
4.6 Datos para la comercialización del circonio ... 48
5. COBALTO ... 51
5.1 Importancia de este metal ... 53
5.2 Consumo mundial ... 53
5.3 Producción mundial ... 53
5.4 Reservas mundiales ... 54
5.5 Reservas españolas ... 54
5.6 Datos para la comercialización del cobalto ... 54
5.7 Conclusiones ... 56
6. COBRE ... 57
6.0 Introducción ... 59
6.0.1 Generalidades ... 59
6.0.2 Mineralogía ... 59
6.0.3 Geoquímica y metalogenia ... 59
6.0.4 Tipos de yacimientos ... 60
6.1 Localidades españolas en que se han encontrado minerales de cobre ... 60
6.2 Historia ... 68
6.3 Reservas ... 69
6.4 Situación actual del sector en su conjunto ... 70
6.4.1 Fuentes de la producción en la última década ... 70
6.4.2 Yacimientos de cobre ... 72
6.4.3 Yacimientos de uranio y cobre ... 75
6.4.4 Yacimientos de pórfidos y pizarras cobrizas ... 76
6.4.5 Yacimientos de piritas ferrocobrizas y de minerales complejos ... 76

Págs.

6.5 Empresas productoras. Influencia en la producción ... 76
6.6 Principales proyectos cuya realización afectará a la producción ... 78
6.6.1 Río Tinto Patiño. Proyecto de Cerro Colorado (Huelva) ... 78
6.6.2 Río Tinto Patiño. Resumen del proyecto Santiago (Pontevedra) ... 85
6.6.3 Minera del Andévalo. Grupo de Cala (Huelva) ... 89
6.7 Breve análisis de las concesiones de explotación y de los permisos de investigación. Reserva del Estado ... 91
6.8 Objetivos a cubrir por el sector ... 95
6.8.1 Extracción realizada en la última década ... 95
6.8.2 Programa de producción previsto para 1971-75 y perspectiva a 1980 ... 95
6.8.3 Comercio exterior en la última década. 96
6.8.4 Consumo aparente de cobre en España. Proyección probable del mismo ... 96
6.8.5 Inversiones ... 97
6.9 Datos para la comercialización del cobre ... 97
6.9.1 Producción mundial de mineral de cobre. 97
6.9.2 Comercio mundial. Exportación de minerales y concentrados ... 97
6.9.3 Exportación de productos cobrizos ... 97
6.9.4 Precios ... 99
6.10 Conclusiones y recomendaciones ... 100
7. CROMO ... 101
7.1 Importancia del cromo ... 103
7.1.1 Consumos mundiales ... 103
7.1.2 Producción de cromita ... 104
7.1.3 Producción de ferrocromos ... 104
7.1.4 Reservas ... 104
7.1.5 Precios ... 105
7.2 Tecnología ... 105
7.2.1 Fabricación de ferroaleaciones a base de cromo ... 105
7.2.2 Fabricación de cromo metal ... 106
7.3 Industria química ... 106
7.4 Datos para la comercialización del cromo ... 107
7.5 Recomendaciones ... 108
8. ESTAÑO ... 109
8.0 Introducción ... 111
8.0.1 Antecedentes ... 111
8.0.2 Distribución de la industria ... 111
8.0.3 Especificaciones ... 111
8.0.4 Mineralogía ... 112
8.0.5 Minería ... 112
8.0.6 Concentración ... 112
8.0.7 Fundición ... 112
8.0.8 Refino ... 112
8.0.9 Usos ... 112
8.0.10 Subproductos y coproductos ... 113
8.0.11 Sustitutivos ... 113
8.0.12 Recuperación ... 113
8.0.13 Reservas ... 113
8.0.14 Fuentes de información estadística ... 113
8.1 Producción, consumo y comercio ... 113
8.1.1 Precios ... 113
8.1.2 Investigación ... 113
8.1.3 Problemas ... 113
8.2 Panorama internacional ... 113
8.2.1 Previsión de la producción de metal ... 119
8.2.2 Previsiones de consumo más importantes para 1971 ... 119
8.2.3 Precios ... 119

Págs.

8.3 Panorama nacional ... 119
8.3.1 Estructura del sector ... 119
8.4 Sociedades explotadoras más importantes 125
8.4.1 Grupo minero Penouta ... 125
8.4.2 Grupo minero Monteneme ... 128
8.4.3 Grupo minero San Finx ... 130
8.4.4 Grupo minero Berta y Pilar ... 132
8.4.5 Grupo minero Casualidad ... 135
8.4.6 Grupo minero Dorinda ... 138
8.4.7 Grupos mineros Calabor y Manolita ... 141
8.4.8 Grupo minero Minera del Duero ... 145
8.4.9 Grupo minero Santa María ... 147
8.4.10 Grupo minero La Parrilla ... 151
8.4.11 Grupo minero Los Desquites ... 151
8.5 Objetivos de producción y previsiones de creación de puestos de trabajo ... 155
8.5.1 Inversiones ... 157
8.5.2 Financiación ... 157
8.5.3 Mercado interior ... 157
8.5.4 Mercado exterior ... 158
8.6 Problemas del sector ... 158
8.6.1 Problemas técnicos ... 158
8.6.2 Problemas de orden comercial ... 159
8.6.3 Problemas sociales ... 159
8.6.4 Problemas económicos ... 160
8.6.5 Importaciones ... 160
8.7 Conclusiones y recomendaciones sobre la minería del estaño ... 160

9. LITIO ... 161
9.1 Situación actual del sector en su conjunto ... 163
9.2 Usos y aplicaciones ... 163
9.3 Estudio de cada yacimiento ... 163
9.3.1 Estudio de cada explotación actual ... 164
9.3.2 Mejoras posibles en los métodos de explotación utilizados ... 164
9.3.3 Instalaciones complementarias ... 164
9.4 Objetivos a alcanzar ... 165
9.5 Comercialización del mineral ... 165
9.5.1 Mercado interior ... 165
9.5.2 Mercado exterior ... 165
9.6 Consumo nacional previsible ... 165
9.7 Panorama internacional ... 166
9.8 Datos para la comercialización del litio ... 166

10. MANGANESO ... 169
10.0 Introducción ... 171
10.1 Producción mundial ... 172
10.2 Generalidades sobre el manganeso español ... 172
10.3 Minas en actividad ... 174
10.3.1 Introducción ... 174
10.3.2 Mina Pepito ... 175
10.3.3 Grupo minero Soloviejo ... 175
10.4 Datos para la comercialización del manganeso ... 177

11. MERCURIO ... 179
11.0 Introducción ... 181
11.1 Producción mundial ... 181
11.2 Producción española ... 181
11.3 Consumo ... 182
11.4 Stocks ... 183
11.5 Comercio exterior ... 183
11.6 Demanda ... 184
11.7 Precios ... 185
11.8 Reservas ... 185
11.8.1 Almería ... 187
11.8.2 Asturias ... 187
11.8.3 Castellón ... 188
11.8.4 Badajoz ... 188
11.8.5 Granada ... 188
11.8.6 Ciudad Real ... 188
11.9 Previsión de la demanda ... 189
11.10 Previsión de la oferta ... 190
11.11 Datos para la comercialización del mercurio. 191

12. MOLIBDENO ... 193
12.0 Introducción ... 195
12.1 Consumo de molibdeno ... 195

Págs.

12.2 Minería ... 196
12.3 Producción de molibdeno ... 196
12.4 Grupo Minero Las Sombras. Lovios (Orense). 197
12.5 Reservas ... 197
12.6 Tecnología ... 197
12.7 Datos para la comercialización del molibdeno. 198
12.8 Recomendaciones sobre el molibdeno ... 199

13. NÍQUEL ... 201
13.0 Introducción ... 203
13.1 Consumos y producciones mundiales ... 203
13.2 Reservas mundiales ... 204
13.3 Situación del níquel en España ... 204
13.4 Datos para la comercialización del níquel ... 205
13.5 Conclusiones ... 207

14. ORO ... 209
14.0 Introducción ... 211
14.1 Aplicaciones ... 211
14.2 La producción mundial de oro ... 211
14.3 Yacimientos auríferos ... 211
14.4 Datos para la comercialización del oro ... 212
14.5 Conclusiones ... 213

15. PLATA ... 215
15.0 Introducción ... 217
15.1 Producción de plata ... 217
15.2 La minería de plata en España ... 218
15.3 Reservas mundiales de plata ... 219
15.4 Datos para la comercialización de la plata ... 220

16. TÁNTALO Y NIOBIO ... 223
16.0 Introducción ... 225
16.1 Producción ... 225
16.2 Tratamientos ... 226
16.3 Yacimientos nacionales ... 226
16.4 Datos para la comercialización del tántalo ... 227

17. TITANIO ... 229
17.0 Introducción ... 231
17.1 Producción mundial ... 232
17.2 Producción nacional ... 233
17.3 Yacimientos nacionales ... 239
17.4 Datos para la comercialización del titanio . 241
17.5 Conclusiones ... 242

18. WOLFRAMIO O TUNGSTENO ... 245
18.0 Introducción ... 247
18.0.1 Antecedentes ... 247
18.1 Especificaciones ... 247
18.2 Minerales y geología ... 248
18.3 Minería ... 248
18.3.1 Concentración ... 248
18.3.2 Usos ... 248
18.3.3 Fuentes de recuperación ... 248
18.3.4 Reservas ... 248
18.4 Panorama y producción mundiales ... 249
18.4.1 Comercio exterior ... 249
18.4.2 Precios ... 250
18.4.3 Investigación ... 250
18.4.4 Problemas ... 250
18.4.5 Fuentes de información ... 250
18.5 Panorama nacional ... 250
18.5.1 Grupo minero Monteneme ... 266
18.5.2 Grupo minero San Finx ... 266
18.5.3 Grupo minero Santa Comba ... 266
18.5.4 Grupo minero Merladet ... 268
18.5.5 Grupo minero Berta y Pilar ... 272
18.5.6 Grupos mineros Calabor y Manolita. 272
18.5.7 Grupo minero La Parrilla ... 273
18.5.8 Grupo minero San Nicolás ... 275
18.5.9 Grupo minero Mina Cuenca ... 280
18.6 Objetivos de producción ... 282
18.7 Comercio exterior de España ... 285
18.8 Contratos internacionales ... 285
18.9 Problemas del sector ... 287
18.9.1 Problemas comerciales ... 287
18.9.2 Problemas sociales ... 288
18.9.3 Problemas económicos ... 288
18.10 Conclusiones y recomendaciones ... 289

19. BIBLIOGRAFÍA ... 291

0. INTRODUCCION

Bajo el título «Minerales Metálicos Varios» se han reunido aquellas sustancias minerales no incluidas en otros grupos de trabajo con denominaciones específicas de «Minería de Hierro», «Minería de Plomo y de Cinc», «Piritas y Minerales Complejos», etc., sobre las que se dispone de información a través de los Servicios de Estadística de los Organismos del Ministerio de Industria (Antiguo Consejo de Minería y Metalurgia, Instituto Geológico y Minero de España, COMEIM, Secretaría General Técnica, etc.) y que en los momentos actuales no tienen, cada una de ellas, por separado, suficiente importancia para constituir el objeto de una monografía independiente. Se recogen también algunas sustancias que constituyen la denominada «minería dispersa», así llamada por no haber alcanzado el grado de desarrollo que, al menos en algunos casos, cabría esperar si se consiguiese dar a sus explotaciones la estructuración adecuada a las actuales posibilidades de la técnica moderna, tanto en el orden de la investigación de criaderos y áreas de interés minero como en el de concentración y reestructuración de explotaciones.

Como además pudiera inducir a confusión la expresión de «metálicos varios», con la denominación de otro grupo de trabajo, se enumeran a continuación los elementos cuyos minerales han sido incluidos de modo específico en este estudio, sin inconveniente de que en revisiones ulteriores pudieran considerarse otros minerales que llegaran a tener en España importancia suficiente para ello.

Dichos elementos son, por orden alfabético, los siguientes:

1. Antimonio.
2. Arsénico.
3. Bismuto.
4. Circonio.
5. Cobalto.
6. Cobre.
7. Cromo.
8. Estaño.
9. Litio.
10. Manganeso.
11. Mercurio.
12. Molibdeno.
13. Níquel.
14. Oro.
15. Plata.
16. Tántalo y Niobio.
17. Titanio.
18. Wolframio.

El criterio establecido para la selección e inclusión de dichas sustancias en esta monografía, ha resultado del examen de los antecedentes disponibles sobre ellas y de la mayor o menor trascendencia de sus yacimientos, desde el punto de vista económico y de mercado, habida cuenta además del volumen de reservas conocidas en los criaderos correspondientes.

Nunca, hasta la fecha, se había afrontado en España, con tal envergadura, un estudio general de las sustancias minerales desde un punto de vista nacional y con proyección al futuro y, de entre los minerales antes citados, únicamente habían sido tenidos en cuenta hasta el presente, de modo específico en el Plan de Desarrollo Económico y Social, los de mercurio y de estaño, que, si bien continúan estando en vigor algunos de los objetivos y conclusiones que se fijaron para el cuatrienio del II Plan (1968-1971), deben ser ahora revisados a la vista de las nuevas informaciones de que se dispone como fruto de estos trabajos.

La recopilación de los datos estadísticos y la información necesaria para dar debido cumplimiento al objetivo principal de este estudio, ha representado un gran esfuerzo, debiendo superar dificultades de todo orden, dada la abundancia y gran dispersión de las concesiones mineras en vigor y de las explotaciones existentes en el caso y que, salvo de dos o tres clases de minerales, no habían sido hasta la fecha objeto de estudios especiales.

En las correspondientes monografías se han estudiado cada una de las sustancias minerales, con descripción de sus criaderos más importantes, la geología regional y la génesis de aquéllos, en su caso, con el pertinente estudio de objetivos de distinto orden a cumplir y las conclusiones, síntesis y sugerencias que de modo resumido figuran de forma conjunta al final de la Monografía General.

El grupo de trabajo hubiera deseado confeccionar la monografía encomendada con una completa y exhaustiva información y con las más perfectas y atinadas sugerencias, pero siente el temor de no haberlo logrado a satisfacción; sin embargo, contando con la permanencia y continuidad del Plan Nacional de la Minería, entiende que habrá sobradas ocasiones posteriores para ir logrando aquella finalidad y la puesta al día de estos trabajos.

1. ANTIMONIO

1.0 INTRODUCCION

La mena más abundante y común, del antimonio objeto de explotación en las concesiones españolas y puesta de manifiesto en la mayoría de las investigaciones, es la antimonita o estibina (S_3Sb_2).

Se pueden destacar como características comunes de la inmensa mayoría de los yacimientos mundiales, y de todos los españoles, su escasa corrida —ya que hasta en las minas más exhaustivamente explotadas, el filón sólo está definido claramente en unos 30 m., aun cuando se encuentren masas aisladas y regularmente repartidas—; el buzamiento es sensiblemente vertical, en los casos en que éste existe, aunque en la mayoría de las veces no es posible hablar de filones, sino de lentejones muy superficiales y ricos que, una vez explotados, han sido abandonados, debido tal vez a la inconsistencia de las labores de investigación y preparación, dadas las precarias condiciones de la mayoría de las empresas explotadoras.

Aunque el antimonio es un metal secundario, ha adquirido últimamente gran importancia debido a sus aplicaciones industriales y bélicas.

Tiene como característica principal la de ser aleable con el plomo, al que da rigidez y dureza, empleándose estas aleaciones en la fabricación de placas para baterías de acumuladores, planchas y tubos, metales para fundición de tipos de imprenta, soldaduras, cojinetes antifricción y fabricación de pigmentos y esmaltes, si bien, en algunas de sus aplicaciones sufre la competencia del titanio, cromo, circonio y mercurio, sustituyendo a la aleación plomo-antimonio, el estaño y el calcio.

1.1 PRODUCCION

La producción mundial de mineral de antimonio expresada en toneladas de metal contenido ha sido:

PAISES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Suráfrica	10.425	10.983	12.679	12.312	11.191	12.201
China	15.000	15.000	15.000	15.000	15.000	12.000
Bolivia	7.078	7.443	9.488	8.627	10.499	11.295
URSS	6.000	7.000	7.000	7.000	7.000	7.000
Méjico	4.694	4.750	4.712	4.396	4.407	3.741
Yugoslavia	2.648	2.619	2.686	2.724	2.603	2.261
Checoslovaquia	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
Marruecos	401	664	1.535	2.165	1.232	1.463
Turquia	1.530	1.614	1.720	1.643	1.589	1.156
Tailandia	7	604	1.250	1.250	1.046	1.010
Estados Unidos	563	576	564	754	828	796
Austria	983	853	879	681	650	679
Perú	513	601	671	637	662	624
Italia	333	237	529	261	261	609

De la observación del cuadro precedente se deduce que, aun cuando la producción mundial ha tenido gran estabilidad en el período 1962-1967, parece marcarse como tendencia un decrecimiento paulatino, iniciado en el año 1964 y que llega hasta la fecha; se confirma tal hecho por la única producción con que se cuenta correspondiente a 1968 (EE. UU.), que apunta la misma tónica antes indicada.

Los índices de la producción mundial, tomando como base 1962, señalan la siguiente tendencia:

AÑOS	Indice
1962	100
1963	104
1964	117
1965	113
1966	113
1967	109

La producción española de antimonio durante el período comprendido entre 1956 y 1968 ha sido la siguiente:

AÑOS	Toneladas de mineral	Sb contenido
1956	1.284	s. d.
1957	427	200
1958	416	200
1959	337	160
1960	415	220
1961	322	172
1962	318	159
1963	118	59
1964	112	54
1965	185	86
1966	208	100
1967	253	121
1968	273	132

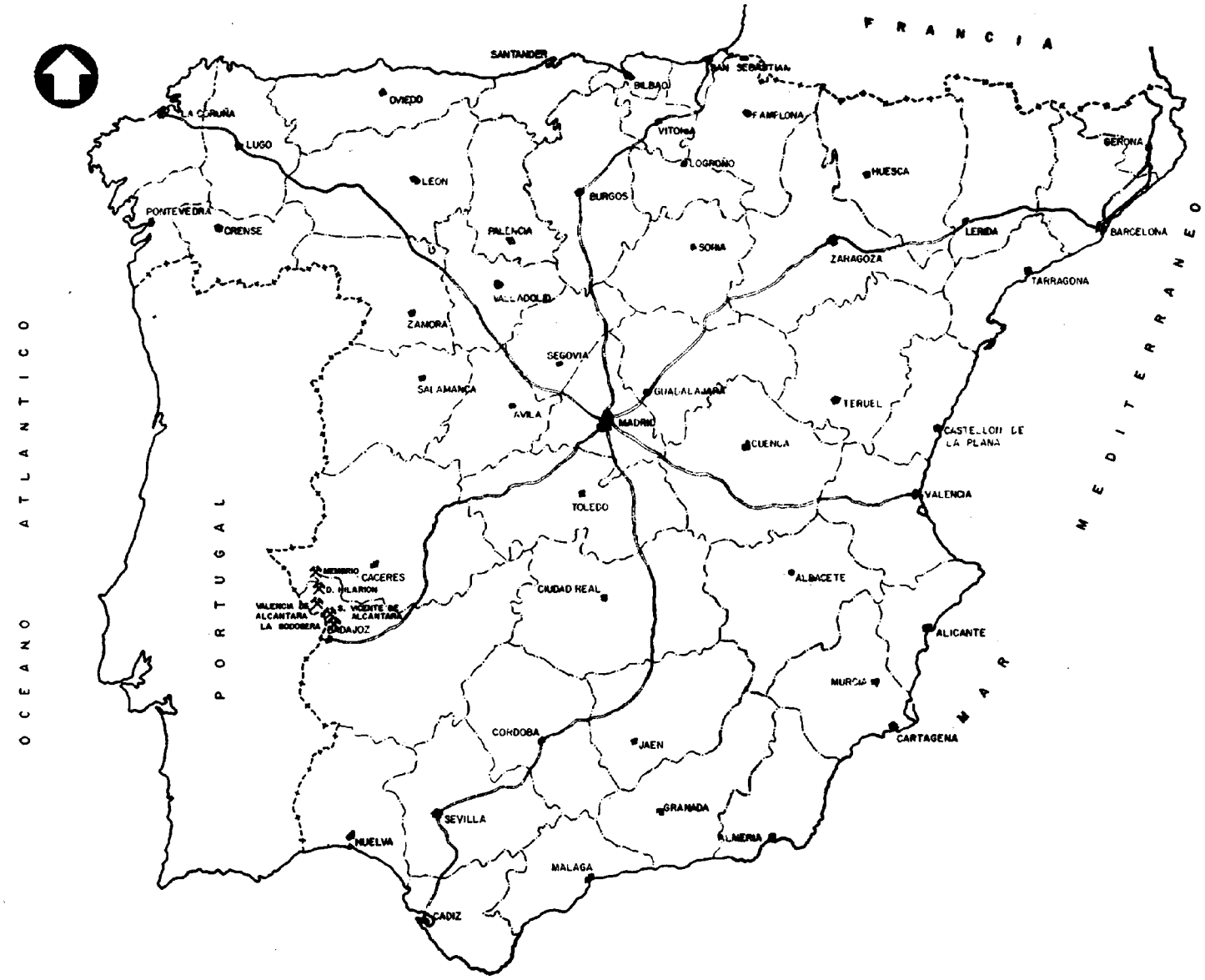

FRANCIA
SANTANDER
BILBAO
SAN SEBASTIAN
OVIEDO
LA CORUÑA
LUGO
PAMPLONA
VITORIA
GERONA
LOGROÑO
HUESCA
LEON
BURGOS
PONTEVEDRA
ORENSE
PALENCIA
SORIA
LERIDA
BARCELONA
ZARAGOZA
TARRAGONA
VALLADOLID
ZAMORA
SEGOVIA
SALAMANCA
GUADALAJARA
TERUEL
AVILA
MADRID
CUENCA
CASTELLON DE LA PLANA
VALENCIA
TOLEDO
CACERES
MERIDA
D. HILARION
VALENCIA DE ALCANTARA
LA BODONERA
S. VICENTE DE ALCANTARA
BADAJOZ
CIUDAD REAL
ALBACETE
ALICANTE
MURCIA
CORDOBA
JAEN
CARTAGENA
SEVILLA
GRANADA
HUELVA
ALMERIA
MALAGA
CADIZ
OCEANO ATLANTICO
PORTUGAL
MAR MEDITERRANEO

Figura 1.1-1.

Estas cifras de producción muestran dos tendencias claramente definidas: una de acusado decrecimiento irregular, desde 1956 hasta 1964, y otra, a partir de dicho año, que marca un continuo crecimiento hasta la fecha.

A pesar de ello, la producción española es claramente insuficiente para abastecer la demanda nacional, que aumenta, irregularmente, de manera periódica. Así, por ejemplo, para el año 1968 la relación producción/consumo de este mineral ha sido de 0,23.

La variación de la producción de cada año, con respecto al anterior, ha sido:

AÑOS	Porcentaje
1957-56.....	— 67
1958-57.....	— 19
1959-58.....	— 19
1960-59.....	+ 23
1961-60.....	— 23
1962-61.....	— 1
1963-62.....	— 63
1964-63.....	— 5
1965-64.....	+ 65
1966-65.....	+ 12
1967-66.....	+ 22
1968-67.....	+ 8

Por representar los yacimientos de antimonio situados en Extremadura más del 80 por 100 del total de la minería española relativa a este metal, se considera interesante hacer a continuación una breve descripción de los mismos. (Figura 1.1-1.)

Es de notar que geográfica y metodológicamente se encuentran relacionados con las alineaciones de los Montes de Toledo, próximos siempre al límite entre las provincias de Badajoz y Cáceres, y en zonas silúricas muy próximas a otros contactos.

Las zonas más características, respecto a este mineral, en la región indicada se pueden establecer como sigue:

1.1.1 ZONA DE ALBURQUERQUE

Se encuentra enclavada en esta zona la mina más importante y posiblemente la única suministradora de mineral de todo el ámbito nacional. Se denomina San Antonio número 10.677, siendo el concesionario de la misma Indumetal, aunque la explota Metales Hispania C. C. A. Se trata en realidad del mismo grupo financiero, con residencia en Bilbao.

El filón se encuentra separando las pizarras de las calizas, en un terreno profusamente quebrado, lo que indica movimientos locales posteriores a las directrices hercínicas que han formado esta zona. Es posible que pueda tratarse de rellenos de grietas mineralizadas en una emanación magmática. Hay que considerar que el mismo Alburquerque se encuentra enclavado en un ísleo granítico y que esta mina se halla a unos 7 km. al sudoeste, en las proximidades de la carretera de Alburquerque a La Codosera, paraje denominado Quinola. Las mismas calizas reflejan la existencia de una zona de contacto con el Cámbrico.

El centro de la explotación es un pozo maestro, de unos 90 m. de profundidad en la actualidad, por el que se han iniciado las explotaciones de tres plantas con las siguientes labores:

1.ª planta	97 m.	de galerías	y cruceros
2.ª planta	402 m.	»	»
3.ª planta	82 m.	»	»

Entre las plantas se han trazado galerías auxiliares, y en superficie existe otro pozo de menor importancia destinado a ventilación, labores en socavón y primitivas calicatas, todas ellas de escasa importancia.

La potencia del filón es de unos 2 m., y su dirección, E.-O.

La mecanización de la mina es casi nula, y podría resumirse en: un compresor, cuatro perforadoras, una bomba para desagüe y ventiladores.

La producción media anual es de unas 400 t., que podría ser fácilmente incrementada, aunque tal vez no se desee, por no alterar las condiciones existentes en el mercado nacional del antimonio, o por temor al agotamiento, como ha sucedido en minas similares de esta zona. No parece que se hayan practicado en ella sondeos con profundidad superior a la alcanzada por las labores.

Existen afloramientos diseminados en esta zona y que motivaron la denuncia de la mina Melita número 11.052, con una extensión de 280 Ha., que rodean las 20 pertenencias de San Antonio. No se ha hecho en ella labor seria alguna, sólo calicatas muy superficiales y un comienzo de pocillo sin ninguna pretensión; parece ser que se intenta prestarle una mayor atención.

En estas explotaciones trabajan unos 20 obreros. La bajada a la mina es por escalas, extrayéndose los minerales por un torno-grúa con cubas.

Las zonas de Valencia de Alcántara, Membrio —ambas al SO. de Cáceres— y San Vicente de Alcántara y La Codosera, de Badajoz, tienen una gran relación con la zona de Alburquerque, pudiendo considerarse incluso incrustadas en la misma. En ellas tuvo Coto Minero Vivaldi los siguientes permisos:

— Señá Rita número 8.749, con 60 ha., término de Membrio, en la que no trabajaron.

— Don Hilarión número 8.750, con 30 ha., término de Valencia de Alcántara. Tampoco se trabajó en ella; y

— Casta número 8.748, con 76 ha., término de Valencia de Alcántara, en la que asimismo no trabajaron.

Todas ellas se encuentran sobre labores con antigüedad superior a los cincuenta años, y en sus escombreras puede comprobarse, por procedimientos geoquímicos, la existencia de antimonita. Su situación actual es la de trámite de caducidad, por lo que no es terreno aún libre.

Manuel Uña es el titular del permiso Mari Rosa número 8.894, zona bastante interesante, ubicada en el término de Valencia de Alcántara y colindante con el ya mencionado Casta número 8.748. Su extensión se eleva a 56 ha., habiéndose realizado dos planos inclinados sobre filón, que tienen una longitud aproximada de 20 m. Corresponde a un antiguo denuncio de Indumetal llamado El Carrascal número 8.745. El filón, aun cuando tiene poca potencia (apenas algo más de 10 cm.), ha dado algunas toneladas de mineral de bastante riqueza, existiendo en la zona indicios de más afloramientos.

A título de curiosidad se puede indicar que existen en esta zona indicios de oro, encontrados en aluviones de estaño, aunque esté lejos de presumirse una abundante riqueza, ya que hasta el presente sólo se puede considerar como un subproducto curioso e insignificante.

Se ha denunciado recientemente un permiso de investigación, aún no demarcado, a mitad de camino entre La Codosera y San Vicente de Alcántara, en el que han aparecido afloramientos muy similares a los de la mina San Antonio ya citada, existiendo referencias de que los únicos trabajos realizados hasta el momento consisten en una calicata de unos 4 m. de longitud por 2 m. de profundidad, en un lentejón en que el mineral presenta un aspecto interesante; el registro se denomina Santa Eulalia número 11.454.

1.1.2 ZONA DE HERRERA DEL DUQUE

En unas antiguas labores, situadas a unos 7 km. al nordeste de Herrera del Duque —paraje denominado Cañamojal y La Víbora—, se descubrieron, hace unos siete años, escombreras de antimonio. Todo parece indicar que los romanos dieron comienzo a los trabajos, creyendo posiblemente que se trataba de galena, dado su gran parecido, hasta que apreciaron que la fusión de este mineral se producía con demasiada rapidez. Esto debe considerarse exclusivamente como una simple hipótesis.

En tal lugar existe la mina Pilar número 11.261, con 20 ha., que reúne una serie de lenteiones arrosariados y de la que no se puede precisar su producción.

El mineral estaba arrancado y, posiblemente con el fruto de su venta, se iniciaron labores muy superficiales de limpieza, haciendo uso de un pocillo de poca profundidad situado en una calicata. Sin embargo, tras este primer período de euforia, y dado que el mineral, siguiendo las características de la zona, desaparecía a los 3 ó 4 m., sin que existiera por otra parte un filón indicador que sirviera para plantear labores de reconocimiento rentables, sufrió un pequeño «shock», motivando la escisión de los cuatro socios que en ese momento explotaban la mina, lo que originó la renuncia a los permisos La Víbora número 11.263, de 180 pertenencias, que rodeaba a la mina mencionada y en la que no se había realizado trabajo alguno, y Santa María número 11.260, de 20 ha., junto al pueblo, en la que sólo existe en la actualidad una especie de calicata de unos 12 m. de largo por 3 de ancho, y donde, al parecer, se obtuvo en tiempo pasado gran cantidad de mineral. Su profundidad no es grande, de apenas 4 m., aun pensando en rellenos posteriores, y su situación legal es la de cancelación y, por tanto, terreno libre.

Volviendo a la mina Pilar número 11.261, y por coincidir con que Indumetal había dejado caducar la mina El Carrascal, ayudó dicha empresa a los interesados, con una pala excavadora, a ejecutar un desmonte de las pizarras que cubrían las labores romanas. Aunque el resultado no fue plenamente satisfactorio, parece ser que dejó al descubierto nuevos lentejones que, explotados por los interesados, han prolongado la actividad de la mina. Ultimamente se encuentran detenidos los trabajos, pendientes tal vez de iniciar una campaña de investigación.

Tiene gran relación con esta zona la de Puebla de Alcocer, en la que, sobre unas antiguas e importantes labores con acceso por un pozo de unos 30 m. de profundidad, Coto Minero Vivaldi solicitó el permiso —hoy en trámite de caducidad— denominado Susana número 11.173, de 18 ha. Se cree, aunque no está suficientemente comprobado, que esta mina paró sus labores antes de 1936, debido a un accidente mortal acaecido en ella, así como a la gran cantidad de agua que producía.

En las estribaciones de la Sierra de Guadalupe, al sur de Cáceres, y en pleno pizarral silúrico, existe en el término de Navazuelas, una serie de minas acogidas a la ley antigua que fueron explotadas como antimonio. Son:

Primitiva número 6.405, con 20 ha.

Elvira número 5.420, con 37 ha., solicitada para explotar hierro, aunque parece una trampa legal a fin de pagar un canon menor, y

Demasia a Elvira número 5.510, con 5,17 ha.

Todas ellas se encuentran aún vivas, aunque no se han realizado trabajos de ninguna clase en época reciente.

Existen en esta misma zona las minas caducadas siguientes:

Angelita número 7.780, con 18 ha; y

Mari Carmen número 7.781, con 12 ha., ambas en terreno franco y demarcable, sobre el que debe haber algún expediente en tramitación aún no resuelto.

Para concluir lo que se ha dicho sobre la actual situación de la minería del antimonio en estas zonas extremeñas se ha de resaltar que la única mina con producción normal y que ofrece a sus explotadores un nivel aceptable de rentabilidad es la de San Antonio, citada en primer lugar.

1.2 PREVISIONES

1.2.1 RESERVAS

Según datos recogidos del U. S. Geological Survey, 1960, las reservas mundiales de mineral de antimonio pueden cifrarse en un total de 4.000.000 de t., la mitad de las cuales se hallan en China continental. Su distribución, por naciones, es la siguiente:

PAISES	Toneladas
China	2.000.000
Bolivia	400.000
Suráfrica	250.000
URSS	250.000
Méjico	200.000
Turquía	125.000
EE. UU.	110.000
Australia	100.000
Yugoslavia	100.000
España (1)	

(1) Tiene unas 10.000 t, en forma de estibina poco reconocidas, de las cuales un 10 por 100 son a la vista.

Aparte de las cantidades indicadas se puede considerar como otra importante fuente de antimonio el recuperado del plomo antimonioso por los fundidores de plomo secundario, estimándose que en EE. UU. pueden obtenerse por este sistema unas 180.000 t.

1.2.2 DEMANDA

Las estimaciones del U. S. Bureau of Mines sobre la evolución previsible de la demanda mundial de minerales de antimonio se cifran en un crecimiento del 2 por 100 anual; basándose el cálculo que justifica esta previsión en el aumento que puede experimentar su demanda por los sectores de transportes, comunicaciones y materiales de construcción en países desarrollados.

Para la estimación de la demanda española de antimonio resulta muy difícil adoptar un solo procedimiento, si se tiene en cuenta la inexistencia de una tendencia definida en los datos disponibles que se insertan a continuación:

CONSUMO APARENTE DE MINERALES DE ANTIMONIO EN ESPAÑA

AÑOS	Toneladas	Porcentaje sobre el año anterior
1950	1.284	1
1957	427	— 67
1958	416	— 3
1959	337	— 19
1960	415	23
1961	572	38
1962	907	58
1963	634	— 30
1964	651	3
1965	893	37
1966	518	— 42
1967	318	— 39
1968	1.172	268

Evidentemente, la característica más acusada de este consumo aparente es la irregularidad, quizás debida a las diferentes contabilizaciones de producciones e importaciones en el año, así como a los stocks acumulados, que varían sensiblemente en ciertas ocasiones. Por ello, parece más adecuado referirse al consumo de antimonio metal, según los datos procedentes de la Estadística Industrial Sindical.

AÑOS	Demanda de Sb metal — *Toneladas*
1961.....	531
1962.....	413
1963.....	545
1964.....	433
1965.....	426
1966.....	421
1967.....	559
1968.....	473

Según las cifras de esta estadística, la demanda interior de antimonio metal muestra una gran estabilidad para el período considerado, dando un consumo medio anual de 475 toneladas y desviaciones que no pueden ser consideradas como altamente significativas.

Se puede significar que el adoptar para la demanda un crecimiento del 2 por 100 anual, comenzando por aplicarlo sobre un año —1968—, en que el consumo se disparó, creciendo el 268 por 100 sobre el año anterior, no parece muy razonable.

Por esta razón, se aplican dos procedimientos de estimación para la demanda de mineral de antimonio en España: uno, el resultante lineal de los datos históricos de consumo, y otro, el derivado de considerar un crecimiento anual del 2 por 100 sobre la última cifra conocida, la de 1968, lo que, aun no pareciendo muy veraz, permite conocer, indicativamente al menos, dos tendencias previsibles dentro de las cuales es muy posible que se mueva el consumo español de antimonio.

Los resultados obtenidos con este procedimiento son:

AÑOS	Hipótesis baja	Hipótesis alta
1969.....	713	1.195
1970.....	721	1.219
1971.....	729	1.244
1972.....	737	1.268
1973.....	745	1.294
1974.....	753	1.319
1975.....	761	1.346
1976.....	769	1.373
1977.....	777	1.400
1978.....	785	1.428
1979.....	793	1.457
1980.....	801	1.486

Unidad: t.

Ambos procedimientos arrojan como resultado una demanda futura creciente. Siguiendo la evolución histórica, el consumo español crecerá a un ritmo próximo al 1 por 100 anual acumulativo, porcentaje inferior al estimado por el U. S. Bureau of Mines. Los altos valores obtenidos por el segundo procedimiento de estimación se deben, principalmente, al elevado consumo de este mineral en el año tomado como base para la estimación.

1.2.3 OFERTA

La extrapolación de la oferta española de antimonio se efectúa conforme a los tres procedimientos otras veces utilizados:

I. Sobre la base de la tendencia media puesta de manifiesto en los últimos diez años (crecimiento del 1,9 por 100 anual).

II. Por la tónica de crecimiento medio seguida en los últimos cinco años (crecimiento del 51 por 100 anual).

III. En el supuesto de que la relación producción/demanda de 1968 permanezca constante.

Se obtienen de este modo las siguientes cifras:

AÑOS	I	II	III (1)
1969.....	278	412	164
1970.....	283	622	166
1971.....	289	940	167
1972.....	294	1.419	169
1973.....	300	2.143	171
1974.....	306	3.236	173
1975.....	311	4.886	175
1976.....	317	7.379	177
1977.....	323	11.141	179
1978.....	329	16.823	180
1979.....	336	25.403	182
1980.....	342	38.358	184

(1) Esta relación se toma sobre la serie de demanda proyectada en la hipótesis baja.
Unidad: t.

1.3 APLICACIONES Y MERCADO

Para que pueda servir como dato orientativo, y por no contar con otros de mayor significación, se da a continuación el porcentaje de antimonio primario consumido en EE. UU., en sus diferentes aplicaciones:

UTILIZACION	Porcentaje
Como metal.....	31
Como óxido.....	55
Como plomo antimonioso.....	9
Como mineral y residuos.....	5

Según datos del U. S. Bureau of Mines, el desglose por sectores consumidores fue:

SECTORES CONSUMIDORES	Porcentaje sobre el consumo total
Soldadura, plásticos, munición y otros.....	15
Fabricación de vidrio, caucho, pigmentos, textiles y usos químicos.....	25
Para la fabricación de acumuladores, transmisores de energía, tipos de imprenta y munición.....	60

Ultimamente se ha extendido mucho el empleo del óxido de antimonio por las propiedades ignífugas que comunica a los tejidos, plásticos, cauchos, etc.

Las tablas que a continuación se insertan son las que mejor reflejan el comercio mundial de los minerales de antimonio y que ilustran de una manera clara qué países son los principales suministradores y receptores. Destacan, como podrá observarse, entre los primeros, la República de Sudáfrica, Bolivia, Méjico, Turquía y Marruecos, y entre los segundos, Estados Unidos, Japón, Reino Unido, Alemania Federal y Francia.

PAISES EXPORTADORES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Sudáfrica:						
Mineral	18.059	19.485	21.722	18.711	17.658	20.437
Bolivia:						
Mineral (Sb cont)	7.035	7.443	9.488	8.621	10.471	11.287
Régulo	43	—	—	6	27	8
Méjico:						
Mineral y concentrado	11.226	11.720	11.871	11.170	14.264	9.404
Régulo y refinado	270	316	290	276	316	186
Turquía:						
Mineral	2.707	3.722	2.587	3.380	2.863	2.586
Sulfuro	s. d.	s. d.	—	220	352	950
Marruecos:						
Mineral	998	1.327	1.838	2.979	3.169	3.272
Tailandia:						
Mineral	72	852	1.447	1.964	3.146	2.734
Yugoslavia:						
Régulo	2.245	2.324	1.921	2.261	1.981	1.720
URSS:						
Régulo	3.800	3.200	4.200	2.700	2.400	1.300
Reino Unido:						
Régulo y refinado	827	1.454	1.079	1.241	751	840
Austria:						
Mineral	1.118	806	820	730	383	465
Sulfuro	244	317	312	199	262	290
Alemania Federal:						
Mineral	—	—	—	1	—	106
Régulo, chatarra, etc.	1.014	769	226	172	205	186
Oxido	136	87	438	s. d.	263	238
Estados Unidos:						
Mineral (Sb cont)	7.681	8.736	9.532	9.250	11.125	10.351
Crudos	15	20	28	21	56	s. d.
Régulo	4.214	5.086	2.953	2.366	2.697	2.687
Oxido	2.598	1.865	2.795	1.940	4.807	4.552
Japón:						
Mineral y concentrados	4.947	6.098	6.398	4.473	7.286	8.927
Régulo	—	158	911	124	305	876
Sulfuro	149	270	98	49	20	152
Reino Unido:						
Mineral y concentrados	12.085	11.995	13.989	s. d.	s. d.	s. d.
Alemania Federal:						
Mineral	1.623	2.131	2.619	1.749	3.147	2.976
Régulo, chatarra, etc.	3.545	4.707	3.298	2.707	2.733	2.634
Oxidos	246	402	815	s. d.	581	572
Francia:						
Mineral	2.957	853	2.648	1.651	1.497	1.242
Crudo y régulo	2.141	2.743	2.623	1.700	2.898	2.177
Sulfuro	12	6	7	7	11	11
Italia:						
Mineral	s. d.	s. d.	s. d.	15	830	760
Régulo y chatarra	412	620	334	430	491	584
Oxido	430	283	226	256	264	298
Sulfuro	s. d.	s. d.	s. d.	s. d.	18	25
India:						
Mineral	1.376	1.690	1.323	1.675	2.077	1.504
Metal	—	15	59	84	56	17
Oxido	54	39	41	92	65	90
Sulfuro	2	2	4	37	s. d.	s. d.

PAISES EXPORTADORES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Holanda:						
Régulo	336	380	289	230	273	145
Oxido	564	560	590	583	510	485
Brasil:						
Mineral	53	79	64	269	290	232
Régulo	631	580	157	71	233	69
Oxido	62	36	14	34	111	77
Sulfuro	93	139	108	37	106	109
Argentina:						
Mineral	553	370	497	1.058	427	484
Suecia:						
Régulo	386	439	419	270	340	299
Suiza:						
Régulo	537	311	349	205	191	266

Fuente: Statistical Summary of Mineral Industries.
Unidad: t.

Las estadísticas españolas de comercio exterior no suministran dato alguno sobre exportación de este mineral, ya que, siendo su producción deficitaria, es obligado importar grandes cantidades para cubrir este déficit.

Las importaciones en los últimos años quedan reflejadas en el siguiente cuadro, donde se observa el alto grado de dependencia del consumo interior respecto al abastecimiento exterior.

AÑOS	Toneladas de mineral importadas	Porcentaje sobre el consumo interior
1961	250	44
1962	589	65
1963	516	81
1964	539	82
1965	708	79
1966	310	60
1967	65	20
1968	894	72

1.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL ANTIMONIO

PRODUCCIONES Y CONSUMOS MUNDIALES

	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Producción de minerales	61	63,5	66,1	70,2	69,9	68	62	71,2
Producción de régulo	50	50,5	52,6	53,9	51,3	53,7	49,6	53,1

Unidad: miles de t.

Principales productores de mineral:

China	27 por 100
Africa del Sur	24 por 100
Bolivia	15 por 100
URSS	11 por 100
Méjico	5 por 100
Yugoslavia	4 por 100
Turquía	3 por 100

Principales productores de régulo:

China	30,0 por 100
EE. UU.	20,0 por 100
URSS	15,0 por 100
Inglaterra	8,0 por 100
Bélgica-Luxemburgo	5,5 por 100
Japón	5,0 por 100
Yugoslavia	3,5 por 100
Checoslovaquia	2,7 por 100
Méjico	2,0 por 100

PRECIOS

	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
£/t	225	230	236-5	348-15	371-12	326-2	329-2	360

La tonelada de mineral, con base 60 por 100, se cotizó hace años a 40,5 y 42,5 dólares, es decir, a unas 150 ptas/kg. Posteriormente, la cotización ha descendido a 80 ptas/kg. Las últimas importaciones de 1970 se han realizado a una media de 83 ptas/kg. En cuanto al metal, se importó al precio de 380 pesetas el kilogramo. (Fig. 1.4-1.)

PREVISIONES DE CONSUMO EN ESPAÑA

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
921	929	937	945	953	961	969	977	985	993	1001

Unidad: t.

PREVISIONES DE PRODUCCION

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Producción mineral (Sb contenido)...	160	180	200	200	200	200	200	200	200	200	200
Subproducto del plomo.....	120	120	125	140	150	160	165	170	175	180	185
Recuperación segunda fusión.....	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300
TOTAL PRODUCCIÓN.....	580	600	625	640	650	660	665	670	675	680	685

Unidad: t.

PREVISIONES DE COMERCIO EXTERIOR

(Importación)

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Toneladas.....	340	330	310	305	303	301	304	307	310	313	316
Millones de pesetas.....	117	114	106	105	104	103	104	105	106	108	109

Comentario general:

El principal uso del antimonio en España, que supone el 50 por 100 del total, es la fabricación de baterías para vehículos. Las previsiones se efectúan a base de un ritmo de producción de 400.000 vehículos anuales y la existencia de un parque de 3.000.000 de unidades.

El mercado mundial del antimonio es muy sensible a las variaciones de la oferta y la demanda. Las dificultades que ha encontrado la U. R. S. S. últimamente para adquirir su antimonio de China se tradujeron en una espectacular subida de los precios. Por ello no es previsible señalar la trayectoria de este mercado, aunque parece que los precios deben bajar tan espectacularmente como subieron.

Las principales reservas nacionales de estibina conocidas se encuentran en Badajoz. Es necesaria una buena investigación minera, pues hay pocas minas en explotación. Los propietarios de las mismas, por otra parte, creen que tienen pocas reservas. También es necesario confirmar las cifras de producción que se señalan orientativamente. Asimismo, la cifra de recuperación de chatarras parece pequeña y conviene una ulterior investigación de su producción y de las recuperaciones conseguidas, con objeto de mejorarlas.

1.5 CONCLUSIONES

Las posibles mejoras en el beneficio de los minerales de antimonio de baja ley permitirán incrementar notablemente la oferta mundial y conservar durante un mayor período las reservas existentes en la actualidad. La utilización de estas innovaciones en áreas productoras de países subdesarrollados podría elevar considerablemente la producción mundial, disminuyendo los costes de la comercialización del mineral y manteniendo a largo plazo una mayor estabilidad en el precio de este producto, que alcanzó en los primeros años de la década de los 50 un nivel de casi 45 centavos de dólar por libra, descendiendo posteriormente hasta 33 centavos, precio que mantuvo hasta mediados de la década de los 60, en que volvió a crecer, llegando a superar incluso los 45 centavos.

Es posible que en los modelos tradicionales de la demanda puedan influir, asimismo, los avances tecnológicos en el fortalecimiento y endurecimiento del plomo por dispersión, la sustitución del plomo antimonioso por plásticos, etc., aun cuando no es previsible que esto tenga lugar en un futuro próximo.

Siendo España un país deficitario de este mineral, lo que obliga a invertir sumas de cierta consideración en la importación del mismo, a fin de cubrir sus necesidahes, y por desconocer casi totalmente las posibilidades de nuestras reservas, sería sumamente conveniente el incrementar de forma notable los trabajos de investigación encaminados a concretar nuestras posibilidades reales de producción. Por lo que se considera que este trabajo debe terminar forzosamente haciendo hincapié en que el antimonio sea tenido en cuenta como mineral de investigación.

COTIZACIONES MEDIAS DEL ANTIMONIO EN LONDRES, 1935-1970

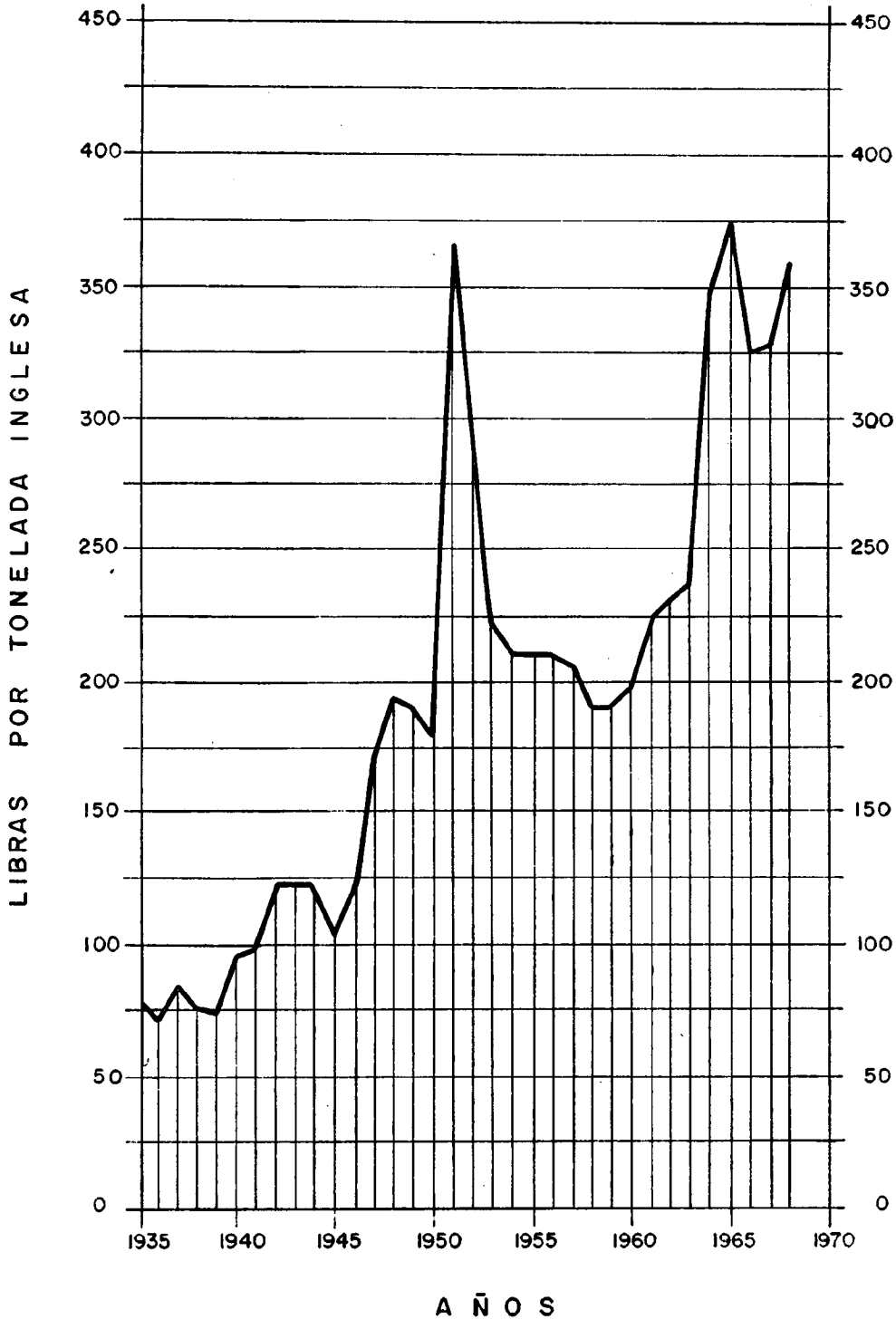


Figura 1.4-1

2. ARSENICO

2.0 INTRODUCCION

El trióxido de arsénico u óxido arsenioso As_2O_3 es el compuesto más común de arsénico que se ofrece al comercio y es conocido por el nombre de arsénico blanco.

El arsénico blanco se produce principalmente como subproducto en la recuperación de otros metales, principalmente cobre, plomo y mercurio, y se usa, sobre todo, en la fabricación de arseniato cálcico y de insecticidas con base el arseniato de plomo.

La demanda de este último producto es muy irregular, por estar muy relacionada con las plagas del campo, siendo uno de los problemas básicos de la industria del arsénico.

Otros usos importantes del arsénico blanco son en la conservación de la madera, fabricación de perdigones, del vidrio y para control de semillas.

Ultimamente los insecticidas a base de arsénico han tenido que soportar la competencia de los insecticidas orgánicos y han sido ampliamente reemplazados por el D. D. T. (diclorodifeniltricloroetano) y BHC (exacloruro de benzeno), toxafeno y compuestos orgánicos fosfatados.

Los EE. UU. son el segundo productor mundial de arsénico blanco y el mayor consumidor del mismo, produciendo alrededor de la cuarta parte del total mundial y consumiendo el 50 por 100 también del total del mundo.

Se están haciendo investigaciones para desarrollar la utilización del arsénico y existen perspectivas para incrementar el uso tanto del metal como de sus compuestos.

Se conoce producción en 22 países, pero solamente se han llegado a obtener datos cuantitativos en 13 de ellos.

Las naciones que producen el arsénico blanco en Norteamérica son: Canadá, Méjico y EE. UU. En Sudamérica los principales productores son: Brasil y Perú, y también tiene alguna producción Argentina. En Europa los productores son: Bélgica, Francia, Alemania Federal, Portugal, España y Suecia. También se tiene noticias de producciones en Grecia, Italia, Austria, Checoslovaquia, Alemania del Este, Finlandia, Hungría y algo en el Reino Unido. En Asia se conocen producciones principalmente en el Japón, pero indudablemente existen en la U. R. S. S. y China. En Africa lo produce Rodesia del Sur.

Especificaciones:

El arsénico blanco de primera calidad es un polvo blanco, fino, cuyas especificaciones comerciales requieren que el producto refinado tenga 99 por 100 o más de trióxido de arsénico. Normalmente contiene el 99,5 por 100. Para algunos usos se especifican ciertas condiciones de solubilidad en ácido nítrico.

El arsénico crudo es de color blanco grisáceo, y los contratos de venta generalmente especifican del 95 al 98 por 100 de trióxido de arsénico.

Tecnología:

Los minerales más abundantes de arsénico son la arsenopirita, el oropimente y el rejalgar.

Se encuentra también arsénico, en cantidades apreciables, en los componentes fosfatados de las rocas ígneas.

Aparece el arsénico en algunos filones.

Generalmente, el arsénico comienza a separarse a las mayores temperaturas, después de la fase principal de cristalización, es decir, durante la fase pegmatítica, y por ello se encuentran pequeñas cantidades en depósitos formados durante las primeras etapas de la cristalización magmática.

La mayor parte de este metal se produce industrialmente en la forma de arsénico blanco, como subproducto de la fusión de otros metales. La metalurgia del arsénico está íntimamente relacionada con los polvos que contienen arsénico y que se obtienen en las plantas de fusión. A partir de polvos se obtiene o bien el arsénico crudo o el arsénico blanco refinado.

El polvo que contiene alrededor de un 30 por 100 de trióxido de arsénico se mezcla con una pequeña cantidad de pirita o galena y se tuesta en un horno de reverbero.

La pirita o galena evita la formación durante la tostión de un arsenito, produciendo un residuo en forma de clínker apropiado para ser incorporado al proceso de recuperación de otros metales.

Los gases del horno de tostación, que contienen el óxido arsenioso, son enfriados haciéndolos pasar a través de una serie de cámaras de ladrillos en las cuales la temperatura va variando desde 220° C. en la primera a 100° C., o incluso menos, en la última. En este proceso de condensación se obtiene el arsénico blanco crudo.

Gran parte del producto se usa en forma de arsénico crudo, pero si se quiere obtener mayor pureza es necesario repetir el proceso para obtener el 99 por 100 o más de trióxido de arsénico.

El arsénico metálico se prepara reduciendo el arsénico blanco con carbón vegetal, teniendo lugar la reducción a una temperatura apropiada.

2.1 APLICACIONES

El arsénico blanco es el constituyente más importante utilizado en la manufactura de los insecticidas arsenicales, arseniato de plomo y arseniato de calcio. Actualmente el que fue popular insecticida, conocido por el nombre de «verde París», casi no se usa. El arseniato de calcio es el más utilizado para combatir las plagas del algodón. El arseniato de plomo se usa principalmente para combatir el escarabajo de la patata y otras plagas que afectan al tabaco, a las coles y a diversos frutos. Ambos arseniatos hay que usarlos en forma que no dañen a las plantas.

El arsénico blanco, solo o mezclado con otras sustancias, es buen conservador de la madera. Las sales de Wolman (25 por 100 de arseniato sódico) son muy eficaces. Son muy conocidas tres sales de Boliden, debido a que los suecos han desarrollado estos nombres comerciales y han dedicado especial atención a este tipo de producto.

El uso más corriente del arsénico en aplicaciones metalúrgicas es la fabricación de perdigones; pequeñas adiciones de arsénico hasta un 1 por 100 modifica la tensión superficial del plomo y permite la formación del perdigón.

El arsénico se usa para mejorar propiedades específicas del plomo, cobre y algunas de sus aleaciones. Añadido en pequeñas cantidades, endurece al plomo y evita el ablandamiento de las aleaciones para cojinetes usados en máquinas de combustión interna, que son sometidos a temperaturas elevadas.

Un importante uso metalúrgico es la fabricación de cobre arsenical, que consigue un incremento a la resistencia, a la corrosión y al desgaste, eleva la temperatura de recocido y sirve quizá como desoxidante.

El cobre arsenical se utiliza en la fabricación de radiadores de automóvil y otros objetos manufacturados que deben ser ensamblados por soldaduras, a causa de que pierde poca resistencia después del tratamiento térmico.

Hay dos sulfuros de arsénico que tienen especial relevancia en el comercio, el disulfuro, S_2As_2, de compuesto rojo naranja, que se encuentra en la naturaleza en forma de mineral rejalgar, pero frecuentemente se obtiene de manera artificial y contiene el 70 por 100 de arsénico, y el trisulfuro, As_2S_3, de color amarillo limón, que contiene el 61 por 100 de arsénico y se encuentra en la naturaleza en forma de mineral oropimente, o se fabrica artificialmente.

El rejalgar se usa como pigmento, como depilatorio y para hacer el blanco de Bengala, usado en pirotecnia.

El oropimente se usa como pigmento y en la industria química como agente reductor; tiene un color amarillo brillante y un buen poder de recubrimiento, pero no es permanente cuando está expuesto a la luz y no puede ser mezclado con otros colores.

2.2 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL ARSENICO

2.2.1 PRODUCCIONES Y CONSUMOS MUNDIALES. PRINCIPALES PRODUCTORES Y CONSUMIDORES

El arsénico es producido en unos 20 países, como se dijo anteriormente, siendo la principal industria una sueca, con el 27 por 100 de la producción. No se dispone de cifras globales de producciones por países.

2.2.2 PRECIOS

Arsénico blanco refinado: 4 centavos por libra. A los mineros que lo benefician en España, entre 5 y 6 ptas/kg.

2.2.3 UTILIZACION

Distribución del consumo y sustitutivos.

Como tóxico (antiplagas)	75	por	100
Industria del vidrio	17	»	»
Reactivos (flotación de minerales)	4	»	»
Aleaciones	4	»	»

Reservas conocidas (miles de t.)

Extranjero:

EE. UU.	2.500
Méjico	1.100
Francia	700
URSS	400
Suecia	300
Perú	300
Japón	300
Otros	200
	5.800

Conocidas en España (miles de t. de óxido):

Coruña	128
Zamora	7
Salamanca	205
Badajoz	230
Asturias	12
	582

2.2.4 RESERVAS EN ESPAÑA

Las reservas de arsénico en España son muy superiores a las anotadas, ya que, por no tener una comercialización eficiente, es una mena molesta y solamente se obtiene como subproducto al eliminarlo de otras sustancias (mercurio, estaño y volframio, principalmente).

Corresponden las reservas a los minerales de arsénico coexistentes con otros en las minas siguientes:

MINERALES DE ARSENICO

PROVINCIAS	Grupos mineros y minerales coexistentes	Posibles concentrados de arsénico — *Toneladas*
La Coruña	Monte Neme (con Sn. y W)	95.480
La Coruña	Santa Comba (con Sn. y W)	20.585
La Coruña	San Finx (con Sn. y W)	12.194
Zamora	Calabor (con Sn)	5.800
Salamanca	Coto Merladet (con W)	203.000
Salamanca	Coto Aurora (con W)	1.172
Cáceres	Grupo Almoharín (con W)	1.200
Badajoz	Grupo La Parrilla (con W)	230.400
Asturias	Soterraña y Astur-Belga (con Hg.)	11.500
	TOTAL	581.331

Las posibilidades de arsénico, en filones de estas zonas que lo comprenden como único componente, no es posible fijarlas, ya que las zonas filonianas y las impregnaciones en rocas hipogénicas son de una cuantía imposible de calcular.

Por las condiciones restringidas del mercado, y la gran abundancia de este metal, la minería de sus menas se reduce al aprovechamiento de las demás menas a las que viene asociado. En la actualidad se beneficia solamente en:

Minas de Soterroña y Astur-Belga (Asturias).

Minas de Barruecopardo (Salamanca).

Como residuo de mejora en las fundiciones de estaño y wolframio.

PREVISIONES DE CONSUMO EN ESPAÑA

(Toneladas de As_2O_3)

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
380	383	386	390	393	396	400	404	408	412	416

PREVISIONES PRODUCCION NACIONAL

(Toneladas)

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
370	373	376	380	383	386	390	394	398	402	406

con un valor de 6.000 ptas/t.

Se obtienen en España, como subproducto del tratamiento de otros minerales, en

Soterraña	50- 16 t/año
Barruecopardo	180-246 t/año
Otros	140-108 t/año
TOTAL	370-370 t/año

Casi siempre existe un fuerte «stock» de producto acabado.

PREVISIONES COMERCIO EXTERIOR

Imp.	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Toneladas	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Valor	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60

Como puede verse de las anteriores cifras, la balanza comercial está bastante equilibrada.

Comentario general:

La producción de arsénico en nuestro país se adapta a la demanda nacional y solamente cabe estudiar, dada la gran cantidad de reservas de que se dispone y el exceso de producción bruta sobre la vendible, si es posible acudir al mercado internacional, para lo que habría de estudiarse éste con mucho detenimiento.

2.3 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones:

Existen reservas importantes de arsénico en nuestro país.

— La producción se adapta al consumo nacional.

— El mercado internacional es difícil, pues existen productos restitutivos para las principales aplicaciones.

Recomendaciones:

Se debe estudiar con detenimiento el mercado internacional y especialmente las técnicas de fabricación de los compuestos arsenicales, con objeto de ver la posibilidad, en su caso, de acudir a este mercado interior.

— Parecen particularmente interesantes los contactos con los fabricantes y vendedores suecos.

3. BISMUTO

3.0 INTRODUCCION

El bismuto es un metal de gran significación y tradición en España, dado que nuestro país ha sido un importante exportador de dicho metal, contribuyendo de forma activa e importante en el consumo mundial de las industrias que requieren su utilización.

Duró dicha situación hasta hace unos diez o doce años, en que la producción nacional experimentó un descenso notable, llegando casi a ser nula en el año 1964 y obligando a importar dicho metal para abastecer el consumo interior de la nación, al convertirse España en deficitaria en la producción del mismo.

Unida esta circunstancia a otros factores deducibles de lo que seguidamente se dirá, así como a las nuevas aplicaciones termonucleares del bismuto (convertible en polonio) que le han dado la consideración de mineral estratégico, han concluido por hacer que se active su explotación en España en el año 1969, reforzando asimismo su apetencia al ser incluido en el «stockpile» americano (1.000 t.) y su consiguiente elevación de precio, alcanzando el doble del valor que tenía anteriormente.

España ha reactivado la minería de este metal de forma tan considerable en estos últimos tiempos, que es muy probable que se obtenga en breve plazo un equilibrio entre su producción y consumo e incluso vuelva a convertirse en país exportador. Esta última circunstancia se dará, siempre que se incremente paralelamente la investigación, a fin de obtener una mayor posibilidad de producción. (Fig. 3.1-1.)

3.1 PRODUCCION

Según datos del Instituto Geológico de Londres, la producción de bismuto, expresada en toneladas, ha sido:

PAISES	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Perú	484	555	724	795	747	783	760
Japón	1.184	226	s. d.	s. d.	s. d.	541	535
Méjico	350	420	465	477	477	501	421
Bolivia	291	276	270	292	367	523	446
Canadá	190	160	179	191	235	242	267
Corea del Sur	158	156	s. d.	s. d.	98	112	89
Yugoslavia	89	87	82	87	102	106	107
Francia	62	67	68	60	62	55	s. d.
España	2	4	—	0,25	9	4	s. d.

Independientemente de los países enunciados, existen otros que han producido cantidades considerables de bismuto; tal es el caso de EE. UU., U. R. S. S., Alemania Occidental, Reino Unido, etc., de los que se desconocen las cifras de producción, consideradas como datos confidenciales, al ser estimado como mineral estratégico.

Durante la segunda década del siglo en curso, España producía un 10 por 100 aproximadamente del consumo mundial, por lo que puede considerarse a nuestra nación como uno de los principales países exportadores en aquella época. Sin embargo, el giro negativo operado en nuestras producciones ha cambiado o, por mejor decir, ha invertido el signo de nuestro comercio exterior respecto a este mineral. La trayectoria de la producción en los últimos años se refleja en el siguiente cuadro, recogido de las publicaciones de Estadística Minera del Ministerio de Industria.

AÑOS	Toneladas de mineral	Toneladas de bismuto
1957	465	95
1958	261	51
1959	155	27
1960	60	15
1961	36	9
1962	9	2
1963	16	4
1964	—	—
1965	2	0,26
1966	42	9
1967	14	4
1968	21	6

Al no conocerse con exactitud la producción total de este mineral, por la reserva con que se llevan estos datos por los

BISMUTO. YACIMIENTOS EN ESPAÑA

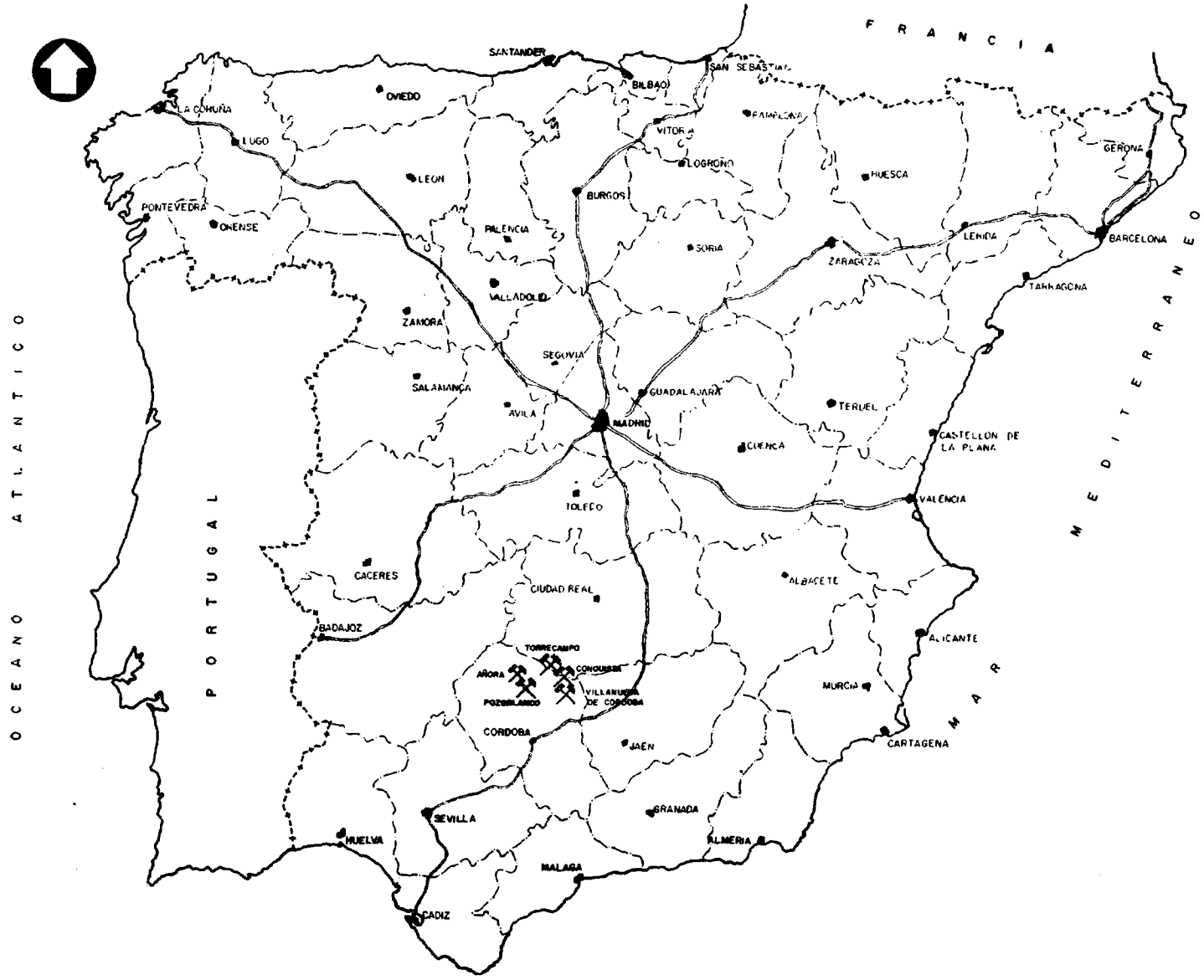


Figura 3.1-1

países verdaderamente significativos, no se puede señalar de una manera precisa la tendencia evolutiva de la totalidad. Sin embargo, restringiéndose a los datos que figuran en el primer cuadro de este apartado, se puede observar que ha experimentado un incremento total del 43 por 100 en el período de tiempo comprendido entre los años 1962 y 1967.

Concretándose a la producción española de bismuto, su descenso se puede considerar como alarmante, ya que en el último año de los que figuran en el precedente cuadro la producción ha supuesto sólo el 15 por 100 del consumo nacional.

Las perspectivas de incremento observadas recientemente permiten ser optimistas en cuanto al futuro, y principalmente si no se abandona la investigación en aquellas zonas donde existen con seguridad reservas de cierta importancia de este mineral, como son las de distintos términos municipales situados todos ellos en la provincia de Córdoba y que se citarán a lo largo de este trabajo.

3.2 PREVISIONES

3.2.1 RESERVAS MUNDIALES

Es verdaderamente difícil determinar, ni siquiera con una mediana exactitud, las reservas de este metal, ya que suele producirse como subproducto de otros, principalmente cobre, plomo, cinc y otros complejos, Por ello debe deducirse de las reservas de los minerales, en que aparece integrado el bismuto.

Los datos referentes a las reservas de este metal se pueden recoger del «Bureau of Mines», aun cuando los mismos no ofrezcan garantías de fidelidad, hecho reconocido por la propia publicación, la cual considera que pueden ser muy bajos dado el mayor aprovechamiento del bismuto existente en otros minerales.

Las reservas se exponen a continuación, a pesar de lo dicho anteriormente, dado que no se dispone de otros datos que ofrezcan mayor garantía:

PAISES	Toneladas de bismuto contenido
Estados Unidos	33.300
Bolivia	2.900
Canadá	2.800
China	2.600
Francia	1.400
Japón	4.600
Corea del Sur	800
Méjico	3.500
Perú	5.500
Yugoslavia	800
URSS	2.600

3.2.2 ANALISIS DE LAS POSIBILIDADES ESPAÑOLAS

Según se ha indicado anteriormente, se puede considerar que las únicas concesiones mineras de bismuto existentes en España se encuentran en los términos municipales de Pozoblanco, Villanueva de Córdoba, Torrecampo, Añora y Conquista, todos ellos pertenecientes a la provincia de Córdoba.

Hasta hace poco tiempo los principales propietarios de las explotaciones de esta zona eran Industrias Arsenicales Reunidas, S. A., y José Alcántara Sampelayo; sin embargo, la empresa belga Petrofina, a través de Fina Ibérica —que es una filial de ella—, ha adquirido recientemente el 90 por 100 de Industrias Arsenicales Reunidas, S. A., y las propiedades de José Alcántara Sampelayo, por lo que se puede decir que Fina Ibérica controla prácticamente la explotación y el comercio del bismuto en España.

Se ha activado considerablemente el trabajo de investigación, aun cuando continúa explotándose, de forma totalmente rudimentaria, por lo que dichos trabajos más bien pudieran conceptuarse exclusivamente de investigación que de explotación propiamente dicha.

Al encontrar un afloramiento de mineral contratan un pequeño pocillo de 30 m. de profundidad, autorizando a explotar 20 m. de filón, a uno y otro lado del pozo. Por este sistema el mineral obtenido por los «sacagéneros» es de unos 700 kg. de bismuto al mes.

El mineral obtenido es adquirido por la empresa antes mencionada y tratado en una fundición que posee en Pozoblanco, en la que tratan el mineral enriquecido al 15 por 100 en Bi., utilizando un pequeño horno de unos 40 kg. de capacidad. El metal obtenido al cabo de tres horas de tratamiento contiene un 94 por 100 en Bi., y después de un afino oxidante alcanza, según los datos facilitados, el 98 por 100.

Como dato verdaderamente interesante y curioso se ha de añadir que los «speiss» obtenidos contienen níquel y cobalto, por lo que se puede sugerir que la Administración controle la investigación.

Ascienden a 18 el número de filones actualmente reconocidos, todos ellos cruceros, que terminan en el batolito de Alcaracejos, que presentan —según datos facilitados por los «sacagéneros»— mejor aspecto a los 30 m. de profundidad.

Con la explotación de dichos filones prevén alcanzar una producción para el año en curso de 40 t. de bismuto metal, con la que podrían abastecer las exigencias de la demanda española. Se prevé, asimismo, practicar para el año 1972 un pozo de 200 m. de profundiadd, cuyo emplazamiento se tiene incluso determinado. Con ello se incrementaría la producción de bismuto hasta conseguir 200 t. anuales, lo que daría lugar a convertir a España de nuevo en nación exportadora.

3.3 APLICACIONES Y MERCADO

Debido a su avanzada técnica, Estados Unidos puede servir muy bien de base para lo que podrían ser las aplicaciones de dicho metal en países de menor industrialización, por lo que se puede considerar de interés reflejar dichas aplicaciones en el año 1967 y en tal país, así como la importancia de cada campo de utilización.

Esta distribución fue la siguiente:

— 47 por 100 en forma de aditivo para obtener aleaciones, fundamentalmente de aluminio y acero maleable, y también de plomo, como pares de control de temperatura.

— 53 por 100 en industria química, farmacéutica, cosméticos, catálisis y productos industriales varios.

El mayor incremento del consumo apreciado en el período 1962-66 se refiere a industrias del automóvil, aeronáutica y química.

La adición de ciertas cantidades de bismuto al acero y al aluminio da lugar a coladas fáciles de trabajar en máquinas-herramientas.

Globalmente, la mayor utilización de bismuto está en la industria química, como catalizador en la manufactura de fibras orgánicas y en otros usos más secundarios.

En el resto del mundo la mayor demanda de bismuto está dirigida hacia la industria farmacéutica, esperándose que el mayor incremento futuro del consumo lo efectúen los productos cosméticos.

Al tratar del comercio exterior de este metal hay que operar con datos no suficientemente exactos, aunque sí significativos, por las aludidas razones de reserva en que se encuentra rodeado.

Según datos recogidos del Instituto Geológico de Londres, correspondientes al período comprendido entre los años 1962 y 1967, se pueden cifrar las exportaciones en las cantidades que figuran en el siguiente cuadro, expresadas en toneladas de bismuto contenido:

NACIONES EXPORTADORAS	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Perú	731	495	730	730	733	822
Bolivia	291	276	270	292	367	523
Méjico	417	404	564	553	513	587
Reino Unido	651	603	772	573	373	425
Japón	87	159	245	134	251	266
Holanda	216	257	202	324	270	217
Alemania Occidental	137	114	58	71	98	125

Se incluye en las cifras anteriores el bismuto contenido en minerales, sales, bismuto impuro y refinado.

Las cantidades que han supuesto las importaciones del mismo período están cifradas, según la misma fuente, en el cuadro siguiente:

NACIONES IMPORTADORAS	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Francia	556	654	773	689	737	793
Estados Unidos	858	502	551	615	751	616
Rieno Unido	876	700	988	660	518	586
Alemania Occidental	276	250	254	230	258	246
Bélgica	172	262	155	135	166	170
Polonia	s. d.	71	97	66	59	103

De la simple observación de estos cuadros se deduce que la producción se canaliza desde los países de Hispanoamérica hasta los más fuertes consumidores, que son Estados Unidos y los de Europa occidental.

Concretándose al comercio exterior de España, hay que insistir sobre el cambio operado o tránsito de nación exportadora a importadora, a fin de cubrir en esta última fase la demanda interior, que carece de correspondencia con la producción de nuestras explotaciones.

Según estadísticas de Comercio Exterior, las importaciones españolas de bismuto, durante el período de tiempo comprendido entre 1962 y 1968, ascienden a:

AÑOS	Toneladas de bismuto	Valor — *Miles de pesetas*
1962	17	—
1963	8	—
1964	21	6.386
1965	11	4.511
1966	10	6.281
1967	12	7.345
1968	25,6	16.039
1969 (1)	21,4	14.629

(1) Enero - septiembre.

Independientemente de las cantidades reseñadas anteriormente, se importa bismuto en forma de óxidos y oxicloruros, no pudiéndose indicar valores exactos por venir englobados en partidas arancelarias más amplias.

En los últimos años no ha habido exportaciones de bismuto en España.

3.4 PERSPECTIVAS DE UTILIZACION Y MERCADO

El desarrollo experimentado por el proceso de fibras sintéticas requiere la catálisis de complejos bismuto-molibdeno, lo que ha ocasionado un considerable incremento en la demanda de bismuto.

En la mayor parte de las utilizaciones, este metal no parece indispensable, ya que podrá ser reemplazado, en un futuro muy próximo, por elementos sintéticos en las nuevas técnicas médicas, por otros metales en las aleaciones y como aditivo metalúrgico.

Por otra parte, el valor del bismuto se puede considerar como factor secundario en las explotaciones existentes, ya que los productos fundamentales de las mismas son siempre, o casi siempre, plomo y cinc, y su producción se ajusta casi estrictamente a la demanda de dichos metales. A pesar de lo dicho anteriormente, el precio del bismuto ya ha experimentado una elevación enorme al ser considerado «stock» estratégico americano en 1969, hecho que ocasionó una subida desde 4 a 9,20 dólares por libra en el precio comprendido entre 1965 y 1969.

Al desconocer los datos de producción y consumo de los principales países productores y consumidores, difícilmente puede determinarse la evolución de la demanda con garantías absolutas. Sin embargo, se puede considerar que el aumento vendrá determinado por una línea ascendente paralela a la seguida por el incremento de la producción y consumo de los países de los que se tienen datos, y que se cifra en un 8 por 100 anual. No obstante, hay que tener en consideración el aumento que experimentarán los stocks, dada su naturaleza de metal estratégico, previsión que tiene garantía casi total si

se tiene en cuenta que EE. UU. ha constituido en los últimos años una reserva de 1.000 t. de bismuto.

A pesar de lo dicho anteriormente, y puesto que las cifras de demanda del período 1962-68 no pueden marcar una correlación significativa que proyecte la tendencia de los años futuros, se ha considerado más prudente considerar las indicadas por el «Bureau of Mines», que cifran el incremento de consumo de bismuto en EE. UU. entre el 1 y el 2 por 100 anual acumulativo, y que en el incremento de utilización en usos medicinales fija los porcentajes, máximos y mínimos, en el 1,5 y 2,5 por 100, respectivamente.

Si se parte de que la demanda estimada para 1968 es de 37 t. de bismuto, la aplicación de los tipos de crecimiento indicado dan las siguientes cifras:

AÑOS	Mínimo	Medio	Máximo
1969	37,5	37,70	37,9
1970	38,2	38,50	38,8
1971	38,8	39,30	39,8
1972	39,4	40,10	40,8
1973	40,0	40,90	41,8
1974	40,6	41,80	42,8
1975	41,2	42,50	43,9
1976	41,8	43,40	45,0
1977	42,4	44,25	46,1
1978	43,0	45,15	47,3
1979	43,7	46,10	48,5
1980	44,4	47,05	49,7

Unidad: t.

En el caso concreto de España, se puede suponer que el consumo interno es igual a la suma de la producción más las importaciones de bismuto-metal, en cuyo caso el consumo expresado en toneladas ha sido:

AÑOS	Producción	Importaciones	Consumo
1962	2,00	17,0	19,00
1963	4,00	8,0	12,00
1964	—	21,0	21,00
1965	0,25	11,7	11,95
1966	9,00	10,4	19,40
1967	4,00	12,5	16,50
1968	6,00	25,5	31,50

No existen datos sobre el aumento de consumo, aunque se puede considerar que la tendencia sea muy similar a la expresada anteriormente al hablar de EE. UU. Este aumento, de cumplirse los cálculos que se hacían al analizar las posibilidades españolas, no cambia el sentido de nuestra producción respecto a este metal, que, de no mediar circunstancias adversas, convertirán en breve a España en nación exportadora.

Previsiones del consumo en España:

En forma de sales para farmacia, 90 por 100; en fundiciones y fibras, 10 por 100.

	1970	1971	1972	1973	1974	1975
Toneladas	38,5	39,3	40,1	40,9	41,8	42,0

	1976	1977	1978	1979	1980
Toneladas	43,4	44,25	45,15	46,1	47,05

Previsiones de la producción nacional:

	1970	1971	1972	1973	1974	1975
Toneladas	40	60	200	200	200	200

	1976	1977	1978	1979	1980
Toneladas	200	200	200	200	200

Previsiones del comercio exterior:

Al poner en marcha los proyectos de Petrofina, cambia radicalmente nuestra política.

	1970	1971	1972	1973	1974	1975
Exportación	1,5	20,7	160	169	158,2	158

	1976	1977	1978	1979	1980
Exportación	156,6	155,7	154,85	153,9	153

	1970	1971	1972	1973	1974	1975
Valor (en 10^6 pts.) a 700 pesetas kg	1,05	14	112	111	110	110

	1976	1977	1978	1979	1980
Valor (en 10^6 pts.) a 700 pesetas kg	109	108	108	107	107

Comentario general:

España ha sido de los mejores productores del mundo, abasteciendo el 10 por 100 del consumo mundial y descendiendo a cifras muy bajas a continuación. Se ha reestructurado el Sector y se espera poder conseguir producciones que puedan ser superiores a las obtenidas con anterioridad.

3.5 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION

PRODUCCIONES MUNDIALES. PRINCIPALES PRODUCTORES

	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Toneladas	2.930	2.988	2.402	2.497	2.500	2.867	2.655

Perú (28 por 100), Japón (20), Bolivia (17), Méjico (16), Canadá (10), Yugoslavia (4), Corea (3,5).

PRECIOS. BISMUTO-METAL, EN DOLARES POR LIBRA

1966	1967	1968	1969	1970
4	4	4	9,2	6

Se estima que la cifra de 6 dólares por libra es la más probable como precio de productor.

UTILIZACION-DISTRIBUCION DEL CONSUMO Y SUSTITUTIVOS

Como aditivo para aleaciones de acero maleable.....	47 por 100
En la industria química.....	53 » »

Reservas conocidas en España

No se conoce el volumen de estas reservas, por lo que es importante realizar su estudio.

3.6 CONCLUSIONES

Las circunstancias que últimamente han concurrido en el bismuto, han incrementado el valor de la producción de forma considerable en aquellas naciones que poseen reservas, al tiempo que se trata de evitar en lo posible las importaciones.

Por venir el bismuto asociado a otros metales de mayor importancia y abundancia, de los que se ha considerado y sigue considerándose subproducto, hace muy difícil el que puedan señalarse previsiones con cierto grado de garantía, ya que su suerte va un poco aparejada con la de estos metales. Sin embargo, los factores apuntados anteriormente hacen que este metal pase a un primer plano de importancia y de forma fundamentalísima en España, nación que, teniendo reservas suficientes para abastecer no sólo su consumo interior, sino parte del de otras naciones, convirtiéndose en país exportador, se ve forzada a la importación de dicho metal.

Las perspectivas, sin embargo, según se apunta en este breve estudio, son verdaderamente halagüeñas, aunque sería un lamentable error pensar que por el momento se puede dar al mismo la consideración de mineral de investigación.

4. CIRCONIO

4.1 PROPIEDADES

Ocupa el circonio el puesto 19 entre los elementos más abundantes de la Tierra, y es uno de los 19 metales industriales no ferrosos empleados en aleaciones.

La badeleyita (óxido de circonio) es muy variable de color: amarilla, parda y negruzca; su dureza es de 6,5, y tiene un peso específico de 5,5 a 6. El principal mineral de circonio es el circón (silicato de circonio), cuyo punto de fusión es 1.700° centígrados, su dureza es de 7,5 y su peso específico, de 4,68 a 4,86.

Este mineral se obtiene como subproducto de los minerales de titanio: ilmenita y rutilo; es muy afín al oxígeno y arde en el aire con llama brillante; el circonio en polvo es muy explosivo. Como metal puro es tan blando como el cobre, y es de color gris negruzco, parecido al titanio. En la actualidad se está empleando en energía nuclear.

4.2 PRODUCCION

En el cuadro adjunto se resume la evolución de la producción de circón en los principales países.

PRODUCCION DE MINERALES DE CIRCONIO

(Toneladas)

PAISES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Australia (concentrados de circón)	133.844	184.830	184.082	226.863	235.649	292.339
Senegal	2.229	3.022	546	—	—	—
Suráfrica	6.769	2.364	—	—	—	—
Malasia	60	258	145	582	774	465
Rrasil	2.359	350	508	485	487	413
Bepública Malgache	348	382	504	634	693	205
Ceilán	n. a.	n. a.	n. a.	2	151	119

La producción mundial de circón en el año 1967 puede estimarse alrededor de las 300.000 t.; las cantidades producidas han crecido de forma importante en los últimos años, si bien se puede decir que los incrementos o disminuciones de este valor son función casi exclusivamente de la producción de Australia. Este país produjo en 1967 una cantidad de concentrado equivalente al 97 por 100 de la producción mundial. A continuación, una serie de países le siguen con cantidades notablemente inferiores, tales como Rusia (de la que se desconoce exactamente su producción), Brasil, Malasia, Estados Unidos y Ceilán.

Un caso curioso, y del que se desconocen las causas, es el de Senegal y la República de Sudáfrica, que, siendo los segundo y tercer productores mundiales en 1962 y 1963, tras de Australia, han desaparecido posteriormente de las estadísticas.

Por lo que respecta a España, no existen en nuestro país yacimientos de minerales de circonio reconocidos, aunque se conoce su existencia en las arenas de ciertas playas, acompañando a la ilmenita.

Las reservas conocidas de mineral son:

PAISES	Miles de toneladas de circón	Contenido Zr equivalente
EE. UU	12.500	6.125
URSS	6.000	2.940
Brasil (1)	2.500	1.750
India	3.360	1.650
Australia	2.500	1.225
Ceylán	1.000	500
República de Sudáfrica	540	265
Egipto	200	100
República de Malgache	120	60
Otros (2)	400	200
TOTAL DEL MUNDO	29.120	14.815

(1) El óxido de circonio, baldeleyita, abunda principalmente en Brasil.
(2) Incluye: Costa de Marfil, Corea, Nigeria y Uruguay.

En Estados Unidos las mayores reservas se encuentran en Florida, con 7.155.000 t.

El circón se obtiene normalmente en las operaciones de beneficio de otros minerales, como rutilo e ilmenita, ya que raramente se explota un yacimiento exclusivo de circón.

4.3 UTILIZACION

El circonio fue ampliamente empleado en aceros para la industria de guerra; con anterioridad a 1930 no se le conocía aplicación comercial y únicamente era empleado en filamentos de lámparas eléctricas. Durante la guerra adquirió importancia para válvulas de radio, aleaciones circonio-silicio y circonio-ferrosilicio, industria del acero y como metal en plancha, en la fabricación de crisoles para la industria de rayón. La tenacidad del cobre se duplica con la adición del 7 por 100 de circonio, el cual intensifica la conductividad a temperaturas elevadas y la resistencia a la tensión, en las aleaciones de níquel-cobre. El circonio metálico se emplea en la manufactura de fulminantes, fundición, electrodos y válvulas transmisoras de radio.

En los esmaltes, vidrios y glaseados cerámicos, el circonio está reemplazando en gran medida al antimonio y óxido de estaño, a causa de no ser venenoso y asegurar la opacidad, añadiendo un 2 por 100 de circonio, que equivale al 6 por 100 de óxido de antimonio. Las aleaciones de circonio-níquel han sido empleadas como materiales de sustitución en los proyectiles perforadores y herramientas de coches.

El circón se utiliza en cantidades cada vez más considerables en refractarios, porcelanas especiales y en ciertas clases de glaseado y vidrio resistente al calor; sus refractarios encuentran aplicación en las camisas de los hornos de refundición de aluminio, siendo uno de los usos más importantes el de arena de fundición. También se emplea como refractario por su elevado punto de fusión, conductividad calorífica reducida y larga duración, empleándose en forma de ladrillo, crisol, muflas y otros útiles de laboratorio.

El consumo norteamericano de circonio se distribuye, según datos del año 1967, en la forma siguiente:

Arena de circón	59 por 100
Circón en polvo	17 por 100
Metal y aleaciones	12 por 100
Compuestos de circonio	12 por 100

Atendiendo a los sectores consumidores en el mismo país y año, el desglose del consumo es como sigue:

Para fundición (en hierro y acero)	45 por 100
Como refractario (para industria de acero y vidrio)	20 por 100
Alfarería, porcelana, esmalte y barnices	20 por 000
Electrometalurgia y aleaciones	10 por 100
Otros (productos químicos e industria nuclear)	5 por 101

El mayor consumo de circonio va dirigido, como puede observarse, a la industria del hierro y del acero, donde juega un papel importante como fundente.

4.4 PRECIOS

Al no tener producción nacional, no pueden conocerse más que los precios del mercado internacional; éstos son poco variables, oscilando entre 25 y 26 libras esterlinas por t. para arenas de circonio, con un contenido del 66 al 67 por 100 de óxido de circonio, precios CIF en fines del año 1969.

4.5 PANORAMA NACIONAL

No se conoce produción nacional de circonio y únicamente se obtienen cantidades pequeñas en algunas plantas de concentración de ilmenita. No obstante, en las playas gallegas, juntamente con otros minerales, existe circón en cantidades variables. Se da a continuación un análisis de arenas de distintas playas, todas ellas pertenecientes a la provincia de La Coruña, indicando dónde fueron tomadas las muestras.

Granulometría 0,25 mm

	SiO_2	$Ca(AlO_4)AlFe_2(S_2O_4)_2$	$3FeOAlO_2 3S_2O_2$	TiO_2	$ZrSiO_4$	$FeTiO_3$	Po_4ThSiO (Ce, La)	$PoOFe_2O_3$	$CaWO_4$	SnO_2	WO_4 (Fe, Mn)
1. Lorbe	6	10	6	4	6	30	39	6	11	3	7
2. Suevos	2	14	12	3	14	15	17	9	—	8	—
3. Razo	3	12	9	5	17	10	15	5	12	10	9
4. Balares	4	10	11	5	19	18	18	7	—	4	—
5. Lago	6	15	12	—	16	14	17	22	—	—	—
6. Mar de Fora	6	14	10	3	12	12	18	13	3	3	5
7. Langosteira	5	11	9	3	14	13	16	14	4	3	7
8. Carnota	8	12	10	6	11	12	15	10	—	7	9
9. Cespón	6	11	9	5	10	9	14	11	7	7	8

Para la separación de estos minerales, Rodríguez Baltar, especialista en la materia, ha ideado y patentado una serie de aparatos, hidroclasificadores centrífugos, clasificador electrostático y separador magnético, con los que se consigue una perfecta separación de los mismos.

No se conoce el consumo nacional, pero se sabe que algunos productores de ilmenita de Galicia tienen almacenado circón sin salida al mercado, bien por falta de consumo o por desconocer los canales de comercialización.

4.6 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL CIRCONIO

PRODUCCIONES MUNDIALES. PRINCIPALES PRODUCTORES

1962	1963	1064	1965	1966	1967
145.609	191.206	185.785	228.566	237.754	293.541

Australia produce el 97 por 100, y el resto Malasia, Brasil, República Malgache y Ceilán.

Precios

Se producen importantes fluctuaciones en precios hasta 1960. Actualmente es de 80 dólares/t.

UTILIZACION, DISTRIBUCION DEL CONSUMO Y SUSTITUTIVOS

Arena de circón.	59 por 100	Para fundición en hierro y acero.....	45 por 100
Circonio molido.	17 por 100	Refractario en industrias del acero y vidrio	20 por 100
Metal y aleaciones	12 por 100	Alfarería, porcelanas, esmaltes y barnices...	20 por 100
Compuestos de circonio	12 por 100	Electromatalurgia y aleaciones	10 por 100
		Otros (Química y Nuclear).....	5 por 100

Previsiones de producción:

No hay en España datos de producción, aunque se encuentran vestigios en las arenas de las playas gallegas, acompañando a la ilmenita, pero se desconocen sus reservas.

5. COBALTO

5.1 IMPORTANCIA DE ESTE METAL

La importancia de este metal es creciente, pues ha pasado de tener aplicaciones decorativas, como los productos cerámicos, a los que se daba con sales de cobalto su famoso color azul, a ser un metal de gran importancia en las tecnologías más avanzadas, como son la fabricación de aleaciones de alta resistencia mecánica a elevadas temperaturas, la fabricación de imanes permanentes y la producción artificial del isótopo Cobalto-60, que se aplica extensivamente en medicina.

5.2 CONSUMO MUNDIAL

A pesar de estas nuevas aplicaciones del cobalto, el tonelaje que se consume es pequeño, debido principalmente a su elevado precio, lo que lo restringe, buscando el sustituirlo por otros metales, y muy especialmente por el níquel.

El precio del metal es, aproximadamente, 1,5 dólares (1964) por libra de cobalto contenido, lo que equivale, aproximadamente, a 230 ptas/kg., después de haber alcanzado 400 ptas/kg. en 1954.

El precio actual del cobalto (1970) es de 1,8 dólares/libra (270 ptas/kg.).

El consumidor más importante de cobalto es Estados Unidos, con 5.000 t/año (1964), aproximadamente.

El consumo del resto del mundo fue de unas 9.000 t/año (1964).

El reparto del consumo en Estados Unidos (1964) fue:

	Toneladas
EN FORMA METÁLICA:	
Aceros de corte rápido	150
Otros aceros de herramientas	75
Otros aceros aleados	250
Aleaciones para imanes permanentes	1.000
Materiales resistentes al desgaste	150
Aleaciones de alta resistencia a elevada temperatura	2.000
Aleaciones para endurecer superficies metálicas	300
Carburos de cobalto	150
Aleaciones no férricas	120
Varios	5
EN FORMA NO METÁLICA:	
Pigmentos y otros	700
Sales, secantes, lacas, barnices, pinturas, tintas, esmaltes etc	600
TOTAL	5.500

El consumo de España ha sido, en los últimos años, de 60 a 80 t. anuales.

Las previsiones de consumo de España son:

1970: 90 t.

1975: 115 t.

1980: 140 t.

5.3 PRODUCCION MUNDIAL

Se puede decir que no hay ninguna producción exclusiva de cobalto. Las que se obtienen son en forma de subproducto o coproducto de otros metales.

Así, por ejemplo: en Katanga y Rodesia del Norte se obtiene como subproducto de la producción de cobre, y en Canadá como subproducto o coproducto de los minerales de níquel. En Finlandia y Estados Unidos se obtiene el cobalto de la pirita cuprífera.

Marruecos explota una mina y tiene una planta de preparación en Bou-Azzer, al sur del Atlas, enviando los concentrados a Francia y Bélgica para su tratamiento. Por esta razón es frecuente que la producción de cobalto exceda las necesidades del consumo, puesto que es dependiente de la del cobre y de la del níquel, principalmente.

Las produciones de mineral de cobalto, valoradas en toneladas de metal contenido, han sido en 1963, en los principales países productores:

Congo (Kinshasa)	8.050
Canadá	1.408
Rodesia del Norte	778
Marruecos	1.511
Otros países	210
TOTAL	11.957
Estados Unidos	743
TOTAL DEL MUNDO	12.700

La producción de España es nula.

Recuperación:

Además de esta producción procedente de minerales existe recuperación en chatarras, desperdicios, catalizadores consumidos, etc. Se estima esta recuperación en unas 110 t. de cobalto contenido al año, ya que el consumo es pequeño y el tiempo de duración del ciclo en que se convierte en chatarra es muy largo.

5.4 RESERVAS MUNDIALES

Las mayores reservas conocidas se hallan en Katanga (Congo).

La mayor investigación se hizo por la compañía Union Miniére du Haut-Katanga, donde se supone existen unos 60 millones de t. de mineral, conteniendo del 3 al 4 por 100 de Co.

Los yacimientos de Rodesia del Norte son geológicamente análogos y se supone pueden contener 350.000 t. de cobalto contenido.

El mineral de Marruecos consiste principalmente en skutterudita, con otros varios minerales.

Las pocas investigaciones llevadas a cabo sobre este yacimiento no permiten dar mucha fiabilidad a las reservas groseramente estimadas en 800.000 t. de mineral con el 1,6 por 100 en Co, o sea, unas 13.000 t. de cobalto contenido.

En la parte oriental de Cuba existen grandes depósitos lateríticos que pueden ser las mayores reservas mundiales de Co. Sus minerales tienen de media 1 por 100 de Ni y 0,07 a 0,1 por 100 de Co, con un cobalto contenido superior al millón de t.

En Canadá los minerales de níquel tienen contenido de Co entre 0,06 y 0,1 por 100, lo cual daría una reserva de 200.000 t. aproximadamente de Co contenido.

En Estados Unidos se explota una magnetita que contiene el 3,5 por 100 de pirita. La pirita tiene una riqueza en cobalto del 1,5 por 100, por lo que el mineral contiene 0,05 por 100 de Co.

5.5 RESERVAS ESPAÑOLAS

Actualmente están registradas como níquel y cobalto únicamente las siguientes minas:

NOMBRE	Número	Término	Hectáreas
La Concepción.....	2.077	Zaragoza. Chodes.....	30 Concesión
Inmaculada.....	2.088	Zaragoza.....	108 Concesión
Las de Pedro.....	4.989	Lugo - Carballedo.....	162 Permiso

No se tienen noticias de que en dichas concesiones o permisos haya actualmente ninguna actividad.

Entre los antecedentes conocidos están:

Las minas de Gistain, constituidas por la mina Providencia y otras en San Juan de Plan (Huesca), de 67 pertenencias en total, repartidas en:

El último plan de labores que se conoce de esta explotación es de 1951, siendo el presupuesto previsto para los trabajos de dicho año, 179.725 ptas. Al parecer el mineral tenía 1 por 100 en cobalto.

También en Villamanín (León) existió hace tiempo una explotación de minerales de cobre, níquel y cobalto en la mina Profunda.

En esta mina se hicieron obras de consideración para las instalaciones de beneficio de este mineral complejo. También se realizaron obras para explotar una bolsada importante del mineral.

El agotamiento de la bolsada y el mal funcionamiento de las instalaciones, hicieron abandonar este yacimiento, sin que posteriormente haya sido objeto de investigaciones serias.

Este yacimiento parece tener las mismas características geológicas que las zonas del Aramo y el Cares, en Asturias, donde también se presentan yacimientos de minerales complejos, fundamentalmente de cobre.

Posiblemente en el gran macizo de la Cordillera Cantábrica existen más bolsadas de minerales complejos, con cobre y cobalto.

Hay también noticias de la existencia de minerales de cobalto en general como parte de minerales complejos en:

Granada. Términos de Guajar-Fondón y de Molvízar.
Castellón. Términos de Chovar.
Zaragoza. En la zona de Morata de Jalón.

5.6 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL COBALTO

PRODUCCIONES MUNDIALES. PRINCIPALES PRODUCTORES

	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Toneladas...	15.300	16.950	13.950	13.750	15.450	18.300	16.150	17.050

Congo Kinshasa (62 por 100), Canadá (11,5 por 100), Zambia (8 por 100), Francia (5,5 por 100), Finlandia (3 por 100), Estados Unidos (1,4 por 100).

PRECIOS

	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Dólar-Libra.....	1,50	1,50	1,50	1,62	1,65	1,85	1,85

UTILIZACION

Distribución del consumo y sustitutivos

	Porcentaje
Industria aeronáutica	20
Equipos eléctricos	16
Productos metálicos	14
Pinturas y aleaciones	14
Máquinas herramientas y maquinaria de corte	10
Varios	26
Metal	83
Oxidos	5
Chatarra	1
Sales	11

RESERVAS CONOCIDAS

(Millones de libras)

Congo Kinshasa	1.500
Nueva Celedonia	880
Zambia	766
Cuba	744

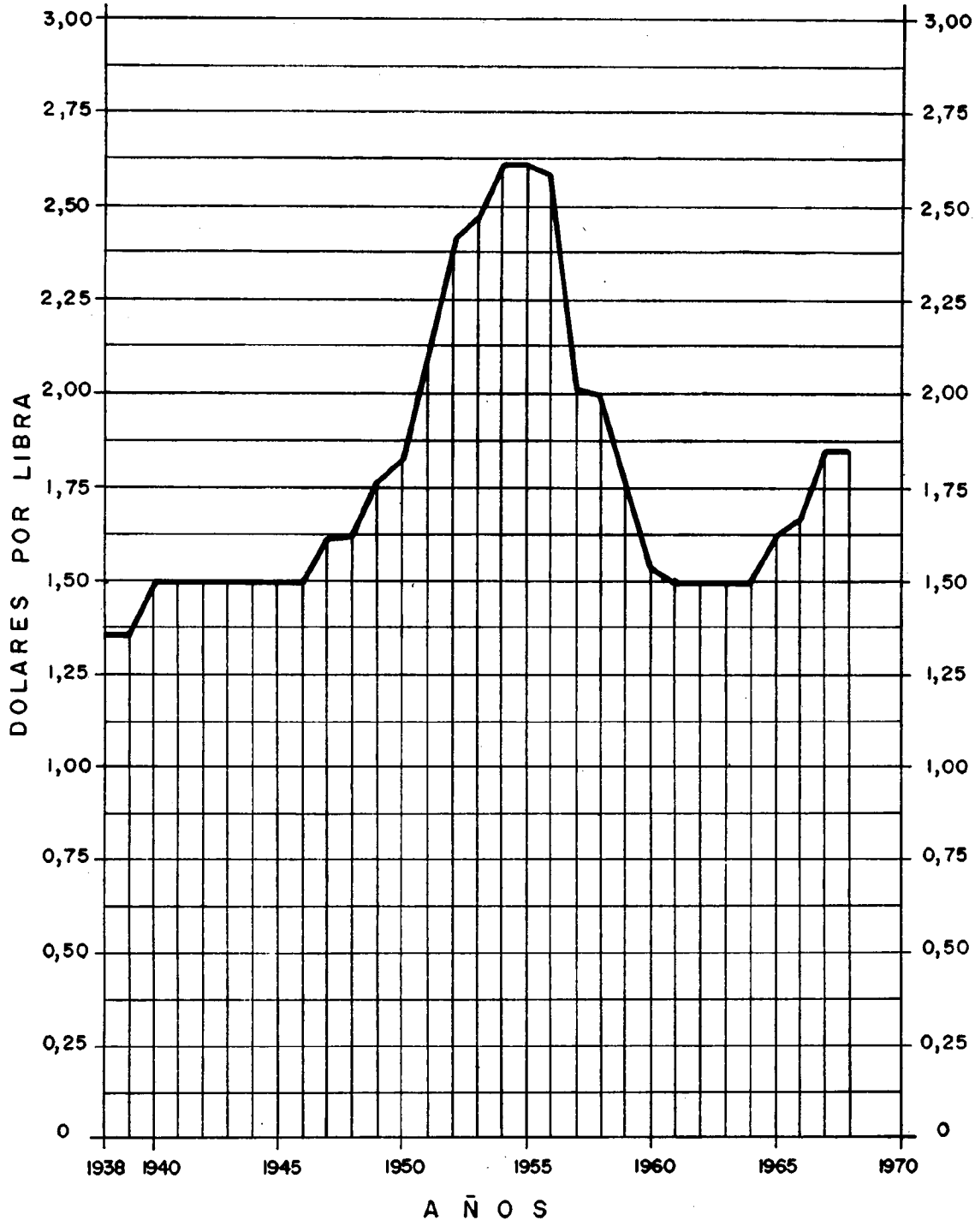
Las reservas en España son poco conocidas. Están principalmente en las zonas de piritas y en Badajoz (Burguillos del Cerro), Asturias (Aramo), Sevilla (Guadalcanal), León y Huesca.

PREVISIONES DE CONSUMO EN ESPAÑA

Se toman como base de cálculo las referencias en años anteriores.

	1964	1965	1966	1967	1968
Toneladas.....	62	70	60	83	87
Millones de pesetas....	9,120	11,000	9,813	17,025	21,630

COTIZACIONES MEDIAS DE COBALTO EN NUEVA YORK, 1938-1970



PREVISIONES PARA LOS PROXIMOS AÑOS

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Toneladas.....	90	95	100	105	110	115	120	125	130	135	140
Millones de pesetas.	27	28,5	30	31,5	33	34,5	36	37,5	39	40,5	42

PREVISIONES DE LA PRODUCCION NACIONAL

No existen datos estadísticos.

PREVISIONES DE COMERCIO EXTERIOR

(Importaciones)

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Toneladas.....	90	95	100	105	110	115	120	125	130	135	140
Millones de pesetas.	27	28,5	30	31,5	33	34,5	36	37,5	39	40,5	42

Comentario general:

El precio a largo plazo parece que llegará a estabilizarse a un nivel del orden de 1,8 a 2 dólares por libra.

El consumo nacional es escaso y se abastece de la importación. Deberán investigarse los concentrados de piritas que acompañan a las magnatitas de Cala y las piritas del tratamiento de cobre de la Metalquímica de Bilbao.

Existen en España zonas interesantes que deben ser investigadas, como son: Burguillo (Badajoz), Aramo (Asturias), Guadalcanal (Sevilla), León y Huesca.

5.7 CONCLUSIONES

— El cobalto es un metal cuyo consumo es relativamente pequeño, principalmente en los países de tecnología muy desarrollada.

— La producción de cobalto es, en todos los casos, una consecuencia de otras explotaciones, principalmente de minerales de cobre o níquel y del buen aprovechamiento de los minerales complejos.

— En Estados Unidos el cobalto se produce como consecuencia del tratamiento de magnetitas con el 3,5 por 100 de piritas. Al separar estas piritas, resultan con contenido de 1,5 por 100 de cobalto.

— En cambio, parece de interés recuperar, si es posible, el cobalto que pudiera haber en las piritas que acompañan a la magnetita de las minas de Cala, para lo que conviene investigar a fondo sus concentrados.

Igualmente, en las plantas de recuperación del cobre de las cenizas de piritas, como en la de Metalquímica (Bilbao), convendría investigar si existe o no cobalto y si es recuperable, de forma análoga a lo que hace en Alemania la Dnisburger Kupffer Hutte.

6. COBRE

6.0 INTRODUCCION

6.0.1 GENERALIDADES

La gran importancia del cobre hay que atribuirla a las siguientes propiedades:

— Elevada conductividad eléctrica, que es la más alta de todos los metales, con excepción de la plata.
— Excelente resistencia a la corrosión.
— Buena conductividad térmica.
— Facilidad para formar con el cinc el latón, aleación de fácil mecanizado, que posee resistencia y elasticidad y es resistente a la corrosión.
— Formación, con el estaño, del bronce, aleación muy útil.
— Buenas características de la chatarra de este metal.

Debido a esta combinación, tan poco corriente, de propiedades favorables, el cobre ha pasado a ser el más importante de los metales no férreos y se emplea prácticamente en todas las industrias, lo que ha dado lugar a un gran aumento de su consumo, que nuestros yacimientos han sido incapaces de cubrir, haciendo necesario aumentar las importaciones. En 1969 alcanzaron un balance negativo de 7.680 millones de pesetas, siendo las mayores en la industria minera y metalúrgica nacional, después de las del hierro.

Los minerales de cobre han sido explotados desde antiguo, estando en la actualidad agotados los yacimientos de alta ley, por lo que de una manera inexorable los criaderos que se ponen actualmente en explotación son cada vez más pobres en cobre metal.

Esta situación da especial relieve a todo lo relacionado con la explotación y aprovechamiento de los minerales cupríferos, por lo que el cobre ha sido declarado sustancia prioritaria dentro del Plan Nacional de la Minería.

6.0.2 MINERALOGIA

Desde el punto de vista mineralógico, los minerales de cobre pueden agruparse en cuatro grandes grupos:

— cobre nativo;
— minerales oxidados;
— sulfuros;
— minerales complejos.

Cada uno de ellos requiere un tratamiento mineralúrgico distinto y, en consecuencia, se exige diferente ley mínima para considerar económicamente explotable un yacimiento.

Los yacimientos de cobre nativo en el mundo son de escasa importancia, y de hecho, sólo se explota uno que se encuentra en la península septentrional del estado norteamericano de Michigan.

Las menas oxidadas son características de los yacimientos que se encuentran cerca de la superficie, pues son el resultado de la alteración y descomposición de los minerales sulfurados primarios por las aguas filtradas del subsuelo. Estas aguas, cargadas con anhídrido carbónico, oxígeno y ácido sulfúrico, actúan sobre los sulfuros para producir óxidos, sulfatos, silicatos y varias sales básicas. Aunque son atractivas desde el punto de vista metalúrgico, pues se reducen fácilmente con el carbono y el óxido de carbono, las menas oxidadas han perdido importancia, ya que desde hace muchos años nuestros antepasados descubrieron y agotaron sus depósitos.

Las menas sulfuradas son, con mucho, las más importantes, siendo por regla general mezclas complejas de los sulfuros de hierro y cobre. En España constituyen la principal fuente de producción de cobre, asociadas a los yacimientos de pirita, que tanto abundan en el sudoeste de la Península.

Los minerales complejos constituyen un grupo que, aunque mineralógicamente debería estar unido al grupo anterior en este trabajo, por las especiales características de aprovechamiento, así como de localización de nuestros yacimientos, se ha considerado su estudio por separado. Constituyen estas menas un futuro de nuestra minería del cobre, así como de otros metales.

Se conocen 165 especies minerales de cobre, de las cuales las más importantes son:

MINERAL	Porcentajes Cu
Cobre nativo	100
OXIDADOS:	
Cuprita	88,8
Tenorita	79,8
Malaquita	57,3
Azurita	55,1
Crisocola	36,0
Bulterita	54,0
Bolchalcita	56,2
Calcantina	25,4
SULFUROS:	
Calcopirita	34,5
Bornita	63,3
Calcosina	79,8
Covelina	66,4
Enargita	48,3
Tetraedrita	52,1
Thenardita	57,0
MINERALES COMPLEJOS:	
Valor medio	0,4/0,5

6.0.3 GEOQUIMICA Y METALOGENIA

El cobre aparece en casi todas las zonas del mundo, pudiendo presentarse en los tres grandes ciclos de formación

de las sustancias minerales: ígneo, sedimentario y metamórfico. Su carácter geoquímico esencial, afinidad por el azufre, lo califica como elemento homocalcófilo en la denominación clásica de Goldschmidt.

Ocupa el primer puesto en la serie de Fournet de afinidades crecientes por el azufre, que es la siguiente:

Cu, Ni, Co, Fe, Sn, Zn, Pb, Sb, As.

Por ello, cuando un magma básico rico en azufre se segmenta en dos fases, sulfurada y silicatada, el cobre marcha casi en su totalidad con el sulfomagma y sólo quedan ligeros restos en el magma silicatado. Los procesos genéticos de los criaderos cupríferos de origen ígneo se producen con ocasión del proceso de un sulfomagma o de un magma silicatado.

El ciclo sedimentario también genera yacimientos cupríferos. En la zona de meteorización el cobre entra con facilidad en disolución, pero las aguas no lo transportan muy lejos, ya que de las disoluciones sulfatadas se precipita el metal, tanto por el hierro metálico como por la pirita, calcopirita y otros sulfuros. Este proceso de precipitación se llama «cementación» y ha dado lugar en el mundo a importantes yacimientos secundarios.

En el ciclo metamórfico pueden depositarse menas de cobre, por ejemplo, en el metamorfismo rocoso que convierte formaciones sedimentarias en pizarras cristalinas; se produce en los sedimentos pizarrosos, ricos en sulfuros, concentraciones de calcopirita originadas por cristalización colectiva.

6.0.4 TIPOS DE YACIMIENTOS

De todo lo anterior se deduce la gran variedad de yacimientos que pueden existir, teniendo ejemplos de todos ellos en la geografía hispana. Para su estudio se pueden ordenar, en una primera clasificación, como sigue:

1) Yacimientos primarios.
2) Yacimientos secundarios.

1) *Los yacimientos primarios* se presentan, principalmente, bajo dos formas distintas, bien dentro de masas piríticas denominadas ferrocobrizas, bien en diseminación en masas porfídicas.

Las piritas cobrizas son masas minerales de grano fino, cuyo componente fundamental es la pirita (90-97 por 100). A simple vista también se ven granos de calcopirita, enargita, esfalerita, galena, sericita, barita, pirrotina y cuarzo. En general, forman cuerpo compacto de forma lenticular. En la zona de oxidación se alcanza una gran ley en oro.

En los yacimientos porfídicos, la mineralización está representada por un enorme número de finas venillas, acompañadas de una diseminación de calcopirita, calcosina, covelina, pirita y, raramente, galena, blenda y molibdenita. Las rocas en que con mayor frecuencia se dan estas mineralizaciones son los pórfidos graníticos y granodioríticos, y excepcionalmente rocas básicas.

Como los procesos que dieron origen a estos yacimientos tuvieron efecto en el ciclo orogénico hercínico, allí donde dicho orogén presenta al descubierto sus terrenos, es donde más se observan las manifestaciones cupríferas.

Así, pues, los yacimientos primarios se relacionan directamente con terrenos paleozoicos, y el ámbito más definido lo constituyen las zonas de las provincias de Huelva, Sevilla y algo de Badajoz.

Hay también manifestaciones cupríferas en Galicia y en el sistema central, que arman en terrenos graníticos y estratocristalinos, que probablemente se engendraron por magmatismo diferente al del ciclo orogénico herciano, por tectónicas de tipo germánico, en relación con los empujes del ciclo alpino sobre el orogén hercínico.

Otros yacimientos, pertenecientes a este grupo, son los que se presentan en filones sulfurados de pequeñas dimensiones. Son los más repartidos por la geografía peninsular, aunque en la actualidad, económicamente, tienen menor importancia que los anteriores. Merecen destacarse los yacimientos existentes en la faja cámbrica que, arrancando del sur de Badajoz, termina en el Guadalquivir, entre Posadas y Córdoba, y que no es otra que la denominada en la tectónica peninsular «capa extremeño-cordobesa».

2) *Los yacimientos secundarios* de nuestro suelo derivan, en su gran mayoría, del enriquecimiento de yacimientos primarios del ciclo ígneo, en sus zonas de oxidación y de cementación. Merece especial mención la zona de enriquecimiento secundario en las masas de piritas ferrocobrizas andaluzas, que es variable en cada una de ellas, según circunstancias locales.

El resto de los yacimientos secundarios son de origen sedimentario, desarrollados en los límites de los depósitos continentales y lagunares marinos. Forman yacimientos estratiformes que a veces alcanzan varios kilómetros. Los minerales metálicos presentes son: calcopirita, calcosina, bornita, galena, blenda, azurita y malaquita.

En la Península existen yacimientos de este tipo en diversas provincias. Los más interesantes, por su extensión, se hallan en la formación de areniscas, maciños y molasas del oligoceno medio, que se extienden desde Los Arcos, en Navarra, hasta Santa Eulalia de Gállego y Labato, en Huesca. En Biel (Zaragoza) parece hallarse la impregnación más importante.

A título orientativo se adjunta una lista de los lugares de la Península donde se han encontrado minerales de cobre.

6.1 LOCALIDADES ESPAÑOLAS EN QUE SE HAN ENCONTRADO MINERALES DE COBRE

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Alava	Barambio	Bornita Calcopirita	En filones
	Villarreal	Bornita Calcopirita	En filones
Albacete	Riopar		
Alicante	Orihuela	Calcosina Malaquita	Con oro
Almería	Sierra de Enmedio	Malaquita	
	Sierra de Filabres	Malaquita	
	Sierra de Berja	Azurita	
	Sierra Alhamilla	Cuprita	
	Sierra Cabrera	Tetraedrita	
	Níjar	Tetraedrita	
	Jordán	Tetraedrita	

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Almería	Rodalquilar	Calcopirita	
	Cabo de Gata	Calcopirita	
		Crisocola	
	Fiñana	Calcopirita	
		Cuprita-Crisocola	
	Tíjola	Calcosina y carbonatos	
	Abla	Crisocola	
	Río Almanzora	Calcosina	
		Malaquita	
		Azurita	
	Cerro Minado	Covelina	
	Adra	Atacamita	
	Huércal-Overa	Covelina	
		Malaquita	
	Vélez-Rubio	Tetraedrita	
		Calcopirita	
		Malaquita	
	Sierra Almagrera	Cobre nativo	
		Malaquita	
		Azurita	
		Bournonita-Atacamita	
	Barranco Jaroso	Malaquita	
Avila	San Bartolomé de Pinares	Calcopirita	Filón de cuarzo de 2 m, impregnado y con pirita
	Avila	Tetraedrita	
		Malaquita	
Badajoz	Castuera	Tetraedrita	
	Zalamea de la Serena	Calcopirita	Filoncillos
	Los Jarales	Malaquita	
	Llerena	Calcopirita	
		Malaquita	
		Azurita	
	Garlitos	Bournonita	
	Torrecampo	Malaquita	
Baleares	Lluch (Mallorca)	Calcosina	
		Malaquita	
		Bornita	
		Calcopirita	
	Mahón (Menorca)	Calcosina	En triásico
		Bornita	
		Malaquita	
	San Arret (Menorca)	Calcosina	
		Malaquita	
	Valle de Ambarca (Menorca)	Calcosina	
		Malaquita	
	Covas Vegas (Menorca)	Calcosina	
		Malaquita	
Barcelona	Orsavinyá	Azurita	
		Malaquita	
		Bornita	
		Calcopirita	
		Tetraedrita	
	Vallirana	Azurita	
	San Gervasio de Cassola	Malaquita	
	Gualba	Malaquita	
	Canet de Mar	Cuprita	
	Suria	Tenorita	
	Gracia	Tenorita	
Burgos	Monterrubio	Malaquita	Con Ag y baritina
		Tetraedrita	
		Bournonita	
		Calcosina	
	Campolara	Calcantina	Areniscas impregnadas
	Villaespina	Calcantina	Areniscas impregnadas
	Pineda de la Sierra	Tenorita	
	Alarcia	Tetraedrita	
	Bardillo de Herreros	Tetraedrita	
	Rupelo	Calcantina	Areniscas impregnadas
	Belorado	Calcopirita	
	Huidobro	Malaquita	
	Valdelaguna		Criadero pobre; dificultades explotación
	Ginela		Idem
Cáceres	La Mantilla	Tetraedrita	
	Cáceres	Malaquita	Con fosforita
	Valencia de Alcántara	Malaquita	
Castellón	Pavías	Azurita	
		Malaquita	
	Segorbe	Malaquita	
		Cuprita	

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Castellón	Eslida	Malaquita	
	Chóvar	Malaquita	
Ciudad Real	Almadenejos	Bournonita	Con cinabrio
	Chillón	Bournonita	Idem
	Dehesa de la Pared	Bournonita	
	Valdemosillo	Bournonita	
	Santa Eufemia	Bournonita	
	Horcajo	Calcopirita	
		Cobre nativo	
	Almadén	Tetraedrita	
		Crisocola	
		Calcopirita	
	Almodóvar del Río	Cuprita	
	Almodóvar del Campo	Cuprita	
Córdoba	Cerro Muriano	Calcopirita, óxidos y carbonatos de Cu	
	Castropicón	Idem	
	Campo Bajo	Idem	
	Cañada de Valdelviento	Idem	
	Alcaracejos	Calcopirita	
	El Bacar	Calcopirita	
		Calcosina	
	Añora	Calcopirita	Con galena
	Torrecampo	Tetraedrita	
		Calcopirita	
		Azurita	
	Sierra de Córdoba	Calcopirita	
	Montoro	Calcopirita	
	Hinojosa del Duque	Bornita	
		Malaquita	
		Cuprita	
	Fuenteovejuna	Bornita	
	Cerro del Amo	Calcosina	
	Santa María del Trasierra	Azurita	
		Cuprita	
	Hornachuelos	Tetraedrita	
Cuenca	Huicermes	Cobre nativo	
	Villalba	Cobre nativo	
	Huete	Cobre nativo	
	San Juan Gavasallo	Tetraedrita	
		Crisocola	
	Talayuela	Tetraedrita	
Gerona	Costabona	Malaquita	
		Azurita	
		Cobre gris	
	San Feliu de Buxallén	Calcantina	
		Azurita	
	Las Ferreas	Azurita	
	Cantallops	Tetraedrita	
		Azurita	
		Malaquita	
		Cobre nativo	
	Osor	Azurita	
		Malaquita	
		Calcosina	
	Rocabruna	Azurita	
		Malaquita	
		Bournonita	
	San Pedro de Osor	Calcosina	Pizarras con filoncillos de cuarzo y calcosina
		Tenorita	
	San Miguel de Culera	Calcosina	Idem
	Valle de Rivas	Calcosina	
		Malaquita	
	Olot	Cobre nativo	
	San Lorenzo de Muga	Calcopirita	
		Malaquita	
	Palamós	Azurita	
		Malaquita	
	Darnius	Azurita	
		Malaquita	
	Ribas	Malaquita	
	Río Fresser	Tennantita	Con mispíquel
	Palafrugell	Tetraedrita	
	Del Rúi		
	Massanet de Cabrenys	Calcopirita	
	Bastanys	Calcopirita	En caliza siluriana
	Caralps	Calcosina	
	Espinabell	Azurita	
	Cabanillas	Crisocola	

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Granada	Albuñol	Calcosina	
	Lanteira	Tetraedrita	
	Jerez del Marquesado	Calcosina	
	Sierra Nevada (Mulhacén, Veleta, Alcazaba)	Calcopirita	
		Cobre gris	
	San Andrés	Calcopirita	
	Capileira	Tetraedrita	
		Calcopirita	
	Güejar Sierra	Calcopirita	
		Cobre gris	
		Malaquita-Cuprita	
	Olías	Calcopirita	
		Bornita	
	Motril	Calcopirita	
		Bornita	
		Cuprita-Bournonita	
	Güejar-Fondón	Malaquita	
		Azurita	
	Notáez	Malaquita	
	Mesas de Villaverde (Baza)	Malaquita	
	Molvizar	Cuprita	
	Santa Feliciana	Tetraedrita	
	Aldeire	Tetraedrita	
Guadalajara	Molina de Aragón	Tetraedrita	
		Calcopirita	
		Malaquita	
		Azurita	
		Crisocola	
	Hiendelaencina	Tetraedrita	
		Bournonita	
		Cobre nativo	
		Calcopirita	
	Pardos	Tetraedrita	
		Calcosina	
		Malaquita	
		Cuprita	
		Crisocola	
	Checa	Calcopirita	
	Campillo	Tetraedrita	
		Cuprita	
Guipúzcoa	Ataún	Malaquita	
	Segura	Malaquita	
	Amézqueta		
	Sierra de Azalar		
	Oyarzun	Tetraedrita	
		Tenorita	
	Mutiloa	Atacamita	
	Arama	Calcopirita	
	Barástegui	Calcopirita	
Huelva	Cala	Calcopirita	
		Oxidos y carbonatos de cobre	
	Riotinto	Bornita	
		Bournonita	
		Calcopirita	
		Cobre gris	
		Calcantina	
		Calcosina	
		Covelina	
		Cuprita	
		Tenorita	
		Cobre nativo	
		Azurita	
		Malaquita	
		Estannita	
		Tenantita	
	Arroyomeleños	Calcopirita	
		Oxidos y carbonatos de cobre	
	Sierra Leona	Cobre nativo	
	La Nava	Cobre nativo	
	Cabezas Rubias	Calcopirita	
		Oxidos y carbonatos de cobre	
	El Cerro	Calcopirita	
		Oxidos y carbonatos de cobre	
	El Madroño	Oxidos y carbonatos de cobre	
	Almonáster la Real	Calcopirita	
		Oxidos y carbonatos de cobre	
	Cabaña	Calcopirita	
		Oxidos y carbonatos de cobre	
	Cortegana	Calcopirita	

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Huelva	Nerva	Oxidos y carbonatos de cobre	
		Calcopirita	
	Alosno	Oxidos y carbonatos de cobre	
		Calcopirita	
		Calcosina	
	Zalamea la Real	Oxidos y carbonatos de cobre	
		Calcopirita	
	Puebla de Guzmán	Oxidos y carbonatos de cobre	
		Calcopirita	
	Paymogo	Oxidos y carbonatos de cobre	
		Calcopirita	
	Valverde del Camino	Oxidos y carbonatos de cobre	
		Calcopirita	
	Encinasola	Oxidos y carbonatos de cobre	
	Cumbres	Idem	
	Monte Romero	Idem	
		Calcopirita	
		Bornita	
	Sotiel	Calcopirita	
		Calcosina	
		Cuprita	
		Tenorita	
Huesca	Sallent	Calcopirita	
		Tennantina	
		Malaquita	
		Bornita	
	Gistain	Tennantina	
	Benaberre	Malaquita	
	Castaneda	Calcopirita	
		Malaquita	
	Benasque	Malaquita	
	Panticosa	Calcopirita	Filones con pirita
		Bornita	
	Almunia	Malaquita	
	Cierco	Calcopirita	
	Alborón	Malaquita	
	Montanuy	Tenorita	
	Canfranc	Cobre nativo	
Jaén	Linares	Calcopirita	
		Calcosina	Muy accidentales
		Tetraedrita	
		Bornita	
		Malaquita	
		Azurita	
		Cuprita	
		Tenorita	
		Cobre nativo	
		Crisocola	
		Atacamita	
	Cazorla	Calcopirita	
		Calcosina	
	Vilches	Tetraedrita	
		Cuprita	
	Santa Elena	Cobre nativo	
	Villanueva	Cobre nativo	
	Baños de la Encina	Cobre nativo	
	Andújar	Cobre nativo	
La Coruña	El Pino	Malaquita	Asociada a pirita
	Torno		
	Cerdich	Calcopirita	Con pirita
	Moeche	Calcopirita	Con pirita
	El Loboso	Calcopirita y malaquita	
	Vilar de Ortelle	Calcopirita	
		Malaquita	
León	Cármenes	Tetraedrita	
		Calcopirita	
	Villamanín	Cobre gris	
		Calcosina	
		Azurita	
		Cobre nativo	
		Malaquita	
		Cuprita	
	Anciles	Calcosina	En filones
	León		
	Calleja	Calcopirita	
	Villanueva	Calcopirita	
	Estalaya	Calcopirita	
	Vanés	Calcopirita	
	Pobladura	Cuprita	
Lérida	Valle de Ribas	Tetraedrita	

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Lérida	Valencia	Tetraedrita	
	Villalez	Malaquita	
	Monrós	Malaquita	
	Os de Civis	Calcopirita	
		Cobre gris	
	Maurrás	Cuprita	
	Prats de Miolla	Crisocola	
Logroño	Gallinero de Cameros	Calcopirita	En siluriano, con pirita
	Viniegras	Tetraedrita	
	Ventosa	Tetraedrita	
	Pradillo	Calcopirita	En siluriano
		Malaquita	
	Garay	Calcopirita	
		Malaquita	
	Viniegra de Abajo	Calcopirita	
		Cuprita	
	Ventrosa	Calcopirita	
	Villavilayo	Calcopirita	
	Viniegra de Arriba	Calcopirita	
	Mansilla de la Sierra	Tetraedrita	
		Cuprita	
	Matute	Calcopirita	
	Aguilar	Calcopirita	
	Molino de la Sierra	Calcopirita	
	Canales de la Sierra	Calcopirita	
		Tetraedrita	
		Bornita	
Lugo	Villarín (Cerebro)	Malaquita	Asociada a óxidos
		Cuprita	
	Nogales	Tetraedrita	Con siritina muy argentífero
	Villarbasín	Azurita	
	Valdeorras	Tetraedrita	
		Malaquita	
	Becerreá	Calcopirita	Con pirita
	Santa Marta		
	Paciacoba (Monforte)	Malaquita	
	Mondoñedo		
Madrid	Colmenar Viejo	Calcopirita	
		Cobre nativo	
		Malaquita	
		Tenorita	
	Torrelodones	Crisocola	
		Calcopirita	
	Colmenarejo	Malaquita	
		Calcopirita	
	Cerceda	Malaquita	
	Galapagar	Malaquita	
		Azurita	
	Cenicientos	Malaquita	Con galena
	Villalba	Calcopirita	
	Cadalso	Malaquita	Con galena
	Barranco	Malaquita	Con galena
	Villamiel	Malaquita	Con galena
	Buitrago	Tetraedrita	
	Gargantilla de Buitrago	Bournonita	
	Garganta de los Montes	Calcopirita	
		Bornita	
	El Escorial	Bornita	
Málaga	Maro	Malaquita	
		Azurita	
	Vélez-Málaga	Malaquita	
	Sierra Bermeja	Cobre nativo	
	Málaga	Azurita	
	Jarazmín	Azurita	
Navarra	Los Arcos	Azurita	Impregnaciones en areniscas oligocenas
		Malaquita	
	Changoa	Tetraedrita	
		Calcopirita	Filones
		Bornita	
		Calcosina	
		Malaquita	
	Amesqueta	Cobre nativo	
	Villamayor	Malaquita	
	Losarcos	Malaquita	
	Ardaiz	Tetraedrita	
	Betelú	Tetraedrita	
	Orbaiceta	Tetraedrita	
		Cuprita	

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Navarra	Valcarlos	Tetraedrita	
	Baigorry	Calcopirita	
	Tafalla	Malaquita	
	Torralba	Malaquita	
	Los Alduides	Tetraedrita	
Orense	Valdeorras	Tetraedrita	Con pirita
		Calcopirita	
		Cuprita	
	Canril		
	Monforte		
Oviedo	Riosa		Asociado el cobre al cobalto
			Criadero pobre
	Los Picayos		Criadero pobre
	Cangas de Onís	Tetraedrita	
		Calcopirita y óxidos de cobre	
	Onís	Tetraedrita	
		Azurita	
		Malaquita	
	Cabralcs	Tetraedrita	Con cobres grises y ganga dolomítica
		Azurita	
		Malaquita	
	Pola de Lena	Tetraedrita	
		Bornita	
		Malaquita	
		Calcosina	
		Covelina	
	Tapia	Bournonita	Con pirita
	Infiesto	Malaquita	
		Cobre nativo	
		Crisocola-Malaquita	
	Villoria	Tetraedrita	Con pirita y cobre gris
		Malaquita	
	Avilés	Malaquita	En el Keuper
	Ferroñes	Malaquita	
	Aramo	Malaquita	
		Bornita	
		Calcosina	
		Covelina	
		Tenorita	
	Peñamellera	Tetraedrita	Con Ag y Fe
	Carreña de Cabrales	Tetraedrita	Con caliza carbonífera
		Cuprita	
	Ortigosa	Tetraedrita	Idem
	Peña Crespa	Tetraedrita	
	Alda	Azurita	
	Cabralcs	Azurita	
	Porcilicgas	Cuprita	
Palencia	Vañes	Calcopirita	Criaderos pobres
	Baños de Cerrato	Malaquita	
	Cerrato	Bornita	
	Pando	Cobre gris	
		Malaquita	
	Estalaya	Cobre gris	
		Malaquita	
	Ruesga	Calcopirita	
	Carracedo	Calcopirita	
	Cervera del Pisuerga	Calcopirita	
		Bornita	
Salamanca	Sierra de Gata	Tenorita	
Santander	El Espinar	Bornita	Con pirita
		Calcopirita	
	Bárcena de Pie de Concha	Malaquita	
		Calcopirita	
	Cerro La Corona	Calcosina	
		Malaquita	
	Rcinosa	Calcopirita	
		Calcosina	
		Cuprita	
	Soto	Calcosina	Con Zn
		Malaquita	
	Soto Campo de Yuso	Calcopirita	
	Río Cases	Malaquita	
	Picos de Europa	Azurita	Con Ni y Co
	Barrio	Calcosina	
		Malaquita	
	La Población	Calcosina	
		Malaquita	
Segovia	Otero de Herreros		
	El Espinar	Bornita	

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Segovia		Malaquita	Con W
		Azurita	
		Cobre nativo	
	San Rafael	Cuprita	
Sevilla	Aznalcóllar	Malaquita	
		Calcosina	
		Cuprita	
	Peñaflor	Crisocola-Calcopirita	
		Bornita	
		Calcopirita	
		Malaquita	
		Cuprita-Tenorita	
	Sanlúcar la Mayor	Cobre nativo	
	Dehesa de Almenera	Crisocola	
		Calcopirita	
		Bornita	
	Cerro de la Encarnación	Tetraedrita	
	San Nicolás	Malaquita	
	El Pedroso	Calcopirita	
		Cuprita	
		Malaquita	
		Azurita-Cuprita	
	Guillena	Malaquita	
		Cuprita	
	Castillo de las Guardas	Calcopirita	*a)* con pirita, *b)* en masa con calcita
	La Aulaga	Calcopirita	
	El Madroño	Calcopirita	
	Almadén de la Plata	Calcopirita	
	Guadalcanal	Tetraedrita	
	Cerro de la Encarnación		
	Río Biar	Tetraedrita	
Soria	Cigudosa	Calcopirita	Con galena
	Benamira	Malaquita	
	Garray	Malaquita	
Tarragona	Albiol		
	Alforja		
	Cornudella		
	Ciurana		
	Ulldemolíns	Crisocola	
	Jojals	Calcopirita	
		Malaquita	
	Albarracín de Torres	Cobre gris	
Teruel	Linares	Azurita	
	Collado de la Plata	Malaquita	
		Azurita	
	Torres	Bornita	
		Tetraedrita	En filones de piritas
	Sierra Menera	Tetraedrita	Con baritina
		Malaquita	
	Collado de la Esperanza	Malaquita	
	Albarracín	Tetraedrita	
Toledo	Lava del Rico Malillo	Azurita	
Valencia	Tuéjar	Malaquita	En areniscas triásicas
	Villamarchante	Azurita	Idem
	La Gren	Malaquita	
		Azurita	Idem
		Tetraedita	
	Olacón	Crisocola	
	Serra	Malaquita	Idem
	Villablanca	Malaquita	Idem
		Cuprita	
Vizcaya	Carranza	Malaquita	
	Arrazola	Calcopirita	
	Sopuerta	Calcopirita	
	Montiúa	Cuprita	
Zamora	Muga de Alba	Cobre nativo	Filones cuarzosos
		Cuprita-Tenorita	
Zaragoza	Sierra de Algairén		
	Biel	Calcosina	
		Covelina	
		Cobre nativo	
		Malaquita	
		Cuprita	
	Remolinos	Atacamita	
	Paracuellos	Azurita	
	Litago	Malaquita	
	El Fresno	Malaquita	
	Betelú	Tetraedrita	
	Fombuena	Calcopirita	

PROVINCIAS	Término municipal	Minerales	Observaciones
Zaragoza	Moncayo	Calcopirita	
	Calcena (Alpartir)	Tetraedrita	
	Muñenébrega	Tetraedrita	
	Muñenébrega (Ateca)	Tetraedrita	
	Ateca	Cuprita	
	Torrijo	Cuprita	

6.2 HISTORIA

El cobre y el oro fueron, sin duda, los primeros metales descubiertos por el hombre. Se encuentran a menudo en estado nativo; son brillantes, agradables en su apariencia y se pueden trabajar fácilmente. Industrialmente, el cobre fue usado debido a que al trabajarlo se endurece suficientemente, permitiendo que el hombre primitivo lo utilizara para utensilios y armas de buena calidad.

La primitiva historia del cobre es oscura. Algunas teorías establecen que su descubrimiento se puede asociar con las civilizaciones neolíticas de la última parte de la Edad de Piedra. Los artefactos de cobre que han sido encontrados en restos de la civilización caldea datan de cuatro mil quinientos años antes de Cristo, y objetos de cobre, que incluso pueden ser más antiguos, han sido encontrados en Egipto.

Algunos escritores estiman que al menos veinte siglos separaron el primer uso del cobre y la fundición del mismo, que tuvo lugar el año 3800 a. de J. C. Esto situaría el descubrimiento del cobre en el año 6000 a. de J. C.

Poco se conoce sobre la minería prehistórica del cobre, aunque parece cierto que se utilizaron métodos a cielo abierto y minería subterránea. Existen divergencias de opinión sobre el origen de la fundición, pero se cree que el proceso comenzó unos tres mil ochocientos años a. de J. C., como se ha indicado, en Elam, un antiguo país de los valles del Tigris y Eúfrates. Los yacimientos más importantes estuvieron en el este del área mediterránea, próximo a Oriente, Asia Central y Europa. Se cree que el cobre empleado en el sur de Mesopotamia, unos tres mil quinientos o tres mil años a. de J. C., procedía de los yacimientos de Asia Menor, pues contiene las mismas impurezas que están presentes en los restos antiguos. Estos yacimientos también suministraron a los asirios, en los años 2400 a 2000 a. de J. C.

Se han encontrado documentos que describen la minería del cobre en el Sinaí en el año 3800 a. de J. C., y el descubrimiento de crisoles cerca de las minas indica que existieron ciertas operaciones de refino. El cobre fue producido en Egipto desde al primera dinastía, dos mil seiscientos años a. de J. C.

Se ha llegado a estimar que Egipto produjo en mil quinientos años 10.000 t. de cobre.

Egipto llegó a ser importador de cobre, de Chipre y Armenia. La minería del cobre en Chipre parece haber comenzado dos mil quinientos años a. de J. C., y estuvo sometida sucesivamente al dominio de los egipcios, asirios, fenicios, griegos, persas y romanos. El mismo yacimiento ha continuado explotándose hasta nuestros días.

En China fue usado el cobre desde dos mil quinientos años a. de J. C., y se conocen fundiciones de dos mil doscientos cincuenta años a. de J. C. No se hace mención en la literatura épica de Shu Kin de la fuente de suministro del cobre, pero es tradicional en China que el mercado procedía de Occidente. En apoyo de esta teoría está el conocimiento de la existencia de dos rutas de China a Occidente, una a través del Altai y el lago Baikal, en Siberia, y otra por Tarín y el Turquestán.

En Europa son conocidos trabajos en minas de cobre desde la Edad del Bronce, en Austria, Alemania, Francia, España, Grecia y el Tirol. Probablemente los yacimientos más importantes de Europa han sido los de España y Portugal, incluyendo el verdaderamente notable de Río Tinto, que sigue explotándose.

Se cree que los fenicios, que llegaron hasta Inglaterra, tuvieron conocimiento de los yacimientos mil quinientos años a. de J. C.

Los romanos extrajeron mineral de cobre en alguna parte de Inglaterra, y es probable que gran parte del metal fuera exportado, lo que se deduce de una pieza encontrada cerca de Andudno, que llevaba señalada una inscripción que pone «a mi socio de Roma».

La evidencia del uso del cobre en Norteamérica fue descubierta por trabajos arqueológicos realizados en Michigan y en el lago Superior. Se ha comprobado que en este último lugar, concretamente en la isla Royal, existen miles de pozos, que fueron excavados por mineros que seguían los yacimientos de cobre nativo aflorantes en la superficie, estimándose que las piezas encontradas en estos lugares tienen más de tres mil años de antigüedad.

El cobre se produjo primero en las colonias americanas de Sinsbury Connecticut, en 1709. En cuanto a los Estados Unidos, el descubrimiento de los yacimientos de Michigan, en 1840, dio lugar a una nueva era en la producción del metal. En Arizona y Montana, durante los años 1860-1880, se encontraron nuevos yacimientos que incrementaron la producción de la fundición, que era de 720 t. en 1850, a 30.240 t. en 1880. En Utah, en el Caño de Birgan, la Utah Copper Comp., absorbida posteriormente por la N. Kennecott Copper Corp., comenzó la explotación a gran escala, en 1906, de los pórfidos de baja ley. El éxito de esta operación estimuló el desarrollo de la minería en grandes yacimientos de características similares, tanto en el interior como en el extranjero. Por otra parte, la puesta a punto de métodos tecnológicos en las dos primeras décadas del siglo XX, ha permitido disponer de cobre procedente de depósitos de baja ley.

La industria del cobre en Perú es antigua. Se sabe que los pueblos aborígenes trabajaron en algunos yacimientos antes de la llegada de los españoles, aun cuando éstos se interesaron en un principio más en el oro que en otros metales, hasta principios del siglo XVII. No se sabe exactamente cuándo comenzó la minería del cobre en Africa. Los exploradores portugueses hacen referencia en sus memorias del siglo XVIII a la producción de cobre y hierro en Katanga. Los minerales de Katanga, Transvaal y norte de Rodesia han sido explotados extensamente desde esa época, en la que son bien conocidas en el comercio las cruces de cobre.

Desde los tiempos prehistóricos hasta la actualidad, el cobre ha sido un metal esencial en la existencia del género humano.

Su valor estribaba en su maleabilidad, facilidad de trabajo, ductilidad y atractivo de su color, tanto del metal en sí como de sus aleaciones.

Sus primeros usos, que fueron para utensilios, herramientas y armas, han ido aumentando con el transcurso del tiempo

de manera creciente, empleándose hoy en día en multitud de industrias, que van desde las eléctricas, tuberías, edificación y arquitectura, etc., a los puramente artísticos, en aquellos usos en que la permanencia, belleza y colorido son calificativos esenciales. Estas aplicaciones se han extendido en gran manera, debido a su capacidad para formar aleación.

El siglo XX marcó el comienzo de la época en la extensión de sus aplicaciones para la generación y transporte de energía eléctrica, que utiliza hoy día más de la mitad del cobre obtenido. La conductividad del cobre fue fundamental en el espectacular crecimiento de la industria eléctrica y las asociadas con ella.

Desde 1883 viene siendo Estados Unidos el mayor productor mundial de cobre, con al excepción del año 1934, en que las condiciones económicas afectaron adversamente a su producción, pasando transitoriamente Chile a ocupar este primer lugar.

A pesar de esta gran producción de Estados Unidos, son sólo cuatro compañías las poseedoras de la mayor parte de la producción minera, fundición y refino, y son también las industrias asociadas con estas compañías las que producen más del 50 por 100 de los productos de cobre.

Fuera de Estados Unidos, dos grandes compañías son las que actúan en las dos minas más importantes de Chile, siendo una de ellas la que opera en la mayor mina de cobre existente en Perú.

Asimismo, la producción del norte de Rodesia pertenece a dos únicas compañías, que absorben la obtenida por las seis minas existentes en el país. En la República del Congo toda la producción de sus minas está controlada por una sola compañía, y, asimismo, un gran porcentaje de la producción de Canadá procede de las seis grandes minas de Quebec y Ontario y Manitoba MasKachewa.

Son muchos los minerales de cobre, pero muy pocos los interesantes desde el punto de vista comercial. Son muy variados los tipos de depósito en que aparecen y las clases de rocas, siendo de todos los yacimientos los más importantes los que se encuentran en los pórfidos. La explotación de este mineral puede efectuarse bien a roza abierta o por labores subterráneas.

El cobre metal se recupera de sus minerales sulfurados por concentración, fusión, refino y lixiviación, seguida de precipitación o electrometalurgia, en el caso de los óxidos.

Recientemente se han obtenido resultados esperanzadores en el tratamiento de minerales refractarios, tales como silicatos. El método usado para refinar el cobre depende, en gran manera, de la naturaleza de los subproductos y de las impurezas en él presentes. El cobre blíster, conteniendo metales preciosos, teluro y selenio, se refina electrolíticamente, y el que contiene impurezas volátiles puede ser refinado por fusión.

El producto refinado final contiene un 99,9 por 100 de metal puro.

Los metales recobrados como subproducto del tratamiento de los minerales de cobre son el hierro, plomo, cinc, níquel, cobalto, oro, plata, grupo del platino, selenio, teluro, arsénico y azufre.

Ultimamente se viene utilizando el aluminio como metal sustitutivo del cobre y sus aleaciones en aplicaciones eléctricas, estructurales y decorativas. Asimismo, el acero inoxidable y los plásticos han reemplazado también al cobre en algunos de sus usos. La industria del cobre ha sido capaz de enfrentarse con la demanda creciente del mismo, gracias al descubrimiento de nuevos recursos y al acance de la tecnología, que ha sido capaz de convertir en económicos los tratamientos de los minerales de baja ley. A ello se debe que las reservas mundiales, medidas en metal contenido, se hayan estimado en 1960 en 212 millones de t., lo que representa el doble de las estimadas en 1935.

Estas reservas mundiales están contenidas, en un 85 por 100, en las seis zonas que se señalan a continuación, por orden de magnitud:

La vertiente occidental de los Andes, en Sudamérica; Africa central, en el norte de Rodesia y el Congo; la zona occidental de Estados Unidos; los Urales y el Kazastrán; área precámbrica del centro del Canadá, y el Lago Superior. Otra fuente de reserva importante son los productos de cobre obtenidos como chatarra, principalmente la acumulada en los países industriales. Sirva como ejemplo que en los Estados Unidos esa fuente de reserva de cobre se estima por encima de los 35 millones de t.

También, como se ha observado anteriormente, la minería y la investigación metalúrgica han hecho posible la utilización de minerales de baja ley, que cada día van teniendo más importancia.

Existe la tendencia a una demanda creciente, causada por la extensión de la electrificación, el uso para la industria de la construcción y los esfuerzos que se realizan para acelerar el desarrollo en diferentes naciones. Por ello, las estimaciones sobre el futuro de la industria del cobre no pueden ser más prometedoras.

6.3 RESERVAS

1.° *Reservas mundiales*

Las reservas mundiales de mineral de cobre, en 1970, se distribuyen como sigue:

	Cobre	Porcentaje	Porcentaje total
España	3.850	64,16	1,7
Comunidad Económica Europea	500	8,34	—
Resto de Europa Occidental	1.650	27,50	—
Total Europa Occidental	6.000	100,00	2,5
URSS	35.000	70,00	—
Yugoslavia	3.500	7,00	—
Resto de Europa Oriental	11.500	23,00	—
Total de Europa Oriental	50.000	100,00	21,4
Estados Unidos	46.300	73,10	—
Canadá	17.000	26,90	—
Total de América del Norte	63.300	100,00	27,2
Méjico e Islas del Caribe	6.000	100,00	—
Total de América Central	6.000	100,00	2,5
Chile	35.000	66,63	—
Perú	13.000	25,49	—
Otros Países	3.000	8,88	—
Total de América del Sur	51.000	100,00	21,9
Zambia	22.500	56,90	—
Congo (Kinghasa)	10.000	24,21	—
Sudáfrica	6.000	14,28	—
Otros Países	2.800	4,61	—
Total de Africa	41.300	100,00	17,7

	Cobre	Porcentaje	Porcentaje total
Oriente Medio	3.500	53,03	—
Filipinas	2.000	30,30	—
Otros Países	1.100	16,67	—
Total Asia	6.600	100,00	2,8
Australia	9.400	95,78	—
Otros Países	100	4,22	—
Total de Oceanía	9.500	100,00	4,0
TOTAL MUNDIAL	233.700	—	100,0

UNIDAD: Miles de t de cobre de contenido.

El cuadro anterior permite colocar las reservas nacionales dentro del contexto mundial. España es el país que más reservas de cobre tiene de la Europa occidental, y representan el 1,7 por 100 del total mundial.

2.° *Reservas españolas*

Las principales reservas españolas de cobre son, sin lugar a dudas, las existentes en piritas ferrocobrizas, considerando como tales aquellas que tienen como mínimo 10 kg. de cobre por t. En vías de resolverse el problema del «Aprovechamiento integral de minerales piríticos y complejos», dichas reservas pueden considerarse como auténticas fuentes de cobre.

EMPRESAS	Reservas de piritas ferrocobrizas	Cobre contenido
Unión Española Río Tinto	15.000	225
Compañía de azufre y cobre de Tharsis, Sociedad Anónima	2.000	24
Minas de Herrerías, S. A.	5.300	6
Sociedad Francesa de Piritas de Huelva, Sociedad Anónima	2.000	3
San Telmo Ibérica Minera, S. A.	6.900	13
Minas de Paymogo, S. A.	700	18
Piritas Españolas	600	16
	32.500	305

UNIDAD: Miles de t.
FUENTE: Minería de Piritas y Minerales Complejos y Cobrizos (PNEM).

Las reservas de pórfido cuprífero son las que, durante el próximo cuadrienio, constituirán la base de la producción nacional y son por tanto las más conocidas y tabuladas, repartiéndose como sigue:

EMPRESAS	Reservas de pórfido cuprífero	Cobre contenido
Río Tinto-Patiño, Cerro Colorado	42.600	341
Río Tinto-Patiño, Arinteiro Norte	8.800	69
Río Tinto-Patiño, Arinteiro Sur	1.650	12
Río Tinto-Patiño, Fornás	562	7
Hidro Nitro Española, S. A.	1.000	11
Unión Española Río Tinto	10.000	182
	74.712	622

UNIDAD: Miles de t.
FUENTE: Servicio Estadística Río Tinto Patiño, S. A. Minería de Piritas y Minerales Complejos y Cobrizos (PNEM).

Los minerales complejos, entendiéndose por tales aquellas asociaciones de galena, blenda y pirita, que en contenido de plomo y cinc tienen por lo menos 5 por 100, serán también una importante fuente de cobre durante los próximos años. Sus reservas son:

EMPRESAS	Reservas de mineral complejo	Cobre contenido
Sociedad Francesa de Piritas	300	6
San Telmo Ibérica Minera, S. A.	100	2
Asturiana del Zinc, S. A. (Huelva)	4.900	54
Piritas Españolas, S. A.	31.900	957
Andaluza de Piritas, S. A. (Aznalcollar)	32.700	654
	69.900	1.673

UNIDAD: Miles de t.
FUENTE: Minería de Piritas y Minerales Complejos y Cobrizos (PNEM). Minería de Plomo y del Zinc (PNEM).

Los yacimientos de magnetitas cupríferas, perfectamente conocidos, serán puestos en explotación en breve.

Para el valle del Ebro se consignan reservas modestas, ya que la prospección sólo ha comenzado en la zona oriental, estando a punto de iniciarse en la central. Las perspectivas son, pues, de incrementos importantes.

Las reservas de los yacimientos cupríferos también se han cifrado en su conjunto, teniendo en cuenta la ley mínima de explotabilidad.

PROCEDENCIA	Cobre contenido
Ebro Oriental y Central	900
Yacimientos cupríferos	100
Magnetitas cupríferas	250
	1.250

UNIDAD: Miles de t.
FUENTE: Coyuntura de la Minería Metálica Nacional 1960-1980. Julián Prado. Economía Industrial, abril 1970.

Así, en resumen, las reservas españolas de cobre, medido en metal contenido en sus minerales, se cifran como sigue:

	Cobre contenido	Porcentaje
Piritas ferrocobrizas	305	8,1
Pórfidos cupríferos	622	16,1
Minerales complejos	1.673	43,4
Ebro Oriental y Central	900	23,3
Yacimientos cupríferos	100	2,6
Magnetitas cupríferas	250	6,5
	3.850	100,0

UNIDAD: Miles de t.

6.4 SITUACION ACTUAL DEL SECTOR EN SU CONJUNTO

6.4.1 FUENTES DE LA PRODUCCION EN LA ULTIMA DECADA

Los minerales, de los que se extrae cobre metal en su calidad de cobre blíster, han procedido durante la última década

de diversas fuentes, que a efectos estadísticos se han agrupado de la siguiente forma:

a) Yacimientos de cobre.

b) Piritas ferrocobrizas.

c) Yacimientos de pórfidos y pizarras cobrizas.

d) Yacimientos de uranio y cobre.

Según la «Estadística Minera y Metalúrgica de España», que edita el Ministerio de Industria, las producciones obtenidas durante los últimos diez años (excepción hecha del año 1970, todavía no tabulado) han sido:

CUADRO 1

Años	MINERALES	Producción de mineral vendible	Cobre contenido	Total
1961	*a)* Yacimientos de cobre	63.332	498	
	b) Piritas ferrocobrizas	514.019	5.721	
	c) Cobre (pórfidos)	299.936	3.366	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	—	—	9.585
1962	*a)* Yacimientos de cobre	18.020	153	
	b) Piritas ferrocobrizas	453.262	5.146	
	c) Cobre (pórfidos)	234.012	2.595	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	544	97	7.991
1963	*a)* Yacimientos de cobre	7.525	85	
	b) Piritas ferrocobrizas	375.640	4.310	
	c) Cobre (pórfidos y pizarras)	221.777	2.440	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	1.485	384	7.219
1964	*a)* Yacimientos de cobre	3.345	49	
	b) Piritas ferrocobrizas	480.667	5.490	
	c) Cobre (pórfidos)	240.909	2.770	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	33.259	1.563	9.872
1965	*a)* Yacimientos de cobre	9.582	217	
	b) Piritas ferrocobrizas	375.801	4.419	
	c) Cobre (pórfidos)	268.466	3.087	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	23.994	1.503	9.226
1966	*a)* Yacimientos de cobre	6.159	178	
	b) Piritas ferrocobrizas	410.595	4.721	
	c) Cobre (pórfidos)	242.950	2.794	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	22.269	1.091	8.784
1967	*a)* Yacimientos de cobre	14.047	106	
	b) Piritas ferrocobrizas	476.852	5.322	
	c) Cobre (pórfidos)	265.934	3.058	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	1.575	75	8.561
1968	*a)* Yacimientos de cobre	17.772	147	
	b) Piritas ferrocobrizas	448.015	5.153	
	c) Cobre (pórfidos)	266.559	3.065	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	—	—	8.365
1969	*a)* Otros minerales de cobre	12.600	101	
	b) Piritas ferrocobrizas	621.663	7.444	
	c) Pórfidos cobrizos	268.903	3.002	
	d) Mineral complejo de uranio y cobre	—	—	10.547

UNIDAD: t.
FUENTE: Estadística Minera y Metalúrgica de España. Ministerio de Industria.

Según datos facilitados por las empresas fundidoras, la producción de cobre en España durante el mismo período ha sido:

CUADRO 2

Años	PROCEDENCIAS	Concentrado	Cáscaras	Total
1961	Río Tinto	2.625	1.843	4.468
	Zona Huelva	258	162	420
	Matas Peñarroya	—	—	140
				5.028
1962	Río Tinto	2.631	1.842	4.473
	Zona Huelva	54	233	287
	JEN	97	195	292
	Metalquímica	—	461	461
	Matas Peñarroya	—	—	297
				5.810

Años	PROCEDENCIAS	Concentrado	Cáscaras	Total
1963	Río Tinto	2.100	1.665	3.765
	Zona Huelva	—	253	253
	JEN	384	429	813
	Metalquímica	—	1.164	1.164
	Matas Peñarroya	—	—	263
				6.258
1964	Río Tinto	2.358	1.259	3.617
	Zona Huelva	—	192	192
	JEN	286	266	552
	Metalquímica	—	1.411	1.411
	Matas Peñarroya	—	—	280
				6.052
1965	Río Tinto	2.590	1.061	3.651
	Zona Huelva	—	167	167
	JEN	372	457	829
	Metalquímica	—	1.729	1.729
	San Enrique	33	—	33
	Matas Peñarroya	—	—	200
				6.609
1966	Río Tinto	2.314	1.028	3.342
	Zona Huelva	—	112	112
	JEN	497	289	786
	Metalquímica	—	1.699	1.699
	Varios	8	—	8
	Otros minerales	—	—	41
	Matas Peñarroya	—	—	268
				6.256
1967	Río Tinto	2.468	917	3.385
	Zona Huelva	—	107	107
	JEN	456	474	930
	Metalquímica	—	1.909	1.909
	Matas Peñarroya	—	—	266
				6.597
1968	Río Tinto	2.443	940	3.383
	Zona Huelva	4	225	229
	Metalquímica	—	1.917	1.917
	Matas Peñarroya	—	—	320
				5.849
1969	Río Tinto	2.404	1.123	3.527
	Zona Huelva	—	383	383
	Metalquímica	—	2.482	2.482
	Matas Peñarroya	—	—	360
				7.112
1970	Río Tinto	—	—	2.101
	Zona Huelva	—	—	1.397
	Metalquímica	—	—	2.800
	Matas Peñarroya	—	—	300
				6.598

UNIDAD: t de cobre.
FUENTE: Servicio de Estadística de Río Tinto Patiño, S. A.

Como se ve, existe una discrepancia entre ambos cuadros, ya que no todo el cobre contenido en las piritas ferrocobrizas es recuperado, sino que la gran mayoría se exporta con la pirita cruda o en las cenizas, de las que sólo una pequeña parte se tratan en España.

6.4.2 YACIMIENTOS DE COBRE

Aun cuando, como ya se ha dicho, los indicios de cobre están repartidos por toda la Península, la explotación de criaderos, según la estadística del Ministerio de Industria, ha estado dividida de la forma que indica el cuadro siguiente:

YACIMIENTOS DE COBRE

Año 1961	Total	Bu	Co	J	M	Mu	O	P	Sa	Se	Z
Número de minas o grupos mineros....	22	1	1	5	1	4	3	1	1	2	3
Producción vendible (t.).....	63.332	—	35.902	—	4.250	800	—	9.925	—	12.098	357
Cobre contenido (t.).....	498	—	179	—	75	12	—	100	—	117	5

Año 1962	Total	Bu	Co	J	M	Mu	O	P	Sa	Se	Z
Número de minas o grupos mineros....	20	1	1	5	1	3	2	1	1	2	3
Producción vendible (t.).....	18.020	—	6.275	—	5.841	—	—	—	—	3.541	2.363
Cobre contenido (t).....	153	—	31	—	46	—	—	—	—	40	36

Año 1963	Total	H	J	M	O	Sa	Se	Z
Número de minas o grupos mineros....	11	1	2	1	1	1	2	3
Producción vendible (t.).....	7.525	827	—	2.209	—	1	2.390	2.098
Cobre contenido (t.).....	85,1	12	—	18	—	0,1	24	31

Año 1964	Total	Co	H	J	O	Se	Z
Número de minas o grupos mineros....	11	2	1	3	1	2	2
Producción vendible (t).....	3.345	—	1.967	—	—	169	1.209
Cobre contenido (t.).....	49	—	29	—	—	2	18

Año 1965	Total	Co	H	J	Lo	Se	Z
Número de minas o grupos mineros....	10	2	1	3	1	2	1
Producción vendible (t.).....	9.582	—	6.786	—	15	486	2.295
Cobre contenido (t.).....	217	—	101,7	—	0,3	92	23

Año 1966	Total	Co	H	J	Se	Z
Número de minas o grupos mineros....	8	2	1	2	2	1
Producción vendible (t.).....	6.159	—	5.668	—	491	—
Cobre contenido (t.).....	178	—	85	—	93	—

Año 1967	Total	J	Se	Z
Número de minas o grupos mineros....	5	2	2	1
Producción vendible (t.).....	14.047	—	10.800	3.247
Cobre contenido (t.).....	106	—	87	19

Año 1968	Total	J	Se	Z
Número de minas o grupos mineros....	4	1	2	1
Producción vendible (t.).....	17.772	—	12.935	4.787
Cobre contenido (t.).....	147	—	104	43

Año 1969	Total	Se
Número de minas o grupos mineros....	1	1
Producción vendible (t.).....	12.600	12.600
Cobre contenido (t.).....	101	101

UNIDAD: t.
FUENTE Estadística Minera y Metalúrgica de España. Ministerio de Industria.

Con los datos facilitados por las Secciones de Minas de las Delegaciones provinciales del Ministerio de Industria se han confeccionado los correspondientes cuadros de concesiones de explotación y permisos de investigación, relativos a las provincias que han dado producción durante el período considerado y que se incluyen a continuación:

CONCESIONES DE EXPLOTACION

Número	NOMBRE DE LA MINA	Hectáreas	Mineral	Explotador	Situación	Término municipal
	CÓRDOBA:					
10.475	Santa Magdalena.....	24	Calcopirita	Agustín Rojas López	Vivas e inactiv.	Belmez
11.475	Remedios.....	44	Calcopirita	Francisco Alcaraz Marín	Vivas e inactiv.	Obejo
11.331	San Lorenzo	130	Piritas ferrocobriz.	Carmen Contreras	Vivas e inactiv.	Obejo y Córdoba
11.998	Teresa.....	179	Calcopirita y calcosina	Felipe Gómez Moya	Vivas e inactiv.	Alcaracejos
10.513	Mari Tere.....	—	Calcopirita y chalcosina		Caducada e interesante	El Viso
9.650	Nueva Osi y La Romana..	—	Piritas ferrocobriz.			Pozoblanco
11.257	María del Pilar.....	—	Calcopirita		Idem.	Villaralto
10.665	Cordobita.....		Calcopirita		Idem.	Vva. del Rey
11.339	Alcornocosa.....		Piritas ferrocobriz.		Idem.	Villaviciosa
10.622	Mari Pili.....		Calcopirita		Idem.	Córdoba
4.105	Canadá.....		Calcopirita		Idem.	Añora
—	El Porrejón.....	—	Piritas ferrocobriz		Idem.	Torrecampo
	HUELVA					
10.224	Segunda Extremeña.....	25	Cobre	Alberto de La Lastra	Inactiva	
11.371	Josefina.....	3.463	Cobre	Minera de Andévalo	Activa	Monesterio, Calera
11.374	Cristo.....	19.693	Cobre	Río Tinto Patiño	Activa	
	MADRID					
864	Aurora.....	—	Cobre	Cía. Gral. Barcelonesa de Ind. y Minas, S. A.	Inactiva	Colmenarejo
867	María.....	—	Cobre	Cía. Gral. Barcelonesa de Ind. y Minas, S. A.	Inactiva	Galapagar
863	Sebastián.....	—	Cobre	Cía. Gral. Barcelonesa de Ind. y Minas, S. A.	Inactiva	Galapagar
	SEVILLA					
832	Grupo 2.ª Preciosa.....	9.632	Piritas ferrocobriz.	Pelayo Alonso Fernánder	Inactiva	Peñaflor del Río
6.148	Grupo San José.....	2.241	Cobre	Pelayo Alonso Fernández	Inactiva	Peñaflor del Río
6.186	San Pedro.....	24	Carbonato de cobre	Alberto de la Lastra y otros	Inactiva	Alanís de la Sierra
s. n.	Grupo Admirable.....	158	Piritas ferrocobriz.	Minerales Reunidos, (MIRESA)	Inactiva	Castillo de las G.
5.849 y 5.856	San Enrique y Ampliación a San Enrique.....	70	Cobre	Explotaciones Mineras San Enrique, S. A.	Activas	Constantina
	ZARAGOZA					
—	Coto Biel.....	460	Pirita de cobre	Sociedad Anónima Minera Cueva de Mora	Activa	Biel
—	Esperanza.....	281	Pirita de cobre	Sociedad Limitada Minas Esperanza y Juanita	Inactiva	Epila
—	San José.....	16	Pirita de cobre	Cristóbal Pellejero	Inactiva	Fombuena

PERMISOS DE INVESTIGACION

Número	NOMBRE DE LA MINA	Hectáreas	Mineral	CONCESIONARIO	Término municipal
	SEVILLA				
6.826	Cristóbal Colón	29	Pirita de hierro	Diego Rodríguez y Alfonso Martínez	Aznalcóllar
6.827	Santísimo	15	Pirita de hierro	Diego Rodríguez y Alfonso Martínez	Aznalcóllar
6.828	Hernán Cortés	28	Pirita de hierro	Diego Rodríguez y Alfonso Martínez	Aznalcóllar
6.852	La Zarcita	30	Pirita de hierro	Diego Rodríguez y otros	Aznalcóllar
6.853	Concepción	20	Pirita de hierro	Diego Rodríguez y otros	Aznalcóllar
6.919	Pilar	2.960	Pirita de hierro	Geotecnia, S. A.	Aznalcóllar
6.933	Salomé	2.960	Pirita de hierro	Andaluza de Piritas, S. A.	Aznalcóllar y otros
6.968	Diana	200	Cobre	Elisa Guerra Guillén	Cazalla de la Sierra
7.010	María Victoria	1.082	Cobre	Chalco, S. A.	S. Nicolás Puerto
7.022	San Abelardo	14.798	Pirita de hierro	MIRESA	Castillo de Guardas
7.023	Val	54	Pirita de hierro	Río Tinto Patiño, S. A.	El Madroño
7.041	Patricia	17.370	Pirita de hierro	Andaluza de Piritas, S. A.	Aznalcóllar, Castillo de Guardas y otros
7.048	Sexta Ampliación a Insistencia	70	Cobre	Chalco, S. A.	Alanís de la Sierra
7.046	Ampliación a Santa Bárbara	77	Cobre	Elisa Guerra Guillén	Alanís de la Sierra
7.050	La Primera	17.802	Cobre	Geotécnica, S. A.	Puebla de los Infantes
7.051	La Segunda	23.200	Cobre	Geotécnica, S. A.	Puebla de los Infantes
7.060	Santa Fe	30	Cobre	Francisco Castillo Rojas	Alanís de la Sierra
	ZARAGOZA				
	Elena	10.319	Piritas	Manuel Lozano Blanch	Alpartir y otros
—	Navardun	6.550	Piritas	Sdad. M.º Metalúrgica Peñarroya	Sos del Rey Católico y otros

Sin embargo, según los datos facilitados por la empresa Río Tinto Patiño, S. A., sólo la mina San Enrique, en la provincia de Sevilla, ha tenido una continuidad en su producción y puede considerársela como de importancia. El mineral que dicha mina ha facilitado a los fundidores durante 1970 ha sido de 200 t. de concentrados de cobre, con una ley del 20 por 100, lo que equivale a 40 t. de cobre metal.

Durante 1970 también el grupo Admirable ha vendido cáscaras de cobre en cantidad de 10 t., con una ley del 60 por 100, lo que equivale a 6 t. de cobre metal.

Por lo que respecta a la otra provincia con continuidad en la producción, Zaragoza, sólo se puede hacer la consideración de que sus minas están incluidas dentro de la Reserva del Ebro Oriental, que el Estado ha demarcado para la investigación de cobre, por lo que se las considera de interés primordial.

Respecto a las otras zonas, donde los yacimientos parecen haberse agotado, sólo pueden tener interés para una posible investigación, problema este que sale fuera de los campos del presente estudio por corresponder al Programa Nacional de Investigación Minera.

En resumen, existen en España 168 concesiones de explotación para yacimientos de este tipo, de los cuales sólo dos tienen una actividad constante y otros dos con carácter intermitente, lo que representa 932 ha. sobre un total demarcado de 8.658,5 ha.

Durante 1969, último año del que existe estadística oficial, las minas pertenecientes a este grupo han producido el 0,9 por 100 del total del cobre contenido en minerales.

Según datos facilitados por los fundidores, durante 1970 se han extraído de criaderos pertenecientes a este grupo 46 t. de cobre, lo que representa el 0,75 por 100 del total.

6.4.3 YACIMIENTOS DE URANIO Y COBRE

La Junta de Energía Nuclear en el extremo sur del batolito de los Pedroches, en las proximidades de Andújar, provincias de Jaén y Córdoba, ha explotado yacimientos que durante la última década han dado producción de cobre.

Según la estadística oficial, y conforme se expuso en el cuadro correspondiente, esta producción ha sido:

AÑOS	Producción de mineral vendible	Cobre contenido	Ley porcentaje en Cu
1962	544	97	17,70
1963	1.485	384	26,00
1964	33.259	1.563	4,70
1965	23.994	1.503	6,36
1966	22.269	1.091	4,90
1967	1.575	75	4,76
TOTALES Y LEY MEDIA	83.126	4.713	5,67

UNIDAD: t.
FUENTE: Estadística Minera y Metalúrgica de España. Ministerio de Industria.

Según los datos facilitados por la empresa Río Tinto Patiño, S. A., que ha sido el consumidor, estas producciones fueron:

AÑOS	CONCENTRADOS			CASCARAS		
	Producción de mineral vendible	Ley	Cobre contenido	Producción de mineral vendible	Ley	Cobre contenido
1962	544.962	17,7	96.649	277.832	70	195.163
1963	1.485.252	26	384.240	624.494	68,6	428.575
1964	1.881.496	15	285.443	386.253	72,6	265.860
1965	2.284.489	16	371.870	649.554	70	457.150
1966	2.627.229	19	496.985	414.295	70	288.639
1967	2.733.511	16,7	455.520	664.478	71,4	474.265
TOTALES Y LEY MEDIA	11.556.939	18	2.090.707	3.016.906	70	2.109.652

UNIDAD: kg.

La pequeña discrepancia existente es como consecuencia de las pérdidas de concentración o de lixiviación.

Los yacimientos que dieron producción fueron: minas La Virgen, Trapero y, en menor grado: Novalasno y Obejo. Todos ellos en este momento están inactivos y la JEN los considera como agotados, al menos en cuanto a reservas de uranio se refiere.

Una información más completa de estos yacimientos puede obtenerse de la monografía de Minerales Radiactivos de este Programa Nacional de Explotación Minera.

6.4.4 YACIMIENTOS DE PORFIDOS Y PIZARRAS COBRIZAS

Constituyen estos yacimientos el futuro más realista de la minería del cobre en España.

Aun cuando, según la estadística oficial, sólo representaron para 1969 el 28,5 por 100 del total de la producción, según los datos reales, en los cuales están deducidas las cantidades de cobre que se exportan con la pirita en sus variedades de cruda o cenizas, representaron en el mismo año el 33,8 por 100 de la producción.

Durante la última década han explotado yacimientos de este tipo las empresas: Cía. Española de Minas de Río Tinto, S. A., e Hidro Nitro Española, S. A., y la descripción de sus instalaciones constituye una parte de la monografía de Piritas y Minerales Complejos del presente Programa Nacional de Explotación Minera.

En la actualidad, con la iniciación del proyecto de Cerro Colorado (Huelva) y Arinteiro (Santiago de Compostela), por la empresa Río Tinto-Patiño, será ésta la que suministre la base de la producción nacional.

6.4.5 YACIMIENTOS DE PIRITAS FERROCOBRIZAS Y DE MINERALES COMPLEJOS

Constituyen estos yacimientos la mayor fuente de reservas de cobre existente en la Península, siendo, como consecuencia lógica, los principales productores de mineral.

Sin embargo, del estudio comparativo de los cuadros 1 y 2 se deduce que si bien se produjeron, en 1969, 621.663 t. de mineral vendible, con una ley del 1,2 por 100, lo que representa 7.447 t. de cobre contenido, es decir, el 70,6 por 100 del total, solamente se aprovecharon en la Península, y después de una lixiviación y cementación, 5.523 t., con una ley del 78,7 por 100, lo que representa el 61 por 100 del total.

Sólo con el aprovechamiento de las cenizas de piritas, Metalquímica del Nervión ha tenido una producción que, durante la última década, ha sufrido la siguiente variación:

AÑOS	Producción de cáscaras	Ley	Cobre contenido	Porcentaje total de la producción de cobre
1962	569	81,00	461	7,9
1963	1.437	81,00	1.164	18,6
1964	1.742	81,00	1.411	23,2
1965	2.134	81,00	1.729	26,1
1966	2.034	81,00	1.699	27,1
1967	2.280	83,70	1.909	28,9
1968	2.326	82,42	1.917	32,7
1969	3.150	90,00	2.842	38,5
1970	3.500	80,00	2.800	42,5

UNIDAD: t.
FUENTE: Servicio de Estadística de Río Tinto Patiño, S. A.

De todo lo anterior se deduce, una vez más, la necesidad del aprovechamiento integral de las piritas y de sus cenizas.

No se considera procedente repetir, una vez más, los comentarios sobre estos yacimientos, sino remitir al lector interesado a las monografías de Piritas y Minerales Complejos y Cobrizos y a la de Aprovechamiento Integral de Minerales Piríticos y Complejos del presente PNEM.

6.5 EMPRESAS PRODUCTORAS. INFLUENCIA EN LA PRODUCCION

Tomando como producción de mineral de cobre el suministrado por éstas a las fundiciones, durante 1970, ya que no ha habido más exportación que las piritas crudas y cenizas de piritas, la distribución por empresas es:

EMPRESAS	Cobre contenido	Porcentaje del total
Metalquímica del Nervión, S. A. (Bilbao)	2.800	45,106
Unión Explosivos Río Tinto, S. A. (Riotinto Huelva)	2.101	33,900
Hidro Nitro Española, S. A. (La Nava, Huelva)	425	6,860
S. M. M. Peñarroya-España, S. A. (Matas)	300	4,852
Minera del Andévalo, S. A. (Cala, Huelva)	185	2,990
Compañía de azufre y cobre de Tharsis, S. A. (Huelva)	234	5,782
REMISA (Ciudad Real)	56	0,908
Explotaciones Mineras San Enrique, S. A. (Sevilla)	40	0,648
Minas de Herrerías, S. A. (Huelva)	14	0,228
San Telmo Ibérica Minera, S. A. (Huelva)	12	0,194

RIO TINTO PATIÑO, S. A. CORTE IDEAL GEOLOGICO. CERRO COLORADO

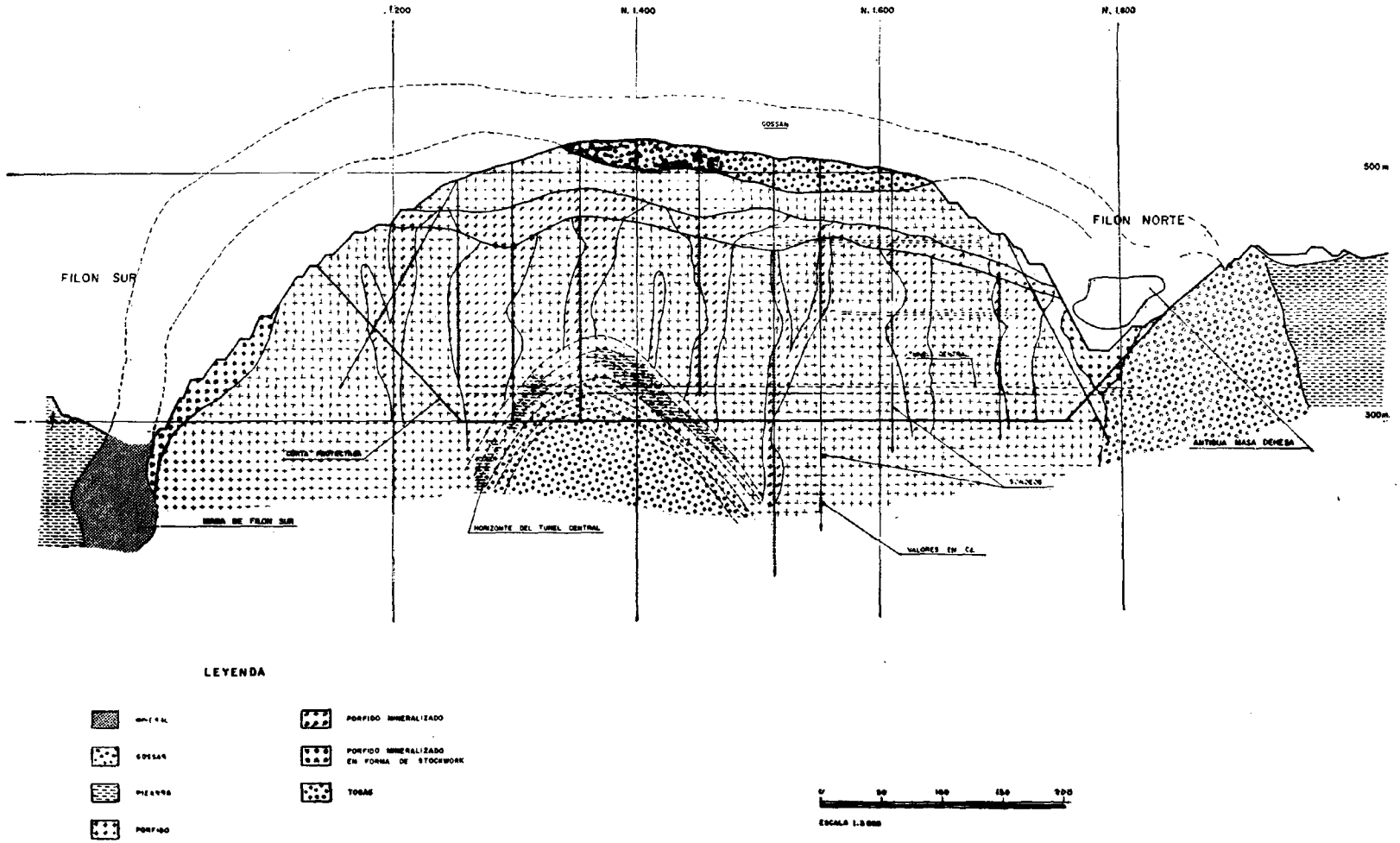


Figura 6.6-1

EMPRESAS	Cobre contenido	Porcentaje del total
Andaluza de Piritas, S. A. (Aznalcollar, Sevilla)	9	0,145
COPISA (Cueva de la Mora, Huelva)	9	0,145
J. Belmonte (Sotiel Coronada, Huelva)	9	0,145
MIRESA (Castillo de las Guardas, Sevilla)	6	0,097
TOTAL	6.200	100,000

UNIDAD: t.
FUENTE: Servicio de Estadística de Río Tinto Patiño, S. A.

Del cuadro anterior se deduce que entre tres empresas producen el 86 por 100 del cobre nacional, siendo la más destacada de ellas una empresa no minera.

Si se refiere el cuadro exclusivamente a las empresas mineras será:

EMPRESAS	Cobre contenido	Porcentaje del total
Unión Explosivos Río Tinto, S. A.	2.101	69,107
Hidro Nitro Española, S. A.	425	14,000
Minas del Andévalo, S. A.	185	6,100
Compañía de azufre y cobre de Tharsis	234	7,690
Explotaciones Mineras San Enrique, S. A.	40	1,160
Minas de Herrerías, S. A.	14	0,460
San Telmo Ibérica Minera, S. A.	12	0,395
Andaluza de Piritas, S. A.	9	0,297
COPISA	9	0,297
J. Belmonte (Sotiel)	9	0,297
MIRESA	6	0,197
TOTAL	3.044	100,000

UNIDAD: t.
FUENTE: Servicio de Estadística de Río Tinto, S. A.

De este segundo cuadro se deduce que una sola empresa, UERT, S. A., produce el 69 por 100 del total, y entre las dos primeras, el 83,1 por 100.

Sin embargo, estos cuadros no dan una idea clara de la situación actual del Sector. La creación de la empresa Río Tinto Patiño, S. A., que está poniendo en explotación grandes yacimientos de pórfidos cupríferos (Cerro Colorado, Alrinteiro) con modernas técnicas de explotación a cielo abierto; la flotación de los minerales complejos de Andaluza de Piritas, S. A. (Aznalcóllar) y la recuperación del cobre de la magnetita cuprífera de Minera del Andévalo, S. A. (Cala), hacen que en un futuro próximo varíe sustancialmente el porcentaje de influencia de las distintas empresas sobre la producción (en 1971, Río Tinto Patiño producirá 16.000 t. de cobre contenido en pórfidos).

6.6 PRINCIPALES PROYECTOS, CUYA REALIZACION AFECTARA A LA PRODUCCION

Al considerar dentro de esta monografía los proyectos que deberían ser tratados con una mayor amplitud, por incidir directamente en las producciones de cobre, se ha estimado que únicamente deberían aparecer los correspondientes a Río Tinto Patiño (Proyecto Santiago y Cerro Colorado) y Minera del Andévalo (Zona de Cala, Huelva), puesto que el correspondiente a Aznalcóllar, al haber sido tratado con la suficiente amplitud en las de Plomo y Cinc y de Piritas y Minerales Complejos y Cobrizos, no se considera pertinente reproducirlo una vez más, al no poderse aportar más datos que los que en ella figuran.

6.6.1 RIO TINTO PATIÑO. PROYECTO DE CERRO COLORADO (HUELVA)

6.6.1.1 Ritmo de extracción

Los 160 millones de t. serán movidas en tres etapas:

	Toneladas	Fecha de comienzo	Fecha final
Preparación	1.500.000	Primero de octubre de 1967	30 de septiembre de 1968
Desmonte previo.	19.000.000	Primero de octubre de 1968	30 de septiembre de 1970
Producción	140.000.000	Primero de octubre de 1970	30 de septiembre de 1983

La etapa de preparación, de doce meses, se llevó a cabo a un ritmo ligeramente superior, con lo que pudo retrasarse la entrada de la segunda etapa o «desmonte previo».

El desmonte previo requiere el movimiento de 19 millones de t. y se lleva a cabo en dos años, denominados A y B, que coinciden con el montaje de la planta, talleres, etc.

La etapa de producción, de trece años, se ha subdividido en fases de tres años cada una, habiéndose estudiado tan sólo año por año la primera. El ritmo anual de producción es de 13 millones de t., para el que se ha diseñado y calculado la maquinaria. En el año 3 y fase última se reduce en 3 y 4 millones de t., respectivamente, la extracción de estéril, mejorando el índice estéril/mineral.

6.6.1.2 Diseño de la explotación

Las dimensiones esenciales de la corta serán (ver figs. 6.6-1, 6.6-2 y 6.6-3):

Longitud máxima	1.250 m
Anchura máxima	550 m
Profundidad máxima	230 m

La altura de banco, de 10 m. representa un equilibrio entre las alturas óptimas para la carga con excavadora eléctrica de 6 yd. cub. y una pala frontal del tipo 988 CAT. Además, permite una fácil y sencilla correspondencia con el control de leyes dado por el computador.

El talud general de trabajo se sobreentiende que es el mínimo para un banco dado, pero que en cualquier momento puede ser incrementado.

Las longitudes de banco necesarias, extremadamente conservadoras, pues cubren un número de relevos superior a 40, exigen en los años en que se trabaje sobre el nivel del llano un mayor número de bancos en operación del que sería deseable.

La pendiente del 8 por 100 es la precisa para alcanzar el alto y el fondo de la corta, estando dentro de las que se utilizan convencionalmente en minería a cielo abierto.

Las densidades utilizadas han sido dadas por geología, y los factores de esponjamiento calculados por ensayos de muestras voladas en galerías, con comprobaciones de volumen y peso.

El talud final de 45° es conservador y convencional, pudiendo optimizarse en un futuro, pero es interesante mantenerlo con miras a posibles ampliaciones.

6.6.1.3 Criterios de selección de equipo

Buscando un adecuado equilibrio, entre los diferentes procesos de la producción, se han recomendado las siguientes dimensiones:

RIO TINTO PATIÑO, S. A. PLANTA DE DISPOSICION DE BANCOS EN FINAL DE CORTA

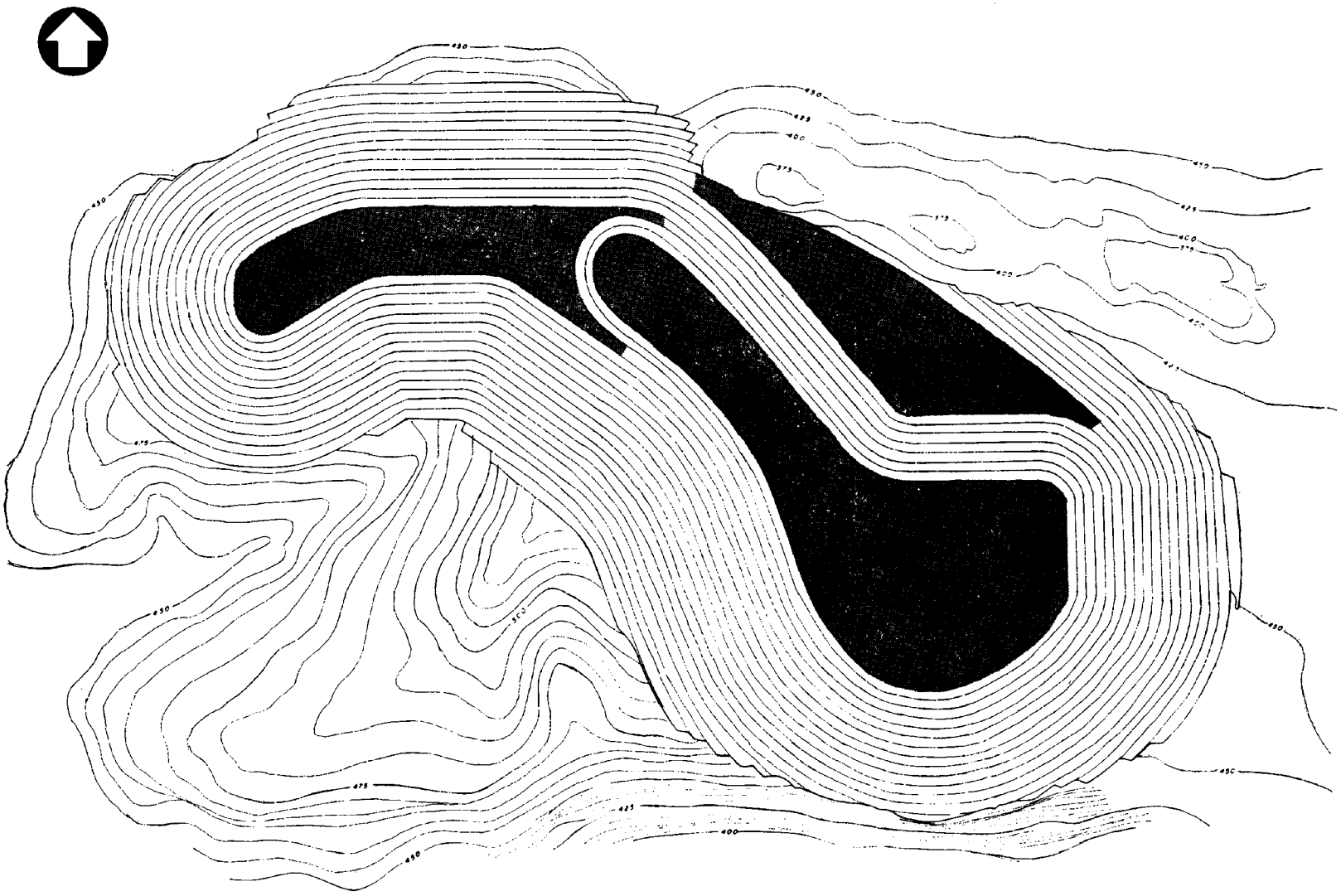


Figura 6.6-2

RIO TINTO PATIÑO, S. A. SECCIONES TRANSVERSALES CON LA DISPOSICION DE LOS BANCOS DE LOS DISTINTOS PERIODOS

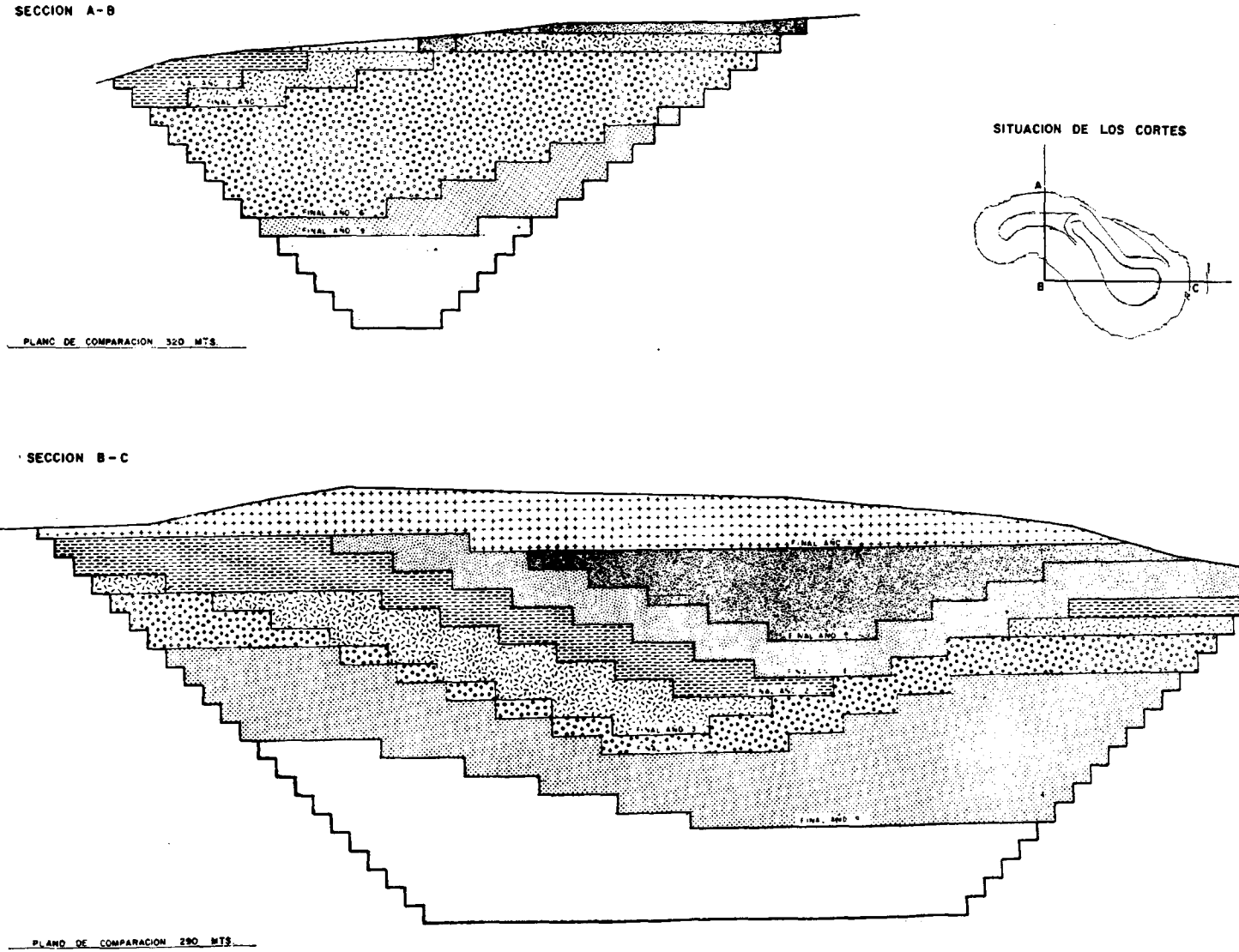


Figura 6.6-3

Perforación

Diámetro de 6 1/4-7 7/8"; barrenos de 12,5 m. de longitud y 20° de inclinación.

Voladura

Piedra, 5-6 m.; separación, 5,5-6 m.

Explosivo NAFO. Voladura media de 42.000 t. Carga del explosivo automatizada con un camión-tolva de 10 t. de capacidad y llenado del barreno por tubería y aire comprimido.

Carga

Para estéril o para zonas amplias y definidas de mineral, tres excavadoras eléctricas de 6 yd. cúbicas (prevista en presupuesto una cuarta). Para mineral y reserva de las excavadoras, dos palas frontales de 5 ½ yd. cúbicas.

Transporte

Camiones volquetes de 35 t. en un número próximo a 24 unidades, variando según los años y niveles.

Servicios

2 tractores con riper de 350-400 HP. con orugas, y pala frontal.
2 tractores, con neumáticos, de 285 HP.
2 motoniveladoras de 150 HP.
2 cisternas de riego de 12.000 l.
1 cisterna de gas-oil de 12.000 l.
1 compactadora vibrante de 5 t.

Mantenimiento

Se prevé un equipo de 64 obreros y siete mandos para el mantenimiento y control de la maquinaria, disponiendo de una nave para estación de servicio, engrase y entretenimiento preventivo; una nave para reparaciones, máquinas-herramientas, aparatos de control, forja y soldadura, con puente-grúa de 20 t.; tres depósitos de gas-oil con capacidad total de 150.000 litros; dos grúas móviles, diesel, sobre neumáticos y orugas, de 10 y 32 t.; 15 vehículos auxiliares para engrase, servicios eléctricos, montajes y desplazamientos.

Planificación

Un equipo total de cuatro jefes, tres encargados y 19 ayudantes llevarán a cabo el control de leyes, costos, estadísticas, topografía y sala de dibujo.

Operación

Requiere un equipo total de:
4 jefes.
8 encargados.
48 maquinistas especiales.
69 ayudantes y chóferes.
22 peones.

Productividad

Con el equipo total estimado se obtendrá, para la producción de 13 millones de t/año, una productividad de unas 200 toneladas/jornal.

Movimiento de gossans

Durante los dos primeros años se depositarán unos 6 millones de t. de gossans en un «stockpile» situado en el Campo de Golf, que llegará a alcanzar unos 10 millones de t. que tendrán que ser enviadas a la planta de concentración de oro y plata a partir del año 6, mediante un equipo adicional de
1 pala de 5 ½ yardas cúbicas.
2 volquetes de 35 t.

6.6.1.4 Ventajas e inconvenientes del método elegido

Ventajas

1) Mayor productividad.
2) Concentración de las operaciones y sencillez de control y dirección.
3) Mayor producción por sección de arranque.
4) Menor costo de capital por tonelada de material arrancado.
5) Menor costo de operación por tonelada de material movido.
6) Posibilidad de mover una relación de estéril/mineral mayor y por ello explotar reservas de más baja ley.
7) Mejor comprobación geológica del criadero.
8) Menor limitación de tamaño y peso de la maquinaria.
9) Control y planificación más fácil.
10) Mayor seguridad en el trabajo.
11) Facilidad de encontrar mano de obra.
12) Gran flexibilidad para responder a aumentos de producción o a mezclas de diferentes leyes.

Inconvenientes

1) Gran inversión de capital en maquinaria.
2) Gran inversión en movimiento previo de estéril.
3) Desfavorable influencia de las condiciones meteorológicas.
4) Limitación en profundidad.
5) Control de estabilidad de taludes.
6) Necesidad de áreas grandes para depositar estériles.
7) Aumento de la dilución en el mineral.
8) Personal más especializado en operación y mantenimiento.
9) Ritmo acelerado de trabajo y de consumos.

6.6.1.5 Breve descripción de los sistemas de trituración primaria (fig. 6.6-4)

Planta de concentración de cobre

El proceso de concentración de mineral de cobre abarca las operaciones siguientes:

— Trituración, molienda, flotación y filtrado.
— Capacidad de tratamiento: 3 millones de t. de todo-uno/año.

Trituración

Una trituradora de mandíbulas 1,63 × 2,13 m. recibe el todo-uno procedente de la corta y lo reduce a 200 mm.

El producto resultante se transporta, mediante cinta, a un depósito en forma de pila (capacidad 10.300 t.).

El mineral se toma de la pila y es llevado a la trituración secundaria por una cinta transportadora.

La cinta descarga sobre un vibrotamiz, que corta a 19 mm. El tamaño menor se conduce directamente a la tolva de finos. El superior, a 19 mm., pasa por un cono estándar de 7 pies, que reduce a 50 mm., y por un segundo vibrotamiz, que vuelve a cortar a 19 mm.

RIO TINTO PATIÑO, S. A. DIAGRAMA DE TRITURACION PRIMARIA

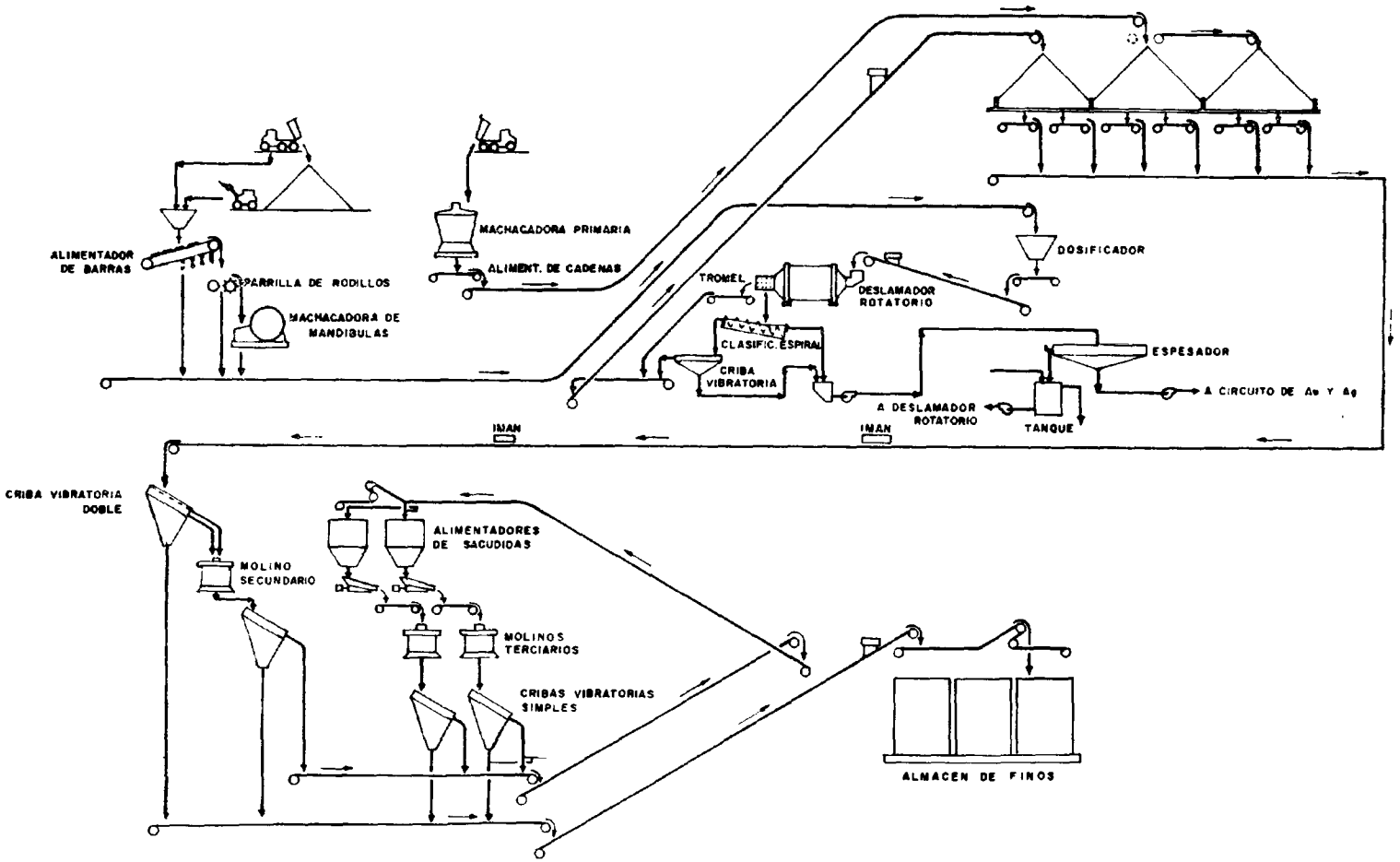


Figura 6.6-4

Lo menor de 19 mm. cae a la cinta de finos, y lo mayor va, por un sistema de cintas, a la trituración terciaria, consistente en dos conos giratorios de cabeza corta de 7 pies, que operan en circuito cerrado, hasta que todo el producto llegue a ser menor de 19 mm.

Una cinta provista de «Tripper» transportará el material fino, para su distribución y almacenaje, a una tolva de 12.800 t.

6.6.1.6 **Breve descripción de los sistemas de trituración hasta mineral comercial** (fig. 6.6-5)

Molienda

La molienda consistirá en dos seciones gemelas compuestas cada una por un molino de barras 3,81 × 5,49 m., y dos circuitos cerrados, con un banco de ciclones de 508 mm. de diámetro y un molino de bolas de 3,81 × 4,57 m.

Los reboses de los ciclones, en las dos secciones, se conducen por gravedad al distribuidor de entrada a flotación.

Flotación

El distribuidor alimenta 24 celdas de desbaste de 8,5 m.³ cada una.

A continuación, la pulpa pasa por cuatro ciclones de 254 mm. de diámetro y un molino de bolas de 3,81 × 4,57 m. que funcionan en circuito cerrado.

El rebose de los ciclones se acondiciona y pasa a los circuitos de relavado, compuestos por cuatro líneas de trece máquinas (tres celdas de primer relavado, tres de segundo, tres de tercero y cuatro de barrido). Todas estas celdas son de 1,7 m.³ por unidad.

Los concentrados, procedentes de cada sección de relavado, pasan a la sección siguiente, mientras que las colas circulan en sentido contrario.

El concentrado procedente de las máquinas de barrido vuelve al circuito de remolido y nuevamente pasa por las etapas de relavado.

Las colas de la planta fluyen por gravedad al espesador de estériles.

Los concentrados de las cuatro líneas, del tercer relavado, se combinan y bombean a un espesador.

Filtrado

Se dispondrá de dos filtros de disco (ocho discos de 2,69 m. de diámetro) para la eliminación del agua.

Un sistema de cintas transporta el concentrado filtrado a un edificio de almacenaje.

Circuito de estériles

Los estériles se llevan a un espesador de 92 m. de diámetro, y fluyen por gravedad a la represa destinada al efecto. En este espesador se recupera parte del agua.

Por decantación se recupera otra parte del agua, que es bombeada de nuevo a la planta, como agua de recirculación.

6.6.1.7 **Planta de recuperación de cobre u otros metales**

Planta de cianuración de oro

El proceso comprende las siguientes operaciones:

Trituración y lavado, molienda, lixiviación, separación de la disolución, precipitación y producción de bullión.

Capacidad de tratamiento, 1.500.000 t. todo-uno/año.

Trituración

El gossans, procedente directamente de Cerro Colorado o del depósito, se tritura en una machacadora de mandíbulas 1,07 × 1,22 m. La alimentación se hace por un alimentador de bandejas y un «grizzly» vibratorio para eliminar las arcillas.

La instalación se complementa con una serie de aparatos destinados a lavar y clasificar el mineral que contiene gran cantidad de lamas primarias y es, además, húmedo y pegajoso.

Estas etapas son necesarias para poder emplear los mismos circuitos de trituración secundaria que para el mineral de cobre, descritos anteriormente.

El gossans triturado pasa al circuito de molienda.

Molienda

Con ligeras variantes, el equipo de molienda es análogo al del mineral de cobre.

La sección de molienda (un molino de barras y dos de bolas análogos a los del cobre) efectúa el primer molido en circuito cerrado con ciclones, que es seguido de un remolido en otro molino de bolas, con objeto de alcanzar la finura deseada.

A la salida de la remolienda, la fracción fina de los ciclones se bombea a un espesador de 76,2 m. de diámetro, con el fin de preparar la pulpa para la lixiviación.

Lixiviación

Del espesador, la pulpa se bombea a los tanques Pachuca de lixiviación, con inyección de aire (siete en total), en los cuales sufre la preaireación con lechada de cal y lixiviación con cianuro sódico.

El rebose del quinto tanque Pachuca pasa al sistema de decantación en contracorriente, que consiste en cuatro espesadores de 76 m. de diámetro, con repulpadores intercalados entre cada dos de ellos y las bombas necesarias para el transporte del rebose y las salidas inferiores.

El rebose del primer espesador constituye la solución enriquecida de oro y plata, que pasa a precipitación. La pulpa, empobrecida en estos metales, sale del cuarto espesador.

Precipitación

En primer lugar, la solución se lleva a un sistema de cinco filtros de clasificación a presión con 54 m.² de superficie filtrante cada uno.

La solución clasificada pasa a dos tanques de regulación, que alimentan otras tantas unidades de precipitación.

Estas consisten, fundamentalmente, en dos alimentadores de polvo de cinc y cinco filtros de precipitación de 3,86 m. de diámetro × 3,81 m. de profundidad.

El precipitado se retira de las láminas del filtro por depresión y se bombea a unos tanques de almacenaje.

Producción de bullión

Esta operación se efectuará cada vez que se acumule material suficiente.

El precipitado se bombea a través de un filtro prensa y, una vez recogido, se lava con ácido sulfúrico para separar el exceso de cinc; se seca y calcina.

El precipitado se funde en un horno basculante y se cuela en moldes para barras, obteniéndose el bullión de oro y plata.

DIAGRAMA DE MOLIENDA, FLOTACION Y FILTRADO

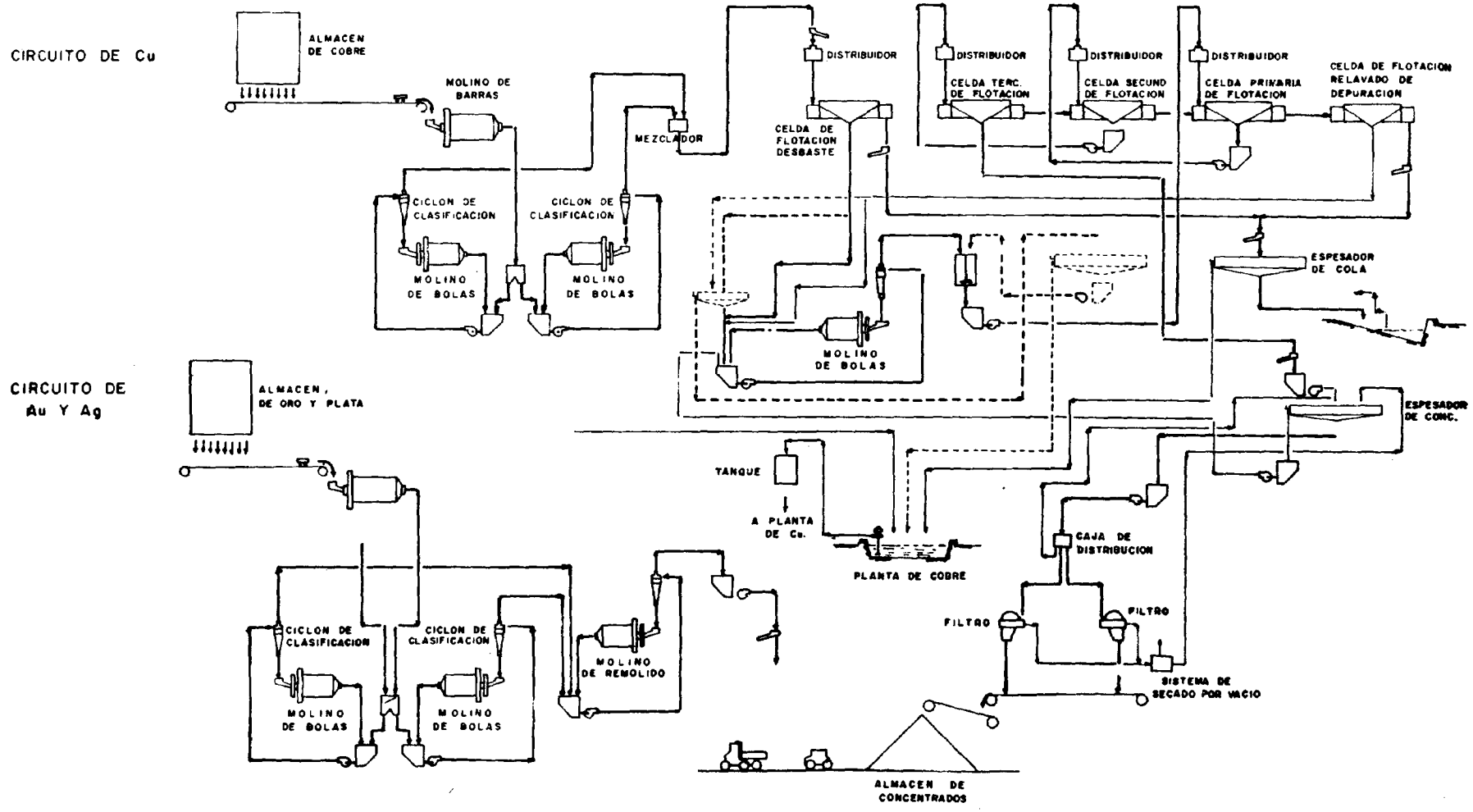


Figura 6.6-5

6 6.2 RIO TINTO-PATIÑO. RESUMEN DEL PROYECTO DE SANTIAGO (PONTEVEDRA)

6.6.2.1 Introducción

El proyecto Santiago comprende la explotación, por minería a cielo abierto, de dos yacimientos de mineral de cobre, Arinteiro y Fornás, y la concentración de este mineral en una planta que se situará en las proximidades de Arinteiro, que es el depósito más importante.

Los trabajos de explotación moverán anualmente un millón de toneladas de mineral diseminado, de 0,76 por 100 de cobre, y 1.800.000 t. de estéril. A este movimiento de estéril se deben agregar 2.500.000 t. que deberán ser arrancadas durante la fase de desmonte previo, a fin de poner al descubierto suficiente volumen de mineral que garantice el suministro programado al concentrador. Este período de desmonte previo se ha hecho coincidir, lógicamente, con el de construcción del concentrador y demás instalaciones.

El concentrador producirá anualmente unas 36.200 t. de concentrados de cobre con ley del 18,50 por 100, equivalentes a 6.700 t. de cobre metal, que por vía marítima serán transportadas a la fundición de Huelva. Por los ensayos realizados se ha visto también la posibilidad de obtener una producción de concentrados de azufre, de baja ley, que por el momento no han sido considerados para la economía del proyecto. Igualmente, no se han tenido en cuenta pequeñas cantidades de oro y plata, existentes en los concentrados de cobre.

6.6.2.2 Situación geográfica

El yacimiento de Arinteiro está muy próximo al pueblo del mismo nombre y a unos 20 km. al este de Santiago. El área de la mina pertenece a los municipios de El Pino y Touro (este último pueblo, a unos 2 km.). El enlace con Santiago se hace a través de la carretera nacional de Lugo, con desvío en Santa Irene.

La mina de Fornás, 7 km. al sudeste de Santiago, comunica con esta ciudad por la carretera de Rodiño. El pueblo más próximo es Arines.

6.6.2.3 Geología

Las reservas actuales de cobre del «Proyecto Santiago» están localizadas en dos yacimientos: Arinteiro y Fornás (ver figura 6.6-6).

Antecedentes

Arinteiro Es conocido desde antes de 1920, ya que en estas fechas una compañía, compuesta por la sociedad francesa Peñarroya y otra inglesa, realizó la primera investigación, consistente en una campaña de 14 sondeos y diversas calicatas a lo largo del afloramiento.

Abandonada esta investigación, Río Tinto-Patiño, en mayo de 1967, prosiguió los trabajos, realizando una detallada prospección geológica, geofísica, geoquímica y mecánica, hasta llegar a los actuales resultados.

Fornás. La presencia en este lugar de un horno romano habla desde qué tiempo es conocido este yacimiento.

Desde 1919 se han realizado bastante estudios geológicos (H. Havre, Prieto Carrasco, Roso de Luna, W. de Witt, E. M. von Metzch, P. I. M. pma., etc.), metalúrgicos (J. M. F. Becerril, T. Andrews Huntington Heberlein & Co. Ltd., T. Febrel), geofísicos (Instituto Geológico y Minero de España) y mecánicos; 1957-1959, 20 sondeos. En 1964 se construyó un pozo vertical y 350 m. de galerías.

En 1968 se hizo cargo Río Tinto-Patiño, ampliando la investigación por métodos geológicos, geofísicos, geoquímicos y mecánicos.

Geología de Arinteiro y Fornás

Arinteiro. Forma parte de un gran afloramiento de rocas básicas metamórficas de la facies anfibolitas almandínicas, posiblemente de edad precámbrica. Este manchón de rocas básicas abarca las zonas llamadas Cerro San Sebastián, Bama, Arca, Arinteiro Norte y Arinteiro Sur, y constituye un gran lentejón estratiforme, muy replegado, interestratificado en el gran paquete de esquistos o gneises de Ordenes.

En conjunto, es un gran anticlinorio, con eje SSW.-NNE. y cabeceo al NNE., correspondiente a la última fase del plegamiento herciniano.

Arinteiro Sur es parte del flanco este, con dirección resultante N.-S. y buzamiento al este de 20 a 30°.

Arinteiro Norte forma la cresta de dicho anticlinorio, donde el eje tiene fuerte cabeceo al NNE. y plano axial subhorizontal vergente al este.

Fornás. En la parte sudoeste del complejo básico de Santiago de Compostela se encuentra esta mina, en el flanco colgado de un anticlinal con plano axial de dirección noroeste y vergencia al sudoeste, eje axial con cabeceo al noroeste y próxima a la charnela.

Estratigrafía y litología

— *Arinteiro.* El conjunto estratigráfico es, de techo a muro:

	Metros espesor
1. Esquistos (neises) de dos micas y granate	—
2. Anfibolitas de grano fino de hornblenda	10-40
3 Anfibolitas de grano fino de hornblenda y granate	0- 8
4. Anfibolitas de grano grueso de granate y gedrita	0-30
5. Anfibolita de grano fino de hornblenda y granate	0- 5
6. Anfibolita de grano fino de hornblenda	5-20
7. Esquistos (neises) de dos micas y granates ...	—

La roca de caja del mineral es fundamentalmente la anfibolita de grano grueso de granates y gedrita, cuyas características principales son:

Granate almadino de hasta 3 cm. de espesor, abundante.
Escasa proporción de plagioclasa.
Ausencia de hornblenda.
Cuarzo, clorita y gedrita, componentes principales.

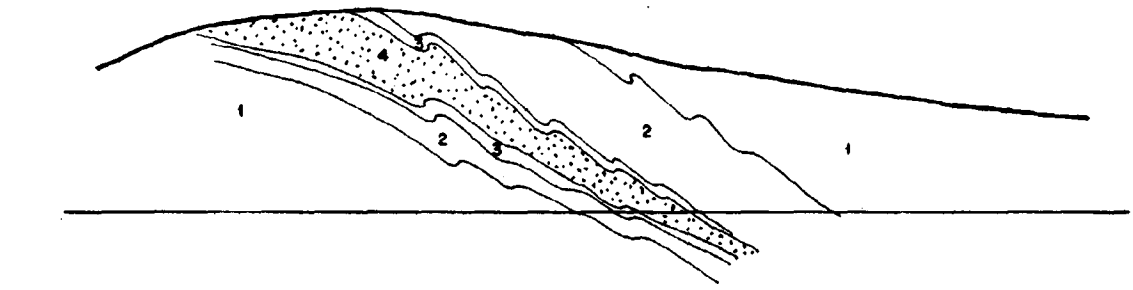
— *Fornás.* La roca de caja del mineral es una anfibolita gabroide de grano medio a fino, bandeada estratiformemente. Dentro de ésta se observan horizontes blastomiloníticos en forma de plaquetas, orientadas paralelamente al bandeamiento. Como mineral característico de estos horizontes puede citarse el granate.

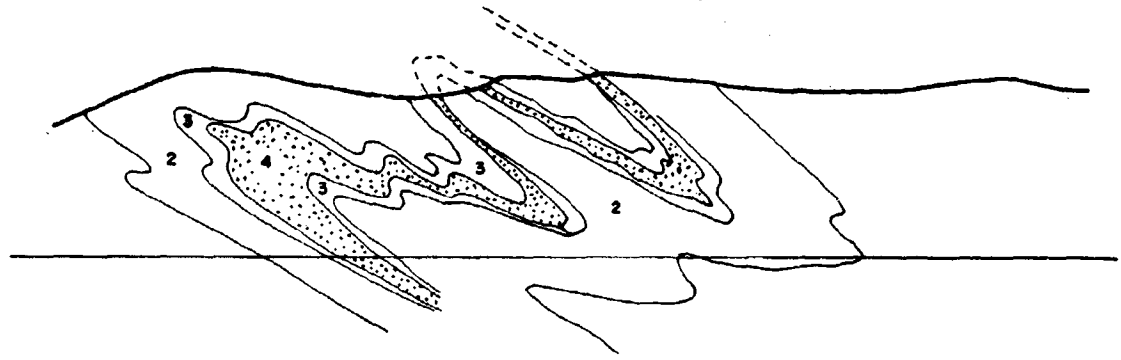
Mineralización

— *Arinteiro.* Singenética con la roca de caja, pretectónica y premetamórfica.

La paragénesis mineral presente en este yacimiento es: pirrotina-pirita-calcopirita-ilmenita, generalmente concordantes con la estructura de la roca de caja, y venas y pequeñas con-

RIO TINTO-PATIÑO, S. A. PROYECTO DE SANTIAGO. CORTES GEOLOGICOS REPRESENTATIVOS





1. ESQUISTOS
2. ANFIBOLITA DE GRANO FINO DE HORNABLENDA.
3. ANFIBOLITA DE GRANO FINO DE HORNABLENDA Y GRANATES.
4. ANFIBOLITA GRANATIFERA DE GRANO GRUESO (ZONA DE MINERAL)

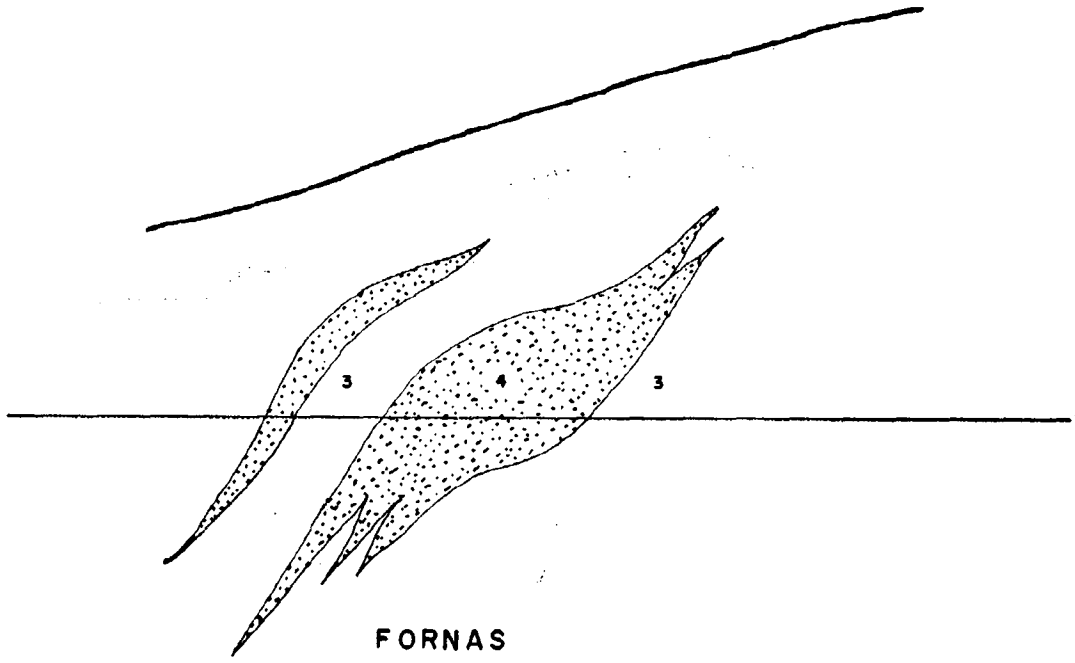


Figura 6.6-6

centraciones lenticulares discordantes, debidas a posteriores removilizaciones.

La distribución de valores es, en general, simétrica, con un «cut-off» natural del orden de 0,50 por 100 de Cu, cerca del contacto de la anfibolita granatífera. En cada borde hay una zona de 1 a 8 m. de valores bajos (0,15 a 0,49 por 100 Cu).

— *Fornás.* Su paragénesis mineral es pirrotina, calcopirita e ilmenita, con escasa pirita y blenda, formando bandas lenticulares estratiformes, nidos y venas. El yacimiento es sintectónico y singenético.

La mineralización se presenta desde fina diseminación a sulfuros completamente masivos, en grandes lentejones estratiformes formados por relleno de espacios porosos creados por despegue de horizontes de diferentes competencias y formación de fallas paralelas a la foliación.

Investigación realizada por Rio Tinto-Patiño

— Arinteiro

Geofísica

Junio 1967: Prospección magnética realizada por Geotécnica, Sociedad Anónima, 1.050 estaciones magnéticas en 21 perfiles, equidistantes 100 m.

Julio 1967: Por la misma empresa, estudio por polarización inducida y resistividad. Once perfiles, equidistantes 200 m.

Marzo 1968: Geofísica aérea (por Siegel), método electromagnético. Tres perfiles cortan el yacimiento de este a oeste.

Junio 1969: Con equipo de Río Tinto-Patiño. Once perfiles de unos 1.500 m. de longitud con electromagnético QUN.

Geoquímica

Junio 1969: 13.350 m. en 11 perfiles, con toma de muestras cada 50 m.

Sondeos mecánicos

Desde mayo de 1967 se han realizado en varias campañas 56 sondeos con recuperación de testigo, por las compañías de sondeos Craelius Terratest e Ibérica de Sondeos. El total de metros perforados es de 6.450.

Dentro del mismo período se hizo un desmuestre del afloramiento con máquina de percusión Vole-Trac recuperando polvos. Se hicieron un total de 160 barrenos en 25 perfiles, equidistantes 50 m. y a una distancia entre barrenos de 15 m. El total de metros perforados fue de 1.850.

— Fornás

Geofísica

1968: Geofísica aérea (por Siegel), método electromagnético.

Estudio magnetométrico: 21 perfiles equidistantes 100 m. y con 1.500 m. de longitud. Lectura cada 25 m.

1969: Estudio electromagnético con TURAM, tres bucles que cubren las zonas de Fornás, Gemma y Gamás.

Geoquímica

1968: 21 perfiles N.-S., equidistantes 100 m. y con 1.500 m. de longitud, con toma de muestras cada 100 m.

Sondeos mecánicos

Aparte de los 19 sondeos realizados en 1957, aprovechados por Río Tinto-Patiño para el cálculo de reservas, con un total de 1.330 m. en 16 sondeos conservados, se han realizado otros siete sondeos de comprobación, con un total de 538 m.

Resultados

Los resultados de la investigación han permitido establecer las reservas de mineral contenidas en tres posibles cortas: Arinteiro Sur, Arinteiro Norte y Fornás.

Se ha empleado un «cut-off» de 0,50 por 100 de Cu en lo que se incluye la dilución del mineral.

	Arinteiro Sur	Arinteiro Norte	Fornás
Mineral (t)	7.660.000	1.600.000	600.000
Densidad mineral	3,1	3,1	3,6
Estéril (t)	12.700.000	5.000.000	2.100.000
Densidad estéril	3,1	3,1	3,18
Relación estéril-mineral	1,64	3,20	3,7
Ley media Cu (porcentaje)	0,75	0,75	1,20
Ley meda S (porcentaje)	4,92	7,04	15,05

6.6.2.4 **Minería**

Las anteriores reservas están contenidas en una gran corta, Arinteiro Sur, y dos pequeñas: Arinteiro Norte y Fornás.

Se ha supuesto una operación de diez años, que representa una producción de, aproximadamente, un millón de t. de mineral por año. Esta producción de mineral será suministrada durante los tres primeros años por Arinteiro Sur y Fornás; durante los años cuarto y quinto, sólo por Arinteiro Sur, y durante los cinco últimos años, por Arinteiro Sur y Norte. Como se ve, se ha intentado simultanear las operaciones de corta pequeña y grande.

A efectos de la rentabilidad del proyecto se ha estimado conveniente situar la producción de Fornás, mineral de alta ley, dentro de los primeros años. Se ha previsto una mezcla del 20 por 100 de mineral de Fornás con el 80 por 100 de mineral de Arinteiro, cuya viabilidad ha sido confirmada en los ensayos mineralógicos que han sido realizados con este fin.

El desmonte previo se ha calculado en unas 2.500.000 t., que serán extraídas durante los años A y B de preproducción.

El ritmo medio de extracción de estériles será de 1.800.000 t. anuales, una vez comience el período de explotación.

Criterios de diseño

En el diseño de las cortas se han seguido los principales criterios siguientes:

	Mineral	Estériles no meteorizados	Estériles meteorizados
Densidad de Arinteiro (t/m³)	3,10	3,10	2,10
Densidad de Fornás (t/m³)	3,60	3,10	—
Altura en banco m	10,00	10,00	10,00
Talud del banco	1:4	1:4	1:1
Talud final de la corta:			
Arinteiro Sur, techo	—	60°	30°
Arinteiro Sur, muro	25°	—	—
Arinteiro Norte, lado norte			60°
Arinteiro Norte, lado sur			35°
Fornás, techo			60°
Fornás, muro			45°

Anchura mínima de rampas, a 15 m.
Pendiente máxima contraria al cargado: 8 por 100.
Pendiente máxima favorable al vacío: 10 por 100.
Resistencia estimada a la rodadura: 3 por 100.

Criterios de selección de equipo

Para la explotación se han recomendado los siguientes equipos:

Perforación

— Máquinas tipo vagón, con martillo en superficie y capacidad para perforar barrenos de hasta 4" de diámetro.
— Máquinas con capacidad para perforar hasta 6" de diámetro.

Las primeras se utilizarían en la fase de preproducción, así como en la limpieza de contactos en el mineral, y las segundas en la fase de producción para el estéril y masas de mineral que no necesiten una selección por la inclusión en ellas de estéril.

La longitud de los barrenos será de 12 m. y la inclinación, de 20°.

Voladura

Las voladuras típicas serán de unas 10.000 t.

El explosivo empleado en los barrenos será a base de dinamita Goma para la carga de fondo y NAFO para la de columna, empleándose microrretardos.

Carga

La carga del estéril se hará con una excavadora de 3,25 m.³ de cuchara.

La carga del mineral y reserva procedente de la excavadora se hará con dos palas cargadoras de 3 m.³.

Transporte

Cuatro camiones volquete de 32 t.

Para el transporte del mineral de Fornás se emplearán camiones de 12 t.

Servicios

Dos tractores de 270 HP., con ripper para el arranque de 1,5 millones de t. de material meteorizado, así como para la preparación de rampas y zonas de perforación.

Una motoniveladora de 125 HP. para el mantenimiento de caminos.

Una cisterna de riego.

Mantenimiento

Para el mantenimiento se tiene prevista la construcción de un taller común para concentrador y mina, en el cual se prevé una nave de entretenimiento preventivo y engrase y puentegrúa de 15 t. desplazable a través de toda ella.

Estación de servicio con tres depósitos de gas-oil de 20.000 l.

Estación de lavado, equipada con alta presión y agua caliente.

Cuatro vehículos auxiliares para montajes y reparaciones en campo.

6.6.2.5 Concentración

Investigación mineralúrgica

Esta investigación ha sido realizada en los propios laboratorios de la Compañía bajo la dirección de los mineralúrgicos de Río Tinto-Patiño, S. A. Se inició en diciembre de 1967 y ha terminado en abril de 1970. A lo largo de este período se han realizado diez diferentes ensayos de concentración por flotación, utilizando muestras representativas de los dos yacimientos. Los resultados de estas pruebas han permitido establecer una recuperación de cobre del 86 por 100 y una ley de los concentrados del 18,50 por 100.

En octubre de 1968 el Laboratorio de Metalogenia de la Empresa Nacional Adaro concluyó un estudio mineralográfico y petrográfico del mineral de Arinteiro con vistas, principalmente, a su concentración mecánica. Las conclusiones de este estudio han sido de gran utilidad a los especialistas de Río Tinto-Patiño, especialmente en la determinación de los grados de molienda y remolienda.

Igualmente el Centro de Investigación de Allis Chalmers (Estados Unidos) efectuó varios ensayos sobre muestras de Arinteiro y Fornás, a fin de determinar los índices de Bond de estos minerales y poder estimar los consumos de energía en la trituración y en la molienda. Ensayos de abrasión y de impacto también han sido realizados por la misma compañía.

Antes de Río Tinto-Patiño, el Laboratorio de Preparación de Menas del Instituto Geológico y Minero de España hizo diversos ensayos de concentración del mineral de Fornás, comparando la separación magnética y la flotación. Como resultado de los mismos se vio que no era posible el empleo de métodos magnéticos de concentración, mientras que la flotación no presentaba dificultades.

Criterios de concentración

Los criterios fundamentales de diseño del concentrador son:

Capacidad	1.020.000 t/año.
Días de trabajo en concentrador.	350 días/año en 3 relevos/día con lo que se tratarán: 2.900 t/día, ó 121 t/hora
Días de trabajo en trituración...	300 días/año en 2 relevos/día con capacidad de: 3.400 t/día, ó 213 t/hora.
Densidad Arinteiro	3,1 t/m³.
Densidad Fornás	3,6 t/m³.
Trituradora	42" × 48"
Salida de trituración primaria...	150 mm.
Salida de trituración secundaria.	19 mm.
Salida molienda	65 por 100 — 200 mallas.
Salida remolido	87 por 100 — 325 mallas.

Indice de trabajo (molienda):

Barras, desde 95 por 100 — $^1/_2$" a 80 por 100 — 14	13,60
Bolas, desde 80 por 100 — 14 a 99 por 100 — 150	11,16

Consumo de reactivos:

	En pruebas	Estimado en planta
CaO	3 kg/t.	2 kg/t.
AmXK	175 g/t.	125 g/t.
Aceite de pino	70 g/t.	50 g/t.
Tiempo de acondicionamiento	15 minutos	

Tiempo de flotación (laboratorio):
Desbaste: nueve minutos × factor de tiempo.
Relavos: siete minutos (primer relavo) × factor.
Relavos: seis minutos (segundo relavo) × factor.

Densidad de pulpa:
Desbaste, 35 por 100 sólidos.
Relavos, 25 por 100 sólidos.

Factor específico de sedimentación:

Estériles, 4,5 ft²/ST/24 h. (incluido factor de seguridad).
Concentrados, 10 ft²/ST/24 h. (incluido factor de seguridad).
Velocidad de filtración: 140 kg/m²/h.

La maquinaria del concentrador consta de los siguientes elementos principales:

Una machacadora de mandíbulas 42 × 48".
Una trituradora Symons Standard 5 1/2'.
Una trituradora Symons de cabeza corta 5 1/2'.
Un molino de barras 10 × 14'.
Tres molinos de bolas 10 × 14'.

Transporte de los concentrados

Se ha descartado la utilización del ferrocarril hasta Huelva, por el mayor precio que resulta. Como mejor solución parece el transporte por camiones hasta puerto y por barco hasta Huelva.

Los puertos de La Coruña, Villagarcía y Marín ofrecen condiciones de transporte, almacenamiento y embarque muy semejantes.

La capacidad de almacenamiento en puerto sería de unos dos meses de producción. El ritmo de transporte aconsejable es, aproximadamente, un barco de 3.000 t/mes, puesto que los fletes menores de barcos de mayor tonelaje no justifican la inmovilización de capital por una mayor estancia de los concentrados en puerto. La instalación de carga, a base de cintas transportadoras, tendría una capacidad de 160 t/h., que es superior a la plancha requerida en este tipo de barcos.

El transporte concentrador-puerto se haría con camiones y la carga del concentrado a la cinta, con palas cargadoras.

6.6.2.6 **Servicios**

Adquisición de terrenos

La necesidad de terrenos ha sido calculada en 1.892.000 m.² No han quedado islas de terreno sin ocupar, entre las distintas zonas, y se ha previsto una franja periférica con fines de seguridad.

Para la valoración se hizo, en primer lugar, una clasificación de los terrenos, aplicándose posteriormente los precios correspondientes. Para la aplicación de precios se ha tenido en cuenta la información local de las ventas de terrenos realizadas últimamente, así como las condiciones agronómicas, características del suelo y la escasez o abundancia relativa en la zona de cada cultivo.

Dentro de la inversión para adquisición de terrenos está incluida una cantidad como indemnización por el paso de líneas eléctricas y conducciones de agua por terrenos de propiedad ajena.

Suministro de agua

Las necesidades de agua del concentrador se han estimado en 2,5 m³/t., es decir, 2.500.000 m³/año.

Esta cantidad será suministrada por:

	m³/año
Aporte de agua fresca, 0,75 m³/t	750.000
Recuperación de agua	1.750.000
TOTAL	2.500.000

Considerando los restantes puntos de consumo (minas, talleres, pérdidas, etc.) se obtiene una demanda de 860.000 m³/año de agua fresca, equivalente a 71.700 m³/mes.

Esta cantidad será bombeada desde el río Brandelos, próximo a las explotaciones, que dispone durante todo el año de un caudal sobradamente superior a la demanda. Por esta razón no será preciso levantar una presa de regulación, siendo suficiente la construcción de un pequeño dique que cubra la aspiración de la bomba.

Suministro de energía

Se utilizará la línea de FENOSA, de 66 KV., Santiago-Porto de Mouros, que pasa a 2,5 km. de Arinteiro. La capacidad de esta línea es de 30 MW.

Se cuenta con el compromiso de la compañía propietaria para reforzar la línea, instalando también protecciones en las derivaciones actuales y futuras.

El consumo de energía previsto es 25.423.000 KWh. anuales.

Accesos

Será necesario construir una carretera de acceso al concentrador, desde el pueblo próximo de Cebreiro. La longitud de esta carretera es un kilómetro.

Se tiene previsto también la reparación del tramo Santa Irene-Cebreiro, de 3 km. de longitud, actualmente en malas condiciones.

Para el transporte de los minerales de Fornás será preciso una obra especial para el enlace de la carretera de Fornás con la de Santiago-Lugo, evitando así la entrada de los camiones al centro de Santiago y reduciendo la distancia de transporte.

6.6.3 MINERA DEL ANDEVALO. GRUPO DE CALA (HUELVA)

6.6.3.1 **Generalidades**

Esta sociedad explota en la provincia de Huelva las minas llamadas de Cala.

Situación geográfica

Las explotaciones e instalaciones de Cala se encuentran situadas a 4 km. de dicha localidad, en la provincia de Huelva.

El transporte de los concentrados de mineral de cobre a Huelva se hace por camión.

Yacimiento

Se trata de una masa de magnetitas con una longitud de unos 1.000 m. y una potencia media de 35 m.

La masa tiene un rumbo aproximado ONO-ESE. La inclinación, con la horizontal es de 70 a 80° y alcanza una profundidad de más de 300 m.

Hay unas intercalaciones importantes de estéril («skarns») dentro de la masa, que dividen a ésta en tres capas o filones, denominados Norte, Central y Sur, siendo el Central el de mayor potencia.

Cubicación y leyes

El Instituto Geológico y Minero ha hecho unos 45 sondeos, con una longitud total de 11.000 m.

Con estos sondeos y las muestras tomadas de una serie de barrenos realizados en labores subterráneas antiguas (niveles denominados Barrenera-Dominesa) y en el socavón Nuevo, se

ha realizado un estudio muy completo, fijando las reservas hasta el nivel de la estación (cota 430 m.) en 48 millones de t., con una ley media del 39 por 100 en Fe y 0,25 por 100 en Cu y una densidad media «in situ» de 3,5.

Por debajo del nivel de la estación se calcula una reserva de 12 millones de t.

Análisis completo del todo-uno

	Porcentaje
Fe	40,00
$Si\ O_2$	24,00
$Al_2\ O_3$	1,80
Ca O	4,00
Mg O	5,50
S	3,00
Cu	0,25

6.6.3.2 Explotación

Resumen de los sistemas empleados

El yacimiento de Cala fue explotado antiguamente por cortas, denominadas: Corta Manuel y Corta número 2, hasta una profundidad de unos 40 ó 60 m. de la cima de la montaña.

Estas cortas se abandonaron, al parecer, por inestabilidad de los flancos.

Posteriormente se expoltó el criadero por cámaras y pilares por subniveles, llegándose a ellos por medio de siete socavones abiertos en cuatro niveles denominados:

— Socavón Central y socavón número 1, en el nivel 627.
— Socavón San Francisco y socavón Paquita, en el nivel 600.
— Socavón Barrenera y socavón Dominesa, en el nivel 564.
— Socavón Nuevo, en el nivel 522.

Casi todas las labores, tanto las exteriores como las interiores, están situadas en la zona de poniente del criadero, que es donde éste tiene mejores leyes en Fe y Cu.

El socavón Nuevo fue ensanchado, a partir de 1967, hasta unas dimensiones de 8 × 5 m., para permitir el paso de camiones de gran tonelaje, de acuerdo con los informes presentados a la Acción Concertada.

Las labores de preparación que se han realizado para el «sublevel caving» han sido: 610 m. de socavón, 350 m. de rampa (también de 8 × 5 m. de sección), 450 m. de galería en dirección en el nivel del socavón Nuevo y 330 m. de galería en dirección en el subnivel 2. También se han realizado numerosos recortes en el nivel del socavón Nuevo y en el subnivel 2.

Para la explotación en corta, entre los pérfiles 1 y 37 y hasta el nivel 627, los técnicos de Andévalo han elaborado un proyecto de acuerdo con el cual se pueden extraer hasta dicho nivel 1.951.546 t. de mineral, moviendo 1.916.158 $m.^3$ de estéril, es decir, aproximadamente 1 $m.^3$ de estéril por t. de mineral.

6.6.3.3 Exploración y reconocimiento

ETAPA 1966-1968

Geofísica

En la Zona de los Labrados y Pedroso (Sevilla); El Viso, en Santa Olalla de Cala (Huelva), e Higuera de la Sierra (Huelva) se realizó, además de un trabajo magnético de desbroce, un minucioso estudio magnético de detalle, haciendo perfiles sobre el terreno, previamente cuadriculado de 10 en 10 m. Los resultados fueron muy alentadores, especialmente en el perfil de los Labrados y en dos de El Viso. La investigación geofísica se extendió, después, a la provincia de Badajoz, continuando en las de Huelva y Sevilla. Se hicieron 40.901 estaciones de magnetómetros, estudiándose una superficie total de 34.702 $km.^2$

Sondeos

La conveniencia de obtener resultados positivos con la mayor celeridad fue causa de que en esta primera etapa se atendiera sobre todo a la realización de sondeos.

CUADRO DE LOS SONDEOS REALIZADOS EN LA PRIMERA ETAPA

PROVINCIAS	Zonas	Número de sondeos	Metros perforados
Badajoz	Feria	3	311,89
Huelva	Cala-El Viso	50	11.006,80
Badajoz	Jerez de los Caballeros	57	7.485,48
Sevilla	El Pedroso	41	2.688,85
		151	21.493,02

A la vista de los resultados obtenidos, se abandonaron las zonas El Viso y Feria. Se dio por terminada la campaña de sondeos en la zona de El Pedroso, pues si bien dichos sondeos permitieron aumentar el tonelaje, la mineralización se encontraba diseminada y con leyes muy bajas, y se concentraron los esfuerzos en áreas de mayor esperanza a corto plazo, dadas las características de sus menas, como Cala y Jerez de los Caballeros.

Análisis

Se realizó un demuestre de la mayor parte de los sondeos, el estudio, tanto petrográfico como metalogénico, de los más representativos y el análisis químico de las zonas mineralizadas.

También se realizaron los ensayos de concentración con menas de distintas minas, así como estudios de recuperación de la pirita y calcopirita de minas de Cala.

ETAPA 1969-70

En los primeros meses del año 1969 se dio por terminada la segunda campaña de sondeos de minas de Cala.

En el mes de diciembre se dio comienzo a la investigación de minas de Cala por debajo del nivel del socavón Nuevo, con el fin de que, al tener un mayor conocimiento de la mina en profundidad, puedan programarse las inversiones previstas en la ayuda de la Acción Concertada de la Minería de Hierro, con las máximas posibilidades de éxito.

Esta campaña de interior se acabó en el mes de julio de 1970 y los resultados obtenidos son francamente satisfactorios, ya que, por ejemplo, el primer sondeo ha cortado una zona mineralizada de 45,87 m., susceptible de ser explotada como conjunto, y cuya repercusión ha sido ya expuesta en el cuadro de cubicaciones.

En mayo de 1970 se comenzó una campaña de sondeos cortos, realizados en el exterior y hacia la zona de levante de la mina, para poder ampliar hacia allí la explotación a cielo abierto.

CUADRO DE LOS SONDEOS REALIZADOS EN LA SEGUNDA ETAPA

PROVINCIAS	Zonas	Número de sondeos	Metros perforados
Huelva.....	Cala	31	4.184,32
Badajóz.....	Jerez de los Caballeros.....	26	3.052,04
		57	7.236,36

6.6.3.4 Trabajos en realización

El 20 de febrero de 1970 fue aprobado, en Consejo de Ministros, un nuevo presupuesto para la prosecución y culminación en los próximos tres años de los trabajos de investigación en la Reserva del Suroeste. Estos trabajos, que fueron adjudicados a la Empresa Nacional Adaro de Investigaciones Mineras, S. A., como contratista, bajo la dirección del Instituto Geológico y Minero, se iniciaron el pasado 1 de junio de 1969 con la firma del correspondiente contrato.

En la etapa actual se realizará la estimación del potencial minero de las zonas de mayor esperanza, determinadas en fases precedentes. Labor fundamental a desarrollar será el estudio de la recuperación económica de los minerales de hierro, cobre, cobalto, bismuto, cerio, boro, etc., que acompañan a las magnetitas del sudoeste.

Los trabajos deberán concluir, para la totalidad de la reserva, en el caso en que no aparecieran nuevas áreas susceptibles de promoción, en 1973.

6.6.3.5 Inversiones

Las inversiones, por años, realizadas y previstas, son:

AÑOS	Millones de pesetas	AÑOS	Millones de pesetas
1966.....	2,48	1970	13,35
1967.....	23,35	1971	7,49
1968.....	49,31	1972	38,24
1969.....	12,35		
Total realizado....	87,49	Total previsto..	59,08
		Total general...	146,57 MP.

Esta sociedad, en sus yacimientos de Cala, tiene prevista la ampliación de las instalaciones para llegar en 1974 a producir 750.000 t. de concentrados del 60 por 100, provinientes de 1.400.000 t. de todo-uno.

Además de ello, prevé el beneficio de la calcopirita y de la pirita, que va acompañando al mineral, con producciones, para dicho año 1974, de 10.000 t. de concentrados de Cu del 18 por 100 y 37.000 t. de pirita del 48 por 100 de S.

Las inversiones necesarias programadas por años son:

AÑOS	Millones de pesetas
1971.....	62
1972.....	83
1973.....	59
1974.....	43
1975.....	2
	249

6.7 BREVE ANALISIS DE LAS CONCESIONES DE EXPLOTACION Y DE LOS PERMISOS DE INVESTIGACION. RESERVA DEL ESTADO (fig. 6.7-1)

Existen en total en España 229 concesiones de explotación para minerales de cobre, que ocupan un total de 15.152 ha. De todas estas concesiones de explotación sólo pueden considerarse como activas ocho, con una extensión de 1.311 ha., lo que representa el 8,65 por 100 del total de la superficie demarcada.

En lo que se refiere a los permisos de investigación, existen en este momento 44, con una superficie de 98.803 ha. De ellos, 23 pueden considerarse como activos, con una superficie de 51.563 ha., pero solamente 18, con una superficie de 50.807 hectáreas, están situados en áreas realmente favorables. En estos últimos se está realizando una inversión de 111,02 ptas./ha. activa, como término medio (datos facilitados por el PNIM).

El Estado tiene delimitadas varias reservas para toda clase de minerales que pueden afectar al cobre, conforme se pone de manifiesto en la figura 6.7-1 de la Península que se adjunta y cuadros siguientes.

PROVINCIAS	Nombre	Sustancia	Disposiciones	Boletín Oficial del Estado	Observaciones
Badajoz-Córdoba.....	Azuaga-Fuenteovejuna	Toda clase de sustancias	Resolución 23-2-68	11- 3-68	Suspensión
			O. M. 25-3-68	4- 4-68	Reserva dos años
			O. M. 23-3-70	2- 4-70	Prórroga dos años y nuevos límites y coordenadas
Burgos, Logroño, Vitoria, Pamplona y Huesca	Ebro	Toda clase de sustancias	Resolución	28- 7-66	Suspensión
			Resolución 20-7-67	9- 8-67	Suspensión ampliando
			O. M. 31-7-68	15- 8-68	Reserva dos años a pedir según Decreto 1.009
			O. M. 18-12-68	1- 1-69	División tres sectores y según párrafo 2.º, d.
			O. M. 10-5-69	27- 5-69	Adjudicada «Oriental» a Sociedad Anónima Cueva Mora
			O. M. 30-7-70	8- 8-70	Prórroga dos años «Oriental» y «Central» y levantamiento «Occidental
			O. M. 21-4-70	5- 5-70	Adjudicada «Central» a Progemsa»

PROVINCIAS	Nombre	Sustancia	Disposiciones	Boletín Oficial del Estado	Observaciones
Ciudad Real, Córdoba y Jaén	Valle de Alcudia	Toda clase de minerales	Resolución 21-10-68	30-10-68	Suspensión
			O. M. 6-2-69	15- 2-69	Reserva dos años
			O. M. 27-10-69	14-11-69	Investigación de Ag y Pb consorcio
	Batolito-Los Pedroches	Toda clase de minerales	Resolución	5- 5-66	Suspensión
			O. M. 4-4-67	17- 4-67	Reserva dos años
			O. M. 20-12-67	9- 1-68	División dos zonas
			O. M. 20-3-69	28- 3-69	Prórroga
	Pendiente de publicación en el *Boletín Oficial del Estado*				Rectificación de límites Sur, por coordenadas, en lugar del límite provincial actual
	Pendiente de publicación en el *Boletín Oficial del Estado*				Rectificación de límites por coordenadas en lugar de los actuales
Guadalajara	Hiendelaencina	Toda clase de sustancias	Resolución	7- 5-68	Suspensión
			O. M. 14-1-69	21- 1-69	Reserva dos años y otros límites
			Resolución 25-5-70	6- 6-70	Suspensión en zona reservada con ampliación
			Resolución 16-9-70	24- 9-70	Suspensión, zona reservada y anterior suspendida con ampliación.
	Pendiente de publicación en el *Boletín Oficial del Estado*				Pase de suspensión a reserva de las dos suspensiones ampliaciones últimas
Huelva	La Rábida	Toda clase menos hidrocarburos	Resolución 22-7-69	1- 8-69	Suspensión
	Piritas del SO	Piritas	Decreto 10-2-43	20- 2-43	Reserva provisional dos años en varios T. M. de Huelva y Sevilla
			O. M. 10-2-45	22- 2-45	Definitiva para piritas
			O. M. 31-1-61	14- 2-61	Levanta en Sevilla y parte de Huelva
			O. M. 14-2-57	28- 3-57	Reserva provisional en varios T. M. de Huelva
			O. M. 31-1-61	14- 2-61	Definitiva sólo El Campillo y levanta el resto
			O. M. 20-2-62	6- 3-62	Reserva El Campillo sólo piritas
			Resolución 28-12-68	11- 1-69	Suspensión conjunta de otros varios minerales
			O. M. 8-4-69	18- 4-69 26- 4-69	Reservas definitivas excepto hidrocarburos y rocas bituminosas
			O. M. 31-10-69	25-11-69 10- 1-70	División en 24 bloques (del A al Z) y rectifica
Huelva			Resolución 28-11-69	29-12-69	Concurso para bloques
			Resolución 16-2-70	23- 2-70	Ampliado por 30 días hábiles concurso de bloques
			O. M. 30-9-70	7-11-70	Adjudicación de bloques
Jaén, Ciudad Real y Córdoba	Toda clase:		Resolución 22-7-70	21- 8-70	Excepto radiactivos, carbones e hidrocarburos. Suspensión de zona por coordenadas

PROVINCIAS	Nombre	Sustancia	Disposiciones	Boletín Oficial del Estado	Observaciones
	Mina San Juan (reserva)	Reserva en plomo		12-11-68	
	Pendiente de publicación en el *Boletín Oficial del Estado*				Nueva reserva por coordenadas geográficas colindantes con el «Valle de Alcudia y Batolito-Pedroches»
Málaga.....		Segunda y tercera sección	Real Decreto 6-11-15		Suspensión en Serranía de R
			Real Decreto 15-11-15		Reserva en zona definitiva dos años
		Pt, Cr, Ni, Cu, asbestos-grafito	Ley 7-12-16		Reserva temporal Pt y otros
Málaga.....			Real Decreto 17-11-17		Prórroga dos años
			Real Decreto 14-11-19		(Indefinida tres ríos. Alución Pt) (Indefinida Los Jarales: Cr y Ni)
			O. M. 6-6-41	13- 6-41	Amplia a cobre, asbestos y grafito
	Málaga-provincia		O. M. 12-11-40	23-11-40	Reserva dos años Ni y Cr
			O. M. 7-11-42		Prórroga dos años
			O. M. 7-11-44	13-11-44	Prórroga
			O. M. 6-6-45	10- 6-45	Definitiva (COMEIN) Pasa al INI (disolución COMEIN-1959).
					Cesión parcial a INI-PLANT
				1- 5-70	Suspensión (coordenadas) en zona Surcentral
	Ríos Verde, Guadaira y Guadiaro		Real Decreto 14-11-19	Reserva indefinida	No se tiene noticia de levantamiento
	Pendiente de publicación en el *Boletín Oficial del Estado*				Sustitución de la reserva provsional de cromo y níquel, por la de varias sustancias en superficie limitada, por Coordenadas (Serranía de Ronda y zona marítima)
Murcia y Almería.....	Murcia-Sur		Resolución 21-10-68	30-10-68	Suspensión
			O. M. 14-1-69	20- 1-69	Reserva
			O. M. 15-9-69	24- 9-69	División 5 zonas (zona 1.ª, 2.ª, 3.ª, 4.ª y 5.ª)
			Resolución 13-7-70	24- 7-70	Suspensión zona abarcando reserva y su ampliación (332.753 hectáreas) por coordenadas
			O. M. 20-7-70	31- 8-70	Adjudicando zona 2.ª a IGME-ASARCO (ésta representando también a otras)
	Pendiente de publicación en el *Boletín Oficial del Estado*				Pase de suspensión a reserva, la ampliación última sobre Murcia, Almería y Mar Mediterráneo

SITUACION DE LAS RESERVAS ESTATALES

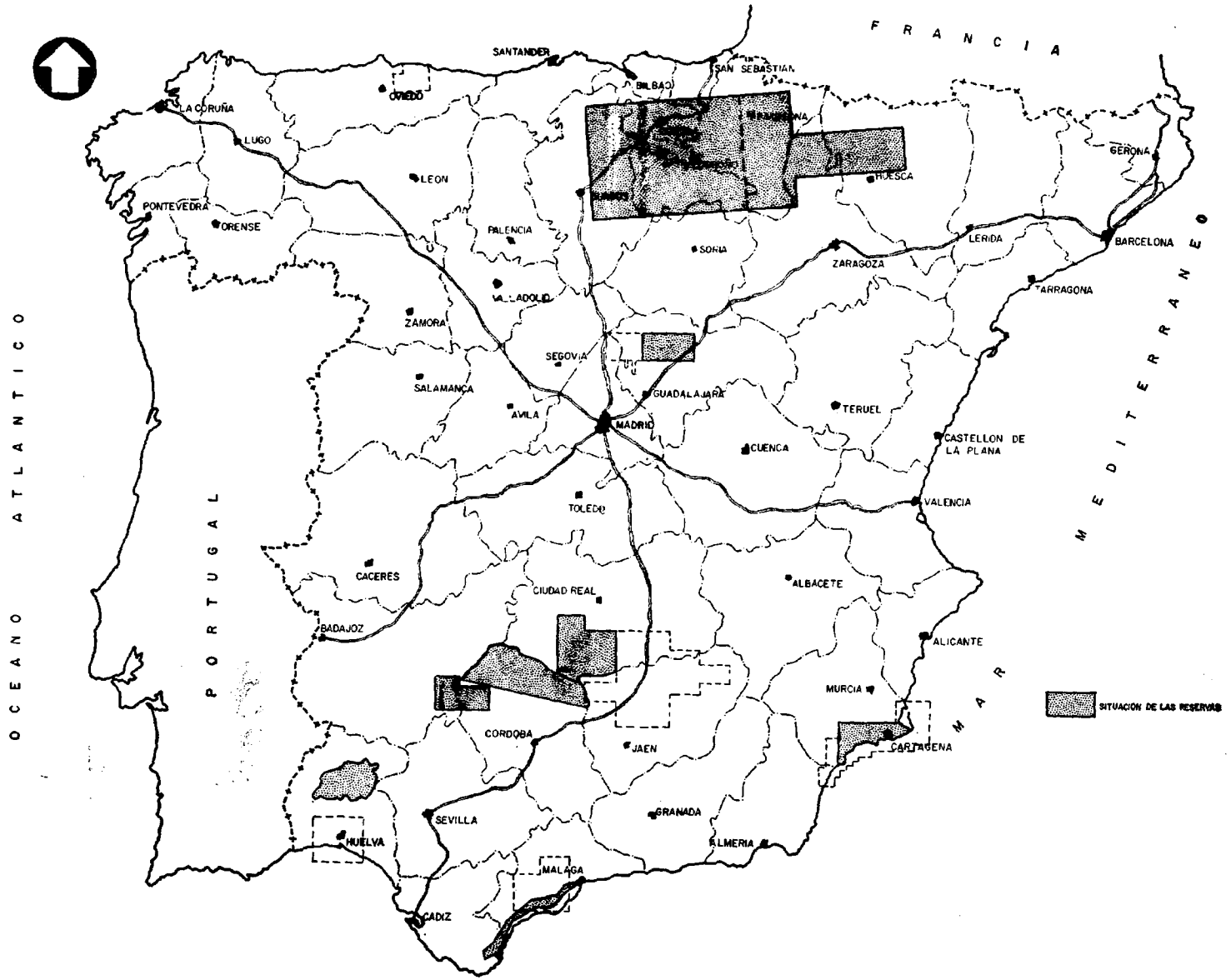


Figura 6.7-1

6.8 OBJETIVOS A CUBRIR POR EL SECTOR

6.8.1 EXTRACCION REALIZADA EN LA ULTIMA DECADA

Tomando como cifras reales las proporcionadas por los fundidores se ha confeccionado el siguiente cuadro:

AÑOS	Producción
1961	5.028
1962	5.810
1963	6.258
1964	6.052
1965	6.609
1966	6.256
1967	6.597
1968	5.849
1969	7.112
1970	6.200

UNIDAD: t cobre contenido.
FUENTE: Servicio de Espadística Río Tinto Patiño.

6.8.2 PROGRAMA DE PRODUCCION PREVISTO PARA 1971-1975 Y PERSPECTIVA A 1980

De acuerdo con los proyectos existentes en la actualidad se ha confeccionado el siguiente cuadro, en el que está representada solamente la producción minera:

PRODUCCION MINERA

PROCEDENCIA	1971	1972	1973	1974	1975	1980
Unión Española Río Tinto	1.300	1.300	740	740	740	—
RTP-Cerro Colorado	16.000	21.600	21.600	21.600	21.600	21.600
RTP-Santiago	—	—	7.200	7.200	7.200	7.200
Lavadero Cueva de la Mora	—	400	400	400	600	1.000
Aznalcollar	—	—	—	—	4.000	6.000
Piritas Españolas	—	—	—	—	—	5.000
Magnétitas cupríferas	400	400	1.000	2.000	2.000	4.000
Resto España	800	800	800	1.000	1.000	2.000
TOTAL	18.500	24.500	31.740	32.940	37.140	46.800

La metalquímica actual, que trata de 300.000 a 400.000 t. de cenizas de piritas, se encuentra en fase de ampliación a 600.000 t/año, y deberá estar concluida para 1973-74.

Asimismo existe un proyecto para la puesta en funcionamiento de una nueva metalquímica para el tratamiento de 1.000.000 de t/año de cenizas de pirita, cuyo montaje de las dos primeras baterías de 330.000 t/año cada una deberá realizarse durante 1972-73, de forma tal que se encuentre a ritmo normal de funcionamiento en 1974. Durante 1976-77 se montaría la tercera batería, y en 1978 la planta habrá alcanzado su capacidad total prevista.

Así, pues, la producción de cobre será la representada en el cuadro siguiente:

PRODUCCION Y TRATAMIENTO DE CENIZAS DE PIRITA

PROCEDENCIAS	1971	1972	1973	1974	1975	1980
Metalquímica actual	2.600	2.600	3.100	5.400	5.400	5.400
Nueva Metalquímica	—	—	—	5.400	5.400	8.000
TOTAL	2.600	2.600	3.100	10.800	10.800	13.400

UNIDAD t.
FUENTE: Aprovechamiento integral de Minerales Pinticos y Compejos (PNEM).

La producción de matas de cobre por la fundición de plomo, durante los próximos años, evolucionará de la siguiente manera:

PROCEDENCIAS	1971	1972	1973	1974	1975	1980
S. M. M. Peñarroya-España	625	625	625	625	625	800
Otras fundiciones	125	125	150	150	150	200
TOTAL	750	750	775	775	775	1.000

UNIDAD t cobre contenido

Así, pues, el total evolucionará de la siguiente forma:

PROCEDENCIAS	1971	1972	1973	1974	1975	1980
Producción minera	18.500	24.500	31.740	32.940	37.140	46.800
Metalquímica	2.600	2.600	3.100	10.800	10.800	13.400
Matas de fundición	750	750	775	775	775	1.000
TOTAL	21.850	27.850	35.615	44.515	48.715	61.200

UNIDAD: t cobre contenido.

6.8.3 COMERCIO EXTERIOR EN LA ULTIMA DECADA

Para la confección del cuadro siguiente se prescinde de las diferencias entre: concentrados, desperdicios, chatarras, etc. (denominación de las partidas), considerando únicamente el cobre metal importado o exportado.

AÑOS	Importación	Exportación	Saldo
1961	34.417.456	337.537	— 34.079.919
1962	49.998.935	1.033.338	— 48.965.597
1963	52.516.919	490.397	— 52.026.522
1964	65.279.990	8.429.930	— 56.850.060
1965	76.929.196	18.486.514	— 58.542.682
1966	96.768.789	20.580.059	— 76.188.730
1967	83.824.109	37.517.724	— 46.306.385
1968	107.752.000	32.684.000	— 75.068.000
1969	106.822.000	25.448.000	— 81.374.000

UNIDAD: kg de cobre metal.
FUENTE: Estadística General de Aduanas. Ministerio de Comercio.

6.8.4 CONSUMO APARENTE DE COBRE EN ESPAÑA. PROYECCION PROBABLE DEL MISMO

El consumo aparente de cobre en España, en los últimos años, ha sido el siguiente:

AÑOS	Toneladas
1961	14.508
1962	63.343
1963	65.885
1964	71.602
1965	74.851
1966	93.347
1967	74.905
1968	92.917
1969	100.986
1970	107.637

Este consumo aparente se ha obtenido, año a año, al considerar la producción minera nacional, las importaciones, las exportaciones y el mercado nacional de chatarra.

A la vista de las cifras anteriores, se aprecia claramente un espectacular incremento en el consumo. Este aumento se apoya fundamentalmente en el desarrollo de la industria nacional y, más concretamente, en los fuertes incrementos de los sectores eléctricos y de aleaciones.

Por regla general, el consumo de cobre en los países desarrollados está íntimamente relacionado con los aumentos de la renta «per capita», siendo la tasa de crecimiento ligeramente inferior en ésta que en aquél. En los países menos desarrollados esta diferencia se acentúa en favor del crecimiento del cobre.

Por otra parte, el comercio de minerales y metales de cobre se rige por fórmulas y precios internacionales. Estos precios se ven afectados por las tendencias de la oferta y la demanda, pero en el caso del cobre es de destacar la influencia de otros factores, como son las tensiones políticas internacionales, los problemas monetarios y los problemas laborales, que hacen que sus precios estén sometidos a variaciones muy fuertes y de difícil predicción en sus tendencias.

Al realizar las previsiones del consumo aparente de cobre en España, se ha pretendido realizar un ajuste a las cifras conocidas del período 1961-70, con el fin de buscar una tendencia más o menos significativa. No obstante, no se han podido recoger dichas tendencias en su totalidad, ya que hay que considerar otros factores, tales como:

Incremento paulatino de la producción nacional.

Aparición de nuevos yacimientos de cobre en el mundo, lo que producirá un aumento en la oferta y, por tanto, un descenso en los precios. Esto traerá como consecuencia que la pauta especulativa del cobre tenderá a desaparecer, lo que influirá, en las importaciones, en forma negativa.

Según estos supuestos, los consumos aparentes de cobre para el período 1971-75 se estiman en la forma representada en el cuadro general para los años 1961-80, que sigue:

CONSUMO APARENTE DE COBRE

AÑOS	Producción nacional	Importaciones	Chatarras nacionales	Total cobre tratado	Exportaciones	Consumo
1961	5.025	34.417	8.400	44.846	338	44.508
1962	5.810	50.000	6.500	62.310	1.033	63.343
1963	6.258	52.517	7.600	66.375	490	65.885
1964	6.052	65.280	8.700	80.032	8.430	71.602
1965	6.609	76.929	9.800	93.338	18.487	74.851
1966	6.255	96.770	10.900	113.927	20.580	93.347
1967	6.599	83.824	12.000	102.423	27.518	74.905
1968	5.849	107.752	12.000	125.601	32.684	92.917
1969	7.112	106.822	12.500	126.434	25.448	100.986
1970	6.250	109.510	15.000	130.760	23.123	107.657
1971	21.800	110.000	15.000	146.850	28.000	118.850
1972	27.850	111.000	15.000	153.850	30.000	123.850
1973	36.615	111.475	15.000	161.040	33.000	128.040
1974	44.515	108.485	15.000	168.000	35.000	133.000
1975	48.715	115.285	15.000	179.000	40.000	139.000
1980	61.200	118.800	20.000	200.000	50.000	150.000

6.8.5 INVERSIONES

La mayoría de las inversiones del cobre ya están consideradas en otros grupos de trabajo y repetirlas aquí podría dar lugar a falsear la idea de conjunto. Sin embargo, por considerar que las inversiones en Río Tinto-Patiño, S. A., son inversiones en producción de cobre, se van a repetir aquí. Así, pues, durante los próximos años será:

Cerro Colorado	3.850.000.000
Santiago	1.050.000.000
	4.900.000.000

Distribuidos de la siguiente forma:

AÑOS	Cerro Colorado	Santiago	Total
1970	3.250.000.000	50.000.000	3.300.000.000
1971	600.000.000	200.000.000	800.000.000
1972	—	800.000.000	800.000.000
TOTAL	3.850.000.000	1.050.000.000	4.900.000.000

6.9 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL COBRE

6.9.1 PRODUCCION MUNDIAL DE MINERAL DE COBRE

La producción mundial de minerales de cobre en los últimos años ha oscilado alrededor de 5 millones de t. La producción ha mantenido una tendencia suavemente creciente, según puede comprobarse en el siguiente cuadro:

PAISES	1964	1965	1966	1967	1968	1969 (x)
Estados Unidos	1.131,1	1.226,3	1.296,5	865,4	1.092,8	691,1
Rusia	700,0	750,0	800,0	825,0	850,0	457,5
Zambia	632,4	695,7	623,4	663,0	684,9	351,5
Chile	621,7	585,3	636,7	660,2	658,2	258,9
Canadá	441,7	460,7	459,1	537,3	551,9	287,5
Congo (Kinshasa)	276,6	288,2	316,9	321,5	325,5	165,0
Perú	177,8	177,4	184,0	186,4	213,5	108,6
SUMA	3.981,3	4.184,0	4.136,6	4.058,9	4.376,8	2.300,1
TOTAL MUNDIAL	4.858,8	5.067,3	5.303,4	5.059,5	5.450,3	2.865,6

(*) Primer semestre.
UNIDAD: Miles de t. de contenido en Cu.
FUENTE: Statistique des Metaux. Metallgesellschaft Aktiengesellschaft.

Puede observarse que entre los siete países citados producen algo más del 80 por 100 de la produción mundial, por lo que puede hablarse con propiedad de la concentración en la producción de mineral de cobre.

Prácticamente todos los países han mantenido el mismo ritmo de crecimiento suave que el citado para el total. Congo (Kinshasa), Canadá y Rusia son los países en que se han dado los crecimientos más regulares en los últimos cinco años. Los demás países han sufrido algún descenso en determinados años, aunque la tónica general se puede calificar de estable. La enorme reducción en la producción de Estados Unidos en 1967 es debida a una serie de huelgas que afectaron a esta minería y que no quedaron totalmente solucionadas hasta bien entrado 1968.

Las producciones correspondientes al primer semestre de 1969 nos indican que, si se mantiene la misma tónica en el segundo, la producción mundial de todos los países citados, excepto Chile, van a ser superiores a las registradas en 1968.

La producción de Estados Unidos, una vez que recupere su nivel normal, representa algo más de la quinta parte del total mundial.

6.9.2 COMERCIO MUNDIAL. EXPORTACION DE MINERALES Y CONCENTRADOS

A continuación se reseña la evolución de las exportaciones de minerales y concentrados de mineral, en los principales países exportadores.

PAISES	1964	1965	1966	1967	1968
Canadá	94,8	78,9	86,1	117,0	146,8
Filipinas	60,5	62,0	73,8	85,8	106,4
Estados Unidos	4,9	14,1	1,9	54,2	73,2
Chile	35,0	27,8	30,8	29,8	35,1
Chipre	16,8	19,3	25,2	17,6	26,4
Perú	22,6	23,5	22,2	30,8	23,0
TOTAL	234,6	226,3	240,0	335,2	410,9

FUENTE: World Metal Statistics.

Puede apreciarse el carácter generalmente creciente de las exportaciones de Canadá, Filipinas, menos creciente de Chipre y estables —oscilantes— de Chile y Perú. Las exportaciones de Estados Unidos solamente han alcanzado cierta significación en los dos últimos años. Los anteriores valores reflejan el carácter coyuntural y esporádico de las mismas.

6.9.3 EXPORTACION DE PRODUCTOS COBRIZOS

España, que, como ya se ha indicado, es un país netamente importador de minerales y productos de cobre, efectúa, sin embargo, exportaciones que, clasificadas por tipos, se detallan en el cuadro adjunto.

En él puede apreciarse una clara tendencia alcista, que se espera aumente en los próximos años.

EXPORTACION DE PRODUCTOS COBRIZOS

CUADRO 6.9-1

Años	CANTIDAD	Concentrado 26.01.13.	Desperdicios 26.03.91.	Cáscaras 74.01.01.	Blister 74.01.11.	Electrolítico 74.01.21.	Chatarras 74.01.41.	Barras e hilos 74.03. (x)	Chapas 74.04. (x)	Hojas 74.05. (x)	Tubos 74.07. (x)	Total kilogramos de cobre
		C O N C E P T O S Y P A R T I D A S										
1961	Materiales.....	18	—	182.170	—	—	180.127	51.101	6.327	2.900	3.488	
	Porcentaje de Cu.....	21	—	70	—	—	96	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	4	—	127.525	—	—	172.982	28.790	4.191	2.780	1.265	337.537
1962	Materiales.....	—	1.930.835	71.534	—	—	—	6.150	9.159	298	9.127	
	Porcentaje de Cu.....	—	50	70	—	—	—	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	—	965.418	50.074	—	—	—	3.075	9.159	298	5.314	1.033.338
1963	Materiales.....	—	67.173	394.106	—	—	—	170.791	13.219	800	3.762	
	Porcentaje de Cu.....	—	50	70	—	—	—	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	—	33. 86	275.874	—	—	—	165.057	13.219	800	1.861	490.397
1964	Materiales.....	2.000	3.802.778	—	—	6.436.580	87.346	758	1.634	—	9.569	
	Porcentaje de Cu.....	21	50	—	—	100	96	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	420	1.901.380	—	—	6.436.580	83.852	379	1.023	—	6.287	8.429.930
1965	Materiales.....	—	8.328.551	234.629	—	13.964.536	194.531	2.128	1.872	65	6.718	
	Porcentaje de Cu.....	—	50	70	—	100	96	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	—	4.164.275	164.240	—	13.964.536	186.759	1.392	1.461	65	3.786	18.486.514
1966	Materiales.....	—	336.894	73.774	1.000	20.139.215	213.098	10.197	620	62	15.044	
	Porcentaje de Cu.....	—	50	70	99	100	96	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	—	168.447	51.642	990	20.139.215	204.574	7.080	596	62	7.543	20.580.059
1967	Materiales.....	—	1.661.939	1.333.688	1.000	25.269.186	180.767	15.471	63.929	240.139	33.039	
	Porcentaje de Cu.....	12	50	70	99	100	96	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	—	830.970	935.816	990	25.269.186	173.536	9.689	32.293	240.139	25.105	27.517.724
1968	Materiales.....	—	906.000	111.000	1.398.000	29.667.000	166.000	464.000	296.000	173.000	211.000	
	Porcentaje de Cu.....	—	50	70	99	100	96	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	—	453.000	78.000	1.384.000	29.667.000	159.000	430.000	151.000	173.000	189.000	32.684.000
1969	Materiales.....	—	11.630.000	346.000	1.776.000	15.756.000	12.000	1.645.000	465.000	88.000	272.000	
	Porcentaje de Cu.....	—	50	70	99	100	96	—	—	—	—	
	Kilogramos de cobre..	—	5.815.000	242.000	1.758.000	15.756.000	11.000	1.366.000	230.000	88.000	182.000	25.448.000

Dentro del cuadro 6.9-1, en las partidas señaladas (x), se ha considerado que los aleados contienen un 50 por 100 de cobre, por lo que a las partidas 01, 11 y 91 se les ha sumado la mitad de la 02.

6.9.4 PRECIOS

Las cotizaciones del cobre en todo el mundo se rigen por las Bolsas de Londres y Nueva York. Ambas reflejan, además, de forma análoga, las variaciones de precios, si bien la de Londres es más sensible a tendencias especulativas, por lo que en ella se marcan las puntas con mayor intensidad.

En el gráfico que se incluye a continuación se recoge la evolución del precio del cobre en el mercado de Nueva York para el período 1900-70 (fig. 6.9-2).

En conjunto, el precio del cobre ha seguido una evolución creciente durante el período citado, especialmente a partir de 1933.

Dentro de esta evolución creciente las puntas de cotización se han registrado en los años 1916, 1956 y actualmente. En los años citados se alcanzaron cotizaciones que hasta entonces nunca se habían registrado. No obstante, los precios decayeron durante los años inmediatamente siguientes a los citados, pero sin que dicha baja los situase a nivel inferior a los alcanzados al iniciarse la subida.

A continuación ofrecemos un detalle de la evolución de los precios en la Bolsa de Nueva York durante los últimos quince años.

MERCADO DE NUEVA YORK. COBRE ELECTROLITICO

AÑOS	Centavos de dólar por libra
1955	37,39
1956	41,88
1957	29,99
1958	26,13
1959	30,82
1960	32,16
1961	30,14
1962	30,82
1963	30,82
1964	32,17
1965	35,19
1966	35,82
1967	37,92
1968	41,09
1969	43,80
1970 (1)	60,00

(1) Enero.

PRECIOS DEL COBRE EN NUEVA YORK

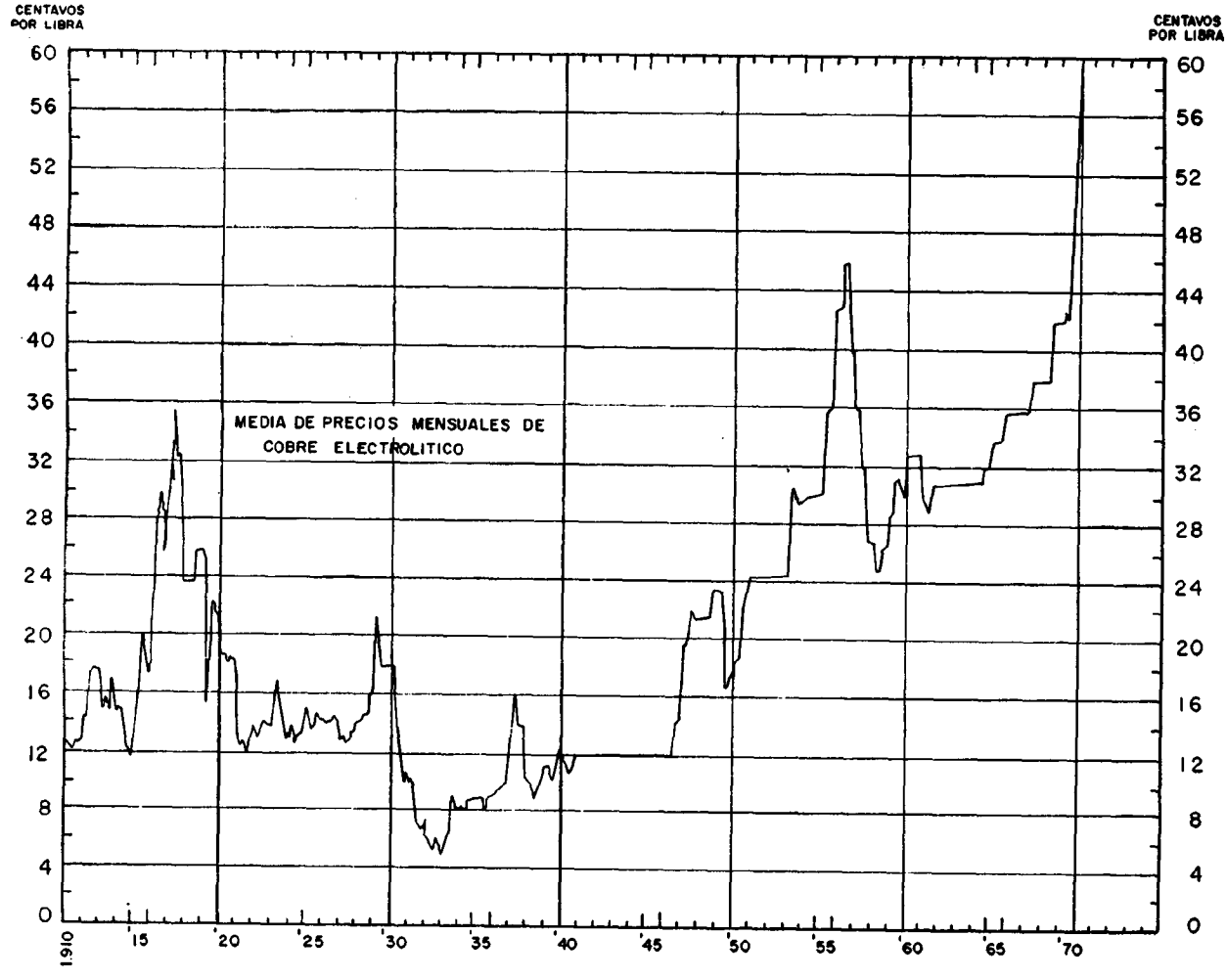


Figura 6.9-2.

6.10 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

De las consideraciones expuestas a lo largo de la presente monografía, se redactan las conclusiones y recomendaciones basándose en dos puntos fundamentales:

1.° España es un país que cuenta con reservas conocidas de cobre.

2.° Existe una gran demanda de este metal que debe ser atendida al máximo con recursos propios.

Reservas

Las reservas españolas de cobre, en metal contenido, se cifran como sigue:

	Cobre contenido	Porcentaje
Piritas ferrocobrizas	305	8,1
Pórfidos cupríferos	622	16,1
Minerales complejos	1.673	43,4
Ebro oriental y central	900	23,3
Yacimientos cupríferos	100	2,6
Magnetitas cupríferas	250	6,5
	3.850	100,0

UNIDAD: Miles de t.

De todas ellas, al menos 2.500.000 t. pueden considerarse como seguras y a la vista. España es el país que con más reservas cuenta de la Europa occidental, muy por encima de la Comunidad Económica Europea.

Reestructuración del sector

La principal reestructuración preconizada a lo largo de todo este estudio está basada en el aprovechamiento integral de las piritas y en la puesta en explotación de los minerales complejos que acompañan a las mismas.

Dado que las inversiones necesarias para la puesta en marcha de estos proyectos están consideradas en otras secciones del Programa Nacional de Explotación Minera, no se ha considerado pertinente repetirlas aquí, pues podría dar lugar a errores.

Sin embargo, para conseguir los fines propuestos de una reestructuración es necesario hacer las siguientes recomendaciones:

1.° *De orden legislativo*

Activar la investigación por el Estado, o mediante concierto con particulares, de las zonas reservadas por él, dejando libres aquellas en que dicha investigación carezca de interés inmediato.

2.° *De orden técnico*

a) Necesidad de llegar a un aprovechamiento integral de las piritas y de las cenizas de piritas, que llegarán a representar de esta manera la principal fuente de recursos mineros.

b) Investigación de los minerales complejos y de su posible aprovechamiento, dando la mayor publicidad posible a todos los métodos conocidos que pueden afinar la puesta a punto de los procedimientos de preparación necesarios para la concentración o beneficio de sus minerales.

c) Investigación de los antiguos yacimientos de cobre, determinando claramente su grado de agotamiento y las posibilidades de puesta en marcha por modernas técnicas de gran parte de ellos.

3.° *De orden social*

Para paliar en lo posible el grave problema de alejamiento de la mano de obra, se apuntan las siguientes recomendaciones:

a) Reestructuración de los sistemas de prevención de accidentes con un gran control de las medidas de seguridad tomadas.

b) Construcción de centros para la formación profesional del personal, dentro de las modernas técnicas mineras.

c) Mejoras en el habitat obrero, escolaridad, lugares de esparcimiento, asistencia sanitaria y espiritual, etc.

4.° *De orden económico*

Se considera de gran importancia para la economía nacional la aplicación de las medidas de estímulo, entre las que hay que destacar:

a) Establecimiento de un factor de agotamiento.

b) Concesiones fiscales que favorezcan los períodos iniciales de las explotaciones mineras.

c) Prioridad en la concesión de créditos oficiales a las explotaciones para su modernización o puesta en marcha.

7. CROMO

7.1 IMPORTANCIA DEL CROMO

La importancia del cromo, tanto en metalurgia como en la industria de refractarios y la industria química, es considerable y un índice de desarrollo de un país.

Su consumo, en forma de minerales de cromo (cromita), alcanza en el mundo más de 5 millones de t., y, excepto Rusia, todos los países fuertemente desarrollados son muy deficitarios y necesitan recurrir de forma intensiva a la importación.

7.7.1 CONSUMOS MUNDIALES

El consumo de minerales de cromo (cromitas) aumenta en el mundo en forma casi directamente proporcional a las producciones de acero, dado que el consumo metalúrgico y el de refractarios son directamente proporcionales.

Como cifra media, con tendencia a aumentar a medida que avanza el desarrollo tecnológico de los países, puede decirse que el consumo de mineral de cromo (todas las calidades) es de 10 kg/t. de acero.

En Estados Unidos, con su mayor desarrollo industrial, esta cifra alcanza los 13 kg/t. de acero.

El consumo metalúrgico se puede clasificar en forma de ferrocromos de calidades muy distintas, según su empleo en siderurgia.

Casi todos los aceros especiales de construcción, los aceros para cilindros de laminación, y para rodamientos a bolas, llevan proporciones más o menos altas en su aleación; pero, sobre todo, los aceros inoxidables, y entre ellos el más utilizado lleva el 18 por 100 de Cr, y los aceros resistentes a altas temperaturas emplean proporciones todavía más elevadas.

Los ferrocromos utilizados para la fabricación de acero al cromo, se distinguen fundamentalmente por su contenido en carbono y en silicio.

Cuando los aceros tienen un contenido bajo en Cr y pueden tenerle alto en C, es posible utilizar ferrocromos altos en C.

Por el contrario, cuando el contenido en Cr es elevado y, sobre todo, si el acero debe ser muy bajo en C, como ocurre en gran parte de los aceros inoxidables, es indispensable la utilización de ferrocromos bajos o muy bajos en C.

En algunos casos especiales y en la metalurgia de metales no férricos puede ser necesario utilizar el cromo metal, del que se consideran dos calidades:

TIPOS	Cr mínimo	Fe — *Porcentaje*	Al — *Porcentaje*	Si — *Porcentaje*	Cu — *Porcentaje*	C — *Porcentaje*	P — *Porcentaje*	S — *Porcentaje*
I.....	98,5	0,6	0,5	0,4	0,06	0,03	0,03	0,02
II.....	97,5	1,2	0,8	0,5	0,10	0,06	0,05	0,05

El único mineral de cromo industrialmente utilizable es la cromita, o espinela de Cr y Fe, de fórmula teórica Cr_2O_3FeO.

En la naturaleza se encuentran siempre sistemas isomorfos en los que el Cr_2O_3 es sustituido por otras combinaciones como Al_2O_3 y en que el término FeO es sustituido, entre otros, por MgO, dando origen a una gran variedad de minerales de cromita que industrialmente se clasifican en:

Utilizables en metalurgia, utilizables en industria química y utilizables en la fabricación de material refractario, sin que los límites de utilización de unos y otros estén completamente definidos.

En general se utilizan para metalurgia las cromitas muy altas en Cr_2O_3, próximas al 48 por 100, y en una relación de Cr : Fe de dos como mínimo y preferible tres.

Las cromitas utilizables para la industria química son, en general, las muy altas en hierro.

Las cromitas utilizables para la fabricación de material refractario son altas en alúmina (no menos del 20 por 100), debiendo cumplir, además, otras especificaciones.

Hoy día se utilizan pocos refractarios de cromita sola, utilizándose preferentemente los refractarios mixtos de magnesita-cromita.

Los consumos de cada uno de estos tipos de cromita en los Estados Unidos en 1963 y 1964 fueron:

AÑOS	INDUSTRIA METALURGICA		INDUSTRIA REFRACTARIOS		INDUSTRIA QUIMICA		TOTAL	
	Peso t × 10^3	Porcentaje Cr_2O_3	Peso t × 10^3	Porcentaje Cr_2O_3	Peso t × 10^3	Porcentaje Cr_2O_3	Peso t × 10^3	Media de Cr_2O_3
1963.....	632	48,7	368	34,6	187	45,1	1.187	43,8
1964.....	832	49,0	430	33,8	188	45,1	1.450	44,0

El porcentaje en 1963 de cada uno de los consumos fue:

	Porcentaje
Metalurgia.....	53,2
Refractarios.....	31,1
Química.....	15,7
TOTAL.....	100,0

En 1964 fue:

	Porcentaje
Metalurgia.....	57,4
Refractario.....	29,6
Química.....	13,0
TOTAL.....	100,0

La tendencia es, por tanto, a que se incremente el consumo, a un ritmo superior, en usos metalúrgicos, bajando en consecuencia el porcentaje de los usos refractarios y químicos.

El consumo en España puede prácticamente identificarse con las importaciones, salvo las pequeñas diferencias que pueda haber en el volumen de los depósitos.

Las importaciones se han realizado en forma de mineral de cromo (cromita) y de ferroaleaciones (ferrocromos), sin que se pueda discriminar la calidad importada de ninguno de ambos productos.

Los consumos de 1961 a 1969 son:

AÑOS	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969 (1)
Mineral de cromo	16.521	19.348	14.889	18.001	29.108	28.094	15.736	29.000	34.830
Ferrocromo	1.336	1.656	1.875	2.143	1.899	2.342	1.485	s d	5.510

(1) 1969 sólo enero-septiembre (inclusive).
Unidad: t.

Es de esperar que al aumentar la fabricación de acero, especialmente el inoxidable, en lo que estamos desproporcionadamente bajos, suba el consumo de cromita para usos metalúrgicos y para refractarios, sobre todo en el primero de ellos, que para una producción de cerca de 7 millones de t. de acero al año habría un consumo próximo a las 70.000 t/año de mineral de cromo, en su mayor parte de calidad metalúrgica o de refractario, aproximándonos al modelo de consumo de Estados Unidos.

7.1.2 PRODUCCION DE CROMITA

La producción de mineral de cromita se halla localizada en un número restrigido de países, de los que la mayor parte, excepto Rusia, son de poco desarrollo industrial.

Las producciones de los últimos años son:

PAISES	1965	1966	1967	1968
Rusia	1.400	1.410	1.500	1.600
Suráfrica	927	1.044	1.131	1.134
Rodesia	625	500	500	600
Filipinas	546	551	413	s. d.
Turquía	558	504	365	568
Albania	305	308	312	315
India	59	76	108	202
Yugoslavia	79	53	46	44
Japón	41	32	44	s. d.
MUNDO	4.900	4.800	4.700	5.000

UNIDAD: Miles de t.

Entre los países que tienen una producción del orden de las 50.000 t/año se encuentran Cuba y Brasil.

En España no hay producción de cromita.

7.1.3 PRODUCCION DE FERROCROMOS

Todos los países industrializados producen ferrocromos de distintas calidades, algunos cromo metal, y todos los países con alguna importancia en su producción siderúrgica producen también refractarios, conteniendo cromita y productos químicos a base de cromo.

En Estados Unidos existen:

— Diez firmas que producen ferrocromos, de las cuales dos producen también cromo metal.
— Nueve firmas producen refractarios conteniendo cromita.
— Cinco firmas producen productos químicos conteniendo cromo, la mayor parte a base de bicromato sódico.

En España produce ferrocromos de distintas calidades la firma Fyesa, en Boo (Santander), y esporádicamente Ferroaleaciones Españolas, en Medina del Campo.

La Sociedad Didier fabrica en Lugones (Asturias) refractarios especiales conteniendo cromita.

7.1.4 RESERVAS

Las reservas mundiales de cromitas de las tres distintas calidades se contienen en el siguiente cuadro, según los conocimientos existentes en 1964:

RESERVAS MUNDIALES DE MINERAL DE CROMO

PAISES	Total	ALTO EN CROMO (a) (METALURGICO)		ALTO EN HIERRO (b) (QUIMICO)		ALTO EN ALUMINA (c) (REFRACTARIO)	
		Porcentaje	Toncladas	Porcentaje	Toncladas	Porcentaje	Toneladas
República de Suráfrica	2.000.000	5	100.000	95	1.900.000	—	—
Rodesia	600.000	50	300.000	50	300.000	—	—
URSS	10.000	50	5.000	—	—	—	—
Turquía	10.000	90	9.000	—	—	10	1.000
Estados Unidos	8.000	5	400	92,5	7.400	2,5	200
Filipinas	7.500	20	1.500	—	—	80	6.000
Finlandia	7.500	—	—	100	7.500	—	—
Canadá	5.000	—	—	100	5.000	—	—
Madagascar	2.000	100	2.000	—	—	—	—
India	2.000	60	1.200	—	—	40	800
Cuba	1.500	10	150	—	—	90	1.350
Yugoslavia	1.500	100	1.500	—	—	—	—
Albania	1.500	100	1.500	—	—	—	—
Irán	1.000	100	1.000	—	—	—	—
Grecia	750	50	375	—	—	50	375
Nueva Celedonia	600	100	600	—	—	—	—
Otros	—	—	—	—	—	—	—
MUNDO (d)	2.661.000	16	426.000	83	2.220.000	1	15.200

UNIDAD: Miles de t.

En dicho cuadro se observa que son comparativamente pequeñas las reservas de cromita calidad refractaria y muy grandes las de calidad química.

Esto ha inducido a Africa del Sur a hacer un tratamiento de sus cromitas altas en hierro para hacerlas aplicables a la fabricación de refractarios, lo que se ha hecho con éxito.

En España no se han estudiado las posibilidades de explotación de cromita.

Se sabe que existe en la zona de Carratraca-Ojén, en conexión con el mineral de níquel, y en proporción mayor que éste.

Como casi todos los yacimientos de cromita, se encuentran formando lentejones en las masas de peridotitas, serpentinas y otras rocas básicas, sería conveniente investigar el citado yacimiento en este aspecto.

Si se descubriese alguna masa interesante de mineral, habría que estudiar el tratamiento adecuado para alcanzar calidades comerciales.

7.1.5 PRECIOS

Los precios son muy variables, tanto por las oscilaciones de la oferta y la demanda como por la gran variedad de minerales de cromita, con características muy especiales, que se encuentran en el mercado.

A título orientativo se dan los últimos datos conocidos correspondientes a finales de 1969:

Cromita, calidad química (de Transvaal), 25 dólares/t.

Cromita, calidad refractaria (Filipinas), 36 dólares/t.

Arena de cromita, calidad moldes, 98 dólares/t.

Arena de cromita, calidad moldes, menos de 30 mallas, 53 dólares/t.

En cuanto al precio de las ferroaleaciones, varía considerablemente, según la calidad de las mismas.

Por ejemplo, en 1964, los precios variaban desde 19 centavos de dólar/libra de Cr contenido (unas 30 ptas./kg), hasta 25 centavos/libra (38,5 ptas./kg.).

El cromo metal se cotizaba en el mismo año entre 1,15 y 1,19 dólares/libra (176 a 183 ptas./kg.).

7.2 TECNOLOGIA

7.2.1 FABRICACION DE FERROALEACIONES A BASE DE CROMO

Es preciso distinguir la fabricación de ferrocromos altos en C de la de ferrocromos bajos o muy bajos en C.

Ferrocromos altos en C

No ofrecen ninguna dificultad especial.

Se tratan en hornos eléctricos de cuba baja, de electrodos sumergidos, análogos a los que se emplean para la fabricación de ferrosilicio.

Como agente corrector de la composición de la escoria puede emplearse cuarcita (SiO_2).

El revestimiento del horno es de ladrillo de magnesita y se trabaja en general con voltajes un poco más altos que para la fabricación de ferrosilicio.

La carga se puede componer de:

	Kilogramos
Mineral de cromo	100,0
Coque	20,6
Cuarcita	9,4
TOTAL CARGA	130,0

Los productos obtenidos serían:

	Kilogramos
Ferrocromo alto en C	43,4
Escoria	52,0
Gases	34,5
Pérdidas	0,1
TOTAL	130,0

Los consumos, por tonelada de ferrocromo, pueden ser:

Mineral de cromo (50 por 100 de Cr_2O_3)	1.850 kg.
Coque	480 kg.
Energía	3.600 kw. h.

Como termodinámicamente la reducción con producción de carburos de cromo es más factible que la reducción a cromo metal, el producto está saturado en carburo de cromo y tiene un contenido en carbono que puede alcanzar hasta el 8 por 100, dependiendo de la proporción de reductor la temperatura de la operación y otras variables, como, por ejemplo, el contenido en Si, ya que, en general, al elevarse éste baja el contenido en C.

Ferrocromos bajos y muy bajos en C

La fabricación de estos ferrocromos es mucho más complicada y costosa.

— Tratamiento del ferrocromo alto en C por mineral de cromo, en horno eléctrico de arco, del tipo de los hornos de acero.

— Combinación de este proceso con el soplado del baño con aire u oxígeno.

Cuando la producción va a ser modesta, se recurre a pasar por una aleación intermedia de ferrosilicocromo, que se fabrica en horno de cuba baja, análoga a los utilizados en la fabricación de ferrocromos altos en C.

Esta aleación terciaria puede encontrar aplicación directa en siderurgia para determinadas calidades de acero. Pero su empleo más específico es servir de base para la fabricación de ferrocromos bajos en C.

La fabricación de ferrosilicocromo puede hacerse por dos caminos.

Uno, utilizando como primeras materias mineral de cromo, antracita y coque. El segundo, utilizando ferrocromo alto en C, cuarcita y coque.

El contenido en Si deberá ser tanto más alto cuanto más bajo en C deseemos producir el ferrocromo.

En ambos casos se procura que el contenido en Si sea del orden del 45 al 50 por 100.

El consumo de energía para esta fabricación se aproxima a los 7.000 a 8.000 kw/h. por t. de ferrosilicocromo.

Una vez obtenido este producto intermedio en hornos análogos a los de cuba baja, o en hornos de arco, tipo fabricación de acero, puede fabricarse el ferrocromo.

Para ello la carga estará compuesta de mineral de cromo, de ferrosilicocromo y de cal.

En el proceso, el silicio del ferrosilicocromo con poco C reduce el ácido del mismo del mineral, actuando la cal como fundente para combinarse con la sílice que se produce por la oxidación del silicio del ferrosilicocromo.

Por ejemplo, la carga puede ser:

	Kilogramos
Mineral de Cr	100,000
Ferrosilicocromo	44.234
Cal	114,450
O_2 del aire para oxidación del Si	6,319
TOTAL	265,003

Los productos obtenidos son:

	Kilogramos
Ferrocromo bajo en C	58,309
Escoria	189,796
Inclusiones metálicas en la escoria	5,973
Productos gaseosos	10,654
Pérdidas	0,271
TOTAL	265,003

El consumo de energía en esta fase de la operación es del orden de 4.000 kw/h. por t. y el rendimiento en Cr se sitúa entre el 75 y el 80 por 100.

La empresa francesa Ugine, basándose en los procesos de metalurgia rápida patrocinados por Perrin, ha puesto a punto un proceso de producción masiva de ferrocromos muy bajos en C en forma continua.

Para ello produce, en un horno eléctrico de arco de cuba baja, ferrosilicocromo del 45 por 100 de Si y en otro horno eléctrico próximo, del tipo de los de fabricación de acero, una escoria sintética conteniendo 30 por 100 de Cr_2O_3.

En un recipiente intermedio se mezcla en estado fundido el ferrosilicocromo con 45 por 100 de Si con la escoria de 15 por 100 de Cr_2O_3 procedente de otro recipiente intermedio, obteniendo:

Escoria con 2 por 100 de Cr_2O_3, que va a la escombrera, y un ferrosilicocromo con el 25 por 100 de Si, el cual va al segundo recipiente, en el que se obtienen, por un lado, el ferrocromo bajo en C, y, por otro, la escoria con 15 por 100 de Cr_2O_3, que se envía al primer recipiente, teniendo por tanto como productos finales el ferrocromo bajo en C y la escoria con 2 por 100 de Cr_2O_3.

En España fabrica ferrocromos bajos en carbono Fyesa, siguiendo procedimientos de la casa francesa Pechiney, pasando por la fabricación del producto intermedio ferrosilicocromo.

7.2.2 FABRICACION DE CROMO METAL

Para determinadas aplicaciones, sobre todo en la metalurgia no férrica, se precisa fabricar cromo metal.

Esta fabricación puede hacerse por uno de estos dos procesos:

Por electrólisis de electrolitos conteniendo cromo, entre los cuales puede utilizarse el ácido crómico, o por aluminotermia.

Aunque la aluminotermia puede emplearse también para producir ferrocromo u otras aleaciones de cromo (Cr — Al), en el caso de desear producir cromo metal, es preciso partir del óxido de cromo (Cr_2O_3) muy puro (del orden de 99 por 100), al cual se añade gravilla de aluminio y nitrato sódico o potásico, colocando todo ello en un recipiente revestido de material refractario.

La reacción, fuertemente exotérmica, de reducción del aluminio con el nitrato potásico, que se inicia inflamando una banda de magnesio metal, es suficiente para reducir el óxido de cromo y mantener fundido durante algún tiempo el cromo metal.

Una carga normal puede ser:

	Kilogramos
Cr_2O_3	100
Al	40
NO_3K	16

El metal producido puede contener:

	Porcentaje
Cr	98/99
Al	0,1 a 0,5
C	0,03

El cromo metal se usa en aleación con níquel, cobalto, molibdeno, tungsteno, formando superaleaciones usadas en las más modernas tecnologías.

Los refractarios de cromitas sólo se utilizaron durante algún tiempo en los hornos Siemens de fabricación de acero, para las hiladas que separaban la solera básica de la bóveda ácida, por ser un material neutro.

La utilización de bóvedas básicas en los hornos Siemens, y la preponderancia que ha tomado ya la fabricación de acero en convertidores básicos soplados con oxígeno, que utilizan dolomía y magnesita como material refractario, ha hecho que el empleo de refractarios de cromita sola haya desaparecido prácticamente.

Todavía se utiliza para las bóvedas básicas de los hornos Siemens y algunas zonas de éstas refractarios de magnesita-cromita.

La fabricación de estos refractarios se hace mezclando en proporciones definidas y granulometrías determinadas, en las que la magnesita forma parte de la fracción fina, principalmente magnesita calcinada con cromita (calcinada o no).

Las distintas fracciones se mezclan, se moldean, se prensan, se secan a temperatura baja (por acción de corriente de aire seco), y se cuecen a alta temperatura.

La tendencia, por tanto, es disminuir la importancia de la cromita como material refractario.

En España fabrica estos refractarios Didier, en Lugones (Asturias).

7.3 INDUSTRIA QUIMICA

La mayor parte de los productos químicos que contienen cromo proceden del bicromato sódico.

La fabricación del bicromato sódico se realiza tostando una mezcla de cromita finamente molida (conviene que sea baja en sílice) con carbonato sódico y cal, se lixivia con agua después de enfriar y se filtra.

El filtrado se evapora hasta una concentración de 40 a 45 por 100 de cromato sódico (Na_2CrO_4), y se trata con ácido sulfúrico, convirtiéndose en bicromato ($Na_2Cr_2O_7$), que se concentra por evaporación.

En España hay varias fábricas que producen productos químicos conteniendo cromo, tanto para los procesos de cromado

y cromado duro por galvanoplastia, como para la producción de curtientes y otras aplicaciones.

7.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL CROMO

PRODUCCIONES Y CONSUMOS MUNDIALES. PRINCIPALES PRODUCTORES Y CONSUMIDORES

	1960	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Producción de cromita	4.800	4.000	4.200	4.900	4.800	4.700	5.000
Consumos conocidos	2.980	3.625	3.901	3.643	4.599	4.324	—

UNIDAD: Miles de t.

Principales productores

Rusia (30 por 100), Suráfrica (21 por 100), Rodesia (10,5 por 100), Filipinas (10,5 por 100), Turquía (10,5 por 100), Albania (6 por 100) e Irán (2,5 por 100).

Principales consumidores

Estados Unidos (36 por 100), Rusia (18 por 100), Japón (12 por 100), Suráfrica (7 por 100), Alemania (6,5 por 100), Reino Unido (6 por 100)

CONTENIDO EN Cr_2O_3 DE LOS MINERALES

PAISES	Porcentajes
Rusia	55
Suráfrica	45
Rodesia	46
Filipinas	42
Turquía	47
Albania	35
Irán	48

Precios

Diferentes precios según países y embarques. En 1970 son orientativos:

Minerales.. { Transvaal... 44 por 100, 19/21,50 dólares/Tm. Turquía.... 48 por 100, 47,50/46,5 dólares/Tm. URSS..... { 48 por 100, 49/52 dólares/Tm. 54/56 por 100 55/59,6 dólares/Tm.

Ferrocromo.. { Alto C (67/70 Cr) 23,7 centavos/libra. Bajo C (71/73 Cr) (0,025 C) 31,5 centavos/libra.

Aluminotermia, 96 cts/libra; electrolítico, 115; fundición en vacío, 125.

Utilización, distribución del consumo y sustitutivos

	Porcentajes
Ferrocromo alto C	34
Ferrocromo bajo C	20
Fe-Cr-Si	10
Industria química	18
Refractarios	13
Varios	5

Sustitutivos al cromo: Aluminio o acero inoxidable y la magnesita.

Reservas

Rodesia del Sur	180,0
Suráfrica	60,0
Rusia	24,0
Finlandia	7,0
Nueva Caledonia	5,0
Turquía	3,0
Filipinas	3,0
Albania	1,3
India	0,8
Yugoslavia	0,7
Irán	0,6
República Malgache	0,4
Cuba	0,2
Grecia	0,2
Japón	0,1
Otros	0,4
	236,9

Unidad: Millones de t.

PREVISIONES DE CONSUMO EN ESPAÑA

(Toneladas de mineral)

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Toneladas mineral	44.000	46.000	48.400	49.800	54.500	58.800	63.500	67.700	72.400	76.700	81.400
Millones de pesetas	132	138	145	150	163	176	180	202	216	230	245

Previsiones de la producción nacional

No se prevé producción en los próximos años en tanto no se investiguen los yacimientos y los procesos que deberán seguirse.

Previsiones de comercio exterior

Coinciden con las cifras de consumo. Las últimas importaciones dan un precio de 3.000 ptas./t.

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Toneladas importación	44.000	46.000	48.400	49.800	54.500	58.800	63.500	67.700	72.400	76.700	81.400
Valor millones de pesetas	132	138	145	150	163	176	180	202	216	230	245

Comentario general

La industria española de fabricación de ferrocromo, Fyesa (Santander) y Ferroaleaciones Españolas (Medina del Campo), así como la industria de refractarios Didier Mersa (Oviedo), dependen por completo de las importaciones.

Es de prever que los países del Este y los africanos, que poseen las reservas más importantes del mundo en cromita, acabarán por exportar aleaciones de cromo y otros productos elaborados, en lugar de limitarse a la exportación tradicional de los minerales.

Conviene estudiar la zona Carratraca-Ojén y restringir en lo posible el consumo nacional de este metal, buscando sustitutivos en los aceros aleados y materiales refractarios.

7.5 RECOMENDACIONES

— Conviene estudiar una sustitución total o parcial en aceros aleados, a fin de restringir el consumo en lo posible.

— Con el mismo fin, conviene orientar nuestro consumo de refractarios básicos hacia la dolomía y la magnesita, sin adiciones de cromita.

— Conviene estudiar la zona Carratraca-Ojén desde el punto de vista de posibles enriquecimientos de minerales de cromo.

— De no dar resultados positivos esta investigación, habrá que seguir importándose cromita, sobre todo de las calidades metalúrgica y química, que en poco tiempo representarán una salida de divisas próxima a los 3 millones de dólares/año.

— La fabricación de ferrocromo afinado se defenderá mal en la competencia que puede hacer el exterior, por lo que no parece prudente estimular esta fabricación, a no ser que se den circunstancias extraordinariamente favorables, sobre todo en lo referente al precio de la energía eléctrica, circunstancias que no creemos existan por ahora.

8. ESTAÑO

8.0 INTRODUCCION

Por la fabricación del bronce, la hojalata y la soldadura, el estaño ha sido empleado desde antiguo, teniendo sus primeros usos una antigüedad de más de cinco mil años.

La casiterita, óxido de estaño, es el principal mineral del que se extrae este metal.

Los yacimientos de casiterita están ampliamente extendidos por el mundo, pero los que tienen realmente importancia económica están situados en áreas muy limitadas.

Las principales zonas del estaño son los aluviones de Asia y Africa y algunos yacimientos de Sudamérica; los países productores más importantes son: Malasia, China, Bolivia, Rusia, Tailandia y el Congo.

También hay una fuente de este metal distinta de los minerales que es el estaño de recuperación, tanto de sus compuestos como de sus aleaciones. Este metal recibe el nombre de estaño secundario.

8.0.1 ANTECEDENTES

El estaño ha sido importante en el comercio internacional desde el año 3000 a. de J. C. Es un constituyente del bronce, que fue conocido por el hombre primitivo.

El cobre fue revestido con estaño a principios de la era cristiana y la hojalata fue producida por primera vez en el siglo XVI.

La producción de estaño fue ya relativamente importante antes de 1800.

La sociedad moderna demanda una cantidad creciente para su consumo.

A partir de 1800 el desarrollo de la maquinaria que invirtió bronce y otros metales para cojinetes, la mayor utilización de los depósitos de hojalata para alimentos y otros productos, la maquinaria eléctrica, los automóviles y la aviación, creó una creciente demanda de estaño.

En la producción del mundo, el estaño ocupa el quinto lugar entre los metales no férreos, detrás del aluminio, cobre, plomo y cinc.

8.0.2 DISTRIBUCION DE LA INDUSTRIA

El 70 por 100 de la producción de estaño primario se obtiene en diez países: Malasia, Reino Unido, Nigeria, Bélgica, Holanda, Australia, Bolivia, el Congo, Estados Unidos de América y Alemania Occidental.

Más de un tercio del consumo es absorbido por los Estados Unidos, seguido por el Reino Unido, el Japón, Alemania Occidental y Francia.

Para desarrollar la industria y el consumo de este metal, así como para ajustar la oferta y la demanda, existe un Acuerdo internacional sobre el estaño, vigilado por el ITC (International Tin Council), al que se hace referencia en páginas posteriores.

8.0.3 ESPECIFICACIONES

El estaño primario o estaño virgen es el metal producido a partir del mineral; se funde y vende en barras, lingotes y productos planos, con peso del orden de 112 libras o menos.

Las especificaciones de calidad están determinadas, principalmente, por denominaciones comerciales que indican el nombre del fundidor y el origen. Las más importantes son el grado A y el estaño común.

El grado A comprende algunas marcas registradas, con la condición que el producto tenga el 99,75 por 100 de estaño. Una de las más conocidas marcas, incluidas en el grado A, es «Streits», un producto de los fundidores malayos que contiene como promedio el 99,9 por 100 de estaño.

El estaño común es un producto que contiene de 99 a 99,75 por 100 de estaño.

Para dar una norma en la selección del estaño para diversas aplicaciones, la ASTM americana ha propuesto una clasificación, basada en la práctica del mercado, las clases de estaño en el «stockpile» americano y los usos, que es la siguiente:

ASTM	Designación comercial	DESCRIPCION		Aplicaciones generales
		Clase	Mínimo de estaño contenido — *Porcentaje*	
AA.....	Electrolítico	Extra, gran pureza	99,98	Química, investigación y farmacia
A.....	Grado A	Gran pureza	99,80	Envases para alimentos, tubos flexibles, hojas y estaño en bloques
B.....	Menor grado	Menor contenido	99,7	Usos generales
C-1.....	Común	Aleaciones de cobre	99,0	Bronce fundido y cojinetes
C-2.....	Común	Aleaciones de plomo	99,0	Soldadura y aleaciones de plomo

El estaño secundario procedente de recuperación, principalmente de chatarra de hojalata, tiene una ley de 99,98 por 100; M & T y Vulcan son marcas representativas de esta clase de estaño.

8.0.4 MINERALOGIA

El único mineral de importancia económica es la casiterita ($Sn O_2$), aunque se recuperan algunas cantidades de estaño de los sulfuros complejos: stannita, cilindrita y tealita.

La casiterita tiene un peso específico de 6,8 a 7,1 y una dureza de 6 a 7; es generalmente de color pardo oscuro o negra y tiene brillo adamantino.

Las principales fuentes de estaño son los depósitos aluviales y placeres, derivados de la erosión de los filones y reemplazamiento de depósitos.

En los yacimientos en forma de placer la casiterita está relativamente libre de impurezas.

Los yacimientos primarios están asociados con granitos, granodioritas, cuarzo, monzonita y relacionados con los pórfidos y pegmatitas.

En contraste con los yacimientos de placeres, los primarios llevan generalmente otros minerales, normalmente sulfuros que contienen antimonio, arsénico, bismuto, columbio, cobre, hierro, plomo, plata, tántalo, tugsteno o cinc.

8.0.5 MINERIA

Los principales métodos de extracción suelen ser a cielo abierto, utilizando dragas y procedimientos hidráulicos.

En la explotación de los filones se utilizan métodos similares a los que se usan en la minería de otros minerales no férreos que arman en roca dura; el acceso al mineral se consigue por socavones y pozos. Se utiliza la perforación con uso de explosivos.

8.0.6 CONCENTRACION

La concentración se inicia por lavado en mesas y separación magnética y electrostática, seguida en algunos sitios por un lavado a mano.

Con ello se obtiene un producto que contiene más del 75 por 100 de estaño, que se reduce al tamaño adecuado por machaqueo y molienda convencional. El mineral se concentra por métodos gravimétricos, cribado, clasificación, jigs y mesas. El concentrado procedente de filones tiene una ley menor (60-70 por 100 de estaño) que en el caso de placeres. Los sulfuros se eliminan por flotación o separación magnética, con el auxilio, en su caso, de tostación.

En definitiva, la recuperación del estaño es más bien baja, del orden del 50 al 80 por 100.

Hasta el presente, la flotación no ha conseguido ser aplicada con éxito, a pesar de que se ha hecho una investigación considerable.

8.0.7 FUNDICION

La casiterita se reduce a estaño por tratamiento con carbón a una temperatura comprendida entre los 1.200 y 1.300° C.

Los concentrados que provienen de depósitos aluviales son casiterita prácticamente pura y se funden directamente.

Otros concentrados, en especial los que provienen de filones, como en Bolivia, contienen impurezas que deben ser eliminadas antes de la fusión. Esta eliminación se lleva a cabo por tostación, seguida de lixiviación por agua o soluciones ácidas.

Durante la tostación, la mayor parte del azufre y del arsénico se eliminan como óxidos; el bismuto, cobre, hierro y cinc se convierten en óxidos y el sulfuro del plomo se oxida y pasa a sulfato.

Los óxidos de bismuto, cobre, hierro y cinc se eliminan lixiviando el concentrado, una vez tostado, con ácido clorhídrico diluido.

El tugsteno se recupera tostando el concentrado con carbonato o sulfato sódico y lixiviando con agua.

El antimonio, bismuto, plomo y plata se recuperan por tostión clorurante, seguida de lixiviación ácida.

En las modernas plantas de fusión se utiliza el horno de reverbero y el horno eléctrico. Los hornos de reverbero han sido preferidos en muchos casos a causa de su mejor control, escorias más limpias y mejor eficiencia en la fusión de materiales finamente divididos, pero las modernas técnicas de aglomeración de minerales y la mejora de los procesos del horno eléctrico han permitido la extensión de este proceso.

La carga típica de los hornos consiste en casiterita, carbón reductor y fundentes (calizos y siliciosos).

8.0.8 REFINO

La mayor parte del estaño producido en primera fusión contiene varias impurezas metálicas que deben ser eliminadas antes de la venta en el mercado.

El refino puede hacerse por tratamiento térmico y más generalmente por proceso electrolítico.

8.0.9 USOS

Como es sabido, el estaño, de símbolo Sn, es un metal blanco, parecido a la plata, con peso específico de 7,29; funde a 231,9° y hierve a 2.270°, y cambia, por temperatura, a otra variedad llamada «estaño gris».

Un conjunto de propiedades poco usuales en una misma sustancia: baja fusibilidad, maleabilidad, resistencia a la corrosión y fatiga y capacidad de aleación con otros metales, es la causa de sus múltiples aplicaciones y de que sea preferido en la competencia con otros materiales.

La aplicación más extendida del estaño es la de recubrimiento protector del cobre, acero y otros materiales resistentes y, principalmente, en forma de hojalata para botes y depósitos.

La hojalata es una chapa fina de acero recubierto por estaño, según el proceso de inmersión o electrolítico.

El estaño se usa también como revestimiento en los conductores de cobre y en las conexiones eléctricas, para evitar la corrosión y facilitar la soldadura.

El segundo uso en importancia del estaño es la soldadura, aleado con el plomo. La adición de plomo no sólo reduce el punto de fusión y el coste de la soldadura, sino que aumenta su resistencia. Uno de los primeros usos conocidos, y ampliamente extendidos del estaño, es la fabricación del bronce y del latón.

Los principales bronces son los fosforosos (hasta el 12 por 100 de estaño), que tienen gran resistencia a la corrosión y muy buenas características para cojinetes.

Como ejemplo de su diversa utilización se da a continuación la distribución del consumo en un país desarrollado:

	Porcentajes
Hojalata	38
Soldadura	25
Aleaciones de cobre	20
Antifricción	6
Otros	11

8.0.10 SUBPRODUCTOS Y COPRODUCTOS

El columbio, tántalo y tugsteno son los principales subproductos obtenibles en el tratamiento de los minerales de estaño.

A su vez, el estaño se recupera como subproducto en algunas minas importantes de molibdeno.

8.0.11 SUSTITUTIVOS

El uso del estaño, principalmente la hojalata para botes, puede encontrar la competencia en otros materiales como el vidrio, el papel, acero esmaltado, plásticos y aluminio. Los materiales no metálicos y el cobre, aluminio y cinc, reemplazan a la hojalata en la construcción.

En la soldadura, la plata y el antimonio se pueden usar en lugar del estaño.

8.0.12 RECUPERACION

Existe una gran fuente de obtención de estaño, que es la recuperación en forma de chatarra de aleaciones y de hojalata.

Alrededor del 80 por 100 del estaño de recuperación proviene de chatarras de aleaciones a base de cobre y plomo y el 20 por 100 de hojalata.

Se han propuesto varios métodos de recuperación de estaño a partir de la chatarra de hojalata, pero solamente han adquirido un uso más general: el químico por álcalis, el alcalino electrolítico y el del ácido clorhídrico.

8.0.13 RESERVAS

Según estudios realizados por el U. S. Bureau of Mines, se estiman las reservas mundiales de estaño en 7,6 millones de toneladas, distribuidas como sigue:

	Toneladas
China	1.500.000
Malasia	1.200.000
Tailandia	1.200.000
Indonesia	1.000.000
Bolivia	750.000
Congo	450.000
Brasil	360.000
Birmania	300.000
Nigeria	90.000
Otros (1)	740.000
TOTAL	7.590.000

(1) Comprendido un total de 17 países a la cabeza de los cuales van: Portugal, Gran Bretaña, Ruanda y Suráfrica.

Como puede verse, existen cinco países asiáticos que acaparan el 68 por 100 del total de las reservas mundiales de estaño.

8.0.14 FUENTES DE INFORMACION ESTADISTICA

La principal fuente de información estadística es el International Tin Council. También publica datos anuales el Bureau of Mines.

8.1 PRODUCCION, CONSUMO Y COMERCIO

La producción y consumo mundial de los últimos años se incluyen en los cuadros 8.1-1, 8.1-2 y 8.1-3, que se insertan en este trabajo (Fuente: Minerais et Metaux).

8.1.1 PRECIOS

Los precios del estaño metal se indican en el gráfico 8.1-4.

8.1.2 INVESTIGACION

La principal organización para la investigación del estaño es el Tin Research Institute, Greenford (Inglaterra), financiado por los productores de estaño y controlado por el International Tin Research Council.

La investigación se dirige a la extensión en el uso del estaño, a través de su estudio científico, sus aleaciones y compuestos y a los procesos que utilizan el estaño o pueden ser fuente futura del mercado. Otra investigación se realiza principalmente para mejorar los procesos en que se usa el estaño, especialmente en la utilización de revestimientos.

El Bureau of Mines de Estados Unidos investiga principalmente el proceso de extracción del estaño de sus minerales y el aprovechamiento de los materiales de recuperación.

8.1.3 PROBLEMAS

El mayor problema con que se enfrenta la industria del estaño es el desarrollo de la minería.

El desfase entre oferta y demanda causa inestabilidad en los precios, que lleva a la industria a la búsqueda de materiales sustitutivos que eventualmente pueden causar a los productores pérdida de mercados.

Esta pérdida de mercados puede producir perturbaciones económicas y políticas en los países que dependen de la minería del estaño como fuente más importante de sus rentas.

Hay una necesidad imperiosa de mejorar la eficiencia de la concentración de la casiterita y de la recuperación de la misma, así como de mejorar las prácticas de fusión.

La disminución de reservas en el mundo, en los yacimientos de mayor ley, agrava aún más estos problemas.

8.2 PANORAMA INTERNACIONAL

El panorama internacional de este metal y de sus minerales está reflejado principalmente en las informaciones y decisiones del Consejo Internacional del Estaño, Estados Unidos (Política de «stockpile») y Rusia y China (importaciones o exportaciones).

CUADRO 8.1-1

ESTAÑO. PRODUCCION MINERA MUNDIAL

(Miles de t. en su contenido)

PAISES	1 961	1 962	1 963	1 964	1 965	1 966	1 967	1 968
C. E. E.	8, 5	9, 2	9, 1	8, 7	8, 4	9, 1	9, 2	9, 5
Francia	0, 1	0, 3	0, 3	0, 5	0, 5	0, 5	0, 5	0, 4
España	0, 3	0, 3	0, 2	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1
Portugal	0, 7	0, 7	0, 7	0, 7	0, 6	0, 6	0, 7	0, 7
Reino Unido	1, 2	1, 2	1, 2	1, 2	1, 3	1, 3	1, 5	1, 8
Total Europa	2, 3	2, 5	2, 4	2, 5	2, 5	2, 5	2, 8	3, 0
Canadá	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 3
Méjico	0, 5	0, 6	1, 1	1, 2	0, 5	0, 8	0, 6	0, 5
Total América del Norte	0, 9	1, 0	1, 5	1, 6	0, 9	1, 2	1, 0	0, 8
Argentina	0, 5	0, 5	0, 5	0, 8	1, 2	1, 3	2, 0	1, 8
Bolivia	20, 7	22, 1	22, 6	24, 6	23, 7	25, 9	27, 4	29, 4
Brasil	1, 5	1, 5	1, 2	0, 7	1, 7	1, 3	1, 7	1, 7
Totál América del Sur.	22, 7	24, 1	24, 3	26, 1	26, 6	28, 5	31, 1	32, 9
Birmania	1, 0	1, 2	1, 0	0, 6	0, 5	0, 4	0, 3	0, 3
Laos	0, 3	0, 5	0, 4	0, 5	0, 5	0, 4	0, 3	0, 3
Indonesia	18, 9	17, 6	13, 2	16, 6	14, 9	12, 7	13, 8	16, 9
Japón	0, 9	0, 9	0, 9	0, 9	0, 8	1, 0	1, 2	0, 9
Malasia	56, 9	59, 5	60, 9	61, 0	64, 7	70, 0	73, 3	76, 3
Thailandia	13, 5	14, 9	15, 8	15, 8	19, 4	22, 9	22, 8	24, 0
Total Asia	91, 5	94, 6	92, 2	95, 4	100, 8	107, 4	111, 7	118, 7
Camerún	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1
Congo-Kinshasa	6, 7	7, 3	7, 3	6, 6	6, 3	7, 0	7, 1	7, 5
Rwanda-Burundi	1, 5	1, 5	1, 3	1, 4	1, 4	1, 4	1, 4	1, 4
República de Niger	0, 1	-	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1
Nigeria	7, 9	8, 3	8, 9	8, 9	9, 7	9, 7	9, 5	9, 8
Rhodesia del Sur	0, 7	0, 7	0, 5	0, 5	0, 5	0, 6	0, 6	0, 6
Sud-Oeste Africano	0, 3	0, 4	0, 5	0, 5	0, 5	0, 7	0, 7	0, 7
Sud-Africa (Rép.)	1, 4	1, 4	1, 6	1, 6	1, 6	1, 8	1, 8	1, 9
Tanzania	0, 2	0, 2	0, 3	0, 3	0, 3	0, 4	0, 4	0, 3
Diversos	0, 1	0, 3	0, 2	0, 2	0, 2	0, 1	0, 1	0, 2
Total Africa	19, 0	20, 2	20, 8	20, 2	20, 7	21, 9	21, 8	22, 6
Australia	2, 8	2, 8	2, 9	3, 6	3, 9	4, 9	5, 7	6, 9
Total parcial	139, 2	145, 2	144, 1	149, 4	155, 4	166, 4	174, 1	184, 9
República Popular Alemana	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0
China	24, 4	26, 0	26, 0	26, 0	25, 0	25, 0	24, 0	21, 0
Checoslovaquia					0, 2	0, 1	0, 1	0, 1
U. R. S. S.	20, 0	20, 0	21, 0	22, 0	23, 0	23, 0	25, 0	25, 0
TOTAL GENERAL. -	184, 6	192, 2	192, 1	198, 4	204, 6	215, 5	224, 2	232, 0

CUADRO 8.1-2

ESTAÑO. PRODUCCION METALURGICA MUNDIAL

(Miles de t. de metal)

PAISES	1.961	1.962	1.963	1.964	1.965	1.966	1.967	1.968
C. E. E.	11, 4	15, 8	17, 1	25, 7	27, 2	22, 4	22, 9	17, 6
República Federal Alemana	2, 9	2, 4	2, 2	2, 3	2, 5	2, 5	2, 6	2, 5
Bélgica-Luxemburgo	6, 3	8, 9	7, 5	5, 8	4, 5	5, 3	4, 5	5, 1
Países Bajos	2, 8	4, 4	5, 9	16, 1	18, 4	12, 8	14, 0	8, 2
España	0, 7	0, 9	1, 5	1, 8	1, 8	1, 9	1, 9	2, 2
Portugal	0, 8	0, 8	0, 6	0, 6	0, 6	0, 6	0, 6	0, 6
Reino Unido	26, 8	20, 2	19, 0	19, 6	18, 7	19, 1	26, 3	28, 2
Total Europa	39, 4	37, 6	36, 7	46, 2	46, 5	42, 2	49, 9	48, 8
Estados Unidos	11, 3	8, 6	4, 6	7, 4	6, 6	7, 2	6, 5	6, 5
Méjico	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0	1, 0
Total América del Norte.	12, 3	9, 6	5, 6	8, 4	7, 6	8, 2	7, 5	7, 5
Argentina	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1	0, 1
Bolivia	2, 0	2, 1	2, 5	3, 7	3, 5	1, 1	1, 1	0, 1
Brasil	1, 6	1, 7	2, 1	2, 1	2, 1	2, 3	2, 5	2, 5
Total América del Sur...	3, 7	3, 9	4, 7	5, 9	5, 7	3, 5	3, 7	2, 7
Indonesia	2, 0	2, 0	2, 0	1, 8	1, 2	0, 8	1, 5	4, 6
Japón	2, 0	2, 3	2, 3	2, 3	2, 0	2, 1	2, 0	2, 2
Malasia	80, 4	83, 4	85, 4	72, 5	73, 6	72, 2	77, 5	89, 6
Thailandia	-	-	-	-	5, 6	17, 2	27, 0	24, 8
Total Asia	84, 4	87, 7	89, 7	76, 6	82, 4	92, 3	108, 0	121, 2
Africa del Sur	0, 9	0, 8	0, 9	1, 0	1, 0	0, 8	0, 7	0, 7
Congo-Kinshasa	0, 3	1, 1	1, 5	1, 5	1, 8	1, 8	1, 8	1, 8
Nigeria	0, 6	8, 2	9, 2	8, 9	9, 5	10, 1	9, 3	10, 0
Rodesia del Sur	0, 7	0, 7	0, 6	0, 6	0, 5	0, 6	0, 6	0, 6
Total Africa	2, 5	10, 8	12, 2	12, 0	12, 8	13, 3	12, 4	13, 1
Australia	2, 7	2, 9	2, 8	3, 1	3, 3	4, 0	4, 0	4, 1
Total parcial	145, 0	152, 5	151, 7	152, 2	158, 3	163, 5	185, 5	195, 4
República Popular Alemana	1, 0	1, 0	1, 2	1, 2	1, 2	1, 2	1, 2	1, 2
China	24, 4	26, 0	26, 0	26, 0	25, 0	25, 0	24, 0	23, 0
U. R. S. S.	20, 0	20, 0	21, 0	22, 0	23, 0	23, 0	25, 0	25, 0
TOTAL GENERAL. -	190, 4	199, 5	199, 9	201, 4	207, 5	212, 7	235, 7	244, 6

ESTAÑO. CONSUMO MUNDIAL

(Miles de t. de metal)

PAISES	1.961	1.962	1.963	1.964	1.965	1.966	1.967	1.968
C. E. E.	35, 8	36, 6	36, 8	37, 3	35, 5	34, 4	35, 4	35, 7
Rep. Federal Alemana	13, 0	11, 8	11, 3	12, 6	12, 5	11, 1	11, 0	11, 4
Bélgica-Luxemburgo	2, 4	3, 2	3, 5	3, 4	2, 4	2, 7	2, 5	2, 7
Francia	10, 2	11, 4	11, 2	11, 2	10, 3	10, 5	10, 3	9, 4
Italia	5, 5	5, 5	6, 0	5, 7	5, 8	6, 0	6, 1	3, 3
Paises Bajos	3, 6	3, 7	4, 0	3, 6	3, 6	3, 2	4, 6	5, 0
Austria	0, 8	0, 7	0, 8	1, 3	1, 2	1, 1	1, 2	1, 2
Dinamarca	3, 6	0, 6	0, 6	0, 6	0, 8	0, 6	0, 7	0, 7
España	0, 8	1, 2	1, 3	1, 8	1, 8	3, 1	1, 5	2, 0
Finlandia	0, 4	0, 4	0, 2	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3	0, 2
Noruega	0, 2	0, 3	0, 3	0, 3	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4
Portugal	0, 5	0, 5	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4
Reino Unido	21, 6	22, 8	22, 0	21, 4	21, 1	20, 0	19, 5	19, 5
Suecia	0, 7	0, 8	0, 6	0, 7	0, 9	0, 6	0, 6	0, 6
Suiza	1, 1	1, 0	1, 0	0, 7	0, 8	0, 9	0, 9	0, 9
Turquía	1, 1	1, 0	0, 8	0, 8	0, 9	0, 9	0, 9	0, 9
Yugoeslavia	1, 0	1, 1	1, 0	1, 6	1, 5	1, 5	1, 5	1, 5
Varios	0, 3	0, 4	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3
Total Europa	66, 8	66, 4	65, 3	66, 7	65, 0	63, 6	62, 7	63, 4
Canadá	4, 1	4, 6	5, 0	4, 9	5, 0	5, 1	5, 2	5, 2
Estados Unidos	54, 0	57, 9	58, 4	62, 1	62, 7	64, 6	62, 2	62, 8
Méjico	1, 2	1, 2	1, 2	1, 2	1, 2	1, 2	1, 6	1, 6
Total América del Norte...	59, 3	63, 7	64, 6	68, 2	68, 9	70, 9	69, 0	69, 6
Argentina	1, 9	1, 9	1, 8	1, 7	1, 7	1, 8	1, 8	1, 8
Brasil	1, 9	1, 9	1, 9	2, 0	2, 0	2, 1	2, 5	2, 5
Chile	0, 5	0, 5	0, 7	0, 6	0, 6	0, 6	0, 6	0, 6
Varios	0, 9	0, 8	0, 8	0, 8	0, 7	0, 6	0, 6	0, 7
Total América del Sur ...	5, 2	5, 1	5, 2	5, 1	5, 0	5, 1	5, 5	5, 6
India	4, 4	4, 6	4, 5	5, 0	4, 0	2, 6	4, 0	3, 9
Indonesia	0, 7	1, 4	0, 7	0, 8	0, 7	0, 4	0, 1	0, 2
Japón	14, 5	13, 8	16, 2	18, 2	17, 4	18, 9	20, 2	23, 0
Pakistán	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4	0, 4
Varios	1, 0	1, 2	1, 2	1, 7	1, 8	2, 0	2, 0	2, 0
Total Asia	21, 0	21, 4	23, 0	26, 1	24, 3	24, 3	26, 7	29, 5
Africa del Sur	1, 5	1, 4	1, 5	1, 5	1, 3	1, 5	1, 5	1, 7
R.A.U.	0, 8	0, 6	0, 6	0, 6	0, 6	0, 5	0, 3	0, 4
Marruecos	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3	0, 2	0, 3	0, 3	0, 3
Varios	0, 7	0, 7	0, 5	0, 5	0, 5	0, 5	0, 5	0, 5
Total Africa	3, 3	3, 0	2, 9	2, 9	2, 6	2, 8	2, 6	2, 9
Australia	3, 8	4, 9	5, 0	5, 0	4, 9	4, 7	4, 8	4, 5
Total parcial	159, 4	164, 5	166, 0	174, 0	170, 7	171, 4	171, 3	175, 5
Rep. Popular Alemana	1, 5	1, 5	1, 5	1, 5	2, 5	2, 5	2, 5	2, 5
China	10, 0	12, 0	12, 0	15, 0	15, 0	15, 0	15, 0	15, 0
Hungría	0, 4	1, 1	1, 1	1, 2	1, 2	1, 0	1, 0	1, 4
Polonia	1, 9	2, 5	2, 5	2, 4	2, 5	3, 5	3, 5	3, 5
Rumania	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3	0, 3
Checoslovaquia	1, 8	2, 0	2, 0	2, 4	3, 0	3, 7	3, 7	3, 2
U.R.S.S.	26, 0	29, 0	28, 0	28, 0	29, 0	28, 0	29, 0	30, 0
TOTAL GENERAL.	201, 3	212, 9	213, 4	224, 8	224, 2	225, 4	226, 3	231, 4

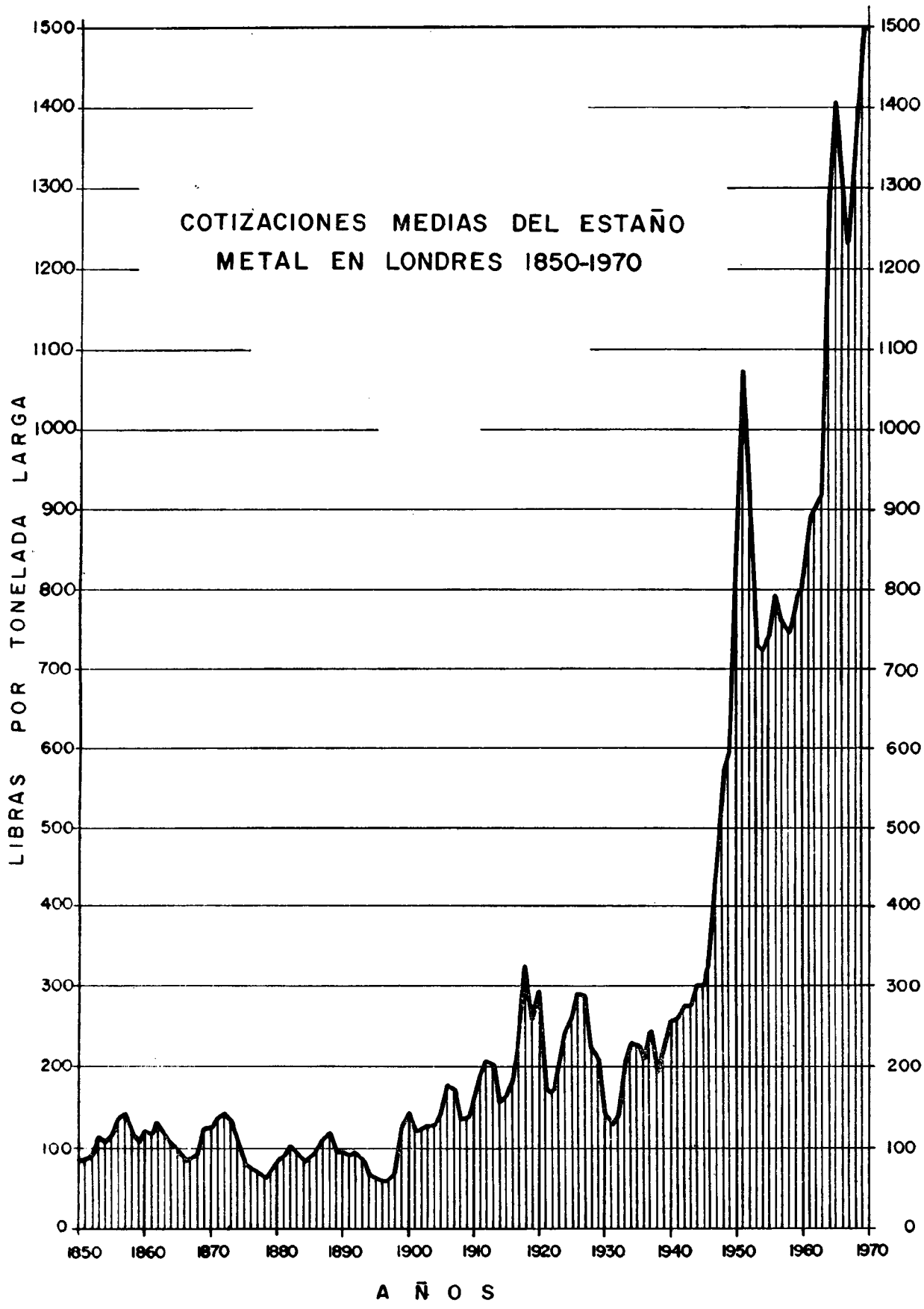

COTIZACIONES MEDIAS DEL ESTAÑO
METAL EN LONDRES 1850-1970
LIBRAS POR TONELADA LARGA
1500
1400
1300
1200
1100
1000
900
800
700
600
500
400
300
200
100
0
1850
1860
1870
1880
1890
1900
1910
1920
1930
1940
1950
1960
1970
A Ñ O S

Figura 8.1-4.

El Consejo Internacional del Estaño está encargado de llevar a efecto lo necesario para la mejor defensa de esta industria minerometalúrgica, en especial de los países componentes y firmantes de los Acuerdos Internacionales del Estaño, tanto consumidores como productores.

En los últimos años ha estado vigente el Tercer Acuerdo Internacional del Estaño, que entró en vigor provisionalmente el 1 de julio de 1966 y definitivamente el 21 de marzo de 1967.

En la actualidad está acordado por los diversos países el Cuarto Acuerdo Internacional, que sustancialmente recoge las mismas formas del anterior, aunque especificando más algunos extremos, entre los que aparecen como más importantes el incremento del tonelaje previsto para la reserva de estabilización y el detalle de las normas de actuación. El plazo para la firma finalizó el 29 de enero de 1971.

Los principales objetivos generales del acuerdo son:

1) Hacer lo posible para un ajuste de la producción y el consumo y aliviar las dificultades que surgen de un exceso o carencia de metal.
2) Tratar de disminuir las excesivas fluctuaciones de precio.
3) Facilitar el mantenimiento y aumento de los beneficios de exportación en el estaño, principalmente en países poco desarrollados, para acelerar con estas reservas su crecimiento económico, teniendo en cuenta al mismo tiempo los intereses de los consumidores de los países importadores.
4) Asegurar las condiciones que ayuden a conseguir un crecimiento dinámico de la producción de estaño, sobre la base de un rendimiento económico a los productores y una oferta y precios adecuados a los consumidores.
5) Evitar o disminuir el desempleo a que dan lugar los desajustes entre demanda y producción.
6) En el caso de ocurrir o prevenir que ocurra una escasez de oferta, dar los pasos necesarios para asegurar un aumento de producción y una buena distribución a precios equitativos.
7) En el caso de exceso de oferta, tomar medidas para mitigar las dificultades que puedan surgir en los países productores.
8) Revisar las disposiciones de «stocks» de estaño no comerciales realizadas por los Gobiernos y formular criterios aplicables a tales casos que eliminen las incertidumbres y dificultades que puedan surgir.
9) Disponer lo necesario para continuar el estudio de los problemas a corto y largo plazo de la industria del estaño en el mundo.
10) Prestar atención a la necesidad del desarrollo de nuevos yacimientos de estaño y a la protección de los existentes, contra un gasto innecesario o abandono prematuro.
11) Promover la amplia participación en organizaciones dedicadas a la investigación, para incrementar el consumo del estaño.

Entre las realizaciones prácticas más significativas del Consejo está la fijación de precios límites para el estaño, defendidos a través de una «reserva de estabilización» llamada corrientemente el «Buffer Stock».

Esta reserva no tiene la eficacia que sería de desear, debido a que no participan como países miembros los Estados Unidos y Rusia.

En el caso de Estados Unidos es bien coiocido que suele tener sus reservas tonelajes de consideración en orden a la producción mundial, y por ello pueden incidir en los precios, llegado el caso, más eficazmente. Sus «stocks» son más de diez veces los del Consejo.

Los países participantes en los Acuerdos del Estaño están clasificados en «Productores» y «Consumidores».

Los productores son:

PAISES	Porcentaje	Número de votos
Bolivia	17,474	179
Congo (R. D.)	4,642	51
Indonesia	9,407	98
Malasia	47,159	450
Nigeria	6,548	70
Tailandia	14,770	152
	100,000	1.000

Con posterioridad, y firmado el IV Convenio, los consumidores son los que se indican a continuación:

PAISES	Número de votos	Tonelajes 1968-70 — *Toneladas*
Austria	10	583
Bélgica/Luxemburgo	28	2.945
Bulgaria	7	250
Canadá	39	4.399
China (Taiwen)	7	285
Checoslovaquia	33	3.548
Dinamarca	11	740
República Federal Alemana	108	13.029
Francia	87	10.409
Hungría	14	1.195
India	41	4.512
Italia	56	6.500
Japón	204	25.104
Méjico	18	1.630
Países Bajos	42	4.689
Polonia	34	3.597
República de Corea	7	257
España	23	2.301
Turquía	13	959
Reino Unido	143	17.405
Rusia	58	6.673
Yugoslavia	17	1.557
TOTAL	1.000	112.507

PREVISION DETALLADA DE LA PRODUCCION MINERA, 1971

Bolivia	31.000/32.000	Crece producción, beneficios einversiones.
Indonesia	18.500/19.500	Política de prospección intensiva en nueva áreas.
Tailandia	24.000	Posible continuidad de este nivel, que ya lo alcanzó en 1968, aunque decayó en 1969.
Nigeria	9.500	Posibles compras e importaciones de equipos.
Congo	6.500/ 7.000	Tiene una tendencia descendente en los últimos años que se espera continúe.
Malasia	75.000/76.000	Clave de las producciones. Disminuye la ley de los minerales, obligando a un mayor arranque.

Australia.....	9.000	Producción creciente; prospección intensiva, inversiones en reequipamiento.
Brasil.....	3.000	Extensas reservas eo la provincia de Rondonia.
Reino Unido.....	2.200	Nuevos equipos.
Otros.....	12.300	Todavía no hay evidencia de resurgimientos en Ruanda, Portugal y España.
TOTAL.....	191.000	

Unidad: t.

8.2.1 PREVISION DE LA PRODUCCION DE METAL

La producción de estaño metal siempre ha mostrado curiosas variaciones con relación a la producción de estaño contenido en los minerales.

8.2.2 PREVISIONES DE CONSUMO MAS IMPORTANTES PARA 1971

Estados Unidos.....	58.000/59.000	Ha declinado el consumo para la hojalata, pero se ha incrementado considerablemente en otros usos.
Reino Unido.....	19.000	El consumo aumentará por nueva planta de hojalata en el Sur Gales.
Japón.....	29.000/30.000	Contínuo aumento de consumo, a pesar de reducirse el específico de hojalata.
Principales países europeos (excluidos Rusia y Reino Unido).....	55.000/56.000	

Unidad: t.

Si se basa en series estadísticas históricas, el consumo mundial aumenta, tanto en hojalata como en otros usos, a razón de un 2,5 por 100 anual.

8.2.3 PRECIOS

En el cuadro número 4 pueden verse los precios desde 1850 a 1970.

Independientemente de esto, se debe señalar que las previsiones ITC han dado lugar al siguiente cuadro que regula las ventas y compras de metal para la «reserva de estabilización», según las cotizaciones, expresadas en libras por tonelada larga:

C > 1605.....	Debe vender
1605 > C > 1490.....	Puede vender
1490 > C > 1380.....	No actúa
1380 > C > 1260.....	Puede comprar
1260 > C	Debe comprar

Recientemente se espera la subida de los límites.

8.3 PANORAMA NACIONAL

8.3.1 ESTRUCTURA DEL SECTOR

Los principales criaderos de España se encuentran en las zonas siguientes (figura 8.3-1):

Zona 1.ª, Nor-Occidental. Comprende las provincias de La Coruña, Orense y Pontevedra.

Zona 2.ª, Centro-Occidental. Comprende las provincias de Salamanca y Zamora.

Zona 3.ª, Sur Occidental. Con las provincias de Cáceres y Badajoz.

Zona 4.ª, Sur Central. Comprende la provincia de Córdoba.

Zona 5.ª, Sur Oriental. Comprende la provincia de Murcia.

Existen manifestaciones esporádicas en otras provincias que, por el momento, no están suficientemente investigadas.

En cuanto a explotación activa, o con posibilidades de explotación inmediata, después de haber examinado las concesiones existentes, parecen de especial interés, para su planificación inmediata, las que se indican en el cuadro número 8.3-2, y en el que se expresan las producciones obtenidas en el año 1969, así como también la superficie, personal, valor de la producción, etc.

CUADRO 8.3-2

CONCESIONES DE ESTAÑO

Número de concesiones	Superficie	GRUPO Y PROVINCIA	PRODUCCION ACTUAL		Valor de la producción	Personal	Observaciones
			Bruta	Vendible			
4	1.071	Peña del Seo (León).....	—	—	—	—	Inactivo
4	—	Silleda (Orense).....	65.000	Sn 156	23.400.000	21	—
2	180	Casayo (Orense).....	—	—	—	—	Inactivo
7	8.795	Santa Comba (Coruña)...	20.000	W. 120 Sn 18	18.300.000	—	—
8	827	Penouta (Orense).....	80.000	Sn 120	18.000.000	43	En proyecto Reformas
12	—	Monte Neme (Coruña)...	20.000	W. 74 Sn 84	4.960.000	22	—
20	280	San Finx (La Coruña)....	24.000	W. 120 Sn 100	34.000.000	57	—

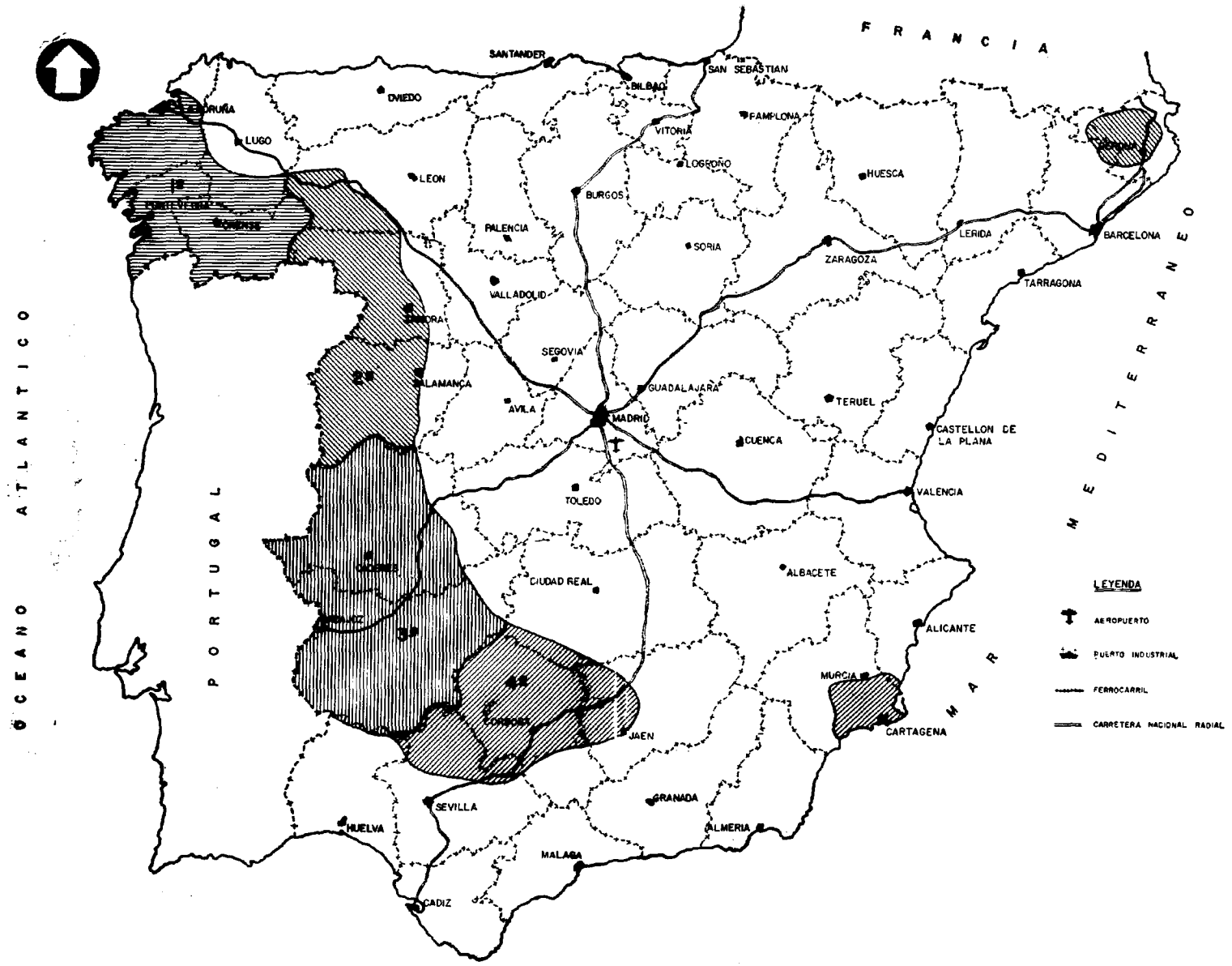

FRANCIA
SANTANDER
BILBAO
SAN SEBASTIAN
OVIEDO
LA CORUÑA
LUGO
VITORIA
PAMPLONA
LOGROÑO
LEON
HUESCA
BURGOS
PALENCIA
SORIA
LERIDA
BARCELONA
ZARAGOZA
TARRAGONA
VALLADOLID
ZAMORA
SEGOVIA
SALAMANCA
GUADALAJARA
TERUEL
AVILA
MADRID
CUENCA
CASTELLON DE LA PLANA
VALENCIA
TOLEDO
CIUDAD REAL
ALBACETE
ALICANTE
MURCIA
CARTAGENA
CORDOBA
JAEN
SEVILLA
GRANADA
HUELVA
ALMERIA
MALAGA
CADIZ
OCEANO ATLANTICO
PORTUGAL
MAR MEDITERRANEO
LEYENDA
AEROPUERTO
PUERTO INDUSTRIAL
FERROCARRIL
CARRETERA NACIONAL RADIAL

Figura 8.3-1.

Número de concesiones	Superficie	GRUPO Y PROVINCIA	PRODUCCION ACTUAL		Valor de la producción	Personal	Observaciones
			Bruta	Vendible			
2	52	Grupo Verín (Orense).....	45.000	W. 12 Sn 108	19.080.000	18	—
9	290	Barquilla (Salamanca)....	—	—	—	—	Inactivo
8	154	P. de Azaba (Salamanca).	—	—	—	—	Inactivo
7	136	Fregeneda (Salamanca)...	—	—	—	—	En estudio
1	50	Prado Viejo (Salamanca)..	42.000	Sn 13	2.080.000	10	—
4	165	Las Españas (Salamanca).	15.000	Sn 48	7.680.000	18	—
2	106	Berta y Pilar (Salamanca).	—	Sn 2	320.000	6	En preparación
9	1.600	Golpejas (Salamanca).....	150.000	Ta 6 Sn 100	21.000.000	36	—
11	8.947	Torrecampo (Córdoba)....	—	—	—	16	En investigación
4	113	Los Desquites (Cáceres)...	—	—	—	—	Inactiva
7	13.506	Perales (Cáceres).....	—	—	—	—	Inactiva
3	116	Logrosán (Cáceres).....	—	—	—	—	Inactiva
2	334	Almoharín (Cáceres).....	36.000	Sn 36	5.760.000	10	Con grupo La Parrilla
4	638	Trasquillón (Cáceres).....	25.000	Sn 50	8.000.000	16	—
5	1.482	Santa María (Cáceres)....	10.000	Sn 40	6.400.000	27	En investigación y reforma
6	703	Grupo Juanjo (Cáceres)..	24.000	Sn 24	3.840.000	9	—
3	988	Tres Arroyos (Badajoz)...	—	—	—	—	En nuevos estudios
2	114	Valdeflores (Cáceres).....	12.000	Sn 24	3.840.000	8	En montaje instalaciones
8	1.199	La Parrilla (Badajoz).....	40.000	Sn 20	3.200.000	21	Mixta con W en pase a este último
3	637	Calabor (Zamora).....	—	—	—	—	Inactiva
3	466	Casualidad (Zamora).....	12.000	Sn 48	7.680.000	14	En ampliación
1	96	Pueblica (Zamora).....	—	—	—	—	Inactiva
1	60	Losacio (Zamora).....	500	Sn 3	480.000	2	En reconocimiento
2	757	Pereruela (Zamora).....	—	—	—	—	Inactivas
1	24	Cerezal (Zamora).....	300	Sn 1	160.000	3	Preparación
4	260	Ceadea (Zamora).....	24.000	Sn 24	3.840.000	9	Aluviones
5	2.715	Villadepera (Zamora).....	100	Sn 2	320.000	7	En preparación
1	500	Carbajosa (Zamora).....	4.000	Sn 18	2.880.000	11	—

CUADRO 8.3-3

RESERVAS EN GALICIA, DISTRIBUIDAS POR CRIADEROS

MINAS	Filonianas	Masas	Aluviones	Concentrados
Gomesende	—	200.000.000 (0,70)	—	140.000
Penouta	—	136.000.000 (1,50)	—	204.000
Santa Comba	461.000 (3,0)	6.400.000 (0,30)	—	3.303
Monte Neme	—	42.742.000 (0,80)	—	34.200
San Finx	1.219.000 (11,5)	—	—	14.110
Verín	—	50.000.000 (2,40)	—	120.000
Avión-Beariz	1.500.000 (1,5)	—	—	2.250
Baldrey	—	—	3.000.000 (1,5)	4.500
Baltar	—	6.000.000 (1,0)	—	6.000
Calvos de Redin	—	—	15.000.000 (1,5)	22.500
Gudiña	120.000 (5,0)	8.000.000 (0,5)	—	4.600
Laza-Monterrey (Sn-W-Ta)	5.000.000 (1,0)	50.000.000 (0,5)	9.000.000 (1,0)	39.000
Sarreaus-Albergu	—	20.000.000 (0,5)	10.000.000 (1,0)	20.000
TOTAL CONJUNTO	8.300.000 (1,70)	519.142.000 (1,03)	37.000.000 (1,24)	614.463

Unidad: t.

CUADRO 8.3-4

RESERVAS EN LA PROVINCIA DE SALAMANCA

MINAS	Filonianas	Masas	Aluviones	Concentrados — *Toneladas*
Fregeneda	—	4.000.000 (0,5)	—	2.000
Aurora	180.000 (1,29)	—	—	228
Puebla de Azaba	—	—	1.050.000 (0,2)	210
Dominica	30.000 (2,0)	—	—	60
Carmen	—	—	576.000 (0,5)	540
Las Españas	—	—	700.000 (0,62)	434
Berta y Pilar	290.000 (2,1)	—	—	620
Santa Génova	400.000 (0,8)	—	—	320
Grupo San Pedro	624.000 (1,9)	—	—	1.176
Golpejas	—	3.947.000 (0,76)	—	3.000
TOTALES	1.524.000 (1,58)	7.947.000 (0,63)	2.326.000 (0,51)	8.588

CUADRO 8.3-5

RESERVAS EN LA PROVINCIA DE ZAMORA

MINAS	Filonianas	Masas	Aluviones	Casiterita
Manolita	920.000 (5,5)	—	—	5.350
Casualidad	1.440.000 (4,0)	—	—	5.760
María Francisca	6.200 (12)	—	—	75
María del Rosario	—	316.000 (2,9)	—	920
Envidiada y S. B	1.100.000 (1,2)	Con algunas masas	—	1.398
Rosario	360.000 (3,0)	—	—	2.080
Santa Elisa	228.000 (7,0)	—	—	1.236
Santa Bárbara	288.000 (5,0)	—	—	1.440
Dorinda	900.000 (5,0)	—	—	4.400
TOTALES	5.242.200 (3,95)	316.000 (2,9)	—	21.659

Unidad: t.
( ) Ley media.

MINAS	A la vista	Probable	Posible	Total
Las Españas	700.000	—	—	700.000
Berta y Pilar	90.000	90.000	110.000	290.000
Genoveva	—	200.000	200.000	400.000
G. San Pedro	24.000	100.000	500.000	624.000
Golpejas	900.000	1.500.000	1.547.000	3.947.000
Torrecampo	43.200.000	71.800.000	—	115.000.000
Desquites	1.200.000	1.800.000	3.000.000	6.000.000
Nuestra Señora de Peña	—	40.000	62.000	102.000
Minerva	480.000	—	—	480.000
Amparito	240.000	—	—	240.000
San Expedito	600.000	100.000	316.000	1.016.000
Santa María	24.000.000	240.000.000	536.000.000	800.000.000
Juanjo	3.000.000	6.500.000	3.340.000	12.840.000
Tres Arroyos	—	8.000.000	13.000.000	21.000.000
San José	50.000	100.000	580.000	730.000
San Nicolás	—	500.000	1.900.000	2.400.000
Gomesende	50.000.000	50.000.000	100.000.000	200.000.000
Penouta	20.000.000	20.000.000	96.000.000	136.000.000
Santa Comba	6.492.200	138.300	230.500	6.861.000
Monte Neme	15.500.000	10.500.000	17.742.000	43.742.000
San Finx	250.000	300.000	669.000	1.219.000
Verín	10.000.000	20.000.000	20.000.000	50.000.000
Avión-Beariz	100.000	600.000	800.000	1.500.000
Baldrey	3.000.000	—	—	3.000.000
Baltar	3.000.000	—	3.000.000	6.000.000
Calvos Redin	15.000.000	—	—	15.000.000
Gudiña	2.000.000	3.000.000	3.120.000	8.120.000
Laza-Monterrey	34.000.000	26.500.000	3.500.000	64.000.000
Sarreus-Alber	15.000.000	6.000.000	9.000.000	30.000.000
TOTAL CONJUNTO	251.735.200	470.415.500	820.454.500	1.542.705.200

A la vista del cuadro 8.3-2 y del de las reservas correspondientes que se reseñan en los cuadros 8.3-3 a 8.3-8, resultan, como de mayor importancia, dentro de cada zona, las siguientes:

Zona	GRUPO MINERO	PRODUCCION ACTUAL		PRODUCCION POSIBLE	
		Mineral	Sn contenido	Mineral	Sn contenido
1.ª	Penouta	120	84	900	630
1.ª	Verín	108	76	288	200
1.ª	Laza y Rendín	—	—	1.000	700
1.ª	Monte Neme	120	84	450	315
1.ª	Santa Comba	18	13	22	14
	San Finx	100	70	140	106
	Gomesende	35	—	35	—
	Silleda	—	—	156	109
2.ª	Golpejas	109	76	194	136
	Berta y Pilar	10	7	300	210
	Las Españas	10	7	20	14
	San Pedro	2	1,4	252	176
	Prado Viejo	13	9	40	28
	La Fregeneda	—	—	150	115
	Casualidad	48	34	144	101
	Dorinda	24	16	144	101
	Manolita y Calabor	—	—	330	231
4.ª	Torrecampo-Cardeña	—	—	480	256
3.ª	Santa María	216	150	360	254
	Los Desquites	48	34	600	420
	Valdeflores	24	16	96	68
	Tres Arroyos	—	—	255	158
	Grupo Juanjo	24	16	292	204

UNIDAD: t, tanto en mineral como en Sn contenido.

La 5.ª Zona, Cartagena, tuvo buenas producciones en el pasado (500 t. de concentrados de baja ley en 1950) y sin producción ni actividad en la actualidad. Aparece como interesante su investigación.

CUADRO 8.3-6

RESERVAS EN LAS PROVINCIAS DE BADAJOZ, CACERES Y CORDOBA

MINAS	Filonianas	Masas	Aluviones	Concentrados — *Toneladas*
Desquites	—	6.000.000 (2,0)	—	12.000
Nuestra Señora de la Peña	102.000 (3,3)	—	—	336
Grupo Minerva	—	—	480.000 (0,6)	300
Amparito	—	—	240.000	384
San Expedito	—	—	1.016.000 (0,82)	832
Santa María	—	—	800.000.000 (0,61)	494.400
Juanjo	—	12.840.000 (0,65)	—	8.340
Tres Arroyos	21.000.000 (1,5)	—	—	32.000
San José	730.000 (4,3)	—	—	3.150
San Nicolás	2.400.000 (5,0)	—	—	12.000
Torrecampo y Conquista	—	—	115.000.000 (0,42)	48.080
TOTAL CONJUNTO	24.232.000 (1,95)	18.840.000 (1,08)	916.736.000 (0,594)	611.822

CUADRO 8.3-7

RESUMEN DE RESERVAS POSIBLES

	Galicia	Badajoz-Cáceres	Zamora	Salamanca	Córdoba	Totales
Filones:						
Toneladas brutas	8.300.000	24.232.000	5.242.200	1.522.000	—	39.296.200
Toneladas vendibles	14.109	47.486	20.739	2.404	—	84.738
Leyes medias	1,70	1,95	3,95	1,58	—	2,16
Masas:						
Toneladas brutas	519.142.000	18.840.000	316.000	7.947.000	—	546.245.000
Toneladas vendibles	532.291	20.340	920	5.000	—	558.551
Leyes medias	1,03	1,08	2,90	0,63	—	1,02
Aluviones:						
Toneladas brutas	37.000.000	801.736.000	—	2.326.000	115.000.000	956.062.000
Toneladas vendibles	46.000	495.916	—	1.184	48.080	591.182
Leyes medias	1,24	0,62	—	0,51	0,42	0,60
	564.442.000	844.808.000	5.558.200	11.797.000	115.000.000	1.541.603.200
TOTAL CONJUNTO	592.400	563.742	21.659	8.588	48.080	1.234.469
	1,05	0,67	3,90	0,73	0,42	0,80

CUADRO 8.3-8

DISTRIBUCION DE LAS RESERVAS

MINAS	A la vista	Probable	Posible	Total
Manolita	80.000	350.000	490.000	920.000
Casualidad	144.000	250.000	1.046.000	1.440.000
María Francisca	3.000	3.200	—	6.200
María D. Rosario	160.000	80.000	76.000	316.000
Envidiada	120.000	220.000	760.000	1.100.000
Rosario	60.000	60.000	240.000	360.000
Santa Elisa	30.000	50.000	148.000	228.000
Santa Bárbara	80.000	80.000	128.000	288.000
Dorinda	90.000	300.000	510.000	900.000
Fregeneda	1.000.000	1.000.000	2.000.000	4.000.000
Aurora	20.000	70.000	90.000	180.000
P. de Azara	1.050.000	—	—	1.050.000
Dominica	—	30.000	—	30.000
Carmen	72.000	154.000	350.000	576.000

De todas estas minas, en la actualidad las de mayor producción son las siguientes:

	Toneladas						Porcentaje
Santa María..	216	De concentrados	año,	correspondiente	el		23,5
Penouta.....	120	»	»	»	»	»	13,0
Monte Neme.	120	»	»	»	»	»	13,0
Golpejas.....	109	»	»	»	»	»	11,5
Verín.....	108	»	»	»	»	»	11,4
San Finx....	100	»	»	»	»	»	10,9

que en total dan más del 80 por 100 de la producción nacional.

8.4 SOCIEDADES EXPLOTADORAS MAS IMPORTANTES

Minera del Duero.
Montesoria, S. A.
Cominsa.
Sociedad Minera Santa Comba.
Cía. de Estaños Bilbaínos.
Cía. de Estaños Españoles.
Minas del Oeste, S. A.
Estannífera Extremeña (Fluoruros, Bethlem Steel).
Cesáreo Sánchez Alonso.
José Fidalgo Pérez.
Angel Luengo Martínez.
Joaquín Obregón Pazos.
Adolfo Ferreiro García.
Gabriel Pérez Fernández.
César Cort.

Solamente se conoce, como posible participación extranjera, por el momento:

Fina Española (filial de Petrofina belga), en Córdoba.
Bethlem Steel, en Cáceres.

A continuación se describen los principales criaderos en explotación, y que cuentan, además, con mayores reservas.

8.4.1 GRUPO MINERO PENOUTA (Ver figs. 8.4-1 y 8.4-2)

Titular: Cesáreo Sánchez Alonso.
Término: Viana del Bollo.
Provincia: Orense.

Este grupo, con una superficie de 827 ha., se encuentra en producción y representa la mina de mayor actividad de la zona de Orense.

Estudian la modificación del sistema de laboreo y del de tratamiento de los minerales.

Situación geográfica

El grupo se sitúa al norte de Viana del Bollo, con un acceso pésimo que es preciso realizar por lo alto de Coello y tras ocho kilómetros de pista se llega al grupo minero.

Formación y génesis del yacimiento

El criadero principal está formado por una masa aplítica, descompuesta, de color blanco en el centro y teñida por óxidos rosa de manganeso en los bordes. Dicha masa se forma a expensas de un gneis granular que circunda el criadero por el Oeste y que parece haber sido ingerido por una aportación hipogénica moderna. Aún en las postrimerías de la formación rocosa, y tal vez por grietas de reapertura de masas más que por contracción, se vio surcada por una serie de filones de escasa potencia que se difuminan en la masa, mineralizándola y formando el clásico *stockwerk*. Para mayor confirmación, en las pizarras que sirven de muro a la masa en el costado oeste, se abren filones bien definidos, con unos 100 m. de corrida y potencia de 25 a 40 cm.

Tanto uno como otro de los criaderos se encajan en la fase pegmatítica.

Descripción del criadero

Ya se ha dicho en el párrafo anterior que el grupo minero de Penouta comprende dos clases de criaderos: el masivo, que se divide en dos zonas separadas entre sí por el neis; la masa sur, que alcanza dimensiones externas de 700 m. de longitud por 400 de anchura, y la masa norte, con 1.000 m. de longitud por 400 de anchura, y los filones, que en número de cuatro corren 100 m. y tienen mayor riqueza en comparación con las masas.

Composición y análisis de los minerales que lo forman

La única mena que se explota en estos criaderos es la casiterita, en la que se observan algunas gangas con algo de ilmenita. Los concentrados alcanzan una ley media del 72 por 100 en estaño.

Reservas actuales

Las reservas totales del grupo, teniendo en cuenta que por la configuración del terreno y la formación de los criaderos puede alcanzarse una profundidad mínima de 100 m. sobre la cota actual, serán:

a) Masa sur:

$$S = 400 \text{ m.} \times 700 \text{ m.} = 280.000 \text{ m}^2.$$

b) Masa norte:

$$S = 1.000 \text{ m.} \times 400 \text{ m.} = 400.000 \text{ m}^2.$$

$$S_t = 280.000 + 400.000 = 680.000 \text{ m}^2.$$
$$V = 68 \times 10^6 \text{ m}^3.$$
$$T = 136 \times 10^6 \text{ t.}$$

Para una ley media del todouno de 1,5 kg/t., y considerando que solamente se recupere 1 kg/t., la reserva en las masas será:

$$t = 204.000 \text{ t. de } S_nO_2.$$

En los filones con una ley del 3 por 100 se llega, para la corrida mencionada:

$$T = 400 \times 100 \times 0{,}4 \times 2 = 32.000 \text{ t.}$$
$$t = 32.000 \times 3 = 960 \text{ t. de } S_nO_2.$$

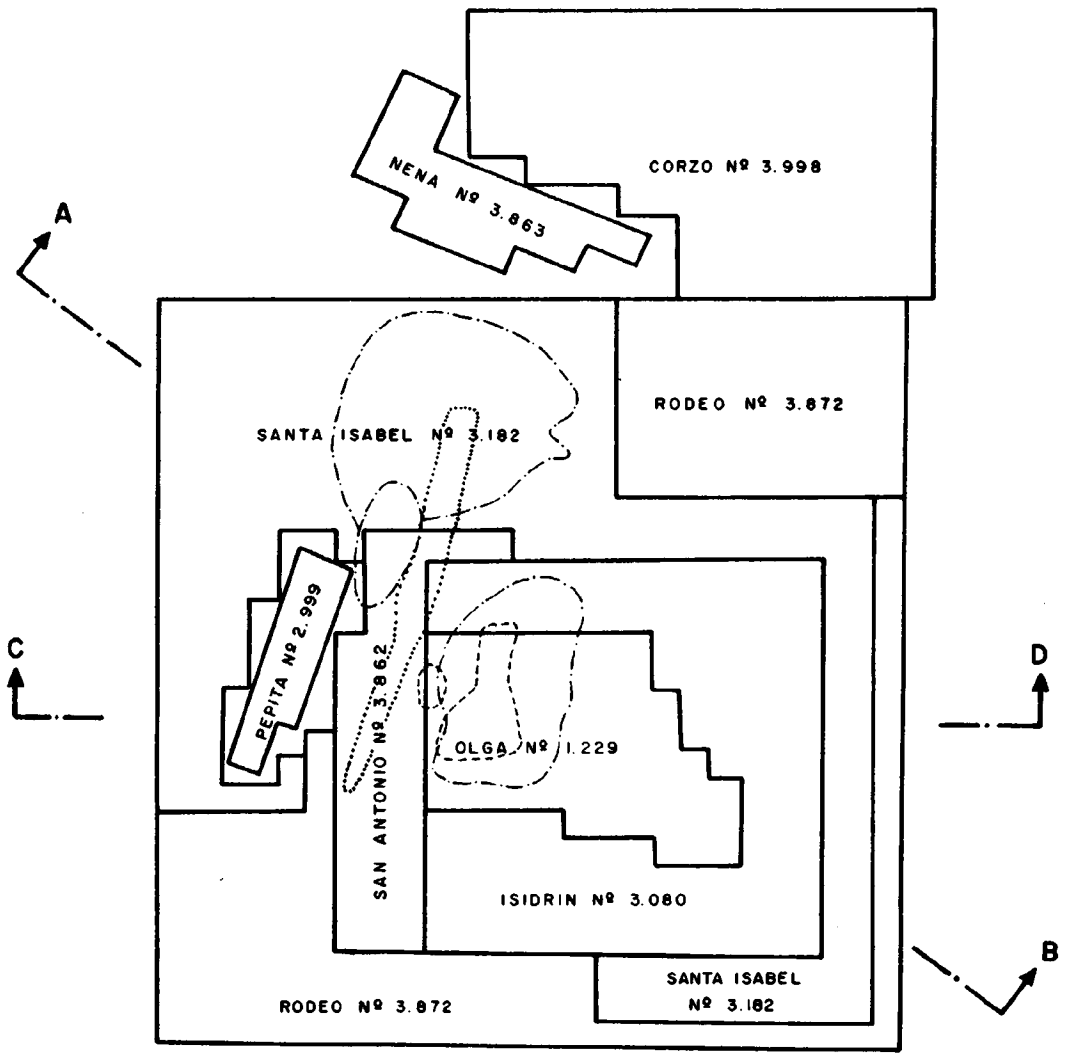
El conjunto de la reserva posible del grupo es:

$$204.960 \text{ t. de } S_nO_2.$$

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

En los filones no se realiza ningún trabajo, siendo su inactividad total.

La masa aplítica se explota por arranque con un «scraper» que arrastra la masa descompuesta hasta la cabeza del lava-



0 500 1.000 1.500

ESCALA 1:25.000

..... PIZARRA

—·—·— PEGMATITA

--------- ESCOMBRERA

Figura 8.4-1.

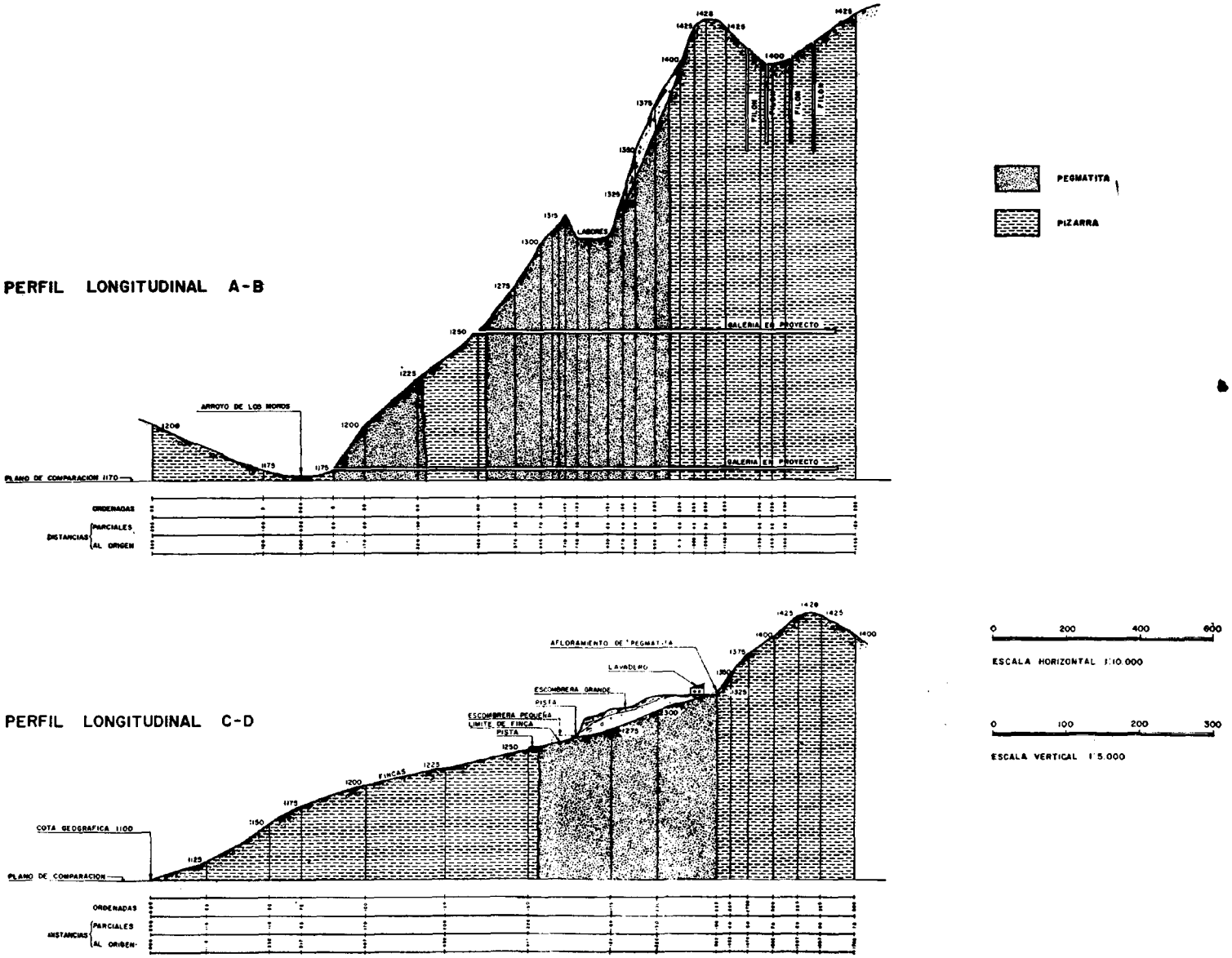

PERFIL LONGITUDINAL A-B
PEGMATITA
PIZARRA
ARROYO DE LOS MORROS
LABORES
GALERIA EN PROYECTO
GALERIA EN PROYECTO
PLANO DE COMPARACION 1170
ORDENADAS
DISTANCIAS
PARCIALES
AL ORIGEN
PERFIL LONGITUDINAL C-D
AFLORAMIENTO DE PEGMATITA
LAVADERO
ESCOMBRERA GRANDE
PISTA
ESCOMBRERA PEQUEÑA
LIMITE DE FINCA
PISTA
FINCAS
COTA GEOGRAFICA 1100
PLANO DE COMPARACION
ORDENADAS
DISTANCIAS
PARCIALES
AL ORIGEN
0 200 400 600
ESCALA HORIZONTAL 1:10.000
0 100 200 300
ESCALA VERTICAL 1:5.000

Figura 8.4-2.

dero. La polea de retorno la van cambiando a medida que avanza la corta. Suelen auxiliarse con una pala excavadora-cargadora y transporte por camiones, sobre todo en aquellas zonas donde es imposible arrastrarlos con el «scraper».

Ventajas e inconvenientes del sistema

El inconveniente principal del sistema estriba en los derrumbamientos que se producen en el hastial este de la masa y que ocasionan la caída de gran cantidad de estéril, con un aprovechamiento dudoso del mineral. Contrariamente, en el hastial oeste el arranque del mineral es integral y sin peligro de derrumbamiento.

Otro inconveniente que presenta el método, en líneas generales, es que se ha constituido ya una importante superficie en la que se almacenan las aguas de lluvia e imposibilitan la marcha sistemática de la explotación. No se tiene prevista la evacuación de estas aguas ni por el fondo de la corta ni lateralmente.

Grado de recuperación real del mineral

Resulta difícil calcular el grado de recuperación en la explotación, ya que al principio fue del 100 por 100 hasta el derrumbamiento del hastial este. Si se tiene en cuenta el buzamiento de estos estratos, y pensando en un talud vertical de la corta, se formaría una cuña de protección que representaría aproximadamente 840.000 t., con lo que puede llegarse al 92 por 100 de recuperación; estos hastiales no están todavía bien estudiados ni medidos.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Hasta alcanzar la cota actual de la corta el método parece bien elegido.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

Se ha estudiado la posibilidad de mejorar el sistema formando bancos de 20 m. de alto con el fin de paliar la dificultad del desprendimiento de hastiales, lo que permitirá una evacuación más sencilla de los estériles.

Descripción del nuevo método de explotación adoptado o a adoptar

No precisa describirse el método, ya que es el clásico de banqueo en grandes cortas.

Dificultades para implantar los nuevos métodos de explotación

Uno de los inconvenientes es la preparación de bancos que para evitar las acumulaciones de agua en la corta precisan perforar dos niveles que, al mismo tiempo que reconocen la masa en profundidad, evacuarían las aguas de modo natural.

Inversiones necesarias para llevarlos a cabo

Las inversiones necesarias para la preparación de la corta, perforación de socavones y chimeneas, según proyecto de la empresa, que parece aceptable, se elevaría a:

$$c = 78.000.000 \text{ de ptas.},$$

incluyendo el traslado y la reforma del lavadero actual.

Estimación en porcentaje sobre el sistema actual de la mejora que supondría en costo, en rendimiento y en producción

Con este sistema se pretende llegar a una producción diaria de 3.000 t. de zafras, lo que representa 7,5 veces la producción actual.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

El todo-uno se desenloda en tres trómeles que se abastecen de una tolva general. Cada trómel alimenta a su vez un jig de la Pan American, previa clasificación en un vibro que recoge los productos de los tres trómeles y lleva los gruesos a los jigs y los finos a tres mesas Wifley de desbaste y una de refino, con capacidad total de 400 t/día.

La recuperación en el lavadero no parece sea superior a un 65 por 100, debido al grado de finura del mineral y a que por las mesas se pasa más cantidad de sólidos de lo normal para un buen funcionamiento.

Breve descripción de los medios de transporte del mineral

El mineral se transporta a fundición por camiones.

Extracción realizada

Se calcula que la mina desde su comienzo ha producido 1.000 t. de concentrados.

Producción actual

La producción actual de la mina es de 10 t. mensuales, con una plantilla de 43 obreros.

Producción óptima a alcanzar según la capacidad total de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta

La producción a alcanzar con la modificación del sistema de explotación y del lavadero se espera llegue a ser de 75 t. mensuales de concentrado.

8.4.2 GRUPO MINERO MONTENEME

Titular: Adolfo Ferreiro García.
Término: Carballo.
Provincia: La Coruña.

Situación geográfica

Por la carretera de Carballo a Malpica se toma una pista a la altura de Bruño, que tras cinco km. de recorrido lleva a las explotaciones. La pista está en medianas condiciones de conservación.

Formación y génesis del yacimiento

En unos granitos descompuestos por alteraciones secundarias (intensa meteorización) se han formado tres paquetes filonianos bien definidos, con dirección N.-S., y que tienen características de pertenecer a la fase pegmatítica.

Descripción del criadero

El paquete E. adquiere 25 m. de potencia, siendo explotable todo el conjunto. Arma en granitos, muy descompuesto y caolinizado, por lo que resulta imposible la explotación subterrá-

nea. El segundo paquete, con 30 m. de potencia, arma en pizarras y zonas caoliníferas, con un hastial que ya permite alguna labor en subterráneo. El tercero, llamado Las Barreiras, alcanza 40 m. de potencia, armando ya en granito menos descompuesto y que también permite una explotación subterránea.

Los filones corren 1.500 m. con buzamientos encontrados, lo que hace suponer que el conjunto de los tres paquetes se confunden a los 500 m. de profundidad.

El relleno es de cuarzo y minerales de casiteria y volframita, en iguales proporciones estas dos últimas. Acompaña como ganga a las menas explotadas la pirita arsenical y algo de titanio; en las piritas se encuentra algún episodio de calcopiritas que contienen cobre, pero que no llegan a ser explotables.

Composición y análisis de los minerales que lo forman

Ya se ha dicho que en la mena están en proporción del 50 por 100 de estaño y el wolframio. Se observa la existencia, no aprovechable, de pirita, mispíquel, calcopirita e ilmenita.

Reservas actuales

Para las potencias que se han indicado en cada uno de los filones se llega a que la superficie útil es de:

$$s = 1.500\ (25 + 30 + 40) = 142.500\ m^2.$$

Si se considera 150 m. de profundidad, que es el punto más bajo reconocido y comprobado, se llega a un volumen de:

$$V = 21.370.000\ m^3,$$

o bien:

$$T = 42.740.000\ t.,$$

con una riqueza de 1,6 kg/t. y un reparto del 50 por 100 para cada una de las menas se tendrá, por tanto:

Casiterita	34.200 t.
Wolframita	34.200 t.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Por arranque total a cielo abierto con palas excavadoras y cargadoras, formando bancos sucesivos de 20 m. de altura.

Ventajas e inconvenientes del sistema

Mientras pueda explotarse a cielo abierto, por la anchura que debe tomarse en los rebajes, el método es ideal; pero en la actualidad se va llegando a cotas profundas que hacen imposible o muy peligroso el sistema.

Grado de recuperación real del mineral

La recuperación del criadero, mientras pueda efectuarse el arranque integral, es del 100 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Por el relieve del terreno el método es el más adecuado y simplista.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

Ya está trazando la empresa unas galerías a 150 m. por debajo de las explotaciones actuales para conocer el comportamiento de los hastiales a esta profundidad, sobre todo en el paquete E. que parece ser el más peligroso. Se trata de poder implantar una explotación por grandes cámaras, pero ello debe ser objeto de un detenido estudio y comprobación de cielos y hastiales que no parece vayan a permitir esta clase de laboreo.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

El mineral se tritura en una machacadora situada en cabeza de lavadero, de 600 × 400 mm., que vierte su salida a dos molinos Humbolt. Los mixtos, procedentes de los jig, se remuelen en una segunda machacadora de 400 × 200 mm. y un molino Humbolt.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

La concentración se hace por medio de un jig Pan American para los productos gruesos obtenidos en un vibroclasificador. Los tamaños inferiores a cuatro mm. pasan a cinco mesas de sacudidas, del sistema portugués, y se descabezan los productos sobre otras dos mesas de refino. El circuito de la Pan American se refina, después de molido, sobre tres mesas portuguesas y dos de refino.

Los productos concentrados se secan, se muelen y se tratan en doce separadoras electromagnéticas y electrostáticas.

La capacidad de la planta es de 80 t/día en relevos que completan catorce horas activas, con una plantilla de 15 mujeres y un encargado.

La recuperación en el lavadero no es superior a un 60 por 100, debido a la gran carga que dan a las mesas.

Los concentrados se obtienen con una riqueza del 70-72 por 100 para el estaño y del 66-68 por 100 para el wolframio.

Breve descripción de los medios de transporte del mineral

Se hace por camiones a Medina del Campo, Villaralbo y a puerto.

Recomendaciones del grupo sobre los sistemas a emplear en las explotaciones de los distintos yacimientos, según su importancia, profundidad, buzamiento, potencia, grado de consistencia del mineral, etc.

Se recomienda un estudio en profundidad muy cuidadoso y por personas muy prácticas en las explotaciones que se proyectan, ya que ello reviste una peligrosidad especialísima.

El lavadero debe sustituirse enteramente por otros elementos más capaces y de mayor selectividad, por considerar que toda la instalación es anticuada e inadecuada.

Es interesante que este grupo, distante 15 km. del de Santa Comba, se estudie geológicamente, para tratar de verificar si existe continuidad entre ambas formaciones, ya que queda un espacio libre, con terrenos de la misma formación, entre ambos grupos.

Extracción realizada

Las producciones desde 1927 al día de hoy se calculan en 2.500 t., habiendo estado parada la explotación en varios períodos por vicisitudes de precio de los minerales y falta de instalaciones capaces de soportar la baja de cotización.

Inversiones necesarias

Ya se dijo que la mina precisa una nueva concepción de las explotaciones, requiriendo ello una gran preparación de los accesos y estudio muy detallado y delicado de un sistema de explotación por grandes cámaras.

El lavadero es preciso cambiarlo totalmente, dándole una capacidad para 3.000 t/día al menos, y una selectividad en los procesos de la que carece totalmente en la actualidad.

Por el carácter orientativo de estos trabajos se da la cifra global que se considera mínima a invertir en estas modificaciones:

a) Preparación de la mina, sistema de acarreo interior, sostenimiento y formación de los primeros tajos de explotación:

c = 128.000.000 de ptas.

b) Nuevo lavadero y emplazamiento para el mismo, con toma de aguas, edificios, etc., y sustitución de la separación magnética y electrostática, etc.:

c = 40.000.000 de ptas.

Componiendo así un conjunto de inversiones de:

C = 168.000.000 de ptas.

Producción actual

La producción actual es de 800 t/día brutas, que suponen:

10 t. de casiterita.
10 t. de wolframita.

mensuales.

8.4.3 GRUPO MINERO SAN FINX (Fig. 8.4-3)

Titular: Gabriel Pérez Fernández.
Término: Lousame.
Provincia: La Coruña.

Se trata de uno de los grupos de mayor antigüedad en explotación y sus concesiones abarcan 281,210 ha.

Situación geográfica

Este grupo minero se encuentra en la estribación oriental de la sierra de Barbanza, al sudeste de Lousame, del partido de Noya. Se llega a él desde Noya por una pista en malas condiciones tras ocho km. de recorrido.

Formación y génesis del yacimiento

Los criaderos arman en el macizo granítico gallego, y lo constituyen filones muy bien definidos y de gran corrida. Su fase es la pegmatítica y se forma por grietas de contracción del batolito.

Descripción del criadero

El criadero está formado por un paquete de tres filones con una corrida reconocida de cerca de 1.500 m., alcanzando el llamado filón Sur una potencia de 1,50 m., y los JK y Norte, de un metro. Estas potencias son muy constantes en corrida y profundidad. El rumbo medio es E.-O.

El reparto de las menas explotadas en cada uno de los filones es la siguiente:

	Casiterita — *Porcentaje*	Volframita — *Porcentaje*
Filón Sur	40	60
Filón JK	100	—
Filón Norte	40	60

Composición y minerales que lo forman

Las menas, que son la casiterita y wolframita, y en menores proporciones:

Cobre.
Piritas de hierro.
Piritas arsenicales.
Granates.

Las piritas se obtienen por flotación, pero en la actualidad no se venden, aunque se almacenan para volverlas a tratar, ya que arrastran todavía menas principales.

Reservas actuales

Las reservas actuales en el paquete filoniano ha de considerárselas estudiadas en tres zonas:

1.ª Zona al oeste de la falla que corta los filones y les hace saltar 64 m.

2.ª Zona que se considera en los pisos de los trabajos, reconocidos hasta los 50 m. por debajo de la cota actual.

3.ª Zona al este de los pozos auxiliares, cuyas corridas han sido reconocidas.

	Corrida	Profundidad	Superficie — m^2
Zona primera	220	110	24.200
Zona segunda	600	50	30.000
Zona tercera	500	240	120.000

Considerando que el filón Sur tiene una potencia media de 1,50 m. y el central (llamado JK) y el Norte tienen un metro, se llega a las cifras siguientes:

	Zona 1.ª — *Toneladas*	Zona 2.ª — *Toneladas*	Zona 3.ª — *Toneladas*	Total — *Toneladas*
Filón Sur	72.600	90.000	360.000	522.600
Filón J. K	48.400	60.000	240.000	348.400
Filón Norte	48.400	60.000	240.000	348.400

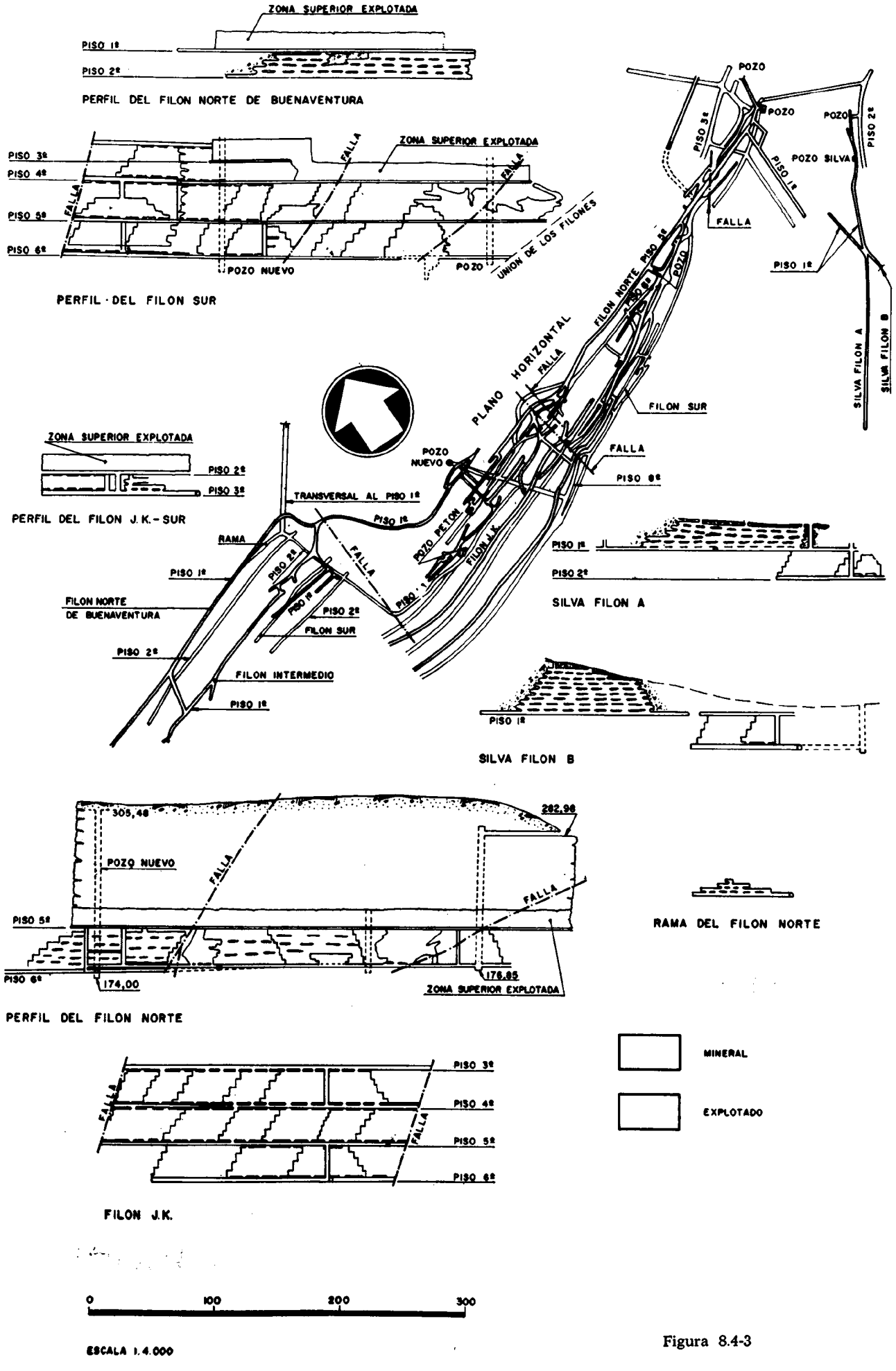

ZONA SUPERIOR EXPLOTADA
PISO 1º
PISO 2º
PERFIL DEL FILON NORTE DE BUENAVENTURA
PISO 3º
PISO 4º
PISO 5º
PISO 6º
FALLA
ZONA SUPERIOR EXPLOTADA
POZO NUEVO
POZO
UNION DE LOS FILONES
PERFIL DEL FILON SUR
POZO
POZO SILVA
PISO 3º
PISO 2º
PISO 1º
FALLA
PLANO HORIZONTAL
FILON NORTE PISO 5º
FILON SUR
SILVA FILON A
SILVA FILON B
ZONA SUPERIOR EXPLOTADA
PISO 2º
PISO 3º
PERFIL DEL FILON J.K.-SUR
TRANSVERSAL AL PISO 1º
RAMA
FILON NORTE DE BUENAVENTURA
FILON INTERMEDIO
FILON J.K.
SILVA FILON A
SILVA FILON B
305,48
282,98
174,00
176,85
PERFIL DEL FILON NORTE
RAMA DEL FILON NORTE
MINERAL
EXPLOTADO
FILON J.K.
0
100
200
300
ESCALA 1.4.000

Figura 8.4-3

Como la riqueza media o rendimiento en peso es de 15 kg. para el filón Sur, 10 para el JK y ocho para el Norte, y con las proporciones en que entran el estaño y el volframio, se llega a las cifras siguientes:

	Conjunto — *Toneladas*	SnO_2 — *Toneladas*	WO_3 — *Toneladas*
Filón Sur	7.839	7.839	4.704
Filón JK	3.484	3.484	—
Filón Norte	2.487	2.787	1.492
SUMAN	13.810	14.110	6.196

Lo que da una posibilidad para este grupo de:

Casiteritas ... ... 14.110 t.
Wolframita ... ... 6.196 t.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

El método actual de explotación es el de realces por almacén, llevando galería de arrastre y sobre-guías. Los hastiales son muy resistentes, sin que se precise entibación de ninguna clase. La distancia entre pisos de explotación es de 35 m. La ventilación en esta mina es buena.

Ventajas e inconvenientes del sistema

No parece que existan inconvenientes en este sistema, si no son los generales del método, que requiere siempre una preparación muy adelantada sobre la explotación.

Grado de recuperación real del mineral

Se dejan llaves de planta, con un metro de espesor, las cuales se recuperan en retirada. En la primera fase de explotación la recuperación es del 87 por 100, y en la segunda, dejando sólo las protecciones a las chimeneas de ventilación y circulación del personal, llega a ser del 92 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Por la verticalidad de los filones y la facilidad de deslizamiento de las zafras, que no se apelmazan en los almacenes, parece que es el sistema ideal para la explotación de esta mina, economizando la madera de entibación que, como se ha dicho anteriormente, apenas se utiliza.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

No parece conveniente el cambio del sistema de explotación.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

El mineral se tritura en una machacadora de 600 × 400 mm. y se manda en cascada a un pequeño Symons, sobre el que se recicla hasta conseguir tamaños apropiados para ser tratados.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

En un jig Pan American de 42 × 42", con tamaño de zafras entre cuatro y 14 mm. Los tamaños entre dos y cuatro mm. se tratan en jig Maquinista de 16 × 32" y los productos menores de dos mm. se tratan en mesas Wilfley, pero con clasificación previa en Spizkasten, a fin de enviar tamaños uniformes a cada una de las mesas.

Posteriormente se trata por flotación añadiéndole xantato, aceite de pino, gas-oil y ácido acético.

Los productos secos y remolidos se envían a cuatro separadoras electromagnéticas.

Breve descripción de los medios de transporte del mineral

El transporte del mineral se hace en camiones a la fundición de Zamora y al puerto.

Recomendaciones del grupo sobre los sistemas a emplear en las explotaciones de los distintos yacimientos, según su importancia, profundidad, buzamiento, potencia, grado de consistencia del mineral, etc.

La mina funciona a media capacidad, tanto en la explotación como en el lavadero, donde trabaja solamente personal femenino (muy generalizado en Galicia, pero particularmente en estas minas). La falta de producción de interior se debe a la gran resistencia de los obreros a trabajar en una mina donde en otro tiempo hubo gran cantidad de silicosis. Consecuente a ello, el lavadero marcha al 53 por 100 de su capacidad, pudiendo llegar a las 150 t. de capacidad máxima.

La mina posee un salto de agua y central eléctrica propia, con una potencia instalada de 700 KVA. a 6.000 V., que fue montado por una compañía inglesa que explotó estas minas.

Extracción realizada

Las producciones estimadas de esta mina han sido del orden de 4.000 t. de volframio y 4.000 de estaño, aunque se carece de datos fidedignos para poder ponderar estas producciones con cierta exactitud.

Producción actual

La producción bruta mensual es de 2.000 t. y la vendible de 10 t. de wolframita y ocho de casiterita.

Producción óptima a alcanzar según la capacidad total de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta.

La producción óptima mensual para las instalaciones actuales de la mina serían de:

Mineral bruto ... ... 3.750 t.
Mineral concentrados ... ... 30 t.

8.4.4 GRUPO MINERO BERTA Y PILAR (Figs. 8.4-4 y 8.4-5)

Explotador: Angel Luengo Martínez.

Término: San Pedro de Rozados (Salamanca).

Las concesiones del grupo ocupan una superficie de 106 ha.

Estas minas fueron explotadas muy racionalmente por los primitivos titulares, los que abandonaron el grupo, para dar paso después a diferentes explotadores que no han acometido nunca una labor de investigación de los filones en profundidad y en corrida.

La actual empresa, con suficientes medios económicos, puede emprender los trabajos que esta mina merece, por la condición de sus formaciones.

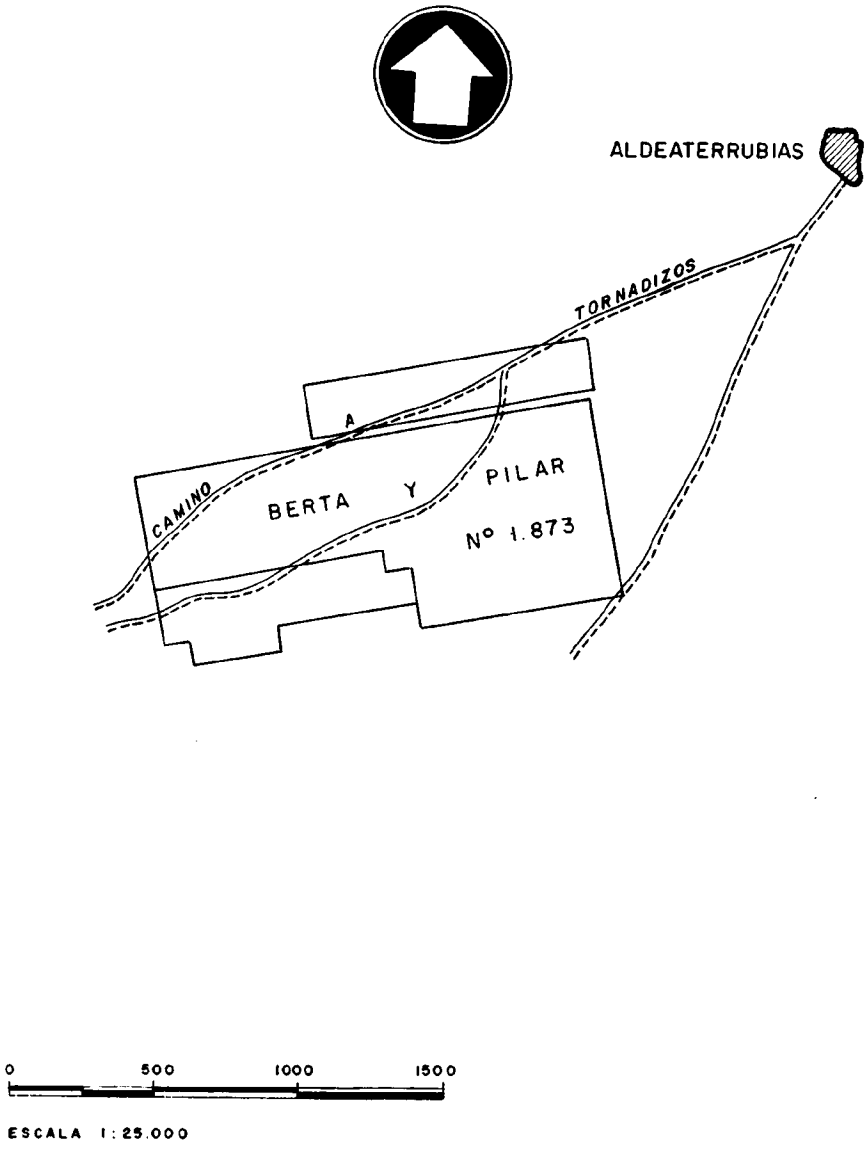


Figura 8.4-4

Situación geográfica

El grupo Berta y Pilar tiene agrupada además la mina Flora Segunda, número 1.470, si bien los trabajos se desarrollan únicamente en la primera de ellas. Esta concesión de explotación se encuentra enclavada en las fincas de Terrubias y Cequeña, del término municipal de San Pedro de Rozados. Se tiene acceso por la carretera de Salamanca a las Veguillas a la altura del kilómetro 21 y se recorren dos kilómetros de camino.

Formación y génesis del yacimiento

El terreno corresponde a la Edad Primaria, preferentemente en el tramo cambriano, formando parte de la zona cambriano-siluriana, que se extiende alrededor del término municipal de San Pedro de Rozados.

El terreno se halla formado por pizarras arcillosas que se encuentran cruzadas por filones de cuarzo con impregnaciones de casiterita y scheelita.

El yacimiento es de origen epigenético hidrotermal, en el que se han ido rellenando las fisuras como consecuencia de la circulación de soluciones mineralizadas. La zona es de pizarras metamórficas con formaciones aluviales próximas.

Descripción del criadero

Se han determinado tres filones y un manto aluvial. Los filones tienen direcciones: N. 57° E., para el llamado «filón del agua», con buzamiento de 79° NO.; para el conocido filón número 1, N. 75° E. y buzamiento de 78° SE., y, finalmente, para el filón número 2, el rumbo es de 76° E. y el buzamiento de 79° SE. En cuanto al manto aluvional, se halla en la zona

oeste de los afloramientos de los filones números 1 y 2, con un espesor aproximado de 0,5 m.

Los filones ofrecen una continuidad formal en corrida y en profundidad.

Composición de los minerales

Aunque los filones son de casiterita y scheelita, en una proporción que se podría establecer del 50 por 100 para cada uno de estos minerales, la zona aluvial, que es la que se ha explotado recientemente, contiene un 100 por 100 de casiterita. Esta se presenta con una ley del 0,035 por 100 de casiterita y el resto de ganga, en tamaños comprendidos entre 0 y 5 mm. En los filones la ley es del 0,5 por 100 entre los dos minerales en conjunto.

Reservas actuales

Como ya se ha dicho, se tienen reconocidos en parte tres filones. El primero de ellos es el conocido por «filón del agua», que fue explotado antiguamente en unos 200 m. de corrida y 60 m. en profundidad. Sobre este filón se han realizado siete pozos y diferentes galerías a distintos niveles. La potencia de este filón es de 2,5 m. y se puede considerar que la corrida puede ser doble, al menos, de lo que se viene considerando, con lo que el volumen en este filón vendría a ser de:

$V = 60 \times 400 \times 2{,}5 = 60.000$ m³, equivalentes a 120.000 t.

Considerando otro tanto para los demás filones en conjunto, mucho menos reconocidos, se tienen en total 240.000 t. en los filones, que con una ley de 0,5 por 100 resultarían 1.200 t. de casiterita y scheelita en conjunto.

En el manto aluvial se tendría una superficie de 50.000 m² en total, con potencia de 0,5 m. y densidad de dos, con lo que resultan 50.000 t.

Como la ley es de 0,035 por 100 de casiterita, se pueden estimar las reservas en esta zona aluvional en 17,5 t.

RESUMEN

Casiterita..... t_0 = 620 t.
Scheelita..... t_1 = 600 t.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Recientemente ha sido transferida esta concesión de Avelino Sánchez Martín a Angel Luengo Martínez, habiendo realizado este último cuatro sondeos con profundidades de 100 m., para reconocer los filones, prescindiendo de todas las labores anteriores, obteniendo resultados positivos en cuanto a continuidad de los filones en profundidad y corrida. Esta prospección ha puesto de manifiesto la necesidad de una investigación en las minas de la zona.

No se puede hablar de métodos actuales de explotación, ya que ésta dependerá de los resultados que se obtengan con las labores profundas, y no hay que olvidar que esta mina es de las más antiguas del distrito minero de Salamanca.

A los 100 m. de profundidad se ha cortado un filón de casiterita de 1,5 m. de potencia y, a 20 m. de éste, otro de scheelita, con potencia algo inferior, en el «filón del agua».

La empresa explotadora piensa concentrar, de momento, los trabajos en el grupo Anarbellas, dos km. aproximadamente más al sur de esta mina.

GRUPO BERTA Y PILAR. CORTES LONGITUDINALES «FILON DE AGUA»

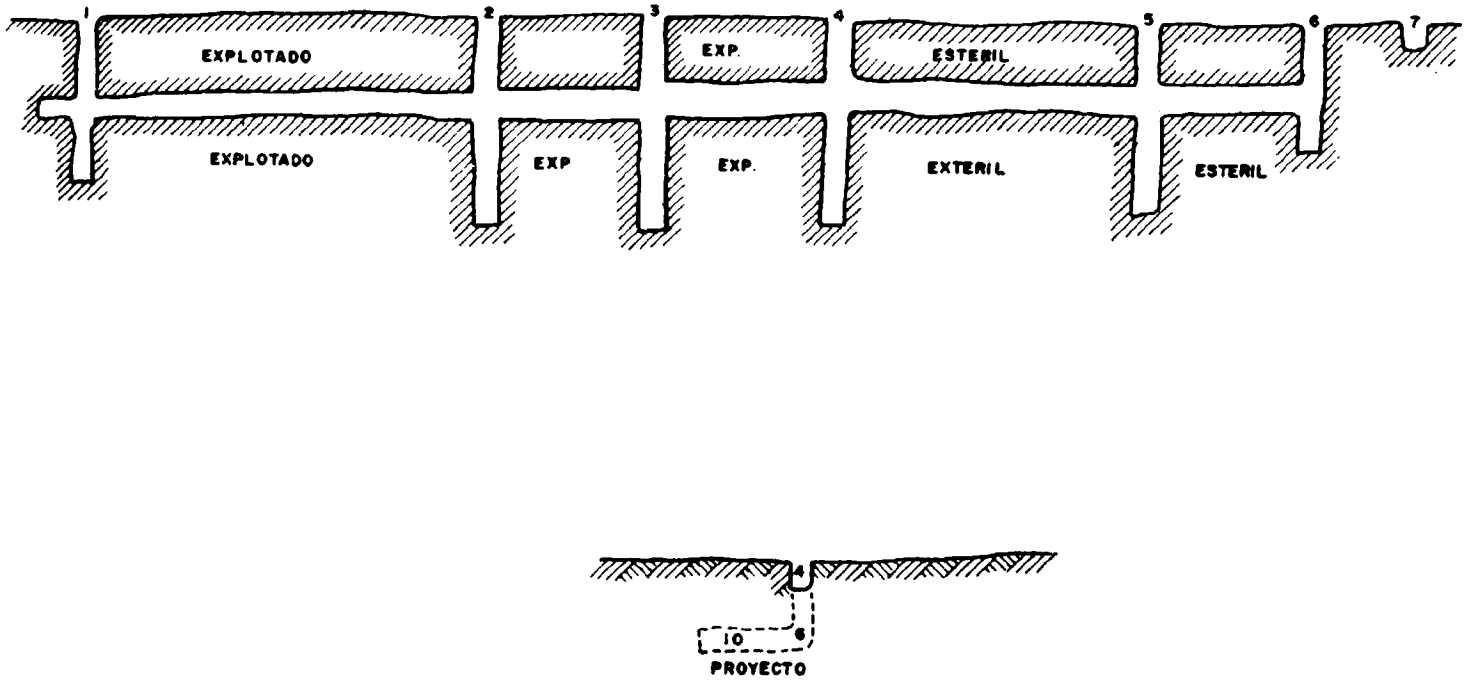


Figura 8.4-5

Ventajas e inconvenientes del sistema

La mina, por su reciente adquisición, se encuentra solamente en período de investigación para comprobar mineralizaciones en corrida y en profundidad Se desconocen los métodos que van a seguirse en las explotaciones cuando éstas se acometan.

Grado de recuperación real del mineral

Con el sistema antiguo de explotación por cámaras, en trabajaderos (no sistemática), la recuperación era del orden del 65 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

La antigua empresa resistió la baja de precios y huyó de las zonas pobres, por cuyas causas siguieron el sistema de las explotaciones por trabajaderos.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

El método que se implante en estos criaderos ha de ser necesariamente el de arranque sistemático, ya que las condiciones de trabajo, útiles y medios, y los precios que regulan los minerales de estaño, han de permitir explotar filones con leyes inferiores a los tres kg. por t. bruta.

En cuanto a los reconocimientos, se llama la atención sobre la posibilidad de formación de columnas metalizadas importantes en el cruce del «filón del agua» con los 1 y 2, que tienden marcadamente a la convergencia.

Descripción del método a adoptar

No hay duda que será el de arranque por realces con relleno, con el fin de poder elevar la recuperación de los filones.

Dificultades para implantar los nuevos métodos de explotación

No podrá ser de inmediata realización, debido a que la empresa está reanudando las labores en las minas Anarbellas, continuando con los grupos de Golpejas. Es de esperar que esta mina la consideren en reserva de los otros dos grupos.

Inversiones necesarias para llevarlos a cabo

A título de información, y para conocer el alcance de las labores a emprender en todo el campo de la minería, se da un presupuesto aproximado de lo que han de ser los trabajos de acceso y preparación de una planta con 50 m. de macizo.

Los trabajos han de ser los siguientes:

	Metros
Pozos maestros	240
Traviesas	80
Galerías en dirección	1.500
Chimeneas	360

Los costos serían:

a) Labores de acceso y preparación: 240 × 12.000 + (80 × × 3.000) + (1.500 × 2.500) + (360 × 4.000) = 8.310.000 ptas.

b) Equipo de extracción acarreo, compresores, etcétera, 5.500.000 ptas.

c) Instalaciones de lavadero para 500 t/día, 5.000.000 de pesetas.

d) Varios e imprevistos, 2.000.000 de ptas.

Con lo que el conjunto de inversiones para esta mina se estima, como mínimo, en:

$$c = 20.810.000 \text{ ptas.}$$

Estimación en porcentaje sobre el sistema actual de la mejora que supondría en costo, en rendimiento y en producción

No existen cifras comparativas, por lo que se señala que la producción vendible, para las leyes medias que se conocen, darían diariamente una producción de:

t_o = 1.000 kg. de casiterita.
t_1 = 1.000 kg. de scheelita.

Instalaciones

No existen instalaciones que merezcan describirse.

Extracción realizada

De los datos suministrados por los antiguos explotadores se puede deducir que la producción del grupo ha sido de:

T = 1.500 t. de concentrados de casiterita y de scheelita.

Producción actual de la mina

Con un rudimentario método de lavado de escombreras no se ha conseguido una producción mayor de dos t/año.

8.4.5 GRUPO MINERO CASUALIDAD (Fig. 8.4-6)

Término: Calabor (Zamora).
Titular: Francisco J. Díez Folgado.

La superficie que comprenden las concesiones del grupo es de 466 ha.

Es el único grupo de la zona de Calabor que se encuentra en plena actividad, al haberse hecho cargo de las explotaciones el titular de la mina, con nuevas instalaciones, electrificación de las mismas y dotación medianamente aceptable en los lavaderos.

Su criadero es la prolongación, en España, de las muy célebres minas de Portelo, del distrito de Braganza, y merece una atención especial, ya que las posibilidades pueden ser de bastante consideración.

Situación geográfica

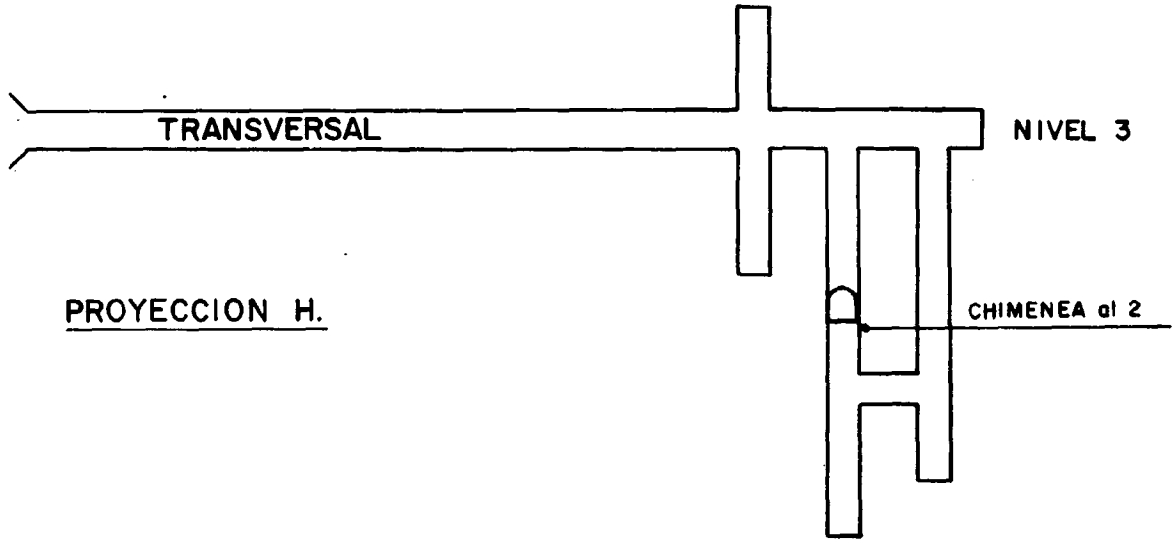
La mina se encuentra situada en el extremo noroeste de la provincia de Zamora, en las inmediaciones de la frontera con Portugal, de quien le separa el curso de un arroyo de cauce intermitente. Se llega por Puebla de Sanabria, Pedralba de la Pradería y Calabor. En las proximidades de la mina se encuentran las aguas termales de Calabor.

Formación y génesis del yacimiento

El criadero es filoniano y está formado en el contacto del estrato cristalino con el extremo de la cordillera granítica-herciniana que, partiendo del macizo de Pereruela, zona de Aliste y Carbajosa, penetra en Portugal, señalándose con varios isleos graníticos que también tienen al contacto formaciones filonianas. Son típicos de fase pegmatítica en la zona de contacto.

Descripción del criadero

El criadero está formado por dos paquetes de filones principales, que arman en las pizarras del estrato, con potencia


TRANSVERSAL
NIVEL 3
PROYECCION H.
CHIMENEA al 2

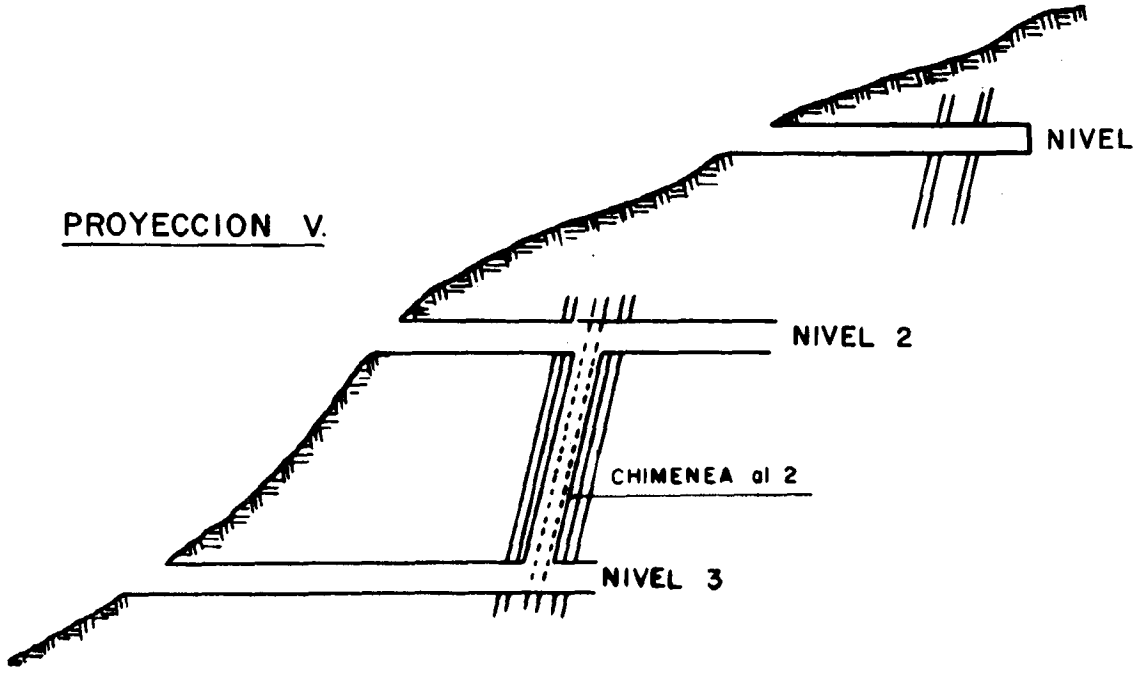

NIVEL
PROYECCION V.
NIVEL 2
CHIMENEA al 2
NIVEL 3

Figura 8.4-6

variable, desde 10 cm. a 2 m. El relleno es de cuarzo con algunas concentraciones fuertes de casiterita, sin aparición de ninguna otra mena, y su ganga únicamente está constituida por cuarzo y pizarras de oclusión en las grietas filonianas. Está relacionado íntimamente a la gran falla del río Calabor que forma los criaderos del grupo Calabor, mina Manolita y Nieves, y la recientemente descubierta de Alto de Repilados. La riqueza de estos criaderos varía de:

$$P_0 = 2 \text{ kg/t.}$$
$$P_1 = 10 \text{ kg/t.}$$

Composición de los minerales que lo forman

El único mineral que compone la mena es la casiterita, con ley media en lavadero gravimétrico, después de una clasificación y concentración, de:

n = 70 por 100 en Sn.

No se encuentran gangas que requieran tratamientos posteriores de refino (ni arsénico, ni ilmenita, como en las minas próximas, ni tampoco se observa en ninguna de ellas la aparición de minerales de wolframio).

Reservas actuales

Esta mina se compone de 16 filones con una dirección media N.-S. y las siguientes características:

Corrida	1.500 m.
Potencia media	0,50 m.
Profundidad posible	60 m.
Ley media recuperable	4 kg/t.

Resultaría por filón:

$$T = 1.500 \times 0{,}50 \times 60 \times 2 = 90.000 \text{ t. brutas.,}$$

y para el conjunto de los 16 filones cortados y reconocidos en un 70 por 100 sería:

Mineral bruto	$90.000 \times 16 =$	1.440.000 t.
Mineral vendible	$4 \times 1.440.000 \times 10^{-3} =$	5.760 t.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

La mina va tendiendo a una racionalización en sus trazados para llegar a una explotación por realces, lo que se lleva a partir de una traviesa general que corta los paquetes al nivel más bajo. En las labores altas de la mina se sigue aún el sistema del «kileo» mediante algunas cuadrillas de viejos trabajadores de la zona, pero se tiende a la desaparición de este sistema.

Ventajas e inconvenientes del sistema

Las ventajas del sistema por realces son sobradamente conocidas. Se dejan llaves de protección, aprovechando las zonas de mineralización pobre, en las chimeneas de comunicación entre niveles. En las regiones mineralizadas se sustituyen las llaves por entibación protectora. El sistema del «kileo» tiende a la desaparición, pues no reporta ventaja alguna para una explotación medianamente racionalizada.

Grado de recuperación real del mineral

La recuperación del mineral en este sistema por realces es del orden del 86 por 100, sin que se dejen en la actualidad macizos de planta por no explotar pisos múltiples. Una vez normalizado el método, la recuperación podrá mantenerse, e incluso elevarse, al rellenar los realces y dejar «camadas» de cielo y piso para conservar las plantas, bien para acarreo de zafras, bien para el relleno.

Las explotaciones por sacagéneros, al sistema de «kileo», se están aboliendo por carecer de toda técnica y ser mala la recuperación, ya que a los destajistas solamente les interesan las zonas de bonanza.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

El sistema actual, casi totalmente implantado, ha sido impuesto por la Sección de Minas, y seguido fielmente por el explotador.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

Las mejoras posibles se están llevando a la práctica al extender las zonas de explotación con trazados que permiten tener siempre una preparación adecuada. Este ritmo de trazados se está llevando a la práctica y entra ya en la marcha regular de la mina, que tiene:

Zona de explotación	Reservas para dos años.
Zona de preparación	Avance de un año.
Zona de investigación	Paralela a la preparación.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

La trituración se hace en dos etapas: una machacadora de cabeza y un molino de cilindros para acabado. Se clasifica a la salida del molino y se envían los tamaños mayores de tres milímetros a un molino de barras secundario que da los productos acabados para su tratamiento en mesas Wilfley.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

Los productos de 0,5 a 3 mm. se tratan en mesas del sistema gallego, y los menores de 0,5 mm. pasan a las mesas Wilfley. La recuperación en el conjunto se eleva al 68 por 100 y se trata de mejorar con la instalación de un nuevo molino de mayor capacidad en la molienda secundaria.

Breve descripción de los medios de transporte del mineral

Los minerales concentrados se envían por camión a las fundiciones de Villaralbo, con un recorrido de 122 km. de buena carretera, desde Pedralba de la Pradería hasta la fundición.

Cuadro de análisis de los diferentes minerales

No se dispone de análisis completo, aunque se determina en el filón:

	Porcentaje
Cuarzo	90,00
Mica	5,00
Casiterita	0,40
Arsénico	0,01

Sin que se hayan estudiado nunca las posibilidades de otros minerales o tierras raras.

Extracción realizada

La producción obtenida en estas minas, que pasaron por varios propietarios, y siempre trabajadas hasta la fecha por

el sistema de «sacagéneros», se estima (ya que es imposible conseguir estadísticas fidedignas) en:

T = 400 t. de concentrados.

Producción actual

La producción actual de la mina en marcha normal es la siguiente:

Mineral bruto	1.000 t/mes
Mineral concentrado	4 t/mes
Ley de los concentrados	71 por 100

Producción óptima a alcanzar según la capacidad total de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta

Una vez instalado el molino de barras de mayor capacidad y un jig a la salida de los productos 5-15 mm., se obtendrá una producción que se considera normal dentro de las posibilidades de la mina, y que se cifra en:

Mineral bruto	3.000 t/mes
Mineral concentrado	12 t/mes

Programa de producción estimado con la situación actual del mercado y previsión hasta 1980

La producción anterior es óptima para la marcha de la mina, y puede mantenerse este ritmo hasta 1980, si bien por necesidades nacionales o por elevación grande de la cotización mundial podría aumentar su producción al doble de la considerada normal.

El cuadro de producciones a la marcha prevista será de:

AÑOS	Mineral bruto	Mineral vendible
1970.....	12.000	48
1971.....	30.000	96
1972.....	36.000	96
1973.....	36.000	144
1974.....	36.000	144
1975.....	36.000	144
1976.....	36.000	144
1977.....	36.000	144
1978.....	36.000	144
1979.....	36.000	144
1980.....	36.000	144
TOTAL.....	366.000	1.392

UNIDAD: t.

Inversiones a realizar

Teniendo en cuenta que la mina está equipada en lo referente a aire comprimido y material de acarreo, solamente queda por realizar la modificación del lavadero, con reforma total y sin aprovechamiento de los materiales instalados.

En consecuencia, y para una producción de 36.000t. brutas/año, se emplearán:

4.600.000 ptas.

Cuando se haya mejorado convenientemente la mina la producción debe estabilizarse en:

Mineral bruto	36.000 t/año
Mineral vendible	144 t/año

8.4.6 GRUPO MINERO DORINDA

Término: Carbajosa de Alba (Zamora).
Titular: Francisco Folgado Domínguez.
La superficie de este grupo minero es de 500 ha.

Esta mina ha pasado por diversas vicisitudes en la explotación, con varios arrendatarios, sin que, desde hace ocho años, haya sufrido paralización total en ningún instante.

Actualmente se encuentra en reorganización de sus trabajos, explotada por el mismo titular, reestructurándose las explotaciones y preparaciones mineras de acuerdo con un programa racional de laboreo inmediato y futuro.

Situación geográfica

La mina está situada en el término de Carbajosa, anejo de Villalcampo, en la escarpa norte del río Duero, estando la bocamina principal en el paraje La Mistosa, y se llega a ella difícilmente pasando con barca desde Villadepera o tras un recorrido de seis km. desde Villalcampo por una pista intransitable en los meses de invierno.

Formación y génesis del yacimiento

El criadero está formado por dos paquetes de filones reconocidos, cuyas formaciones se encuentran al amparo de los granitos hercinianos de la zona Carbajosa-Losaico, siendo típicos del contacto entre los granitos y las rocas sedimentarias, representadas por cuarcitas y pizarras del siluriano o por gneis más antiguos que las aportaciones magmáticas.

Descripción del criadero

Está formado por paquetes filonianos de potencia comprendida entre 0,20 y 0,80 m. Tienen una dirección media constante y una metalización que va de los 5 kg/t. a 50 kg/t. en zonas extraordinarias de bonanza, en columnas que se extienden desde la superficie hasta la cota de 70 m. Su relleno es de cuarzo y presenta en los niveles últimos piritas arsenicales.

Composición de los minerales que lo forman

La mena principal y única beneficiada es la casiterita, encontrándose en un análisis del Instituto Geológico y Minero de España los siguientes minerales:

Casiterita, en la mayor proporción, con ley del 68 por 100.
Tantalita y niobiotantalatos, 2 por 100 en los concentrados.
Arsenopirita.
Ilmenita.

Se estudia en la actualidad la posibilidad de separación de la tantalita en un tratamiento posterior de fundición.

Reservas actuales

El criadero presenta potencia variada, como se dice anteriormente, y si se considera que se ha alcanzado una cota de 70 m. bajo la superficie, puede suponerse la mina con las reservas siguientes:

Corrida	1.500 m.
Filones	5

L = 7.500 m.
S = 100 × L = 750.000 m²
V = 0,6 × S = 450.000 m³
T = 2 × V = 900.000 t. brutas.

Y para la riqueza media de 5 kg/t. bruta se obtiene:

$t = 5 \times 900.000 \times 10^{-3} = 4.500$ t. de SnO_2 y tantalitas,

cuya distribución es, aproximadamente:

Casiterita	4.400 t.
Tantalita	100 t.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

El método establecido en la mina es el de realces, sin relleno, y dentro de la modalidad de realces, con descarga por almacén. Se prepara la mina en la actualidad, después de haber sufrido una explotación vieja de rapiña («sacagéneros» a destajo al «kileo»).

Ventajas e inconvenientes del sistema

La explotación tiene todas las ventajas correspondientes a unos filones con hastiales muy consistentes que no precisan fortificación. Llevan la totalidad de la caja filoniana en arranque, pero tienen que colocar más tarde las «camadas» en las plantas, para iniciar nuevas explotaciones y conservar la galería superior e inferior, en cada nivel de explotación.

Grado de recuperación real del mineral

El grado de recuperación, en tanto se ha seguido ininterrumpidamente el método, llega al 100 por 100, pero se aconseja, y lo están poniendo en práctica, emprender dos etapas en las explotaciones: una que deje llaves en las galerías superior e inferior, en donde la recuperación sería del 85 por 100, y una segunda de explotación en retirada, que puede llegar al 100 por 100 para el conjunto.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Los motivos han sido el estado de la mina, con viejas llaves que contenían mineral en cantidad superior a los dos kilogramos e inferior a los seis, que dejaron los «sacagéneros» abandonadas. La explotación sistemática es la más adecuada a estas características, junto con la bondad de los hastiales y de los cielos que permite cualquier método de explotación sin precisar fortificaciones.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

No se considera necesario efectuar más cambio de sistema que el dicho de dividir en dos etapas la explotación, dejando llaves de planta que se arrancarían en retirada, y haciendo parcialmente algún relleno, más bien que por la seguridad de los realces, por la economía que supone el no extraer las zonas semiestériles o los productos de traviesas, recortes, chimeneas y tolvas fuera del filón, etc. Lo que sí precisa la mina es el trazado rápido de plantas para acometer una producción mayor, lo que lleva aparejado una inversión que se indica en el punto siguiente.

Inversiones necesarias para llevarlos a cabo

La mina, para colocarse en una producción diaria de 100 t. brutas, precisaría invertir:

	Pesetas
Máquina de extracción	1.250.000
Acondicionamiento del pozo	250.000
400 m. de galerías sobre filón	1.200.000
160 m. de chimeneas	800.000
20 m. de traviesas	60.000
Acondicionamiento del lavadero	1.750.000
TOTAL	5.310.000

Con ello la mina se pondría en una producción de:

Mineral bruto	2.500 t/mes
Mineral vendible	12 t/mes

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

La instalación de trituración consiste en una pequeña machacadora de cabeza (2 t/hora) seguida de un vibroclasificador que corta a cinco mm., tratando directamente los tamaños menores y enviando a un molino de cilindros los mayores de cinco mm., seguido de otro vibroclasificador y elevador para reciclar, hasta conseguir los tamaños totales a menos de cinco mm.

La carga circulante, por la escasa capacidad del molino de cilindros, es exagerada y reduce enormemente la capacidad del lavadero.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

Se tratan los tamaños superiores a dos mm. en un jig de 8 × 12" y los finos se llevan a dos mesas de sacudidas del sistema gallego o portugués, con una recuperación total de un 68 por 100, ya que de los finos se obtienen estériles, en estas mesas que no están preparadas para su tratamiento, con alto contenido en metal. Sobre las mesas se añaden xantatos y ácido acético para flotar las piritas y arsenopiritas.

Breve descripción de los medios de transporte del mineral

El problema de infraestructura en esta mina es grande, ya que los minerales se transportan en caballerías hasta Villalcampo, pasando por Carbajosa, y aquí se carga en camiones con destino a las fundiciones de Villaralbo. Parece ser que se va a construir un camino vecinal que una estos dos pueblos. El personal, residente en Villadepera, tiene que llegar a la mina con auxilio de un barco que les cruza el río Duero.

Cuadro de análisis de los diferentes minerales

El análisis del todo-uno es:

	Porcentajes
Cuarzo	75,20
Pizarra	25,58
Estaño	0,09
Mica	0,07
Arsénico	0,04
Tierras raras	0,09
Niobio	0,03
Tántalo	0,02
Ilmenita	0,04

Extracción realizada

La producción vendible obtenida de estas minas se calcula en:

T = 1.800 t. de casiterita.

Producción actual

La producción actual, con las preparaciones como única fuente de zafras, así como también con lavado de las antiguas escombreras, es:

Mineral bruto	400 t/mes
Mineral vendible	2 t/mes

GRUPOS MINERO CALABOR Y MANOLITA. PLANO DE COMUNICACIONES

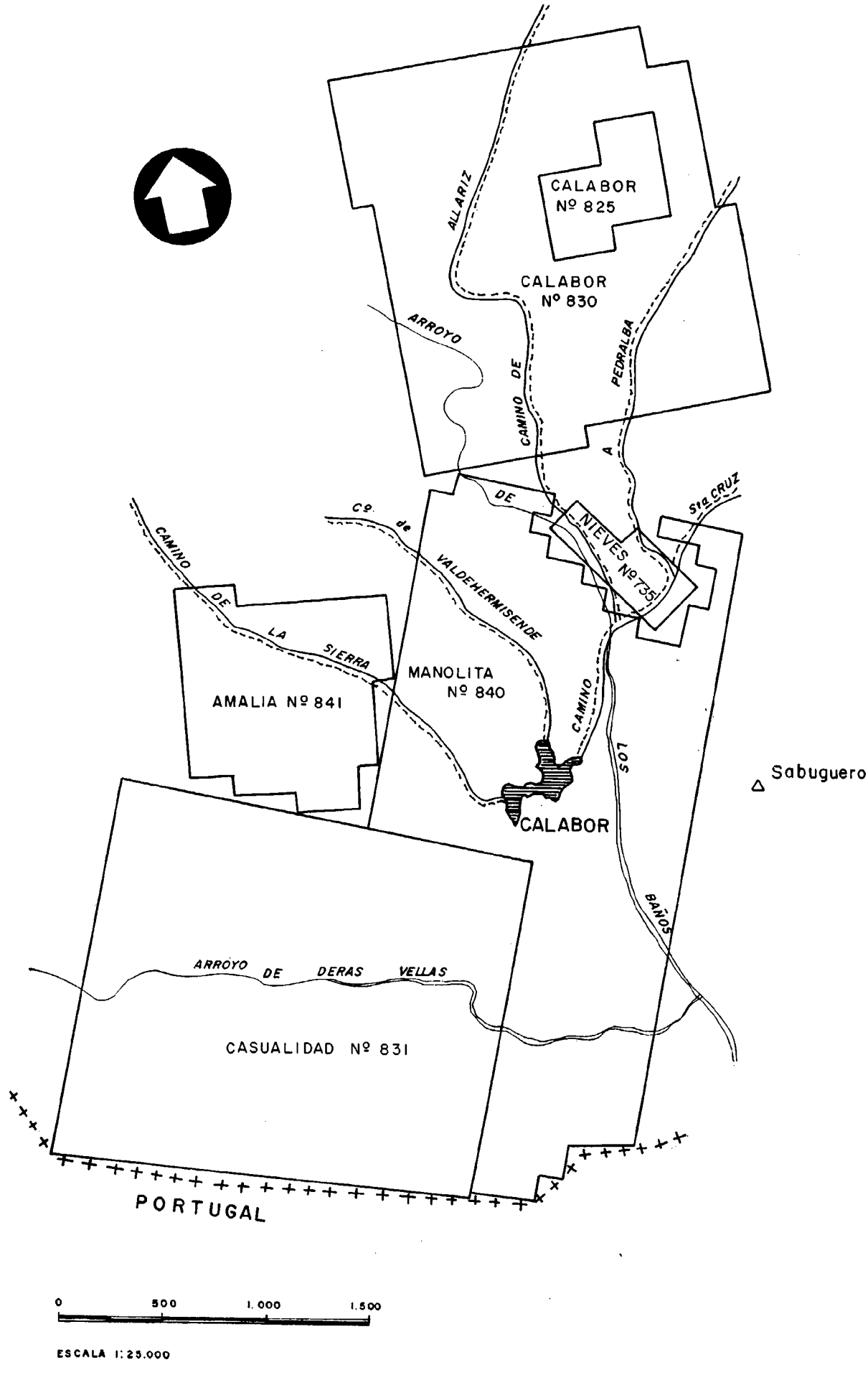


Figura 8.4-7.

8.4.7 GRUPOS MINEROS CALABOR Y MANOLITA (Figuras 8.4-7, 8.4-8 y 8.4-9)

Término: Calabor (Zamora).

Titulares: Estannífera Santa Bárbara y Compañía Estaños Ibéricos.

Las concesiones de estos grupos mineros abarcan una superficie total de 637 ha.

Existen dos minas, Calabor y Manolita, pertenecientes a distintos titulares, que se encuentran paralizadas y muy próximas, por lo que se agrupan en esta monografía. La primera de ellas, en trámite judicial por quiebra de la sociedad, está dotada y electrificada, debiendo comenzar los trabajos una vez que se haya resuelto el expediente a que está sometida.

Son prolongación de la zona de las minas Casualidad, Nieves y Amelia, y cierran el campo filoniano de Calabor hacia el interior de España.

Situación geográfica

Ambos grupos están cruzados por la carretera de Puebla de Sanabria a Calabor, y sus accesos e instalaciones están junto a la misma carretera. El grupo Calabor está electrificado y parado en la actualidad, y la mina Manolita carece de actividad e instalaciones.

Formación y génesis del yacimiento

Estos criaderos, como todos los de la zona, están formados al amparo de la gran falla del río Calabor, que comienza en lo alto de Repilados para adentrarse en Portugal. La lanza del batolito granítico herciniano de Zamora, deja sus huellas en la zona al metamorfizar las pizarras y cuarcitas del arcaico, siendo la fase de las formaciones la pegmatítica, con alteración posterior por aportaciones de la fase sulfurada.

Descripción del criadero

En la mina Manolita el filón se marca bien en los estratos de pizarras blandas, cambiando de potencia y dirección al plegarse a las pizarras alteradas, pero alcanzando corridas interesantes. En Calabor, de Estannífera Santa Bárbara, los criaderos tienen la misma armadura, formando superficialmente, al contacto con una banco de cuarcitas, un anchurón de 25 m. de potencia, que fue la principal explotación primitiva;

CALABOR NUMEROS 825-830

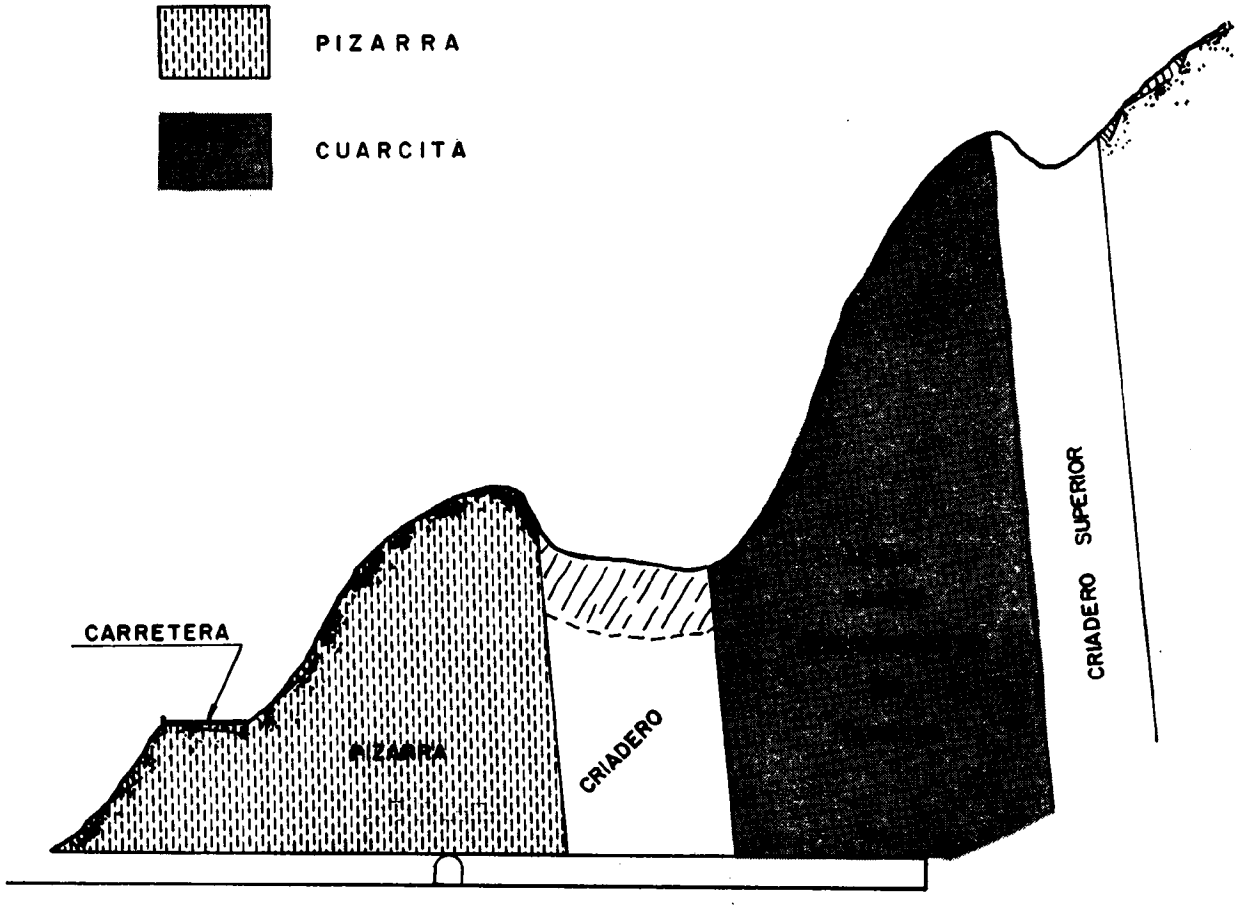


Figura 8.4-8.

PLANTA DE LABORES

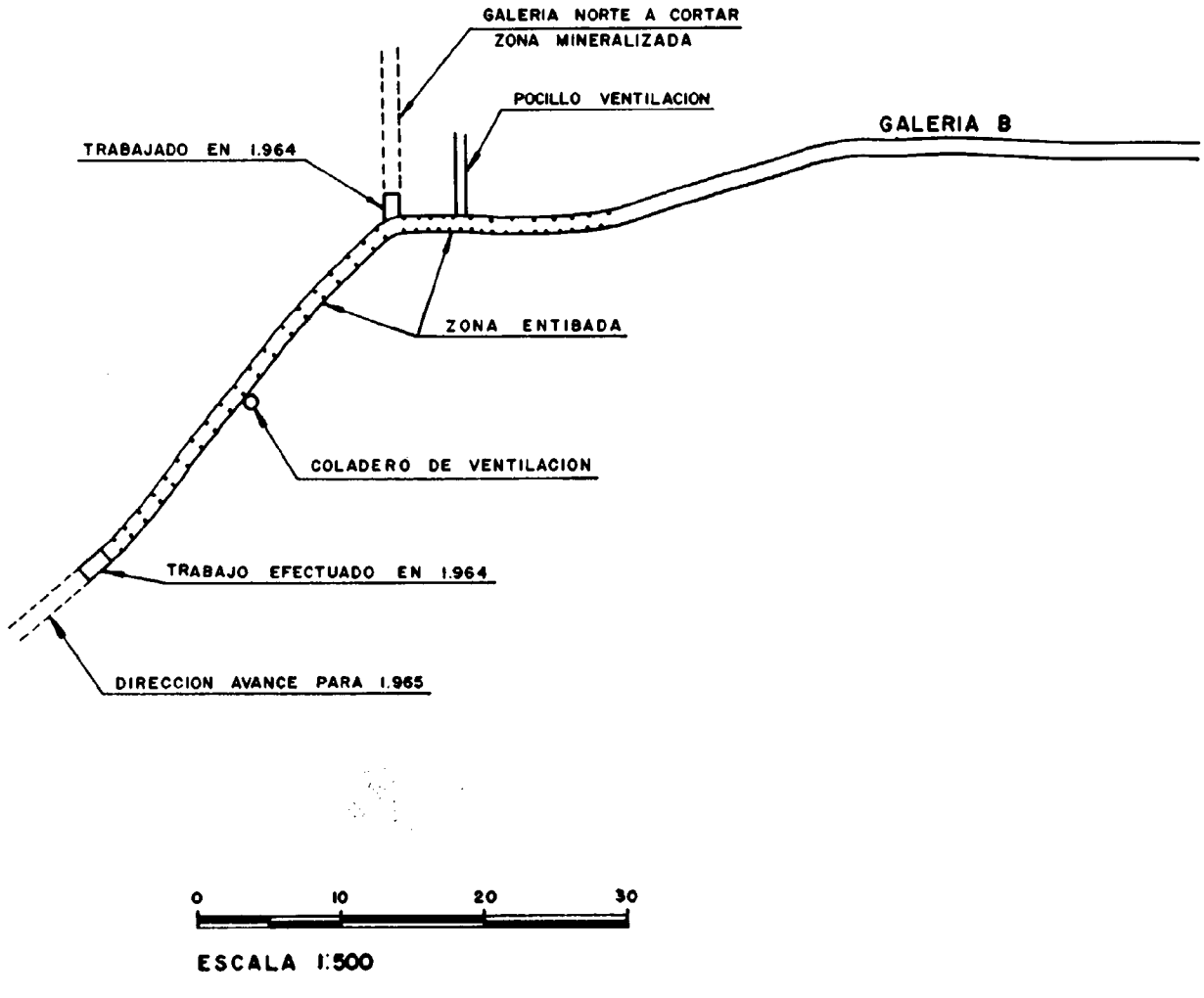


Figura 8.4-9.

en profundidad los criaderos se estrechan para armas en pizarras muy blandas.

Composición y análisis de los minerales que lo forman

En Manolita solamente se encuentra la casiterita, con piritas arsenicales, mientras que en Calabor aparece en filones distorsionados (los más al norte) la scheelita y, naturalmente, las piritas arsenicales. Esta scheelita entra en una proporción aproximada de un 7 por 100 en los concentrados de estaño. Las especies presentes son, pues:

Casiterita
Scheelita.
Mispíquel.

Reservas actuales

Las reservas en la mina Manolita están situadas por debajo de la galería de base y, por tanto, su explotación tiene que acometerse por pozos, al carecer de desnivel el terreno, mientras que en Calabor aún pueden acometerse niveles inferiores.

Las reservas de Manolita se computan en toda la corrida del filón y 100 m. de profundidad, con lo que se obtiene:

	Corrida — *Metros*	Potencia — *Metros*	Volumen	Mineral bruto — *Toneladas*
Filón principal.....	500	2	100.000	200.000
Filón secundario.....	500	1	50.000	100.000
TOTAL.....				300.000

Como la ley media obtenida en estos filones es de 5,5 kg/t., la reserva estimada es de:

$$t_o = 300.000 \times 5,5 \times 10^{-3} = 1.650 \text{ t.}$$

Este mineral se concentra a leyes del 65 por 100 después de hacer la tostación de las piritas arsenicales y relavar el producto.

En la mina Calabor, en el llamado Anchurón, se pueden explotar 200 m. de corrida, en una profundidad de 10 m. con 20 de potencia, y en el nivel cinco se cortaría la parte estrecha del filón, con una corrida de 600 m. en 20 de profundidad y con dos m. de potencia media, lo que daría como reservas:

Anchurón..... 80.000 t.
Zona filoniana..... 540.000 t.

Estas 620.000 t. brutas dan un rendimiento en peso de 15 kg/t., lo que unido a las reservas de Manolita daría para el conjunto:

El conjunto del grupo acusa:

	Manolita	Calabor
Casiterita.....	1.650	3.700
Scheelita.....	—	1.200
Mispíquel.....	1.400	4.400

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

En la mina Manolita se siguió el sistema de sacagéneros, habiéndose explotado en algún momento por esporádicos realces, sin sujeción a método sistemático.

En el grupo Calabor se han seguido dos sistemas: el de excavación por rebaje en gran corta y el de realces. El primero, por la excavación realizada, puede considerarse terminado, mientras que el segundo (iniciado en el último período de actividad) ofrece graves dificultades de sostenimiento.

Ventajas e inconvenientes del sistema

El sistema de sacagéneros utilizado en Manolita y en algunas zonas aisladas de Calabor tiene sus ventajas e inconvenientes, pero todo queda dicho con saber que su tónica es la de explotar solamente los lugares en donde la mineralización es mayor, abandonando siempre minerales en todas las labores, pero ya tan bajos de ley que no permiten volver sobre estos trabajos antiguos.

El sistema de los rebajes dio buen resultado en Calabor, pero se ha alcanzado una cota en la que ya es muy difícil proseguir el método, dejando hastiales muy altos y de muy difícil o imposible sostenimiento. La ventaja principal es la del total aprovechamiento del criadero.

Posteriormente, en este grupo y ante la cota alcanzada por el rebaje, se hicieron traviesas que encontraron una pizarra muy descompuesta, cuyo sostenimiento se hacía muy difícil, hincándose los cuadros en el terreno, bajando los cielos y elevándose los pisos. En las labores de explotación por realce se hacía el arranque sin empleo de explosivos, dada la descomposición de la caja filoniana.

Grado de recuperación real del mineral

En los rebajes, por haber apurado bien los hastiales, la recuperación es del 100 por 100, mientras que en los realces, con el sistema de fortificación con madera, y debido a las grandes llaves que se debían dejar en las galerías y en los enclaves, ésta no llegaba al 65 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Dada la forma de presentarse el yacimiento en el grupo Calabor, el sistema de rebajes ha sido el más indicado para un mejor aprovechamiento del criadero. La obligada variante hacia el sistema de realce venía dada por tener ya construidas las labores de acceso y pensar en que podría desarrollarse económicamente el sistema para seguir en profundidad la explotación, ya que las metalizaciones, aunque reduciéndose el filón en potencia, se mantienen a las cotas inferiores.

En la mina Manolita el sistema de sacagéneros se hizo por economía, y no estar dispuesta la empresa a efectuar las inversiones necesarias para una explotación racional.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

El método queda bien definido para efectuar una explotación por realces, tanto en el grupo Calabor como en la mina Manolita, si bien el sistema de sostenimiento es el que debe cambiarse totalmente, para lo cual se recomienda efectuar una explotación conjunta de ambas minas, tratándose las zafras en el lavadero del grupo Calabor.

Descripción del nuevo método de explotación adoptado o a adoptar

Para el sostenimiento de las galerías generales de acceso y las traviesas, que cortan las pizarras descompuestas, debe

realizarse, en su conjunto, con bóveda de medio punto en hormigón; la solera debe ser también una placa de hormigón dejando cuneta y asiento de vías de transporte. En las galerías en dirección debe efectuarse el sistema de entibación metálica que permite la adaptación rápida a las condiciones de movimientos del terreno, bien entendido que entre longarinas debe colocarse un forro de costeros.

En estas condiciones, la explotación se haría por trabajaderos (realces de longitud no superior a los 15 m.) y entibación esporádica con estemples en altura, y de manera sistemática, de forma a efectuar el arranque integral con hundimiento posterior de los hastiales (con o sin ayuda de explosivos).

Dificultades para implantar los nuevos métodos de explotación

La principal dificultad estriba en la ausencia de actividad en las minas, pues mientras que el grupo Calabor se enmentos, el de Manolita permanece, por voluntad propia, en la más absoluta inactividad; son concesiones acogidas a la antigua Ley de Minas. Es preciso reforzar la empresa de las de Calabor para formar un conjunto de ambos campos mineralizados que hagan posible una labor sistemática y rentable.

Inversiones necesarias para llevarlos a cabo

Contando con un lavadero medianamente equipado, como el de Calabor, los costos de puesta en explotación del conjunto que se recomienda se reducen a los de preparación de la explotación, ya que la reforma y acondicionamiento del lavadero es de cuantía escasa y se aprecia también en este capítulo.

En el grupo Calabor:

	Pesetas
Hormigonado en el Grupo Calabor de 120 m. en el socavón número 5	1.760.000
Conquista de los 220 m. de T. B. y galerías	1.220.000
Entibación metálica para cubrir 200 m. de corrida	3.100.000
Forrado de los 200 m. con costeros	300.000
TOTAL	6.380.000

Posteriormente habrían de efectuarse trazados de nuevas plantas, pero esto pertenecería a los gastos de explotación.

En cuanto a la mina Manolita, requiere un ensanche de la galería general de acceso, con fortificación por madera, y avance de las labores siguientes:

Avance en dirección de la galería «B», 200 m.
Avance traviesa a galería Norte, 60 m.
Galería en dirección filón Norte, 240 m.

Lo que representa, para un coste unitario de 5.400 ptas. m., con fortificación incluida, 2.700.000 ptas.

Chimeneas de ventilación 3 a 60 m., a 6.500 ptas/m., 1.170.000 ptas.

Así, pues, el conjunto de labores de preparación y puesta a punto en ambas minas, incluido equipado de Manolita, en vías, sala de compresores y tuberías de alimentación de aire en avances y reales, representa:

	Pesetas
Labores de preparación y acceso	10.250.000
Equipado de »Manolita»	2.500.000
Reforma de lavadero Calabor	2.000.000

o sea, un conjunto de inversiones de:

$$C = 14.750.000 \text{ ptas.}$$

Estimación en porcentaje sobre el sistema actual de la mejora que supondría en costo, en rendimiento y en producción

Al encontrarse paralizadas ambas minas, la producción que se obtendría del grupo sería:

Mineral bruto, 5.000 t/mes.
Mineral vendible, 27 t. de complejo/mes.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

El mineral se tritura en una machacadora de 600 × 400 mm., pasando, después de una clasificación, a la molienda secundaria, que se hace en un molino Hardinge de tres pies. Sobre el molino se reciclan los productos mayores de 2 mm.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

Los finos procedentes del molino pasan por tres mesas Wilfley de desbaste y dos de refino. El producto obtenido, que contiene bastante arsénico, se tuesta en un horno de reverbero y vuelve a pasar por otra mesa Wilfley para conseguir un concentrado final, que contiene 0,3 de arsénico y el 65 por 100 de estaño, con un 8 a 10 por 100 de scheelita.

Breve descripción de los medios de transporte del mineral

Los minerales se transportan en camiones desde la mina a las fundiciones de Villaralbo.

Recomendaciones del grupo sobre los sistemas a emplear en las explotaciones de los distintos yacimientos

En la descripción del método a seguir con estas dos minas se hace la recomendación para su explotación en conjunto, con planta única de tratamiento en el grupo Calabor.

Cuadro de análisis de los diferentes minerales

No se dispone de análisis completo de los minerales, siendo las proporciones de las menas las que se señalan en el epígrafe de reservas.

Extracción realizada

La extracción realizada en el grupo, como siempre, mal controlada por la falta de datos fidedignos, se puede estimar en:

Casiterita	2.300
Scheelita	300
Arsénico	No beneficiado

Producción actual

Ya se ha indicado que estas dos minas se encuentran paralizadas en la actualidad.

Producción óptima a alcanzar según la capacidad de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta

La producción anual a conseguir en ambas minas, al poner en marcha las explotaciones en la forma indicada en los capítulos anteriores, puede calcularse en:

Producción bruta, 60.000 t.

Producción vendible, 324 t. (Sn + W + As).

8.4.8 GRUPO MINERO MINERA DEL DUERO (Figs. 8.4-10 y 8.4-11)

Explotador: Angel Luengo Martínez.

Término: La Fregeneda (Salamanca).

Titular: Celedonio Lorenzo Sánchez.

Este grupo, de 136 ha. de superficie, ha pasado a formar parte del patrimonio de Minera del Duero, constituida con el titular y una entidad francesa. No obstante, tras estudios de esta empresa, y a la vista de las grandes inversiones necesarias para una racional puesta en marcha, se gestiona por ellos la venta del grupo a la entidad Angel Luengo Martínez.

Situación geográfica

El grupo se sitúa en la frontera portuguesa, a una distancia de cuatro km. de La Fregeneda. Se recorren dos km. de pista en muy malas condiciones desde la carretera de La Fregeneda a Portugal.

MINA FELI, NUMERO 1.799

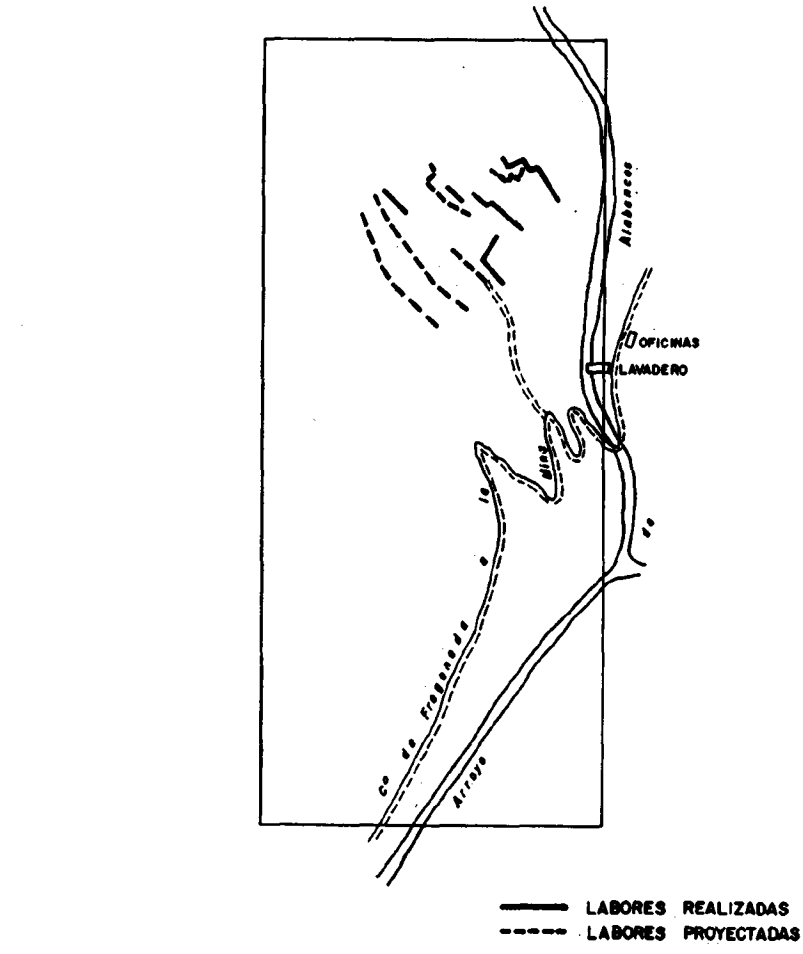


Figura 8.4-10.

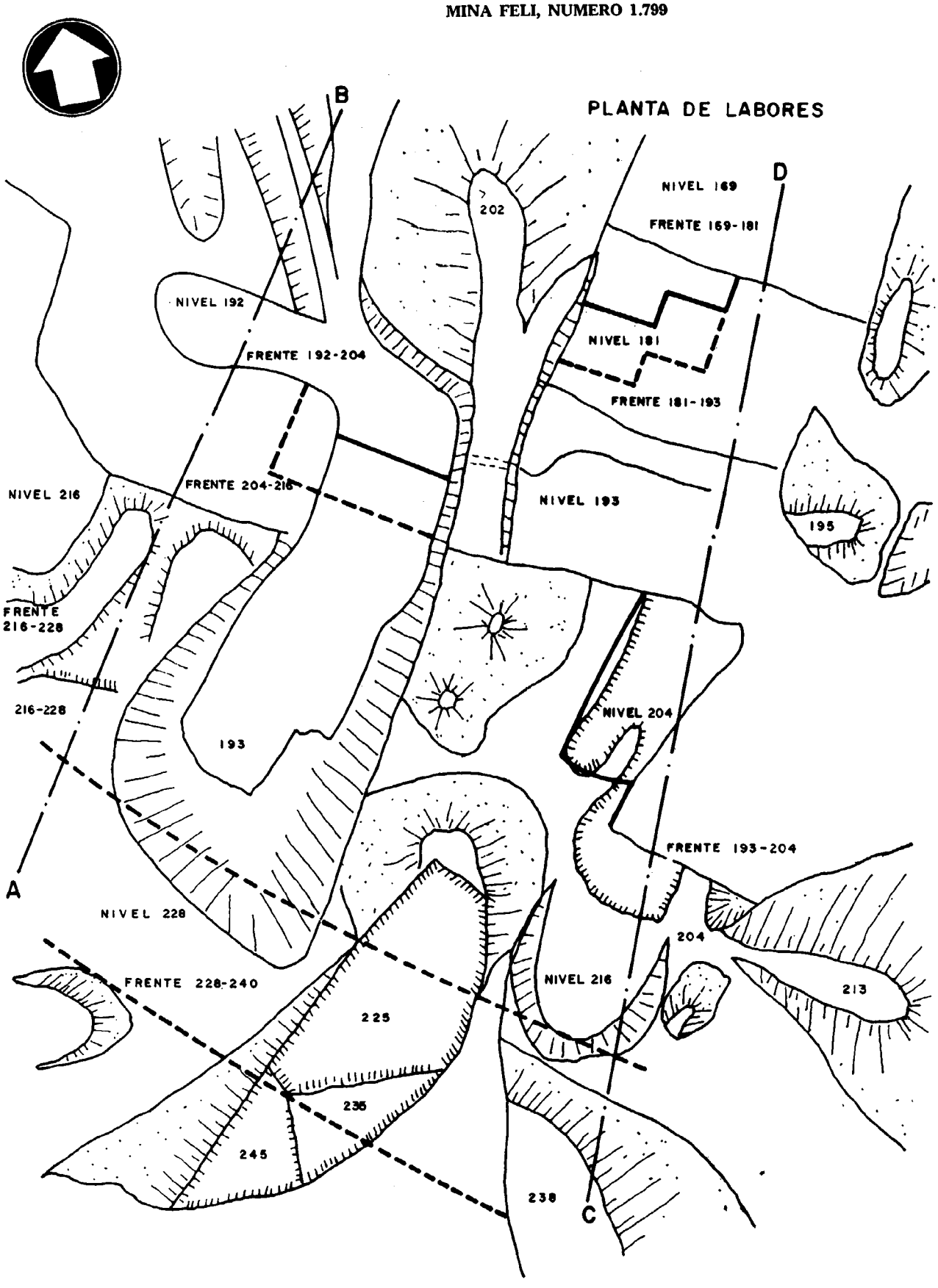

PLANTA DE LABORES
B
D
A
C
NIVEL 169
FRENTE 169-181
202
NIVEL 192
FRENTE 192-204
NIVEL 181
FRENTE 181-193
NIVEL 216
FRENTE 204-216
NIVEL 193
195
FRENTE 216-228
216-228
193
NIVEL 204
FRENTE 193-204
NIVEL 228
204
FRENTE 228-240
NIVEL 216
213
225
235
245
238
LABORES REALIZADAS
LABORES PROYECTADAS
0
20
40
60
ESCALA 1:1.000

Figura 8.4-11.

Formación y génesis del yacimiento

Se trata de un criadero de contacto entre los granitos de la directriz herciniana y una pizarra atribuida al Cambriano y que se encuentra fuertemente metamorfizada en bancos netos de cuarcitas.

Descripción del criadero

La zona, macerada y jalonada de filones, presenta una dirección algo preferente con rumbo E.-O. La formación de la red es el clásico *stockwerk* y comprende una zona de más de 300 m. de longitud, con alturas sobre el terreno de 80 m.

Composición y análisis de los minerales que lo forman

En la mena que comprende esta red filoniana predomina la casiterita. Sin embargo, se observan nódulos masivos de fuerte diseminación de berilo, pero que nunca se ha considerado. La ley del conjunto de la masa filoniana es del orden de 0,5 kg/t., contenido bajo debido a los grandes tramos de roca estéril. Los filones que beneficiaron los antiguos en plan sacagéneros llegaron a tener leyes de 20 y 30 kg/t.

Reservas actuales

Las reservas de este grupo, como máximo, por los reconocimientos antiguos y datos suministrados por la entidad francesa, se estiman en:

$$V = 2 \times 10^6 \text{ m}^3.$$
$$T = 4 \times 10^6 \text{ t.}$$

Y para una riqueza de 0,5 kg/t. resulta:

$$t = 2.000 \text{ t. de } SnO_2.$$

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

La explotación últimamente realizada era por corta con bancos sucesivos ascendentes, en tajos de 20 m. de altura.

Ventajas e inconvenientes del sistema

El sistema es el más acertado y único posible para una explotación integral del criadero.

Grado de recuperación real del mineral

La recuperación en mina es integral.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Por ser el más racional y económico.

Mejoras posibles en los métodos de explotación utilizados

Las instalaciones para el arranque, acarreo y tratamiento de los minerales están en estudio, ya que las antiguas, que eran de lo más elemental, han quedado fuera de servicio y uso desde hace ya más de cinco años.

Mejoras posibles en los métodos de explotación y concentración

Será necesario continuar el sistema de arranque total de la zona mineralizada, prosiguiendo los bancos en que estaba dividida la cantera, y proceder a la instalación de un lavadero gravimétrico, con machaqueo y molienda primaria. La concentración se haría por jig y mesas Wilfley, con una capacidad total de 1.000 t/día.

Dificultades para implantar los nuevos métodos de explotación

Son exclusivamente de tipo financiero. La empresa titular, Celedonio Lorenzo Sánchez, cedió en principio estas minas a una entidad francesa para su estudio, la cual no llegó a ejercer la acción y han pasado recientemente a la empresa española Angel Luengo Martínez.

Inversiones necesarias para llevarlos a cabo

Las inversiones necesarias para iniciar la explotación de la mina, con capacidad de 1.000 t/día, se estiman en:

$$C = 26.000.000 \text{ de ptas.}$$

Producción a conseguir

Mineral bruto, 300.000 t/año.
Mineral vendible, 150 t/año.

Extracción realizada

Las producciones dadas por esta mina se consideran en la actualidad, por las excavaciones realizadas y los datos que suministran algunos obreros que trabajaron desde el comienzo de la explotación, en unas 1.000 t.

Producción actual de cada mina

La mina está parada en la actualidad.

8.4.9 GRUPO MINERO SANTA MARIA (Figs. 8.4-12, 8.4-13 y 8.4-14)

Explotador: Estannífera Extremeña, S. A.

Comprende las concesiones Santa María, Segunda Santa María, Ampliación a Santa María, Regina y Cedillo, con una superficie total de 1.482 ha.

La mina Regina, que pretende abarcar la posible extensión de los criaderos del grupo Estannífera Extremeña, pertenece a la entidad Metalúrgica del Noroeste y se encuentra totalmente inactiva.

Este grupo es uno de los más importantes de España, por las grandes reservas con que cuenta, siendo su gran dificultad la escasez del agua necesaria para constituir grandes unidades de explotación y beneficio.

Estas minas han pasado, con vistas a grandes instalaciones, al grupo Floruros, S. A., que cuenta con la colaboración de la Bethlem Steel Co.

Situación geográfica

Comprende el grupo parte de los términos municipales de Pedrosa de Acín, Cañaveral y Portezuelo, atravesando las concesiones la carretera de Torrejuncillo al puerto de Los Castaños. Por la zona sur de las concesiones para la carretera de Holguera. A tres km. se enlaza con la carretera general de Cáceres a Salamanca a la altura del puerto de Los Castaños.

Formación y génesis del yacimiento

El criadero está formado por un gran depósito detrítico de elementos pliocenos, con grandes espesores y un buen contenido en casiterita, posiblemente de origen glaciar.

Descripción del criadero

Es un depósito aluvial de gran potencia, con elementos gruesos de cuarcitas y pizarras y relleno de arcillas y arenas, que

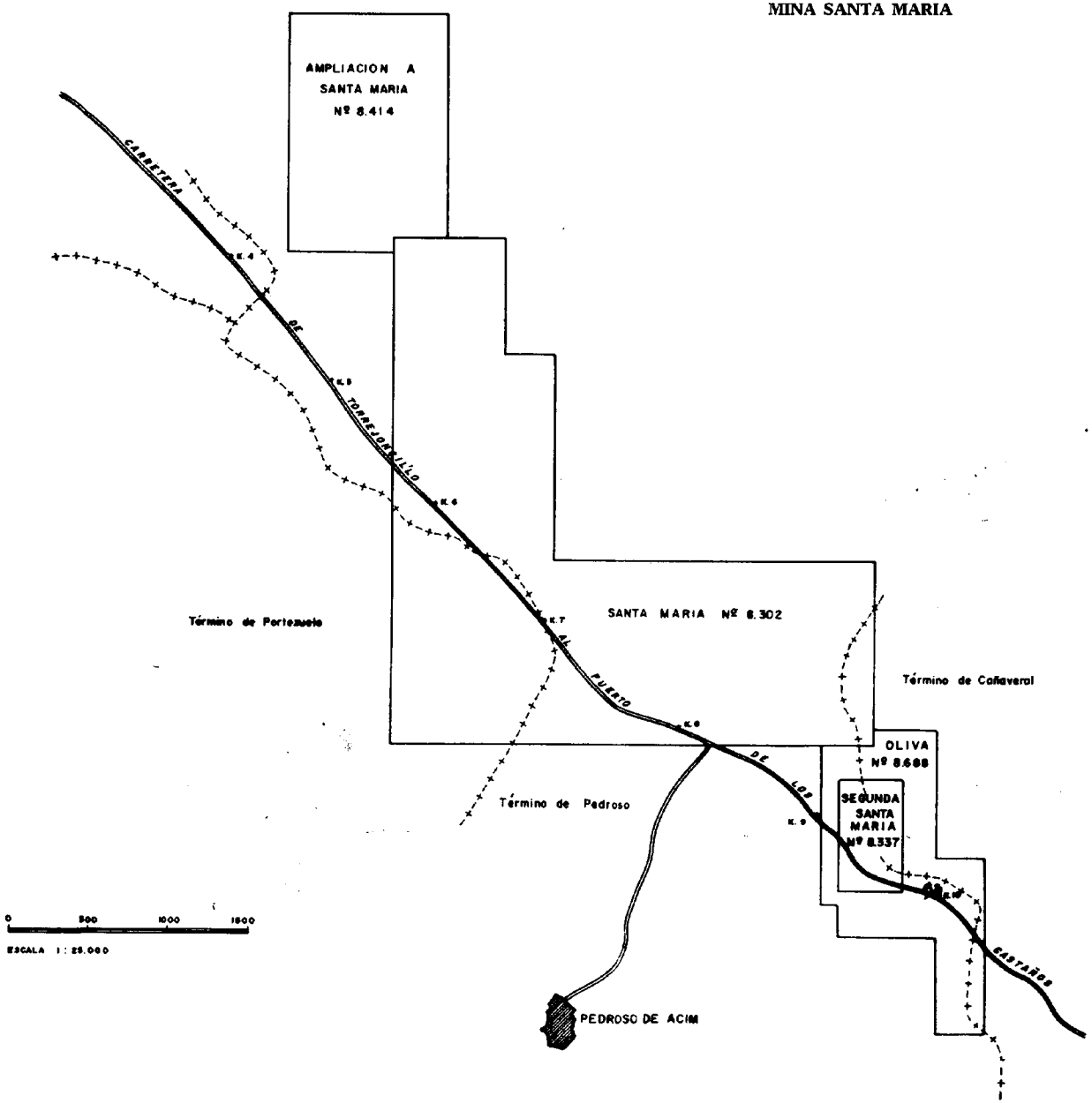

AMPLIACION A
SANTA MARIA
Nº 8.414
CARRETERA
DE
TORREJONCILLO
K.4
K.5
K.6
K.7
K.8
K.9
Término de Portezuelo
SANTA MARIA Nº 8.302
Término de Cañaveral
Término de Pedroso
DEL
PUERTO
DE
LOS
OLIVA
Nº 8.688
SEGUNDA
SANTA
MARIA
Nº 8.337
CASTAÑOS
PEDROSO DE ACIM
0
500
1000
1500
ESCALA 1:25.000

Figura 8.4-12.

MINA SANTA BARBARA

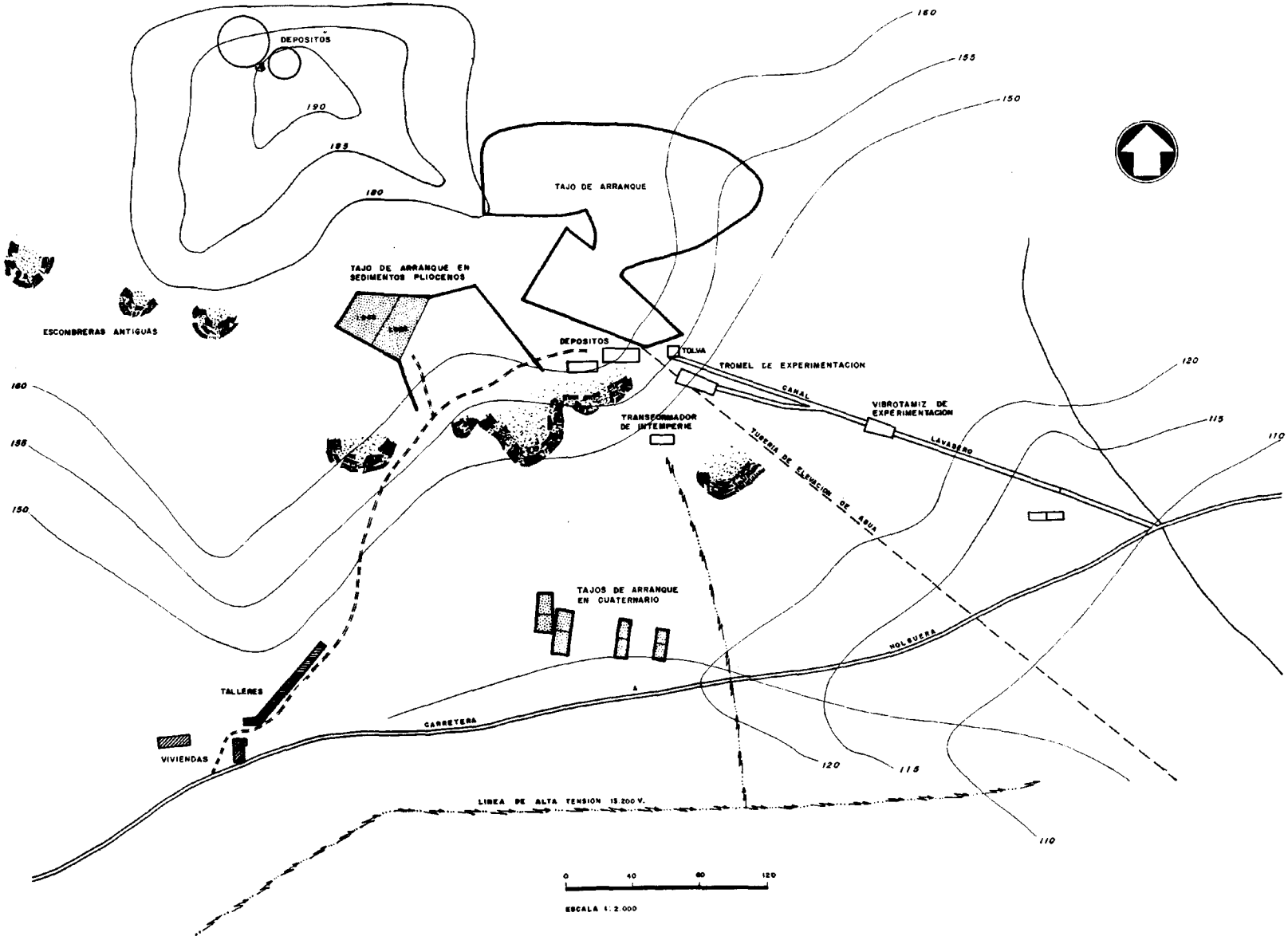


Figura 8.4-14.

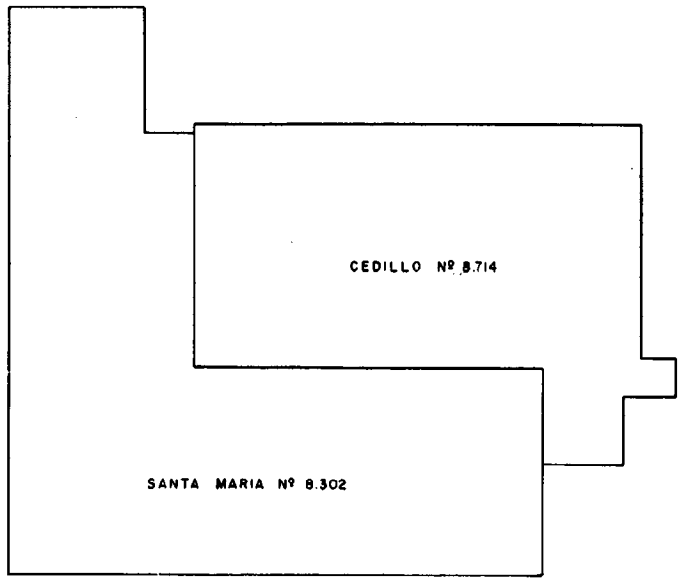


Figura 8.4-13.

forman un conjunto no consolidado. El criadero contiene casiterita con riqueza media aproximada de 0,600 kg/t. No se ha llegado al fondo de las deposiciones aluvionales y se desconoce la existencia de algún filón o de impregnación en las rocas de base.

Composición de los minerales que lo forman

La mena única que se beneficia es la casiterita, que se concentra a una ley del 68 a 72 por 100 en estaño. La ganga está constituida por varias especies de hierro.

Reservas actuales

Las reservas de esta mina son de gran importancia. Se han efectuado sondeos dentro de la misma formación hasta de 140 m. de profundidad. Para los cálculos se consideran solamente 100 m. y se obtiene:

a) Mineral a la vista:

$s = 400 \times 300 = 120.000$ m².
$v = 100 \times s = 12 \times 10^6$ m³.
$T = 2 \times v = 24 \times 10^6$ t. de mineral bruto.
$t = 0{,}6 \times T \times 10^{-3} = 14.400$ t. de casiterita.

b) Mineral probable y posible.

Si se considera también en este caso una profundidad de 100 m. se llega a las siguientes cifras:

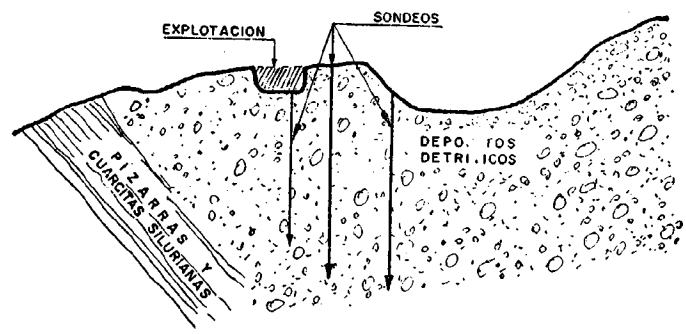
$s_1 = 2.000 \times 2.000 = 4 \times 10^6$ m².
$v_1 = 100 \times s_1 = 4 \times 10^8$ m³.
$T_1 = 2 \times v_1 = 8 \times 10^8$ t. de mineral bruto.
$t_1 = 0{,}6 \times T_1 \times 10^{-3} = 480.000$ t. de casiterita.

Las reservas totales serán, sin aplicar ningún coeficiente reductor para la cubicación probable y posible:

$$t + t_1 = 494.400 \text{ t.},$$

lo que hace de esta mina la más importante en reservas dentro del sector del estaño.

En el croquis que sigue se da idea de la marcha de los sondeos efectuados y de la posición de las rocas sedimentarias en relación con los elementos clásticos.



Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Por corta en explotación a cielo abierto, mediante la creación de bancos en la masa. El relieve del terreno permite este sistema de laboreo, sistemático y de aprovechamiento integral del yacimiento.

Ventajas e inconvenientes del sistema

El sistema de explotación parece que es el más adecuado y de mayor rendimiento.

Grado de recuperación real del mineral

Mientras se lleve la corta completa la recuperación del criadero es del 100 por 100, ya que no se precisan labores de interior ni protección con llaves.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Es el único sistema posible.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otro sistema de explotación

No se considera necesario modificar el sistema, sino simplemente ordenarlo con arreglo a las producciones que se fijen en el lavadero que proyectan, aumentando el parque de maquinaria de arranque a razón de las 2.000 t. que se han de tratar en la nueva planta proyectada.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

Las instalaciones para tratamiento son rudimentarias y apenas si merecen descripción. Se reducen a un gran canal de hormigón (royo gigante) en donde se lava el mineral con el agua y se van recogiendo los productos pesados. Es un procedimiento que discrepa de las posibilidades de este criadero y en donde el aprovechamiento de los minerales resulta tan bajo que no ha permitido conseguir una recuperación medianamente aceptable.

La nueva empresa proyecta y trata de implantar, en primera etapa, un beneficio del yacimiento cuyo esquema sea:

a) Arranque con retroexcavadora.
b) Transporte a lavadero por camiones basculantes.
c) Desenlodado y clasificación de los productos.
d) Concentración en jig y mesas de sacudidas, según los tamaños clasificados.

El lavadero se instalará como planta piloto y servirá para dimensionar el definitivo, que se piensa, en principio, constituya una unidad de 2.000 t/diarias, tonelaje que está de acuerdo con las posibilidades de la mina.

Este lavadero necesitará un caudal de agua de 200 litros/segundo, que se estudia conseguirla del río Alagón, problema que parece estar ya casi resuelto.

Cuadro de análisis de los diferentes minerales

En los concentrados se encuentran:

Estaño en proporción del 70 por 100.
Ilmenita en baja proporción.
Rutilo.
Zirconio.

Extracción realizada

Desde el comienzo de esta explotación se calcula que la producción obtenida ha sido de:

400 t. de concentrados del 70 por 100.

Producción óptima a alcanzar según la capacidad total de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta

La producción óptima es del orden de:
Mineral bruto, 600.000 t/año.
Mineral vendible, 360 t/año.

Inversiones previstas por la empresa

Las inversiones previstas por la empresa, con lavadero piloto y lavadero definitivo de tratamiento, son de:

C = 160.000.000 de ptas.

8.4.10 GRUPO MINERO LA PARRILLA

Término: Santa Amalia y Almoharín (Badajoz).
Explotador: Compañía Mercantil Minera Bonilla, S. A.

Esta explotación se describe en la monografía del wolframio, apartado 18.5.7.

8.4.11 GRUPO MINERO LOS DESQUITES (Figs. 8.4-15 y 8.4-16)

Titular: Minas del Oeste, S. A.
Término: Torrecilla de los Angeles.
Explotador: Alejos-Carretero.

Las concesiones Desquite número 1, Desquite número 2 y Desquite número 3, junto con la demasía a la primera, que constituyen el grupo, tienen una extensión de 113 ha.

La compañía Minas del Oeste efectuó una explotación intensa de las minas, por el sistema de sacagéneros o bien al kileo, como se conoceo en la zona de Salamanca. Posteriormente se siguió el mismo sistema con personal del país que había trabajado en las minas, realizando relavados, rebuscas y labores de poca envergadura.

Las minas fueron bien reconocidas en el contacto de los granitos descompuestos con las pizarras, pero no se acometió la explotación sistemática de la zona más central de las concesiones, en donde se aprecia bien la descomposición de la masa granítica con impregnaciones de casiterita, que hacen al grupo interesante.

La explotación no estuvo más que medianamente mecanizada en su época de esplendor. El taller de concentración consistía solamente en un molino de cilindros, un clasificador y las clásicas mesas gallegas.

Situación geográfica

El grupo está situado en las inmediaciones de Torrecilla de los Angeles, adonde se llega por buena carretera desde Plasencia. Las disponibilidades de energía eléctrica están en el mismo poblado, y existe línea de alta tensión suficiente para una electrificación.

Formación y génesis del yacimiento

En el isleo granítico del canchal del Rehoyo se forma la trama batolítica del estaño, cuyo granito se ha descompuesto para pasar a greisen y caolinizarse en algunos puntos. La fase es típicamente pegmatítica, seguida de algún episodio neumatolítico.

ACCESO AL GRUPO LOS DESQUITES

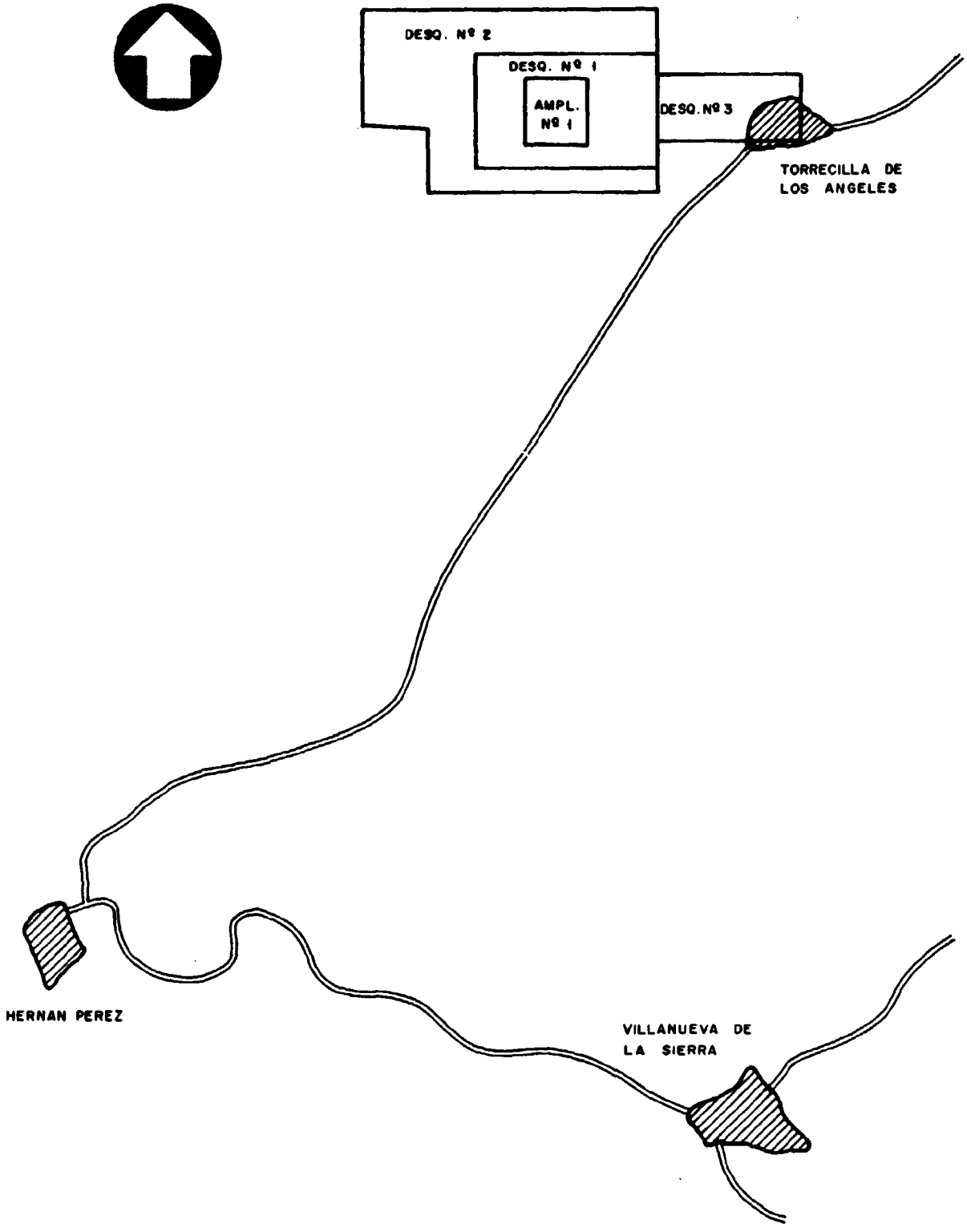


Figura 8.4-15.

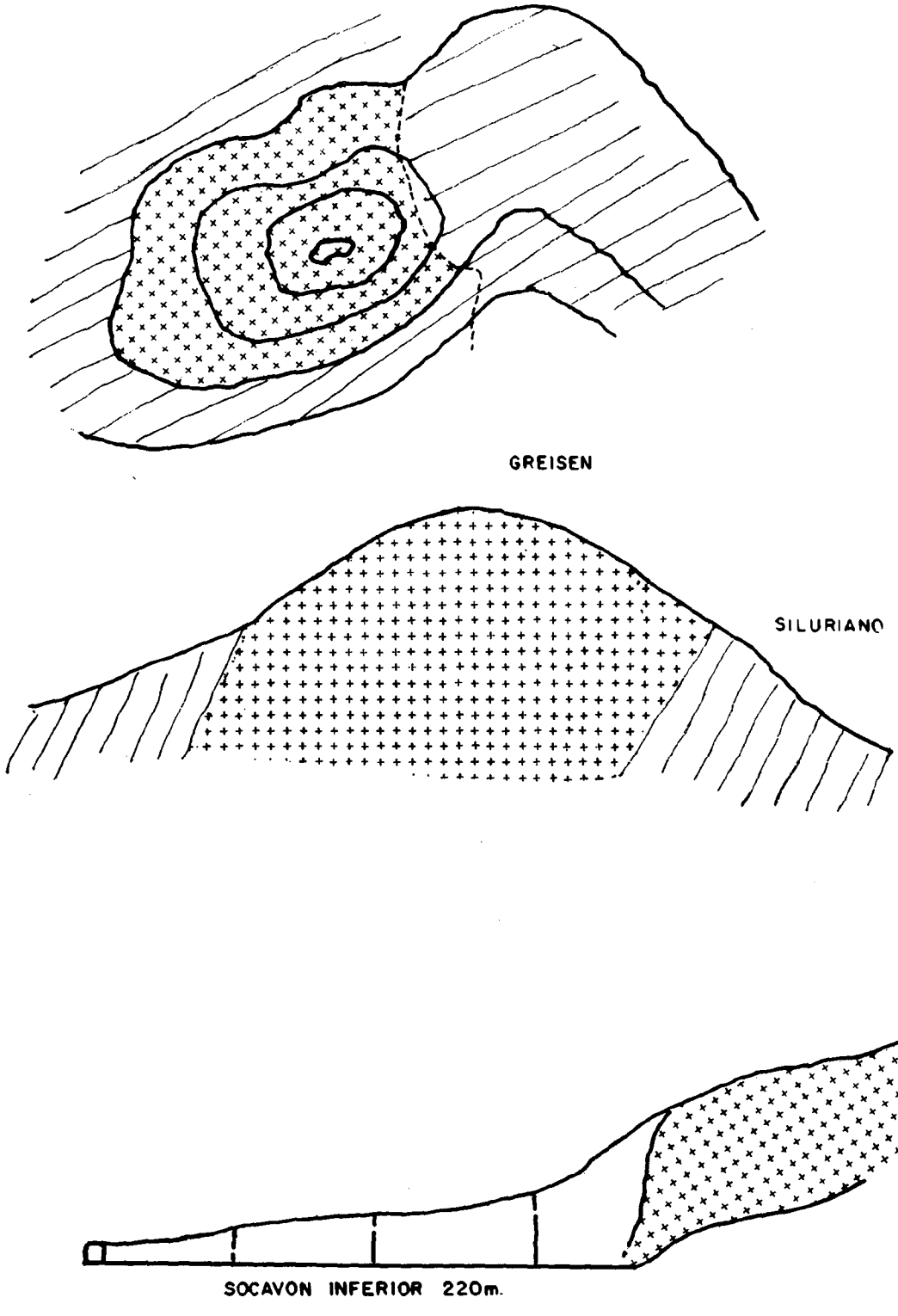


Figura 8.4-16.

Descripción del criadero

El granito ha efectuado una ingestión incompleta de las pizarras silurianas, en donde irrumpe, y se constituye el clásico *stockwerk* con una directriz principal de filones que se pierden en redes de microfilones, para formar la trama. La zona, que se puede considerar en su conjunto como impregnación masiva, alcanza seis hectáreas.

Composición de los minerales que lo forman

La mena principal es la casiterita, no habiéndose realizado determinaciones completas. En las muestras observadas aparecen tantalatos. Como ganga se aprecia el cuarzo, ilmenita y algunos hierros, alcanzando los concentrados de la masa una ley del 68 por 100.

Reservas actuales

No se ha seguido nunca una explotación sistemática, pero se puede apreciar para el conjunto de la masa granítica una ley de 2 kg/t. Según esto, las posibilidades máximas de este grupo serán:

$$S = 60.000\ m^2.$$
$$H = 100\ m.$$
$$V = 60.000 \times H = 6 \times 10^6\ m^3.$$
$$T = V \cdot 2 = 12 \times 10^6\ t.\ de\ mineral\ bruto.$$

Estimando en un 50 por 100 la roca explotable, siendo el resto las pizarras silurianas que no han sido ingeridas por el granito, y teniendo en cuenta la riqueza de 2 kg/t., se tiene:

$$t = \frac{1}{2} 12 \times 10^6 \times 2 \times 10^{-3} = 12.000\ t.$$

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Se utiliza el sistema de sacagéneros, sin selectividad de las zonas del criadero, haciéndolo con cuadrillas que fijan los trabajos en donde aprecian mayor ley del mineral.

Ventajas e inconvenientes del sistema

La única ventaja es la de obtener alguna producción, pero el criadero se ha ido saqueando, y destruyendo las posibilidades de una explotación racional.

Grado de recuperación real del mineral

Se calcula que, por el método de explotación empleado, la recuperación del mineral en las labores de disfrute es de un 30 por 100 y en el lavadero no se eleva a más del 45 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Los motivos han sido de abandono por parte de la empresa, que no afrontó nunca esta explotación como merece.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

No hay duda de que el sistema de explotación es lo más inadecuado para este criadero, debiendo efectuarse un laboreo sistemático de la masa, cuyo arranque no ofrece dificultades de importancia, aumentando la producción en el conjunto al instalar también un adecuado lavadero apropiado a las características de las zafras

Descripción del nuevo método de explotación adoptado o a adoptar

El método será el de arranque integral, con explotación a cielo abierto, auxiliándose con explosivo para la eliminación de los bancos de pizarras cuando no se puedan abandonar en el tajo.

Dificultades para implantar los nuevos métodos de explotación

Las dificultades son sólo de tipo económico. Minas del Oeste y los actuales arrendatarios carecen de medios financieros para afrontar la instalación necesaria.

Inversiones necesarias para llevarlas a cabo

Las inversiones resultarán elevadas para la implantación del sistema preconizado. Se pueden estimar en la cuantía siguiente:

	Pesetas
Dos palas de 2.000 litros	3.500.000
Tres Dumpers de 6 t. útiles	4.000.000
Aire comprimido	800.000
Electrificación del conjunto	1.000.000
Accesos a la mina y lavadero	600.000
Aguas para lavadero	1.200.000
Lavadero (2 jig 24 × 36″, uno de refino, 2 clasificadores, ciclones y 12 mesas Wilfley)	2.500.000
Edificios, taller, etc	700.000
TOTAL	14.300.000

que representarían para el conjunto:

$c = 2{,}40$ ptas/t. bruta, y
$c_1 = 1.192$ ptas/t. vendible.

Estimación en porcentaje sobre el sistema actual de la mejora que supondría en costo, en rendimiento y en producción

Dada la escasísima producción de la mina, con una sola cuadrilla en la actualidad, y 400 kg. mensuales de concentrados, no resultan comparables las cifras, por lo que se señala en el apartado anterior la repercusión que tendría la inversión necesaria sobre los costos.

Recomendaciones del grupo sobre los sistemas a emplear en las explotaciones de los distintos yacimientos

La única recomendación es la de llevar a efecto el proyecto esbozado para la explotación y tratamiento de los minerales.

Extracción realizada

La extracción de la mina resulta, como en casi todas las de estaño y wolframio, poco menos que imposible de calcular, ya que las estadísticas y partes de producción han sido siempre inciertos; pero la magnitud de los trabajos viejos, y las referencias dadas por antiguo personal de la empresa y del lugar, permiten asegurar que se han obtenido del grupo unas

1.800 t. de casiterita.

Producción actual de la mina

La producción vendible, en la actualidad, es de 400 kg. mensuales.

Producción óptima a alcanzar según la capacidad total de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta

La producción que se obtendría con el sistema que se recomienda sería de:

Producción bruta, 25.000 t/mes.
Producción vendible, 50 t/mes.

Programa de producción estimado con la situación actual del mercado y previsión hasta 1980

Hasta 1980 la producción podría mantenerse en la antedicha.

Programa de financiación

No parece posible una ampliación de capital de la sociedad Minas del Oeste, por lo que la única solución sería la de una ayuda semiestatal.

8.5 OBJETIVOS DE PRODUCCION Y PREVISIONES DE CREACION DE PUESTOS DE TRABAJO

Las previsiones de producción para el período de 1970 a 1980 se reseñan en los cuadros números 8.5-1 y 8.5-2, en cuya confección se han tenido en cuenta las posibilidades de las minas que se incluyen.

Se ha partido de dos tipos de producción

a) La que se denomina programada sin racionalizar, que debe entenderse como la tendencia de los explotadores si no se facilita financiación y ventajas fiscales.

b) La que se denomina racionalizada y que se entiende como la más en concordancia con las posibilidades de los criaderos, dentro de una rentabilidad aceptable.

En el cuadro 8.5-2, de producción racionalizada, se indica, para cada explotación minera, el tonelaje de zafras a extraer, en el renglón superior, y el concentrado obtenido, con ley aproximada del 70 por 100. La relación entre estas dos cifras da una idea de la riqueza del yacimiento.

PRODUCCION PROGRAMADA SIN RACIONALIZAR CUADRO 8.5-1

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Badajoz:											
Victoria B (La Parrilla)	60	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—
San Nicolás	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Cáceres:											
Santa María	5	150	200	200	200	250	250	250	250	250	250
Teba	15	15	15	10	10	10	10	10	10	10	10
San Expedito	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
La Quiniela	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
El Sextil	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8
Juanjo	20	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
San José	20	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Amparito	36	36	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Minerva	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Los Desquites	48	48	48	48	48	48	48	48	48	48	48
Córdoba:											
Torrecampo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
La Coruña:											
San Finx	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Reconquista (Monte Neme)	120	120	120	120	120	150	150	150	150	150	150
Santa Comba	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18
Madrid:											
Maruja	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
Orense:											
Penouta (Olga) .Viana del Bollo	120	120	120	120	120	450	450	900	900	900	900
Neani (Uxita-M.ª Nieves). Verín	40	60	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Sultane y Ampl. (Gomesende)	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35
G. M. de Laza	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
Salamanca:											
Golpejas (Bellitas)	109	109	112	135	160	190	190	190	190	190	190
Las Españas	10	10	18	18	18	18	18	18	18	18	18
Carmen (San Pedro Rozados)	10	10	12	12	12	12	12	12	12	12	12
Berta y Pilar	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
La Atómica	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2
Santa Genoveva	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo:											
Ceres	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Zamora:											
Dorinda	27	8	9	10	20	20	50	50	50	50	50
Aliste	6	7	8	8	8	8	8	8	8	8	8
Casualidad	35	40	50	100	100	100	100	100	100	100	100
Santa Bárbara	9	9	20	20	20	20	20	20	20	20	20
Santa Elisa	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18
Rosario	8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
María del Rosario	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5

ESTAÑO. PRODUCCION RACIONALIZADA

MINAS	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Penouta	120.000	120.000	120.000	120.000	120.000	450.000	450.000	900.000	900.000	900.000	900.000
	120	120	120	120	120	450	450	900	900	900	900
Grupo Verín	45.000	45.000	45.000	60.000	60.000	60.000	120.000	120.000	120.000	120.000	120.000
	108	108	108	144	144	144	288	288	288	288	288
Monte Neme	240.000	240.000	240.000	480.000	480.000	480.000	480.000	480.000	480.000	900.000	900.000
	120	120	120	240	240	240	240	240	240	450	450
San Finx	24.000	24.000	30.000	30.000	30.000	30.000	45.000	45.000	45.000	45.000	45.000
	100	100	125	125	125	125	140	140	140	140	140
Santa Comba	50.000	50.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000
	18	18	22	22	22	22	22	22	22	22	22
Gomesende	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000
	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35
Casualidad	12.000	24.000	24.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000
	48	96	96	144	144	144	144	144	144	144	144
Manolita y Calabor.	—	—	—	—	—	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000
	—	—	—	—	—	330	330	330	330	330	330
Dorinda	4.800	4.800	6.000	6.000	6.000	6.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000
	24	24	30	30	30	30	144	144	144	144	144
Santa Bárbara	1.800	1.800	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	24.000	24.000	24.000	24.000
	9	9	15	15	15	15	15	120	120	120	120
Envidiada Almaraz	—	—	—	3.000	3.000	6.000	6.000	60.000	60.000	60.000	60.000
	—	—	—	4	4	8	8	72	72	72	72
Santa Elisa	18.000	18.000	18.000	18.000	18.000	18.000	18.000	18.000	36.000	36.000	36.000
	18	18	18	18	18	18	18	18	252	252	252
M. del Rosario	—	—	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000	50.000
	—	—	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Golpejas	143.000	143.000	143.000	200.000	200.000	240.000	240.000	240.000	240.000	240.000	240.000
	109	109	109	135	135	194	194	194	194	194	194
Puebla de Azaba	—	—	30.000	30.000	30.000	30.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000
	—	—	15	15	15	15	30	30	30	30	30
Fregeneda	—	—	—	—	150.000	150.000	150.000	300.000	300.000	300.000	300.000
	—	—	—	—	75	75	75	150	150	150	150
San P. de Rozados	1.000	2.000	2.000	8.000	8.000	126.000	126.000	126.000	126.000	126.000	126.000
	2	4	4	16	16	252	252	252	252	252	252
Berta y Pilar	5.000	5.000	75.000	75.000	75.000	75.000	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000
	10	10	150	150	150	150	300	300	300	300	300
Carmen	—	42.000	42.000	42.000	42.000	42.000	42.000	42.000	42.000	42.000	42.000
	—	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Las Españas	15.000	15.000	15.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000
	10	10	10	20	20	20	20	20	20	20	20
Aurora	—	—	—	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000
	—	—	—	38	38	38	38	38	38	38	38
Santa María	360.000	360.000	360.000	360.000	360.000	420.000	420.000	420.000	420.000	600.000	600.000
	216	216	216	216	216	252	252	252	252	360	360
Tres Arroyos	—	—	—	—	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000
	—	—	—	—	225	225	225	225	225	225	225
Grupos Laza y Redín	—	—	—	100.000	100.000	100.000	200.000	200.000	200.000	200.000	200.000
	—	—	—	500	500	500	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Los Desquites	2.400	2.400	2.400	2.400	2.400	150.000	150.000	150.000	150.000	300.000	300.000
	48	48	48	48	48	300	300	300	300	600	600
Juanjo	48.000	48.000	48.000	48.000	450.000	450.000	450.000	450.000	450.000	450.000	450.000
	24	24	24	24	292	292	292	292	292	292	292
San José	60.000	60.000	120.000	120.000	120.000	120.000	120.000	240.000	240.000	240.000	240.000
	24	24	48	48	48	48	48	96	96	96	96
San Expedito	62.500	62.500	62.500	62.500	62.500	62.500	62.500	62.500	62.500	62.500	62.500
	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
Ntra. Sra. de la Peña	—	—	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000
	—	—	198	198	198	198	198	198	198	198	198
Amparito	36.000	36.000	36.000	36.000	36.000	36.000	36.000	36.000	36.000	36.000	36.000
	54	54	54	54	54	54	54	54	54	54	54
Minerva	—	75.000	75.000	75.000	75.000	75.000	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000
	—	45	45	45	45	45	90	90	90	90	90
Torrecampo	—	—	—	600.000	600.000	60.0000	600.000	600.000	600.000	600.000	1.200.000
	—	—	—	240	240	240	240	240	240	240	480
TOTAL	1.292.900	1.430.800	1.719.300	3.353.800	3.531.300	4.289.900	4.668.300	5.463.500	5.463.500	6.231.500	6.831.500
	1.151	1.292	1.810	2.844	3.484	4.731	5.704	6.446	6.680	7.298	7.530

Las previsiones de posible creación de puestos de trabajo son las siguientes:

AÑOS	Galicia	Extremadura	Zamora	Salamanca	Córdoba
1971.....	—	42	21	16	—
1972.....	—	54	22	51	—
1973.....	680	75	—	103	43
1974.....	—	41	56	36	—
1975.....	120	—	28	—	—
1976.....	92	45	53	—	—
1977.....	—	—	29	—	—
1978.....	—	120	—	—	—
1979.....	—	—	—	—	—
1980.....	—	—	—	—	—
TOTALES.	892	377	209	206	43

Una investigación y estudio rápido de la zona de Cartagena podría dar lugar a un incremento, tanto en las producciones como en la creación de puestos de trabajo.

8.5.1 INVERSIONES

Las inversiones necesarias para conseguir los objetivos propuestos se detallan en el cuadro siguiente.

INVERSIONES DE RACIONALIZACION

MINAS	Investigación y subsiguientes preparaciones	Preparación, explotación y lavaderos en general	Conjunto de las inversiones
Puebla D. Azaba.	—	18.550.000	18.550.000
Fregeneda.....	5.000.000	26.000.000	31.000.000
San P. de Rozados.	4.400.000	31.960.000	36.360.000
Berta y Pilar.....	—	20.810.000	20.810.000
Carmen.....	2.600.000	11.600.000	14.200.000
Aurora.....	—	16.420.000	16.420.000
Santa María.....	Efectuada.	160.000.000	160.000.000
Tres Arroyos.....	9.500.000	—	9.500.000
Grupos Laza y Redin.....	25.000.000	20.000.000	45.000.000
Los Desquites....	5.500.000	25.000.000	30.500.000
Juanjo.....	—	39.600.000	39.600.000
San José.....	22.140.000	14.000.000	36.140.000
San Expedito.....	25.140.000	8.500.000	33.640.000
Nuestra Señora de la Peña.....	8.000.000	15.000.000	23.000.000
Amparito.....	—	960.000	960.000
Minerva.....	—	4.500.000	4.500.000
Torrecampo.....	22.000.000	44.550.000	66.550.000
Comersende.....	50.000.000	100.000.000	150.000.000
Penouta.....	8.000.000	178.000.000	186.000.000
Grupo Verin.....	—	112.000.000	112.000.000
Monte Neme.....	128.000.000	40.000.000	168.000.000
San Finx.....	12.000.000	—	12.000.000
Santa Comba.....	—	2.500.000	2.500.000
Casualidad.....	9.000.000	4.600.000	13.600.000
Manolita y Calabor.	8.000.000	14.750.000	22.750.000
Dorinda.....	9.500.000	13.190.000	22.690.000
Santa Bárbara....	6.000.000	13.020.000	19.020.000
Envidiada Almaraz.....	7.500.000	21.970.000	29.470.000
Santa Elisa.....	6.500.000	13.515.000	20.015.000
M. del Rosario....	2.500.000	16.000.000	18.500.000
Golpejas.....	—	62.600.000	62.000.000
CONJUNTO....	376.280.000	1.048.995.000	1.425.275.000

que, distribuidas por anualidades, son:

AÑOS	Pesetas
1971.....	330.000.000
1972.....	330.000.000
1973.....	290.000.000
1974.....	190.000.000
1975.....	95.725.000
1976.....	50.000.000
1977.....	50.000.000
1978.....	40.000.000
1979.....	30.000.000
1980.....	20.000.000
TOTAL.....	1.425.725.000

Estas inversiones se distribuyen en:

1.070.000.000 para preparación y explotación, y
355.725.000 en reforma y ampliación de lavaderos,

correspondiendo el 80 por 100 de la inversión a Galicia y Extremadura, con el 57 por 100 a la primera y el 22 por 100 a la segunda.

8.5.2 FINANCIACION

El programa de producciones fijado no tiene en cuenta las posibilidades financieras de las empresas, que además son poco conocidas. De todas las minas y grupos definidos en el programa solamente podrían acometer las inversiones necesarias el grupo de Torrecampo (Fina Española), Minas de Santa Comba, grupo Luengo, la mina Santa María y el grupo de Fluoruros, S. A.

En la actualidad las posibilidades crediticias de las empresas mineras no son privativas de la mina en sí, ni de sus reservas, sino que son función directa de la solvencia económica de la empresa titular por el camino del crédito personal, y siempre a corto plazo.

La autofinanciación solamente permitiría cumplir el programa dado por los mineros, que es, como máximo, de 2.097 t. de concentrados, contra las 7.466 que se proyectan, y esto en unas condiciones poco satisfactorias, tanto desde el punto de vista de organización como del de aprovechamiento de los yacimientos.

No cabe otra solución, al menos con carácter inmediato, que la de recurrir a la financiación oficial en las condiciones que se estipulasen, y que, para ser efectiva, deberá representar un elevado porcentaje de las necesidades totales.

8.5.3 MERCADO INTERIOR

Las necesidades nacionales absorben por completo toda la producción proyectada, y siguen siendo insuficientes para cubrir la demanda creciente del país, según se refleja en el cuadro 8.5-3.

Las fundiciones son los consumidores de mineral, con las capacidades actuales que se indican:

Minero Metalúrgica del Estaño (Madrid), 3.000 t.

Ferroaleaciones Españolas (Valladolid), 1.000 t.

Metalurgia del Noroeste (Pontevedra), 5.000 t.

Electrometalurgia del Agueda (Zamora), 1.800 t.

CUADRO 8.5-3

PREVISION DE CONSUMO E INVERSIONES

CONSUMO	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980	Totales
Para hojalata	1,3	1,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	23,3
Otros usos	3,7	3,9	4,1	4,3	4,5	4,7	5,1	5,2	5,5	5,8	6,1	52,9
TOTAL	5,0	6,2	6,4	6,6	6,8	7,0	7,4	7,5	7,8	8,1	8,4	76,2
Recuperación de chatarra	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,2	1,2	1,3	1,3	1,4	1,4	12,8
Necesidades de minerales de metal contenido	4,2	4,3	5,4	5,5	5,6	5,8	6,1	6,2	6,5	6,7	7,0	63,3
Minas de producción A (hipótesis)	0,7	0,7	0,8	0,8	0,8	1,1	1,1	1,4	1,4	1,4	1,4	11,6
Minas de producción B	0,7	0,8	1,2	1,7	2,4	3,0	3,7	4,4	4,6	5,0	5,2	32,7
Necesidades Imp. A	3,5	3,6	4,6	4,7	4,8	4,7	5,0	4,8	5,1	5,3	5,6	51,7
Valor A	800	920	1.190	1.190	1.200	1.190	1.250	1.200	1.280	1.300	1.400	12.880
Necesidades Imp. B	3,5	3,5	4,2	3,8	3,2	2,8	2,4	1,8	1,9	1,7	1,8	30,6
Valor B	800	880	1.050	950	800	700	600	450	475	425	450	7.580
Inversión N	3,0	37,9	34,8	43,0	34,0	43,0	2,0	2,0	5,0	38,8	76,5	320,0
Inversión P	—	330	330	290	190	96	50	50	40	30	20	1.426
Diferencia Imp. A y B	—	40	100	240	400	490	650	750	805	875	950	5.300
Inversiones mineras para B	—	80	50	50	50	36	30	30	30	—	—	356
Inversiones mineras para A	1,0	3,5	4,0	2,0	4,0	—	—	—	—	4,0	3,0	21,5

El desglose del consumo anual de estaño metal previsto es el siguiente:

AÑOS	Hojalata	Aleaciones	Total
1970	1.300	3.700	5.000
1971	1.300	3.900	6.200
1972	2.300	4.100	6.400
1973	2.300	4.300	6.600
1974	2.300	4.500	6.800
1975	2.300	4.700	7.000
1976	2.300	5.100	7.400
1977	2.300	5.200	7.500
1978	2.300	5.500	7.800
1979	2.300	5.800	8.100
1980	2.300	6.100	8.400
TOTAL	23.300	52.900	76.200

Teniendo en cuenta esta previsión, el consumo de estaño para hojalata en España es deficitario por el momento, esperando conseguir una relativa nivelación a partir de 1971-1972, pero que no será suficiente para cubrir el decenio, produciéndose seguidamente nuevas importaciones de hojalata.

Para el cálculo del consumo de estaño en aleaciones y otros usos se ha tomado como base el año 1969, y se ha considerado un aumento gradual para los años sucesivos.

8.5.4 MERCADO EXTERIOR

Siendo la capacidad de nuestras fundiciones superior al consumo de estaño metal y sus aleaciones, y siendo incapaz la producción minera de abastecer estas fundiciones, se produce en nuestro comercio exterior dos tendencias:

1. Importación de minerales que completen la necesidad de consumo.

2. Importación de minerales para la obtención de estaño metal con destino a la exportación.

8.6 PROBLEMAS DEL SECTOR

8.6.1 PROBLEMAS TECNICOS

Insuficiente conocimiento de los criaderos.

La investigación ha sido muy escasa en la mayoría de los yacimientos, sin que los mineros puedan llegar a tener un conocimiento pleno de sus posibilidades.

La explotación, por regla general, ha sido superficial, por lo que, al desconocerse leyes y potencias en profundidad, no se ha llegado a una verdadera evaluación de las reservas. A pesar de ello hay zonas particularmente favorables en cuanto a su futuro, como son:

Grupo Santa María (Cáceres).

Grupos de Penouta y Verín (Orense).

Grupo de Monteneme (La Coruña).

Grupo de Gomesende (La Coruña).

Grupo de Calabor (Zamora).

Grupo de Golpejas (Salamanca).

Grupo de Torrecampo (Córdoba).

Falta de dirección técnica apropiada

Generalmente las explotaciones adolecen de la falta de presencia asidua de una dirección especializada, dedicada al asesoramiento, planificación de la explotación y beneficio de los minerales. Ello lleva consigo una insuficiente preparación de la mano de obra especializada.

Diseminación minera

Existe un excesivo número de concesiones y, por tanto, de concesionarios, en zonas donde la formación del criadero permitiría una agrupación o coto minero con vistas a una explotación racional con mejora de la productividad y del costo.

Especulación minera

Hay un mal tradicional en el sector del estaño: la especulación en la transferencia minera. Son muchos los titulares de concesiones que, a partir del instante en que el criadero queda puesto de manifiesto, dirigen sus miras al solo objeto de conseguir beneficios inmediatos, limitándose a inversiones mínimas y no acometiendo el laboreo como sería de desear. Por otro lado, no están en condiciones de afrontar la explotación por falta de recursos económicos.

Explotaciones anárquicas

No se sigue una explotación sistemática. Los yacimientos se abandonan tan pronto aparecen las primeras dificultades, y la explotación exige alcanzar niveles más profundos, en cuyo caso los trabajos se trasladan frecuentemente a nuevos afloramientos. Esto se debe, generalmente, al desconocimiento del criadero.

Las plantas de concentración están proyectadas con el fin de obtener, con el mínimo costo, un rápido beneficio, aunque éste sea modesto. En líneas generales, la causa de esta anarquía es la falta de medios económicos.

La recuperación en los lavaderos oscila, en general, entre el 50 y el 60 por 100.

8.6.2 PROBLEMAS DE ORDEN COMERCIAL

Precios

No existe realmente una fórmula de precio nacional. Se toma como base la media de la semana anterior a la entrega, de la cotización de Londres, estando tipificadas las penalidades por contenido en arsénico, azufre, otros elementos y bajas leyes. Las transacciones se realizan mediante acuerdo con los mineros, cosa que parece dejar a éstos en desventaja. Tampoco existen contratos a largo plazo, lo que pudiera ser conveniente para la mayor regularidad de las producciones y desarrollo de las explotaciones mineras.

Los precios del estaño se encuentran protegidos mundialmente, hasta cierto punto, por el International Tin Council (ITC), que actúa principalmente a través de la reserva de estabilización de precios, que consiste en tener un stock de estaño metal y fijar cuatro precios límites, que actualmente son: 1.260 libras/t., 1.380 libras/t., 1.490 libras/t. y 1.605 libras/t., que dicta la política a seguir en cuanto a compras y ventas de estaño por dicho organismo.

La eficacia de esta organización ha sido discutida debido, principalmente, a que no participan en la misma los Estados Unidos, que tienen reservas en el «stockpile» del orden de 10 a 15 veces las de aquélla. Tampoco participan en el ITC los países del bloque comunista.

Según las cifras anteriores, parece oportuno señalar que debe tomarse como base, en cuanto a los cálculos de rentabilidad de las minas españolas, el precio inferior del ITC, o sea, las 1.260 libras, cifra que hay que corregir teniendo en cuenta que los minerales suelen tener un 70 por 100 de ley, que se descuenta una unidad o una y media en concepto de pérdidas y unas 20 libras en concepto de gastos de fusión. Por lo tanto, el precio límite inferior de compra de casiterita sería de 849 libras/t., en condiciones normales de impureza.

Estas 849 libras, o sea, 144.330 ptas., representan el precio límite que debe tomarse como base para fijar la rentabilidad de las minas.

Al considerar los costos máximos y mínimos en las explotaciones de aluvión y de mina se encuentran, como leyes límites, las siguientes:

	Aluviones	Minas	Masas
Costo total máximo.....	100,00	360,00	200,00
Costo total mínimo.....	40,00	240,00	80,00
Ley límite para 849 £/t. máximo.....	1,00	8,00	2,00
Ley límite para 849 £/t. mínimo.....	0,40	1,40	0,80
Ley límite para 1.600 £/t. máximo.....	0,52	2,00	1,05
Ley límite para 1.600 £/t. mínimo.....	0,21	1,33	0,42
LEYES MEDIAS...	0,55	3,50	1,00

NOTA: Las leyes son contenido en casiterita expresado en kg/por t.

Se ve, pues, que con las cotizaciones bajas muchas explotaciones quedan marginadas con sus beneficios, en especial las que corresponden a masas y aluviones, de donde resalta la imperiosa necesidad de modificar lavaderos y sistemas de explotación para conseguir un abaratamiento de los costos. Naturalmente se compensa el margen en las masas por contener éstas también volframio.

Consumo

En España los consumidores de mineral son exclusivamente los fundidores:

Metalurgia del Estaño, S. A (MESAE), Villaverde (Madrid).
Metalurgia del Noroeste, S. A. (MENSA), Villagarcía de Arosa (Pontevedra).
Ferroaleaciones Españolas, S. A., Medina del Campo (Valladolid).
Metalúrgica del Agueda, S. A., Villaralbo (Zamora).

La capacidad conjunta de producción de estaño de todas estas fundiciones es del orden de las 10.000 t., con tendencia a la ampliación, estando, por tanto, en condiciones de absorber un incremento notable en la producción nacional de casiterita, puesto que ya tratan cantidades considerables de mineral de importación. No obstante, la plena seguridad de la absorción de la producción nacional por estas industrias debe ser obtenida a través de la creación de pliegos de condiciones de suministro de minerales nacionales.

Exportaciones

En principio no parece que se deba llegar a exportaciones de mineral nacional, ya que al presente somos francamente deficitarios. No obstante, debe preverse la posibilidad de que en ciertos períodos hubiera necesidad de hacerlo, dependiendo de las condiciones en que se desenvuelva la reestructuración de la metalurgia, con motivo de la entrada en el Mercado Común, pudiendo darse el caso de tener dificultades en la marcha económica de nuestras fundiciones

Contratos a largo plazo

Este es un tema del que se viene hablando desde hace tiempo, sin haber llegado a la realización de tales contratos por la poca capacidad de cumplimiento de los mineros.

8.6.3 PROBLEMAS SOCIALES

Falta de personal

Existe una falta de mano de obra, en general, en las explotaciones de estaño, aunque no es un problema excesivamente acusado. La emigración en las regiones productoras de estaño es importante.

Los explotadores suelen quejarse de la falta de mano de obra, pero se debe tener en cuenta que la falta de continuidad de la explotación, la falta de seriedad en la forma de pago al obrero, la vivienda o alojamiento, y la caprichosidad en la parada de las explotaciones, hacen que el eventual minero huya de trabajar en estas minas sin garantía de trabajo permanente. Las minas que (en escaso número) llevan una explotación regular no adolecen del problema de falta de mano de obra.

Lo que sí es una realidad es la carestía de mano de obra especializada para aquellas minas que requieran la aplicación de la técnica minera.

En las zonas de Galicia, próximas a Portugal, la falta de mano de obra se suple con personal portugués, que entra en España mediante contratos temporales que permiten los regímenes de trabajo en los acuerdos con la nación vecina.

La mano de obra de difícil consecución es la de obreros mineros del interior, lo que constituye un problema real.

Falta adecuada de formación profesional

El personal de que se dispone en este sector adolece, en líneas generales, de una acusada falta de formación profesional. Ello se debe a que la minería ha sido trabajada como minería de ocasión, con frecuentes cambios de titulares, de lugares de arranque y de personal. Al mismo tiempo hay que señalar la insuficiente asistencia técnica en la mayoría de los casos.

Para poder aumentar el número de obreros especializados sería necesario, en primer lugar, aumentar el número de minas en explotación, si bien, y de todas formas, la especialización puede llevarse a cabo por el Patronato de Promoción y Formación Obrera.

Falta de vivienda y centros sociales

En casi todas estas minas, de muy reducido número de obreros, la explotación no justifica la construcción de viviendas. Es consecuencia de la diseminación de concesiones, y trae consigo la distante residencia del personal al centro de trabajo.

Aun en los casos en que la explotación revista cierta importancia se carece de viviendas o éstas son inadecuadas.

En cuanto a centros sociales, huelga decir que ninguna mina los posee.

8.6.4 PROBLEMAS ECONOMICOS

Falta de concesión de créditos

Uno de los principales y más graves problemas con que se enfrenta el sector del estaño, como en general el de toda la minería metálica española, es el de la falta de crédito. Como en otros sectores, la minería del estaño necesita el apoyo crediticio para su normal desenvolvimiento. Este apoyo deberá ser a medio y largo plazo, a fin de que se dediquen las cantidades necesarias a las labores de preparación, sin las cuales la explotación no puede racionalizarse.

Política fiscal

La explotación minera es de particularísima condición, siendo de interés nacional poner de manifiesto la riqueza subyacente, ya sea por iniciativa estatal o privada. Sin embargo, el trato, en cuanto a exenciones arancelarias, que se da a la de este sector, no difieren, en líneas generales, de la de los otros.

8.6.5 IMPORTACIONES

Se refieren exclusivamente a los minerales necesarios para completar el consumo nacional y se reflejan en el cuadro 8.5-3.

8.7 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES SOBRE LA MINERIA DEL ESTAÑO

El consumo del estaño metal sigue un ritmo creciente, que origina importaciones de minerales cada vez mayores por insuficiencia de la producción nacional.

Las reservas nacionales de minerales aparecen como importantes en una estimación preliminar, siendo especialmente interesantes las de Orense, Cáceres y Córdoba y posiblemente las de la sierra de Cartagena, aunque menos conocidas en la actualidad.

La producción nacional de minerales no está en consonancia con la importancia de las reservas estimadas, pudiéndose conseguir considerables incrementos con una explotación más adecuada de los yacimientos.

Se observan deficiencias importantes en las instalaciones de concentración, principalmente en su capacidad y rendimiento.

Los métodos de explotación son, en general, deficientes.

En algunos casos las explotaciones están diseminadas.

No existen contratos a largo plazo entre los mineros y los fundidores, lo que puede provenir de la falta de garantía en el suministro.

Existe gran especulación con las concesiones con actividades mínimas en espera de una venta favorable.

Las explotaciones adolecen de una falta de dirección técnica.

Las disponibilidades económicas de los explotadores son, en muchos casos, inferiores a las necesarias para una explotación adecuada.

La producción puede ser aumentada considerablemente en las provincias gallegas, Extremadura, Zamora, Salamanca y Córdoba.

Para ello se considera conveniente realizar una investigación más detallada, a fin de evaluar las reservas y leyes de los yacimientos con mayor fiabilidad, lo que permitiría conocer el negocio con una garantía básica en su planteamiento.

Aparece adecuada una exploración en la zona de Cartagena, en la que si bien se trataron en su día minerales pobres, los tonelajes correspondientes fueron de consideración. Por otra parte, existen tendencias en el estudio del beneficio metalúrgico de este tipo de minerales que pueden hacerlos rentables.

En cuanto a la planificación de las explotaciones, debe realizarse con más rigor que hasta el presente, con la presentación de los proyectos adecuados, lo que implica, entre otros extremos, asegurar la dirección técnica efectiva y eficaz de las mismas.

Conviene estudiar la fijación de unidades mínimas de explotación y concentración.

Por otra parte, para una reacción adecuada del sector se estima conveniente:

1. Declarar al sector preferente y prioritario.
2. Fomentar los contratos a largo plazo entre mineros y fundidores.
3. Arbitrar los medios financieros necesarios para atender la inversión señalada, concretándolos en su aplicación, mediante la presentación por parte de las empresas de proyectos más actualizados.

Como preparación de esta inversión parece oportuno que los diversos organismos técnico-económicos visiten las empresas y secciones afectadas.

9. LITIO

9.1 SITUACION ACTUAL DEL SECTOR EN SU CONJUNTO

Los únicos yacimientos de litio conocidos son los existentes en el término municipal de Lalín, parroquia de San Lorenzo de Vilatuxe, que se encuentran situados en la zona noroccidental de la Península. Su comunicación con Madrid ha de realizarse por ferrocarril o carretera, más frecuentemente por el primer medio al distar unos 30 km. de la estación de Lalín, en la nueva línea de La Coruña-Madrid, por Santiago-Orense y Zamora.

También parece que existen algunos yacimientos en Albulquerque (Badajoz), como la mina de estaño Tres Arroyos, en la que se ha encontrado lepidolita y ambligonita, pero que no se encuentra en explotación ni va a iniciarse por el momento por falta de comercialización.

Químicamente, el litio es el más ligero de todos los metales y de un color blanco plata.

Sus propiedades físicas más importantes son las siguientes:

Densidad, 0,534 gr/cm³. a 20°C.
Peso atómico, 6,94.
Punto de fusión, 179°C.
Punto de ebullición, 1.317°C.
Calor de fusión a 179°, 103,2 cal/gr.
Calor de evaporación a 1.317°, 4.680 cal/gr.

El litio metálico reacciona violentamente con el agua, formando hidrógeno e hidróxido de litio, pero el calor desprendido no es suficiente para hacer arder al hidrógeno.

La composición química y contenido en óxido de litio de sus cinco principales minerales es la siguiente:

MINERALES	Composición química	Contenido teórico en Li_2O — *Porcentaje*	Contenido en Li_2O del mineral comercial — *Porcentaje* aproximado
Espodumena	$Li\ Al\ Si_2O_6$	8,0	4-7
Lepidolita	$K\ (Mg, Li, Al)_3\ (Al\ Si_3)\ O_{10}\ (OH, F)_2$	3,9	3-3,5
Ambligonita	$LiAl\ (F, OH)\ PO_4$	10,1	8-9
Petalita	$Si_4O_{10}Al\ Li$	4,8	3,5-4,5
Fosfato sódico lítico	$Li_2Na\ PO_4$	22,6	19-21

9.2 USOS Y APLICACIONES

Se han desarrollado una gran variedad de aplicaciones para los compuestos de litio.

Los minerales que tienen mayores aplicaciones industriales son: la espodumena, como fuente de óxido de litio; alúmina y fosfato de litio, para esmaltes brillantes y unión de vidrios a baja temperatura; la lepidolita y la petalita, como materiales para esmaltes de vidrio, porcelana y cuerpos cerámicos brillantes.

El litio metálico se usa en metalurgia como elemento de aleación purificador, desgasificador para aceros inoxidables y calmados y como desoxidante en la fundición de cobre o aleaciones de cobre.

Las aleaciones ligeras de litio-manganeso tienen aplicación como material estructural en vehículos aeroespaciales y usos industriales.

También se usa el litio-metal como catalizador en la producción de goma sintética, como refrigerante en reactores, como fluido intercambiador de calor en procesos de alta temperatura y combustible en cohetes espaciales.

El consumo se distribuye en el mercado internacional en la forma siguiente:

Usos cerámicos e industriales del vidrio, 30 por 100; lubricación, 25; aire acondicionado, 12; soldadura y bronces, 10; otros usos, 23 por 100.

9.3 ESTUDIO DE CADA YACIMIENTO

a) *Situación geográfica*

El único yacimiento conocido se encuentra en el término municipal de Lalín, parroquia de San Lorenzo de Vilatuxe, en los parajes del arroyo Castiñeiros y del río Chedos, afluentes del río Deza.

b) *Formación y génesis del yacimiento*

Diques pegmatíticos ácidos, originados por la erupción granítica de Castro Montad a través de los estratos neísicos del sur de Silleda y norte del yacimiento.

c) *Descripción del criadero*

Los diques pegmatíticos litiníferos arman en un neis de dos micas, con grano fino, muy metamorfizado en las proximidades de las pegmatitas.

Los rumbos predominantes son NO.-SE. y NNE.-SSO., con buzamientos de 56° a 45°.

El mayor de los diques alcanza una longitud de 6 km., con potencia media de 6 m.

La pegmatita presenta más o menos alteración según las zonas.

d) *Composición y análisis de los minerales que lo forman*

La pegmatita está constituida por la asociación mineral siguiente:

Espodumena, 21,62 por 100; albita, 53,2; ortoclasa, 3,3; cuarzo, 19,2; moscovita, 1,2 por 100, cuyo conjunto integra el 98,5 por 100 de la composición.

No hay en la pegmatita más mineral de litio que la espodumena. La proporción media de óxido de litio en este mineral es de 5,5 por 100 y en la pegmatita de 1,20 por 100, pudiendo variar según la alteración sufrida. Se encuentran zonas en las cuales la espodumena tiene un contenido en óxido de litio de hasta el 7,12 por 100.

Los análisis promedio de la pegmatita y de la espodumena son los siguientes:

	Pegmatita	Espodumena
SiO_2	72,16	62,63
Al_2O_3	17,68	28,20
Fe_2O_3	0,54	0,33
MnO	0,04	0,10
MgO	0,00	0,00
CaO	0,09	0,09
Li_2O	1,20	5,53
Na_2O	6,56	1,20
K_2O	0,92	1,20
H_2O	0,69	0,72
	99,88	100,00

e) *Reservas actuales*

La estimación de las reservas actuales está basada en los estudios llevados a cabo por medio de sondeos realizados en una extensión que abarca aproximadamente el 15 por 100 del criadero.

Se realizaron 15 perforaciones con corona de diamante, que totalizaron una profundidad de 1.025 m., resultando un promedio por sondeo de 68,33 m. Los diques fueron cortados a una profundidad media de 57 m., a la que corresponden los testigos obtenidos y que sirvieron para los análisis químicos y mineralógicos.

De acuerdo con los datos obtenidos, con estos 15 sondeos se cubicaron 184.000 t. de mineral con una ley del 1,20 por 100 en óxido de litio. Se estima, por tanto, que las reservas disponibles en todo el criadero ascienden a la cifra de 1.200.000 toneladas de mineral bruto con ley del 1,2 por 100 en óxido de litio.

9.3.1 ESTUDIO DE CADA EXPLOTACION ACTUAL

a) *Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales*

Siguiendo la dirección y buzamiento de los diques se efectúa la explotación a cielo abierto, arrancando el mineral en bancadas horizontales, descendiendo sucesivamente hasta formar una serie de escalones. Debido a la dureza de las rocas encajantes las paredes prácticamente quedan verticales, salvo en los casos de encontrarse éstas fisuradas.

La forma de arranque es a base de grandes voladuras, para lo cual se practican rozas en los bancos para dar fácil salida a los tiros, que se perforan verticalmente en su parte alta.

b) *Ventajas e inconvenientes del sistema*

El método de explotación es evidentemente el más económico y ofrece las máximas seguridades, siempre que la profundidad de las rozas no supere los 15 m.

Este sistema de explotación tiene la ventaja de la extracción total del mineral y de poder emplear cualquier tipo de maquinaria, con lo que se consigue el mejor precio de coste en el arranque. Asimismo facilita el estrío «in situ», disminuyendo el transporte de ganga.

c) *Grado de recuperación real del mineral*

El grado de recuperación de pegmatita litinífera se estima en el 60 por 100 del total arrancado.

9.3.2 MEJORAS POSIBLES EN LOS METODOS DE EXPLOTACION UTILIZADOS

Considerando que las labores mineras no están lo suficientemente avanzadas, no es aconsejable pensar en otro método de explotación distinto del explicado en el párrafo anterior, pero se podría mejorar con las siguientes instalaciones:

1.° Tendido de instalación eléctrica aérea en alta tensión e instalación de un centro de transformación y distribución de energía eléctrica en baja tensión.

2.° Ensanchamiento y mejora del firme del camino de acceso al yacimiento, en el tramo comprendido desde el pueblo de Vilatuxe a la mina.

3.° Apertura de un camino de servicio interior, paralelo a la dirección de los diques del yacimiento, y cuyo avance seguiría al de las propias labores mineras.

4.° Construcción de una nave para almacén de mineral y otra para las instalaciones de machaqueo y trituración primaria.

Las inversiones que se estiman necesarias para la realización de los cuatro apartados anteriores son las siguientes:

	Pesetas
Apartado primero	2.500.000
Apartado segundo	1.200.000
Apartado tercero	850.000
Apartado cuarto	4.500.000
TOTAL	9.050.000

9.3.3 INSTALACIONES COMPLEMENTARIAS

Está en proceso de instalación una planta piloto de concentración de espodumena para su utilización en las industrias de cerámica y vidrio, que realizará el tratamiento exclusivamente por procedimientos físicos.

Se pretende con esta instalación, emplazada en el lugar de Atios, de la parroquia de Santa Eulalia de Atios, Ayuntamiento de Porriño, alcanzar una producción de 1.250 kg/día de concentrados de espodumena, con un contenido en Li_2O de un 4,5 por 100, tratando tamaños de 1 a 6 mm. Las cantidades de productos obtenidos durante el proceso son las siguientes:

	Kilogramos/día	Toneladas/año
Pegmatita bruta con 1,20 por 100 en Li_2O	8.333	2.500
Pegmatita bruta con 1,20 por 100 en Li_2O triturada, de 1 a 6 mm	5.000	1.500
Pegmatita bruta con 1,20 por 100 en Li_2O triturada a menos de 1 mm	3.333	1.000
Concentrado de espodumena de 1 a 6 mm., con 4,5 por 100 en Li_2O	1.250	375
Estériles de 1 a 6 mm	3.750	1.125
Sin tratar, menor de 1 mm	3.333	1.000

El tratamiento comprende las fases de: machaqueo, trituración, clasificación, concentración, secado, calcinación y pulverización.

La concentración se hace basándose en la diferencia de densidad de la espodumena (3,14) y la de los estériles, cuarzo y

feldespato (2,6 y 2,7); el secado y calcinación tiene por objeto la transformación del concentrado de espodumena en espodumena beta, muy útil, por su bajo coeficiente de dilatación térmica, para la fabricación de materiales muy resistentes al choque térmico y de gran estabilidad dimensional frente al calor.

La inversión, en esta planta piloto, es del orden de 10.500.000 pesetas, estando actualmente terminada la obra de fábrica y acopiado a pie de obra del 30 al 40 por 100 de la maquinaria a instalar.

9.4 OBJETIVOS QUE SE PRETENDEN ALCANZAR

Extracción realizada en los últimos años

Las concesiones mineras que forman este yacimiento son recientes y no se han realizado más extracciones que las necesarias para efectuar análisis de mineral y otras pruebas industriales.

Producción para 1970 de cada mina

	Toneladas
MNEMOSINES	2.500
EVA II	500
URANO	400
TOTAL	3.400

Producción óptima a alcanzar según la capacidad total de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta

Una vez terminadas las instalaciones que se llevan a cabo para el tratamiento del mineral, la producción deberá alcanzar las 5.000 t/año.

Programa de producción estimado, con la situación actual del mercado y previsión hasta 1980

Un total de 100.000 t.

Programa de inversiones a realizar con relación a los capítulos: explotación, transportes, plantas de trituración, embarques de mineral y servicios auxiliares

Explotación, 4.550.000 ptas.
Planta de tratamiento, 10.265.740 ptas.

9.5 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

No se tiene información suficiente sobre la producción y consumo de los minerales de litio, ni tampoco estadística oficial alguna. Por cierta revista bibliográfica se ha llegado a conocer que en el año 1965 la producción mundial de mineral de litio fue de 140.000 t.

Dado el interés y las aplicaciones que modernamente se han encontrado para el litio se cree que la producción ha debido de aumentar para atender el amplio campo de demanda.

Los principales productores de minerales son los Estados Unidos, Canadá, Africa del Sur, Rodesia. La producción europea es prácticamente insignificante.

La comercialización de los minerales de litio en Europa se hace a través de dos grandes empresas: Metallgesellschaft AG y Jan de Poorter.

La compañía Jan de Poorter importa desde el Canadá y Africa del Sur unas 20.000 t/año de mineral de litio, que previamente tratadas y transformadas dedica al consumo de las industrias del vidrio y cerámica en Europa.

En cuanto a Metallgesellschaft AG se desconocen las cantidades de mineral que importa para su transformación, pero se cree que supera en mucho la cifra anteriormente citada para la otra compañía.

Los concentrados obtenidos por la Metallgesellschaft AG abastecen principalmente a la industria química y metalúrgica.

9.5.1 MERCADO INTERIOR

Ultimamente la atención de los ceramistas interesados en la obtención de productos de alta resistencia a los choques térmicos se ha centrado en los alumino-silicatos de litio, por sus especiales propiedades frente a la dilatación térmica, que es muy escasa e incluso nula.

Por otra parte, el óxido de litio es un fundente muy enérgico, especialmente en presencia de otros óxidos alcalinos con los que forma eutécticos de bajo punto de fusión. Las razones anteriores justifican el notable incremento que ha experimentado la utilización del óxido de litio para mejorar la calidad de las pastas cerámicas, de los esmaltes y de los vidrios especiales e industriales. En la actualidad se conocen dos productos comerciales: Keraflux, fabricado en Geertruidenber por Jan de Poorter, y Zero-X, en Clever-Land por Ferro Corp.; ambos productos se vienen importando cada vez en mayor escala, pero se desconoce su cuantía.

La comercialización de los minerales de litio en España se debe limitar, por consiguiente, al abastecimiento de las industrias de vidrio y cerámica exclusivamente, no pudiendo preverse las necesidades de este mercado.

9.5.2 MERCADO EXTERIOR

Actualmente el concesionario está en contacto con la sociedad Jan de Poorter (Holanda), que se muestra muy interesada en la importación de los minerales españoles y espera llegar a un acuerdo para el suministro de unas 5.000 t. de mineral bruto. Una vez terminadas las instalaciones de concentración que se lleven a cabo en Porriño espera también poder exportar a la misma compañía algunos miles de toneladas de mineral concentrado.

9.6 CONSUMO NACIONAL PREVISIBLE

Las importaciones realizadas, clasificadas por sustancias, correspondientes a los últimos años, quedan expresadas en el cuadro siguiente:

IMPORTACIONES

	1964		1965		1966		1967		1968	
	Toneladas	Valor — *Miles de pesetas*	Toneladas	Valor — *Miles de pesetas*	Toneladas	Valor — *Miles de pesetas*	Toneladas	Valor — *Miles de pesetas*	Toneladas	Valor — *Miles de pesetas*
Minerales de litio	61	327	132	744	245	1.381	366	2.311	426	3.239
Hidróxido de litio	23	1.640	43	3.015	41	2.566	47	3.087	72	6.043
Litio químicamente puro	—	—	—	—	0,001	0,80	0,085	60	—	—
Cloruro de litio	7	815	1	110	2	246	2	145	2	218
Sulfato de litio	10	177	1	120	83	135	5	199	1	99

La evolución previsible del mercado para el período 1970-1980 puede cifrarse en las siguientes cantidades:

AÑOS	Consumo
1970	468
1971	510
1972	555
1973	595
1974	638
1975	681
1976	725
1977	769
1978	814
1979	858
1980	903

9.7 PANORAMA INTERNACIONAL

El primer productor de minerales de litio hasta el año 1886 fue Alemania, pasando después la primacía a Francia, hasta los primeros años del siglo actual. A partir de entonces, y hasta el año 1953, esta primacía pasa a Estados Unidos, pero actualmente el mayor productor es Rodesia del Sur.

Los datos de producción que se conocen, hasta el año 1967, son los siguientes:

PAISES	1963	1964	1965	1966	1967
Rodesia	45.327	62.127	42.891	s. d.	s. d.
Brasil	s. d.	s. d.	6.848	s. d.	6.148
Africa Suroeste	1.018	1.104	1.489	1.577	s. d.
Surinan	515	s. d.	s. d.	s. d.	s. d.
Argentina	1.435	725	622	270	240
Ruanda y Burundi	368	301	s. d.	s. d.	s. d.
Mozambique	104	s. d.	76	s. d.	251

Unidad t.

9.8 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL LITIO

Producciones y consumos mundiales. Principales productores y consumidores

	1963	1964	1965	1966	1967
Producción...	55.142	71.199	53.591	52.860	52.180

UNIDAD: t.

Productores:

Rodesia, 80 por 100; Brasil, 13, y Africa 8.

Consumidores:

Estados Unidos, 37,5 por 100; República Federal Alemana, 24; Reino Unido, 16; Japón, 11; Holanda, 7, e Italia, 4.

Precios

Ambligonita, 6-8 por 100 de óxido de litio (base 8 por 100), 135-155 libras/t.; lepidolita, 3-3,5 por 100 de óxido de litio (base 3 por 100), 140-145 libras/t.; petalita, 3,5-4,5 por 100 de óxido de litio (base 3 por 100), 110-125 libras/t., y espodumena, 4-7 por 100 de óxido de litio (base 6 por 100), 115-120 libras/t.

Utilización, distribución del consumo y sustitutivos

Cerámica y vidrio, 30 por 100; lubricantes, 25; aire acondicionado, 12; soldadura y bronce, 10, y otros, 23.

En Europa:

Cerámica y vidrio, 50 por 100; lubricantes, 30, y soldadura y bronce, 10.

Reservas

Estados Unidos....	725
Rusia	500
Canadá	188
Africa	88
Otros	6
TOTAL.....	1.507

Las reservas estimadas para España son:

2.000 t. de ambligonita (7 por 100) = 140 t. Li_2O.

1.200.000 t. de espodumena (1,2 por 100) = 14.000 t. Li_2O.

Existen reservas de ambligonita en Salamanca, Cáceres y Badajoz, y de espodumena en Pontevedra.

Previsiones de consumo en España

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Minerales en t.....	468	510	555	595	638	681	725	769	814	858	903
Valor en millones...	3,3	3,6	3,9	4,2	4,5	4,8	5,1	5,4	5,7	6,0	6,4

Además se importa:

Hidróxido de litio, 70 t., a 83 ptas/kg.
Litio puro, 80 kg., a 700 ptas/kg.
Cloruro de litio, 2 t., a 109 ptas/kg.
Sulfato de litio, 1 t., a 99 ptas/kg.

Previsiones de la producción nacional

Depende de la comercialización de las ambligonitas de Cáceres, que está produciendo 400 t/año, sin venderlas.

Previsiones del comercio exterior

Aunque se importan más de 400 t. y se puede llegar a 800, con unos valores de importación de poca consideración, se debe estudiar la comercialización y transformación de la producción existente de ambligonitas y la posible de espodumena, aunque realmente debe dejarse este estudio a cargo de los particulares, pues de momento no es muy relevante.

Comentario general

El consumo de litio tiene una tendencia creciente en el mundo, previéndose para España también un aumento, reducido de la estadística de los últimos años. Hasta el presente, el consumo nacional se abastece exclusivamente de los mercados exteriores, no pudiéndose dar cifras de previsiones nacionales de producción en tanto no se estudie la posible aplicación y comercialización de las ambligonitas de la provincia de Cáceres, que aunque actualmente están produciendo unas 400 t., procedentes del tratamiento de la casiterita, no se comercializan por ahora, y de la espodumena procedente de Galicia.

El precio del litio manifiesta una tendencia alcista en el mercado mundial debido al aumento de los costos de producción y a una mayor demanda, principalmente en el consumo de carbonato de litio, para la industria del aluminio, vidrio y cerámica. También existe un consumo potencial, que puede ser interesantísimo, en forma de litio metal para su utilización en las baterías del nuevo coche eléctrico, que pretende disminuir la contaminación atmosférica.

El mercado internacional de este metal está dominado por Rusia, la Foote Mineral Company, Galf Resources y la American Potashe and Chemical, influyendo también la empresa Montecatini, de Italia, y Orquima, del Brasil.

En cuanto al interés sobre esta sustancia en España lo han demostrado dos sociedades que se indican en páginas precedentes. De momento, no obstante, nuestras reservas no son de gran relevancia.

10. MANGANESO

10.0 INTRODUCCION

Usos

El manganeso ya fue utilizado en la antigüedad en Egipto y Roma para colorear vidrios. Prácticamente hasta el siglo XIX las industrias de la cerámica y del vidrio fueron las únicas consumidoras de minerales de manganeso.

A partir de 1855 estos minerales fueron extensamente utilizados para la fabricación del cloro. Desde entonces la industria química, y también la textil, fueron los consumidores más importantes.

Sin embargo, fue a partir de la introducción del procedimiento Bessemer para la fabricación del acero y del descubrimiento, poco después, de Robert Mushet de que la adición de manganeso al acero, en forma de «spiegeleisen», permitía convertir el acero Bessemer en metal forjable y laminable en caliente lo que dio un gran impulso al consumo de manganeso.

En la actualidad la industria siderúrgica es la gran consumidora de manganeso, principalmente como desoxidante y desulfurante, pero también como elemento de aleación para obtener aceros duros y resistentes al desgaste. Los otros dos consumidores actuales importantes, la industria química y la de fabricación de pilas secas, no representan, en conjunto, más del 7 u 8 por 100 del consumo siderúrgico. Así en 1963, en los Estados Unidos, de un consumo total de minerales de manganeso de 1.842.000 t., la industria siderúrgica absorbió 1.719.000 t., la industria química 95.000 t. y la fabricación de pilas secas 28.000 t.

La industria siderúrgica utiliza el manganeso bajo la forma de ferro-manganeso de diversas calidades: el «spiegeleisen», que contiene hasta el 30 por 100 Mn, pero normalmente del 16 al 23 por 100, ferroaleación que se obtiene en horno alto y hoy casi ha desaparecido, y el ferro-manganeso obtenido en horno eléctrico; éste puede ser ferro-manganeso normal de 74-76 por 100 Mn y de alto contenido en carbono; ferro-manganeso afinado, de bajo contenido en carbono y 80-95 por 100 Mn; el ferro-manganeso de contenido medio en carbono, con 80-95 por 100 Mn, y, finalmente, el sílico-manganeso, con 60-68 por 100 de Mn y 12-20 por 100 Si.

La producción española en t. de estas ferroaleaciones, en los últimos años, ha sido la siguiente:

	1965	1966	1967	1968	1969
Ferro-manganeso normal	34.425	34.185	40.732	45.295	42.185
Ferro-manganeso afinado	3.728	3.759	1.991	4.366	4.114
Sílico-manganeso	4.858	11.041	9.563	15.813	15.260

Unidad: t.

Se consumen también algunos minerales de manganeso en la fabricación de manganeso metal. En los Estados Unidos se produce, por vía electrolítica, manganeso metal de diversas calidades: regular, nitrurado, deshidrogenado y con contenido en hidrógeno reducido; se exige un contenido mínimo en Mn del 99,9 por 100. El manganeso metal obtenido en horno eléctrico, con 95 por 100 Mn, ha desaparecido del mercado. En otros países se fabrica también manganeso metal por aluminotermia, con un grado de pureza intermedio entre los anteriores.

Minerales de manganeso

Se conocen más de 100 especies mineralógicas que contienen manganeso. Los minerales comerciales más importantes de manganeso son, por el orden en que se citan: los óxidos, los carbonatos y los silicatos. Los minerales oxidados de manganeso son muy variables en su composición; a menudo son mezclas de distintas especies, por lo que resultan difíciles de identificar y conducen a errores de nomenclatura. Por esta razón el Geological Service norteamericano sugiere que se emplee el término «tipo psilomelana» en lugar de «psilomelana» para designar los óxidos macizos y duros que no se identifiquen específicamente y que en realidad son mezclas de distintos óxidos. De la misma manera propone se llamen «óxidos blandos» a aquellos minerales negros y blandos, manchadizos, que no hayan sido específicamente identificados en el laboratorio y que de hecho son casi siempre mezclas de pirolusita y otros óxidos. El principal mineral carbonatado de manganeso es la rodocrosita, $MnCO_3$, que como es isomorfo de toda una serie de carbonatos metálicos de hierro, calcio, magnesio, cinc y cobalto, se encuentra en la naturaleza con una gran variedad de composiciones intermedias. Otras especies importantes como menas de manganeso son la hausmanita, Mn_3O_4, y la braunita, $(MnSi)_2O_4$. Excluyendo la braunita, el silicato más importante entre las menas de manganeso es la rodonita, $MnSiO_3$, si bien no constituye mena en sentido estricto por su carácter refractario.

Yacimientos de manganeso

Existe una gran variedad de yacimientos de manganeso, pero todos ellos pueden agruparse prácticamente en dos tipos:

Yacimientos primarios, de tipo exhalativo sedimentario o hidrotermal subvolcánico, que se presentan en forma de bolsadas o lentejones arrosariados, con frecuencia en volúmenes no importantes y cuyas especies más frecuentes son carbonatos, hausmanita y psilomelana, y a veces otros óxidos e hidróxidos. A este tipo pertenecen los yacimientos de Kellerwald, en Alemania; los de Gonzen, en Suiza, y los de Huelva, en España, mucho más extensos e importantes que los anteriores. Son yacimientos muy complejos, de explotación normalmente costosa, que arman generalmente en formaciones paleozoicas y donde las zafras presentan siempre elevado contenido en sílice, de difícil o imposible separación. En la montera de estos yacimientos pueden encontrarse mineralizaciones secundarias ricas, en la zona de meteorización y cementación, que en Huelva desempeñaron un papel muy importante en la producción de finales del siglo pasado y comienzos del presente. Económicamente juegan un papel muy secundario en la producción mundial de manganeso, tanto por el volumen de la producción como por la calidad de los minerales, cuya ley en manganeso difícilmente sobrepasa el 35 por 100 y cuyo contenido en sílice rebasa con frecuencia el 30 por 100. Su consumo queda por ello limitado prácticamente a la fabricación de ferroaleaciones especiales como el sílico-manganeso.

Yacimientos secundarios, que pueden ser oolíticos sedimentarios, de cementación, carbonatados o metamórficos. Son generalmente yacimientos horizontales o casi horizontales. Los de cementación se presentan normalmente en terrenos recientes. Sus minerales, óxidos y a veces carbonatos alcanzan frecuentemente leyes altas, que van del 48 al 52 por 100 y rara vez descienden del 40 por 100. Del grupo oolítico son los grandes yacimientos rusos de Chiatura, en el Cáucaso, y de Nikopol, en el Dnieper, explotados desde muy antiguo y que dan una de las producciones mayores del mundo. Son del tipo metamórfico los de Madhya Pradesh, en la India, segundo productor mundial, en 1951, después de Rusia, y los de Africa del Sur, Costa de Oro, Brasil, etc. Del tipo de meteorización y cementación son los yacimientos de Texas y Arkansas y muchos otros de los Estados Unidos, y los de Costa de Oro, Cuba, Haití y Costa Rica. A este grupo pertenecen también los españoles del Campo de Calatrava y Estopiñán (Huesca), que por desgracia son de muy pequeña cubicación y está el segundo prácticamente agotado. También está el de Buferrera, en Asturias, que produjo óxidos de alta ley, pero en el que hoy ya no quedan más que algunos hierros manganesíferos. Estos yacimientos secundarios son los que proporcionan al mundo la casi totalidad del manganeso que se consume.

10.1 PRODUCCION MUNDIAL

Se estima que las reservas mundiales de minerales de manganeso rebasan la cifra de 2.000 millones de toneladas, representadas fundamentalmente por los grandes yacimientos de Rusia, Gabón, República Sudafricana, Brasil, India y China.

La producción mundial de minerales de manganeso fue muy reducida hasta la segunda mitad del siglo XIX. Basta considerar que la media de España, en el período 1859-1883, fue de 22.000 t/año, y, sin embargo, en 1881 esta producción representaba todavía las dos terceras partes de la mundial. Después de la introducción del procedimiento Bessemer para la fabricación de acero, en 1856, surge la necesidad de utilizar el manganeso en la industria siderúrgica, y esto, unido al desarrollo de la propia siderurgia, sobre todo ya dentro del siglo XX, se tradujo en un incremento gigantesco del consumo de estos minerales, que fue, por término medio, de 12.750.000 t/año en el período 1954-1958 y llegó a 17.730.000 en 1968.

En el año 1968 la distribución de la producción de minerales de manganeso en el mundo, por continentes, fue la siguiente:

Europa	7.898.000
Africa	3.553.000
Asia	2.742.000
América del Sur	1.540.700
Norteamérica	284.000
Oceanía	72.100

UNIDAD: t.

En el mismo año los países productores de más de 200.000 t fueron los siguientes:

Rusia	7.500.000
Suráfrica	1.972.000
India	1.602.000
Brasil	1.426.000
Gabón	1.221.000
China	900.000
Australia	749.000
Japón	323.000
Gana	413.000
Marruecos	—
Congo	—
Rumanía	—

UNIDAD: t.

10.2 GENERALIDADES SOBRE EL MANGANESO ESPAÑOL

Con gran diferencia respecto a las producciones de otras regiones de España, la minería del manganeso en la provincia de Huelva ha representado siempre la parte más importante de la producción nacional.

Comienza ésta en el año 1859, vendiéndose los minerales producidos para las industrias química y textil. Según G. Tarín, la producción de este primer período, que termina en 1878, representó 402.000 t. en veinte años escasos.

A partir de 1879 entra a figurar como consumidora la industria siderúrgica. En el período 1879-1883 Huelva produjo 39.165 t. No existen datos del período 1883-1889, pero la producción debió ir en aumento, por cuanto en el período siguiente, desde 1890 a 1908, Huelva produjo 751.840 t. de mineral de manganeso, llegándose al máximo en 1900 con 112.500 toneladas, cifra que no ha vuelto a ser alcanzada nunca. En los diecinueve años siguientes, desde 1909 a 1930, la producción se contrae, totalizándose, no obstante, 434.000 t., es decir, una producción anual media de casi 23.000 t.

Desde 1931 a 1940 la producción nacional de minerales de manganeso sufre un verdadero colapso. Sólo 26.800 t. en diez años.

En 1940 se crea el Consejo Ordenador de Minerales Especiales de Interés Militar (COMEIM), que abordó desde su creación el problema del abastecimiento de minerales de manganeso a la siderurgia nacional, estimulando a la minería ante la dificultad creciente de la importación, debido a la guerra mundial, de modo que, a no ser por dicho estímulo, la minería hubiera podido paralizar la siderurgia nacional, aun con la limitada producción de aquel período. Téngase en cuenta que en el año 1940, para una demanda mensual de 2.000 t., la minería española sólo podía ofrecer de 600 a 750 t. La importancia de los resultados conseguidos se refleja en las siguientes cifras:

AÑOS	Producciones — *Toneladas*
1941.....	11.618
1942.....	20.694
1943.....	25.322
1944.....	30.322
1945.....	24.168
1946.....	30.140
1947.....	22.666
1948.....	18.094
1949.....	17.889
1950.....	17.408
1951.....	20.815
1952.....	26.542
1953.....	29.154
1954.....	35.462
1955.....	42.200
1956.....	31.262
1957.....	41.232

UNIDAD: t.

La distribución por zonas de la producción, durante este período de dieciséis años, fue la siguiente:

Provincia de Huelva, 355.454 t.
Provincia de Ciudad Real, 61.046 t.
Otras provincias, 37,760 t.

Dentro de la provincia de Huelva, cuatro minas: El Toro, La Joya (Soloviejo), Pepito y Oriente, produjeron en 1957 el 65,8 por 100 del total de la provincia.

Siguió en importancia, como puede verse más arriba, la provincia de Ciudad Real, con dos explotaciones: la mina María y la Reserva del Estado, explotada por el propio Consejo Ordenador. Su producción durante los años 1952 a 1957 fue la siguiente:

AÑOS	Mina María	COMEIM
1952.....	2.395	1.328
1953.....	3.454	3.005
1954.....	4.427	4.429
1955.....	3.623	7.094
1956.....	3.206	5.632
1957.....	2.554	6.579

UNIDAD: t.

En conjunto durante el período de actividad del COMEIM la producción de minerales de manganeso en España fue de 393.194 t.

Desde 1859, en que comenzó la explotación minera de manganeso en España, hasta 1960 en que se disolvió el COMEIM, la producción total de España ha llegado a la cifra de 2.400.000 toneladas.

Características de los yacimientos españoles de manganeso

En España se ha señalado con frecuencia la existencia de minerales de manganeso en las provincias de Badajoz, Burgos, Ciudad Real, Gerona, Guadalajara, Huelva, Huesca, Madrid, Oviedo, Pontevedra, Salamanca, Teruel, Valencia, Zamora y Zaragoza.

En la gran mayoría de los casos se trata de depósitos de cementación por aguas subterráneas, que han disuelto y precipitado después manganeso de rocas antiguas. Desgraciadamente, ninguno de los yacimientos de este tipo que se conocen en España, que son los que en el mundo dan hoy la mayor producción, tiene condiciones de explotabilidad económica, por su escasa cubicación y, además, por su baja calidad y mala condición mecánica de los minerales. Con la excepción del yacimiento de Buferrera (Oviedo), ya agotado, quizá los yacimientos de este tipo más importantes sean los del Campo de Calatrava, en la provincia de Ciudad Real. El yacimiento está compuesto por una serie de bolsadas, de pequeña extensión superficial, de óxidos de manganeso que han llegado a veces al 50 por 100 en Mn, en nódulos coquerosos con ganga arcillosa. Las bolsadas se encuentran a escasa profundidad dentro de la cubeta miocena, relativamente extensa, pero poco profunda, que forma el Campo de Calatrava, rellenando un sinclinal siluriano. En esta zona ha habido intensa actividad volcánica en épocas geológicas recientes y son perfectamente visibles las coladas de basaltos, limburgitas, etc. La actividad posvolcánica debió manifestarse en la surgencia de aguas termales, ricas en carbónico, que disolvieron el manganeso de las rocas eruptivas y silurianas y al alcanzar la cubeta rellena por el Mioceno y Cuaternario perdieron presión y temperatura y precipitaron el manganeso. En las explotaciones que allí se montaron durante los años 1946 a 1960 pudo comprobarse que esta precipitación se había realizado como en un vaso de laboratorio: hierro en la parte baja y manganeso encima. La bolsada más importante de las conocidas fue la explotada en la mina María, que desde 1946 a 1967 produjo 24.600 t. de mineral del 38 por 100 y 2.929 t. del 30 por 100 en Mn. Por su parte, el COMEIM, en las bolsadas que explotó desde 1952 a 1957, produjo 28.121 t. En definitiva, los yacimientos de Ciudad Real, dentro de sus modestas proporciones, en momentos de graves dificultades de abastecimiento, aportaron al consumo nacional más de 50.000 t. de minerales pobres en sílice y sin azufre ni arsénico, con ley media del 38 por 100 en Mn, que en algunas bolsadas llegó hasta el 50 por 100.

Otro tipo de yacimiento son los de sustitución metasomática en calizas, de los cuales se han dado algunos ejemplos en la cordillera Cantábrica y en El Benzú, cerca de Ceuta, pero sólo uno llegó a tener importancia económica, las minas de Buferrera, en Cangas de Onís, agotadas en la actualidad.

Finalmente, el tercer tipo de criaderos de manganeso conocido en la Península es el de los yacimientos de génesis hidrotermal subvolcánica, relacionados con intrusiones magmáticas, al cual pertenecen todos los de la provincia de Huelva, que han dado, con gran diferencia, la mayor parte de la producción de España y siguen siendo las más importantes en cuanto a cubicación.

Se presentan en forma de bolsadas o lentejones arrosariados, verticales o muy inclinados, que a veces llegan a tener potencias de decenas de metros y corridas de más de un kilómetro. Es muy variable la profundidad que alcanza la mineralización. En La Isabel, por ejemplo, la esterilización se produjo hacia los 50 m. de profundidad, y algo semejante debió de ocurrir en El Toro, que ha sido una de las mejores minas. En Pepito ha rebasado los 100 m. de profundidad, aunque ya a 115 m. están claros los síntomas de agotamiento. En La Joya, del grupo Soloviejo, a más de 100 m. de profundidad no sólo no se aprecian síntomas de acuñamiento de la bolsada, sino que en los niveles inferiores la potencia ha aumentado, llegando hasta a 38 m.

Estos criaderos tienen frecuentemente como respaldo diques de jaspes y pizarras paleozoicas, probablemente del Culm. Otras veces, como en Pepito, el criadero arma en el contacto de las pizarras paleozoicas con rocas intrusivas, que allí son riolitas de estructura porfírica, los bien conocidos pórfidos rojos de Huelva. Las especies mineralógicas presentes son predominantemente óxidos duros silicificados, en menor proporción carbonatos y aún más escasos silicatos. Pepito es una de las

raras minas que sólo contiene carbonatos, sin óxidos, aparte de los secundarios de la zona de cementación muy poco importantes, y con menor grado de silicificación. Normalmente la variabilidad de la composición mineralógica es extraordinaria en distancias de pocos metros dentro de las bolsadas, lo cual, unido a las propias condiciones del yacimiento, con caballones de jaspes y zonas estériles imprevisibles, hacen difícil la explotación.

No menos complicada resulta la explicación genética de estos criaderos. En Soloviejo la variabilidad de las especies y la frecuencia de la aparición de filones o filoncillos de cuarzo lechoso hidrotermal, que atraviesan las masas, como relleno probable y tardío de fracturas tectónicas que afectaron al criadero original, sugiere la influencia de sucesivas paragénesis de difícil identificación, que debieron escalonarse a lo largo de un período de tiempo considerable. Hay un hecho que sí parece claro: la relación entre los criaderos de manganeso y la presencia de sílice volcánica. Este hecho resalta en las hojas geológicas a escala 1 : 50.000, publicadas o en prensa, que ha preparado el Instituto Geológico sobre aquellos territorios. Dicha relación refuerza la hipótesis de que se trata de criaderos de origen hidrotermal subvolcánico. Es lógico preguntarse cuál fue la mineralización original. Parece que la primera deposición hidrotermal debió engendrar carbonatos. Cuando ésta fue única, como parece debió ocurrir en Pepito y en El Toro, el criadero no contiene más que carbonatos y la sílice es escasa. Pero lo normal no parece haber sido esto, sino que, por el contrario, la actividad hidrotermal ha continuado a través de los primitivos depósitos y, al parecer, los fluidos hidrotermales se han ido enriqueciendo en sílice a medida que se empobrecían en manganeso. Estas nuevas emisiones debieron descomponer los carbonatos originales, transformándolos en óxidos e impregnando de sílice los vacíos resultantes de la contracción de volumen que debió acompañar a este proceso. En muestras de óxidos de Soloviejo, estudiadas al microscopio, se aprecia claramente este fenómeno: los óxidos de manganeso cristalizados aparecen empastados en sílice, que en muchas ocasiones corroe y penetra al interior del óxido. La última manifestación de esta actividad hidrotermal debió ser la avenida de sílice pura que rellenó las grietas y fisuras tectónicas del criadero original.

A pesar de su antigüedad, lo cierto es que las minas de manganeso de Huelva son muy poco conocidas y menos aún investigadas. Prácticamente no han sido estudiadas nunca con criterios geológico y metalogénico. Casi siempre fueron objeto de explotación limitada (salvo quizá el período de explotación de las monteras ricas) por empresas modestas, a veces personales o familiares y en general mal dotadas de medios técnicos y económicos. Por ello hemos de advertir que las anteriores hipótesis genéticas deben tomarse con toda reserva, por estar basadas en observaciones muy locales y porque el conocimiento de los yacimientos de manganeso de la provincia de Huelva es, desafortunadamente, muy elemental e incompleto.

La última fase de la formación de estos yacimientos fue la de las monteras de óxidos ricos, en muchas ocasiones óxidos blandos del tipo pirolusita, debidos a la disolución y precipitación en la zona de cementación, con leyes elevadas y prácticamente exentos de sílice. En ciertas ocasiones estos depósitos de cementación secundarios y ricos han alcanzado volúmenes muy importantes. Ellos son la razón de las fuertes producciones que dio la provincia de Huelva en los últimos años del siglo pasado y en los comienzos del actual. Testigo de estas explotaciones son las cortas, a veces muy importantes, que pueden verse, principalmente en los términos de Calañas y Almonaster. Probablemente no sea exagerado estimar que la explotación de minerales de este tipo produjo un millón de toneladas. En la actualidad pueden considerarse prácticamente agotados.

Estas características, que no son típicas de la provincia de Huelva, sino de todos los yacimientos de este mismo tipo, entrañan grandes dificultades y limitaciones en su explotación y beneficio; por lo cual, la producción de este tipo de yacimientos sólo constituye una pequeña parte de la producción mundial de minerales de manganeso.

Su elevado contenido en sílice, imposible de reducir económicamente más que en escasa medida, los hacen inapropiados para la fabricación de los ferromanganesos normal o rico. Su mercado está en el silicomanganeso, para lo cual resultan incluso más a propósito que la mezcla de minerales ricos con sílice, pero no pueden sustituir económicamente a los minerales del 48-50 por 100 en la fabricación de ferromanganeso. Así, por ejemplo, en el pasado año 1969 la producción española de ferromanganeso, normal y afinado, exigió la utilización de casi 100.000 t. de minerales ricos de importación, mientras que la producción de silicomanganeso sólo consumió 30.000 t. de minerales del tipo que puede producir la provincia de Huelva.

Es difícil predecir cuál puede ser la situación en el futuro. Es cierto que el consumo de silicomanganeso tiende a crecer. La producción española ha pasado de 5.000 t. en 1965 a 15.000 t. en 1969, y parece que la introducción del procedimiento LD en la siderurgia aumenta su consumo. Esto incrementaría el consumo de minerales de Huelva, pero no se podrá prescindir de la importación de los de alta ley.

10.3 MINAS EN ACTIVIDAD

10.3.1 INTRODUCCION

A partir de la desaparición del COMEIM, en 1960, la minería española del manganeso entró en una nueva fase, que se podría calificar de mercado normal. Por una parte, se normalizó la importación de minerales de alta ley (48-50 por 100 en Mn), sin duda alguna necesaria, y, por otra, al desaparecer los precios de estímulo, se encontró frente a la competencia internacional.

Las consecuencias fueron inevitables y no tardaron en producirse. Desapareció por completo la producción de las otras provincias distintas de Huelva y Ciudad Real. En esta última la mina María había llegado a agotarse por aquel entonces, pero hubiera cerrado de todas maneras. Las explotaciones del COMEIM pasaron a la Empresa Nacional Adaro, y aunque aquí las circunstancias eran diferentes, porque quedaban bolsadas reconocidas en las que no se había iniciado la explotación, Adaro paralizó casi inmediatamente los trabajos. En cuanto a la provincia de Huelva, la situación no fue muy diferente. Alguna de sus minas más importantes, como El Toro y Calañesa, habían agotado sus reservas y cerraron incluso antes de la crisis. Las restantes, quizá con la única excepción del grupo Soloviejo y Pepito, habían venido produciendo tonelajes pequeños con escasez de medios de toda clase y no podían resistir de ninguna manera las condiciones adversas de un mercado de libre concurrencia, y así fueron cerrando una tras otra.

Es un hecho fatal el que los minerales de Huelva sean muy silicíosos y de baja ley y no puedan, por tanto, competir con los minerales de importación. Su mercado está limitado al uso específico de la producción de silicomanganeso, producción también limitada, que no permite a las minas proponerse

siquiera los niveles de producción necesarios para tener un costo a boca mina razonable, dadas sus dificultades de explotación.

Si el grupo Soloviejo y Pepito continuaron en actividad fue, en parte, por el entusiasmo del explotador y en parte por cierta protección que le brindaron las dos grandes empresas productoras de ferroaleaciones, que, con muy buen criterio, trataron de evitar el hundimiento total de la minería del manganeso en Huelva, recordando su contribución en los años difíciles. Sin embargo, también estas explotaciones fueron languideciendo; la calidad de los minerales entregados era cada vez más baja y las dificultades económicas del explotador mayores. Entonces estas dos empresas propusieron al explotador la constitución de una sociedad, a la que éste aportaría las minas y aquéllas el capital, asumiendo la dirección. Así nació, en 1967, la empresa Manganesos de Huelva, S. A., que mantiene la única producción de estos minerales existente hoy en España.

Actualmente se encuentran en vigor las siguientes concesiones de explotación y permisos de investigación:

En la provincia de Huelva:

Trece permisos de investigación.
Cincuenta concesiones de explotación de la Ley actual.
Setenta y siete concesiones de explotación de la Ley antigua.

Estas 127 concesiones de explotación han vendido mineral en mayor o menor cantidad, pero en la actualidad están paradas, con la única excepción del grupo Soloviejo y Pepito.

En la provincia de Badajoz:

Un permiso de investigación.
Una concesión de explotación que no ha dado nunca producción.

En la provincia de Salamanca:

Una concesión de explotación de Ley antigua.
Dos concesiones de explotación de Ley moderna.

Ninguna de ellas ha dado nunca producción.

En la provincia de Zamora:

Cinco permisos de investigación.
Dos concesiones de explotación de Ley antigua.
Dos concesiones de explotación de Ley moderna.

De estas concesiones de explotación, las dos de Ley antigua produjeron alguna pirolusita, pero están actualmente paradas. De las de Ley actual, la llamada Ambiciosa figura con producción de barita, pero no de manganeso.

En la provincia de Pontevedra:

Un permiso de investigación.

En la provincia de Oviedo:

Tres concesiones de explotación.

De éstas, la mina Picota, en Cangas de Onís, dio a principios de siglo una producción interesante de óxidos ricos, hoy agotados. Ultimamente ha producido algunos hierros manganesíferos, restos del criadero agotado, y en la actualidad está parada. De las otras dos, una produjo algunos hierros manganesíferos y está actualmente inactiva; la otra nunca ha dado producción.

En la provincia de Zaragoza:

Dos concesiones de explotación de Ley antigua.

Nunca han producido.

10.3.2 MINA PEPITO

Las minas Pepito y Ampliación a Pepito, de 35 y 38 hectáreas, respectivamente, números de Registro Minero de la provincia de Huelva 12.556 y 13.204, se hallan enclavadas en el término municipal de Nerva, a unos tres kilómetros de distancia de dicha población.

Dentro de la concesión Pepito se ha venido explotando, desde hace años, una bolsada de carbonato de manganeso, que no aflora a la superficie, con buzamiento de unos 60° al S., corrida máxima explotable de unos 110 m. y potencia máxima de 10 a 12 m. El mineral obtenido ha sido exclusivamente carbonato, de color blanco o rosado cuando está recién arrancado, con leyes que han rebasado en ocasiones el 40 por 100 y con un contenido máximo en sílice del 19-20 por 100.

Hasta el momento de hacerse cargo de estas minas Manganeso de Huelva, S. A., la producción se mantenía en unas 3.000 t/año. El personal empleado se componía de dos facultativos, un administrativo, un guarda y 30 a 35 obreros, de los que más de la mitad trabajan en el exterior, encargados del troceo y estrío de las zafras. No existe taller mecánico de trituración ni de clasificación. Las instalaciones se reducen a una subestación de transformación de energía eléctrica de 150 KVA, dos compresores con 90 CV. y dos bombas de desagüe. El mineral producido se transporta en camiones al puerto de Huelva, distante unos 90 km.

Cuando en 1967 Manganesos de Huelva, S. A., adquirió todas las concesiones mineras a su antiguo propietario, Pepito estaba en franca decadencia y sus reservas a la vista no cubrían la producción más que para ocho o diez años, con el ritmo de producción de 2.500 a 3.000 t. anuales. En los niveles en que se llevaba el arranque, la corrida se había reducido a algunas decenas de metros y la potencia también había experimentado fuerte reducción. No obstante, en todos los niveles en que se había intentado investigar el criadero, al acuñarse la bolsada y convertirse en una guía de pocos centímetros, ésta no se había perdido nunca en los avances realizados. Manganesos de Huelva, S. A., proyectó realizar una investigación a fondo de la concesión antes de tomar otras decisiones sobre mecanización y modernización, que no justificaban tan escasas reservas.

Se comenzó por levantar un plano general de labores de la mina, que no existía, para estudiar las características de la bolsada explotada, y un plano de superficie para poder estudiar la geología de la zona. Se comprobó que el criadero armaba en el contacto de pizarras paleozoicas con riolitas intrusivas de estructura porfírica.

Se reconoció en superficie este contacto en toda su corrida dentro de la concesión Pepito, comprobándose que Ampliación a Pepito» estaba enteramente en la zona de riolitas. A continuación se situaron puntos de sondeo a unos 70 m. de distancia entre sí para reconocer el contacto en profundidad, a cuyo fin, desde cada uno de estos puntos, se dieron sondeos con distintas inclinaciones para cortar dicho contacto en más de un punto, entre 40 y 120 m. de profundidad, que había sido la zona de mineralización en la bolsada explotada. Esta campaña se llevó adelante sin dificultades notables y cor-

tando, en efecto, el contacto prácticamente a las profundidades previstas en cada caso. Pero en ninguno de ellos los testigos, cuya recuperación fue excelente, acusaron siquiera indicios de mineralización. En vista de ello hubo que aceptarse el que la mina estaba efectivamente en vías de rápido agotamiento y abandonar la idea de modernizar la explotación y limitarse a las sustituciones indispensables y algunas reformas poco costosas del material de transporte y extracción para elevar el nivel de producción que se juzgó bajo. Estas medidas permitieron producir 6.000 t. en 1969, es decir, el doble de lo que había sido la tónica de esta mina. Se espera que en el año actual pueda mantenerse casi totalmente esta producción, pero todo hace suponer que tenga que cerrarse la explotación en 1971.

10.3.3 GRUPO MINERO SOLOVIEJO

Propiedad también, en la actualidad, de la sociedad Manganesos de Huelva, S. A., integrado por las siguientes concesiones mineras colindantes, enclavadas en el término de Almonaster la Real:

Número de registro	NOMBRES	Superficie (ha)
756	La Joya	12
802	Las Grullas	12
6.095	San Francisco	6
874	San Francisco de Asís	6
744	La Rapiña	12
32	Nuestra Señora del Rosario	12
12.800	Consuelo	41
12.801	Segunda demasía a Consuelo	45,54
12.777	San Antonio	6
13.992	Ampliación a Consuelo	76 "P. I."
14.094	Daniel	30

El grupo lleva muchos años en explotación. Esta comenzó en la mina La Joya, a fines del siglo pasado, con el arranque de la zona de cementación de minerales ricos, de cuyo tonelaje da idea la corta aún visible, aunque en parte se haya rellenado por hundimientos y escombros de labores posteriores.

A partir de entonces, las labores, ya subterráneas, se han llevado a cabo con mayor o menor ritmo, según las circunstancias del momento y el criterio del explotador. Como la mayor parte de estas labores iban encaminadas a extraer los minerales de mayor ley (más del 35 por 100), pues la media del criadero no da minerales vendibles sin adecuada preparación, la parte alta de éste es hoy un verdadero caos de labores anárquicas, que Manganesos de Huelva, S. A., juzgó preferible abandonar ante los riesgos que representaba su explotación.

Durante todo este largo período de tiempo sólo ha habido dos etapas en las que se intentó una explotación regular y metódica. La primera fue en los años 40, cuando se instaló un lavadero de cribas Hancok, del que sólo existen hoy las obras de fábrica y las conducciones de agua. En él se trataron tanto productos de arranque como antiguas escombreras, pero el resultado no fue el esperado, debido principalmente a las características especiales de estos minerales que hacen muy difícil, si no imposible, su concentración por este procedimiento, como lo han demostrado los estudios de lavabilidad y composición mineralógica acometidos por Manganesos de Huelva, S. A., a lo largo de los años 1967 y 1968, y que llevaron a la conclusión de que sólo mediante el tratamiento por líquidos densos era posible llegar a una concentración regular y razonable.

La segunda etapa fue la de explotación por el Consejo Ordenador de Minerales Especiales de Interés Militar. Este organismo, aparte de mejoras importantes en las instalaciones de la mina, entre otras la construcción de un ferrocarril hasta empalmar con el de Butrón a San Juan del Puerto, inició decididamente la investigación del criadero en profundidad. Construyó un pozo, para doble extracción, en el extremo oeste de La Joya, y avanzó un socavón desde el extremo oriental hasta la caldera del pozo antes indicado, a lo largo de todo el yacimiento y a una profundidad de 50 m. por debajo del nivel de la plaza de la mina, dentro de una zona hasta entonces virgen. Ni el socavón ni ninguna de las traviesas que se trazaron desde él cortaron mineral, de manera que la producción que dio la mina durante el periodo de su explotación por el COMEIM fue casi exclusivamente procedente del relavado de escombreras.

Cuando el COMEIM renunció finalmente al arriendo de las minas, el nuevo explotador, partiendo del socavón ejecutado, avanzó una serie de traviesas que cortaron el criadero al norte del mismo y casi a todo lo largo de su recorrido, con potencias que rebasaron, a menudo, los 20 m.

Hasta el año 1967 se explotó la mina hasta el nivel 50 (el del socavón); en la parte oriental, por el propio socavón, y en la occidental, por otro socavón y un contrapozo. Al poco tiempo de comenzar la explotación, la desaparición del COMEIM y con él los precios de protección, se tradujo en graves dificultades económicas para el explotador, que nunca estuvo muy sobrado de medios, tanto técnicos como económicos, y la explotación se llevó adelante sin más método que el de acudir a cumplir compromisos de embarque. Esta situación se fue agravando y llevó finalmente a la constitución de Manganesos de Huelva, S. A., que desde 1967 es propietaria de este grupo minero.

Al hacerse cargo de las minas la nueva empresa, la reserva de mineral a la vista se estimó en unas 200.000 t. La primera labor a realizar fue poner orden y método en la explotación, reconocer y preparar nuevos campos y mejorar los medios de extracción y transporte interior. Como consecuencia, en el año 1967, la producción bajó a 3.982 t., casi todas procedentes de labores de investigación y preparación, pues no se realizó arranque propiamente dicho. Sólo en el segundo semestre de 1969 se consiguió normalizar la marcha de las nuevas instalaciones de extracción, trituración y clasificación, alcanzándose en dicho año la producción de 23.200 t., correspondientes a 31.000 t. de zafras brutas.

La inversión realizada en estos tres años rebasa los veinte millones de pesetas.

La plantilla actual del grupo Soloviejo consta de:

1 ingeniero de minas, director de la empresa.
3 facultativos.
7 empleados administrativos.
98 obreros.

Las instalaciones, ya en funcionamiento, comprenden los siguientes elementos:

Subestación de transformación eléctrica, de 250 KVA.
Subestación para alumbrado del poblado, de 100 KVA.

Planta de aire comprimido: 3 compresores de 90 CV. que aseguran el consumo actual de 15 m^3/min.

Instalación de desagüe: 1 bomba centrífuga para 10 l/seg. y 120 m. de altura de impulsión, de 25 CV.; 1 bomba centrífuga de 10 l/seg. y 75 m. de impulsión, de 15 CV.

Instalación de extracción: Pozo de extracción, de sección rectangular, con castillete metálico, equipado con

jaula, y contrapeso, para vagón de 1.000 kg. de carga útil; máquina de extracción de dos tambores, accionada por motor eléctrico de 35 CV. y capacidad de extracción de 150 t. por relevo. Están equipados actualmente 3 enganches interiores a 80, 92 y 104 m. de profundidad por debajo de los del exterior.

Instalaciones de arranque y transporte interior: 5 martillos perforadores; 1 pala cargadora sobre neumáticos, accionada por aire comprimido; vagones metálicos con rodamientos de rodillos y 1.000 kg. de carga útil.

Instalaciones de enganche del exterior: Circuito de vagones; volcador de vagones sobre tolva de alimentación de la machacadora primaria; alimentador Aproon a la salida de la tolva; machacadora primaria de mandíbulas, de doble efecto, para 25 t/hora, reduciendo a 75 mm., y accionada por motor eléctrico de 35 CV.; vibroclasificador de 1,8 × 1 m. de superficie, para 30 t/hora, accionado por motor eléctrico de 3 CV.; sistema de cintas transportadoras, para movimiento y apilado del mineral.

Instalaciones auxiliares: Planta de preparación de muestras, laboratorio de análisis, taller de reparación y ajuste y almacenes generales.

La explotación que se venía realizando por cámaras y pilares se ha cambiado a realces con relleno, porque dada la gran potencia del criadero, que en los niveles inferiores llega a más de 30 m., las pérdidas en explotación por los pilares y entrepisos abandonados resultaban exageradas y la seguridad precaria. Actualmente está concentrada la explotación en el sector occidental de la mina y en ejecución avanzada la preparación, para cinco años, con el nuevo método de explotación.

Una de las mayores dificultades con que se ha encontrado la nueva empresa al organizar la explotación y llegar al arranque completo del yacimiento, abandonando el sistema de explotación selectiva que se venía aplicando anteriormente, por antieconómico y anárquico, ha sido el conseguir calidades aceptables para los consumidores, que en este caso son los propios propietarios de las minas. Como era lógico esperar, al arrancar todo el criadero, la ley en manganeso bajó al 25-26 por 100 y el contenido en sílice llegó a rebasar ampliamente el 40 por 100, en las zafras brutas. Para la fabricación de silicomanganeso la composición conveniente es 35-36 por 100 en Mn y 35-37 por 100 en SiO_2. Todos los ensayos que se hicieron para llegar a alcanzar estas leyes o aproximarse a ellas, mediante trituración, clasificación y estrío, fracasaron totalmente, en vista de lo cual se decidió acometer seriamente el estudio de lavabilidad de las zafras brutas. Se encomendó este trabajo a los laboratorios de la Empresa Nacional Adaro. Los resultados, afortunadamente, fueron muy satisfactorios, llegándose a la conclusión de que el tratamiento por líquidos densos, con una densidad de corte de tres aproximadamente, permitiría obtener un mineral lavado de hasta 38 por 100 en Mn y con 36 por 100 máximo en SiO_2, partiendo de zafras brutas del 26-28 por 100 en Mn y con más del 40 por 100 en SiO_2. Por otra parte, el estudio microscópico de los minerales puso en claro la verdadera composición mineralógica de las zafras y explicó el fracaso del estrío y del lavado en cribas. Los estudios fueron repetidos después por la Real Compañía Asturiana de Minas, con idénticas conclusiones. Como consecuencia, la empresa decidió contratar la construcción de un lavadero de líquidos densos para tratar estos minerales. La instalación, sistema Wemco, se espera esté funcionando antes de finalizar el presente año. Podrá tratar 15 t/hora de productos de la categoría 1-40 mm., empleando como medio el ferrosilicio. La inversión es del orden de seis millones de pesetas.

En resumen, actualmente se espera que a partir de 1971, después del período de montaje y ajuste de la planta de tratamiento, el grupo Soloviejo estará en condiciones de producir con regularidad 30.000 t. al año de mineral de manganeso, con una composición del 36-37 por 100 en Mn y 35 por 100 en SiO_2 y tamaños 1-40 mm.

Esta producción viene condicionada por la capacidad de absorción de la fabricación de silicomanganeso y quizá pueda aumentarse en un futuro próximo, con ventaja para el costo de producción, que en todo caso es ya competitivo a ese nivel. Por lo demás, el yacimiento permitiría producciones mucho más importantes. Baste decir que de la primitiva reserva a la vista, al constituirse Manganesos de Huelva, S. A., ha pasado a 400.000 t. con la preparación realizada.

10.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL MANGANESO

Producciones mundiales

1962	1963	1964	1965	1966	1967
14.500	15.000	16.200	18.000	18.700	18.000

UNIDAD: Miles de t de mineral.

Rusia, 40 por 100; República de Sudáfrica, 11; India, 8,5; Brasil, 7,5; Gabón, 6,3; China, 4; Australia, 3; Ghana, 2,7; Japón, 2; Marruecos 1,6, y Congo, 1,4 por 100.

Precios

Las últimas compras se han realizado a 60 centavos unidad CIF, con una ligera tendencia de alza.

Utilización, distribución del consumo y sustitutivos

Usos metalúrgicos	94 por 100
Usos químicos	5 por 100
Varios	1 por 100
Ferromanganeso	77 por 100
Sílico manganeso	11 por 100
Mineral	9 por 100
Metal	2 por 100
Varios	1 por 100

Reservas

Rusia, 800.000; Gabón, 200.000; Brasil, 150.000; India, 60.000; Sudáfrica, 290.000; Australia, 44.000, y China, 20.000. Total: 1.564.000 miles de t. de Mn contenido.

Previsiones del consumo en España

Los principales consumidores de mineral son S. E. de Carburos Metálicos (La Coruña y Barcelona), Fyesa (Santander) y Sefesa (Bilbao).

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Consumo.....	220	227	244	264	284	306	331	380	418	452	490

UNIDAD: Miles de t de mineral.

Previsión producción nacional

Las previsiones de los mineros actualmente son, en el mejor de los casos:

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
30	30	30	30	30	35	35	40	45	50	55

UNIDAD: Miles de t de mineral.

Previsiones comercio exterior

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Importaciones.....	190	197	214	234	254	271	296	346	373	402	435
Millones de pesetas.	380	394	428	468	508	542	592	692	748	804	870

UNIDAD: Miles de t de mineral.

Comentario general

La importación continuará creciendo a la par que la demanda de la industria siderúrgica.

Huelva puede producir 30.000-50.000 t. de mineral. Quizá una investigación previa ponga en marcha tres minas más.

La necesidad de manganeso, y concretamente de ferromanganeso, justifica se investiguen más a fondo las posibilidades nacionales.

11. MERCURIO

11.0 INTRODUCCION

El propósito inicial de este trabajo fue el ofrecer un estudio completo y documentado sobre todo lo referente al mercurio y su industrialización, avalado por la larga experiencia de las minas de cinabrio de Almadén. Sin embargo, ha de reconocerse la inutilidad del intento, dadas las insalvables dificultades derivadas de una recopilación fiel de datos referentes a la proyección mundial del tema.

El mercurio es un metal tan «raro» que todo cuanto a él se refiere va siempre rodeado de un profundo misterio. Después de consultar multitud de fuentes, los datos examinados son siempre distintos. Todo el mundo parece estar interesado en ocultar las cifras verdaderas, la exactitud de la producción, el rendimiento o ley del mineral, la política de mercados, la envergadura de los stocks, la comercialización del metal y, en suma, todo cuanto pueda servir de dato fidedigno de tan antiguo como preciado producto.

Todo ello obliga a manifestar cierta imposibilidad de efectuar un trabajo preciso, debido a la desconfianza en la información que se utiliza, salvo, claro está, la referente a Almadén.

El mercurio es el único metal que, a la temperatura ambiente, se encuentra en estado líquido, y esta propiedad característica habla por sí sola de la importancia industrial del producto.

La unidad comercial del mercurio es el «frasco», recipiente de hierro con un contenido neto de 34,5 kg. A esta unidad se hará referencia en este informe cuantas veces se hable del mercurio metal.

11.1 PRODUCCION MUNDIAL

La producción mundial de mercurio, centrada en un reducido número de países, correspondiente al período 1964-68, fue:

PAISES	1964	1965	1966	1967	1968
España	78.322	74.661	70.054	49.227	57.262
Italia	57.001	57.320	53.549	48.066	52.215
Rusia (1)	35.000	40.000	40.000	45.000	45.000
Estados Unidos	14.142	19.582	22.008	23.784	28.874
China (1)	26.000	26.000	26.000	20.000	20.000
Yugoslavia	17.317	16.419	15.896	15.890	15.558
Méjico	12.561	19.203	22.104	14.413	13.230
Japón	4.972	4.689	4.846	4.617	5.049
Canadá (1)	73	20	—	—	5.000
Turquía	2.615	2.755	3.420	4.147	4.320
Resto del mundo	7.129	7.224	7.117	7.512	8.966
TOTAL	255.133	267.873	264.994	232.656	255.474

(1) Cifras aproximadas.
UNIDAD: Frasco.

Entre los diez países señalados en el cuadro anterior se obtiene más del 96 por 100 de la producción mundial, figurando en primer lugar España, cuya producción representa el 22,41 por 100 del total.

España, Italia y Rusia disponen de más del 60 por 100 de la producción mundial, figurando entre «Resto del mundo» naciones como Filipinas, Perú, Checoslovaquia, Chile, Colombia, Túnez, Rumania y Bolivia. Algunas otras naciones, no señaladas en el cuadro, producen pequeñas cantidades de mercurio, aun cuando solamente en plan de recuperación, o como subproducto de otros metales.

Puede observarse en la producción global una tendencia claramente estable, aun cuando debe tenerse en cuenta que la señalada corresponde a un período de tiempo sin conflagraciones bélicas importantes, las cuales tienen una influencia decisiva en el consumo de este metal.

11.2 PRODUCCION ESPAÑOLA

La producción española de mercurio se obtiene fundamentalmente de los criaderos de Almadén (Ciudad Real) y se completa con las explotaciones de otras pequeñas minas cuya producción representa un 15 por 100 de la total española.

La producción de Almadén tiene cierta flexibilidad, ya que procura adaptarse a las variaciones de demanda en el mercado internacional. De ahí sus grandes oscilaciones, que van desde el máximo alcanzado en 1941 (85.523 frascos) hasta lo obtenido en el año 1948 (21.416 frascos), mínimo de los treinta y cinco últimos años.

La producción viene indudablemente vinculada, además de a la coyuntura de mercado, de influencia decisiva, a otros factores derivados de la propia explotación, de su extensión

y de los sistemas extractivos, sin que deje de pesar la potencialidad de los criaderos en cuanto a riqueza de mineral.

La modernización y perfeccionamiento de los medios de arranque no tiene contrapartida en la fortificación de las explotaciones, cuyo ritmo es forzosamente más lento, originando este desfase períodos muertos o de espera que perjudican al pleno rendimiento de las distintas labores. Y si, aparte de esto, disminuye la riqueza de los criaderos, con porcentajes muy bajos de mercurio en el mineral, el mantenimiento a priori de una producción, aun exigida por el mercado, obligaría a una aceleración irracional muy cercana a la rapiña, ya sufrida por Almadén en tiempos pasados, cuando los arrendatarios de las minas atendían al mayor beneficio en el menor tiempo, sin proyección alguna hacia el futuro.

Seguidamente, y con relación al período comprendido entre los años 1955 y 1969, se ofrece un cuadro demostrativo de la producción española, separando la de Almadén de la de las otras minas radicadas en el país:

AÑOS	Almadén	Otras minas	Total
1955	33.577	2.876	36.453
1956	44.299	3.970	48.269
1957	50.394	4.356	54.750
1958	49.939	5.443	55.382
1959	43.309	8.371	51.680
1960	44.713	8.656	53.369
1961	51.162	8.040	59.202
1962	42.864	9.934	52.798
1963	46.780	10.174	56.954
1964	66.416	8.540	74.956
1965	64.434	10.202	74.636
1966	60.229	9.038	69.267
1967	40.094	8.360	48.454
1968	48.212	8.998	57.210
1969	56.946	8.000	64.946
TOTAL PERIODO	743.368	114.958	858.326

UNIDAD: frasco.

Como puede apreciarse, la producción ajena a Almadén creció rápidamente entre los años 1955 y 1960, sin duda debido al estímulo que supuso el elevado precio fijado por el Comité Español de Ventas de Mercurio. A partir de entonces ha permanecido casi inalterable, acusándose últimamente una tendencia a la baja.

La producción total de mercurio, señalada en el cuadro precedente, en lo que a España se refiere, no da por sí sola una idea exacta de la riqueza de sus criaderos si no se la compara con el mineral de cinabrio o, lo que es lo mismo, con la ley del mineral.

Se indican seguidamente las cifras de producción de mineral y su contenido en mercurio, tal como figuran en la Estadística Minero Metalúrgica de España:

AÑOS	Producción de mineral de Hg. — *Toneladas*	Contenido en Hg. — *Frascos*
1959	131.214	68.478
1960	132.048	55.971
1961	134.248	50.173
1962	132.904	52.405
1963	130.895	46.753
1964	146.681	70.753
1965	167.524	73.884
1966	169.733	71.623
1967	82.344	51.884
1968	94.875	49.043

La producción de cinabrio de mayor riqueza corresponde al año 1967 (0,6300 frascos por t.) y la menor al año 1963 (0,3571 frascos por t.).

Con objeto de contrastar el mineral de cinabrio español y su contenido en mercurio con el de otros países productores se ofrece seguidamente un estado comparativo entre Almadén y sus más inmediatos competidores, las minas italianas.

	1967		1968		1969	
	Italia	Almadén	Italia	Almadén	Italia	Almadén
Toneladas de mineral	297.786	64.202	350.331	75.406	355.130	74.009
Toneladas de mercurio	1.657	1.383,2	1.838	1.663,8	1.680	1.964,6
Ley (1)	0,556	2,154	0,524	2,235	0,473	2,654

(1) Esta ley es el resultado de dividir el mercurio obtenido por el mineral, incluyéndose las pérdidas en hornos y tratamiento.

La simple observación del cuadro precedente es bien significativa, ya que mientras la ley del mineral italiano va descendiendo paulatinamente, la de Almadén, después del bache del año 1967, parece marcarse una tendencia esperanzadora.

En cualquier supuesto, y aunque las oscilaciones en riqueza sólo se contemplen como dato estadístico, siendo prácticamente imposible establecer previsiones apriorísticas, lo que queda patente es la diferencia tan marcada que existe entre la ley del mineral italiano y el español de Almadén. Las minas italianas se ven obligadas a un tratamiento de cinabrio cinco veces superior al español para obtener el mismo número de frascos, por cuanto resulta evidente que, siendo posible aumentar los contingentes de mineral arrancado, Almadén dejaría muy atrás a sus competidores más inmediatos.

11.3 CONSUMO

El mercurio ha venido empleándose tradicionalmente en forma metálica para la preparación y fabricación de aparatos meteorológicos, científicos y clínicos, así como aleado en amalgamas de diversos tipos para la obtención de oro y plata.

El consumo principal del mercurio, desde hace unos años, se orienta a su utilización como cátodo en el tratamiento electrolítico de la sal para la obtención de sosa cáustica y cloro. Téngase en cuenta al efecto que para la instalación de

una planta son necesarios de cuatro a cinco mil frascos, aun cuando el consumo normal y posterior de mantenimiento sea pequeño (sólo es necesario un 2 por 100 aproximadamente de renovación anual).

Otros usos de cierta importancia relativa del mercurio son: la fabricación de aparatos eléctricos y de control (entre los que se incluyen lámparas, rectificadores, baterías, interruptores, termómetros, barómetros y equipos relacionados con ellos), como catalizador en la producción de compuestos orgánicos y derivados del petróleo, en compuestos farmacéuticos, pinturas protectoras, insecticidas, fungicidas y bactericidas para la agricultura, y en la fabricación de papel y fieltro.

Como ejemplo de las aplicaciones del mercurio y su distribución por industrias o consumidores se inserta el siguiente cuadro, referido a los Estados Unidos.

En él puede advertirse un consumo estable, estabilización que se ignora si es debida a la falta de producción mundial o al deseo de Estados Unidos de no disminuir sus stocks.

Consumo de mercurio en Estados Unidos

USOS	1964	1965	1966	1967	1968
Agricultura	3.144	3.116	2.374	3.732	3.430
Amalgamación	308	268	248	219	267
Catalizador	656	924	1.932	2.489	1.914
Preparación dental	2.612	1.619	1.334	1.359	2.089
Aparatos eléctricos	14.331	16.097	16.257	14.610	17.484
Electrólisis de sal	9.572	8.753	11.541	14.306	17.452
Aparatos de laboratorio	17.329	1.119	1.563	1.133	1.246
Instrumentos de control	4.972	4.628	4.097	3.865	3.935
Pintura	6.516	8.466	8.420	7.178	10.566
Papel y pulpa	2.148	619	612	446	417
Farmacia	335	418	232	283	424
Otros	7.734	15.402	15.632	12.563	7.945
TOTAL	69.657	61.429	64.242	62.183	67.170

NOTA: No se incluye el mercurio redestilado que representa en los Estados Unidos casi un 10 por 100 del mercurio nuevo.
UNIDAD: Frasco.

Se observa un aumento constante del uso del mercurio en la preparación electrolítica de la sosa cáustica, a pesar de las amenazas de los fabricantes de volver al sistema de celdas antes aplicado si no consiguen mejores precios del metal.

En España, el mercurio se utiliza en su mayor parte en la fabricación de sales y otros derivados compuestos. que, a su vez, son luego exportados. No se conoce, sin embargo, el detalle de la distribución, ya que su control se diluye entre Almadén, la Dirección General de Minas y la Dirección General de Industrias Químicas.

11.4 STOCKS

Los Estados Unidos es el país que controla de manera efectiva el mercado mundial del mercurio. Aunque por su volumen de producción ocupe el cuarto lugar en el mundo, los stocks acumulados y declarados por la entidad estatal General Service Administration (GSA) ascienden a 200.000 frascos, cifra que representa aproximadamente el 80 por 100 de la producción mundial.

Posee, además, stocks de gran importancia, no declarados, la Atomic Energy Commission (AEC), pues es indudable que el interés bélico del metal influye en la política seguida por Estados Unidos de creación de stocks y de la estrategia adoptada en su utilización.

De esta forma la Administración americana procede a efectuar ventas periódicas de mercurio para estabilizar los precios, a la vez que repone sus stocks mediante adquisiciones en Europa o Méjico y desarrolla sus minas marginales. Así, por ejemplo, en 1968, la GSA vendió 19.610 frascos en el mercado abierto, a la vez que transfería 1.800 frascos a otras agencias gubernamentales y 2.400 frascos (vía AID) a la India. A su vez la Comisión de Energía Atómica fue requerida para reducir sus stocks, transfiriendo 15.000 frascos recientemente a la GSA, que tenía muy reducidas sus reservas, por lo que ésta ha reanudado sus ventas, que estaban suspendidas desde febrero de 1969. Estas ventas se realizan no solamente a consumidores directos, sino también a comerciantes, si bien éstos vienen obligados a revender en el plazo máximo de treinta días.

Frente a esta política de stocks, la actuación comercial de Almadén, que monopoliza las ventas españolas al exterior, es restringirlas según el precio de mercado, con objeto de preparar sus stocks y, de otra parte, realizarlas a consumidores directos, al menos teóricamente, para evitar que éstos formen sus propios almacenamientos.

11.5 COMERCIO EXTERIOR

Si en el valor de la producción minera el mercurio ocupa el sexto lugar en España, después de los combustibles, el hierro y las sales potásicas, pasa, en cambio, al primer lugar en la exportación de sustancias minerales con sus 1.415.147.581 pesetas en el año 1967, cifra incluso superada en los años 1968 y 1969.

Dada la situación geográfica de los yacimientos de mercurio en el mundo y el número reducido de países altamente industrializados que lo consumen en cantidad, el comercio mundial de este metal se mueve en direcciones bien definidas.

España encabeza el grupo de países exportadores, como puede verse en el cuadro adjunto, correspondiente a 1967, publicado por el Institute of Geological Sciences:

PAISES	Frascos
España	50.492
Italia	36.811
Yugoslavia	14.579
Méjico	12.695
Turquía	4.463
Perú	2.956
Estados Unidos	2.608

Por lo que respecta al destino de las exportaciones españolas, los principales países compradores del mercurio español en los últimos años son:

PAISES	1966	1967	1968
Alemania (R. F.)	11.811	10.217	11.701
Estados Unidos	8.057	14.524	10.327
Japón	5.146	4.174	5.281
Checoslovaquia	2.924	2.849	4.250
Francia	2.324	4.261	3.148
Suecia	1.428	2.498	2.050
Inglaterra	6.669	2.171	1.620
Alemania (R. D.)	1.200	1.000	1.000
Hungría	1.234	898	898
Países Bajos	1.075	855	800
República de Suráfrica	2.808	—	461
Canadá	1.579	217	400
Rumanía	—	2.171	400
Australia	1.089	620	71
Polonia	1.426	1.400	—
India	230	2.250	—
Resto del mundo	3.568	387	535
TOTAL	52.588	50.492	42.942

UNIDAD: frasco.

Puede apreciarse que nuestros principales clientes son la República Federal Alemana (27 por 100) y Estados Unidos (24 por 100), seguidos de Japón (13 por 100), Checoslovaquia (10 por 100) y Francia (7 por 100).

Como dato curioso se ofrece a continuación un estado comparativo de las exportaciones españolas y de los porcentajes que representan con relación a la producción:

AÑOS	Exportación	Porcentaje sobre la producción
1957	68.725	126
1958	36.725	66
1959	42.986	83
1960	57.101	107
1961	48.058	81
1962	45.855	87
1963	49.072	86
1964	70.696	94
1965	64.725	87
1966	52.588	76
1967	50.492	89
1968	42.942	75

UNIDAD: frasco.

Se observa que la media de exportación en los doce años señalados fue del 88 por 100 de la producción, reduciéndose en los cuatro últimos a un 83 por 100.

En cuanto a las exportaciones reseñadas anteriormente, destacan fluctuaciones aparentemente anormales en las compras efectuadas por casi todos los países, lo que se podía achacar a dos factores fundamentales: necesidad y nivel de precios, aun cuando deba asimismo tenerse en cuenta que este mercado está significativamente dominado por una política de stocks estabilizadores practicada de forma especial por Estados Unidos.

España exporta mercurio de forma permanente a unos 26 ó 28 países, de los cuales los 16 que figuran en el cuadro correspondiente acaparan el 99 por 100 de la exportación total.

En cuanto a las exportaciones de los principales competidores españoles, las italianas y las yugoslavas se orientan fundamentalmente hacia los Estados Unidos, diversificándose luego las primeras a Inglaterra, mientras que las segundas se canalizan hacia Rusia.

Estados Unidos (con un 24 por 100), Inglaterra (con otro 24 por 100) y Japón (con un 16 por 100) consumen, junto con otros países donde llegan también frascos españoles, las exportaciones italianas, mientras que Estados Unidos (con un 43 por 100), Rusia (con un 20 por 100), Alemania Federal (con un 17 por 100) e Inglaterra (con un 16 por 100) se reparten las yugoslavas.

Los principales países importadores de mercurio, por lo que al año 1967 se refiere, fueron, según datos del Institute of Geological Sciences:

PAISES	Frascos
Japón	31.884
Estados Unidos	24.347
Inglaterra	14.492
Alemania Federal	12.463
Polonia	10.144
Francia	9.710

Ocupa el primer lugar como país importador el Japón, seguido de Estados Unidos, si bien estos últimos aparecen también como exportadores por las transferencias que habitualmente efectúan, siguiendo la política de mercados y almacenamientos de que ya se habló con anterioridad.

Las importaciones de Inglaterra y Alemania son las normales de países no productores.

11.6 DEMANDA

La política de producción y de stocks a que se hizo referencia con anterioridad ha conducido a un abastecimiento del consumo mundial que, en los últimos años, ha tenido que montarse sobre la base de reducir el nivel de los stocks.

Las estimaciones efectuadas para el total mundial, publicadas en el *Engineering and Mining Journal* (marzo 1969), son:

AÑOS	Producción	Consumo	Variación de «stocks»
1964	265.000	290.000	— 25.000
1965	287.000	312.000	— 25.000
1966	275.000	280.000	— 5.000
1967	255.000	275.000	— 20.000
1968	269.000	289.000	— 20.000
1969	291.000	296.000	— 5.000

UNIDAD: frasco.

Aumentando regularmente el consumo por encima de las cifras de producción, el nivel de los stocks ha debido reducirse de una manera considerable a juzgar por el consumo marginal de 100.000 frascos, en el período 1964-69, procedentes de almacenamientos o reservas coyunturales.

Por lo que respecta al consumo interior en España, nunca se ha dispuesto de los datos adecuados, seguramente por la poca importancia relativa de dicho consumo, las más de las veces atomizado por entregas muy fraccionadas y exiguas a la industria nacional.

Ultimamente se cuenta con las estimaciones que figuran en el Plan de Desarrollo Económico y Social de España.

Los datos señalados, para los años de vigencia del Primer Plan, son los siguientes:

1964	7.913 frascos
1965	8.493 frascos
1966	9.000 frascos
1967	9.507 frascos

A su vez las cifras obtenidas como diferencia entre producción y exportaciones de cada año son:

AÑOS	Producción menos exportación
1957	— 13.957
1958	18.657
1959	8.694
1960	— 3.732
1961	11.144
1962	6.943
1963	7.882
1964	4.260
1965	9.111
1966	16.687
1968	14.253

Las cifras anteriores presentan una gran disparidad con las estimaciones del Plan de Desarrollo, aun cuando se observa una mayor igualdad comparando su valor medio en los doce años señalados, lo que pudo servir para establecer las del Plan.

En el último cuadro puede apreciarse, además, la gran variación de stocks que tiene lugar de unos años a otros.

11.7 PRECIOS

El precio del mercurio viene determinado fundamentalmente por las cotizaciones que alcanza este metal en el mercado de Nueva York, consecuencia directa del control que los Estados Unidos ejercen sobre el mercado mundial.

Los precios medios anuales alcanzados en dicho mercado, en los últimos años, son los siguientes:

AÑOS	Precio, en dólares, por frasco
1956	260,587
1957	247,413
1958	229,560
1959	227,191
1960	210,334
1961	197,038
1962	191,271
1963	189,026
1964	314,787
1965	570,747
1966	441,719
1967	489,355
1968	535,555
1969	505,043

La cotización más baja es la del año 1963, sufriendo un alza espectacular en el año 1965 (la cotización más alta), sin duda motivado por los conflictos bélicos del Vietnam.

El gráfico 11.7-1 refleja las cotizaciones del mercurio en el mercado de Londres desde 1925 a la actualidad.

Las principales causas de las profundas fluctuaciones son las que se derivan de conflictos bélicos o de momentos de grave tensión internacional que, como la «guerra fría», se han multiplicado después de la segunda guerra mundial.

Así, las grandes elevaciones que se han producido en el siglo actual se correlacionan con las siguientes circunstancias históricas:

I. Primera Guerra Mundial.
II. «Cartel» formado por España e Italia.
III. Segunda Guerra Mundial.
IV. Conflicto coreano, junto a las grandes adquisiciones de mercurio para formación de stocks de reserva y regulación técnica de los mercados.

Característica natural del precio del mercurio, en libertad de mercados, es su estrecha dependencia con la existencia de conflictos armados o de tensión internacional, dada la insustituibilidad del metal en la mayoría de sus usos. Sin embargo, dada la flexibilidad de la oferta y su rápida adaptación a las oscilaciones del mercado, los países productores orientan su política con criterios marginales al mercado internacional y sus necesidades, creando tensiones que, por sí solas, influyen en la cotización.

Los Estados Unidos son, fundamentalmente, los que vienen creando regularmente este tipo de tensiones por pura regulación técnica del mercado (transferencias, reservas, etc.), hasta el punto de que sin ser o estar a la cabeza de los países productores regula, en cambio, la cotización internacional.

11.8 RESERVAS

Las principales reservas mundiales de mercurio se encuentran en los países de mayor producción.

Según datos del United States Geological Survey, las reservas estimadas de los cinco países más importantes son:

PAISES	Frascos
España	1.000.000
Italia	700.000
Yugoslavia	400.000
China	400.000
Rusia	300.000

El resto de las reservas estimadas (unos 400.000 frascos) se lo distribuyen Checoslovaquia, Japón, Méjico, Filipinas, Sudamérica y EE. UU., por este orden.

Alcanzan, por tanto, las reservas mundiales una cifra superior a los 3.000.000 de frascos, de los que un 30 por 100 corresponden a España.

Se tienen, además, noticias sobre la existencia de reservas, en cuantía ignorada, en Canadá, Argelia y Turquía.

Es interesante destacar, y ello es otra particularidad de Estados Unidos, que este país tiene exploradas sus reservas de mercurio en función de los niveles de costo de extracción. De esta manera, mientras que para un coste de 200 dólares por frasco las reservas son de 140.000 frascos, para una cotización de 500 dólares las reservas se elevan a 800.000 frascos.

En España se pueden indicar como zonas de mayor interés, aparte de Almadén, aquellas en las que en el pasado se han explotado minas de mercurio (Asturias, Almería, Castellón, Granada, León), y como de un interés secundario, aquellas otras

COTIZACIONES MEDIAS DEL MERCURIO EN LONDRES 1921-1970

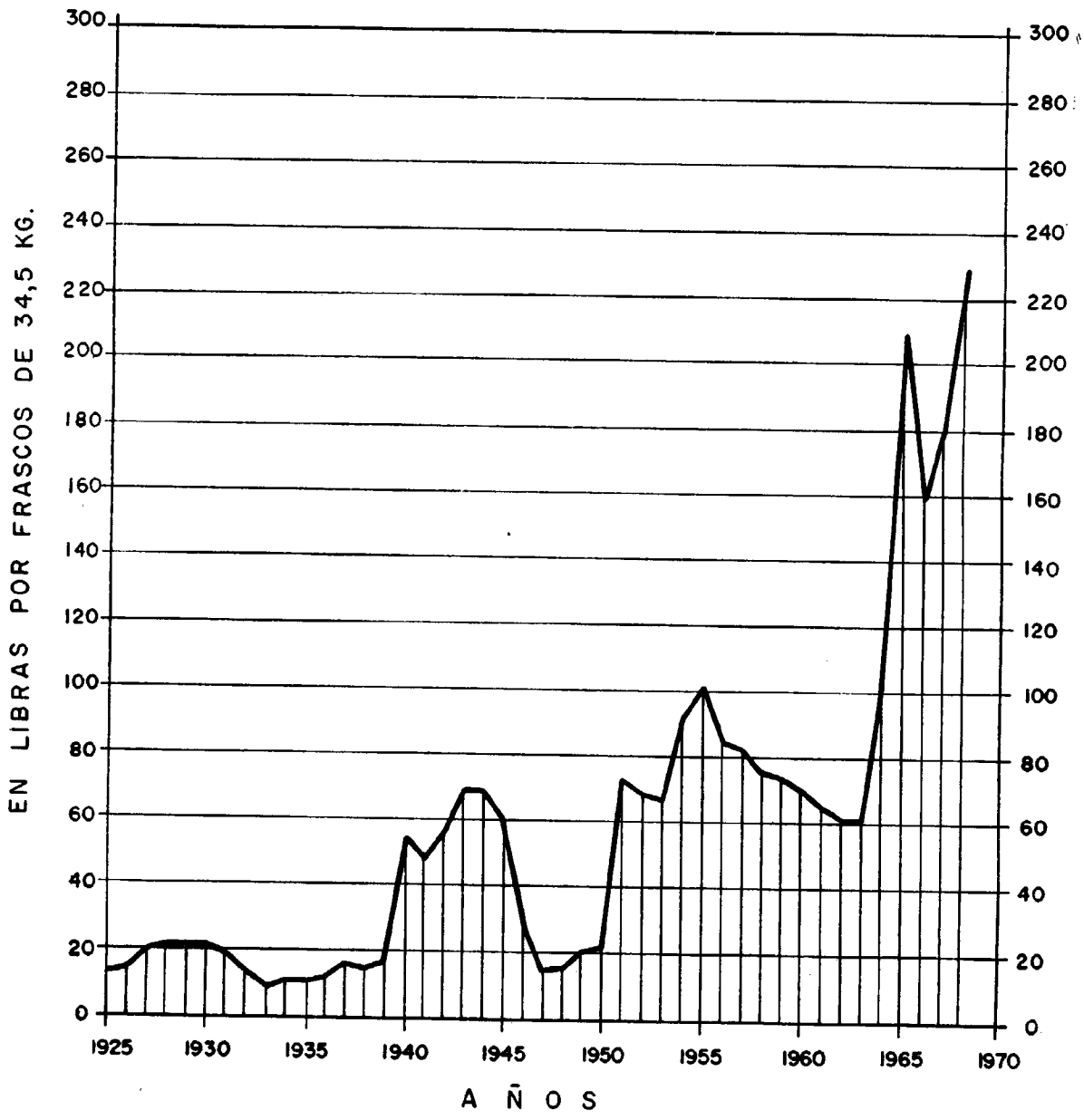


Figura 11.7-1.

en las que hubo denuncios, pero sin llegar nunca a explotarse (Badajoz, Cáceres, Málaga y Teruel).

Por último, se pueden considerar como de tercer orden aquellas otras zonas en que se han encontrado manifestaciones de cinabrio, aunque no hayan sido ni siquiera denunciadas (Alicante, Guadalajara, La Coruña, Logroño, Murcia, Navarra, Palencia, Santander, Sevilla y Valencia).

A continuación se analizan someramente las características de las zonas y concesiones correspondientes a algunas de las provincias citadas.

11.8.1 ALMERIA

Existen en esta provincia diferentes zonas en donde se ha explotado mineral de mercurio, si bien en alguna de ellas no puede hablarse más que de simple investigación minera.

Zona de Bayarque

Parece ser que fue en el año 1850 cuando se inició la explotación en esta zona por una empresa belga durante unos veinticinco años, sin que se sepa cuál fue su producción, aunque se cita el 4 por 100 como ley de su mineral.

Desde 1943 a 1950 produjo 440 frascos, obtenidos en hornos Bustamante, si bien en esta fecha la ley del mineral había bajado al 0,8 por 100 en mercurio.

Vuelve la mina a estar «viva» entre los años 1953 y 1963, no dándose tampoco producción en este período. En 1965 se solicita de nuevo la concesión y, tras los trámites administrativos normales, se concede en febrero del corriente año. Actualmente se encuentra arrendada a la Compañía Minera Riodovar, S. A.

El criadero arma en el Triásico, viéndose claramente una grieta con relleno de cuarzo en forma de nódulos redondeados, siendo precisamente en ellos donde aparecen las mejores metalizaciones.

Solamente se ha reconocido hasta una profundidad de 30 m., pudiendo calcularse, en esta parte investigada, unas reservas de 20.000 frascos.

Zona de Turre

En 1875 es cuando se denuncia esta mina, que después de varios períodos de caducidad, vuelve a ser objeto de concesión en noviembre de 1969. Hasta la fecha, sin embargo, no se ha efectuado labor minera alguna, seguramente debido a la precaria situación económica del peticionario, quien trata de encontrar alguna empresa interesada a la que poder arrendar la mina.

La casi totalidad del área está ocupada por terrenos secundarios, presentando una topografía tan accidentada que posibilita el llevar a cabo su explotación a cielo abierto.

La roca en que está enmarcado el criadero presenta dos niveles fundamentales: esquistos y dolomías. La orogenia ha tenido distinta repercusión en cada uno de los niveles, y así, mientras en los esquistos aparecen formas típicas de pliegues, micropliegues e incluso de flexión, en los niveles más resistentes de dolomías se observan pliegues muy diferentes.

Los afloramientos están a ambas laderas de la divisoria topográfica que forma la loma de Los Pozos, llamada así a causa de los antiguos registros mineros.

El mineral aparece intercalado en ambos niveles y su continuidad se aprecia por lo menos en unos 300 m., lo que indica que el volumen de roca mineralizada es de cierta importancia.

Las reservas calculadas en esta zona alcanzan los 25.000 frascos de mercurio.

Zona de Berja

Existen en esta zona dos lugares distintos, uno denunciado en 1897, y que permanece «vivo», y otro segundo, formado por cuatro concesiones, con períodos de caducidad. Actualmente todas están concedidas por mineral de mercurio, pero no habiéndose efectuado trabajo alguno, ni teniendo, por consiguiente, producción, se debe considerar que la zona está en espera de la adecuada investigación, sin poder darse, por tanto, cifra alguna de reservas.

Zona de Gergal

Se cita esta zona, situada al sur de las sierras de Los Filabres, de gran ascendencia minera, porque se han visto muestras de mineral con un 3 por 100 en Hg que parece procedió de esta zona.

Zona de Pulpí

Existen actualmente dos concesiones, una de las cuales envuelve a la otra, que a su vez se superpone con otras varias, que desde 1892 han caducado varias veces. Se explotaron en unos 500 m. de corrida en trinchera que parece ser alcanzó unos 30 m. de profundidad.

Estas concesiones van a ser objeto de investigación y posterior explotación por la Compañía Astur-Belga de Minas, S. A., importante empresa que desde hace años tiene experiencia en el mercurio por la explotación que realiza en Mieres.

La Astur-Belga está haciendo dos pocillos de 2,50 m. de diámetro con intención de cortar el yacimiento por debajo de las antiguas explotaciones, mediante pequeñas traviesas.

Existen ruinas de hornos, chimeneas, etc., que parecen ser muy anteriores a 1892, ya que en la época en que se recuerda fue explotada (1914 a 1919), el mineral se llevaba a beneficiar a Aguilas.

El criadero se encuentra justamente en un contacto anormal, ya que forma una brecha de fricción. Esta brecha es cortada por una falla de desgarre que señala el probable camino mineralizante.

Desde el punto de vista de «espacio» (existencia de zona propicia), las explotaciones presentan buenas posibilidades en profundidad. En cuanto a corrida, existe la incógnita de si la brecha queda o no interrumpida hacia el sur, ya que se oculta bajo los terrenos del Mio-Plioceno.

De cualquier forma, no es muy aventurado suponer a esta zona de Pulpí unas reservas del orden de los 70.000 frascos de mercurio.

Por consiguiente, y como resumen y totalización de cuantos datos se han señalado en la provincia de Almería, se puede concluir que el total de posibilidades de esta provincia asciende a unos 115.000 frascos de mercurio.

11.8.2 ASTURIAS

En el transcurso de este siglo, ésta es la región donde se encuentra mayor proporción de minas activas, así como la mayor producción, después, naturalmente, de Almadén.

Los criaderos asturianos se encuentran situados en una fractura de unos 30 km. de longitud, que corta los estratos de la zona inferior del Westfaliense, con dirección NE.-SO.

Se inicia esta fractura en la parte oeste de Castiello (Pola de Lena) y termina en Villa (Concejo de Langreo), atravesando Muñoz Cimero, montes de Cenera y La Peña.

El cinabrio se suele presentar acompañado de rejalgar y arsenopirita, lo que ha constituido, en épocas pasadas, motivo de gran dificultad a la hora de su separación.

La mineralización es muy irregular, presentándose casi siempre en forma de débiles impregnaciones.

Actualmente existen dos empresas con explotaciones en esta provincias: Astur-Belga de Minas, S. A., y Minas de La Soterraña, S. A. La primera de ellas en Mieres y la segunda en Pola de Lena.

La empresa Astur-Belga de Minas, S. A., ha realizado importantes inversiones en la investigación de todas sus concesiones e incluso en otros lugares alejados de su zona tradicional de actuación.

En Mieres, el grupo Peña tiene ya contados sus días de existencia. La explotación de la mina, con una serie de contrapozos, le resulta costosísima (alrededor de 1.000 ptas/t. de mineral en boca-mina), y si a esto se une el agotamiento progresivo del mineral, ya muy empobrecido, se llega a la conclusión de que sus reservas no ascienden a más de unos 20.000 frascos.

Previendo su final, la Astur-Belga de Minas, S. A., ha venido realizando trabajos de investigación en Usagre (Badajoz) y en Pulpí (Almería).

La otra empresa, Minas de La Soterraña, S. A., tiene prácticamente agotadas sus explotaciones de Pola de Lena, trabajando ahora con mayor intensidad una mina en Mieres, de la que es propietaria, próxima a la que explota la Astur-Belga, en la que están cambiando el sistema de extracción por cubas, utilizado anteriormente, por unas pequeñas jaulas que se mueven mediante un cabrestante de mayor capacidad, instalado recientemente en el pozo.

No se cree que sus reservas excedan de unos 15.000 frascos de mercurio.

Existe otra antigua explotación de mercurio en la provincia de Oviedo, situada en Caunedo, próxima al límite con León.

Esta mina, propiedad de la viuda de Muñiz, se encuentra en situación de inactividad total, aun cuando se practicaron una serie de calicatas, a una cota elevada, que presentaron muestras visibles de cinabrio en una roca caliza-dolomítica o dolomía.

Se aprecian claramente dos niveles en la misma: uno, de tonos amarillentos, y otro, gris, manifestándose las mayores impregnaciones en una faja, más o menos ancha, que sigue el contacto entre estos dos niveles.

A una cota mucho más baja existe un socavón que parece seguir el contacto entre las dos dolomías, y dentro de este socavón, varios «soplados» con zonas de mayor enriquecimiento en mercurio que parecían tener leyes del 3, 4 y hasta del 6 por 100.

La ley media viene a ser de un 0,2 por 100 en Hg, y no se ha podido concentrar a pesar de haberse intentado en varias ocasiones.

El residuo de mineral, que destilaban en retortas, tenía 15 gramos de oro por t., según datos recogidos de la propia empresa.

A pesar de lo expuesto, se debe considerar esta zona como altamente interesante, por lo que la mina de Caunedo debe tenerse en cuenta en el Programa Nacional de Investigación Minera.

11.8.3 CASTELLON

Se han realizado en esta provincia algunas denuncias de mineral de mercurio, pero se desconoce su importancia. Se cree necesario señalar, aun cuando sólo sea a título informativo, la existencia de unas areniscas en Artana que suelen ir acompañadas de carbonatos de cobre, con una ligera impregnación de cinabrio que les da un color vivo.

11.8.4 BADAJOZ

Existen las cinco concesiones siguientes, a nombre de Astur-Belga de Minas y Central Española de Expansión Minera: Mariquita, Ampliación a Mariquita, Gran Canaria, Segunda Gran Canaria y Tercera Gran Canaria, con un total de 538 pertenencias.

Los trabajos de investigación en las mismas se llevan con tal reserva, que se considera improcedente señalar en este estudio los datos que se han podido recoger directamente, ya que son totalmente contradictorios.

En Llerena hay cinabrio impregnando cuarcita, y por ser una zona de gran proximidad a Almadén se considera muy interesante cualquier trabajo de investigación que en ella pudiera llevarse a cabo.

11.8.5 GRANADA

Resultaría de sumo interés estudiar debidamente esta zona, en donde ya en épocas anteriores existieron algunas explotaciones. Sólo se citarán los términos de Aldrín, Huenejar y Ferreira, por ser los que se consideran de mayores posibilidades.

11.8.6 CIUDAD REAL

El gran criadero de Almadén, con una concesión circular de 25 km. de radio, magníficamente señalada, ya que sólo parece haber dejado fuera de sus límites unos pequeños «rabos» en su parte noroeste, es lo único que existe en esta provincia.

Está formado por tres bancos de cuarcita, situados en la base del Gotlandés, aunque existen zonas en las que algunos de ellos se unen. Estas cuarcitas se encuentran encajadas en pizarras, lavas y lentejones de caliza y pizarras ampelíticas con graptolites, con una corrida, dentro de la concesión, de 160 km. Este horizonte del criadero fue situado por el Instituto Geológico y Minero de España en los años 1960 y 1961.

Dentro de esta amplia concesión solamente se han explotado 700 m., situados entre dos fallas, que sigue constituyendo el actual campo de explotación de Almadén, después de más de dos mil cuatrocientos años de existencia. Esta zona se halla situada en el extremo oeste de la población de Almadén, habiendo llegado a alcanzar en la actualidad un nivel de 504 m., correspondiente a la planta 19.

Actualmente se están realizando estudios previos al desarrollo de un programa general de investigación, habiéndose obtenido resultados de interés, tanto en la explotación actual como en el resto del criadero, que inducen a considerar como cifra de reservas probable la señalada por el United States Survey Geological, sin descartar que podrían ser alteradas si el resultado de las investigaciones que se realizan responden convenientemente.

Uno de los problemas que influyen en la explotación y rentabilidad de esta mina es el de las jornadas de trabajo establecidas para el interior, desde tiempos ya un tanto lejanos, en setenta y dos u ochenta y ocho anuales, según las especialidades mineras.

Dichas jornadas de trabajo se establecieron en su día por motivos de salubridad, toda vez que el desprendimiento normal de vapores de mercurio, debido a la alta ley del mineral, coincidente con la deficiente ventilación que entonces había en la mina, producía numerosos casos de hidrargirismo.

Las circunstancias actuales han variado totalmente. La ley media del mineral ha descendido a la tercera parte de la de entonces y al mismo tiempo se dispone de dos grandes aspiradores sobre un pozo construido y destinado a asegurar una perfecta ventilación de la mina. Los casos de hidrargirismo han desaparecido prácticamente; las circunstancias han cambiado, pero la jornada de trabajo se mantiene invariable, lo que supone un verdadero handicap en el precio del coste del mineral y en su comparación con el de otras empresas similares. Por ello habrá que hacer intervenir un coeficiente corrector de 4,15, que es el número de horas que trabaja un obrero de cualquier otra mina española por cada hora trabajada por el minero de Almadén.

Consecuencia inmediata y lógica del sistema es la necesidad de mantener en el interior una plantilla 4,15 veces más elevada que la que se necesitaría si la jornada de trabajo fuese normal, por cuanto los 1.159 operarios que constituyen esta plantilla se reducirían a 279 (con la lógica trascendencia en los costos) si la jornada de trabajo fuera la misma que en cualquier otra mina española.

A pesar de cuanto pudiera pensarse y de cuantos inconvenientes quedan señalados, la mina de Almadén no queda atrás, en cuanto a rendimientos se refiere, si se la compara de forma absoluta con las otras tres empresas españolas explotadoras de mercurio, según se indica a continuación:

Astur-Belga de Minas, 0,912 t/jornal mina.
Minas de La Soterraña, 0,598 t/jornal mina.
Minas de Tarna, 1,073 t/jornal mina.
Minas de Almadén, 0,852 t/jornal mina.

Y téngase presente, en la comparación de estos rendimientos, que Minas de Almadén es la única de las cuatro que se explota con relleno.

Se une al problema de la corta jornada de trabajo otro de no menor importancia, que es el número de mandos (ingenieros, ayudantes y vigilantes) en relación con el total de operarios.

Para buscar cierta analogía con este dato se dan los coeficientes en las distintas minas españolas:

Astur-Belga de Minas, 9 obreros por cada mando.
Minas de La Soterraña, 11 obreros por cada mando.
Minas de Tarna, 12 obreros por cada mando.
Minas de Almadén, 20 obreros por cada mando.

Las cifras que arroja Minas de Almadén siguen siendo muy elevadas, a causa de que aunque no se ha disminuido el mando con arreglo a técnicas de organización, sí se ha reducido el número del personal obrero contratado, como se aprecia en el cuadro siguiente:

	1955	1969
Plantilla de personal obrero	2.288	1.617
Número de perforistas	240	54
t de mineral por jornal de perforista	2,800	24,260
t de mineral por jornal de interior	0,372	0,852
Número de peones en metalurgia	375	165

Se estima que queda aún mucho por hacer, y de ello es fiel reflejo cuantas previsiones se tienen programadas, tanto para un futuro inmediato como a más largo plazo.

Se está tratando de mejorar sensiblemente el sistema de fortificación, mediante el uso, todavía provisional, de mampostas metálicas, que permita una agilidad de la fortificación y su recuperación. En cuanto a fortificación definitiva, se está utilizando desde tiempo atrás bulones y se espera poder contar, en un futuro casi inmediato, con una rellenadora neumática, que supondrá un aumento considerable en la capacidad de relleno y una disminución notable de la mano de obra destinada a este fin.

El introducir cualquier cambio en un sistema de explotación tropieza siempre con la inercia del obrero por un hábito adquirido. A esto hay que añadir la escasa permanencia de los obreros en el tajo, derivada de la jornada de trabajo especial a la que anteriormente se hacía referencia.

Para el aprovechamiento total de una máquina o mecanismo en un frente de trabajo, es preciso adiestrar a nueve personas, lo que representa un número excesivo de individuos diferentes interviniendo en su funcionamiento. Supone un sobreexceso de energía, dedicación y celo, con relación a los que son necesarios en cualquier empresa de jornada normal, es decir, de permanencia diaria de su personal.

Otra faceta de importancia es la investigación, cuya necesidad fue planteada hace muchos años y a la que se presta actualmente una atención preferente, siendo de destacar los estudios geológicos realizados por el Instituto Geológico y Minero de España en estos últimos años.

Actualmente se mantienen contactos casi permanentes con dicho Instituto, con la Empresa Nacional Adaro de Investigaciones Mineras, S. A., e incluso con la Junta de Energía Nuclear, aparte de las investigaciones que el propio personal técnico de la empresa está realizando.

En cuanto a la investigación metalúrgica, se mantiene relación con el Centro de Investigaciones Metalúrgicas y con el Instituto Gimeno de la Universidad de Barcelona. Con el primero está en curso la realización de unos estudios y prácticas encaminados a conseguir una mejora en el tratamiento de hollines, y al segundo se le tiene encomendada la misión de estudiar nuevos usos y aplicaciones del mercurio y la realización, al propio tiempo, de investigaciones sobre numerosos aspectos relacionados con este interesante metal.

No se podía olvidar en este trabajo un problema de tanta trascendencia como es el de la seguridad. La jornada de trabajo representa un handicap negativo para la seguridad con respecto a otras minas, ya que al ir a su trabajo un obrero lo hace siempre después de dos días de descanso, por cuyo motivo desconoce las posibles causas de riesgo que en esos días se han producido, independientemente de aquellas que origina la simple falta de continuidad, creadora de soltura y seguridad en las manipulaciones habituales de un trabajo.

A pesar de cuanto queda expuesto, reflejan claramente los esfuerzos en el campo de la seguridad los valores del cuadro siguiente, correspondientes al índice de frecuencia alcanzados en otras minas españolas durante el año 1965:

	Indices de frecuencia
Minas de Oviedo	198,87
Minas de León	237,62
Totalidad de las minas de España	230,28
Minas de Almadén	102,08

11.9. PREVISION DE LA DEMANDA

No se puede descartar la posibilidad de que el mercurio pueda perder en el futuro gran parte de su importancia actual, debido a la sustitución del mismo, en algunas de sus

utilizaciones, por otras sustancias. Tampoco, sin embargo, eliminarse la posibilidad de una mayor utilización motivada por el posible descubrimiento de nuevas aplicaciones. Sin embargo, olvidando estas dos posibilidades diametralmente opuestas, se limitará este punto a exponer las opiniones y datos más estrictamente objetivos.

Su aplicación como cátodo para la electrólisis del cloruro sódico ha servido siempre a los fabricantes para amenazar con volver a métodos de fabricación hoy en desuso en el momento que el mercurio experimentase la más ligera elevación en su precio. No se sabe si por el temor de un mayor coste, por las reposiciones periódicas a que el procedimiento obliga o por el superior valor del inmovilizado. Sin embargo, nunca se dio el salto atrás que supone volver al uso de los antiguos sistemas de diafragmas.

Según los datos insertados anteriormente, sobre la variación de los stocks mundiales, la reducción de éstos es un hecho notable que sirve para compensar la diferencia entre producción y consumo, aunque las cifras que señalan el consumo no marcan precisamente una tendencia de elevación.

En Estados Unidos el mercurio ocupa el lugar 43 entre las sustancias minerales, atendiendo al valor de la demanda, mientras que en las estimaciones hechas para el año 2000 desciende hasta el lugar 52, ya que aunque se prevé un incremento en su demanda, para el período comprendido entre ambos años, de un 70 por 100, este porcentaje es inferior al de otras sustancias.

Teniendo en cuenta el incremento previsto para Estados Unidos, no podrá considerarse excesivo optimismo el prever un incremento en el consumo mundial de sólo un 3 por 100 acumulado.

Partiendo de este supuesto se obtienen las siguientes cifras de consumo para los próximos años:

AÑOS	Frascos
1970	304.000
1971	313.000
1972	322.000
1973	331.000
1974	341.000
1975	351.000
1976	361.000
1977	372.000
1978	383.000
1979	394.000
1980	406.000

llegando a alcanzar en el año 2000 nada menos que 730.000 frascos, lo que supone, en estos treinta y un años, una producción de 14.764.000 frascos de mercurio.

11.10 PREVISION DE LA OFERTA

Partiendo de los datos supuestos, insertos en el punto anterior, se ha considerado necesario analizar las posibilidades productoras de las fuentes actuales de mercurio que permitan cubrir la demanda mundial de este metal.

Para ello se estima como más procedente el estudio separado de las posibilidades de producción de los distintos países productores de mercurio.

Italia

Como anteriormente se indicaba, su producción muestra una tendencia de claro descenso. En estos momentos aprovecha incluso minerales con leyes del 0,2 por 100 en mercurio, sin que al parecer tengan posibilidades de rebasar los 50.000 frascos anuales. Se va a considerar, sin embargo, que puede mantener esta producción hasta 1980.

Rusia

A pesar de la precaución y reserva con que este país trata la publicación de datos, no es difícil señalar unas previsiones fundamentadas. Suponiendo que mantiene el ritmo señalado en los cinco últimos años, se le pueden atribuir las siguientes producciones:

AÑOS	Frascos
1970	50.000
1971	55.000
1972	55.000
1973	60.000
1974	60.000
1975	65.000
1976	65.000
1977	70.000
1978	70.000
1979	75.000
1980	75.000

Estados Unidos

Si se supone que los Estados Unidos tratan de incrementar la producción de sus minas al mismo ritmo con que calculan el incremento de su consumo, la producción para los próximos años será:

AÑOS	Frascos
1970	30.000
1971	30.600
1972	31.500
1973	31.900
1974	32.500
1975	33.100
1976	33.800
1977	34.500
1978	35.200
1979	35.900
1980	36.600

China

País de grandes misterios, su producción prevista de 20.000 frascos anuales, con clara tendencia a bajar, no convence, por estimar que sus inmensas extensiones no han debido investigarse suficientemente. No obstante ello, se admite que mantendrá hasta 1980 sus 20.000 frascos anuales de producción, última cifra conocida.

Yugoslavia

Por los datos conocidos de este país se saca la conclusión de que, bien a su pesar, no pueden superar los 20.000 frascos anuales, pero que pueden mantener esta cifra hasta 1980.

Méjico

Creen en la posibilidad de mantener una producción de 15.000 frascos anuales, siempre que el precio del frasco no baje de los 500 dólares.

Japón

Los 5.000 frascos de producción anual los intentarán mantener hasta 1980.

Canadá

La mina de Pinchi-Lake ofrece un gran porvenir, por cuanto estas perspectivas permiten programar una producción creciente que alcanzará los 30.000 frascos en 1980, desde los 10.000 de 1970.

Turquía

La producción de este país no va a ser tan espectacular como al principio se creía. Pero, no obstante, alcanzará una estabilización de 20.000 frascos en 1980. En 1970 obtuvo solamente 8.000 frascos.

Argelia

No piensan obtener producción hasta 1971, para cuya fecha tienen programados 10.000 frascos anuales.

Resto del mundo

El resto de los países productores de mercurio, sin contar España, pueden mantener una producción anual de 10.000 frascos hasta 1980.

11.11 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL MERCURIO

PRODUCCIONES Y CONSUMOS MUNDIALES

	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969
Producción	240	245	236	—	—	—	252	—	—
Consumo	197,04	101,27	189,93	313,08	571,19	441,82	490,47	537,69	533

UNIDAD: Miles de frascos.

UTILIZACION Y DISTRIBUCION DEL CONSUMO Y SUSTITUTIVOS

	Porcentajes	
Alcalis y cloro	31,8	
Batería secas	18	
Aparatos de medida	12,5	
Pinturas	9	
Agricultura	5,6	Sustituible por cobre o derivados orgánicos.
Dentales	3,9	Sustituible por polvos metálicos, porcelana y plásticos.
Medicinales	2,8	Sustituible por yodo y otros antisépticos.
Aparatos eléctricos	1,7	Difícilmente sustituible.
Lámparas eléctricas	1,7	
Instalaciones eléctricas	1,7	
Otros usos	11,5	

RESERVAS

PAISES	Frascos
España	1.000.000
Italia	700.000
Yugoslavia	400.000
China	400.000
Rusia	300.000
Resto	400.000

PREVISIONES DE CONSUMO EN ESPAÑA

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
11,5	13	14,5	16	18	20	22	24	26	28	30

UNIDAD: Miles de frascos.

12. MOLIBDENO

12.0 INTRODUCCION

Aunque aislado como metal en 1782 tuvo solamente empleos limitados, principalmente para las lámparas de incandescencia, hasta el final de la primera guerra mundial, en que empezó a adquirir importancia como metal de interés en la fabricación de varios tipos de aceros especiales, principalmente de corte rápido e inoxidables.

En los últimos años el molibdeno presenta un interés mayor por estar ligado al desarrollo de las más modernas tecnologías, como motores a reacción, lubricantes en forma de sulfuro, catalizador en varias industrias, aleaciones ultraespeciales resistentes a altas temperaturas, etc.

Por ello el consumo de molibdeno es más importante en los países muy desarrollados industrialmente, siendo Estados Unidos, con mucho, el mayor consumidor. No obstante, su empleo no representa en el mundo un tonelaje importante.

12.1 CONSUMO DE MOLIBDENO

De acuerdo con lo dicho anteriormente, el consumo de molibdeno se reduce a un número limitado de países. Los más importantes son:

PAISES	1961/65 (media)	1966	1967	1968
Estados Unidos	16.489	27.116	26.301	28.578
Alemania Occidental	8.000	9.800	9.400	11.000
Inglaterra	6.700	9.000	9.300	8.300
Francia	4.500	5.600	5.400	4.400
Japón	4.220	7.441	8.856	9.400
Suecia	2.700	4.200	3.400	4.300
Italia	1.300	2.000	2.500	2.300
TOTALES	43.909	65.157	65.157	68.278

UNIDAD: t.

En España se desconoce la demanda total, por venir en nuestras estadísticas las importaciones, que aproximadamente se identifican con el consumo, englobadas con otras ferroaleaciones. El molibdeno metal importado en 1968 fue de 6,7 t. Se puede suponer que la importación de ferromolibdeno alcanzaría unas 40 t. dicho año.

Los consumos más importantes de molibdeno y sus combinaciones son los siguientes:

En forma de bisulfuro de molibdeno, MoS_2, muy puro, como lubricante y emulsión en aceites y grasas.

Como trióxido de molibdeno, MoO_3, que procede de la tostación de bisulfuro, en la obtención de molibdato cálcico, utilizable en la fabricación de aceros especiales.

También como briquetas de óxido, con el mismo fin. Para la fabricación de ferromolibdeno, que se usa en la manufactura de aceros especiales y como revestimientos de varillas de electrodos.

En la fabricación de molibdato amónico y molibdato sódico, empleados en la industria del vidrio, catalizadores, pigmentos, industria química, fertilizantes.

Finalmente, se utiliza para la fabricación de trióxido de molibdeno puro que sirve para producir polvo metálico, que, a su vez, se usa para producir barras, hilos, chapas, etc., de molibdeno y para aleaciones no férricas.

Un modelo de distribución del consumo de molibdeno en 1964, en Estados Unidos, fue:

USO FINAL	Oxido de molibdeno	Ferromolibdeno	Molibdeno metal (polvo)	Molibdeno amónico	Molibdato sódico	Varios	Total
Acero:							
Corte rápido	656	277	0,5	—	—	42	975,5
Herramientas de trabajo en caliente	111	96	—	—	—	36	243
Otras herramientas	144	105	—	—	—	—	249
Acero inoxidable	1.919	1.140	3,5	—	—	16	3.078,5
Otras aleaciones	8.183	994	—	—	—	115	9.292
Cilindros de laminación	821	161	—	—	—	—	982
Fundiciones grises y maleables	200	1.381	1	—	—	5	1.586
Varillas de soldar	—	112	—	—	—	—	112
Aleaciones de alta temperatura	335	132	4,5	—	—	213	684,5
Polvo de molibdeno:							
Alambre, redondo, etc	—	—	516	—	—	—	516
Otros productos	—	5	96	—	—	—	101
Química:							
Pigmentos inorgánicos	233	—	—	5	6	—	244
Pigmentos orgánicos	61	—	—	4,5	89	0,5	155
Catalizadores	325	—	—	107	2	—	434
Varios	43	329	16	14	10	355	767
TOTAL	13.031	4.732	637,5	130,5	107	782,5	19.420,5

UNIDAD: t de molibdeno contenido.

En Estados Unidos, por tanto, en 1964, el 67 por 100 del molibdeno consumido lo era en forma de óxido como uso final y el 24 por 100 en forma de ferromolibdeno. La industria siderúrgica consumió el 85 por 100 del molibdeno, sin contar la chatarra utilizada.

En España, donde el consumo de este metal es muy pequeño, se puede afirmar que su empleo es casi exclusivo de la industria siderúrgica.

El consumo de Estados Unidos viene a ser igual al de todos los demás países juntos.

12.2 MINERIA

Dada la irregularidad con que se presentan en la naturaleza los yacimientos de mineral de molibdeno y la frecuencia con la que éste es subproducto de otros minerales, como los de cobre y wolframio, no ha sido posible establecer una tecnología uniforme, ya que la minería debe adaptarse en cada caso a las condiciones naturales.

La concentración se ha dirigido principalmente al mineral de molibdeno más importante, que es la molibdenita o S_2Mo, que se concentra normalmente por flotación en varias etapas, de preconcentración y concentración propiamente dicha, teniendo gran importancia, por el elevado precio del molibdeno, reducir al mínimo las pérdidas con los estériles.

Cuando se trata de minerales de cobre sulfurados, conteniendo también sulfuros de molibdeno, es preciso establecer una flotación diferencial entre ambos sulfuros.

Para la aplicación del bisulfuro de molibdeno como lubricante es preciso llegar en la purificación de éste hasta límites extremos, ya que las exigencias para esta aplicación son:

Contenido en $MoS_2 >$ 99,9 por 100.

Las minas de Climax (Colorado) y Questa (Nuevo Méjico) tienen el mineral de molibdeno como mena principal, aunque también en el tratamiento se obtengan otros minerales metálicos.

Los minerales de molibdeno se encuentran, en general, en pequeñas vetas de cuarzo entre granitos, pizarras y pórfidos. Pegmatitas y aplitas tienen con frecuencia minerales de molibdeno en pequeñas cantidades, aunque hasta ahora no han dado lugar a grandes explotaciones industriales.

Por su frecuente asociación con otros minerales, conviene siempre investigar la existencia de molibdeno en los pórfidos cupríferos, en los minerales oxidados de plomo y en los minerales de tungsteno, especialmente en la scheelita.

La producción de Estados Unidos representa el 73 por 100 de la mundial, y de ésta, a su vez, el 70 por 100 lo produce la mina de Climax, que, por tanto, representa el 50 por 100 de la producción mundial. En esta mina, tras un complejo «show-sheet», se obtienen, además del sulfuro de molibdeno, concentrados de pirita, de tungsteno y de estaño.

La producción mundial, en los años 1963 y 1964, fue la siguiente:

PAISES	1963	1964
Canadá	375	575
Chile	2.880	3.807
China	1.485	1.485
Japón	329	275
Corea del Sur	69	99
Méjico	40	29
Noruega	199	199
Perú	103	103
Filipinas	106	105
Rusia	5.625	5.940
Estados Unidos	29.255	29.522
TOTAL MUNDO	40.905	42.480

UNIDAD: t.

En España no hay producción de minerales del molibdeno, aunque en el Catastro de Hacienda aparecen un permiso de investigación y una concesión minera de molibdeno.

El permiso de investigación es:

«Dos Amigos», en Tapia de Casariego (Oviedo).
Concesionario: Felipe Valdés Suárez (42 ha.).

La concesión es:

«Figueras», en Tapia de Casariego (Oviedo).
Concesionario: Josefa Suárez Prendes (212 ha.).

Los únicos yacimientos de wulfenita conocidos en España se encuentran en la provincia de Granada.

En mayo de 1942, y a la vista de un informe emitido por Instituto Geológico y Minero, el COMEIM adquirió la mina «Reconquista», sita en Vélez de Benaudalla (Granada), explotándola desde junio de 1942 hasta mayo de 1945, en que la dio por agotada.

Durante dicho período la producción fue de 1.089.430 m^3 de zafra bruta, de los que se lavaron 988.723 m^3, que dieron 51.207 kilogramos de concentrados, con una ley media del 18,20 por 100 en MoO_3, resultando un coste medio de 11.902 ptas/t. de concentrado, equivalente a 66,40 ptas/kg., precio inferior entonces al del mercado internacional.

Como subproducto se obtuvieron 5.750 kg. de mineral de plomo de 68,20 por 100 en Pb que habría que rebajar del precio de coste de la wulfenita.

Los concentrados producidos, excepto algunas pequeñas cantidades que se destinaron a ensayos y 4.000 kg. que se exportaron a Alemania, se enviaron a la fábrica de Cros, S. A., de Badalona, y en la que se obtuvieron 21.147 kg. de molibdato cálcico, que permitió la fabricación nacional durante el citado período de aceros al molibdeno.

Durante la última guerra mundial se obtuvo molibdenita en la mina de estaño «Isabel 2.ª», de Lumbrales (Salamanca), explotada por una compañía alemana.

Procedentes de una mina de la compañía Somar, en Entrimo (Orense), se trataron en el año 1945, en el Instituto Geológico y Minero, 950 kg. de piritas con el 2,73 por 100 en Mo, obteniéndose 43,20 kg. de concentrados del 51,94 por 100 en Mo.

En el año 1955 se reservaron a favor del Estado los yacimientos de molibdeno de Setcasas y Molló (Gerona).

Además de las minas citadas actualmente están en explotación oficial las minas Fe, de molibdeno, y Las Sombras, de estaño, wolframio y molibdeno, ambas del término de Lovios (Orense).

12.3 PRODUCCION DE MOLIBDENO

El mineral más importante es la molibdenita o bisulfuro de molibdeno, MoS_2. Es un mineral gris untuoso, parecido al grafito, pero con mucho mayor peso específico.

Aunque en mucha menor proporción también se encuentran en la naturaleza otros minerales de molibdeno, como la molibdita u ocre de molibdeno, la povellita o molibdato cálcico, $CaMoO_4$, y la wulfenita o molibdato de plomo, $PbMoO_4$. La povellita suele estar relacionada con minerales de wolframio, especialmente la scheelita, y la wulfenita, con minerales de plomo.

En general, los minerales tienen muy baja ley en Mo y es preciso concentrarlos, normalmente por flotación, ya que casi siempre se trata de sulfuros.

Pocas minas se trabajan por el mineral de molibdeno exclusivamente, siendo muy frecuente que acompañe a los mi-

nerales sulfurosos de cobre y constituya un subproducto del tratamiento de concentración de los minerales de dicho metal.

No parece que haya muchas posibilidades de descubrir minas competitivas de minerales de molibdeno, pero sí parece interesante investigar si en nuestros pórfidos de cobre, minerales de plomo y de scheelita existen cantidades recuperables de Mo, para obtener este subproducto, que mejoraría la economía de las explotaciones y disminuiría las importaciones.

Precios

Dado el papel preponderante que tiene la producción de Estados Unidos y, dentro de este país, la de la mina de Climax, los precios están manejados por la empresa Climax Molibdenum Co.

Como referencia se insertan los precios de molibdeno, en 1964, en los distintos productos comerciales:

Concentrado de molibdenita FOB Climax (Colorado), 3,48 dólares por kg. de Mo contenido.
Oxido de molibdeno, 3,82 dólares por kg. de Mo contenido.
Ferromolibdeno, 4,5 dólares por kg. de Mo contenido.
Molibdeno metal obtenido por silicotermia, 5,24 dólares por kg. de Mo contenido.
Polvo de molibdeno reducido con C, 7,48 dólares por kg. de Mo contenido.
Polvo de molibdeno reducido con H_2, 8,25 dólares por kg. de Mo contenido.

12.4 GRUPO MINERO LAS SOMBRAS. LOVIOS (ORENSE)

Las zafras de los filones contienen, por t.

Wolframio, 5 kg.; molibdeno, 2 kg.; casiterita, 0,30 kg.

Cubicación posible

Base de cálculos: Corrida, 800 m.; potencia, 2,5 m.; profundidad, 200 m.

Reservas estimadas

Wolframio, 2.000 t. de Wo_3 contenido; molibdeno, 800 t. de Mo contenido; casiterita, 120 t. de Sn contenido.

12.5 RESERVAS

La mineralización del molibdeno es muy extensiva y errática, lo que unido al pequeño tonelaje relativo que se consume, con la producción preponderante de una sola mina y su obtención como subproducto del beneficio de otros minerales, ha determinado durante mucho tiempo escasa actividad investigadora, por lo que resultan cifras de reservas de poca fiabilidad.

Con esta salvedad, se pueden establecer las siguientes reservas:

Estados Unidos	5.000
Canadá	250
Chile	400
Perú	100
Rusia	1.000
China	800
TOTAL	7.550

UNIDAD: Miles de t. de molibdeno contenido.

No es posible hacer ninguna estimación de las reservas españolas.

12.6 TECNOLOGIA

Oxido de molibdeno

El sulfuro de molibdeno se utiliza como primera materia para la producción del óxido, MoO_3, que se utiliza en distintas aplicaciones relacionadas con la industria química, fertilizantes, etc., y como base para la fabricación de ferromolibdeno y molibdeno metal.

La obtención del MoO_3 se hace por tostación del sulfuro MoS_2, en hornos normalmente de pisos, con la precaución necesaria de controlar la temperatura máxima, que no deberá pasar de 600°C, para evitar la volatización del óxido de molibdeno, con las pérdidas consiguientes.

La reacción fundamental es:

$$MoS_2 + 7/2O_2 \rightarrow MoO_3 + 2SO_2.$$

La especificación normal para el MoO_3 es:

	Porcentaje
Mo mínimo	60,0
Cu máximo	0,5
Pb máximo	0,15
P máximo	0,05
S máximo	0,25

Ferromolibdeno

La tecnología de la fabricación de ferromolibdeno se basa en la reducción, con ferrosilicio, del óxido de molibdeno por un proceso de silicotermia.

Las reacciones fundamentales son:

$$2MoO_3 + 3Si \rightarrow 2Mo + 3SiO_2,$$

y al mismo tiempo, reducción del óxido de hierro de cascarilla de laminación según:

$$Fe_3O_4 + 2Si \rightarrow 3Fe + 2SiO_2.$$

Las calorías que se desprenden en este proceso son suficientes para mantener fundidos baño y escoria, sin aportación exterior de calor, si la operación se realiza con velocidad suficiente, en recipiente revestido de material refractario, aislado térmicamente y de suficiente tamaño para que las pérdidas de calor sean pequeñas en relación con el peso de los materiales que reaccionan.

Las primeras materias que se emplean son:

Concentrados de molibdeno tostados (MoO_3).

Cascarilla de laminación (Fe_3O_4).

Viruta de acero bajo en C e impurezas.

Ferrosilicio del 75 por 100 de Si, con alguna adición de aluminio si se estimase necesario.

Mineral de manganeso (MnO_2) como fundente.

Un ejemplo de carga es:

	Kilogramos
Concentrado	100
Ferrosilicio	43,065
Cascarilla	17,0
Viruta de acero	21,63
Mineral de manganeso	27,305
TOTAL	209,000

Los productos obtenidos serían:

	Kilogramos
Ferromolibdeno	95,75
Escoria	111,50
Gases	1,72
No determinados	0,06
TOTAL	209,000

Los consumos por t. de ferromolibdeno del 60 por 100 en Mo son:

	Kilogramos
Concentrado	1.044
Ferrosilicio	450
Mineral de manganeso	284
Viruta de acero	226
Cascarilla	178

Sobre el recipiente apropiado se carga una tercera parte de la mezcla y sobre ella, la mezcla de encendido, constituida por polvo de aluminio y nitrato potásico, que se inflama con cebo de magnesio.

Realizado el encendido se deja que se inicie la reacción en el tercio de carga efectuada y rápidamente, sobre ella, se va añadiendo más carga hasta terminar la totalidad de la preparada.

Se deja reposar el conjunto, enfriándose el recipiente; se desmonta éste y el bloque de ferroaleación formado se rompe y se estría.

Molibdato cálcico

Este compuesto puede ser útil en siderurgia para incorporar cantidades pequeñas de molibdeno al acero con un producto más barato que con los ferromolibdenos, aprovechando que el molibdeno no se elimina del baño de acero, pues incluso el óxido se reduce a molibdeno metal en los procesos siderúrgicos.

Se fabrica el molibdato cálcico añadiendo cal en algún exceso sobre los concentrados tostados calientes.

Si añadimos sobre el concentrado tostado y caliente, cal y sílice, se produce el compuesto «molit», que tiene mayor peso específico que el anterior y puede utilizarse en forma análoga.

Molibdeno metal

Normalmente por la acción reductora de una corriente de hidrógeno sobre el óxido de molibdeno se produce el polvo de molibdeno metal. Este polvo, obtenido por polvometalurgia, se aglomera en hornos de vacío o de hidrógeno, pudiendo laminarse o estirarse para producir chapas, bolas o barras de molibdeno. Se pueden producir grandes lingotes de molibdeno en hornos de arco en vacío y con electrodo consumible (de molibdeno impuro), pasando el material a un molde de cobre refrigerado. Estos lingotes pueden ulteriormente ser trabajados en caliente por forja, laminación o extrusión.

12.7 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL MOLIBDENO

PRODUCCIONES Y CONSUMOS MUNDIALES. PRINCIPALES PRODUCTORES Y CONSUMIDORES

PRODUCCION DE MINERAL	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
En Mo S_2	56.000	67.700	70.300	87.700	105.700	79.400	—
En Mo contenido	34.000	40.500	42.500	52.000	64.200	64.000	—
Consumo de molibdeno	—	—	20.299	—	65.000	65.000	68.000

UNIDAD: t.

PRINCIPALES PAISES PRODUCTORES

	Porcentaje
Estados Unidos	65
Canadá	14
Rusia	9,5
Chile	7
China	2,5

PRINCIPALES PAISES CONSUMIDORES

	Porcentaje
Estados Unidos	41
Alemania Occidental	16
Japón	14
Gran Bretaña	12
Francia	6,5
Suecia	6,5
Italia	3,5

Precios

Mineral con base 95 por 100 en MoS_2, a 1,72 dólares por libra de molibdeno contenido.

UTILIZACION, DISTRIBUCION DEL CONSUMO Y SUSTITUTIVOS

	Porcentaje
Manufacturas industriales	33
Equipos de transporte	23
Construcción	12
Maquinaria	10
Maquinaria eléctrica	6
Industria química	6
Otros usos	10
Oxido molíbdico	68
Ferromolibdeno	20
Molibdeno metal	4
Molibdato amónico	0,8
Molibdato sódico	0,9
Otros	6,2

Sustitutivos

Algunas sustancias como wolframio, vanadio y columbio en ciertos aceros. Pero la tendencia mundial es consumir preferentemente molibdeno.

Reservas conocidas

Las reservas conocidas son las que se han indicado anteriormente para los países extranjeros:

Estados Unidos	5.000
Canadá	250
Chile	400
Perú	100
Rusia	1.000
China	800
TOTAL	7.550

Previsiones del consumo en España

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
14	14,7	15,4	16,1	16,8	17,5	18,2	19	19,7	20,4	21,1

UNIDAD: t.

Previsiones de la producción nacional

No se tienen datos de producción actual ni conocimiento de las reservas. Parece que existen reservas de molibdeno en ciertas minas de estaño y wolframio en la zona de Molló y Seteases (Gerona), Vélez de Benaudalla (Granada) y acompañando al estaño y wolframio en el grupo minero Las Sombras (Lovios).

Previsiones de comercio exterior

Mientras no se estudien mejor las posibles reservas y su beneficio, es de esperar que continúe importándose. La evaluación de estas importaciones será del orden:

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Millones de pesetas..	22	23	24	25	27	28	29	30	31	32	33

(1) Estas cifras pueden disminuirse con un estudio adecuado de aprovechamiento de los minerales de Lovios.

Comentario general

Es de esperar un consumo creciente de molibdeno en el mundo y en España.

Aunque el déficit en la balanza comercial no es grande, es conveniente investigar la antigua reserva de Molló y Seteases, en el pirineo catalán, que, por otra parte, puede dar lugar a encontrar importantes reservas de wolframio.

12.8 RECOMENDACIONES SOBRE EL MOLIBDENO

El nivel de consumo de molibdeno en el país y las pequeñas posibilidades, en principio, de encontrar yacimientos interesantes, hacen recomendable que se dé a la investigación de estos minerales un lugar en las investigaciones mineras, y concretamente en la antigua reserva de Molló y Seteases (Gerona).

Sería conveniente estudiar si nuestros minerales de cobre, sobre todo los pórfidos, y de tungsteno, sobre todo la scheelita, tienen o no alguna cantidad recuperable de molibdeno para, sobre este dato, tomar, si fuese necesario, algunas medidas

13. NIQUEL

13.0 INTRODUCCION

La importancia de este metal es extraordinaria para el desarrollo de la moderna tecnología.

Se aplica en pequeñas proporciones en casi todos los aceros especiales y en proporciones elevadas en los aceros inoxidables y resistentes a altas temperaturas, de aplicación cada vez más extensa y frecuente.

También el níquel confiere al arrabio de segunda fusión, propiedades que le hacen útil para la fabricación de piezas de desgaste de molinos.

Se utiliza, aleado con el cobre, en la fabricación de cuproníquel, en tubos de condensadores y en otros elementos que deben resistir a la corrosión, así como en la fabricación de metal Monel (66 por 100 de Ni y 32 por 100 de Cu). Aleado con el cromo en la fabricación de hilos y flejes de resistencias eléctricas conocidas en el mercado como «Nicrom».

También se emplea en galvanoplastia, en las operaciones conocidas como niquelado y en la fabricación de alpaca (Cu-Ni-Zn).

Entre las tecnologías modernas que utilizan importantes cantidades de níquel, la mayor parte en forma de aleaciones, están las cápsulas «Apolo» y los cohetes «Saturno» que las impulsan.

13.1 CONSUMOS Y PRODUCCIONES MUNDIALES

El consumo de níquel crece constantemente, y si en los últimos años no ha crecido más ha sido por dificultades de aprovisionamiento, ya que el níquel escasea y las producciones no son suficientes frente al consumo potencial.

Esta escasez de la producción es debida en general a la falta de minerales de níquel y dificultades en su producción, y a veces, como en 1969, a huelgas en la compañía International Nickel, en sus instalaciones de Canadá.

Durante el quinquenio 1959-63 la media del consumo de níquel fue de 117.000 t./año, cuyo desglose fue:

	Porcentaje
Aleaciones con hierro	47
Aleaciones no férreas	23
Niquelados	15
Aleaciones resistentes a altas temperaturas y resistencias eléctricas	10
Otras aplicaciones	5
	100

El máximo consumo corresponde a la fabricación de acero inoxidable con 32.000 t/año.

Durante 1969 el consumo, limitado a causa de la huelga sostenida en la International Nickel, alcanzó en el mundo libre 372.000 t. de níquel primario, ligeramente inferior al de 1968, que fue de 376.000 t.

Pero Estados Unidos puso en el mercado, para las aplicaciones que le interesaban, 4.000 t. más procedentes de la «Reserva Estratégica» y otras 9.000 t. a principios de 1970.

Se espera que el consumo aumente considerablemente en 1970.

Los sectores que incrementaron el consumo a ritmo más rápido son los aceros especiales inoxidables y las aleaciones con alto contenido en níquel.

Los consumos estimados en millones de libras y los porcentajes referentes a los años 1968 y 1969 se indican en el cuadro siguiente:

PRODUCTOS	1969		1968	
	Consumo	Porcentaje	Consumo	Porcentaje
Aceros inoxidables	320	39	307	37
Aleaciones altas en níquel	131	16	119	14
Niquelado	115	14	124	15
Aceros de construcción	90	11	91	11
Piezas fundidas de hierro y acero	74	9	81	10
Productos de cobre y latón	24	3	27	3
Varios	66	8	81	10

Los consumos repartidos por tipos de industrias han sido:

	Porcentaje
Artículos de consumo	15
Construcción y maquinaria	14
Industria del automóvil	11
Electrónica	10
Industria química	8
Petróleo	8
Aviación	7
Energía	4
Marina	4
Monedas	2
Arquitectura	1
Varios	8

Producción de níquel

Hay que distinguir la producción de níquel primario, procedente de minerales de la de níquel secundario procedente de recuperaciones.

Los principales países productores de níquel, en el período de 1959-63, y su porcentaje referido a la producción del mundo libre, ha sido:

Canadá, 77 por 100; Nueva Caledonia, 13; Estados Unidos, 8; Africa del Sur, 1, y Finlandia, 1 por 100.

La producción de Cuba se estima que tiene una capacidad del orden de 50.000 t./año, pero que sólo se alcanza en un porcentaje muy bajo (aproximadamente el 50 por 100). Se estima que Rusia tiene una producción aproximada a las 100.000 t/año.

La producción de Canadá la realizan tres compañías, cuya capacidad, en 1963, era:

	Toneladas
Internacional Nickel	200.000
Falconbridge	37.500
Sherrit Gordon Ltd	15.000

La International Nickel en 1969 tenía dos distritos productores, en Sudbury (Ontario) y Manitoba, con 11 minas, de las cuales la mayor produce 30.000 t. brutas/día y en conjunto tienen una producción de 100.000 t. brutas/día.

La International Nickel está preparando la puesta en explotación de otras ocho minas, de las cuales tres están programadas para que entren en producción en 1970. La mayor de ellas producirá 8.000 t/día.

Por último, en Minnesota (Estados Unidos), cerca de Ely, se está trabajando para valorar un depósito de sulfuro de níquel de baja ley.

13.2 RESERVAS MUNDIALES

Níquel primario

Estando en marcha trabajos muy importantes de exploración y desarrollo, es difícil dar una cifra estimativa de las reservas de níquel en el mundo que tenga una cierta fiabilidad.

De los datos que existían en 1963 se deducía que los mayores depósitos, del orden de 17.000.000 de t. de níquel contenido, lo constituían las lateritas y serpentinas de Cuba.

La segunda reserva importante es la de Nueva Caledonia, cuyo níquel contenido se estima en 16.000.000 de t.

Las reservas seguras de sulfuro de níquel del distrito de Sudbury (Ontario), sumadas a las del Estado de Manitoba, alcanzan 6.000.000 de t. de níquel contenido.

En Estados Unidos se estiman unas reservas del orden de 500.000 t. de níquel contenido, una parte como silicatos y minerales de hierro niquelíferos y otra como sulfuros de níquel.

Los depósitos de lateritas que contienen níquel son muy abundantes y están distribuidos en los países tropicales y subtropicales de todo el mundo, sin que todavía en muchos de ellos se hayan explorado e investigado sus posibilidades. En general tienen leyes muy bajas en níquel y presentan problemas de tratamiento económico en el estado actual de precios y técnica.

Los nódulos de manganeso existentes en grandes superficies del fondo marino contienen níquel, cobalto, cobre y hierro.

Níquel secundario

La industria, además del níquel primario, obtenido a partir de los minerales, utiliza determinadas cantidades de níquel procedente de chatarras y desperdicios que lo contienen, bien para utilizarlo como tal níquel o como sales de níquel. También se obtiene como subproducto en otros procesos metalúrgicos.

La fuente más importante de níquel secundario es la chatarra de acero inoxidable.

La segunda fuente en importancia es la chatarra de aleaciones no férricas de níquel, como cuproníquel, alpaca y otras.

Los catalizadores desgastados que contienen níquel y las aleaciones resistentes a altas temperaturas son también fuentes de níquel secundario.

Muy poco del níquel utilizado en el niquelado es recuperable como chatarra, excepto pequeñas cantidades que puedan contener los fangos de las celdas de galvanoplastia.

Los datos de Estados Unidos, en 1963, referentes a estas recuperaciones son:

	Toneladas
Níquel no aleado	294
Metal monel	979
Aleaciones varias de níquel	4.525
Residuos de níquel	9
TOTAL	5.807

No se incluye la alpaca por considerarla como aleación de base cobre.

13.3 SITUACION DEL NIQUEL EN ESPAÑA

Consumos de níquel

El consumo de níquel es de 3.600 t. (1963). El aumento de consumo entre 1961-1968 ha sido de un 107 por 100. La evolución del consumo, en una hipótesis media, alcanza 5.000 t. de níquel para 1975 y 6.500 t. para 1980.

Producción nacional de níquel

No existe.

Investigaciones mineras sobre el níquel

En el Catastro de Hacienda aparecen como concesiones de níquel las siguientes:

Número del expediente	Nombre y Municipio	Concesionario	Hectáreas de superficie
2.077	La Concepción. Chalet (Zaragoza)	Exp. Mineras Aragonesas.	30
2.088	Inmaculada. Chodes (Zaragoza).	Glef, S. L.	108

Existen, según datos del Instituto Geológico y Minero de España, además, los siguientes permisos de investigación:

3.953	Verdi. Orense	Pereiro de Aguilar	170
4.989 (cobalto)	Las de Pedro. Lugo-Castalledo	Antonio Abril	162

Por otro lado, en la zona de Carratraca-Ojén existen desde hace muchos años varios permisos y concesiones que fueron del COMEIM y que posteriormente pasaron al INI, el que a su vez hizo un convenio, para investigar más a fondo la zona, con el Sindicato Plank, en el que están asociadas la Real Compañía Asturiana de Minas con varias compañías canadienses, entre ellas la Neronda Mining Co.

Aparte de las investigaciones que hizo en su día el COMEIM, en las minas San Juan y La Gallega principalmente, que dieron origen a la extracción de un mineral de níquel complejo, conteniendo arseniuros y sulfuros de níquel y cromita en las zonas de enriquecimiento, que constituían rellenos de diaclasas, se han hecho recientemente nuevas investigaciones.

Estas han consistido esencialmente en una prospección geofísica por el método de polarización inducida, realizando numerosos perfiles que dieron anomalías positivas importantes, pero que decepcionaron, ya que la ley en níquel era sólo del 0,2 por 100 como media y no en forma de arseniuros y sulfuros como era el mineral encontrado en las diaclasas, que era un mineral rico en níquel, sino en forma de silicatos de níquel, mineral garnierita, etc.

Para comprobación en profundidad se hicieron cuatro sondeos entre 300 y 400 m., dos en la zona de la mina San Juan y otros dos en la de la mina La Gallega. Entre estos dos últimos la distancia horizontal era superior a los 200 m. Todos los testigos tomados a lo largo de los sondeos presentaban sensiblemente la misma ley media en níquel, del orden del 0,2 por 100, y el mismo tipo de mineral en forma de silicatos.

Al tratar de beneficiar este mineral se han encontrado dificultades, por no ser fácilmente concentrable y por no haber encontrado un proceso de lixiviación económico al ser elevadas las pérdidas y, por tanto, bajo el rendimiento, lo que sobre un contenido medio tan bajo de metal hace por el momento impracticable la explotación.

Aunque el número de sondeos realizados es pequeño para poder afirmar sin lugar a dudas la existencia de una gran masa de peridotitas con el 0,2 por 100 de níquel, parece bastante probable su existencia; pero no se quiere seguir adelante en la investigación mientras no se vea más claro el procedimiento de beneficio de dicho mineral.

Con este objetivo se han hecho ensayos con diversos medios de lixiviación en distintos centros de investigación y actualmente se está pendiente de los trabajos que realiza el CENIM sobre el proceso a seguir con dicho mineral.

Si se resolviese satisfactoriamente este problema, que es análogo al que se presenta en grandes extensiones de lateritas que está estudiando, entre otros INCO, los investigadores completarían su trabajo para conocer:

a) Cubicación del yacimiento.

b) Posibilidades de su explotación a cielo abierto, estando entonces en condiciones de poder tomar alguna decisión, teniendo en cuenta el precio del níquel y las previsiones en ese momento.

Los trabajos anteriores, realizados por el COMEIM, abarcaron un período bastante largo, desde 1942 hasta 1959, y se extendieron, tanto por la zona de la mina San Juan (Carratraca) como por la de La Gallega (Ojén), buscando principalmente las concentraciones que se presentaban en las diaclasas de las rocas, con minerales que contenían del 4 al 6 por 100 de Ni y del 6 al 9 por 100 de Cr_2O_3.

Se extrajeron varias toneladas y se intentó, primeramente, beneficiar el mineral en Bilbao con minerales brutos, sin alcanzar ningún resultado positivo, y posteriormente en Badalona, donde se trataron minerales concentrados en Alora, conteniendo hasta un 25 por 100 de Ni, sin haberse establecido tampoco un método adecuado de tratamiento.

También durante el período de máxima actividad del COMEIM se extrajeron en varios años más de 100 t. de mineral de níquel en el término de Vimbodi (Tarragona), donde fue encontrado acompañando a la baritina. Por otra parte, se tienen noticias de su existencia en el Pirineo Central (provincia de Huesca), en los términos de Gutain y San Juan de Plans.

13.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL NIQUEL

PRODUCCIONES Y CONSUMOS MUNDIALES

	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Producción minera.....	360	350	380	420	400	450	500
Producción metalúrgica.....	353	332	363	403	410	460	493

UNIDAD: Miles de t.

La distribución de la producción es:

	Porcentaje
MINERÍA:	
Canadá	46
Rusia	21
Nueva Caledonia	17
Cuba	7
Estados Unidos	3
Resto	7
METALURGIA:	
Canadá	34
Rusia	21
Japón	8,5
Reino Unido	8,5
Cuba	7
Noruega	6,5
Nueva Caledonia	4,5
Estados Unides	3
Resto	7

Los principales consumidores de níquel son los siguientes:

	Porcentaje
Estados Unidos	32
Rusia	19
Japón	12,7
Alemania (R. F.)	7,2
Francia	6,7
Suecia	4,3
Italia	3,0
Reino Unido	7,0
Resto	8,1

PRECIOS

1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
630	649-3	642	642	642	651-15	737-10	902-8

Reservas conocidas:

Cuba	16.344
Nueva Caledonia	14.982
Canadá	9.080
Rasia	9.080
Indonesia	7.264
Filipinas	4.086
Australia	908
Guatemala	908
Puerto Rico	726
República Dominicana	726
Estados Unidos	193
Otros	3.178

UNIDAD: Miles de t de metal.

COTIZACIONES MEDIAS DEL NIQUEL EN LONDRES 1935-1970

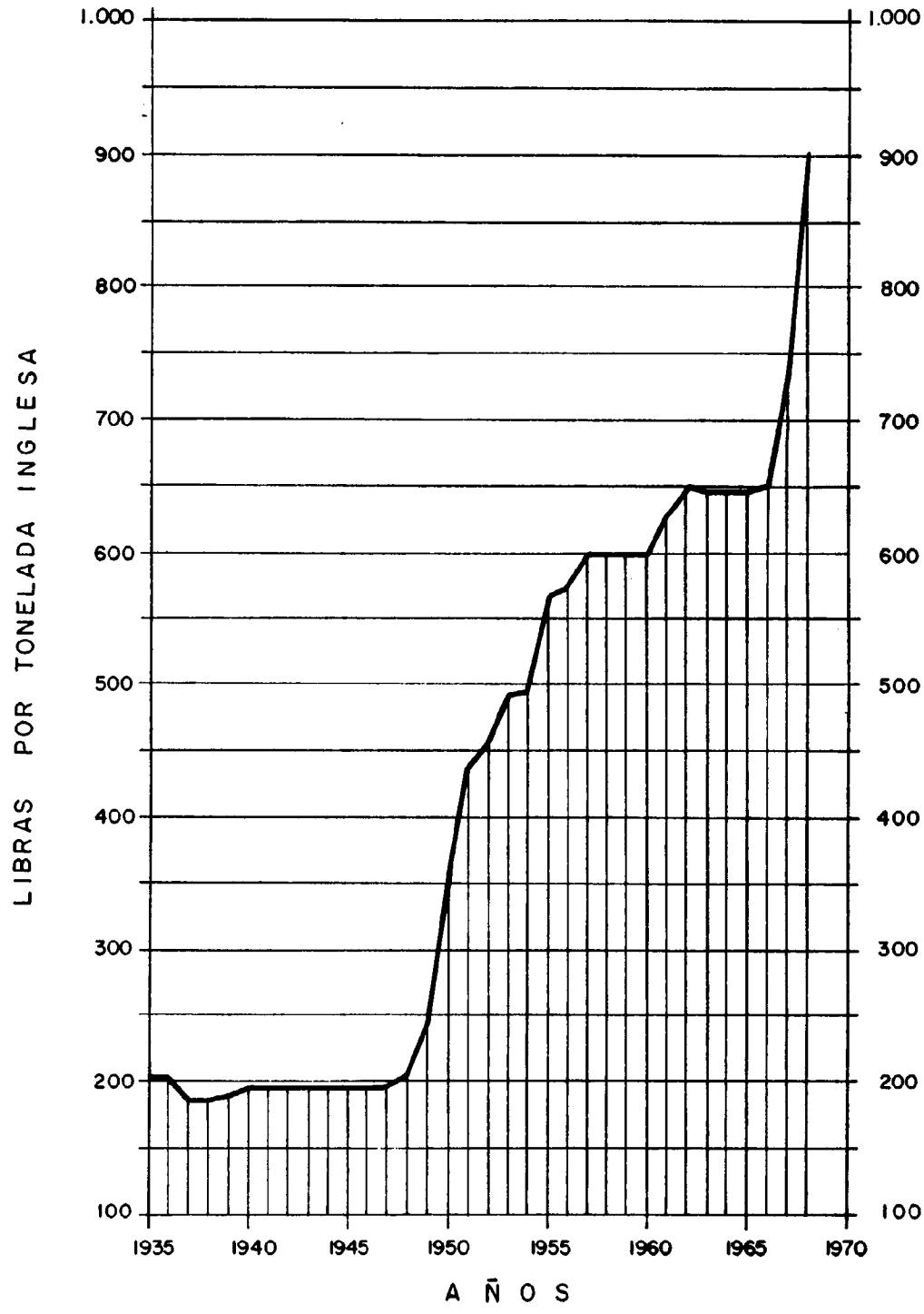


Figura 13.4-1.

PREVISIONES DE CONSUMO EN ESPAÑA

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
3.900	4.200	4.400	4.600	4.800	5.000	5.300	5.600	5.900	6.200	6.500

UNIDAD: t.
Previsiones estimadas sobre la base del Nuevo Plan Siderúrgico Nacional.

Previsión de producción nacional

No existe producción nacional y no se puede predecir por el momento en tanto no se ultime la investigación.

PREVISIONES DE COMERCIO EXTERIOR

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Millones de pesetas..	610	650	680	715	750	780	825	870	915	960	1.000

Comentario general

No existe producción nacional de níquel y se prevén consumos importantes. Se deben estudiar las posibles sustituciones de aceros y forzar la investigación en las zonas más apropiadas, principalmente la de Carratraca.

En España existe una instalación para la recuperación de níquel como subproducto del cobre electrolítico: Electrólisis del Cobre, en Palencia.

13.5 CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES EN RELACION CON EL NIQUEL

1.° Siendo nuestro consumo de níquel relativamente importante y creciente, nula nuestra producción y pequeñas las posibilidades de salir de esta situación en plazo breve, sería muy conveniente que los centros de investigación interesados (CENIN, INTA, etc.) estudiasen la fabricación de aceros de sustitución con bajo contenido en níquel.

2.° Es imprescindible seguir estudiando el mineral de la zona de Carratraca-Ojén en el aspecto de su beneficio, tanto para encontrar un proceso de recuperación de níquel con rendimientos aceptables, como para la posible revalorización de los subproductos del tratamiento, tales como cromita, sales de cromo, etc., que ayudarán a hacer rentable la explotación del yacimiento.

3.° No se debe olvidar lo relativo al precio del níquel, que, aunque actualmente y después de recientes subidas, está oficialmente a 450 ptas., es más alto en el mercado negro.

Pero el níquel está casi monopolizado en el mercado libre por la INCO, que en sus principales explotaciones de Sudbury (Ontario) extrae unos minerales complejos que contienen sulfuros de níquel, de cobre y de hierro, obteniendo 14 productos comerciales, entre ellos los metales del grupo del platino. Beneficia el cobre contenido en la calcopirita, produciendo un tonelaje de cobre muy próximo al del níquel, tuesta la pirrotina (sulfuro de hierro) y obtiene ácido sulfúrico y una ceniza alta de hierro, con la que hace pellets para la industria siderúrgica.

Por tanto, INCO puede manejar fácilmente el precio del níquel, bajándolo lo necesario para evitar cualquier competencia que se pudiese presentar.

4.° En estas condiciones podría ser una solución aconsejable relacionarse con INCO tanto para la asistencia técnica en la resolución de los problemas mineros y metalúrgicos, evidentemente difíciles y complicados, como para, en caso favorable, tener la posibilidad de trabajar con precios convenientes.

14. ORO

14.0 INTRODUCCION

Unicamente por completar el cuadro de los minerales metálicos comprendidos en esta sección del Programa Nacional de Explotación Minera se incluyen estas notas referentes al oro. En rigor, todo lo referente a este metal queda fuera de su ámbito, por cuanto no existe en España ninguna explotación aurífera en actividad.

14.1 APLICACIONES

El oro fue uno de los primeros metales utilizados por el hombre y ha sido siempre muy codiciado por su belleza, su escasez y su indestructibilidad. Estas cualidades son la razón por la cual el oro ha sido utilizado siempre como medio de cambio y como medida del valor en las transacciones comerciales. Los gobiernos y los bancos de emisión son los principales compradores de la producción mundial de oro, para garantizar la estabilidad del papel moneda y para saldar balances de comercio internacional. A finales de 1963 se estimaba que la reserva monetaria en oro del mundo (con exclusión de los países del grupo comunista) ascendía a la cantidad de 42.285 millones de dólares, de la cual el 37 por 100 se hallaba en poder de los Estados Unidos.

En cantidad moderada, el oro es utilizado también por las artes y la industria. Por otra parte, una cantidad de oro importante, en relación con la producción, es adquirida y retenida como inversión.

En los últimos años ha aumentado el consumo de oro en usos no suntuarios, particularmente en aplicaciones industriales y militares relacionadas con la energía atómica y los cohetes espaciales, hasta el punto de que ya en 1963 llegó a representar en los Estados Unidos el doble de su producción nanal, que, por otro lado, había descendido al nivel más bajo de los últimos cien años.

14.2 LA PRODUCCION MUNDIAL DE ORO

Se estima que la producción mundial de oro, desde el descubrimiento de América hasta 1963, ha alcanzado la cifra de 69 millones de kilogramos, pero más de la mitad de esta producción se ha obtenido en los últimos sesenta años, de los cuatrocientos sesenta que representa el período considerado.

La producción de oro en el mundo empezó a aumentar rápidamente en el siglo XVIII, cuando comenzó la explotación, con mayor intensidad, en América del Sur y en Rusia y se descubrieron nuevos yacimientos en Norteamérica.

Sin embargo, el gran incremento de la producción de oro se inicia en 1848, al descubrirse los placeres auríferos de California y luego en otros lugares de los Estados Unidos, que convirtieron a este país en el primer productor mundial durante más de medio siglo. A partir de 1905, al comenzar la producción en la República Sudafricana, pasó ésta a ocupar el primer puesto mundial, puesto que conserva hoy, con más de la mitad de la producción total del mundo, seguida muy probablemente por Rusia (después de 1934) y luego por Canadá y Estados Unidos.

Se estima que la producción mundial de oro en 1963 ascendió a más de 1,5 millones de kilogramos. La recuperación de oro viejo, procedente de la industria, representa anualmente, según la Oficina de la Moneda de Estados Unidos, la cantidad de unos 30.000 kilogramos.

No existen datos sobre las posibles reservas de oro en muchos países. En la República de Sudáfrica se estiman en unos 15,5 millones de kilogramos. Se supone que las reservas de oro rusas son muy importantes. Se han dado a conocer datos de algunos descubrimientos recientes muy interesantes, pero no existen del conjunto. En total la reserva mundial de los yacimientos auríferos debe ser del orden de 30 millones de kilogramos, de los cuales el 75 por 100 corresponden a minas y placeres auríferos y el 25 por 100 al contenido en minerales de metales básicos.

14.3 YACIMIENTOS AURIFEROS

El oro se encuentra en estado nativo en muy distintos tipos de rocas y prácticamente en formaciones de todas las edades geológicas, si bien la mayoría de los yacimientos productivos se sitúan en rocas de terrenos arcaicos (yacimientos filonianos) o en terrenos relativamente modernos (placeres). Casi todos los yacimientos auríferos primarios están relacionados con rocas intrusivas ácidas. El oro se encuentra también asociado con otros minerales metálicos, o en las gangas de otros yacimientos metálicos.

Como ejemplo de la importancia que puede llegar a tener este oro asociado a otras menas metálicas, basta decir que de los 25 primeros productores de oro en 1963 en Estados Unidos, 4 eran minas que explotaban filones auríferos; 5 eran explotaciones de placeres con draga de cangilones; 10 eran minas de cobre; 3, minas de plomo y cinc; 2, minas de cobre-plomo-cinc; y 1, mina de cinc.

Aunque los filones auríferos de mayor ley han sido vetas estrechas de ganga cuarzosa, la mayor parte de la producción de oro de filones proviene de formaciones potentes, con leyes medias o bajas.

Entre los yacimientos auríferos del mundo constituye un caso de excepción, desde el punto de vista genético, el famoso Rand, en la República sudafricana, el yacimiento más rico del mundo, del que se extrae más de la mitad de la producción de oro del mundo occidental. Aunque se explota por labores mineras, como si de un filón se tratara, en realidad es un

inmenso placer fósil, totalmente silicificado a tal grado de dureza y tenacidad que al partir la roca se parten los elementos rodados gruesos sin separarse de la pasta. La gran extensión y potencia de esta peculiar formación y la regularidad de su contenido en oro han hecho de este yacimiento el más importante del globo.

La ley media del Rand oscila entre 6 y 9 gr/t. La de la mina Homestake, en Dakota del Sur, la más importante filoniana de los Estados Unidos, es de 12 gr/t. En la gran mina de cobre Utah Cooper Co., en el estado de Utah (Estados Unidos), se recuperan de 0,4 a 0,5 gr. de oro por tonelada de mineral, que se extrae al ritmo de 26 millones de t/año. La recuperación media en la explotación de placeres auríferos con draga de cangilones en California es de 0,4 gr. por m³ de aluvión.

14.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL ORO

PRODUCCIONES Y CONSUMOS MUNDIALES O PRINCIPALES PRODUCTORES Y CONSUMIDORES

	1961	1962	1963	1964
Kilogramos.....	1.456.512	1.543.386	1.593.150	1.633.838

	1965	1966	1967	1968
Kilogramos.....	1.678.577	1.679.065	1.654.407	1.664.114

Sudáfrica, 76 por 100; Canadá, 7 por 100; EE. UU., 4 por 100.

PRECIOS (en chelines y peniques por onza troy)

1961	1962	1963	1964
250-11, 83	250-0, 94	250-6, 91	251-3, 71

1965	1966	1967	1968
251-3, 35	251-8, 91	266-8, 93	323-3, 21

1970, 35,4 dólares onza.

(Ver gráfico de las cotizaciones 14.4-1.)

Reservas conocidas

Las reservas mundiales se estiman en unos 300 millones de onzas (9.300 t.), de las que Sudáfrica posee 165 millones.

En España se calculan unas reservas de 387 t. de oro recuperable de las piritas y 43 del gossans.

En reservas de los Bancos, en miles de millones de dólares:

En stocks privados	42,3
	15
Total	57,3

En 1963 la distribución era:

Estados Unidos (15,6), Alemania (3,8), Francia (3,2), Suiza (2,8), Reino Unido (2,4), Italia (2,3), Holanda (1,6) Canadá (0,8) y FMI (2,3).

PREVISIONES DEL CONSUMO EN ESPAÑA

	1970	1971	1972	1973	1974	1975
Kilogramos..	17.500	18.000	18.500	19.000	19.500	20.000

	1976	1977	1978	1979	1980
Kilogramos..	20.500	21.000	21.500	22.000	22.500

PREVISIONES DE LA PRODUCCION NACIONAL

	1970	1971	1972	1973	1974	1975
Kilogramos.....	400	500	840	2.000	3.640	5.420
Valor millones de ptas.	30	38	48,5	152	275	410

	1976	1977	1978	1979	1980
Kilogramos.....	5.500	5.600	5.800	6.000	6.070
Valor millones de ptas.	415	422	440	455	500

PREVISIONES DEL COMERCIO EXTERIOR

	1970	1971	1972	1973	1974	1975
IMPORTACIONES: Kilogramos.....	17.100	17.500	17.900	17.000	15.900	14.600
Valor millones de ptas.	1.370	1.400	1.430	1.362	1.270	1.170

	1976	1977	1978	1979	1980
Kilogramos.....	15.000	15.400	15.700	16.000	15.900
Valor millones de ptas.	1.200	1.235	1.260	1.280	1.270

Comentario general

El precio del oro es un resultado entre la tendencia de Sudáfrica a elevar su cotización, ya que es la mayor productora y la de mayores reservas del mundo, y la estabilidad monetaria que persigue el Fondo Monetario Internacional, con la ayuda de las grandes potencias.

En opinión de los expertos, no parece que diferirá mucho en los próximos años de los 35 dólares la onza troy, aunque puede haber ligeras fluctuaciones ocasionales.

Aunque el oro ha existido tradicionalmente en España, las reservas a menor costo son las contenidas en otros minerales complejos, principalmente sulfuros. Por lo tanto, la producción seguirá las incidencias de la correspondiente de piritas y gossans, a no ser que la investigación ponga de manifiesto nuevas reservas económicas, lo que no parece probable.

Los principales stocks de oro mundiales figuran como reservas de los Bancos, generalmente banca oficial, y son superiores a las reservas estimadas a la vista en minas.

Se observa una creciente demanda de oro para usos industriales.

COTIZACIONES MEDIAS DEL ORO EN LONDRES 1925-1970

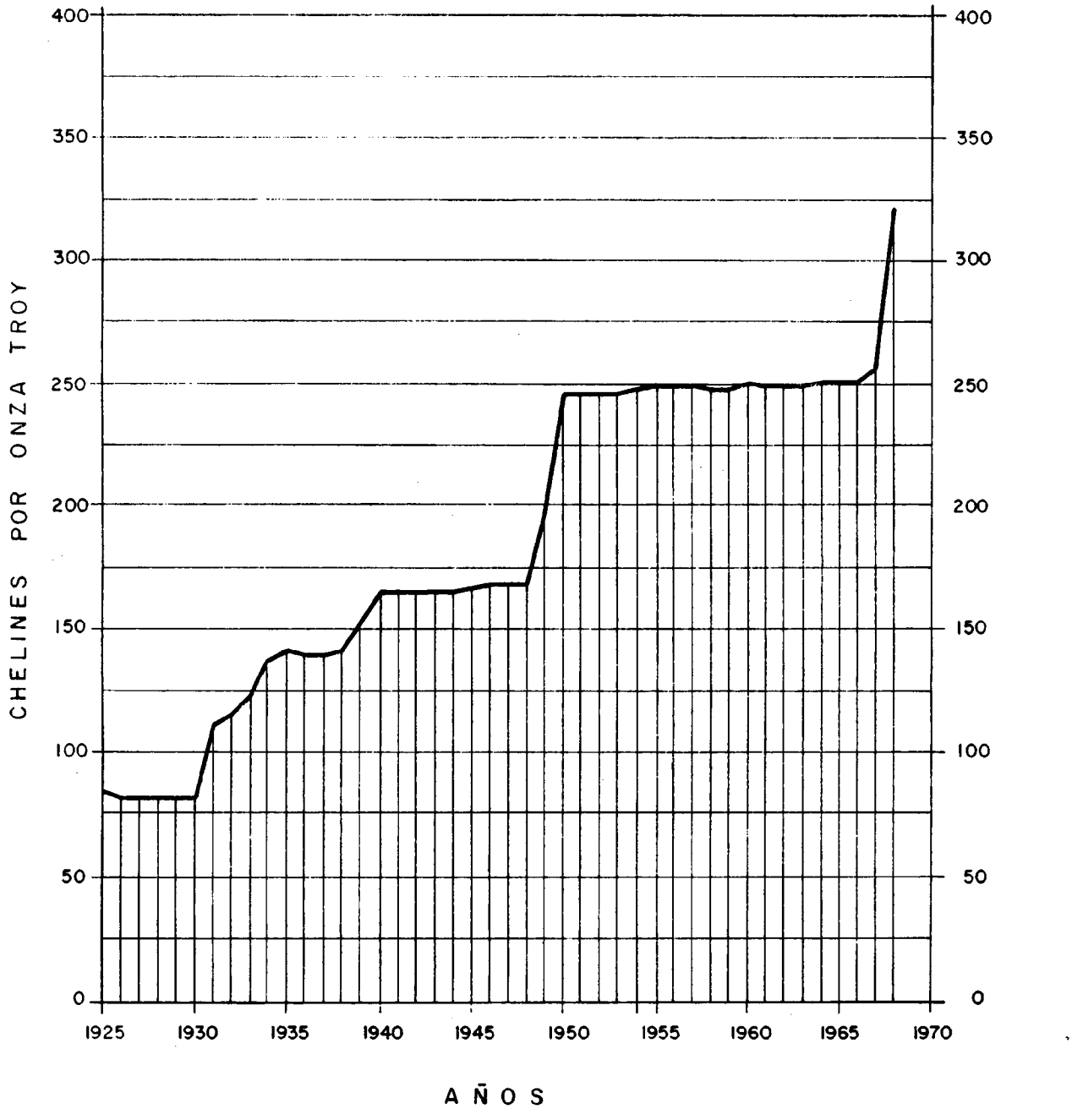


Figura 14.4-1.

Las importaciones españolas, dado que la producción no abastecerá al mercado nacional, pueden ser disminuidas con los proyectos de producción del sector de piritas, que permitirán llegar a producciones de oro del orden de diez veces la actual, disminuyendo nuestro déficit en la balanza comercial.

14.5 CONCLUSIONES

En la actualidad están en vigor un pequeño número de permisos de investigación y concesiones de explotación de oro. Pero esto no significa, ni mucho menos, que existan realmente yacimientos auríferos económicamente explotables.

De hecho se ha señalado en repetidas ocasiones la existencia de filones o aluviones auríferos en muchos lugares de la Península, y no es menos cierto que en la Edad Antigua, particularmente durante las etapas fenicia y romana, se extrajo oro de nuestro suelo. Buena prueba de ello la constituyen las fantásticas e interesantísimas explotaciones romanas de Las Médulas (León). Pero las circunstancias económicas eran muy distintas.

No existen hoy grandes probabilidades de encontrar en España yacimientos auríferos rentables, tanto por razones geológicas y fisiográficas como económicas.

En primer lugar, porque los filones auríferos que se han encontrado, dadas sus características geológicas, y aun dando por bueno que ofrecieran leyes interesantes, son en conjunto de escasa corrida y potencia, y por ello totalmente inadecuados para montar explotaciones de gran tonelaje, imprescindibles para rebajar el precio de costo a límites que hagan rentable la explotación. La minería en el mundo de hoy se orienta cada vez más a la explotación de grandes masas, con leyes bajas, abandonando, por no rentables, las explotaciones de filones estrechos aún con buenas metalizaciones. Y el oro no constituye una excepción.

Pensando en la explotación de aluviones auríferos, que de hecho se encuentran en nuestro suelo, se llega a idénticas conclusiones. Nuestros ríos, y muy particularmente los de las regiones en que sus arenas pueden contener oro, son ríos de recorrido corto y curso no estabilizado; ríos en su mayor parte torrenciales que no han podido producir aluviones extensos y potentes, indispensables para que su explotación pueda realizarse al ritmo que la haga rentable. Basta pensar que las dragas flotantes de cangilones que se emplean hoy en la explotación de aluviones auríferos mueven diariamente más de 10.000 m^3 de acarreos, llegando con ello a costos fantásticamente bajos (de 0,06 a 0,038 dólares por yarda cúbica, equivalentes a 5,50 y 3,50 ptas/m^3) necesarios para hacer rentable el beneficio de aluviones, en los que se recupera de 250 a 400 mg. de oro por m^3. Pero hace falta, ante todo, que existan aluviones con cubicación suficiente para que tales máquinas puedan utilizarse y amortizarse.

Caen con frecuencia los atacados por la fiebre del oro, que es tan antigua como la Humanidad, en el error de suponer que si los romanos pudieron extraer oro de nuestro suelo, no hay ninguna razón para que esto no sea posible en la actualidad. Y sí hay razones en contra, y muy poderosas, sobre todo en lo económico. Lo menos importante es que la mano de obra sea hoy mucho más cara que en la época romana. Los ejércitos de esclavos que utilizaron también costaban dinero, aunque fuera poco, pero en cambio no disponían de otra energía que el esfuerzo del hombre y de las bestias, ni disponían de máquinas, de tal manera que es dudoso que pudieran alcanzar precios de costo tan bajos como los actuales.

Lo que ha cambiado radicalmente en el mundo es el valor del producto obtenido en el mercado. La cantidad de oro que circulaba en el mundo antiguo se puede imaginar que era muy pequeña, insignificante en relación con la actual. Es a partir del descubrimiento de América cuando empieza a entrar en el mercado en cantidad sensible, y aumenta enormemente desde finales del siglo XIX. Ya se dijo anteriormente que en los últimos sesenta años el mundo ha producido más oro que en los cuatrocientos años anteriores, en los que a su vez se produjo oro en cantidad muchas veces superior a la que existía antes de 1492. Y este hecho indiscutible tiene una consecuencia evidente: el oro, que es ante todo patrón internacional del intercambio comercial, ha perdido gran parte de su poder adquisitivo desde la época romana hasta nuestros días.

Al final de la Edad Media todavía el peso de una persona en oro se consideraba rescate de príncipes poderosos, y hoy en día 70 u 80 kg. de oro distan mucho de constituir una fortuna. Es ciertamente imposible establecer en cifras exactas estas variaciones, pero aunque sea a título de conjetura, no parece muy aventurado suponer que el poder adquisitivo del oro romano era 500 veces superior al que tiene hoy. Y esto sólo constituye razón más que suficiente para que no pueda afirmarse de ninguna manera que la explotación que fuera posible y rentable para los romanos lo sea también hoy.

En resumen, se estima que sólo sería aconsejable realizar inversiones en la investigación de eventuales yacimientos auríferos en España si la información procedente del PNIM lo recomendara.

En cambio, es de gran interés para nuestra economía la investigación de la recuperación del oro contenido en otros minerales metálicos, particularmente en los sulfuros, y es en esta dirección en la que debe orientarse fundamentalmente el estudio de la producción de oro en España.

15. PLATA

15.0 INTRODUCCION

Desde que se suspendió la explotación de los yacimientos argentíferos de Hiendelaencina (Guadalajara) en el primer cuarto del corriente siglo, no existe en España ninguna explotación minera de plata. Por ello, aunque pueda parecer ocioso incluir el tema de la plata en el Programa Nacional de Explotación Minera, quizá no resulte tan fuera de lugar teniendo en cuenta los brillantes resultados obtenidos en Hiendelaencina en épocas relativamente recientes, y que tal vez no sea imposible reactivar.

Por otra parte, en España ha existido y existe una producción de plata interesante, resultante del beneficio de la contenida principalmente en minerales de plomo; pero es claro que esta producción está fuera de lugar en este trabajo y debe encontrarse en la monografía de la minería del plomo.

La plata es el más blanco de todos los metales y es conocida y utilizada por la humanidad desde muy antiguo. Es uno de los metales industriales, no ferrosos, que se utiliza en cantidades importantes en estado puro o como elemento básico de aleaciones. Con excepción del oro, es el más dúctil y maleable de los metales. Es también el mejor conductor del calor y de la electricidad. No se oxida a temperaturas ordinarias, por lo que se utiliza como metal de contacto. Es resistente al amoniaco, álcalis cáusticos, ácido cítrico y otras sustancias químicas, por lo que se utiliza a menudo en la industria química.

Su escasez y la facultad de no corroerse ha hecho de la plata un medio de cambio desde muy antiguo. Ya los romanos adoptaron la plata como base de su sistema monetario. En épocas recientes, en los Estados Unidos, la primera moneda fue basada también en el valor de la plata. En 1776 el Congreso fijó como unidad de valor el dólar plata, definido en 1792 por el peso de 371,25 gr. de plata fina (412,5 gr. de plata de 900 milésimas).

La moneda de plata ha sido durante siglos de uso corriente en todo el mundo, y era la que absorbía la mayor parte de la producción mundial. En la actualidad las circunstancias han cambiado totalmente, la fotografía, la industria eléctrica y la química consumen cantidades crecientes de este metal, de tal manera que al comenzar la última guerra mundial, ya en 1940, las necesidades industriales superaron con mucho a la demanda monetaria. Posteriormente, en la fabricación de bombas atómicas, y sobre todo en los cohetes espaciales, se han utilizado tonelajes muy fuertes de plata. En cambio, aunque todavía se emplea para monedas en gran número de países, ha sido desplazada por las aleaciones de cobre y níquel en otros. No hace muchos años que incluso Estados Unidos hubo de desmonetizar la plata para hacer frente a la creciente demanda industrial que rebasaba ampliamente la producción de plata del país.

15.1 PRODUCCION DE PLATA

Producción mundial de plata

Según datos americanos, se estima que la producción mundial de plata, desde el descubrimiento de América hasta 1963, ha representado la cantidad de 22.000 millones de onzas troy (más de 700.000 t.). En el año 1963 la producción mundial se distribuyó de la siguiente manera:

PAISES	Millones de onzas troy	Porcentaje del total
Méjico	42,8	17
Perú	36,4	15
Estados Unidos	35,0	14
Canadá	30,7	12
Rusia (estimado)	27	11
Australia	18,9	7
Resto del mundo	58,9	24
TOTAL	249,5	100

Con anterioridad al descubrimiento de América las minas de plata más famosas fueron las de Laurium, en Grecia, que se explotaron desde casi un milenio antes de la era cristiana y que se estima han debido producir del orden de 10 millones de kilogramos de plata. Después del descubrimiento de América la hegemonía de la producción pasó a este continente. Bolivia fue el mayor productor hasta 1700, con una producción total de más de 35 millones de kilogramos; desde 1871 a 1900, con la excepción de algunos años, los Estados Unidos pasaron a ser el primer productor mundial. Desde entonces la primacía ha sido casi constantemente de Méjico.

De la plata que hoy dispone la humanidad, Méjico ha producido el 35 por 100; Estados Unidos, el 21 por 100; Perú, el 9 por 100, y Bolivia, el 9 por 100.

En los últimos años Canadá y Australia han entrado a figurar entre los grandes productores del mundo. Debe tenerse en cuenta que de la producción mundial de plata, la parte más importante procede no de minerales de plata propiamente dichos, sino del contenido en plata de los minerales de metales básicos. Así, por ejemplo, de las 25 minas que dieron la producción total de plata, nueve eran minas de cobre y el resto minas de plomo, plomo-cinc y plomo-cobre-cinc. Las producciones de las minas de minerales exclusivos de plata representaron tan sólo un tercio del total.

En España las circunstancias han sido y son semejantes. La producción de plata más constante e importante la han dado las minas de plomo de los distritos de Linares-La Carolina, Córdoba y Cartagena.

En cuanto a minas de plata propiamente dichas, la producción en la Edad Moderna se ha limitado a dos distritos: Guadalcanal, en la provincia de Sevilla, y Hiendelaencina, en la de Guadalajara. De Guadalcanal, que debió interrumpir la explotación en el siglo XVIII, no se dispone de datos. En cuanto al distrito de Hiendelaencina, descubierto en 1833, ha producido en tres etapas de explotación, 1833-1870, 1875-1882 y 1903-1908, por valor de cerca de 4.000 millones de pesetas actuales, según los datos que se conocen y que casi siempre expresan la producción en valor y no en peso. Las oscilaciones del valor de la plata durante los períodos de explotación aludidos hacen difícil e impreciso el cálculo del tonelaje de plata realmente producido, pero en todo caso debe ser del orden de 1.000.000 a 1.200.000 kg., de los cuales más de la mitad fueron producidos en la primera etapa de 1833-1870, en la que se explotaron las monteras del Filón Rico, compuestas por halogenuros de plata de ley extraordinariamente elevada. En el último período se produjeron en cinco años 30.307 kg. de plata.

Como se ha indicado anteriormente, la plata se encuentra con frecuencia asociada con metales básicos, principalmente cobre, plomo y cinc. También los yacimientos de oro la contienen casi siempre. En tales yacimientos la plata constituye un componente accesorio y mínimo, pero resulta un subproducto valioso, cuya recuperación en los procesos metalúrgicos no es difícil y se logra con elevado rendimiento.

Los yacimientos de plata propiamente dichos se encuentran en rocas de muy distintas edades geológicas, especialmente el Terciario, el Cretáceo y el Precambriano. La mayoría de los criaderos de minerales de plata del mundo son de tipo filoniano.

Los minerales de plata más importantes económicamente son: la argentita (Ag_2S), la polibasita ($8Ag_2Sb_2S_3$), la proustita (Ag_3AsS_3), la estefanita ($5Ag_2S.Sb_2S_3$), la pirargirita (Ag_3SbS_3), la cerargirita o plata córnea (AgCl) y la plata nativa.

15.2. LA MINERIA DE PLATA EN ESPAÑA

Introducción

Como se ha indicado anteriormente, de las dos explotaciones mineras llevadas a cabo en España en la Edad Moderna no existen datos de Guadalcanal. Quizá fuera útil una investigación histórica en los archivos, que no es posible en este lugar, para tratar de aclarar las razones de la interrupción de las labores en aquellas minas, que nunca más se reanudaron. Es posible que las minas se agotaran. Es posible igualmente que las razones de la suspensión fueran otras. Recuérdese que en aquella época llegaba a España plata en grandes cantidades desde América del Sur; que hasta 1700 Bolivia fue el primer productor del mundo, y es muy posible que estas circunstancias no hicieran atractiva la continuación del laboreo en Guadalcanal, yacimiento que, en todo caso, debió ser mucho menos importante que los bolivianos.

Del distrito de Hiendelaencina, descubierto y explotado en época mucho más reciente, sí existen datos, si no completos, suficientes para formar un juicio acerca de la importancia de estos yacimientos. Existen trabajos, informes y estudios debidos a autores tan prestigiosos como Escosura, Mallada, Pellico, Ezquerra del Bayo, Yegros, Donaire, Bautista, Muñoz, Castell, Palacios, Contreras, Menéndez Ormaza y Kindelán, entre otros, publicados en el *Boletín Oficial de Minas,* en la *Revista Minera* y en publicaciones del Instituto Geológico. Además, en la memoria explicativa de la Hoja número 460, Hiendelaencina, a escala 1 : 50.000, publicada por el Instituto Geológico y Minero de España en 1928, se incluyen muchos datos, planos de concesiones y de labores, de los que se extrae la información que sobre este distrito minero se incluye a continuación.

El distrito minero de Hiendelaencina

En la actualidad existen en vigor 20 concesiones mineras de explotación de plata, todas correspondientes a este distrito, resto del gran número de concesiones que en otro tiempo cubrieron aquellos parajes, concedidas por la Ley antigua y de las cuales 13 al menos han tenido producción.

Antecedentes históricos

El yacimiento argentífero de Hiendelaencina fue descubierto en 1833 por Esteban Gorliz en el lugar llamado Canto Blanco, crestón de barita del llamado Filón Rico. Después de varias vicisitudes logró el apoyo de Orfila, administrador de los Duques del Infantado, y éste envió a París a su hermano, el doctor Orfila, muestras de mineral, que probablemente eran halogenuros y dieron una ley muy elevada, que decidió la constitución de una sociedad cuyos principales partícipes fueron Orfila y Gorliz, y que denunció las minas Santa Cecilia, La Suerte y La Fortuna, dos de ellas vigentes hoy con los mismos nombres. A poco de iniciarse las labores, el negocio resultó tan extraordinario, que las acciones de 500 pesetas (cifra importante entonces) daban en dividendo 750 pesetas mensuales y llegaron a cotizarse en 1851 entre 60.000 y 70.000 pesetas.

Este éxito atrajo, como es natural, a muchos otros mineros y finalmente a la sociedad inglesa La Bella Raquel, que creó la fundición La Constante y fue, al parecer, la que realizó el mejor negocio.

En 1860 empieza la decadencia del distrito y hacia 1865 la paralización era casi completa, después de que la sociedad La Bella Raquel vendiera su fábrica y de haberse alcanzado los 400 m. de profundidad en el Filón Rico, sin éxito. En esta primera etapa se produjeron prácticamente las dos terceras partes de la producción que ha dado Hiendelaencina hasta hoy.

Poco después empieza la segunda etapa, 1882-1901, con la llegada del financiero francés M. Bontoux, quien adquirió a bajo precio las principales minas del grupo Santa Catalina y después de diversas vicisitudes y dispuesto a abandonar las labores del pozo Santa Catalina a los 470 m., cortó en un pocillo interior una nueva zona de mineralización que, con escaso desarrollo de labores, produjo 3.000.000 de pesetas anuales durante siete años.

El éxito de Bontoux animó en 1889 a Stuyk, Gascue y Adaro a reconocer la zona a poniente de las labores de Santa Catalina. La nueva sociedad sufrió algunos cambios y finalmente se transformó en La Plata, que en 1903 consiguió cortar una nueva zona de bonanza a la profundidad a que se habían desarrollado las labores de Bontoux. Este tercero y último período de explotación, 1899 a 1916, produjo entre 1903 y 1908 algo más de 30.000 kg. de plata en menos de 300 m. de filón.

El criadero de Hiendelaencina arma en los gneis del estrato cristalino, porfiroide o amigdaloide en el tramo inferior, que alcanza grandes espesores y más micáceo, e incluso pasando a micacitas, en el tramo medio. Los movimientos tectónicos crearon en esta formación una serie de grietas o fisuras que constituyen la red de filones del criadero.

Según la clasificación debida a Bautista Muñoz, ingeniero del Servicio de Minas, que estudió intensamente el criadero a fines del pasado siglo, y que ha venido siendo utilizada hasta hoy, cabe distinguir tres sistemas de filones:

Primer sistema.—Dirección E.-O.. Dentro de él se distinguen dos series, subdivisión basada en el relleno de los filones:

1.ª serie.—Con predominio de barita, cuarzo, calcita y todas las variedades de minerales de plata.

2.ª serie.—Cuarzo morado y siderosa, muy rara vez barita y las especies argentíferas de la primera serie, pero con gran cantidad de galena y antimonio, así como piritas de hierro y ferrocobrizas.

Segundo sistema.—Dirección N.-S. Cuarzo blanco cristalino. Nunca barita ni siderosa. Indicios de plata solamente superficiales. Abundancia de pirita de hierro.

Tercer sistema.—Dirección NO. a NE. Se establece una subdivisión según los rumbos:

1.ª serie.—Dirección NE. Relleno de cuarzo y siderosa, metalizaciones de plata con abundante antimonio.

2.ª serie.—Dirección NO. Cuarzo, metalizaciones de plata y abundante pirita de hierro.

Esta red filoniana aparece claramente definida, con potencias que han llegado hasta un metro, pero que se reduce a veces a pocos milímetros. El término medio parece oscilar entre 20 y 30 cm.

Están muy desigualmente reconocidos, de manera que las indicaciones de Bautista Muñoz, respecto del relleno, han de tomarse con cierta reserva, pues en muchos casos sus observaciones han sido hechas exclusivamente sobre los afloramientos. El filón mejor conocido, sin que pueda decirse que haya sido objeto de un reconocimiento general, es el llamado Filón Rico, perteneciente a la 1.ª serie del primer sistema y que ha dado el 90 por 100 de la producción del distrito. En mayor o menor extensión se ha reconocido en una corrida de unos cinco kilómetros, hasta la profundidad máxima de 500 m. en dos zonas. Su dirección es E.-O., con variaciones de 20° al N. Está cortado por diversas fallas y se bifurca repetidas veces.

De este mismo sistema y serie son también dos filones bastante bien caracterizados: La Morenilla y Tres Amigos, que por la analogía del relleno con el Filón Rico parecen pertenecer a una misma etapa metalogénica.

Los restantes sistemas están poco trabajados y son apenas conocidos.

Lo que parece claro es que los filones del primer sistema son los más antiguos, por cuanto no se conocen casos de que corten o alteren a los de otros sistemas y sí al contrario.

Las metalizaciones más importantes se han encontrado en los filones del primer sistema y dentro de los del segundo y primera serie del tercero, en los llamados San Juan Facundo y Diógenes. Pero en realidad ni aun sobre el Filón Rico existen labores extensas y mucho menos en los restantes. En la mayor parte, apenas calicatas y algún pocillo, de manera que resulta muy aventurado anticipar juicios sobre sus riquezas respectivas.

Los minerales de plata, encontrados en el criadero, han sido los siguientes:

Argentita, Ag_2S.
Miargyrita, $AgSbS_2$.
Proustita, Ag_3AsS_3.
Pirargirita, Ag_3SbS_3.
Stefanita, $5Ag_2S.Sb_2S_3$.

Y en los niveles superiores de varias minas:

Querargirita, AgCl.
Embolita, Ag(ClBr).
Bromargirita, AgBr.
Yodargirita, AgI.

En el apartado correspondiente a la producción mundial de plata se han indicado las producciones que ha dado este distrito, pero para dar una idea de la riqueza del criadero se incluyen a continuación los datos conocidos sobre el arranque realizado por la sociedad La Plata en 1910, que son los más completos de que se dispone:

Metros cuadrados explotados en la zona rica, 500.
Mineral vendible obtenido, 725.479 kg.
Plata contenida en el mineral, 11.590 kg.
Ley media del mineral arrancado, 15,94 kg/t.
Kilogramos de plata por metro cuadrado de filón explotado, 23,08 kg.

Estos datos corresponden al final de la tercera y última etapa de explotación de Hiendelaencina. Se carece de datos comparables de las dos etapas anteriores, cuyas producciones fueron muchísimo más importantes.

En la actualidad el Instituto Geológico y Minero de España lleva a cabo un estudio metódico de este criadero. Es, sin duda, una labor de gran interés. La historia y características del yacimiento, brevemente esbozadas en lo que antecede, lo justifican sobradamente. La realidad es que no existen razones de ningún género para dar por agotado el más famoso de los yacimientos de plata de nuestro suelo.

15.3 RESERVAS MUNDIALES DE PLATA

En la mayoría de los países se carece de datos fidedignos sobre las reservas efectivas de plata. Los datos que se incluyen a continuación son estimaciones de las reservas de los principales países productores del mundo occidental, deducidos de las reservas de minerales básicos que contienen plata y de la media de recuperación de plata de tales metales.

RESERVAS ESTIMADAS Y PRODUCCION DE LOS PRINCIPALES PAISES PRODUCTORES DEL MUNDO OCCIDENTAL

PAISES	Producción en 1963 — *Millones de onzas troy*	Reservas seguras y posibles	Años de producción posibles
Méjico	42,8	734	17
Canadá	30,7	640	21
Estados Unidos	35,2	590	17
Perú	36,4	528	14
Australia	18,9	259	14
TOTAL	164,0	2.751	

En los Estados Unidos las reservas seguras y probables, que ascienden a 590 millones de onzas troy, se distribuyen de la siguiente manera:

TIPOS DE MINERALES	Millones de onzas troy	Porcentaje del total
Minerales de plata	52,7	9,0
Plomo-cinc-cobre	236,0	40,0
Cobre-cinc	0,4	—
Cobre	295,0	50,0
Oro	5,3	1,0
Tungsteno y hierro	0,7	—
TOTAL	590,0	100,0

Si tanto en los Estados Unidos como en el resto del mundo occidental estas reservas resultan en principio adecuadas para

asegurar el abastecimiento mundial durante bastantes años al ritmo de 1963, no ocurre así si se tiene en cuenta que la mayor parte de la producción de plata está limitada por el ritmo de producción de los metales básicos a que está asociada, por lo cual prácticamente la reserva no resulta adecuada, en el sentido de poder suministrar la plata necesaria al nivel de demanda actual. Por ello, los Estados Unidos se vieron obligados recientemente a desmonetizar la plata para hacer frente a la demanda industrial de este metal.

Los stocks monetarios en los Estados Unidos al final de 1963, incluyendo lingotes y plata amonedada, ascendían a 1.584,3 millones de onzas. La plata en moneda en circulación en ese mismo momento representaba otros 1.716,3 millones de onzas, es decir, en conjunto más del doble de la reserva minera de plata del país. También representan cantidades sustanciales de plata la moneda en circulación en otros países, pero no existen datos completos sobre ello.

15.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DE LA PLATA

PRODUCCIONES Y CONSUMOS MUNDIALES. PRINCIPALES PRODUCTORES Y CONSUMIDORES

1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967
7.447	7.669	7.645	7.767	8.078	8.407	8.053

UNIDAD: t.

Su distribución en porcentajes es:

Méjico, 15; Canadá, 14; Perú, 14; URSS, 14; EE. UU., 12; Japón, 4; Alemania, 1,9, y Bolivia, 1,7.

CONSUMO MUNDIAL DE PLATA

	1962	1964	1966	1967	1968
Usos industriales y artísticos	247,8	299,2	355,1	348,6	347,0
Monedas	127,6	267,1	130,4	89,1	64,0
TOTAL	375,4	566,3	485,5	347,7	411,0

UNIDAD: Millones de onzas.

UTILIZACION. DISTRIBUCION DEL CONSUMO

	Porcentaje
Industria fotográfica	23
Cubertería y bandejas	22
Acuñación de monedas	20
Interruptores	10
Aplicaciones caseras	5
Baterías secas y húmedas	5
Otros usos	15

(Joyería, odontología, óptica, electrónica, química, etc.)

RESERVAS CONOCIDAS

Estados Unidos	1.320
Méjico	734
Canadá	734
Perú	550
Resto (1)	182

UNIDAD: Millones de onzas.

(1) (La mayor parte corresponde a Australia.)

PREVISIONES DEL CONSUMO EN ESPAÑA

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
340	360	370	390	410	420	440	460	475	495	510

UNIDAD: t.

PREVISIONES DE LA PRODUCCION NACIONAL (INCLUYENDO TODAS LAS PROCEDENCIAS)

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
78	90	100	107	130	160	163	167	171	175	190

UNIDAD: t.

PREVISIONES DEL COMERCIO EXTERIOR (POR DIFERENCIA ENTRE CONSUMO Y PRODUCCION)

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Valor en millones de toneladas	262	270	270	273	280	260	277	293	304	320	320
Valor en millones de pesetas	917	945	941	956	980	910	970	1.025	1.064	1.120	1.120

Comentario general

El precio de la plata (fig. 15.4-1) debe tender a subir, porque hasta el presente se ha mantenido por las ventas de los Estados Unidos, que ha hecho disminuir su stock nacional que se cifraba, en diciembre de 1969, en 266,5 millones de onzas por 374,9 millones el año anterior. La producción internacional seguirá las tendencias de la producción del plomo, principalmente, pues la mayor fuente de aprovisionamiento son estos minerales.

Los mayores aumentos del consumo serán en aplicaciones eléctricas, electrónicas y aleaciones.

No obstante las consideraciones anteriores, no debe olvidarse que puede contribuir a la estabilidad de los cambios el precio de este metal y, por lo tanto, se hacen esfuerzos por parte de los organismos internacionales para mantener su cotización.

COTIZACIONES MEDIAS DE LA PLATA EN LONDRES 1925-1970

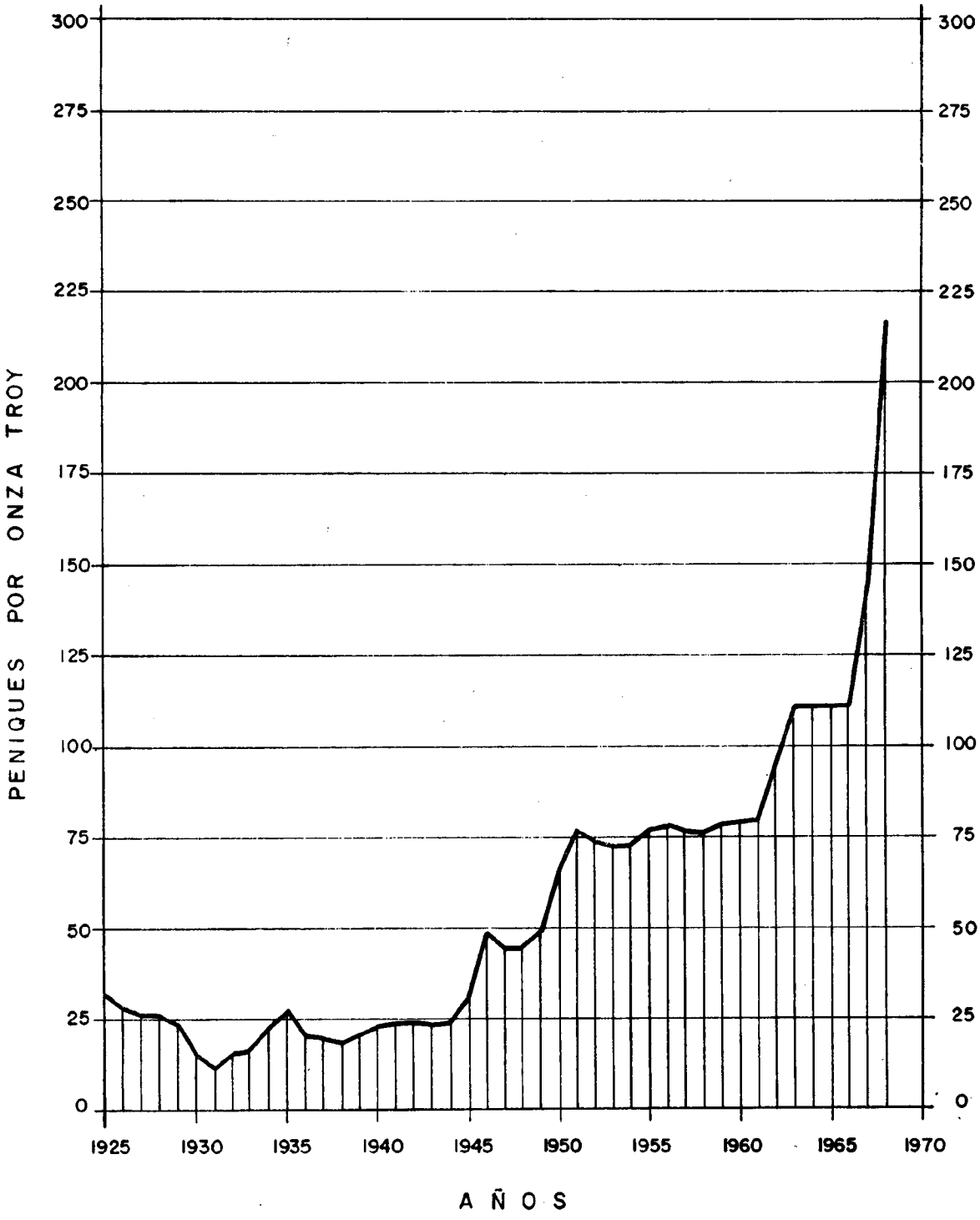


Figura 15.4-1.

16. TANTALO Y NIOBIO

16.0 INTRODUCCION

El tántalo fue descubierto en 1802, pero no cobró importancia comercial hasta el desarrollo de la energía nuclear y de los vuelos espaciales, en pleno siglo XX.

Al ser inatacable por los ácidos, su descubridor, M. Ekebert, le dio este nombre tomado de Tántalo, rey de Lidia, condenado a morir de sed en medio del agua.

Sin embargo, en el año 1903 empezó a usarse comercialmente por la Siemens-Halske, en Alemania, para los filamentos de las lámparas de incandescencia, pero en 1912 se sustituyó por el tungsteno, con lo cual disminuyó su consumo.

En 1922 se comercializó un cargador de baterías con rectificador de tántalo y en 1927, cuando empezaba a decrecer esta utilización, se inició su aplicación en la industria química.

En la década de los años 30 el uso de este metal creció lentamente y en 1940 se introdujo el condensador de tántalo sinterizado.

A partir de esta fecha el consumo de tántalo sigue un aumento normal, hasta su utilización en la energía nuclear, que hizo que se buscaran nuevos yacimientos ya que la producción en Norteamérica era insuficiente para sus necesidades.

El tántalo es un metal poco común, de color gris, inflamable e inatacable por los ácidos diluidos, con la excepción del fluorhídrico.

El niobio es muy parecido al tántalo, al que acompaña en muchas combinaciones; fue descubierto en 1844 por M. Rose en una tantalita, y debe su nombre a Niobe, hija de Tántalo, que fue convertida en roca por haber despreciado a Latones.

Ambos metales se benefician de la columbita y tantalita, minerales de Fe, Mn, Nb y Ta que aparecen en algunas pegmatitas graníticas en forma de cristales tabulares negros.

Los yacimientos más importantes de tántalo están en Dakota (EE. UU.) y Olary (Australia) y los de niobio se hayan en Nigeria.

En España existen unos yacimientos en Vences (Orense) que se detallan más adelante.

El tántalo se caracteriza por su alto punto de fusión, superior a los 3.000° y resistencia a la corrosión. A elevadas temperaturas el metal es un excelente absorbente de gases y se vende en varios grados de pureza, desde el 95 al 99,9 por 100.

El concentrado de tántalo se vende normalmente con un 60 por 100 de contenido en Ta 205. Se exige como mínimo un 40 por 100 de Ta 205 y que este porcentaje sea igual o mayor que el contenido de óxido de columbio.

16.1 PRODUCCION

Al estar el tántalo íntimamente ligado al columbio, la producción de sus minerales viene expresada, en conjunto, al menos en algunos países, no conociéndose en estos casos la producción individualizada.

A continuación se expresa, en miles de libras, la producción de concentrados columbio-tántalo de los años 1963 al 1967 en los principales países productores:

PRODUCCIONES DE COLUMBIO Y TANTALO

PAISES	1963		1964		1965		1966		1967	
	Columbio	Tántalo	Columbio	Tántalo	Columbio	Tántalo	Columbio	Tántalo	Columbio	Tántalo
Nigeria	4.507	34	5.239	22	5.707	29	4.986	27	4.310	24
Canadá	2.941	—	4.150	—	4.542	—	5.073	—	4.244	—
Brasil	43	231	25	181	88	364	131	352	226	453
Brasil, pirocloro	—	—	712	—	2.637	—	10.527	—	10.177	—
Noruega	783	—	408	—	331	—	—	—	—	—
Mozambique	338	—	416	—	305	—	314	—	361	—

UNIDAD: Miles de libras.

La producción mundial tiene un promedio de 7.990 miles de libras en los años 1954-58 y para los años sucesivos es como sigue:

1959	6 040
1960	7.020
1961	7.540
1962	9.210
1963	9.853
1964	11.726
1965	14.618
1966	22.988
1967	20.800

Observando este cuadro puede verse el enorme aumento en la producción de concentrados de columbio y tántalo, que significa un incremento medio del 20 por 100 en los años considerados.

En cuanto a la producción del tántalo metal, se parte de 200.000 libras de promedio en los años 1954-58, para llegar a 418.000 libras en el año 1963.

En 1967 la producción de tántalo metal es la siguiente:

Rusia	500
Brasil	363
Mozambique	288
El Congo	275
Portugal	85
Thailandia	81
TOTAL mundo	1.997

UNIDAD: Miles de libras.

16.2 TRATAMIENTOS

El niobio y el tántalo se extraen de los minerales concentrados, por fusión con hidróxido sódico caliente, seguida de un lavado con agua y ácido clorhídrico para eliminar las impurezas. Los residuos de niobio y tántalo se disuelven en fluoruro de hidrógeno anhidro, se añade hidróxido potásico y la solución se deja enfriar, precipitándose el fluoruro de potasio-tántalo.

La reducción del tántalo se hace normalmente por electrólisis del fluoruro de potasio-tántalo; el tántalo metálico se deposita en el cátodo como un fino agregado cristalino que se dispersa en el electrólito fundido.

Otro procedimiento consiste en mezclar el fluoruro de potasio-tántalo seco con sodio metálico, calentando la mezcla en un recipiente de vacío.

Usos

Aparte de las aplicaciones ya citadas, en energía nuclear y vuelos espaciales, pueden reseñarse las siguientes:

Una aleación del 92,5 por 100 de tántalo y el 7,5 por 100 de tungsteno conserva su elasticidad a elevadas temperaturas y se usa para fabricar componentes de tubos electrónicos, tales como filamentos y bobinas de rejilla. Los condensadores de tántalo se caracterizan por su elevada capacidad en relación a su pequeño volumen, estabilidad frente a la película de óxido, amplio margen de temperatura de trabajo, larga duración y pequeña corriente de retroceso; esta aplicación es la que produce el mayor consumo actual en el mercado.

Se emplea también en rectificadores de baja tensión para señales ferroviarias, aparatos de control de circulación en carreteras y cargadores de baterías.

Un nuevo tipo de válvula electrónica en miniatura, el «cryoton», consiste en una delgada cinta de tántalo alrededor de la cual se enrolla un alambre muy delgado de columbio. Esta combinación tiene un consumo de energía mucho menor que una válvula normal, y cien de ellas caben en un dedal; ofrece revolucionarias posibilidades en el diseño de computadores y aparatos de radar.

Debido a su resistencia a los ácidos del organismo humano y su compatibilidad con los tejidos fisiológicos, se usa para suturas en operaciones, y en planchas y hojas para reparaciones craneales, huesos rotos y en prótesis dentales.

El carburo de tántalo puede usarse, separado o mezclado con otros carburos, en forja, herramientas de corte, álabes de turbina, asientos y guías de válvulas, etc.

El óxido se empleó en la segunda guerra mundial como catalizador para producir butadieno a partir del alcohol, aunque este proceso ha sido sustituido desde entonces por otro más económico que no requiere catalizadores de tántalo.

16.3 YACIMIENTOS NACIONALES

Los yacimientos conocidos están situados en Boiro y Noya (La Coruña) y Monterrey (Orense).

En los primeros, después de unas investigaciones efectuadas en los años 1955 y 1956 por el Instituto Geológico, se llegó a la conclusión de que las leyes de mineralización no se consideraban suficientes para pensar en una explotación rentable.

Para mayor información de estas investigaciones pueden consultarse los números 43 y 50 (1.° y 2.° fascículos) de «Notas y Comunicaciones del Instituto Geológico y Minero de España», donde se recogen con todo detalle las investigaciones y análisis efectuados.

En Monterrey se hizo, en el año 1957, una toma de muestras en afloramientos pegmatíticos y áreas de aluvión en las minas A Rianxeira y Maruxiña; se realizaron 13 análisis y sólo se consideró interesante uno de ellos con 615 gr/t. en el total del conjunto de óxidos ($Ta_2O_5+Nb_2O_5$) de tántalo y niobio.

En Monterrey, en el grupo minero de Las Pilares, que abarca tres concesiones de estaño (Nuestra Señora del Pilar, número 3.179, de 33 pertenencias; Ampliación a Nuestra Señora del Pilar, núm. 3.201, de 220 pertenencias, y Nuestra Señora del Pilar núm. 2, núm. 3.219, de 36 pertenencias), existen indicios de niobio y tántalo. Esto movió a su concesionario a intentar una asociación con la entidad The Ralp M. Parsons, de Los Angeles, Estados Unidos, para la explotación del tántalo. Existe un informe privado, pero no se llegó a iniciar ningún trabajo que permitiera concebir una explotación duradera.

Estas concesiones, que por otra parte encuentran dificultades para disponer de agua necesaria, ya que los vecinos alegan sus derechos preferentes a las mismas, se encuentran en el pueblo de Santa Eulalia de Vences. De la carretera general de Orense a Zamora, en la villa de Verín, parte otra carretera que la enlaza con la de Orense a Ponferrada, y a cinco kilómetros de Verín se encuentra Vences, y de aquí, por un camino transitable para «jeeps» o carrocetas, se llega a las concesiones. El terreno está formado por pizarras metamórficas turmaliníferas, y en ellas se ve con frecuencia silicatos de metamorfismo, como la andalucita.

En las épocas en que se explotó esta mina se trabajó sobre un filón de pegmatita compuesto de feldespato muy caolinizado y de color variable desde el blanco al amarillo fuerte. El mineral de tántalo no es fácilmente visible por la pasta que forma la caja del filón, apareciendo, no obstante, en el desenlodado tamaños de hasta 2 cm.

Se trabajaba a cielo abierto, con arranque manual, y las zafras se transportaban con vagonetas a un tendejón próximo donde se efectuaba el desenlodado y la concentración en unos cajones escalonados, separando primeramente con una rejilla el tamaño de 30 mm. y refinando posteriormente en unas canaletas.

En Extremadura los siguientes indicios: al oeste de Cáceres, a unos 7 km., en la zona denominada Arroyo de la Luz, y en la mina Mantecona, cerca de Alburquerque, hay una tantalita, con el 3 al 3,5 por 100 de tántalo, en concentrados de estaño.

También se conoce la existencia de tantalita en las minas de Golpejas (Salamanca) y en Zamora, habiéndose calculado la existencia de unas 1.500 t. de mineral con el 45-46 por 100 de ley.

Precios

Al no existir producción nacional, los precios que rigen en el mercado son libremente concertados por los importadores.

Como orientación puede darse el precio de 40 a 50 dólares para el tántalo metal en polvo por libra, de 50 a 60 dólares por libra en hoja y de 60 a 70 dólares por libra en barra. Estos precios corresponden al año 1967, no pudiéndose aportar datos sobre cotizaciones actuales.

16.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL TANTALO

Producciones y consumos mundiales. Principales productores y consumidores

Las producciones de estos minerales vienen en general conjuntas.

	1963	1964	1965	1966	1967
Mineral.....	9.853	11.726	14.618	22.988	20.801
Metal.....	—	—	—	—	1.997

UNIDAD: Miles de libras.

Principales productores de mineral

Brasil, 55 por 100; Nigeria, 20 por 100; Canadá, 20 por 100, y Mozambique, 5 por 100.

Principales productores de metal

Rusia, 25 por 100; Brasil, 18 por 100; Mozambique, 14 por 100, y Congo, 14 por 100.

Principales importadores

Japón, 67 por 100; Estados Unidos, 15 por 100; Gran Bretaña, 12 por 100, y Alemania, 5,5 por 100.

Precios

Entre los años 1950-1969 se mantienen constantes a 10 dólares la libra de Ta_2O_5. Según las estimaciones del Bureau of Mines, se prevé un aumento considerable en los próximos diez años, llegando al doble o más del doble, por su empleo en la industria aeroespacial y reactores nucleares. El metal vale en polvo de 40-50 dólares por libra.

UTILIZACION, DISTRIBUCION DEL CONSUMO Y SUSTITUTIVOS

		Porcentaje
Estados Unidos, por sectores	Industria electrónica.....	60
	Industria química.....	25
	Ferroaleaciones y otros.....	15
Europa, por sectores.	Ferroaleaciones.....	40
	Industria electrónica.....	33
	Industria química.....	27
Por su forma de utilización.....	Tántalo metal.....	95
	Fe-Ta-Co.....	1,5
	Carburo de tántalo.....	1,5
	Compuestos químicos.....	2,0

RESERVAS CONOCIDAS

Rusia.....	410.000.000
Congo (Kinshasa)...	82.000.000
Nigeria.....	17.000.000
Brasil.....	16.000.000
TOTAL.....	525.000.000 = 230.000 de metal contenido

UNIDAD: Miles de libras de mineral.

En España se estiman, por el momento, unas reservas de 1.500 t. de tantalita en las provincias de Salamanca y Zamora.

Previsiones del consumo en España

No hay datos.

Previsiones de la producción nacional

La única producción de tántalo conocida es la obtenida en las minas de Golpejas (Salamanca) y Dorinda (Zamora), donde se han extraído 47 t. (en 1969) de tantalita con el 45-46 por 100 de tántalo. Se prevé la existencia de unas reservas de 1.500 t. y duplicar la producción para 1980.

Previsiones del comercio exterior

Se considera que se exportará la producción.

Comentario general

Se sabe poco del uso del tántalo en España.

17. TITANIO

17.0 INTRODUCCION

El titanio se considera, por su abundancia, como el noveno elemento en la corteza terrestre; su óxido TiO_2 ha sido objeto de comercio desde hace cincuenta años, pero su mayor expansión se debe al avance logrado en su metalurgia, a partir de la Segunda Guerra Mundial, en que se ha logrado obtener el titanio metal.

De los minerales que lo contienen únicamente dos tienen importancia comercial: la ilmenita y el rutilo; la ilmenita $(FeTi)_2O_3$ contiene un máximo teórico del 53 por 100 de TiO_2 y el rutilo (TiO_2) un 100 por 100.

Otros minerales de titanio, como anastasa, leucoxeno y brookita, están asociados con ilmenita y rutilo, y a veces se ofrecen en el mercado de concentrados de titanio.

El titanio no existe en estado natural, por su gran afinidad con el oxígeno y otros elementos.

Los yacimientos de ilmenita y rutilo abundan en todo el mundo: Estados Unidos, Australia, Canadá, Malasia, India, Rusia, etc.; estos yacimientos pueden estar en rocas o en arenas y aluviones; la ilmenita de los primeros y algunas de los segundos contienen del 35 al 55 por 100 en TiO_2, pero en algunas arenas se encuentra ilmenita alterada con casi un 60 por 100 de TiO_2.

El rutilo suele aparecer principalmente en arenas de playa, pero se encuentra en casi todas las rocas como mineral accesorio, y en algunas en cantidades importantes, que las convierten en menas potenciales.

En los yacimientos arenosos la ilmenita y el rutilo suelen ir juntos y asociados con monacita, circonio y otros minerales de alto peso específico.

La principal aplicación del titanio es como pigmentos en forma de óxidos, debido al excelente color blanco que suministra, junto con un rendimiento doble del de sus competidores, los óxidos de plomo y cinc; otras aplicaciones son la de revestimiento de pavimentos, tintas de imprenta, cerámica y plásticos.

La principal aplicación del titanio metal se encuentra en las industrias aeronáuticas y espacial. Su uso en la industria aeronáutica es reciente y parte del momento en que la metalurgia de este mineral se ha desarrollado, lo que sucedió después de la segunda guerra mundial.

El titanio es un metal poco denso (4,42 gr/cm³), 61 por 100 más pesado que el aluminio y 56 por 100 más ligero que el hierro; tiene un color blanco plata y debe su importancia a la ligereza, resistencia y resistencia a la corrosión; es más inerte que el aluminio y tiene un punto de fusión de 1.795° y de 3.000° el de ebullición.

Los principales inconvenientes en su fabricación son su alto coste, dificultades técnicas de la misma y excesiva actividad a alta temperatura; a pesar de que su punto de fusión es muy alto, absorbe oxígeno, nitrógeno e hidrógeno y se vuelve frágil si se expone prolongadamente a la atmósfera a más de 550°.

El titanio metal empezó a producirse comercialmente a partir de 1948 y desde entonces se han hecho múltiples investigaciones por la industria, universidades e instituciones privadas para tratar de resolver los problemas que plantea su producción y uso. Desde 1954 la investigación se ha polarizado en los procedimientos que utilizan el magnesio o el sodio para producir el tetracloruro de titanio, y en los procesos de afino electrolítico. El tetracloruro de titanio es un líquido inodoro y volátil, que se usa para fabricar pigmentos y titanio metal. Se hace clorando su mineral titanífero en presencia de carbón; el tetracloruro de titanio, gaseoso, se condensa y debe ser purificado antes de que se pueda fabricar metal o pigmento; esta purificación se efectúa normalmente con tratamiento químico y destilación fraccionada. Desde un punto de vista técnico el rutilo es la mejor materia prima para fabricar tetracloruro de titanio; sin embargo, la ilmenita, la escoria de titanio o productos hechos con estos materiales también pueden usarse.

La reducción directa de los minerales a titanio metal, usando carbón, calcio, aluminio y otros agentes reductores también ha sido estudiada por muchos investigadores. Con la excepción de la reducción por el calcio, todos los demás procesos dan un producto con impurezas, que tiene que ser refinado posteriormente para obtener un metal puro.

La presencia de titanio en aleaciones presenta numerosas ventajas: ligeras adiciones de este metal a los aceros cromoníquel los hace más resistentes a la corrosión; los aceros cromo-molibdeno pueden soldarse con más facilidad después de haberles añadido titanio; el aluminio y otras aleaciones no ferrosas, si se les añade titanio, adquieren una estructura más perfecta. En la industria de ferroaleaciones se han propuesto nuevas aplicaciones para las aleaciones de carbono-titanio. El carburo de titanio se utiliza como componente en las aleaciones para herramientas de corte duro y de maquinaria.

Una aleación de titanio de granulado fino fue desarrollada durante la segunda guerra mundial como acero especial; carece de porosidad y es muy apropiada para esmalte, permitiendo la aplicación directa de los esmaltes vítreos al acero, sin utilizar antes otro de fondo. Posee grandes cualidades para ser trabajado en frío.

El oxicloruro y el tetracloruro fueron utilizados para producir cortinas de humo, que servían de camuflaje; el oxicloruro, pulverizado, se inyecta en las cámaras de combustión del navío, formándose, en pocos instantes, al salir éste por las chimeneas del barco, grandes nubes de humo azabachado.

Con arreglo a sus distintas aplicaciones, el consumo puede distribuirse de la siguiente forma en tantos por ciento (datos de Estados Unidos):

DISTRIBUCION EN PESO BRUTO	1965	1966	1967	1968
Industrias papeleras	12,6	13,9	14,6	14,9
Barnices, pinturas y lacas	62,9	61,6	61,9	60,7
Pavimentos	3,6	3,4	2,7	2,4
Gomas	4,2	4,2	2,8	2,9
Fábricas de textiles	1,4	1,4	1,4	1,4
Tintas de imprenta	1,8	1,9	2	2,1
Cerámicas	1,5	1,7	1,9	2,1
Plásticos	3,6	3,8	5,1	6
Varios, incluída exportacióa	8,4	8,1	7,6	7,5
TOTAL	100	100	100	100

Para estas mismas industrias su consumo, en bióxido de titanio contenido, es como sigue:

	1965	1966	1967	1968
Barnices, pinturas y lacas	57,4	56,4	57,5	56,5
Papeleras	15,2	16,7	17,2	17,4
Pavimentos	4,3	3,9	3,1	2,7
Gomas	5	4,9	3,2	3,3
Fábricas de textiles	1,6	1,6	1,6	1,6
Tintas de imprenta	2,1	2,2	2,3	2,4
Cerámicas	1,8	2,1	2,2	2,4
Plásticos	4,3	4,6	6,0	6,9
Varios, incluida exportación	8,3	7,6	6,9	6,8
TOTAL	100,0	100,0	100,0	100,0

Obsérvense los incrementos habidos en cerámicas y plásticos.

El crecimiento medio anual del consumo en pintura de TiO_2, en el período 1950-1963, fue de cerca del 5 por 100, y se calcula que este ritmo se mantendrá hasta 1980, con lo que se llegará a unas necesidades del orden de 800.000 t. de TiO_2 en 1970 y de 1.200.000 en 1980.

Se espera que el desarrollo de la industria para fabricar pintura, a partir del TiO_2, por el proceso de oxidación del tetracloruro, continuará su expansión; el pigmento procedente del rutilo es superior al de la ilmenita, y también desde un punto de vista técnico el rutilo es la materia prima preferida para fabricar el tetracloruro, pero a causa de su relativa escasez también pueden ser utilizadas en este proceso la ilmenita y la escoria de titanio.

La demanda para fabricar pinturas es como sigue:

	1963	1964	1980
Ilmenita	873	1.100	1.100
Escoria titanio	152	185	300
Rutilo	—	170	340

UNIDAD: Miles de t de mineral.

La escoria de titanio se obtiene fundiendo en horno eléctrico una mezcla de carbón y de un mineral de titanio, normalmente ilmenita, cuyo contenido en TiO_2 es de un 70 por 100.

El consumo de titanio para recubrimiento de electrodos continuará aumentando y pasará de 23.000 t. en 1970 a 35.000 t. en 1980; si para esta aplicación el rutilo llega a escasear por una mayor demanda, en la fabricación del tetracloruro se utilizará la ilmenita o la escoria de titanio.

Las investigaciones efectuadas en navegación espacial, navegación submarina e industrias químicas indican que el titanio tiene un futuro muy brillante; su ligereza, resistencia y resistencia a la corrosión lo hacen extremadamente necesario en la industria del espacio, en los vuelos supersónicos, en la navegación submarina profunda y en equipos técnicos e industrias químicas donde se manipulen sustancias corrosivas.

En cuanto a la industria del titanio metal, su historia, relativamente corta, no permite tener una base suficiente para prever su desarrollo y futuro; sin embargo, es significativo que a pesar de los recortes en los programas militares de los Estados Unidos el ritmo de crecimiento de esta industria fue del 15 por 100 anual en el período 1948-1959 y del 20 por 100 de 1959 al 1963, a causa de los programas de aviones, cohetes y naves espaciales. Se estima que el consumo de titanio metal en la industria espacial continuará aumentando, aunque no al mismo ritmo actual.

Todo este programa de utilización de los minerales de titanio crea, como es natural, una serie de problemas en la extracción, recuperación y concentración. Los depósitos rocosos son de contenido más rico y suelen ser mayores que los arenosos, pero su mineralización es más compleja y viene acompañado de vanadio, cromo, culombio, tántalo, manganeso, y por ello su separación es más costosa; los problemas de extracción son los comunes a toda explotación a cielo abierto en bancos.

El dragado de los yacimientos arenosos y de aluvión exige el movimiento de grandes cantidades de arenas abrasivas, arcillas y otros productos plásticos que crean problemas de tratamiento y eliminación.

Como no habrá bastante rutilo para la fabricación del tetracloruro, habrá que estudiar el proceso para clorar la ilmenita, o fabricar un producto de alto contenido en TiO_2 para clorar o para usarlo directamente en pinturas. En el caso de la cloración de la ilmenita, u otro producto con hierro, el problema es encontrar una aplicación para el cloruro de hierro.

Los altos costos de producción de titanio metal se deben a la necesidad de materias primas muy puras y condiciones muy rigurosas. El proceso Kroll, que es el normalmente usado, es por hornadas y, a pesar de los intentos hechos, no parece probable que pueda hacerse continuo; únicamente el proceso electrolítico puede ser continuo, pero aún quedan muchos problemas por resolver.

17.1 PRODUCCION MUNDIAL

Las reservas mundiales de titanio, según la última evaluación dada a conocer por el Departamento de Minas de los Estados Unidos, es la siguiente:

PAISES	Ilmenita	Rutilo	Total
Noruega	120.000	—	120.000
Estados Unidos	100.000	500	100.500
Canadá	100.000	—	100.000
India	60.000	100	60.100
Egipto	40.000	—	40.000
Rusia	30.000	300	30.300
Australia	20.000	4.000	24.000
Ceilán	5.000	300	5.300
Sierra Leona	—	3.000	3.000
Otros	25.000	—	25.000
TOTAL	500.000	8.200	508.200

UNIDAD: Miles de t.

En el epígrafe «Otros» se incluyen Finlandia, Malasia, Japón, Brasil y España.

Es de observar que Australia, actualmente el primer productor, figura en el séptimo puesto en cuanto a reservas se refiere.

El mayor yacimiento de ilmenita conocido en el mundo está en Allard-Lake, en Quebec (Canadá); la ilmenita está intercalada con hematites en una serie de diques estrechos y lentejones irregulares, y su cubicación es superior a 200.000.000 de t. de mineral; la ley en TiO_2 pasa de 37 por 100 y el mineral se funde eléctricamente para beneficiar el hierro. La escoria, con un 70 a 75 por 100 de TiO_2, se emplea para blanco de titanio.

En Europa los principales yacimientos están en Blaafjelditе-Sogndal (Noruega), en una masa de ilmenita que da concentrados del 42 al 45 por 100 de TiO_2. Su cubicación es del orden de 30.000.000 de t.

La producción mundial de titanio metal procedente de la ilmenita ha sido, en 1967, la siguiente:

PAISES	Toneladas
Etados Unidos	294.000
Canadá	253.000
Australia	198.000
Rusia	160.000
Noruega	110.000
Finlandia	45.000
Otros	103.000
TOTAL	1.163.000

UNIDAD: t.

Procedente del rutilo:

	Toneladas
Australia	173.000
Rusia	12.000
Otros	12.000
TOTAL	197.000

UNIDAD: t.

con lo que se obtiene una producción total de 1.360.000 t. Obsérvese que en el conjunto de ilmenita y rutilo es Australia el país de mayor producción.

Los depósitos de titanio en roca son mucho mayores que los procedentes de las playas; sin embargo, casi la mitad de la producción mundial de titanio proviene de depósitos en las playas. Esta proporción del 50 por 100 continuará probablemente, porque la calidad del titanio obtenido de los minerales procedentes de yacimientos arenosos es superior y sus costos de explotación mucho menores.

En los cuadros de reservas puede apreciarse la inexistencia de producción de titanio en los países que integran el Mercado Común, por lo que el ingreso de España en dicho organismo podría suponer la posibilidad de nuevos mercados, con una gran capacidad de absorción. Teniendo en cuenta que el mercado nacional español puede absorber actualmente de 35.000 a 40.000 t. de ilmenita, no es aventurado afirmar que el Mercado Común llegue a necesidades diez veces superiores, es decir, que alcanzarían las 400.000 t.

17.2 PRODUCCION NACIONAL

En España la región con mayor producción de titanio es Galicia, y concretamente la provincia de La Coruña. Existen también yacimientos en Salamanca y Huelva, pero sus producciones, como se indica más adelante, son muy reducidas comparadas con la producción gallega, pudiendo decirse que ésta representa el 97-98 por 100 de la nacional.

Dentro de la provincia de La Coruña (fig. 17.2-1), son los Ayuntamientos de Carballo, Tordoya, Coristanco, Trazo, Santa Comba y Valle del Dubra donde están localizados estos yacimientos.

En esta región hay dos zonas perfectamente delimitadas por la carretera que une Carballo con la comarcal 545, Santiago-Bayo, y que cruza por Angeriz. Al este de esta carretera el mineral está exento de rutilo y al oeste de la misma lo contiene, siendo éste un dato muy interesante, ya que el tratamiento posterior para su beneficio es distinto.

Dentro de la zona oeste se presentan a su vez dos subzonas con un mineral de características diferentes. Una de ellas se inicia en la parte superior de la ría de Noya, en la extremidad de la sierra de Outes, pasando por Brandoñas, Corbellido, Zas y Salto hasta Bayo, prolongándose después por Puenteceso hasta el Ayuntamiento de Malpica y parroquias de Cerqueda y Pazos, en el litoral. La otra está situada en las parroquias de Erbecedo y en la laguna de Brañarrubia o Alcayán, limitando por la parte oeste con la carretera antes citada. En la primera subzona aparece casi exclusivamente mineral de rutilo, de un color pardo rojizo, metálico y opaco y sin apenas impurezas, al que acompaña la limonita en cantidad de un 6 a un 7 por 100, completamente separable magnéticamente. Se obtenía un mineral de rutilo sin impurezas y de alta calidad con un contenido en TiO_2 del 90-98 por 100, del 1 al 2 por 100 de SiO_2, del 1 al 3 por 100 de FeO y con cantidades de azufre inferiores al 0,01 por 100.

En la siguiente subzona aparecía un mineral de ilmenita que contenía de un 3 a un 4 por 100 de rutilo y de inferior calidad al anterior, no sólo en riqueza de TiO_2, sino que le acompañan impurezas, sobre todo azufre, que alcanza al 0,10 por 100, por lo que este mineral precisa de un tratamiento especial de separación electrostática y magnética y horno de tostación para eliminarlo. Una vez realizado este tratamiento se obtiene un mineral a veces superior al 94 por 100 en TiO_2.

Al otro lado de la carretera de Angeriz el mineral está casi exento de rutilo y el todouno contiene una riqueza del 5 al 10 por 100 de ilmenita.

Es decir, hay una zona casi exclusiva de rutilo, la más al oeste; otra con producción de rutilo e ilmenita como intermedia o central y que linda con la carretera ya citada, y una tercera de ilmenita solamente, al este de dicha carretera.

Con estas explotaciones de la zona oeste se había llegado a formar en Galicia, durante los años 1955-1960, una minería de rutilo que tenía cierta importancia; su producción alcanzaba las 500-600 t/año, con un precio que oscilaba entre las 25 y 30 ptas/kg. FOB puerto La Coruña.

Su principal aplicación era la fabricación de electrodos, hasta que la puesta a punto de la metalurgia del titanio metal hizo que mundialmente se intensificara su producción; no obstante, y dado lo reducido de los yacimientos de rutilo, parece que la tendencia es volver al empleo de la ilmenita como materia prima, en razón de las enormes reservas mundiales conocidas.

Es lástima que esta minería de rutilo no hubiese continuado, ya que con ella se cubrían los gastos de extracción, tratamiento y transporte de la ilmenita, quedando, por tanto, el valor total de ésta como beneficio de la explotación. Por ejemplo, en el quinquenio 1955-1960 el valor de la tonelada de mineral oscilaba entre 900 y 1.000 ptas. El todouno tratado contenía 30 kg. de rutilo por tonelada, cuyo valor era de unas 900 ptas., cantidad, como se ve, equivalente al valor de la tonelada de

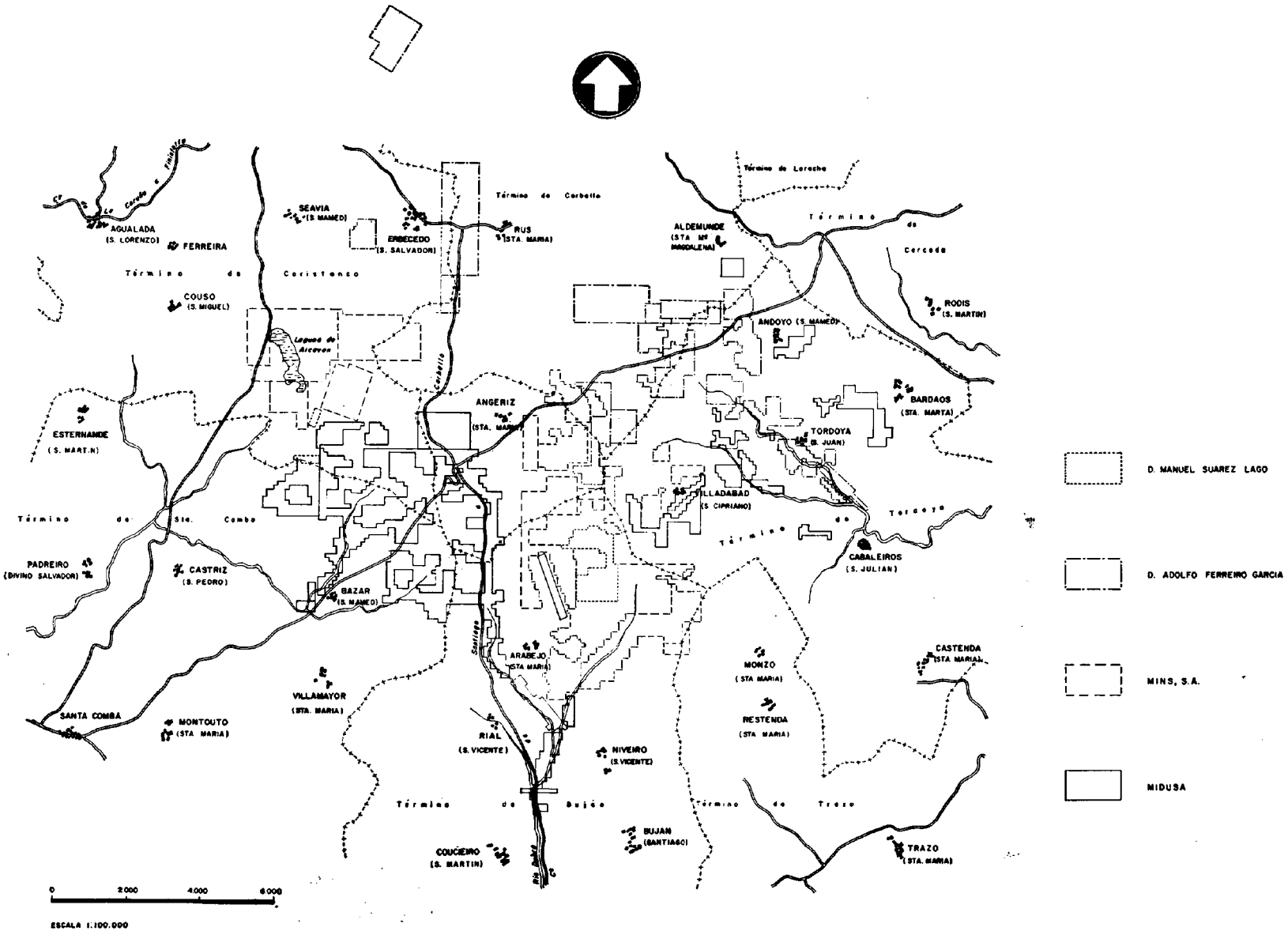

AGUALADA
(S. LORENZO)
FERREIRA
SEAVIA
(S MAMED)
ERBECEDO
(S. SALVADOR)
RUS
(STA. MARIA)
Término de Corbella
ALDEMUNDE
(STA Mª MAGDALENA)
Término de Laracha
Término de Cercada
Término de Coristanco
COUSO
(S. MIGUEL)
Laguna de Alcoron
RODIS
(S. MARTIN)
ANDOYO (S. MAMED)
ESTERNANDE
(S. MART.N)
ANGERIZ
(STA. MARIA)
BARDAOS
(STA. MARTA)
TORDOYA
(S. JUAN)
ILLADABAD
(S CIPRIANO)
Término de Sta. Comba
Término de Teroeiro
CABALEIROS
(S. JULIAN)
PADREIRO
(DIVINO SALVADOR)
CASTRIZ
(S. PEDRO)
BAZAR
(S. MAMED)
Santiago
ARABEJO
(STA MARIA)
MONZO
(STA MARIA)
CASTENDA
(STA MARIA)
VILLAMAYOR
(STA. MARIA)
SANTA COMBA
MONTOUTO
(STA MARIA)
RIAL
(S. VICENTE)
NIVEIRO
(S.VICENTE)
RESTENDA
(STA MARIA)
Término de Bujão
Término de Trazo
BUJAN
(SANTIAGO)
COUCEIRO
(S. MARTIN)
TRAZO
(STA. MARIA)
0 2.000 4.000 6.000
ESCALA 1:100.000
D. MANUEL SUAREZ LAGO
D. ADOLFO FERREIRO GARCIA
MINS, S.A.
MIDUSA

Figura 17.2-1.

ilmenita. La paralización de esta minería del rutilo se debió a la importación efectuada, y ésta, a su vez, fue motivada porque los mineros no habían declarado en sus partes de producción la cantidad de rutilo que obtenían, con lo cual, al no figurar partida alguna de producción nacional, o en todo caso muy escasa, no pudieron alegar nada en contra de la importación.

Juntamente con estas zonas se explotó también ilmenita en las playas, principalmente en la de Baleares, del Ayuntamiento de Puenteceso, provincia de La Coruña. Fue la única explotación que hubo de este tipo, y actualmente está inactiva. Esta clase de yacimiento formado por las mareas que en sus alternancias van depositando mineral es semejante a los que se explotan en el extranjero, y principalmente en Australia. En España, durante los años 1966-1967, y por la sociedad Mitiemar, se habían solicitado una serie de grandes permisos de investigación que abarcaban un total próximo a 400.000 Ha., que comprendían las desembocaduras de las Rías Bajas gallegas, internándose mucho hacia el mar en la plataforma continental. Estas peticiones de permiso fueron causa de muchas protestas por cofradías de pescadores, etc., pero después de un reconocimiento y toma de muestras fueron abandonados por sus peticionarios, que solicitaron su cancelación por ley insuficiente.

La ilmenita se presenta en parajes denominados «Brañas», que son fincas de labradío o de pastos de verano donde hay agua, o por lo menos bastante humedad; suelen estar rodeadas de lomas de escasa altura y su formación, debida a acarreos, se considera procedente de la alteración exógena de rocas base en forma de aluviones, que normalmente tienen de 1 a 3 m. de espesor, y están apoyados en una capa impermeable de arcilla. La riqueza del todouno varía entre 3 y 10 kg/t. y alcanza una ley del 50 al 52 por 100. Un análisis tipo puede ser el siguiente:

	Porcentaje
TiO_2	51
FeO	37
Fe_2O_3	6
Mn	2
Resto	4
SUMAN	100

Es difícil, por falta de datos estadísticos diferenciados, poder conocer los consumos de los últimos años, que dependen además de la formación de stocks al final de cada año. Por otra parte, los datos de comercio exterior en los años 1956 a 1961 no figuran desglosados en las estadísticas de la Dirección General de Aduanas. No obstante, se puede cifrar el consumo nacional de ilmenita, desde el año 1941 al 1955, como sigue:

1941	60
1942	44
1943	61
1944	40
1945	64
1946	75
1947	101
1948	165
1949	341
1950	449
1951	443
1952	822
1953	1.186
1954	3.200
1955	5.100

UNIDAD: t.

Puede extrañar la punta de consumo del año 1955, pero es debida a la creación de stocks por parte de la industria transformadora de Unquinesa, en Axpe (Bilbao).

Con mayor fiabilidad pueden darse los datos de producción de ilmenita a partir del año 1956, y su valoración:

PROVINCIA	Producción — *Toneladas*	Contenido en TiO_2	Miles de pesetas
1956:			
La Coruña	3.712	1.913	3.712
Huelva	1.697	713	1.697
TOTAL	5.409	2.630	5.409
1957:			
La Coruña	6.181	3.034	7.128
Huelva	2.698	836	1.080
Salamanca	8	5	9
TOTAL	8.887	3.875	8.217
1958:			
La Coruña	13.384	6.544	15.189
Huelva	3.082	697	1.222
Salamanca	9	6	10
TOTAL	16.475	7.517	16.421
1959:			
La Coruña	6.530	3.332	5.881
Huelva	520	188	241
TOTAL	7.050	3.520	6.122
1960:			
La Coruña	6.874	3.437	4.711
Huelva	69	30	20
TOTAL	6.943	3.467	4.731
1961:			
La Coruña	19.011	8.891	18.491
Huelva	—	—	—
TOTAL	19.011	8.891	18.491
1962:			
La Coruña	19.438	10.067	19.739
Huelva	515	185	155
TOTAL	19.953	10.252	19.894
1963:			
La Coruña	21.063	10.852	16.850
Huelva	575	207	285
TOTAL	21.638	11.059	17.135
1964:			
La Coruña	22.295	11.289	18.373
Huelva	760	274	266
TOTAL	23.055	11.563	18.639
1965	13.570	6.875	10.996
1966	26.942	13.739	24.704
1967	15.249	7.832	14.110
1968	16.593	8.489	15.322
1969	29.322	14.125	22.938

Todas las producciones citadas están tomadas de la «Estadística Anual Minera y Metalúrgica», publicada por el entonces Consejo de Minería y Metalurgia; a partir del año 1966 esta publicación pasó a ser mensual y publicada por el Consejo Superior del Ministerio de Industria.

Obsérvese que en los años 1956, 1957 y 1958 la provincia de Huelva dio unas producciones de cierta importancia, deca-

yendo a partir del año 1960. Actualmente la Sociedad Minas del Dubra, S. A. (MIDUSA), el mayor explotador de ilmenita en Galicia, tiene unas concesiones en Playa Castilla, en la provincia de Huelva, que al parecer no puede explotar por falta de acuerdo con los propietarios de los terrenos. Salamanca da unas producciones mínimas y únicamente en los años 1957 y 1958.

El comercio exterior se verifica en los dos sentidos, exportación e importación, dirigiéndose a Francia la primera y haciéndose las importaciones principalmente de Australia y Noruega. Los datos tomados de la Dirección General de Aduanas son los siguientes:

AÑOS	Exportación	Importación	Saldo
1961	19.270	125	19.145
1962	24.413	30	24.383
1963	20.760	3.530	17.230
1964	26.722	3.999	22.723
1965	19.108	54	19.054
1966	9.900	7.451	2.449
1967	6.300	2.761	3.539
1968	6.450	23.852	— 17.240

UNIDAD: t.

Obsérvese la discrepancia entre este cuadro y los datos obtenidos de las empresas y distintos Organismos, que en lo referente a exportaciones son los siguientes:

EXPORTACIONES

AÑOS	Cantidad	DESTINO
1959	4.396	Italia, Hungría, Francia y Alemania
1960	6.142	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1961	12.256	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1962	15.480	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1963	12.724	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1964	13.202	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1965	18.955	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1966	13.356	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1967	8.401	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1968	6.367	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)
1969 (3 meses)	3.505	Francia, Thann (Fabriques de Products Chimiques de Thann et de Mulhouse)

(Total de mineral enviado a exportación 11:4.784 toneladas.)

UNIDAD: t.

En cuanto a importaciones, los datos conseguidos se refieren a 1968, y son los siguientes:

Importaciones de ilmenita por el puerto de Bilbao (indicando fecha de llegada, nombre del buque, procedencia, mercancía, receptor y peso manifestado):

29-1-68, Raknes. Jossingfjord (Noruega), ilmenita, Dow-Unquinesa, 4.285.000 kg.; 6-3-68, Jato. Leixoes (Azores), ilmenita, Ferroaleaciones Españolas, 450.000 kg.; 14-5-68, Gerardo Toro. Leixoes (Azores), ilmenita, Ferroaleaciones Españolas, 400.000 kg.; 19-7-68, San George. Bunbuy (Australia), ilmenita, Dow-Unquinesa, 10.330.160; 7-8-68, Bambi. Jossingfjord (Noruega), ilmenita, Dow-Unquinesa, 4.090.000; 23-10-68, Lorringe. Sorel (Canadá), escorias de ilmenita, Dow-Unquinesa, 5.680.456; 5-11-68, Raknes. Jossingfjord (Noruega), ilmenita, Dow-Unquinesa, 4.400.000.

Total importado por Dow-Unquinesa, 23.105.160 kg. de ilmenita y 5.680.456 de escorias.

Total importado por Ferroaleaciones Españolas, 850.000 kg. de ilmenita.

La disminución de las exportaciones en el año 1968 es precisamente debida a la importación consignada, ya que siendo el principal consumidor Dow-Unquinesa, con un porcentaje muy elevado, dejó de efectuar sus compras en el mercado nacional. Posteriormente, las relaciones productor-consumidor fueron suavizándose y en la actualidad Dow-Unquinesa absorbe prácticamente el 95 por 100 de la producción con características semejantes a las que tenía el mineral entregado anteriormente a este colapso.

Los embarques de ilmenita por el puerto de La Coruña en navegación de cabotaje (mercado interior) son los siguientes:

AÑOS	Cabotaje
1965	12.350
1966	25.302
1967	28.870
1968	34.944
1969	16.705

UNIDAD t.
FUENTE: Junta de Obras del Puerto de La Coruña.

El principal consumidor de ilmenita en España es Dow-Unquinesa, en su factoría de Bilbao. Otros consumidores, aunque de mucha menor importancia, son: Corindón Española, de Valencia; Electrodos Llodio, de Bilbao; Autógena Martínez, de Valladolid; Electrodos Arcos y Nueva Montaña Quijano, de Santander; Arlasa, de Victoria; Aldipsa, de Barcelona; Essab Ibérica, de Madrid, y S. A. Nevín, de Barcelona, adquirida hoy por Unquinesa. No obstante estos consumidores, puede decirse que Dow-Unquinesa absorbe el 95 por 100 de la producción. Las producciones de ilmenita de Midusa, Mins, S. A., Adolfo Ferreiro y Manuel Suárez Lago, destinadas al mercado nacional, han sido las siguientes:

EMPRESAS	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969
Midusa	8.000	20.000	25.000	20.000	13.000	20.000	22.000	22.000	20.000
Mins, S. A.	2.339	1.711	1.463	986	—	10.121	6.564	11.334	—
A. Ferreiro	3.600	4.900	6.800	5.400	3.600	2.700	369	2.500	3.568
M. Suárez Lago	—	—	261	864	1.311	960	764	794	1.315

UNIDAD: t.

Las producciones vendibles de Midusa en los años 1961 a 1964 inclusive tuvieron una ley del 48 por 100 en TiO_2; a partir de esa fecha pasan al 50 por 100. Vende un preconcentrado del 34 por 100 a Mins, S. A., para ser tratado por ésta en sus instalaciones y elevar su ley al 51 por 100 en TiO_2; por eso estas producciones no coinciden exactamente con las relacionadas en el cuadro anterior. La producción vendible de Mins, S. A., tiene una ley del 51 por 100 en TiO_2. La de A. Ferreiro, un 52 por 100 en TiO_2, y M. Suárez Lago entrega su todouno al anterior para su tratamiento.

Como repetidas veces se ha dicho, es Dow-Unquinesa el principal consumidor, ya que a su vez es el único fabricante de bióxido de titanio obtenido a partir de la ilmenita. En el mercado nacional puede calcularse que esta fabricación de bióxido absorbe un 95 por 100 de la producción de ilmenita, quedando un 4 por 100 para electrodos y el 1 por 100 restante para otro tipo de industrias. Unquinesa necesita entre 25.000 y 30.000 t. de ilmenita y anuncia mayores necesidades en los próximos años, llegando a las 50.000 t/año, ya que espera duplicar su fabricación de bióxido.

Partiendo de la producción del año 1969, que supone más de 14.000 t. en números redondos, y suponiendo un 5 por 100 de incremento anual acumulativo, las producciones en años sucesivos serían:

AÑOS	Toneladas
1970	25.200
1971	26.460
1972	27.780
1973	29.170
1974	30.630
1975	32.160
1976	33.770
1977	35.460
1978	37.230
1979	39.100

UNIDAD: t.

Esta suposición de un incremento del 5 por 100 anual es más bien baja, y haciendo la hipótesis con un 10 por 100 tendríamos para el año 1974 una producción de 36.000 t. y de 52.000 para el año 1979.

¿Están los yacimientos en condiciones para llevar a cabo este incremento del 10 por 100 anual? Cabe suponer que sí, y aun un incremento mayor.

Si los productores comprueban que Dow-Unquinesa es estable en sus compras, permitiéndoles iniciar con garantía nuevas explotaciones o incrementar la producción de las actuales, puede asegurarse que la producción nacional será suficiente para abastecer el mercado, no precisándose importación alguna. Por eso todos los productores buscan contratos a largo plazo que les puedan garantizar sus inversiones. Se encuentran, sin embargo, con la duda siguiente: todos los mineros conocen las distintas aplicaciones que va teniendo la ilmenita, y cada vez son más interesantes, y confían en que mejore su precio de venta, prefiriendo entonces acondicionar su producción a lo que estiman preciso, sin forzar sus yacimientos en espera de que esto suceda. Es parecer general que si pudieran colocar su ilmenita del 50 por 100 de contenido a 2,50 ptas/kg. FOB La Coruña, la producción se pondría, en muy poco tiempo, en un par de años, en condiciones de abastecer la demanda nacional.

El depender un mercado de un solo consumidor presenta distintos aspectos: favorables unos y desfavorables otros, pesando más los últimos. Producirá una economía en los gastos generales del vendedor, menor coste de producción, mayor tranquilidad en la colocación del producto una vez conseguido un contrato a largo plazo, etc.; pero también se está expuesto a tener que contratar a un precio inferior al que se podría obtener en el caso de varios compradores, y esto es definitivo.

Las dificultades que los mineros pueden encontrar para intensificar su producción quedan reducidas a dos: adquisición de terrenos y vertido de aguas residuales. La primera viene agravada por la gran parcelación del suelo en Galicia, lo que obliga a tener que entenderse con varios propietarios, y si con unos puede llegarse a un acuerdo, antes de llegar a los trámites de expropiación, con otros es difícil, y esto puede causar la paralización de la explotación. La ocupación forzosa por declaración de utilidad pública es siempre lenta, pero hay que acudir a ella para resolver este problema. En cuanto al vertido de aguas residuales, es un problema aún más complicado que el anterior. Pudiera teóricamente resolverse con balsas de decantación, pero las aguas turbias de salida de lavaderos llevan en suspensión coloidal una arcilla que sedimenta muy difícilmente. En la Sección de Minas de La Coruña se han tenido muestras que al cabo de dos y tres meses presentaban la misma turbiedad que el día que fueron tomadas. La única solución sería la precipitación química, pero no es fácil de realizar, dada la dispersión en que se encuentran en el campo las distintas explotaciones; como, además, el volumen de tierras a mover es grande, los terrenos removidos quedan más sueltos y el arrastre por las aguas de lluvia es extenso, la situación se agrava notablemente.

Los precios de venta del mineral en el mercado internacional han sido bastante estables, pero siempre con tendencia a subir; en el año 1969 se ha producido, no obstante, un incremento grande.

Para concentrados de rutilo con el 96 por 100 en TiO_2 los precios medios fueron, por t. larga y en libras esterlinas, los siguientes:

AÑOS	Libras
1965	39
1966	44
1967	48
1969	75

La ilmenita, con 52 por 100 en TiO_2, se cotizaba a granel y en puertos europeos, a finales de 1969, a 3,5 libras por t. larga.

En España se ha estado cotizando la t. de ilmenita, franco puerto de embarque y con 48 por 100 de TiO_2, entre 800 y 1.000 ptas. durante bastantes años; ha ido subiendo anualmente, y hoy puede calcularse alrededor de 1.500 ptas., con un contenido del 51 por 100 en TiO_2.

En el cuadro de productores nacionales se ha visto que las producciones correspondientes a A. Ferreiro se entregan con un 52 por 100 en TiO_2 y algunas veces lo sobrepasa. Unquinesa empleó estos concentrados para mejorar el mineral que importa de Noruega, cuyo contenido en TiO_2 es del 43,5 por 100, que es bajo; el análisis tipo de este mineral noruego es como sigue:

	Porcentaje
TiO_2	43,5
Cr_2O_3	0,07
V_2O_5	0,17
Torio	0,8
No magnéticos	1,7
Ligeros	0,7

El mineral de la zona de Tordoya no contiene estas impurezas y su ley es muy superior.

No encajan los precios conocidos de este mineral de importación con los que Unquinesa paga a los productores nacionales. Parece ser que oscilan entre 1.300 y 1.350 ptas/t., franco puerto destino, sin aduanas, para un mineral del 43,5 por 100; el pasar un mineral del 43,5 al 52 por 100 puede costar del orden de 210 ptas/t., con lo que entonces se tendría el mineral noruego a unas 1.550 ptas/t., igual que el precio nacional, ahorrándose las manipulaciones de mezcla, transporte en barcazas a fábrica, etc.

Es muy difícil conseguir que los mineros individuales o las empresas faciliten sus precios de coste, y los consignados en los planes de labores se refieren únicamente a la extracción del mineral bruto, faltando después los de tratamiento y concentración.

Los precios de extracción dados son los siguientes:

	Pesetas
A. Ferreiro en Grupo Minero de Erbecedo	89
A. Ferreiro en Grupo Minero de Tordoya	81
M. Suárez Lago en Pala Fracc. Primera	74
Mins en su mina Fernando	54,64
Mins en su mina Marta	53,55
Midusa en su mina Yago	20,50

El más caro cuadruplica al más barato.

Se calcula que estos precios alcanzan la cifra de 900 a 1.000 ptas. para mineral sobre muelle La Coruña. Lo que sí se ha conseguido es saber cómo inciden sobre el precio de coste los distintos renglones de la producción; el porcentaje es como sigue:

	Porcentaje
Sueldos	9,68
Salarios	38,29
Energía	10,34
Materiales	18,93
Gastos de transporte y control	12,81
Gastos generales	10,05
TOTAL	100

A estos precios de coste hay que añadir los siguientes impuestos mineros, con independencia de los que una liquidación de ejercicio puede llevar consigo.

Canon de superficie, 11,50 ptas/ha. en permisos de investigación y 13 ptas/ha. en concesiones de explotación.

Licencia fiscal: 10 ha., 1.600 ptas.; 10 a 50 ha., 160 ptas/ha.; 50 a 100 ha., 80 ptas/ha.; 100 a 1.00 ha., 40 ptas/ha.; más de 1.000 ha., 4 ptas/ha.

Tráfico de empresas, 2 por 100 (1,5 para el Estado y 0,5 para la provincia)

Este 2 por 100 gira sobre la venta bruta del mineral.

Cámara Minera, 6 por 100 del canon de superficie, más 100 pesetas por concesión o 50 por permiso.

Repetidas veces los mineros han planteado que la licencia únicamente debía gravar a aquellas pertenencias en que se trabajase, ya que es imposible hacerlo en todas a un tiempo, sobre todo cuando la concesión abarca un número crecido de ellas y que debía de estar exenta toda pertenencia que estuviera agotada en su explotación; todo ello previa certificación del organismo competente, que acreditase el número de pertenencias en que se trabaja.

Esto, que dio resultados positivos en algunas anualidades, ha sido desechado por argumentar la Administración que la concesión es una y no cabe distinguir entre pertenencias libres y ocupadas. Lo que sí se admite es no pagar sobre concesiones inactivas que forman parte de un Grupo Minero; entonces surge la duda: ¿Y si se fracciona una concesión en grupos mínimos de 10 ha. cada una y para todos, excepto uno, se solicita reserva?

Por conocimientos de la zona y referencias diversas se estima que, con bastante aproximación, las reservas son las siguientes:

	Toneladas
Midusa	300.000
A. Ferreiro	200.000
Mins	100.000
M. Suárez Lago	50.000
TOTAL	650.000

UNIDAD: t de mineral con ley del 50 por 100 en TiO_2.

Pueden, por tanto, suponerse unas existencias para un plazo de diez a doce años, con una producción de 50.000 a 55.000 toneladas/año.

Se desconocen las reservas que puede haber en Huelva y Málaga, ya que no se ha efectuado investigación alguna.

En la provincia de Huelva, Midusa tiene solicitados dos permisos de investigación por un total de 3.500 pertenencias, que abarca una franja de 4 km. de ancho por 10 km. hacia el oeste, desde la desembocadura del río Guadalquivir, en la Playa de Castilla. Es una zona desértica, con formaciones de dunas y depresiones muy irregulares, tanto en altura como planimétricas. Un examen superficial dio un contenido magnético del 1 al 2 por 100, constituido en su mayor parte de ilmenita, granate y óxidos varios. En este tipo de yacimientos se encuentran probables y posibles depósitos en forma de lentejones de interés para la explotación industrial. No obstante, se estima que estos permisos de investigación no podrán pasar a concesiones por estar enclavados dentro de la reserva nacional de caza Coto de Doñana.

Otras investigaciones realizadas en Galicia, la mayoría de ellas con resultado negativo, son las siguientes:

a) *Zona de Pontevedra*

Se ha examinado una zona de 400 ha. recientemente denunciada por Mins, S. A., para minerales de titanio. Se han encontrado rocas ácidas de tipo granítico y aluviones procedentes de las mismas que no contienen ni indicios de ilmenita.

b) *Zona de Arzúa-Mellid*

Se ha investigado una extensa zona de montes constituida por rocas básicas (gabro-serpentínicas) y los aluviones correspondientes de las vaguadas. Han sido encontrados indicios de ilmenita en los arrastres aluviales de las laderas de los montes y cantidades, apenas apreciables, de mineral en los aluviones de los valles. Sin embargo, no se ha encontrado una zona aluvial interesante para su posible explotación.

c) *Zona de Lalín y Carballino*

Se ha recorrido toda la zona comprendida entre Santiago y Orense, a los dos lados de la carretera nacional, en donde el mapa geológico señala zonas de rocas básicas gabro-serpentínicas. No se han encontrado rocas similares a las del macizo gábrico de Carballo, y todos los arrastres de los ríos examinados no presentan manifestaciones de ilmenita.

d) *Zona de El Ferrol del Caudillo*

Han sido recorridos algunos itinerarios de la zona, encontrándose manifestaciones superficiales de mineralización. Sin embargo, la situación topográfica no parece favorable a concentraciones aluviales de ilmenita. Los afloramientos gábricos son limitados y, según parece, no han podido producir acumulaciones explotables.

e) *Zona suroeste de Santa Comba*

La zona está salpicada de afloramientos de rocas básicas y cubierta casi por completo por permisos de investigación de rutilo y estaño. En los itinerarios recorridos, así como en los permisos de Midusa enclavados en la zona, se han encontrado aluviones muy pobres de ilmenita, que se han juzgado no explotables económicamente.

f) *Playas de Galicia*

Casi todas las playas del Atlántico están denunciadas para estaño, rutilo e ilmenita. Se han visitado algunas en la zona del cabo Finisterre, notando que casi todas ellas contienen cantidades pequeñas de ilmenita, que no permiten una explotación rentable. Todas las minas denunciadas en las playas están paradas en la actualidad.

Resumen

La producción española de ilmenita es suficiente para abastecer el mercado nacional, siempre y cuando el precio actual sea elevado a 2,50 ptas/kg. fob. La Coruña; este precio debe ser rectificado y revisado en las distintas anualidades.

Debe procurarse una mayor agilidad en la expropiación de terrenos, así como en el vertido de aguas residuales, una vez comprobado el estado coloidal de la suspensión y las dificultades de sedimentación.

Las reservas conocidas garantizan una minería para un período de diez a doce años, con una producción anual de 50.000 a 55.000 t. y contenido del 50 por 100 en TiO_2.

17.3 YACIMIENTOS NACIONALES

Unicamente se describirán los de Galicia, ya que los de Huelva y Salamanca son, como se ha dicho, de producción muy escasa.

Los productores en Galicia son: Minas del Dubra, S. A., Mins, S. A., Adolfo Ferreiro y Manuel Suárez Lago, que se estudian separadamente.

Minas del Dubra, S. A. (Midusa). Sociedad Anónima constituida y domiciliada en Madrid, con un capital de 30.000.000 de ptas., aportado por distintas entidades nacionales y extranjeras.

Su objetivo es las explotaciones mineras y, principalmente, la explotación de la mina Yago, número 3.019, del registro minero de La Coruña, enclavada en los términos municipales de Tordoya, Valle del Dubra, Coristanco y Santa Comba, otorgada por 918 pertenencias, de las cuales se estiman productivas 250, e improductivas el resto.

Midusa solicitó, o compró más tarde, nuevas concesiones, y hoy reúne un total de 28, con 1.982 pertenencias, situadas en los ayuntamientos antes citados.

Su principal actividad se desarrolla en las concesiones Yago número 3.019 y Carmen número 3.845, teniendo sus instalaciones de tratamientos en el lugar denominado Angériz, en la carretera de Santiago a Carballo. Son concesiones de aluvión, constituido éste por una masa de fondo arcilloso, en la que se encuentran inmersos fragmentos, más o menos removidos, constituidos exclusivamente por rocas básicas (gabros) del tipo que forma la zona circundante y a la que se debe la formación del aluvión. Raramente se encuentra cuarzo.

Presenta dicho aluvión variaciones sensibles, tanto en su espesor como en su composición granulométrica y contenido de ilmenita. Generalmente existe una alternancia de elementos finos y gruesos, debida a las varias secuencias y tiempo de transporte y sedimentación. El aluvión descansa, casi siempre, sobre una formación llamada localmente «lastre», que procede de la alteración de la roca básica «in situ», y, por consiguiente, se puede considerar como un material hipogénico autóctono no removido, que constituye las primitivas cuencas, «brañas», en las que se han ido depositando los aluviones.

Los placeres son yacimientos ilmeníticos que se han formado por la acción del transporte operado por el agua superficial, sobre una zona alterada de roca básica circundante. En la roca madre la concentración en ilmenita es del orden del 1 por 100, y en cambio en el yacimiento es del 5 al 10 por 100, de lo que se deduce que durante la fase de transporte del material descompuesto las aguas superficiales, más o menos violentas, efectuaron una concentración y un lavado natural antes del depósito en los actuales yacimientos.

Midusa explota sus concesiones empleando dragalinas que vierten el todo-uno en trómeles desenlodadores y cribas hidráulicas; este conjunto forma unidades móviles que se desplazan a medida que la explotación lo requiere. Estos equipos, que trabajan en el campo a pie de extracción, están constituidos cada uno por cinco hombres; suelen trabajar a tres turnos y mueven de 1.000 a 1.500 t/día de tierras, obteniéndose en este primer tratamiento un preconcentrado del 34 por 100. Este preconcentrado es transportado al lavadero instalado en Angériz, para su concentración posterior, efectuándose en carrocetas o camiones de pequeño tonelaje. Parte del mismo es cedido a la entidad Mins, para su concentración al 52 por 100, ya que Midusa, por no tener concentración electrostática o magnética en su lavadero, no puede alcanzar esta ley. Dicho lavadero tiene una capacidad de tratamiento de 18 t/hora de preconcentrado del 34 por 100, del que obtiene después de una serie de concentraciones un producto del 48 al 49 por 100 en TiO_2, del orden de 10 a 10,5 t/hora. Está atendido por seis hombres cada turno, siendo su consumo de agua de 18 m^3/t., lo que supone unas necesidades de 3.600 m^3/día.

No se encuentran reparos técnicos que poner al tratamiento del mineral en sus dos aspectos de preconcentrado y concentrado; únicamente la dispersión de labores en el monte, para obtener el preconcentrado, hace muy difícil impedir la turbiedad de las aguas vertidas, a las que hay que añadir los sobrantes del lavadero, aunque éstas sean más fáciles de tratar al desaguar juntas en unas balsas de decantación. Como ya se ha dicho, debido a la suspensión coloidal de la arcilla, su decantación tarda meses en producirse.

El mineral concentrado es transportado en camiones al puerto de embarque de La Coruña. La carretera de salida del lavadero a Carballo está, en sus kilómetros finales, en muy mal estado, pero actualmente se ha podido comprobar que se está

reparando a base de un firme alquitranado. De Carballo a La Coruña se encuentra en buen estado. La distancia total del lavadero al muelle es del orden de 42 km., y el puerto está bien equipado para un embarque rápido.

Toda la producción es servida a Unquinesa con el siguiente análisis:

COMPONENTES	Porcentaje
$Ti\ O_2$	49,90
$Si\ O_2$	3,56
$Fe\ O$	37,40
$Al_2\ O_3$	0,90
$Mg\ O$	1,12
$Ca\ O$	0,084
$Mn\ O_2$	1,77
$V_2\ O_3$	0,125
$Cr_2\ O_3$	0,056
$P_2\ O_5$	0,015
S	0,03
TOTAL	94,96

Esta sociedad, por sus relaciones con el grupo italiano Montecatini, exportó su producción a Italia hasta el año 1963, dedicándola al mercado nacional a partir de esta fecha.

Mins, S. A. Esta entidad fue constituida en 1957, teniendo como finalidad la explotación de toda clase de minas, investigación de las mismas, separación y transformación de los minerales, importación, exportación y compraventa de los mismos y, en resumen, todo lo relacionado con el negocio minero. El capital inicial escriturado fue de 5 millones de ptas., ampliado posteriormente hasta 20, siendo el actualmente desembolsado del orden de los 50 a 60 millones de ptas.

Tiene en la actualidad nueve permisos de investigación, con 5.414 pertenencias, y 20 concesiones, con 2.471 pertenencias, situadas en los ayuntamientos de Carballo, Valle del Dubra, Coristanco y Tordoya. Todas estas concesiones están paralizadas. Cuando trabajaba, se hacía en la Estrella, número 3.422, de 15 pertenencias, y en María Antonia, número 3.564, de 256 pertenencias; las demás estaban consideradas como reserva.

El tratamiento del mineral seguía, en su primera fase, el ciclo corriente para obtener un preconcentrado «in situ» del 34 por 100, que se transportaba al taller fijo, situado en las proximidades de Carballo, en la carretera a Cee, para obtener un concentrado del 50 al 52 por 100 en TiO_2, pero el costo de extracción y tratamiento hasta el preconcentrado era muy elevado, lo que hacía no rentable este proceso, por lo que ha llegado a un acuerdo con Midusa para adquirirle preconcentrados del 34 por 100, que trata posteriormente en su planta de concentración, en la que obtiene un rendimiento en peso del 40 al 45 por 100 si se trata de conseguir una ilmenita del 52 por 100 en TiO_2, o del 50 al 55 por 100 si se desea ilmenita del 51 por 100. Estas dos clases de ilmenita tienen destinos distintos: la del 52 por 100, para la exportación, y la del 51 por 100, al mercado interior.

El proceso, tanto para un caso como para el otro, es el siguiente:

La ilmenita del 34 por 100 en TiO_2 se descarga en el muelle de la factoría de forma que cae en una tolva subterránea, de la que, por medio de un vibrador, pasa con regularidad a una cinta transportadora que la conduce a un molino de barras para su molturación, pasando después por una criba vibratoria a una tolva, de la que es elevada a un clasificador.

Desde este clasificador, y por gravedad, en unión de gran cantidad de agua, cae debidamente clasificada por tamaños en las mesas Holman de separación gravimétrica, clasificándose tres tipos: estériles, que van directamente a la escombrera; mixtos, que son devueltos de nuevo al clasificador, y concentrados, que son enviados al escurridero cubierto, en el que pierden la mayor cantidad de agua posible.

En este escurridero existe una tolva con vibrador que deposita la ilmenita en una cinta transportadora, y ésta, a su vez, lo hace en un elevador de cangilones que la coloca en otra tolva desde la cual cae al interior de un horno de secado que, calentado con un quemador de fuel-oil, gira continuamente para que, a través de sus aspas, vaya pasando el mineral y se seque. Una vez seco, vierte en un sinfín, que lo conduce a una tolva, bajo la cual existe una criba vibratoria, siendo depositado en un elevador de cangilones, que lo sube para distribuirlo, por medio de sinfines, en cuatro separadores, que hacen una primera separación electrostática. En esta operación se obtiene un estéril para la escombrera y un producto rico que pasa por unas cintas transportadoras y por unos elevadores de cangilones a las separadoras electromagnéticas, que son las que producen el concentrado. El producto pasa a unas cintas transportadoras, que lo llevan a un elevador de cangilones que, a su vez, lo sube a dos grandes tolvas de una capacidad de 100 t. situadas encima de la báscula de pesaje, para poder ser cargada y pesada en los camiones que la transportan a La Coruña.

En todo el ciclo de producción de la factoría los obreros se limitan a inspeccionar el funcionamiento de las máquinas y comprobar la calidad del producto, cuyas muestran pasan al laboratorio para ser analizadas.

El análisis de una partida destinada a la exportación es el siguiente:

	Porcentaje
$Ti\ O_2$	52,35
Insoluble	1,90
Humedad	3,10

El análisis efectuado por el destinatario a la recepción sobre esta misma partida fue:

	Porcentaje
$Ti\ O_2$	52,78
Insoluble	1,81
Humedad	3,05

Para una partida enviada a Unquinesa el contenido en bióxido era del 51,64 por 100, con una humedad del 2,08 por 100. Unquinesa no analiza el insoluble, que, por otra parte, casi nunca suele exceder del 2 por 100.

El costo de preparación es de unas 450 ptas/t. para la ilmenita del 52 por 100 y de 350 para la del 51 por 100. El transporte desde lavadero al puerto de La Coruña importa 50 ptas/t.

La capacidad de tratamiento de preconcentrado es de 200 toneladas/día, obteniéndose cantidades del orden de 2.000 t/mes del 52 por 100 ó 2.500 del 51 por 100. Para su utilización en el lavadero dispone de una concesión de agua de 15 l/seg. en el río Allones, lo que viene a representar 6 m^3/t. tratada del 34 por 100 o, aproximadamente, 12 m^3/t. del 52 por 100. El vertido se hace al propio río, con las características de enturbiamiento que este tratamiento de mineral produce.

Al no tener explotaciones en actividad, no tiene plan de inversiones, recursos y financiación.

A. Ferreiro García. Se trata de un productor individual que tiene varias concesiones que pueden reunirse en los siguientes grupos:

Grupo Minero de Tordoya, constituido por 10 concesiones, con un total de 427 pertenencias. Unicamente están en explotación La Deseada, número 4.236, de 14 pertenencias, y Antonio, número 3.991, de 35; las demás están consideradas como reserva. Fuera de este grupo, pero próximo a él, tiene la San Pedro, número 3.709, de 77 pertenencias.

Grupo María Luisa, compuesto por seis concesiones, con 638 pertenencias. La totalidad de este grupo era propiedad de Dow-Unquinesa.

Grupo Mari Merche, compuesto de dos concesiones, con un total de 350 pertenencias. Fuera de él tiene la Unquinesa número 2, de 135 pertenencias.

Grupo de Erbecero. Por renuncia de las demás concesiones que formaban este grupo ha quedado reducido a la mina Santo Tomás, número 3.785, de 51 pertenencias.

Las concesiones de los grupos María Luisa y Mari Merche pertenecieron a Dow-Unquinesa, y recientemente han sido adquiridas por A. Ferreiro, que comenzará en breve plazo a ponerlo en explotación, empezando por la Unquinesa número 4, de 23 pertenencias, del grupo María Luisa.

Todas estas concesiones se encuentran en los ayuntamientos ya citados de Tordoya, Coristanco y Carballo, y son probablemente las mejores concesiones existentes en explotación. Esta se hace por los mismos procedimientos de obtención de un preconcentrado en el monte, que llega a un 34-36 por 100, y posterior tratamiento en instalaciones fijas, hasta llegar a un 51-52 por 100. La primera operación se lleva a cabo por medio de dragalinas, que vacían su carga en la tolva de un trómel clasificador, con cribas de 4 mm. de luz. El tamaño superior a 4 mm. sale como estéril, y el inferior es recogido en la bandeja del trómel, de donde una bomba de arena lo lleva a una criba hidráulica, que realiza una depuración, dejando un mineral del tipo 34-36 por 100 en TiO_2.

La capacidad de tratamiento de los dos equipos móviles que posee es de 450 a 500 m.³ por jornada de ocho horas.

Este preconcentrado se traslada a la instalación fija, donde es batido nuevamente con agua limpia y bolas de hierro para eliminar el barro y arcillas pegajosas, siguiendo a las mesas de refino, de las que se obtiene un producto de ley del 48 por 100, pero que contiene tierras raras y arenas de circonio, por lo que ha de pasar a un horno de secado y a un vibroclasificador, y continuar el tratamiento en una separadora electromagnética, resultando un concentrado del 51 al 52 por 100 en TiO_2. Es quizá el mineral de mejores características de la producción nacional, y desde luego muy superior al importado de Noruega.

Esta planta de preparación tiene una capacidad de tratamiento de 1.000 t/mes en concentrado del 52 por 100. Las necesidades de agua son del orden de 30 m³/hora.

Las producciones desde el año 1961 han sido las siguientes:

1961	3.600
1962	3.700
1963	6.800
1964	5.400
1965	3.600
1966	2.700
1967	369
1968	2.500
1969	3.600

UNIDAD: t.

Con la adquisición de las concesiones de Unquinesa, este productor espera alcanzar cifras del orden de 5.000 a 6.000 t., cantidad que ya produjo en el año 1964. Del 90 al 95 por 100 de la producción va destinada a Unquinesa, y en cantidades inferiores a fábricas de electrodos para soldadura, aleaciones, etcétera.

No se ha previsto un plan de inversiones o, por lo menos, no se tiene conocimiento de ello.

M. Suárez Lago. Se trata de un productor individual que tiene dos concesiones: Palá Fracción 1.ª, número 5.267, de 167 pertenencias, y Retorno, número 5.600, de 12 pertenencias, situadas en los ayuntamientos de Valle del Dubra y Coristanco, respectivamente. Desarrolla su actividad solamente en la primera.

El proceso inicial, hasta llegar a un preconcentrado, consiste en un transporte de mineral con tractor de 64 CV., que lo descarga en una tolva de 15 m.³ de capacidad. El tamaño mayor, de 2 mm., va a la escombrera, y el menor, a una criba Hart, pasando el preconcentrado a una mesa portuguesa, que hace dos clasificaciones. Obtiene así un preconcentrado del 34 al 36 por 100. No continúa el tratamiento posterior hasta llegar al concentrado, sino que cede su mineral preconcentrado a A. Ferreiro para su posterior tratamiento. La capacidad de la planta es de 50 t. de tierras por jornada de ocho horas, con cinco obreros.

La producción en estos últimos años ha sido la siguiente:

1963	262
1964	874
1965	1.311
1966	960
1967	764
1968	794
1969	315
1970	400 (prevista)

UNIDAD: t de mineral vendible.

Para su utilización en el lavadero dispone de una concesión de agua de 15 l/seg. en el río Allones, lo que viene a representar 6 m³/t. tratada del 34 por 100 o, aproximadamente, 12 m³/t. del 52 por 100. El vertido de las aguas residuales se hace al mismo río, con las particularidades de enturbiamiento que el tratamiento de este mineral produce.

17.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DEL TITANIO

Producción mundial

	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969	1970
Ilmenita	2.306	2.168	2.191	2.589	2.718	2.884	2.960	—	—	—

UNIDAD: Miles de t.

Consumo por países en tanto por ciento

Estados Unidos (31 por 100), Australia (20 por 100), Canadá (20 por 100), Noruega (13 por 100), Malasia (4,8 por 100); Finlandia (4,5 por 100).

Precios

La ilmenita se ha cotizado en puertos europeos entre 7,5 y 9,75 libras/t., con un 52 por 100 en TiO_2 (o sea, a más de 1.300 ptas.). En España se paga a 1.250 ptas/t. (47 por 100). Los precios van en alza, y en 1970 se cotiza a 20-21 dólares/t. (1.400 ptas.) con un contenido del 54 por 100 en TiO_2. El rutilo se paga a 160 dólares/t. En la cotización influyen los contenidos de vanadio, manganeso y hierro.

Utilización, distribución del consumo y sustitutivos

Como óxido, en: pinturas y barnices, 54 por 100; papel, 16 por 100; varios (revestimiento de suelos, gomas, imprenta, cerámica, plásticos), 30 por 100.

Como titanio metal, en: industria aeronáutica y espacial, 85 por 100; varios, 15 por 100.

Reservas

Han sido estimadas en unos 500 millones de t. de TiO_2 en la ilmenita y 8,2 en el rutilo.

Su distribución por países es:

PAISES	Ilmenita	Rutilo
Noruega	120.000	—
EE. UU.	100.000	500
Canadá	100.000	—
India	60.000	100
RAU	40.000	—
URSS	30.000	300
Australia	20.000	4.000
Sierra Leona	3.000	3.000
Ceilán	5.000	300
Malasia	7.000	—
Finlandia	6.000	—
Otros (1)	12.000	—

(1) Entre los que figuran: Japón, Brasil y España.
UNIDAD: Miles de t.

PREVISIONES DEL CONSUMO EN ESPAÑA

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
31.000	32.000	34.000	36.000	38.000	39.000	41.000	43.000	45.000	48.000	50.000

UNIDAD: t de TiO_2.

PREVISIONES DE LA PRODUCCION NACIONAL

1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
52.500	26.460	27.780	29.200	30.600	32.200	33.800	35.500	37.200	39.100	40.000

UNIDAD: t. de TiO_2 de contenido.

PREVISIONES DE COMERCIO EXTERIOR

(Toneladas de TiO_2)

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Consumo	31.000	32.000	34.000	36.000	38.000	39.000	41.000	43.000	45.000	48.000	50.000
Producción	25.500	26.500	27.700	29.200	30.600	32.200	33.800	35.500	37.200	39.100	40.000
Importaciones	5.500	5.500	4.300	6.800	7.400	6.800	7.200	7.500	7.800	8.900	10.000
Valor 10^6 pesetas	7,7	7,7	6,0	9,5	10,3	9,5	10,2	10,5	10,9	12,4	14,0

Comentario general

En lo que se refiere a España, los flujos del comercio exterior se verifican en las dos direcciones, es decir, que simultáneamente se están produciendo importaciones y exportaciones que aparentemente no guardan relación entre sí. La tendencia es claramente desfavorable, reduciéndose continuamente las exportaciones y tomando gran incremento las importaciones. La perspectiva de nuestra balanza comercial en este sector es muy desfavorable.

Se debe investigar la zona de La Coruña, que es la de mayores reservas de España.

17.5 CONCLUSIONES

La minería del titanio, iniciada en los años 1935 a 1940, ha alcanzado en la actualidad (año 1970) una producción del orden de las 30.000-35.000 t/año de ilmenita. Toda esta producción es absorbida, o puede serlo, por el consumo nacional, ya que sólo el principal consumidor, Dow-Unquinesa, en Axpe, Bilbao, necesita de momento 25.000 a 30.000 t/año y espera en breve plazo, por ampliación de sus instalaciones, llegar a un consumo de 50.000 t/año. Con independencia de este consumidor, están todos los demás ya reseñados, que absorben un 5 por 100 de la producción.

¿Puede alcanzar la producción nacional esta cifra de las 50.000 t.? Con un precio remunerador, que los mineros calculan en 2,50 ptas/kg. fob. La Coruña, puede alcanzarse. Ya se ha dicho que las producciones no están al tope, pues conociendo los mineros las distintas y variadas aplicaciones del titanio, reservan su mineral en espera de conseguir mejores precios. Actuando sobre este punto se podría llegar a la cifra antedicha e incluso a cubrir con recursos propios la demanda para 1980.

Los mayores inconvenientes con que se encuentran los explotadores pueden reducirse a dos: adquisición de terrenos y vertido de aguas residuales. La primera encuentra solución, aunque lenta, en la expropiación, agravada en Galicia con el minifundio de la propiedad; la segunda es de más difícil solución por la movilidad de las unidades de explotación en el monte y, sobre todo, por la turbiedad debida a la suspensión coloidal, que hace que únicamente con procedimientos químicos, floculación, pueda alcanzarse un grado admisible.

Las reservas conocidas garantizan una minería para un período de diez a doce años, con una producción anual de 50.000 a 55.000 t. y contenido del 50 por 100 en TiO_2.

Las instalaciones de Midusa y Mins, S. A., se consideran suficientes y de capacidad adecuada a sus explotaciones. Su rendimiento es satisfactorio, así como su estado de conservación. Las de A. Ferreiro se encuentran desplazadas de su centro de explotación; son anticuadas y si consigue un mineral de ley admisible es debido a que el todo-uno que extrae es el mejor de todas las concesiones actualmente en explotación. Es aconsejable que centre sus instalaciones y modernice su explotación, calculándose para ello una inversión del orden de 8 a 10 millones de ptas.

18. WOLFRAMIO O TUNGSTENO

18.0 INTRODUCCION

El tungsteno, a causa de su punto de fusión elevado, resulta ser un importante material en las aplicaciones nucleares y espaciales que requieren resistencia a altas temperaturas.

Históricamente, el tungsteno ha sido utilizado para alumbrado y aplicaciones eléctricas; los carburos de tungsteno son usados para herramientas de corte, barrenas y en todas las aplicaciones donde se requiere gran resistencia al desgaste.

China continental, los Estados Unidos, Birmania, Bolivia, Portugal y Corea han sido tradicionalmente los principales productores, siendo los mayores consumidores los Estados Unidos, el Reino Unido, Francia, Alemania, Suecia y Rusia.

Los principales minerales de tungsteno se encuentran en filones de cuarzo y en contactos metamórficos; otros minerales explotables económicamente se encuentran en yacimientos pegmatíticos.

En la minería del tungsteno se utiliza indistintamente la explotación subterránea y la explotación a cielo abierto.

La concentración de los minerales, que se realiza en principio gravimétricamente y por métodos de flotación, se suele verificar a boca-mina o en sus proximidades.

Los concentrados de tungsteno se refinan, para obtener polvo metal, por proceso químico seguido de la reducción por hidrógeno o carbono.

Las aplicaciones normales del tungsteno están basadas en su extremada dureza y resistencia al desgaste de sus carburos, en la capacidad del tungsteno y sus aleaciones para conservar la dureza a temperaturas elevadas con alto punto de fusión, baja tensión de vapor y favorables propiedades eléctricas y termoiónicas del tungsteno puro.

Las investigaciones actuales tienen como uno de sus principales objetivos la creación de aleaciones que permitan la utilización del tungsteno, como tales, o como revestimientos en las estructuras de los reactores y en las aplicaciones aeronáuticas y espaciales. Su punto de fusión es de 3.410° C., mayor que el de cualquier otro metal, y tiene, por otra parte, propiedades mecánicas que mejoran al elevarse la temperatura.

Aunque las reservas mundiales de tungsteno están ampliamente extendidas en diversos países del mundo, las mayores son las de China continental. Las reservas de los países con economía no planificada se estiman en 295.000 t. de tungsteno metal contenido; las reservas de China, Corea del Norte y Rusia son del orden de cuatro veces las anteriores.

Los problemas de la industria del tungsteno son, principalmente, los siguientes: establecer claramente los recursos existentes y la demanda futura; establecer el adecuado equilibrio en tiempos de paz entre la producción y el consumo; mejorar la calidad de los productos y reducir los costos a' base de mejorar la minería y los procesos de concentración y obtención; desarrollar la investigación de revestimientos y utilización de aleaciones que permitan hacer más efectivo el uso de las propiedades especiales del tungsteno.

18.0.1 ANTECEDENTES

Las cifras estadísticas muestran que desde 1905 a 1954 el 28 por 100 de la producción mundial de tungsteno fue obtenida en China. Los Estados Unidos produjeron el 13 por 100, Birmania el 10, Bolivia el 8, Portugal el 8 y Corea el 7.

La producción del mundo occidental aumentó considerablemente en el período 1950 a 1956, debido principalmente al programa de los Estados Unidos en relación con los «stocks-pile».

La producción del mundo libre fue estimada en 9.000 t. de metal contenido en 1949, 25.000 t. en 1956 y 14.000 t. en 1958.

Se puede establecer, por otra parte, una correspondencia entre las producciones de tungsteno y los períodos preparatorios de confrontación bélica, como se puede ver de modo orientativo siguiendo exclusivamente la cotización de estas sustancias en las diferentes épocas.

18.1 ESPECIFICACIONES

Una unidad de WO_3, trióxido de tungsteno, por t. corta, es equivalente a 20 libras de WO_3 y contiene 15,862 libras de tungsteno metal.

Una t. corta de concentrado, con el 60 por 100 en WO_3, contiene 60 unidades por t. corta, equivalentes a 1.200 libras de WO_3 (951,72 libras de tungsteno metal).

En otros países, el tungsteno se mide en unidades por t. larga (22,40 libras de WO_3), o en unidades por t. métrica (22,046 libras de WO_3).

El WO_3 contenido puede estar principalmente en forma de scheelita, que tiene de fórmula $CaWO_4$; ferberita, $FeWO_4$; huebnerita, $MnWo_4$, o wolframita $(FeMn)WO_4$.

Los concentrados de scheelita, que se utilizan para aplicación directa en la fusión del acero, tienen una alta ley y su especificación es la siguiente:

Trióxido de tungsteno, 70 por 100 de mínimo; estaño, 0,1 de máximo; cobre, 0,05 de máximo; arsénico, 0,1 de máximo; antimonio, 0,1 de máximo; bismuto, 0,25 de máximo; molibdeno: aceros clase A: no se especifica, aceros clase B: máximo 0,8 por 100; fósforo, 0,05 de máximo; azufre, 0,5 de máximo; manganeso, 0,5 de máximo; plomo, 0,1 de máximo, y cinc, 0,1 de máximo.

La scheelita sintética se usa para los mismos fines. Se obtiene por proceso químico, a partir de concentrados de baja ley o concentrados impuros, y también a partir de chatarras.

Las sustancias que suelen producir dificultades para conseguir la especificación son, principalmente, el cobre, el arsénico, el antimonio, el fósforo, el azufre y el manganeso.

Algunas scheelitas contienen cobre o molibdeno combinados, que solamente se puede eliminar por ataque químico y precipitación.

La scheelita sintética, si está en forma de nódulos, es el producto ideal para la adición al acero, pero, si no lo está, no son deseables las partículas finas, porque se producen pérdidas en forma de polvo.

Los concentrados de wolframita (mineral negro) no son adecuados para la manufactura del acero a causa de su contenido en manganeso.

El tungsteno metal, obtenido por reducción en forma de polvo, es el producto intermedio del cual se obtienen los carburos de tungsteno.

El polvo de tungsteno obtenido por reducción por el carbón, es el producto intermedio usado principalmente en la manufactura de los carburos fundidos y en las aleaciones.

Los dos tipos de polvo de tungsteno resultan de la reducción del óxido de tungsteno producido químicamente a partir de los óxidos.

El ácido túngstico, el tungstato sódico, el peratungstato amónico y el óxido túngstico, son productos químicos obtenidos en etapas intermedias en la manufactura del polvo de metal.

El molibdeno, antimonio y, en menor extensión, el bismuto no son deseables, porque siguen todo el proceso y aparecen en el producto final.

El arsénico, fósforo y azufre son molestos porque afectan al proceso, pero no contaminan al producto final.

El estaño, cobre y manganeso, que van en detrimento de la calidad del acero de alta velocidad de corte, no tienen la misma condición en las plantas de tipo químico.

El antimonio ataca a los depósitos utilizados para reducir los compuestos de tungsteno en los hornos de reducción y es indeseable en los filamentos usados con fines electrónicos. Algunas firmas especifican un contenido máximo de antimonio, en los concentrados, del 0,005 por 100, y otras del 0,05.

Muchos consumidores no aceptan concentrados con contenido en arsénico mayor del 0,02 por 100, ni de fósforo con más de 0,05 por 100. Casi todos los consumidores rechazan el concentrado que contiene más del 0,25 por 100 de arsénico más fósforo; estos elementos, frecuentemente presentes en los minerales, son muy discutidos en el caso de la manufactura de acero y productos químicos.

El ferrotungsteno es una aleación de tungsteno y hierro que se utiliza en la manufactura de aceros aleados. La especificación estándar (ASTM-A-144-50) de esta sustancia puede resumirse como sigue:

Tungsteno, de 70 a 80 por 100; carbono, 0,6 de máximo; manganeso, 0,75 de máximo; fósforo, 0,06 de máximo; azufre, 0,06 de máximo; silicio, 1,0 de máximo; cobre, 0,1 de máximo; arsénico, 0,1 de máximo; antimonio, 0,08 de máximo; estaño, 0,1 de máximo; suma de arsénico, antimonio y estaño, 0,2 de máximo.

El ferrotungsteno debe ser presentado en tamaño menor o igual a una pulgada.

Las firmas consumidoras también especifican el máximo de molibdeno, que debe ser, según se establece a menudo, de 0,6 por 100 para aceros de herramientas.

18.2 MINEROLOGIA

Los minerales de tungsteno y concentrados son principalmente de dos tipos: tungstato de calcio, de los cuales el más importante es la scheelita, y tungstato de hierro-manganeso, del que el más importante es la volframita.

Los tungstatos de hierro-manganeso forman una serie continua, siendo designado frecuentemente como volframita, aunque hay otras especies minerales.

Las mineralizaciones de tungsteno casi siempre están asociadas con rocas graníticas (ácidas).

En muchos yacimientos el tungsteno es el único mineral aprovechable, otros contienen tungsteno-estaño, tungsteno-molibdeno, tungsteno-antimonio, tungsteno-plata-oro, tungsteno-cobre y tungsteno-plata-cobre-plomo-cinc.

18.3 MINERIA

Los métodos utilizados en la minería del tungsteno varían, desde los muy primitivos, hasta los altamente mecanizados; solamente unas pocas minas de tungsteno alcanzan este grado de mecanización.

Hasta el presente la mayor producción de tungsteno proviene de explotaciones subterráneas, con diferentes métodos de explotación.

18.3.1 CONCENTRACION

El todo-uno suele tener alrededor del 0,5 al 0,3 por 100 de WO_3.

Los métodos gravimétricos de concentración son los que se usan más frecuentemente, y la recuperación en tales plantas varía del 60 al 70 por 100. Ultimamente se han hecho algunas modificaciones, para disminuir las pérdidas, en el circuito de flotación y en los equipos.

La flotación comenzó a tener importancia a partir de 1930, y en plantas más modernas se utiliza en combinación con la gravimetría.

Las plantas más modernas de concentración llegan a recuperaciones del 90 por 100.

También se usan en algunos casos para mejorar la ley del producto, la tostión o separación magnética y separación electrostática.

La separación entre la scheelita y la volframita se efectúa magnéticamente.

18.3.2 USOS

Los principales usos del tungsteno se pueden dividir en cuatro categorías por sus aplicaciones finales: aleaciones, principalmente aceros aleados; carburos cementados o fundidos; metal; y compuestos químicos.

Se pueden considerar como sustitutivos el molibdeno, el titanio y otros carburos y óxidos de aluminio sinterizados.

18.3.3 FUENTES DE RECUPERACION

La principal fuente de recuperación es la chatarra de aleaciones y la chatarra producida en la fabricación de hilos.

La chatarra que se produce a partir de productos de tungsteno es recuperada.

En general, no se dispone de datos cuantitativos sobre la recuperación de dichas chatarras.

18.3.4 RESERVAS

Las reservas conocidas de minerales de tungsteno son las siguientes:

PAISES	
Argentina	500
Australia	1.600
Bolivia	5.500
Brasil	2.500
Birmania	4.800
Canadá	1.000
China Continental	134.500
Francia	150
Camboya	300
Japón	100
Corea	7.000
Malasia	1.400
Méjico	100
Nigeria	Pequeñas
Perú	550
Portugal	2.000

PAISES	
Rodesia	100
España	2.000
Suecia	Pequeñas
Tanganica	Pequeñas
Tailandia	500
Reino Unido	400
Rusia	1.700
Estados Unidos	9.000

18.4 PANORAMA Y PRODUCCION MUNDIAL

La producción mundial en los últimos años y en los principales países se adjunta en el cuadro 18.4-1.

CUADRO 18.4-1

PRODUCCION MUNDIAL DE MINERALES DE WOLFRAMIO

PAISES	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
China Continental	24.900	23.600	21.400	17.600	17.600	17.600	17.550
Rusia	11.600	11.000	11.400	12.600	13.000	13.600	13.650
Estados Unidos	8.429	5.384	8.798	7.566	8.482	8.649	7.700
Corea del Norte	4.200	4.200	4.200	4.720	4.720	4.720	4.700
Corea del Sur	11.856	5.798	5.698	4.698	4.530	4.464	4.300
Bolivia	2.798	2.300	2.106	1.912	3.760	3.494	3.500
Portugal	2.754	1.698	1.854	1.724	2.096	2.428	2.600
Australia	1.956	1.706	1.768	2.090	2.322	2.108	2.250
Tailandia	471	216	452	580	588	974	950
Japón	906	816	910	758	724	862	800
Argentina	619	174	64	152	174	236	200
Birmania	882	780	600	360	240	200	200
TOTAL MUNDIAL	72.400	60.000	62.000	60.000	64.000	62.000	64.300

UNIDAD: Miles de libras de W contenido.
FUENTE: U. S. Bureau of Mines y E/MJ marzo 1969.

18.4.1 COMERCIO EXTERIOR

Las principales exportaciones e importaciones conocidas son las que se indican en los cuadros 18.4-2 y 18.4-3.

CUADRO 18.4-2

PRINCIPALES EXPORTADORES DE TUNGSTENO

PAISES	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
Corea del Sur	4.639	5.026	5.377	4.041	3.701	3.927	3.580
Bolivia (1)	1.499	1.347	1.224	1.094	1.555	1.919	s. d.
Australia	1.734	747	1.520	2.086	1.860	1.678	1.610
Portugal (2)	2.008	1.133	1.644	1.318	1.517	1.802	1.730
Gran Bretaña (2)	1.645	1.278	999	1.088	1.271	1.268	s. d.
Estados Unidos (2)	161	196	397	193	220	1.166	530
Tailandia	190	253	74	206	804	844	800
Perú (1)	234	172	578	445	425	730	s. d.
Brasil	615	785	323	419	335	413	s. d.

(1) Contenido en WO_3.
(2) Cifras que abarcan: Mineral + Fe — W + W + polvo
UNIDAD: t.
FUENTE Institute of Geological Sciences y Commonweath Secretariat.

CUADRO 18.4-3

PRINCIPALES IMPORTADORES

PAISES IMPORTADORES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Rusia (concentrados)	12.800	11.800	5.900	5.900	3.000	6.000
Gran Bretaña (1)	5.422	4.028	5.220	5.330	5.219	5.778
Alemania (1)	4.803	3.992	5.178	6.466	6.384	5.025
Japón	2.169	2.290	2.809	1.479	2.712	4.473
Austria (1)	3.023	2.895	3.533	3.520	3.577	2.699
Estados Unidos (1)	3.895	3.093	2.742	3.279	3.697	1.406
Polonia	s. d.	2.364	2.631	2.291	2.908	2.406
Francia	2.016	2.196	1.605	2.217	2.503	2.019

(1) Cifras de importación de mineral + W metal + W — Fe + etc.
UNIDAD t.
FUENTE: Instituto of Geological Sciences (G. B.) y The Commonwealth Secretariat.

18.4.2 PRECIOS

Los precios internacionales del wolframio son los que figuran en los cuadros 18.4-4 y 18.4-5.

18.4.3 INVESTIGACION

La investigación sobre el tungsteno se está llevando a cabo principalmente en los Estados Unidos en los Centros de Investigación del Bureau of Mines y otros similares.

18.4.4 PROBLEMAS

Aunque el tungsteno tiene excelentes propiedades a altas temperaturas, se oxida excesivamente a temperaturas superiores a 1.000° C.

El problema más urgente es la necesidad de desarrollar una capa protectora resistente a la oxidación para el tungsteno y sus aleaciones.

Al tungsteno metal le falta ductilidad a la temperatura ambiente y, por consiguiente, se debe fabricar en atmósferas inertes, o no oxidantes a elevadas temperaturas, lo que requiere equipos costosos.

El tungsteno es dúctil a la temperatura ambiente aleado con el renio, pero este metal es costoso (del orden de 600 dólares la libra), y para superar esta dificultad están siendo investigados otros metales.

También existen otros problemas fundamentalmente asociados con los métodos de exploración y muestreo.

Es necesaria una mayor información sobre el aprovechamiento de los recursos que no se consideran explotables comercialmente.

18.4.5 FUENTES DE INFORMACION

Los datos de producción, embarques, consumos y «stocks» han sido publicados por el Bureau of Mines en Estados Unidos.

También existen publicaciones de las Naciones Unidas con información estadística.

Es interesante una publicación inglesa que contiene datos sobre diversos países y que se denomina «Statistical Summary od the Mineral Industry».

18.5 PANORAMA NACIONAL

Estructura del sector

Los principales criaderos de minerales de tungsteno se encuentran en las zonas siguientes:

Zona 1.ª, Nord-Occidental. Comprende las provincias de La Coruña, Orense y Pontevedra.

Zona 2.ª, Centro-Occidental. Comprende las provincias de León, Zamora y Salamanca.

Zona 3.ª, Sur-Occidental. Provincias de Cáceres y Badajoz.

Zona 4.ª, Sur-Central. Provincias de Córdoba, Jaén y Sevilla.

Zona 5.ª, Nord-Oriental. Provincia de Gerona, muy deficientemente estudiada.

Los mapas adjuntos reflejan la situación de los criaderos dentro de su provincia (figs. 18.5-1 a 18.5-12).

Existen manifestaciones esporádicas en otras provincias que, por el momento, no constituyen reservas ponderables.

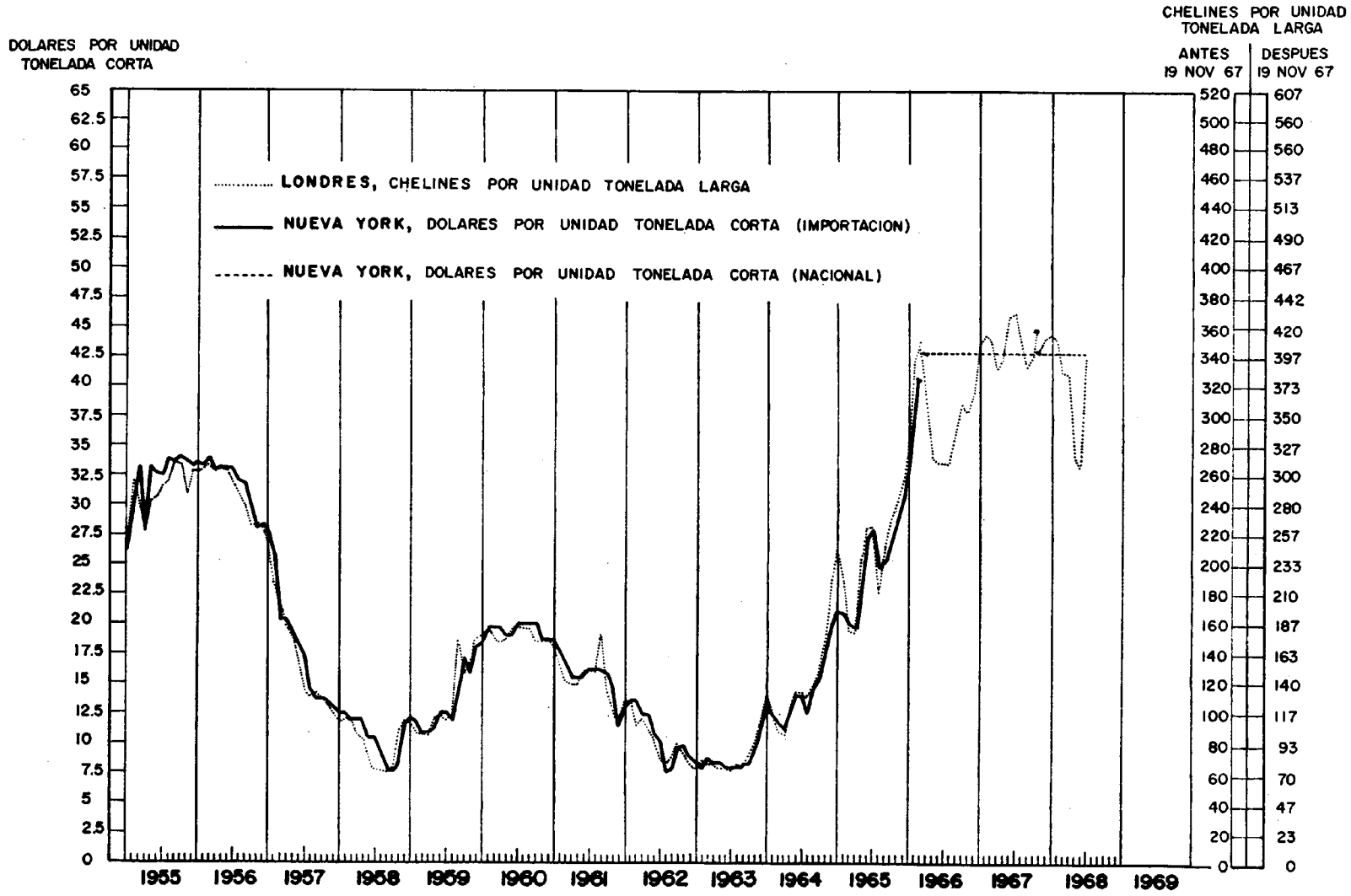
En cuanto a la explotación activa, o con posibilidades de explotación, después de haber examinado las concesiones existentes, y del cuadro de las Reservas Posibles (cuadros 18.5-13 y 18.5-14), parecen de especial interés para su planificación inmediata las que se indican en el cuadro 18.5-15, en el que se expresan las producciones obtenidas en el año 1970.

WOLFRAMIO. RESERVAS TOTALES

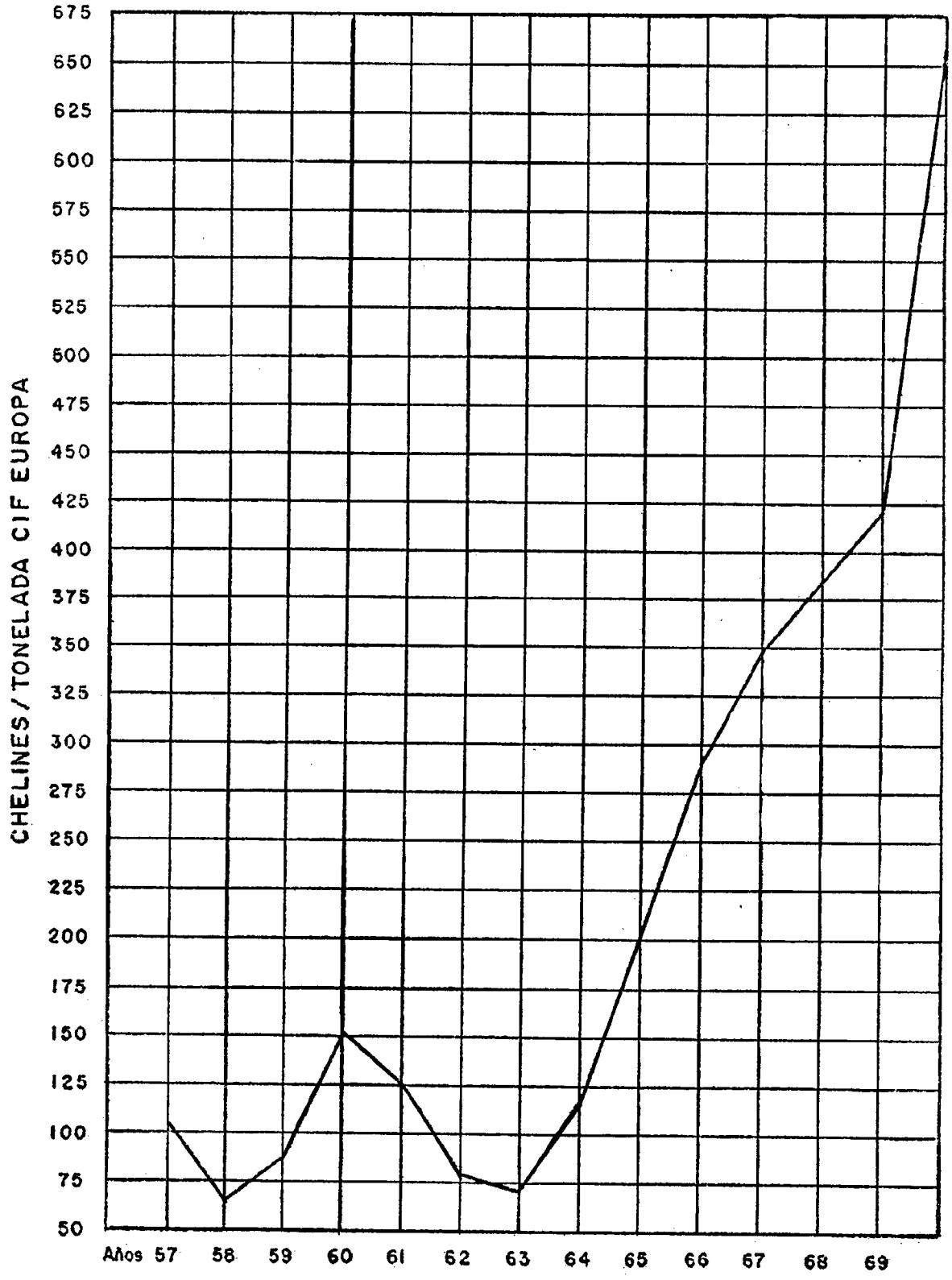
CUADRO 8.5-13

MINAS	Toneladas brutas	Toneladas vendibles	Clase de mineral
Santa Comba	6.861.000	1.920	Wolframita.
Monteneme	43.742.000	34.200	Wolframita.
San Finx	1.219.000	6.194	Wolframita.
Verín	50.000.000	7.500	Wolframita.
Silleda	1.860.000	9.100	Wolframita.
Casayo	7.800.000	78.000	Wolframita.
P. del Seo	7.800.000	78.000	Wolframita.

TUNGSTENO CONCENTRADO. PRECIOS EN LONDRES Y NUEVA YORK, 1955-1968 (MENSUAL)



EVOLUCION DE LOS PRECIOS DEL WOLFRAMIO EN EUROPA



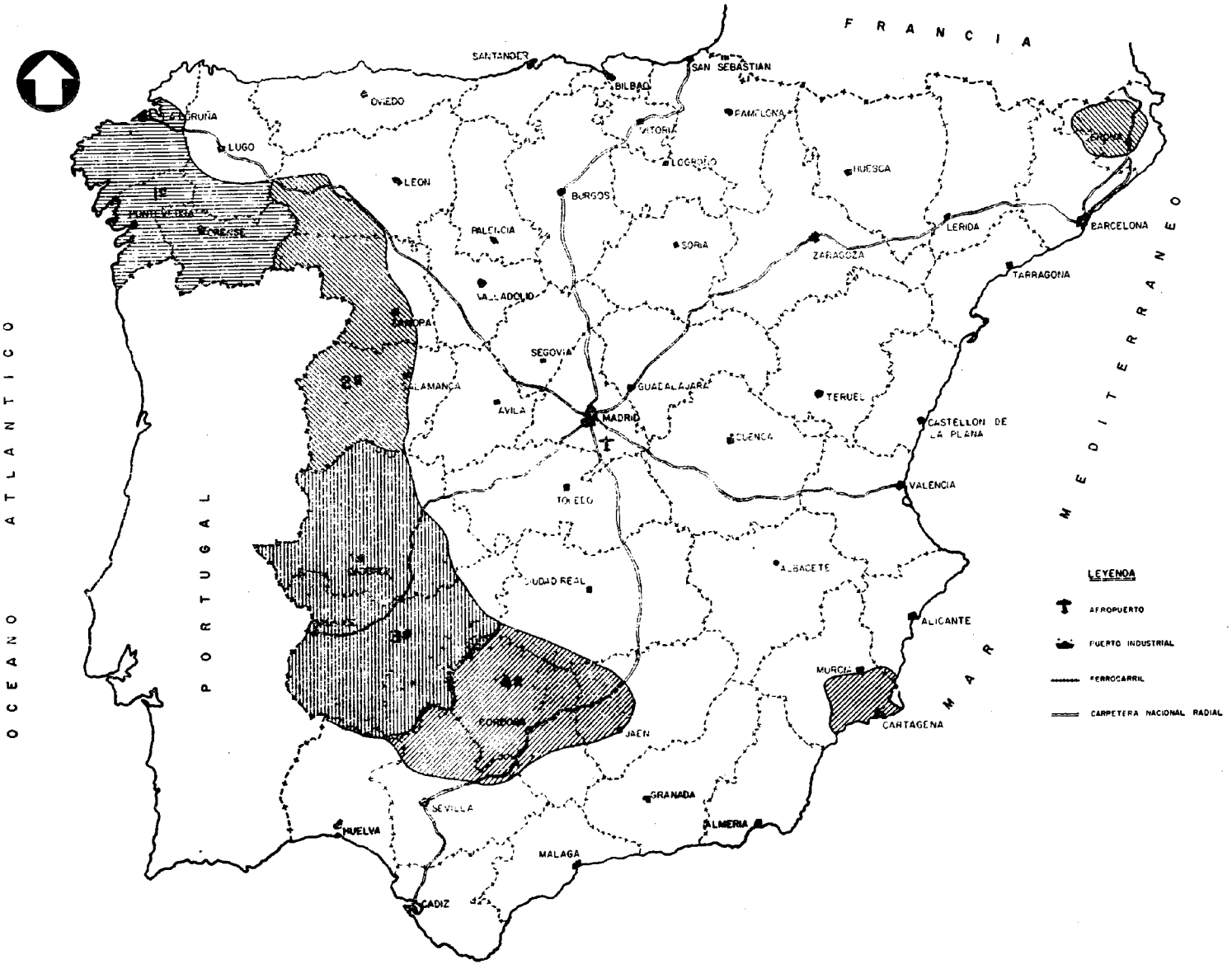

FRANCIA
SANTANDER
SAN SEBASTIAN
BILBAO
OVIEDO
PAMPLONA
VITORIA
LOGROÑO
HUESCA
LUGO
LEON
BURGOS
PALENCIA
SORIA
LERIDA
BARCELONA
ZARAGOZA
TARRAGONA
VALLADOLID
SEGOVIA
GUADALAJARA
TERUEL
AVILA
MADRID
CUENCA
CASTELLON DE LA PLANA
VALENCIA
TOLEDO
ALBACETE
CIUDAD REAL
ALICANTE
MURCIA
JAEN
CARTAGENA
GRANADA
SEVILLA
ALMERIA
HUELVA
MALAGA
CADIZ
OCEANO ATLANTICO
PORTUGAL
MAR MEDITERRANEO
LEYENDA
AEROPUERTO
PUERTO INDUSTRIAL
FERROCARRIL
CARRETERA NACIONAL RADIAL

Figura 18.5-1

ESTAÑO Y WOLFRAMIO. SITUACION DE ZONAS EN LA PROVINCIA DE LA CORUÑA

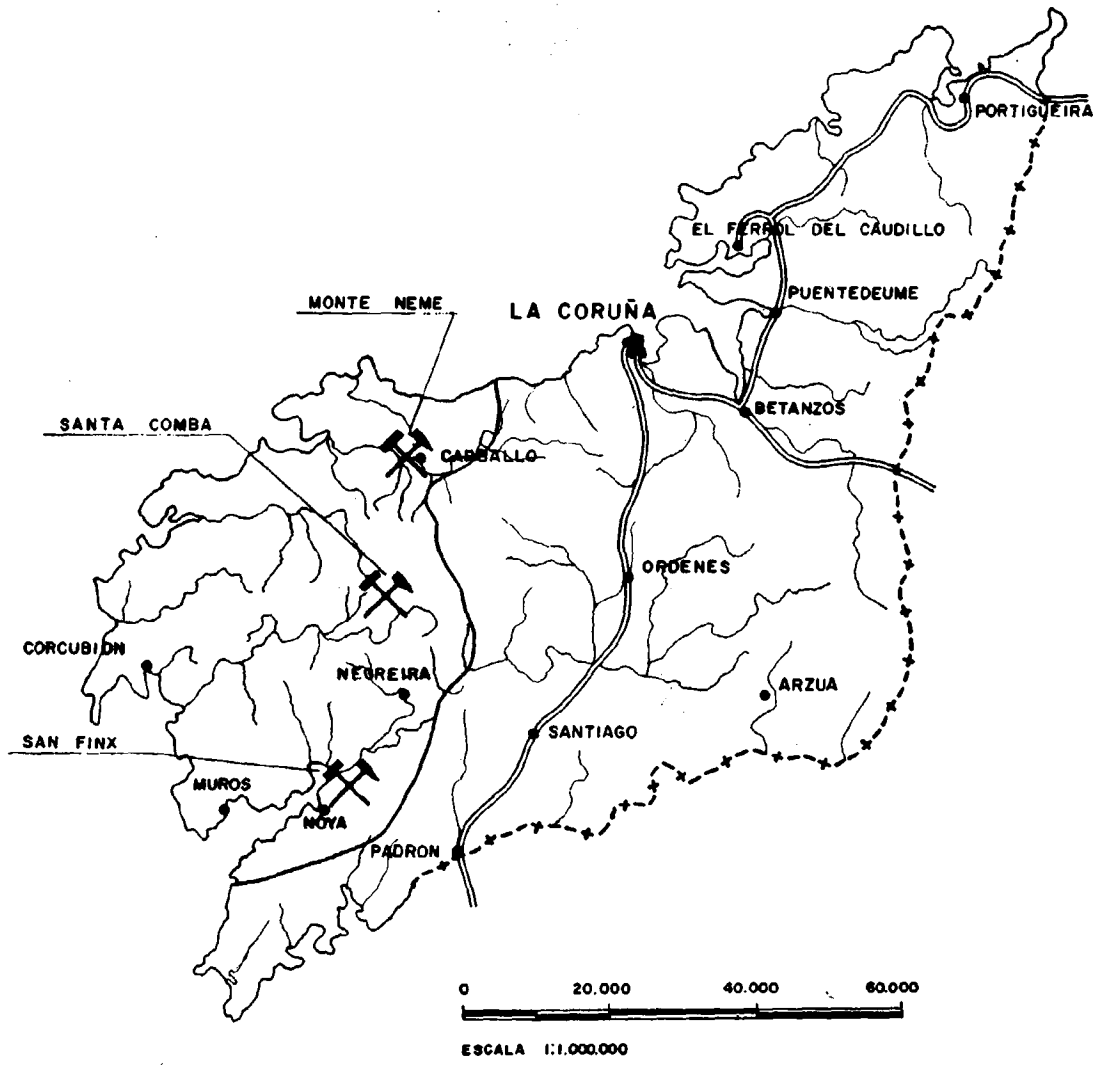


Figura 18.5-2

SITUACION DEL ESTAÑO Y WOLFRAMIO EN LAS ZONAS DE LA PROVINCIA DE ORENSE

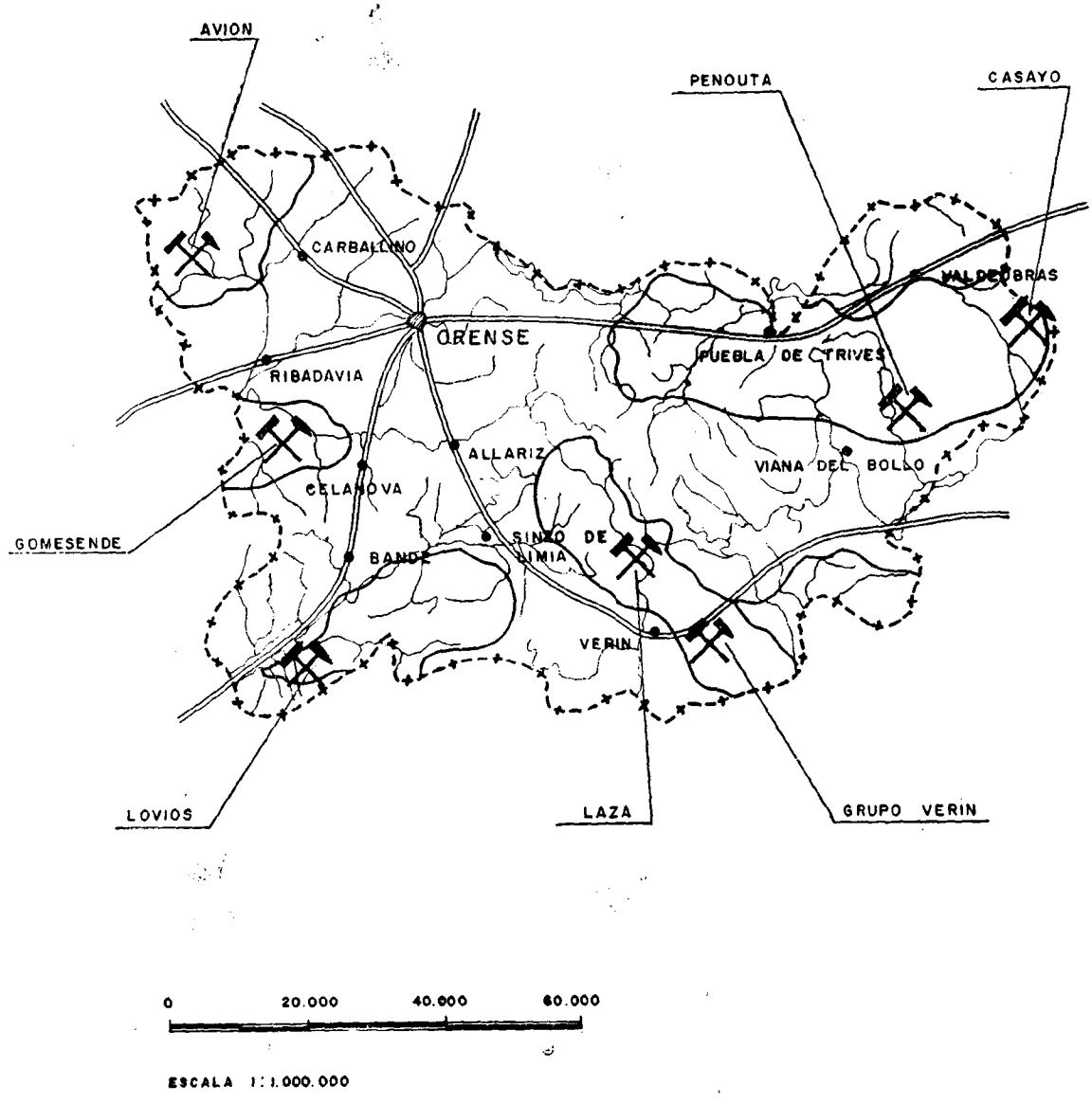


Figura 18.5-3

ESTAÑO Y WOLFRAMIO. SITUACION DE ZONAS EN LA PROVINCIA DE PONTEVEDRA

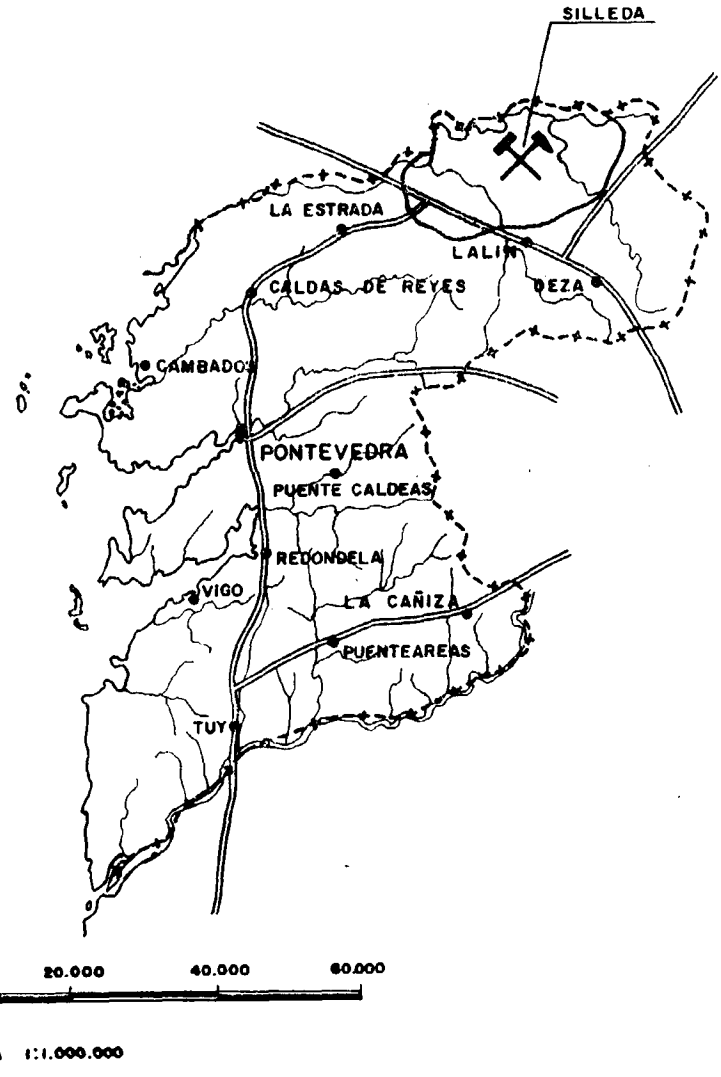


Figura 18.5-4

ESTAÑO Y WOLFRAMIO. SITUACION DE ZONAS EN LA PROVINCIA DE LEON

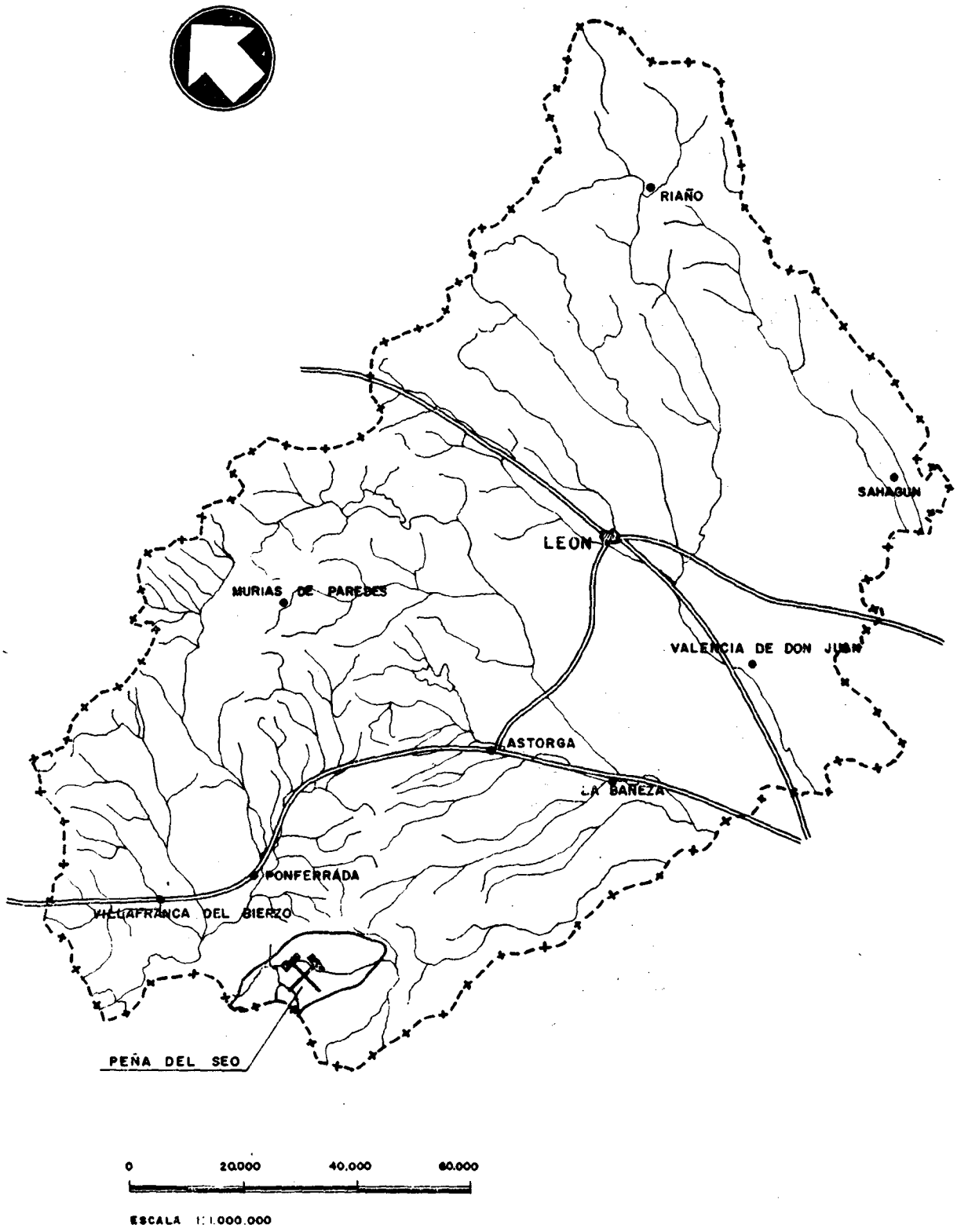


Figura 18.5-5

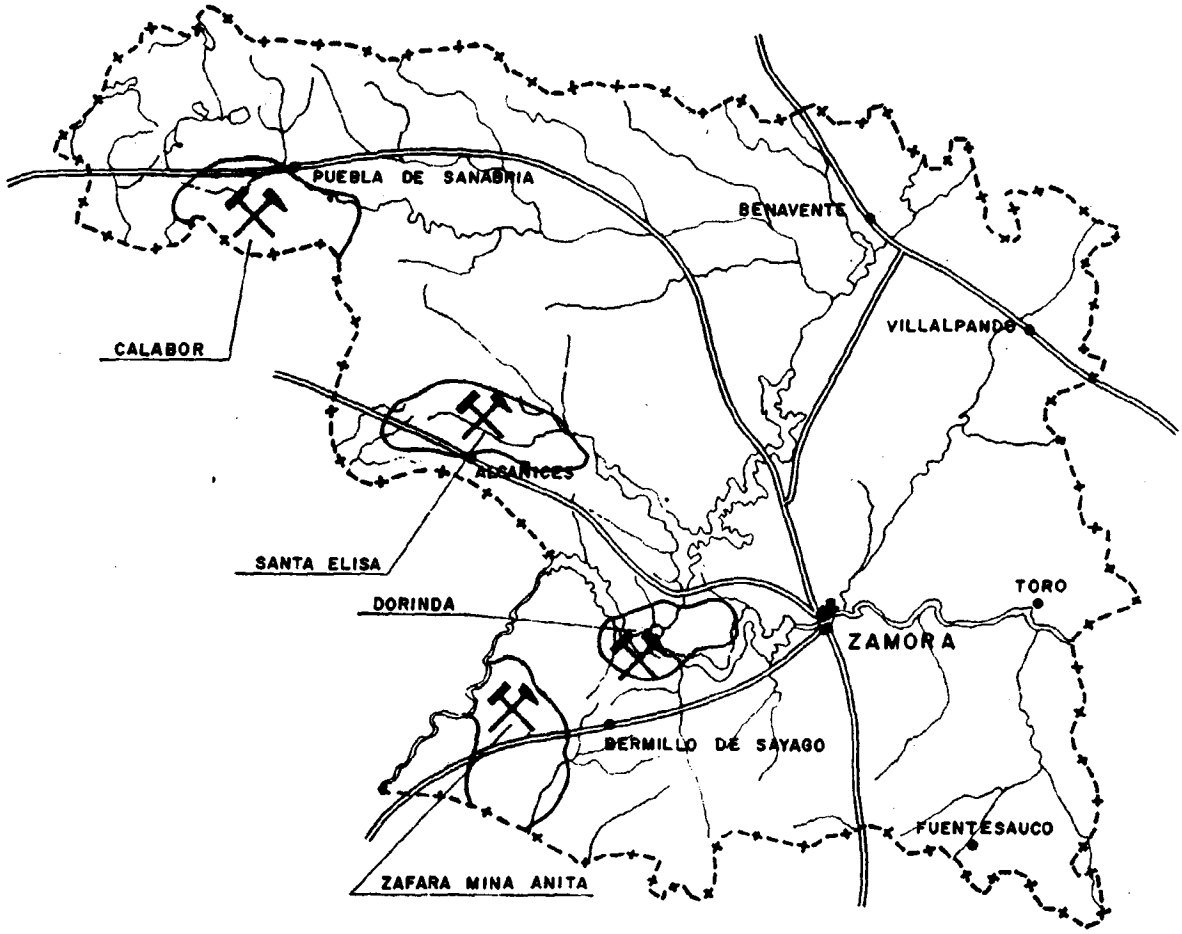

PUEBLA DE SANABRIA
BENAVENTE
VILLALPANDO
CALABOR
ALCAÑICES
SANTA ELISA
DORINDA
TORO
ZAMORA
BERMILLO DE SAYAGO
FUENTESAUCO
ZAFARA MINA ANITA
0
20.000
40.000
60.000
ESCALA 1:1.000.000

Figura 13.5-6

SITUACION DEL ESTAÑO Y WOLFRAMIO EN LA ZONA DE LA PROVINCIA DE SALAMANCA

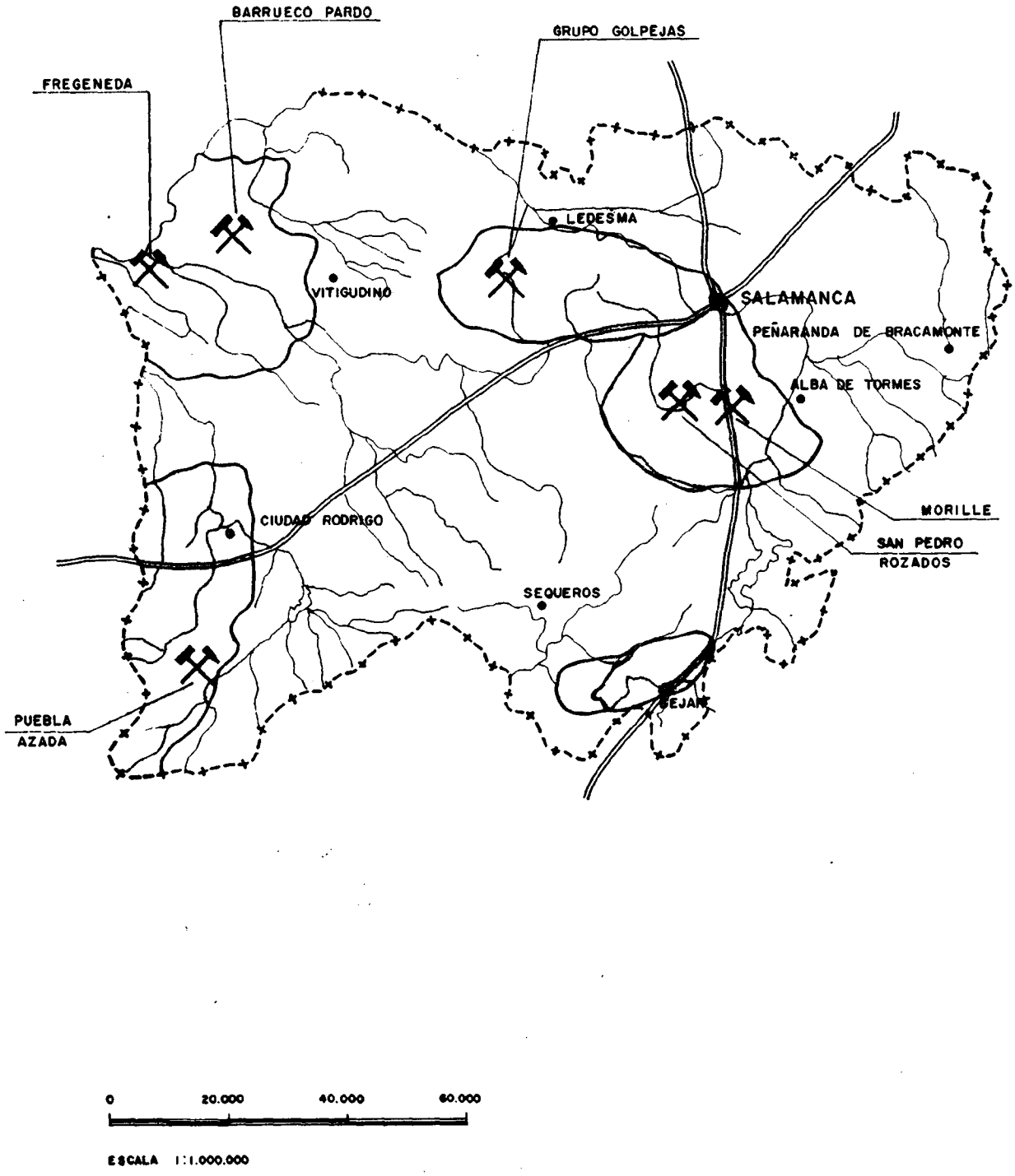


Figura 18.5-7

SITUACION DEL ESTAÑO Y WOLFRAMIO EN LAS ZONAS DE LA PROVINCIA DE CACERES

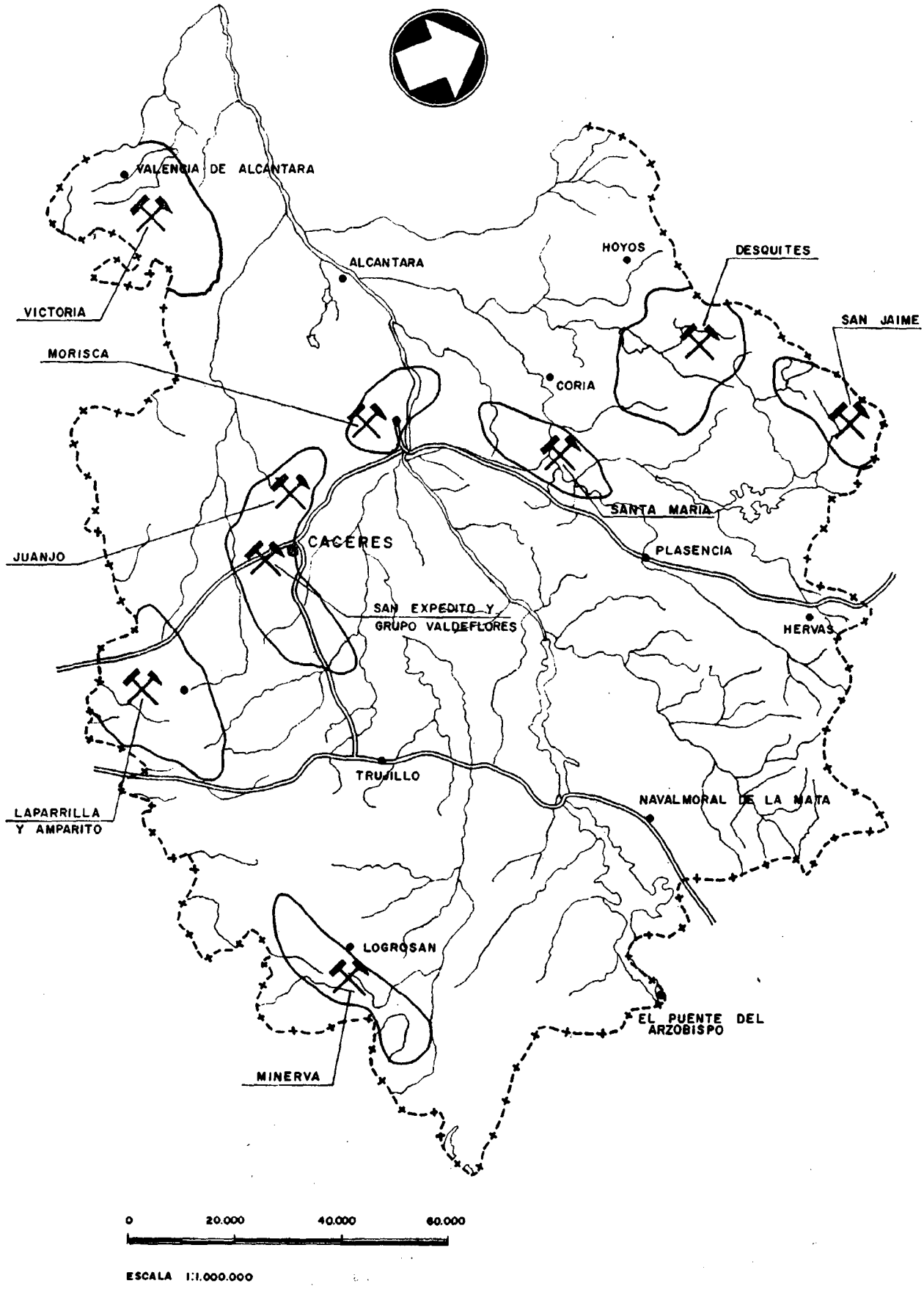


Figura 18.5-8

SITUACION DEL ESTAÑO Y WOLFRAMIO EN LAS ZONAS DE LA PROVINCIA DE BADAJOZ

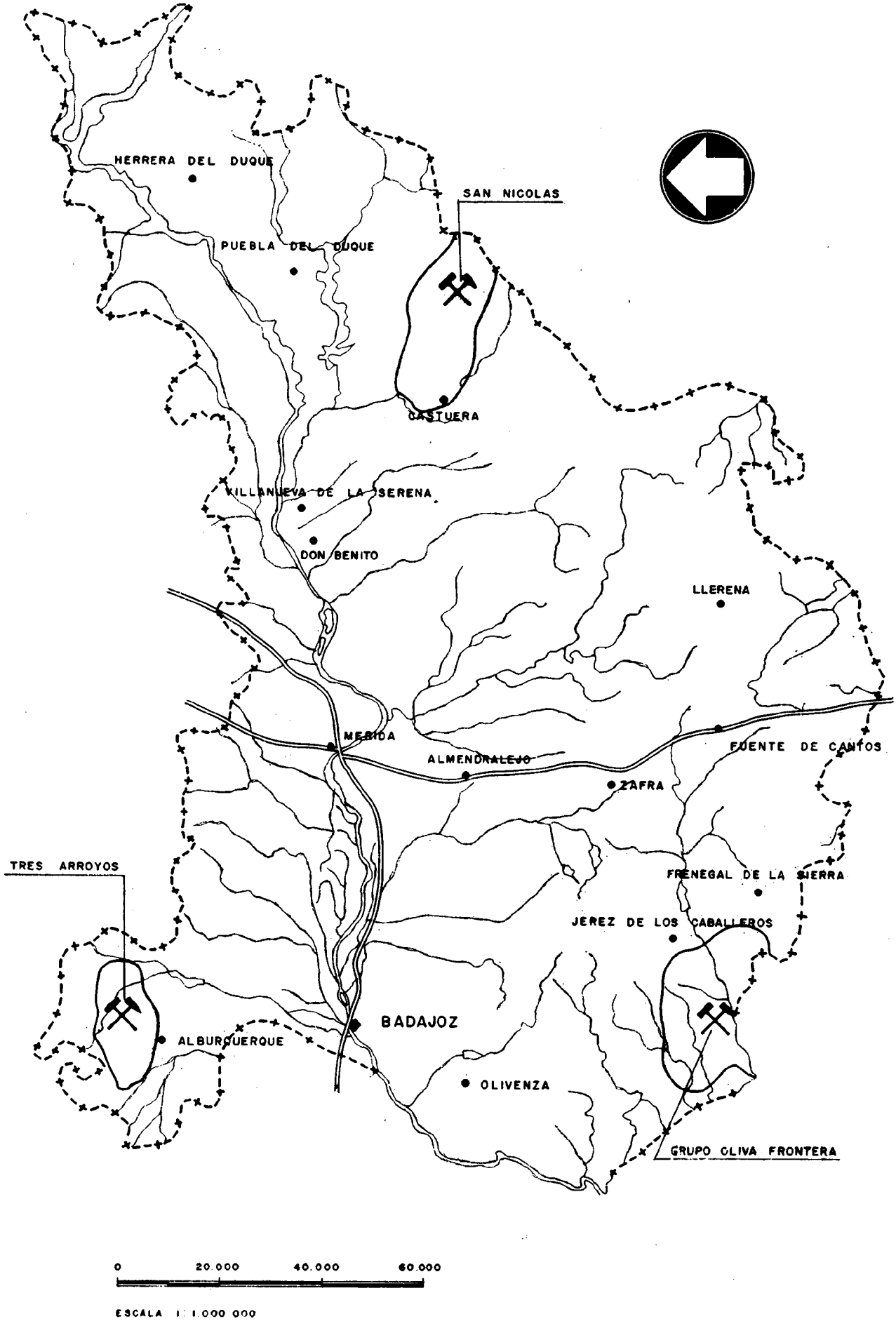


Figura 18.5-9

SITUACION DEL ESTAÑO Y WOLFRAMIO EN LAS ZONAS DE LA PROVINCIA DE CORDOBA

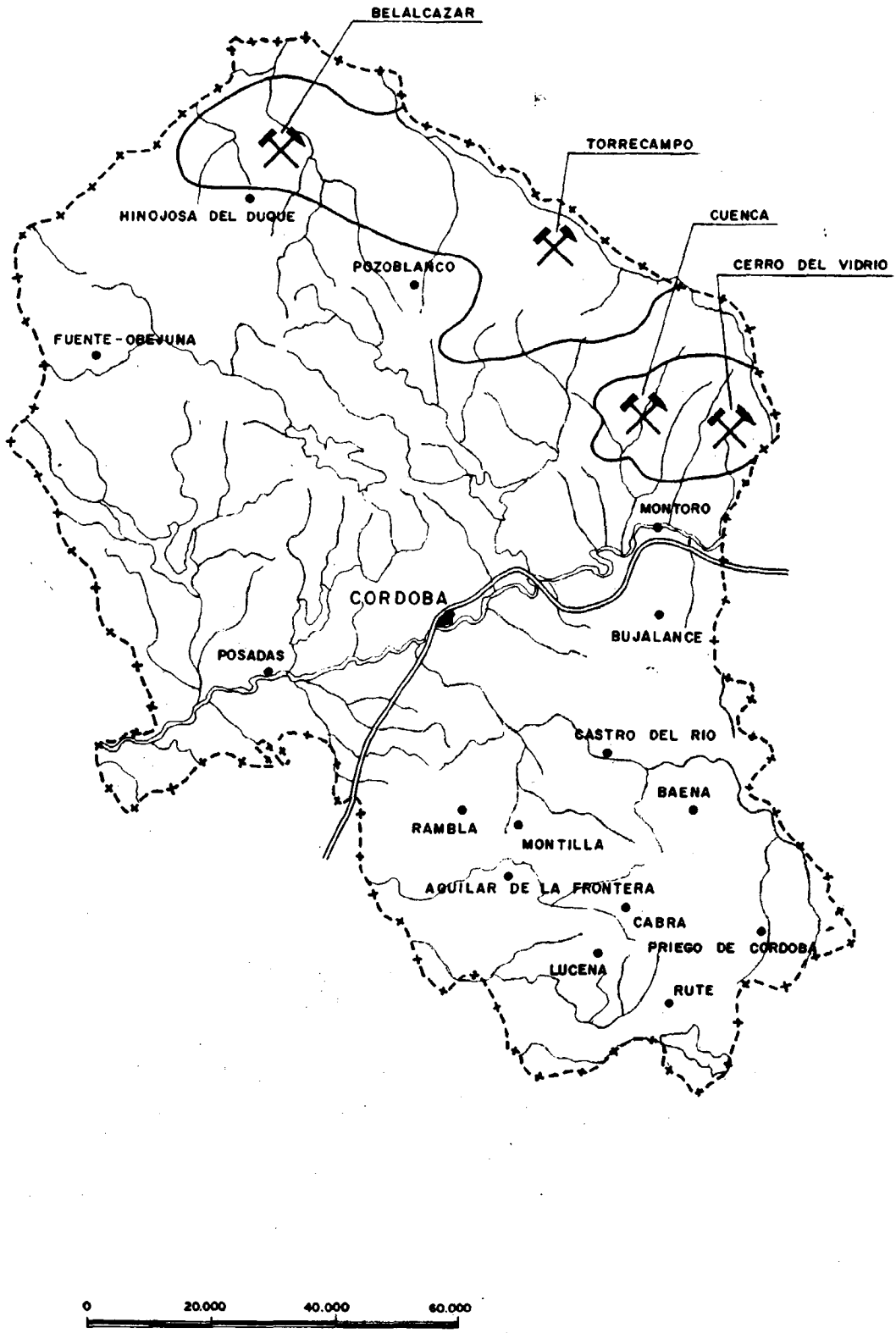


Figura 10.5-10.

SITUACION DEL ESTAÑO Y WOLFRAMIO EN LAS ZONAS DE LA PROVINCIA DE JAEN

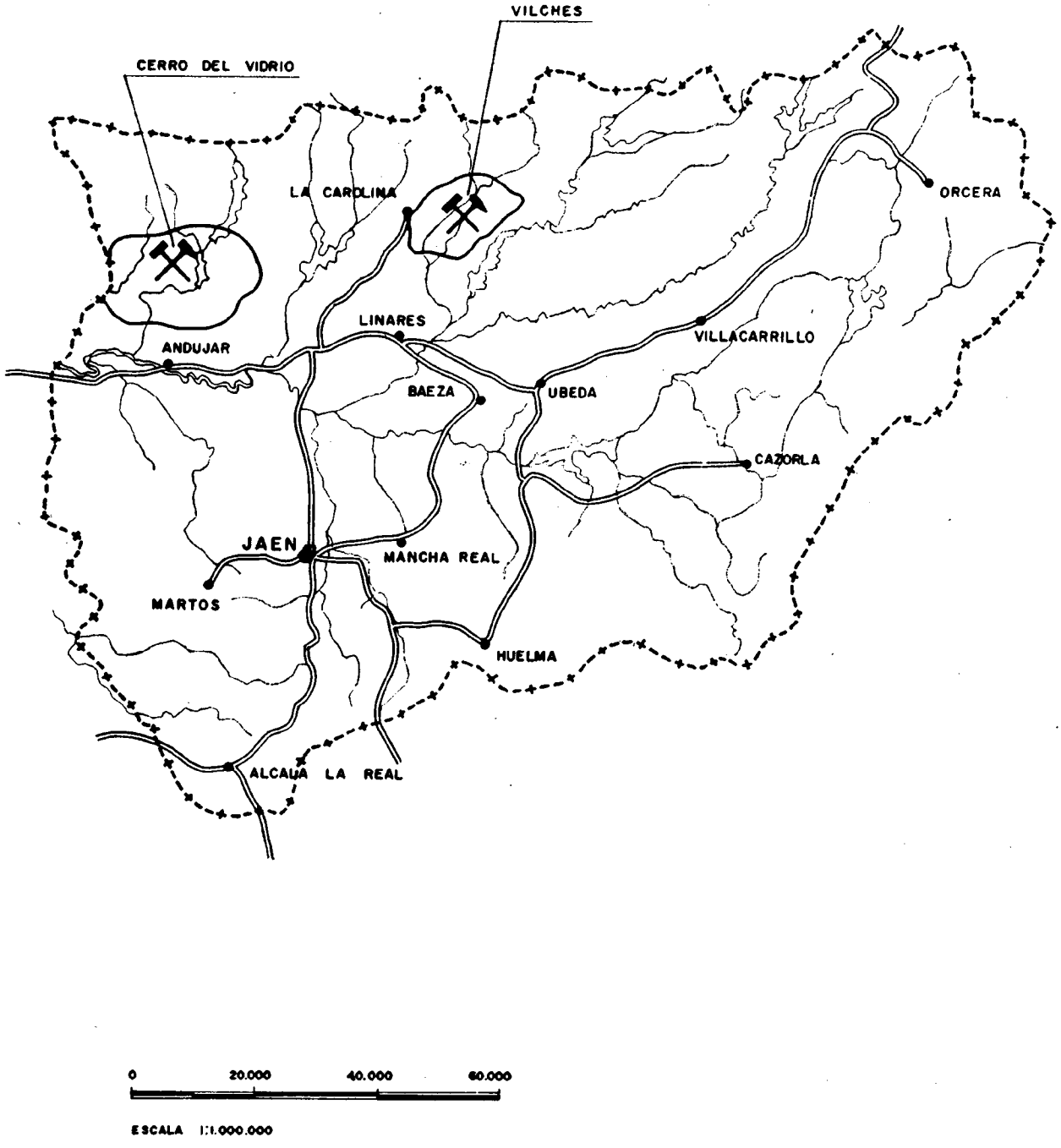


Figura 19.5-11.

SITUACION DEL ESTAÑO Y WOLFRAMIO EN LAS ZONAS DE LA PROVINCIA DE SEVILLA

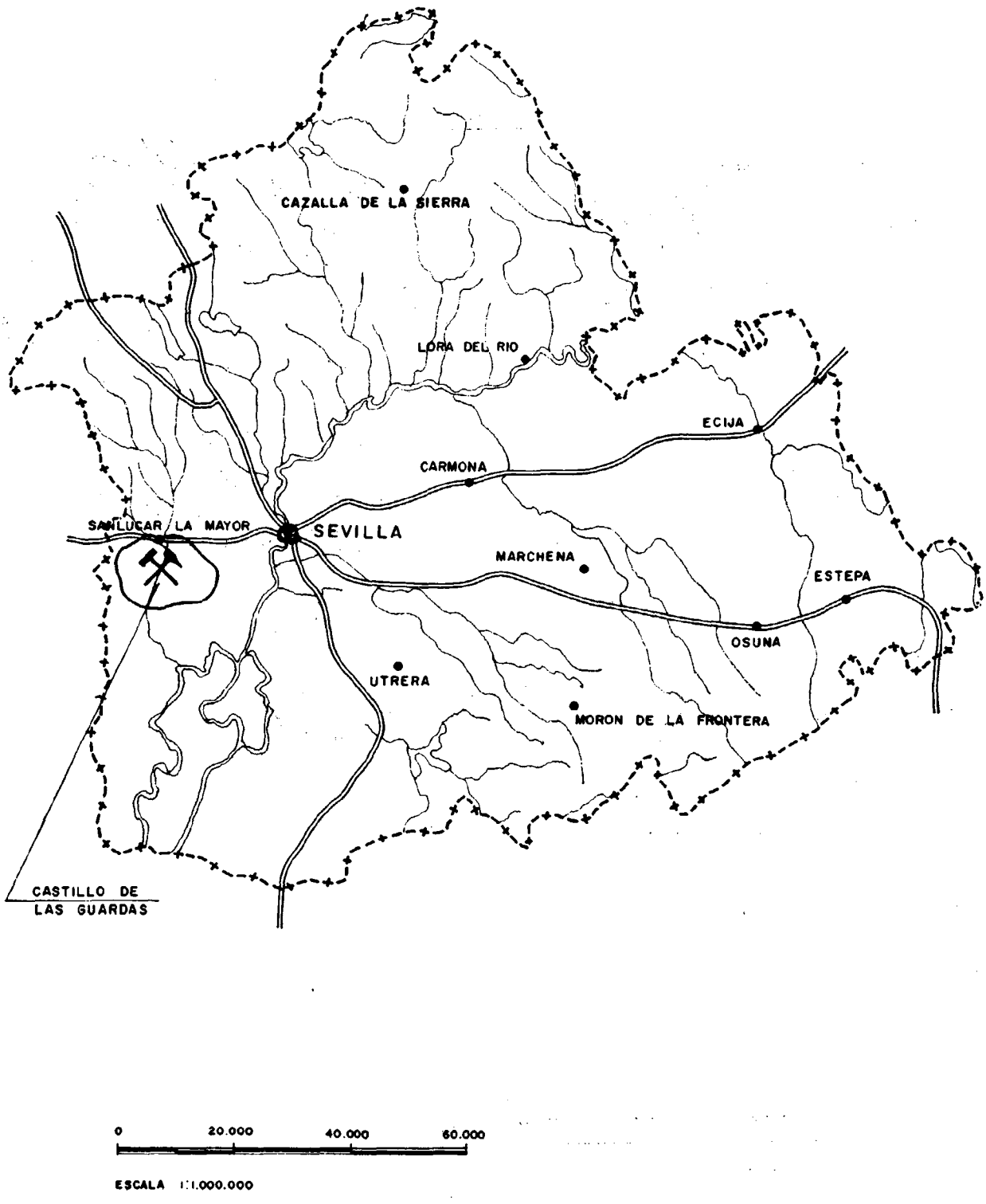


Figura 18.5-12.

(*Continuación*) CUADRO 8.5-13

MINAS	Toneladas brutas	Toneladas vendibles	Clase minera
Anita	160.000	890	Wolframio-Scheelita.
Manolita	920.000	1.200	Scheelita.
Anarbellas	3.700.000	10.800	Scheelita.
Adoración	144.000	720	Scheelita.
Claudina	552.000	2.200	Scheelita.
Alegría	60.000	276	Scheelita.
San Andrés	50.000	200	Scheelita.
San José	480.000	960	Scheelita.
Merladet	20.310.000	20.300	Scheelita-Wolframita.
Berta y Pilar	290.000	600	Scheelita.
Grupo San Pedro	624.000	1.176	Scheelita.
Santa Genoveva	400.000	320	Scheelita.
San Jaime	900.000	5.000	Wolframita.
Morisca	3.600.000	28.800	Wolframita.
Victoria	1.000.000	8.524	Wolframita.
San Nicolás	174.000	1.070	Wolframita.
V. de Gracia	1.269.000	3.655	Wolframita.
La Parrilla	15.360.000	153.600	Scheelita.
Mina Cuenca	375.000	1.008	Wolframita.
Cerro Vidrio	24.992.000	15.400	Wolframita.
San Enrique	160.000	800	Wolframita.
TOTAL DEL CONJUNTO	194.802.000	472.413	Wolframita 290.361 Scheelita. 182.052

CUADRO 18.5-14

WOLFRAMIO. CLASIFICACION DE LAS RESERVAS

MINAS	A la vista	Probables	Posibles	Totales
Santa Comba	6.492.200	138.300	230.500	6.861.000
Monteneme	15.500.000	10.500.000	17.742.000	43.742.000
San Finx	250.000	300.000	669.000	1.219.000
Verín	10.000.000	20.000.000	20.000.000	50.000.000
Silleda	660.000	400.000	800.000	1.860.000
Casayo	300.000	2.500.000	5.000.000	7.800.000
P. del Seo	300.000	2.500.000	5.000.000	7.800.000
Anita	10.000	50.000	100.000	160.000
Manolita	80.000	350.000	490.000	920.000
Anarbellas	100.000	800.000	2.800.000	3.700.000
Adoración	20.000	24.000	100.000	144.000
Claudina	52.000	200.000	300.000	552.000
Alegría	20.000	10.000	30.000	60.000
San Andrés	5.000	5.000	40.000	50.000
San José	15.000	165.000	300.000	480.000
Merladet	10.300.000	10.000.000	—	20.300.000
Berta y Pilar	90.000	90.000	110.000	290.000
San Pedro	24.000	100.000	500.000	624.000
Santa Genoveva	—	200.000	200.000	400.000
San Jaime	—	400.000	500.000	900.000
Morisca	200.000	600.000	2.800.000	3.600.000
Victoria	256.000	200.000	544.000	1.000.000
San Nicolás	54.000	40.000	80.000	174.000
V. de Gracia	650.000	69.000	500.000	1.269.000
La Parrilla	2.360.000	2.500.000	10.500.000	15.360.000
Mina Cuenca	34.800	130.200	210.000	375.000
Cerro Vidrio	300.000	10.692.000	14.000.000	24.992.000
San Enrique	5.000	45.000	110.000	160.000
TOTAL DEL CONJUNTO	48.078.000	6.308.500	83.705.500	184.802.000

UNIDAD: t.

PRODUCCION EN 1970

CUADRO 18.5-15

Zona	GRUPO MINERO	Producción actual	Producción posible
1.ª	Silleda	—	364
1.ª	Monte Neme	120	720
1.ª	G.º Verín	12	32
1.ª	San Finx	120	225
1.ª	Santa Comba	120	168
1.ª	Laza	8	15
1.ª	Las Sombras	8	20
2.ª	Merladet	216	216
2.ª	Anarbellas	—	300
2.ª	Claudina	44	44
2.ª	San Pedro R.	2	240
2.ª	Berta y Pilar	10	300
2.ª	Manolita y Calabor	—	120
3.ª	San José	3	3
3.ª	Adoración	5	5
3.ª	Santa Genoveva	4	—
	Alegría	31	31
	San Andrés	2	2
	La Parrilla (Adelaida)	60	288
	V. de Gracia	24	24
3.ª	San Nicolás	60	60
3.ª	Cuenca	24	24
	TOTAL	873	3.201

UNIDAD: t de mineral vendible.

Por otra parte, una adecuada investigación a fondo en el Pirineo catalán puede poner en evidencia criaderos de importancia que aumentarían la producción. Basta señalar la importancia que tienen las minas francesas contiguas, al otro lado de la frontera.

A continuación se describen las más importantes minas en actividad.

18.5.1 GRUPO MINERO MONTENEME

Titular: Adolfo Ferreiro García.

Término: Carballo.

Provincia: La Coruña.

Situación geográfica

Esta explotación se describe en la monografía del estaño, apartado 8.4.2, por ser mena conjunta, al 50 por 100, de los dos metales.

18.5.2 GRUPO MINERO SAN FINX

Titular: Gabriel Pérez Fernández.

Término: Lousame.

Provincia: La Coruña.

Como el anterior, se describe en la monografía del estaño, apartado 8.4.3.

18.5.3 GRUPO MINERO SANTA COMBA (fig. 18.5-16)

Titular: Manuela Moya García.

Término: Santa Comba y Coristanco.

Provincia: La Coruña.

Este grupo está considerado como uno de los más importantes en cuanto a contenido en minerales de estaño y wolframio, y la superficie de sus concesiones es de 3.795 ha.

Mantiene una intensa actividad, aunque con medios de lavado muy anticuados.

Situación geográfica

Está situado el grupo en la zona de Jallas, y se llega a él por una pista propiedad de la mina que, con 12 km. de longitud, enlaza con la carretera de La Coruña a Finisterre.

Formación y génesis del yacimiento

Los criaderos están definidos por una zona de aluviones y un paquete de siete filones que se aproximan o distorsionan a lo largo de las concesiones. Su rumbo medio es N.-S. Arman en granitos típicos y su formación es la correspondiente a la fase pegmatítica. Las grietas son todas ellas de contracción de masa.

Descripción del criadero

Los filones forman paquete con una potencia unitaria que varía de 20 a 70 cm. y corridas importantes, del orden de los 5.000 a 6.000 m., habiendo sido objeto de explotaciones más o menos rudimentarias.

La zona de arrastres o aluviones comprende una gran superficie y tiene un espesor variable entre los 5 y los 25 m.

Composición de los minerales que lo forman

Los minerales primordiales objeto de explotación son la casiterita y la wolframita, en proporción del 70 por 100 para wolframita y 30 por 100 para casiterita. Las gangas, que acompañan a estas menas, son el arsénico, el cuarzo, la turmalina y el granate. En los aluviones se unen también las arcillas.

Reservas actuales

En el campo filoniano las reservas están clasificadas en minerales a la vista, probables y posibles, y en las brañas (aluviones) se tienen casi desmuestradas las zonas, por haber sido objeto de una actividad antigua y existir en la actualidad una explotación con medios mecánicos. Las leyes en los filones son de 3 kg/t. y en las brañas de 300 gr/t.

El cuadro de posibilidades de esta mina se cifra en lo siguiente:

	Brañas	Filones	Total
Toneladas brutas	6.400.000	461.500	6.861.500
Ley en Kg/t	0,3	3,0	—
Menas totales contenidas (toneladas)	1.920	1.380	3.300
Concentrados WO_3	1.344	966	2.310
Concentrados SnO_2	576	414	990

Lo que, en resumen, la reserva de este grupo será: wolframio, 2.310 t.; estaño, 990 t.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Los filones se explotan por el sistema de realces por almacén, al contar con unos hastiales muy fuertes. Hacen la extracción por pozos y contrapozos, y tienen preparada una zona importante con relación a la capacidad del lavadero.

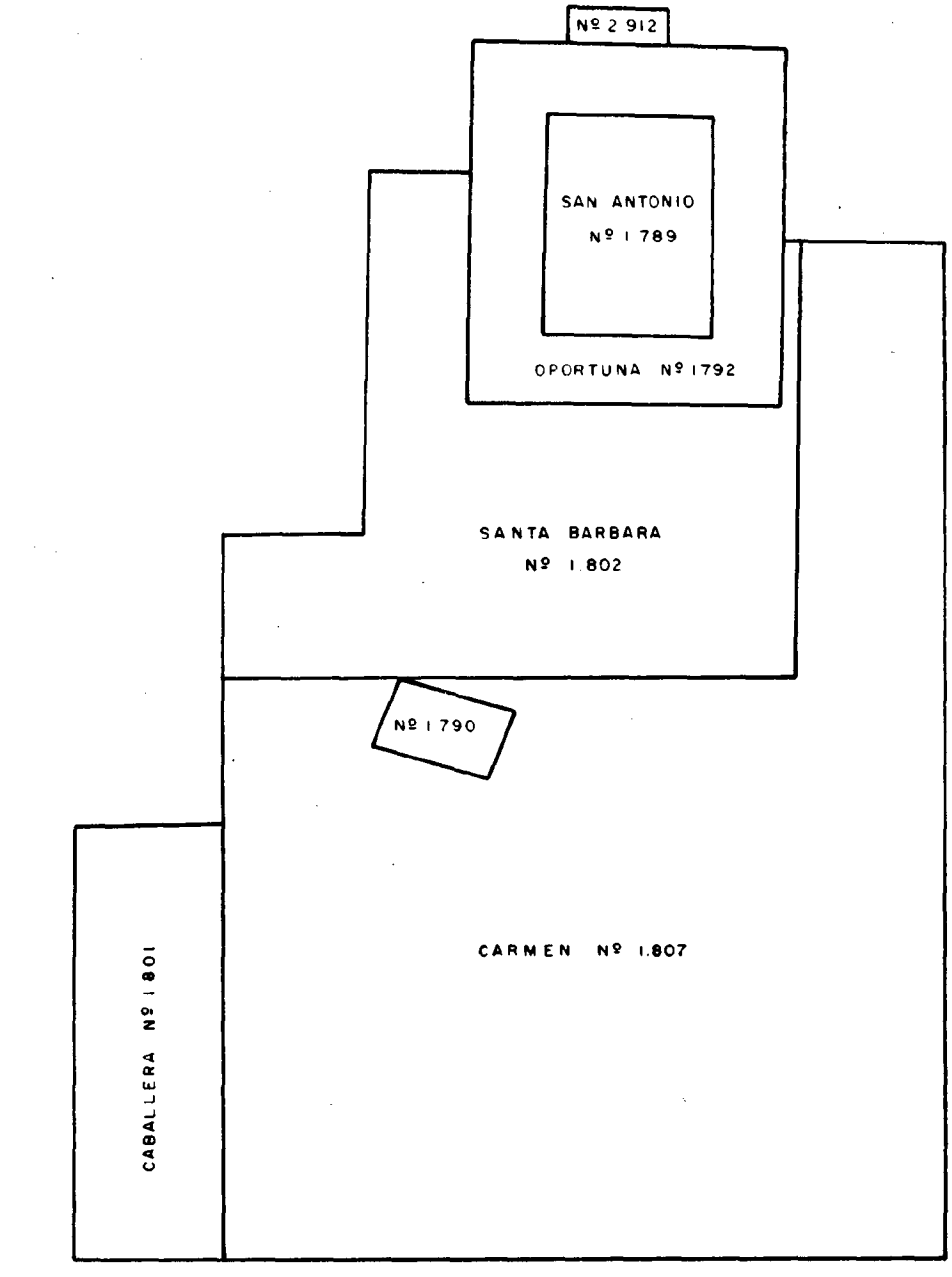




Figura 18.5-16.

Los aluviones o brañas se explotan por arranque sistemático del todouno con palas y dragalinas, hasta llegar a la roca firme.

Ventajas e inconvenientes del sistema

El sistema de explotación de los filones parece acertado e ideal en estas cajas filonianas estrechas, pues no se hace precisa entibación alguna en las labores y el rendimiento es elevado, ya que permite, al final de las explotaciones, un desllave casi completo.

En cuanto a los aluviones, también es acertado el sistema.

Grado de recuperación real del mineral

En los filones la recuperación final es del 90 por 100, siendo casi integral la recuperación en los aluviones.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Refiriéndose al campo filoniano, el sistema se ha seleccionado por contar con hastiales muy resistentes.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

No se juzga necesario señalar otro sistema de explotación por considerar al actual justamente el adecuado.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

El todo-uno se tritura en una machacadora de mandíbulas de 600 × 400 mm. y pasa en cascada a un molino Symons. Se hace clasificación cerrada sobre un tamiz y un molino de rodillos, a menos de 3 mm. y a 3-7 mm.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

Los productos menores de 3 mm. se tratan en mesas Wifley, previa flotación para eliminar las piritas y arsenopiritas (xantato, aceite de pino, gas-oil y ácido sulfúrico diluido). Los tamaños mayores de 3 mm. se preconcentran en un jig Pan American, se remuelen y se pasan al circuito de mesas, relavándose en dos de cola, y con el conjunto de concentrados se pasa a las separadoras magnéticas y electrostáticas.

A las mesas se unen los preconcentrados de los aluviones, los cuales se tratan en lavadero aparte, desenlodando las zafras en tromeles y tratando el conjunto de salida en un jig Maquinista.

La recuperación en el conjunto, con tratamiento de 5 t/hora, llega al 70 por 100 aproximadamente, bajando al 62 por 100 en cuanto se fuerza la marcha de las mesas.

Breve descripción de los medios de transporte

El transporte de los concentrados se hace por camiones a fundiciones o a puerto, ya que se tratan las casiteritas en España y se exportan los minerales de wolframio. El arsénico no es objeto de aprovechamiento alguno.

Recomendaciones del grupo sobre los sistemas a emplear en las explotaciones de los distintos yacimientos, según su importancia, profundidad, buzamiento, potencia, grado de consistencia del mineral, etc.

La capacidad de tratamiento queda limitada en el lavadero por el reciclado del producto de salida del Symons, siendo sencilla la ampliación mediante la instalación de un molino y aumentando el número de mesas de concentración.

Nada que señalar en cuanto a las explotaciones, que siguen una marcha bastante regular, con medios mecánicos, como son la instalación de locomotoras eléctricas para el acarreo general en una galería de 4 × 5 m., que se utiliza como transversal de reconocimiento y galería de transporte.

Extracción realizada

El grupo fue denunciado en 1941, paralizándose los trabajos con la baja en los precios de los minerales, aunque antes fue explotado por lavados rudimentarios, sin control alguno de las producciones. En 1968 se reanudan las explotaciones por la empresa, llevando producidas 217 t. de wolframio y 15 de casiterita.

Producción actual

La producción vendible actual es de: mineral de wolframio, 10 t/mes; minerales de estaño, 1,5 t/casiterita.

18.5.4 GRUPO MINERO MERLADE (fig. 18.5-17)

Término: Barruecopardo.

Provincia: Salamanca.

La superficie total de las concesiones del grupo es de 319 ha., incluyendo las que últimamente han adquirido a Petrolífera de Transportes, colindantes con las explotaciones de Josefita.

Situación geográfica

La cabecera de todo el grupo se constituye en Josefita, que se halla enclavada en el paraje Fuente Lengua, del término municipal de Barruecopardo. Dista la mina unos 3 km. del pueblo de Barruecopardo y tiene fáciles accesos, bien por la carretera de Barruecopardo a Saucelle o por la de Barruecopardo a Saldeana.

Formación y génesis del yacimiento

La zona en que se asientan las concesiones de este coto minero corresponde al estrato cristalino. Se trata de una red de filones de origen pegmatítico con subfase hidrotermal de potencias variables y rumbo N.-S.

El plutón es concordante con esquistos paleozoicos, afectados de metamorfismo de contacto. El yacimiento está formado por rellenos en un magma de temperatura de fusión muy alta. Como rocas encajantes existen granitos porfiroides calcialcalinos.

Descripción del criadero

El criadero puede considerarse como un stockwerk donde los filoncillos forman una red muy cerrada y en el que toda roca encajante está transformada en greisen. La mineralización es de scheelita y wolframita, a la que acompaña mispíquel en filones de cuarzo atravesando la masa granítica de Barruecopardo. Constituye toda esta zona una altiplanicie casi lisa. Está recubierta por un manto de meteorización, en el que el granito apizarrado se meteoriza en mayor escala que otros. Presenta disyunción paralepipédica que parece haberse amoldado a la dirección principal de los ejes tectónicos hercínicos. El criadero está formado por una infinidad de filoncillos.

Composición y granulometría de los minerales que lo forman

La ley de estos minerales viene a ser aproximadamente del 1 por 1.000 de contenido en scheelita, y aunque esta ley resulta baja, la mina es explotable gracias a la facilidad de separación de los minerales y al grado de mecanización de la misma.

Los tamaños se reparten como sigue: el 20 por 100, para ta-

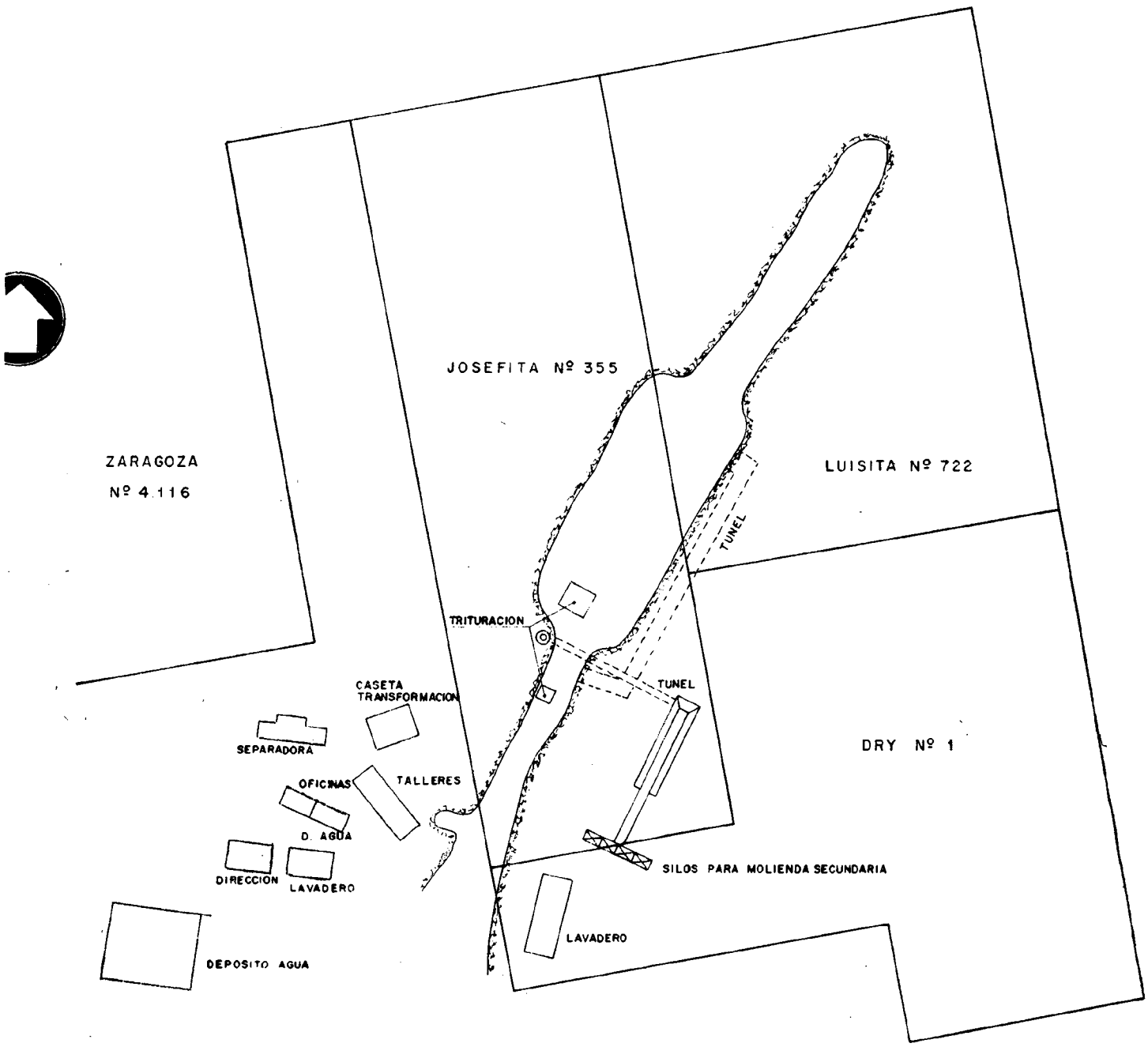


Figura 18.5-17.

maños comprendidos entre 0 y 1 mm.; el 70 por 100, para tamaños entre 1 y 8 mm., y el 10 por 100, para tamaños comprendidos entre 8 y 17 mm.

Reservas actuales

Aunque los filones no están reconocidos en toda su longitud y profundidad, las labores en esta mina han sido intensas y han permitido conocer, mejor que en otras zonas, el comportamiento de los filones.

Como impresión orientativa se dan seguidamente, según la empresa explotadora, los datos relativos a las reservas existentes.

Como reservas seguras se pueden estimar unos 10.300.000 t. de mineral bruto, que con una ley media de 1 por 1.000 equivaldrían a 10.300 t. de scheelita y wolframita.

Como reservas probables se pueden estimar otros 10.000.000 de toneladas brutas, equivalentes a 10.000 t. de scheelita.

Con ello resultan unas reservas actuales de unas 20.300 t. de scheelita y wolframita.

Con la producción, que puede llegar en breve a 450 t/año, resulta que existen reservas para unos cincuenta años, lo que naturalmente permite unas inversiones y unos proyectos que no son posibles en otras minas cuyas existencias se desconocen.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

La explotación se realiza actualmente a cielo abierto, en una corta de unos 80 m. de altura, dividida en bancos, en dos escalones principales. Las zafras arrancadas se depositan todas ellas en el nivel cero o plaza de cargue, desde donde, mediante grandes dumpers, se transportan a la instalación de trituración primaria. Este es el método que siempre se ha venido desarrollando en esta concesión y requiere descolgar el mineral desde la plataforma del segundo escalón a la planta de cargue y realizar labores de conservación en esta planta a nivel cero.

Como los hastiales llevan una interesante impregnación de scheelita, que por otro lado sería difícil explotar a cielo abierto, puesto que supondría arrancar la ganga del contacto, se darán paralelamente al eje longitudinal de la cota dos galerías dentro de los actuales hastiales. El nivel de estas galerías se corresponde con el nivel cero, y desde ellas se darán recortes al exterior coincidiendo con el frente de avance, cada 25 m. De esta forma los dumpers podrán circular por las mismas.

Al mismo tiempo se realizará un camino que, partiendo del nivel cero y sobre el hastial este, llegará al nivel correspondiente al segundo escalón. Por este camino circularán los dumpers que transportarán las zafras de la explotación superior, sin necesidad de descolgarlas al nivel inferior.

Para la perforación se dispone de una Stenwick, una Rock Atlas 600 y una Croll Ingersoll.

El transporte se realiza desde el pie de la corta a la instalación primaria mediante cuatro camiones Euclid de 9 $m.^3$, dos Mack de 7 m_3 y uno Euclid de 16 m^3. Disponen asimismo de un conjunto de cintas transportadoras.

El desagüe de las aguas acumuladas al pie de la corta, y que no tienen salida, se efectúa por medio de una bomba Worthington de 25 CV., con caudal de 94 m^3/h. y 51 m. de altura manométrica. El caudal medio de agua extraído es de 30 $m.^3$

Para el arranque se emplean las perforadoras citadas, cuyo aire comprimido está suministrado por cinco compresores, todos ellos accionados por motores eléctricos de 125, 125, 80, 80 y 40 CV., respectivamente.

Los barrenos, una vez preparados, son cargados con explosivo para su voladura. El consumo de explosivo es de 70.000 kg. por año, disponiendo de un polvorín con capacidad para 10.000 kg.

Actualmente, el frente de arranque se está preparando para explotarlo en bancos de 15 m. de altura; hasta el presente no se había sistematizado.

La plantilla de esta mina consta de 138 personas, repartidos de la siguiente forma: técnicos, seis; en explotación, seis; en el exterior de la mina, 31; en las plantas de concentración, 20, y en otros servicios, 75.

El rendimiento en el conjunto de la mina es de 40 t. brutas. En vendibles es de 0,036 t. El salario medio en las explotaciones es de 400 ptas/jornal, con cargas sociales; 360 ptas/jornal en las plantas de concentrado y restantes y de 370 ptas/jornal en el conjunto de la plantilla.

Ventajas e inconvenientes del sistema

El sistema de explotación ofrece todas las ventajas de la explotación a cielo abierto y el alto grado de mecanización a que se ha llegado, lo que permite, aun teniendo en cuenta la baja ley del mineral, el tratamiento de un volumen considerable de zafras y, por consiguiente, un margen de beneficios que hacen posible las futuras expansiones de este coto minero. Hasta ahora la explotación se ha llevado sin una sistematización en las cortas, pero los actuales proyectos de tener un acceso desde la cota cero hasta el nivel segundo y la división del frente de arranque en bancos de 15 m. permitirán un desenvolvimiento más racional en las labores.

Grado de recuperación real del mineral

Ya se han dado las leyes de contenido en scheelita. La recuperación media aproximada en lavadero se puede cifrar en un 65 por 100 de mineral: es bajo el grado de recuperación debido al alto contenido de «slams» en la molienda.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

El motivo fundamental hay que buscarlo en la disposición del criadero, que presentaba numerosos afloramientos de su red filoniana, por lo que se explotó desde un principio en labores a cielo abierto, con lo que fue formándose la actual explotación que presenta la ventaja de su fácil desenvolvimiento.

La altura de las cortas ha llegado hasta los 80 m., y están reconocidos 30 m. más, por debajo del paquete filoniano actual, pudiendo presumirse la continuación de la riqueza del paquete filoniano a más profundidad. De todas formas, la corrida del filón se mantiene al menos en 3 km., según los indicios existentes, lo que permite proseguir la explotación por el actual sistema.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación (por más seguridad, por mejor aprovechamiento del mineral, por más posibilidad de aumentar la producción, mejorar el rendimiento o abaratar el costo)

Existe indudablemente la posibilidad de proyectar labores de interior mediante un pozo de extracción convenientemente emplazado, pero este sistema tiene el riesgo de unas fuertes inversiones ante un posible empobrecimiento del filón en profundidad.

Más realistas parecen los proyectos de la división de la corta en bancos y el acceso al nivel segundo que permitirán mayor flexibilidad en la explotación y un aumento de producción con el nuevo lavadero, en una zona donde se conocen perfectamente las posibilidades.

Por otra parte, la mecanización actual está dirigida a labores de exterior, con fuertes inversiones para la perforación, transporte, etc., y un cambio diametral en este sentido dejaría sin amortizar gran parte del capital inmovilizado.

Descripción del nuevo método de explotación adoptado o a adoptar

Queda descrito en apartados anteriores.

Dificultades para implantar los nuevos métodos de explotación

De momento, para la mejora que se va a realizar en las actuales labores, no existe dificultad técnica ni económica.

Inversiones necesarias para llevarlas a cabo

Las instalaciones del lavadero se han presupuestado en 24.000.000 de ptas.

Además de esta inversión, el Coto Minero Merladet, S. A., calcula invertir durante el presente año 46.000.000 de ptas. más en maquinaria y preparaciones extraordinarias en la explotación.

En años sucesivos las inversiones están programadas como sigue:

AÑOS	Pesetas
1971.....	12.000.000
1972.....	10.000.000
1973.....	6.000.000
1974.....	6.000.000
1975.....	6.000.000
TOTAL...	40.000.000

Estimación en porcentaje sobre el sistema actual de la mejora que supondría en costo, en rendimiento y en producción

La mejora en la explotación llevaría a un aumento del 70 por 100 sobre la producción actual, llegando así a producir:

c = 400 t. de concentrados.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes. Trituración primaria

La instalación primaria consta de una machacadora de mandíbulas Humbolt, de doble efecto, accionada con un motor eléctrico de 200 CV. a 500 V. Su capacidad de producción es de 280 m.³, equivalentes a 430 t., con salida de zafras a 170. mm. Esta machacadora es alimentada directamente por Dumpers de 15 y 25 t. de carga útil.

El producto triturado, inferior a 170 mm., pasa a una cinta transportadora de 24 m. de longitud, entre ejes de tambores, con una anchura de banda de 1.200 mm. y con una pendiente de 17° 30'. Esta cinta está accionada con un motor de 65 CV. a 220 V., siendo su velocidad lineal de 1,75 m/seg.

La expresada cinta vierte todo el material en una criba marca Allis Chalmers, con inclinación de 23°, de un solo piso, con malla de 50 mm. de luz, orificio cuadrado, accionada por motor eléctrico de 13 CV. a 220 V.

El material cribado, menor a 50 mm., pasa directamente a la cinta número 2, y el mayor al citado tamaño pasa a la trituración secundaria.

Trituración secundaria

El producto superior a 50 mm. pasa a una machacadora giratoria Allis Chalmers, accionada por un motor eléctrico de 180 CV. a 500 V. Su capacidad de producción es de 375 t/hora, con salida de zafras a 15 mm.

El material triturado se vierte directamente en la cinta transportadora número 2, de 115 m. de longitud entre ejes, con una pendiente de 18° y anchura de banda de 900 mm. Va accionada con un motor eléctrico de 120 CV. a 220 V., siendo la velocidad lineal de la banda de 1,75 m/seg. Esta cinta va totalmente apoyada en la solera de un túnel de 3 × 3 m. de sección y 115 m. de longitud.

Otra cinta transportadora, la número 3, de idénticas características que la anterior, va apoyada en una longitud de 63 m. en una trinchera de 18° de inclinación, y el resto, 52 m., en voladizo.

El material procedente de la trituración secundaria pasa a través de una criba Allis Chalmers, con una inclinación de 23° y un paño de 15 mm., accionada por un motor eléctrico de 13 CV. a 220 V. y a 1.200 r. p. m.

El material inferior a 15 mm. va directamente a la tolva de reserva del lavadero mediante la cinta transportadora número 7, de 42 m. de longitud y 14° de inclinación, con ancho de banda de 900 mm. Va accionada con motor eléctrico de 35 CV. a 220 V. y 1,75 m/seg. de velocidad.

Sección de molienda

El rechazo de la última criba citada, es decir, el superior a 15 mm., pasa a la cinta transportadora número 4, de 10 m. de longitud y 900 mm. de anchura, reversible, con motor de 5 CV., que vierte el producto en una tolva de cuatro salidas, que por gravedad alimentará a los aparatos siguientes:

Un molino Symons Standard, accionado con motor eléctrico de 135 CV. a 220 V., y tres molinos Symons Standard accionados con motores eléctricos de 75, 75 y 87 CV. a 220 V.

El material molido en estas máquinas, de las cuales una estará siempre de reserva, pasa a la cinta transportadora número 5, de 20 m. de longitud, horizontal, de 900 mm. de anchura, accionada con motor eléctrico de 15 CV. y 1,75 m/seg. de velocidad. El producto se vierte en la cinta transportadora número 6, de 50 m. de longitud y 18° de inclinación, de 900 mm. de anchura, accionada con un motor de 65 CV. a 220 V. que retorna el material molido a la cinta número 3 para que alimente la criba en circuito cerrado.

Todo el material molido a tamaño inferior a 15 mm. se recoge en la tolva de reserva del lavadero, que servirá de reguladora de la producción.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

Está compuesto de un alimentador electromagnético, con capacidad de 300 t/hora, que vierte a una cinta transportadora de 33 m. de longitud, con ancho de banda de 900 mm., accionada con motor eléctrico de 22 CV. a 220 V., que alimenta a cuatro cribones móviles JOB-116, tres en servicio y uno en reserva, accionados con motores eléctricos de 2 CV. a 220 V., con 210 vibraciones verticales/minuto.

De los expresados cribones sale un estéril, y los finos inferiores a 1 mm., los cuales, después de recuperada el agua, pasan a dos cribas Allis Chalmers de 23° de inclinación, con rejilla filtrante de 1 mm. de luz. Se envían a la escombrera mediante una cinta transportadora de 30 m. de longitud, 600 milímetros de ancho de banda, con motor de 15 CV. a 220 V.

El preconcentrado de los cribones pasa a una criba de 2 × 1 m., con inclinación de 21°, accionada con motor eléctrico de 4 CV. para recuperar el agua, y los finos inferiores a 1 mm. Está dotada de rejilla filtrante de 1 mm. de luz y mediante una cinta transportadora de 15 m. de longitud, 500

milímetros de ancho de banda y 18° de pendiente, deposita el producto en una tolva de regulación de 12 m.³, que en la parte inferior lleva dos alimentadores Tarnos de 30 mm. de anchura, que a su vez alimentan a dos cribas de diafragma de 24 × 36", que dan dos clases de productos:

a) Concentrados, que una vez secos pasan a los hornos de calcinación.

b) Mixtos, que pasan a una criba de 2 × 1 m., con 21° de inclinación y provista de una rejilla filtrante de 1 mm. de luz, con objeto de recuperar aguas y finos.

El superior a 1 mm. pasa mediante una cinta transportadora de 20 m., 500 mm. de anchura y 8° de inclinación, con motor de 5 CV. a 220 V., a un molino de barras, de 4,5 × 2,2 metros, accionada con motor eléctrico de 350 CV. a 500 V. que dejará el material a tamaño inferior a 0,7 mm.

Este material es recogido con una bomba, con motor de 15 CV. a 220 V. para la alimentación de las mesas.

Todas las aguas sucias del circuito anterior son enviadas a un tanque espesador JOB-1.020, bien por gravedad o por bombeo.

El circuito de finos consta de 22 mesas Corbasa, de las cuales ocho están equipadas con tablero para gruesos y el resto para finos, distribuidos en dos secciones.

La sección primera, compuesta de 12 mesas, ocho de gruesos y cuatro de finos, con motor de 2 CV. a 220 V., que se alimenta con materiales procedentes del molino de barras, y la segunda sección, con los mixtos de la sección anterior y materiales espesados del circuito de gruesos, ya expuesto, mediante una bomba duplex de diafragma de 180 e hidroclasificador de contracorriente de 14 puntos.

Todas las aguas sucias de este circuito se recogen junto con los estériles en un tanque Dorr de 14 m. de diámetro, que una vez espesados pasan a la escombrera.

Las aguas ya limpias se elevarán a un depósito superior, mediante tres bombas de 36 CV a 220 V., con capacidad de 750 m³/hora, que mantendrán nivel constante y presión adecuada en cada máquina y circuito.

El funcionamiento de la sección está previsto para doce horas diarias y 5,5 días semanales, que al 75 por 100 del rendimiento teórico darían 4.000 t. diarias que equivalen a 90.000 t/mes.

El lavadero trabaja a veinte horas/día, a razón de 160 t/hora, que equivalen a 80.000 t/mes. Las 10.000 t. restantes pasan a reserva.

Horno de calcinación

Los minerales del Coto Minero Merladet, S. A., son una mezcla de scheelita, mispiquel y pirita.

Se tuestan en hornos de calcinación, con lo que la scheelita no se altera y la pirita y el mispiquel se descomponen según la reacción:

$$SFe + SAs\,Fe + O_2 + \text{calor} \rightarrow SO_2 + As_2O_3 + Fe_2O_3 + Fe\,O.$$

La scheelita, que es el $WO_4\,Ca$, queda sin alterarse.

Los anhídridos SO_2 y As_2O_3 son gaseosos y nocivos y deben precipitarse en las cámaras correspondientes, impidiendo que vayan a la atmósfera. El mineral de wolframio y los óxidos de hierro se recuperan en estado sólido.

Para efectuar estas operaciones existe un horno de tipo rotativo de 12 m. de longitud y 1 m. de diámetro, accionado por un motor de 3 CV. con reductor a 12 r. p. m. Posee una tolva de descarga de 3 m.³ de capacidad a la entrada, provista de un alimentador sinfín a 5 r. p. m. que permite la entrada del material en el horno a un ritmo de 250-400 kg/hora. El mineral de wolframio y las piritas arsenicales discurren a través del horno hasta la boca de salida merced a la inclinación del 2 por 100 que tiene éste; dicha inclinación es regulable.

El elemento calefactor es un mechero de fuel-oil, provisto de ventilador y acoplado directamente a la cámara de combustión del horno.

Como ya se dijo, los minerales de wolframio no sufren alteración a la temperatura de 700° C. que tiene el horno, y se recogen juntamente con los óxidos de hierro procedentes de la calcinación de las piritas arsenicales.

Los anhídridos sulfuroso y arsenioso pasan a una primera cámara de enfriamiento circular de 3 m. de diámetro y 4 m. de altura, y a continuación a una segunda cámara de expansión de 6,30 m. de diámetro y 12 m. de altura, recubierta de ladrillos refractarios de 30 por 100 de Al_2O_3, donde decantan los vapores de anhídrido arsenioso.

A la salida están instalados dos ciclones de 1,50 m. de diámetro y a continuación un separador de polvos de sacos con un aspirador de 3 CV. con capacidad de 2.400 m³/hora y una depresión de 250 mm. de columna de agua.

Como quiera que el arrastre de minerales muy finos (inferiores a 150 mallas por pulgada lineal) es considerable, para la calcinación de los mismos se dispone de un horno estacionario de tambor rotativo eléctrico de 60 kw. de potencia que trabaja a 618° C.

La instalación dispone de una salida para residuos y de un ventilador que, al mismo tiempo que sostiene una atmósfera oxidante en el interior del horno, lleva un aparato tipo Venturi que realiza una depresión de hasta 100 mm. de columna de agua dentro del horno, arrastrando los gases producidos.

El $As_2\,O_3$ se recoge en dos ciclones en paralelo y los rechazos van a la cámara de enfriamiento del otro horno.

Los productos calcinados del horno rotativo son recogidos en un «skip» que los transporta a una tolva para su posterior tratamiento por separación magnética.

Producción actual del grupo minero

Actualmente la producción es del orden de las 216 t. de scheelita tratadas. La producción para este año y sucesivos se espera alcance la cifra de las 450 t. de scheelita, con lo que se llegaría a doblar la actual producción.

En cuanto al arsénico, la producción de mispíquel es de unas 200 t/año, de las que se obtienen 92 t. de arsénico. Esta producción se obtiene como subproducto en el tratamiento de los mixtos de scheelita, pues no se explota directamente el mispíquel, cuyas existencias son del orden de 100.000 t. de mispíquel al considerar un promedio de un 5 por 100 de rendimiento en peso.

18.5.5 GRUPO MINERO BERTA Y PILAR

Explotador: Angel Luengo Martínez.
Término: San Pedro de Rozados (Salamanca).

Esta explotación se describe en la monografía del estaño, apartado 3.4.4.

18.5.6 GRUPOS MINEROS: Calabor y Manolita

Término: Calabor (Zamora).

Titulares: Estannífera Santa Bárbara y Compañía Estaños Ibéricos.

Esta explotación queda descrita en la monografía del estaño, apartado 8.4.7.

18.5.7 GRUPO MINERO LA PARRILLA (fig. 18.5-18)

Término: Santa Amalia y Almoharín (Badajoz y Cáceres).
Explotador: Cía. Mercantil Minera «Bonilla, S. A.».

El grupo minero de La Parrilla, viejo balneario de aguas minero-medicinales, del que toma el nombre, comprende parte de los términos municipales de Santa Amalia y Almoharín, en las provincias de Badajoz y Cáceres, respectivamente, y las concesiones y permisos que integran este grupo alcanzan en total una superficie de 1.199 ha.

Situación geográfica

Se llega a las concesiones por una pista con 2 km. de recorrido, que parte del km. 307 de la carretera de Madrid a Portugal por Badajoz.

Formación y génesis del yacimiento

El criadero está formado por una serie paralela de filones en dirección N.-S., constituyendo un gran paquete, que es cortado por tres filones cruceros principales. Todo ello armado en pizarras silurianas metamorfizadas, apareciendo en el límite de la segunda aureola metamórfica de un lacolito. Quedan relacionados con los granitos de la sierra de Montánchez (los más próximos), que no afloran en ningún punto cercano a la mina, pero que dejan clara la huella metamórfica.

Los criaderos son clásicos de la fase pegmatítica, y sus menas son: casiterita, scheelita, mispíquel y arsenopirita, apareciendo cuarzo abundante en la ganga, micas y algún nódulo feldespático.

Descripción del criadero

El criadero principal, situado en el cerro llamado de La Parrilla, está compuesto por un gran paquete filoniano con 150 grietas mineralizadas en el conjunto, con salbandas bien definidas en todos ellos. En la intersección de los filones con los cruceros las metalizaciones se elevan notoriamente.

Composición y análisis de los minerales que lo forman

Las menas principales explotadas son las de estaño y wolframio, como se dijo anteriormente (especialmente casiterita y scheelita). La riqueza principal es la scheelita, encontrándose en las zonas más superficiales las siguientes leyes: scheelita, 65 por 100, casiterita, 4 por 100, y en profundidad la ley de estaño baja al 2 por 100.

Las zonas de aluvión ya explotadas contienen una casiterita con ley del 70 por 100 en Sn, pero con un contenido en ácido túngstico del 6 por 100.

En cuanto a la composición de los criaderos, que son la gran reserva de la mina, los contenidos en las menas presentes son: scheelita, 37 por 100; casiterita, 3,7 por 100; sulfoarseniuros, 59,3 por 100.

Reservas actuales

Del estudio practicado en la mina, en donde hubo explotaciones a sacagéneros y que pueden visitarse los trabajos, se ha llegado a las conclusiones siguientes: longitud de la zona mineralizada, 1.500 m.; anchura de la misma, 800 m.

Las grietas discurren en la forma que se describe en el bosquejo geológico, encontrando que estas grietas se prodigan con una frecuencia:

$$f = \frac{1.500}{150} = 10 \text{ m.}$$

si bien en las galerías y trancadas visitadas se encuentra una frecuencia de grietas de:

$$f_o = 3{,}80 \text{ m.}$$

Se toma la primera como más conservadora.

Por lo dicho, el mineral que se puede considerar como «a la vista» se calcula hasta los 40 m., aunque es muy probable que la zona de primera aureola metamórfica ocupe otros 80 m.

Tomando estos 40 m. reconocidos y una potencia media de 0,80 m. por grieta filoniana, se encuentra, por filón:

$$800 \times 40 \times 0{,}80 \times 2 = 51.200 \text{ t.,}$$

y para los 150 filones del campo:

$$T = 150 \times 51.200 = 7.680.000 \text{ t.,}$$

y teniendo en cuenta la ley media de:

$$L = 10 \text{ kg/t.,}$$

se obtiene:

A la vista: 76.800 t.
Posible: 153.600 t.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Los métodos de explotación son elementales, al estar beneficiando solamente las escombreras viejas del cerro de La Parrilla, y los aluviones existentes en la mina Adelaida, que están prácticamente agotados. Se hace todo ello con cuatro palas, dos bulldozers y siete camiones basculantes, que llevan los terrenos de acarreo y las escombreras a los lavaderos.

El cerro de La Parrilla, con una superficie de 1.500 m. de largo y 800 de anchura (paquetes filonianos), piensan explotarlo a cielo abierto, intentando hacer una excavación en estéril y otra comprendiendo los filones, llevándose así las cortas en dos pasadas y tratarán de separar el estéril «in situ».

No será posible este sistema que quieren ensayar, ya que la equidistancia entre los filones del paquete es de 10 m., pero con algunos a menos de 4 m., que no permitirán ni el arranque diferencial, ni el paso de las máquinas, ni una selectividad que es imposible de conseguir. El aprovechamiento sería malo. La ventaja del método sería notable si se pudiese establecer bien esta separación.

Grado de recuperación real del mineral

Por ser un método en proyecto, no puede calcularse con rigurosidad la recuperación de los criaderos, pero en las condiciones en que se han observado las formaciones, esta recuperación no llegaría al 60 por 100 al ser mala la eliminación de los estériles.

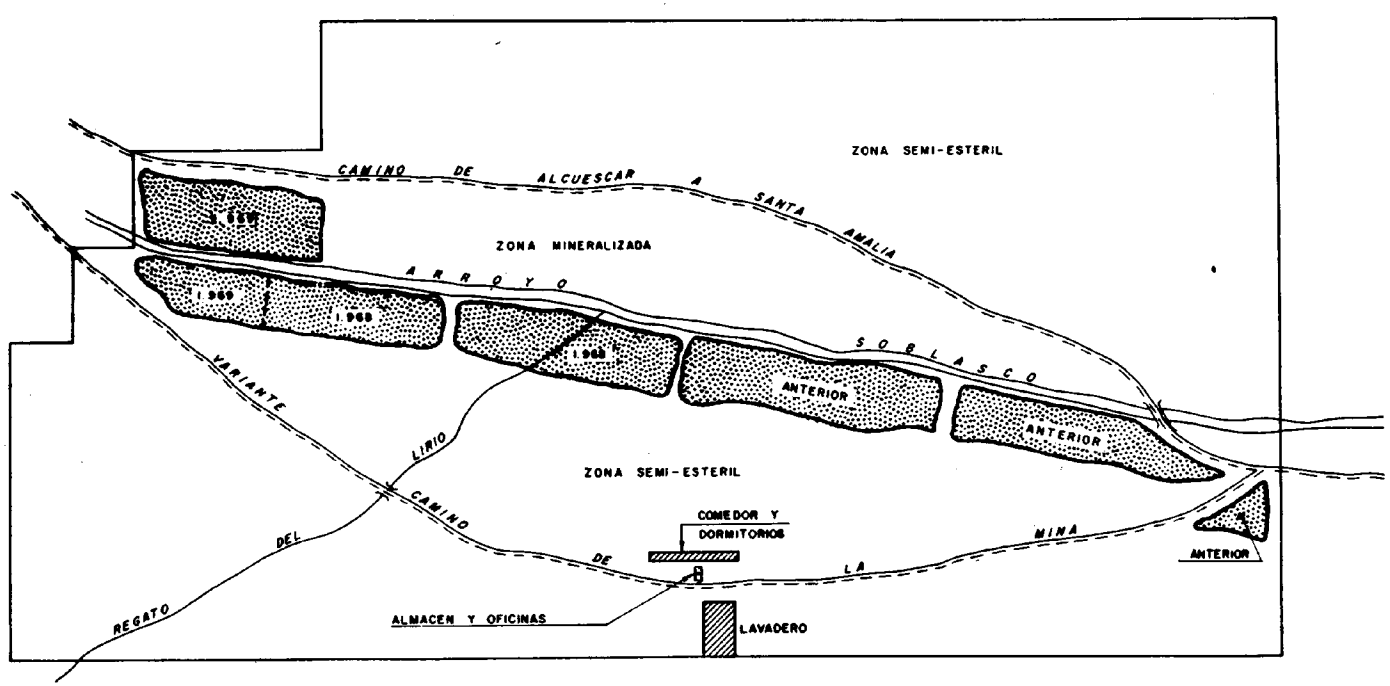
Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Los motivos son los correspondientes a conseguir una mayor capacidad del lavadero, que no está concebido para eliminar grandes tonelajes de estériles. También se observa una falta manifiesta de orientación técnica en la explotación.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

Por la razón antedicha de la escasa recuperación, el método debe abandonarse, sobre todo teniendo en cuenta que en minas

Figura 18.5-18.



0 200 400 600

ESCALA 1 : 10.000

MINA LA PARRILLA, 7768-B

mecanizadas (Merladet, en Salamanca) se llega a explotar con leyes límites de:

$$l = 0{,}400 \text{ kg/t.}$$

Si se tiene en cuenta un precio moderado de 4 ptas/unidad/t. y que los costos en lavadero normal y en condiciones de mecanización del arranque representan 142 ptas/t. (nueve de arranque, 10 de acarreos, 105 de tratamiento, 8 de gastos generales y 10 de amortización), que se redondean a 150, la ley límite para esta explotación sería:

$$L_m \times 70 \times 4 = 150$$
$$L_m = 0{,}535 \text{ kg/t.}$$

Como quiera que al arrancar la totalidad del paquete filoniano se llegaría a una ley media de 2,5 a 3 kg/t., no hay duda de que debe implantarse este método o al menos estudiarlo detenidamente.

Descripción del nuevo método de explotación adoptado o a adoptar

El método es de arranque total por cortas a cielo abierto, con carga y acarreo mecanizado con los elementos que dispone el parque de la mina. El arranque por grandes voladuras abarataría extraordinariamente el costo.

Dificultades para implantar los métodos de explotación

La dificultad consiste en la falta de cribas de preconcentración en el lavadero que se monta para el tratamiento de las zafras. Dos jigs de lecho elástico permitirían la eliminación a 25 mm. de más de un 70 por 100 de estériles.

Inversiones necesarias para llevarlas a cabo

Las inversiones necesarias, dada la gran capacidad de las cribas de este tipo, comprendería el montaje de un Symons Cone más en el circuito, con clasificación a la salida para enviar a circuito general los tamaños inferiores a 2 mm. que entorpecerían la preconcentración. El conjunto de las inversiones se cifra, aproximadamente, en 2.850.000 pesetas.

Estimación en porcentaje sobre el sistema actual de la mejora que supondría en costo, en rendimiento y en producción

Suponiendo que el rendimiento metalúrgico del lavadero llegue al 80 por 100 y con un aprovechamiento del criadero del 60 por 100, se obtendría, en ambos casos, unos rendimientos globales de:

$$n_o = 0{,}80 \times 0{,}60 = 0{,}48 \text{ por } 100$$
$$n_1 = 0{,}80 \times 1{,}00 = 0{,}80 \text{ por } 100,$$

que resulta notoriamente beneficioso, y por lo que debe imponerse el estudio del tratamiento integral.

El sobrecosto por tratamiento y molienda no representaría más de 8,50 a 9 ptas/t. bruta.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

La trituración está constituida por una machacadora de cabeza, con capacidad para 40 t/hora, que es la de lavadero. Se manda en cascada a un Symons Cone de cabeza corta, de cuatro pies, sobre el que se recicla para clasificación cerrada a 7 mm. Los concentrados del Jig se separan como vendible y los mixtos pasan a un molino de barras para tratar el producto sobre mesas.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

El mineral se trata en cribas jib de tipo Pan American, con remolienda de mixtos para tratar sobre mesas Wilfley. Deben cuidarse especialmente los sobremolinos, ya que la scheelita produce muchas lamas que merman el rendimiento metalúrgico.

Breve descripción de los medios de transporte de mineral

Por camiones desde la mina a las fundiciones de Villaralbo, en Zamora.

Recomendaciones del grupo sobre los sistemas a emplear en las explotaciones de los distintos yacimientos

Teniendo en cuenta que se abren otras posibilidades en el cerro de La Morrilla, en donde se han efectuado explotaciones de aluvión, y que el campo filoniano, continuación del de La Parrilla, no está bien reconocido, se insiste en la necesidad de establecer:

a) Explotación masiva de La Parrilla.
b) Reforma adecuada del lavadero.

No existe inconveniente, toda vez que la empresa tiene construida una presa para 50.000 m.³ de agua, y está comenzando la construcción de otra para una capacidad de 1.000.000 de m.³

Se considera la mina, por las reservas con que cuenta, como una de las más importantes, por lo que se la debe prestar la atención debida.

18.5.8. GRUPO MINERO SAN NICOLAS (figuras 18.5-19 a 18.5-22)

Término: Valle de la Serena.

Titular: Minero Metalúrgica de La Serena.

Ocupa el grupo una superficie total de 95 ha.

Mina con mucho historial desde la época de esplendor de los minerales de wolframio (entonces estratégicos) y que pasó por dos etapas, antes de la actual. La primera fue la explotación racional y sistemática por la entidad alemana Montañas del Sur, y, posteriormente, por una legión de sacageneristas (400 ó 500 obreros) que trabajaron desde la superficie o con pequeños pozos y se pagaban al clásico «kileo».

En la actualidad se han beneficiado las escombreras, con un tratamiento simplista en el que solamente han intervenido los finos de las terreras, sin que se haya instalado molienda para el beneficio de los mixtos, teniendo programada una explotación de los filones con laboreo más racional.

Situación geográfica

Se sitúa este grupo en el Valle de la Serena. En la carretera a Badajoz, a 6 km., sale una pista particular a la mina en buen estado, y con un recorrido de 2.500 m. se llega a las instalaciones.

Formación y génesis del yacimiento

El criadero está relacionado con el batolito herciniano de los granitos de la Serena, formándose justamente en un islco

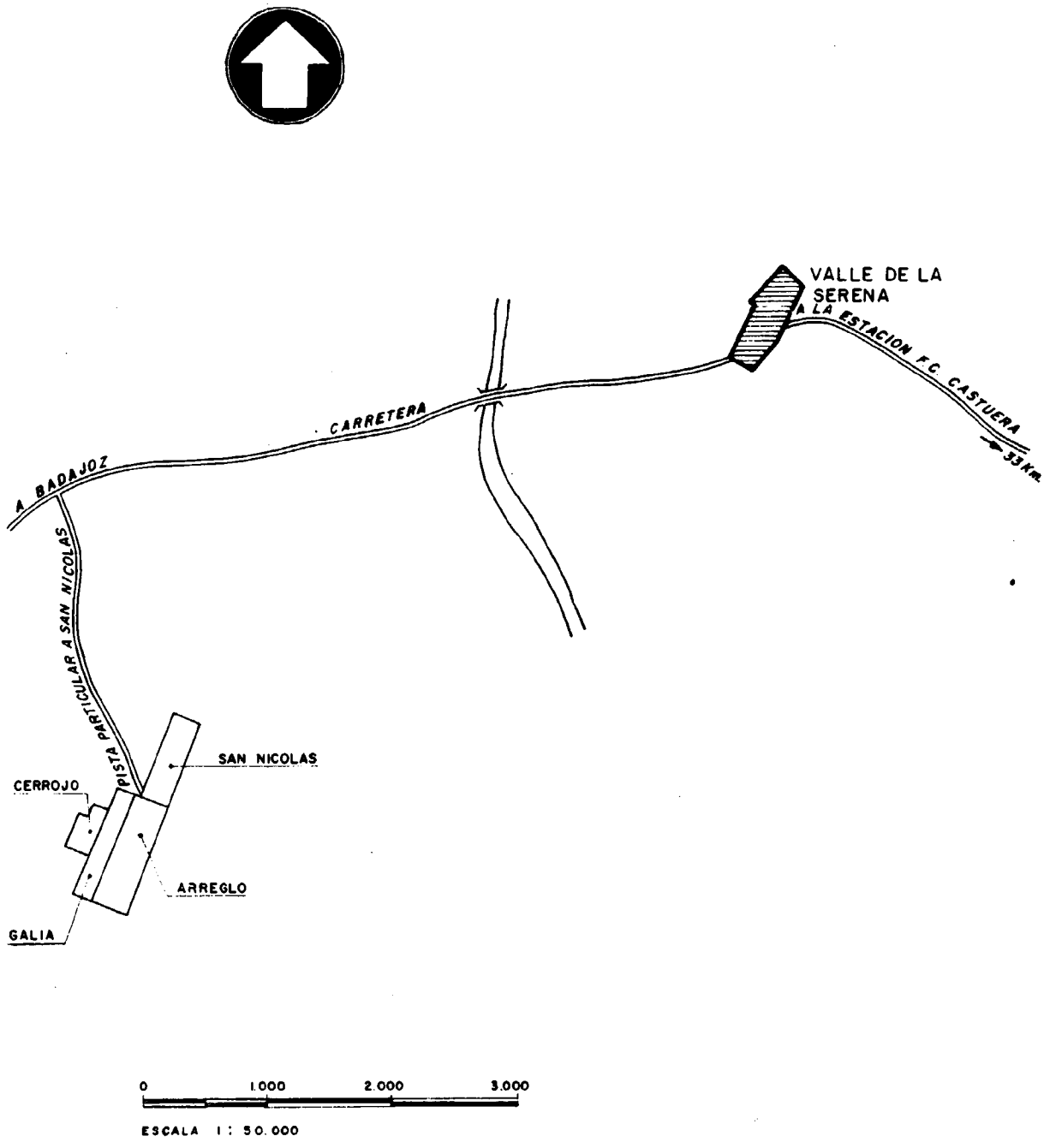


Figura 18.5-19.

que metamorfiza las pizarras y cuarcitas silurianas. La formación es de filones en el contacto de los granitos, y su fase es la pegmatítica.

Descripción del criadero

Los filones tienen un rumbo principal N. 45° E., con ramificaciones que toman dirección E.-O., pero que obedecen al clásico sistema de ramas y ojales. La potencia de los filones va de 0,35 a 0,50 m., con ensanchamientos muy localizados. La riqueza del conjunto de las menas en estos criaderos va de 4 a 7 kg./m.² de filón, y la corrida de éstos que se tiene reconocida es de 400 a 800 m.

Estos filones se prolongan hacia la concesión Fraternidad y se enriquecen entonces en casiterita hasta una ley de 5 kg/m.² de filón, sin que se haya insistido nunca mucho en realizar trabajos de continuidad por haberles interesado principalmente el wolframio.

Composición de los minerales que lo forman

Los análisis de los minerales obtenidos acusan:

Concentrados de wolframio:

	Porcentaje
WO_3	54,96
Fe	17,47
Mn	6,78
$S_i\ O_2$	2,77
Sn	0,03
As	0,27
S	Indicios.
$P_2\ O_5$	0,05
Bi	0,09
Mo	0,26
Cu	0,01

Concentrados de bismuto:

	Porcentaje
Bi	56,90
WO_3	7,83
Fe	3,31
Sn	1,14
$Si\ O_2$	3,16
Cu	Indicios.

Se ve que, a pesar de tener un contenido de:

$$1{,}140 + 0{,}03 = 1{,}143 \text{ por } 100 \text{ en estaño,}$$

no se hace su separación en la mina ni llega a pagarse por los compradores del bismuto. Hay que señalar la aparición de molibdeno en los concentrados de wolframio.

Reservas actuales

Las reservas de wolframio y estaño son:

a) Minerales de wolframio y bismuto en la continuación en profundidad de los filones explotados en las cotas superiores.

b) Reserva posible de minerales de estaño en la prolongación hacia la concesión Fraternidad.

GRUPO SAN NICOLAS

(Valle de la Serena)

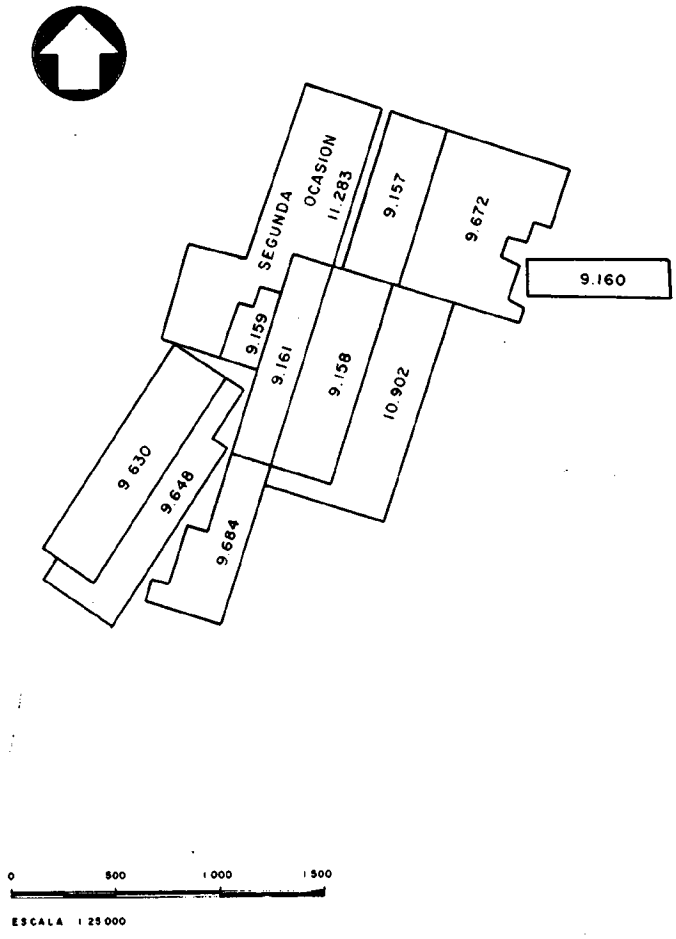


Figura 18.5-20.

b) *Minerales de wolframio y bismuto*

FILON	Corrida — *Metros*	Potencia — *Metros*	Profundidad — *Metros*	Superficie — m^2	Kg./m²	Toneladas menas
4	800	0,50	75	60.000	4	240
2 (N.)	500	0,40	75	37.500	5	187
2 (S.)	300	0,40	75	22.500	5	112
3	400	0,35	75	30.000	6	180
1 (N.)	400	0,45	75	30.000	7	210
1 (S.)	400	0,30	75	30.000	7	210
TOTAL	2.800			210.000		1.139

b) *Casiterita*

Por la formación de los filones se calcula que sólo se prolongan cuatro de ellos en una corrida ya prospectada de 600 m. y con una potencia de 40 cm. Los rendimientos medios conseguidos en las prospecciones realizadas acusan una riqueza de 5 kg/m² de filón sin que se conozca la proporción de wolframio ni de bismuto. Según esto se obtiene:

Corrida total..... 4 × 600 = 2.400 metros.
Profundidad..... 100 metros.
Superficie..... 240.000 m².
Mineral contenido.. 5 × 240.000 × 10^3 = 1.200 t. de casiterita.

Teniendo en cuenta la proporción de bismuto y otros elementos en la valoración *a)*, se deduce como posibilidad de este grupo minero:

	Toneladas
Minerales de wolframio	1.070
Minerales de bismuto	69
Minerales de estaño	1.200

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

En la actualidad solamente se benefician las viejas escombreras y se están trazando niveles para la preparación de la mina por debajo de la galería del filón 4 y otras en la zona superior del filón 2. Las escombreras son tratadas en un lavadero montado en la zona más alta de las concesiones.

Ventajas e inconvenientes del sistema

Piensan seguir el método de explotación por realces, implantado por la antigua empresa Montañas del Sur. El sistema se considera acertado, dada la continuidad de los filones.

Grado de recuperación real del mineral

La recuperación que se puede obtener con una bonanza de hastiales (cuarcitas en su mayoría), aunque se rellena el filón en profundidad por granitos descompuestos, es del 85 por 100.

GRUPO MINERO SAN NICOLAS

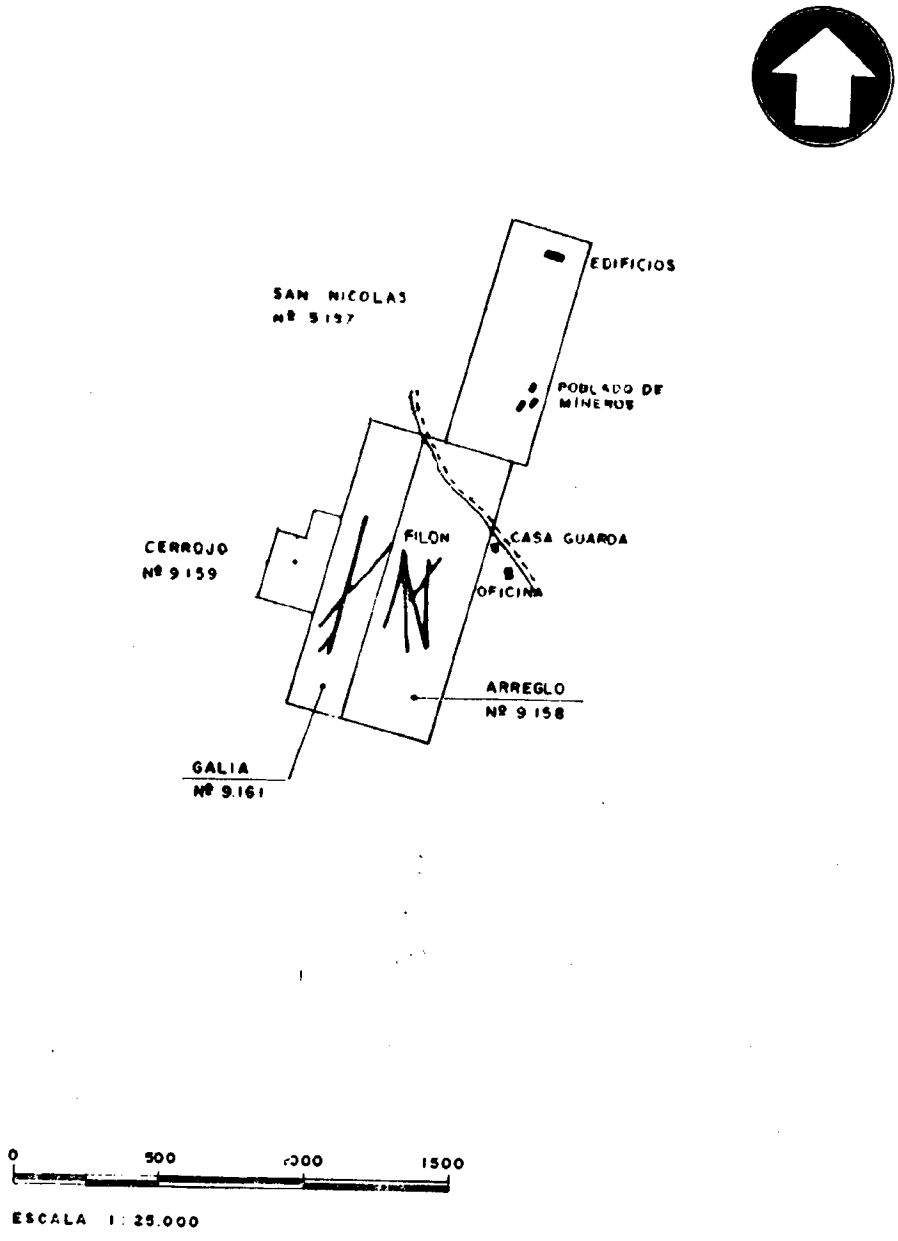


Figura 18.5-21.

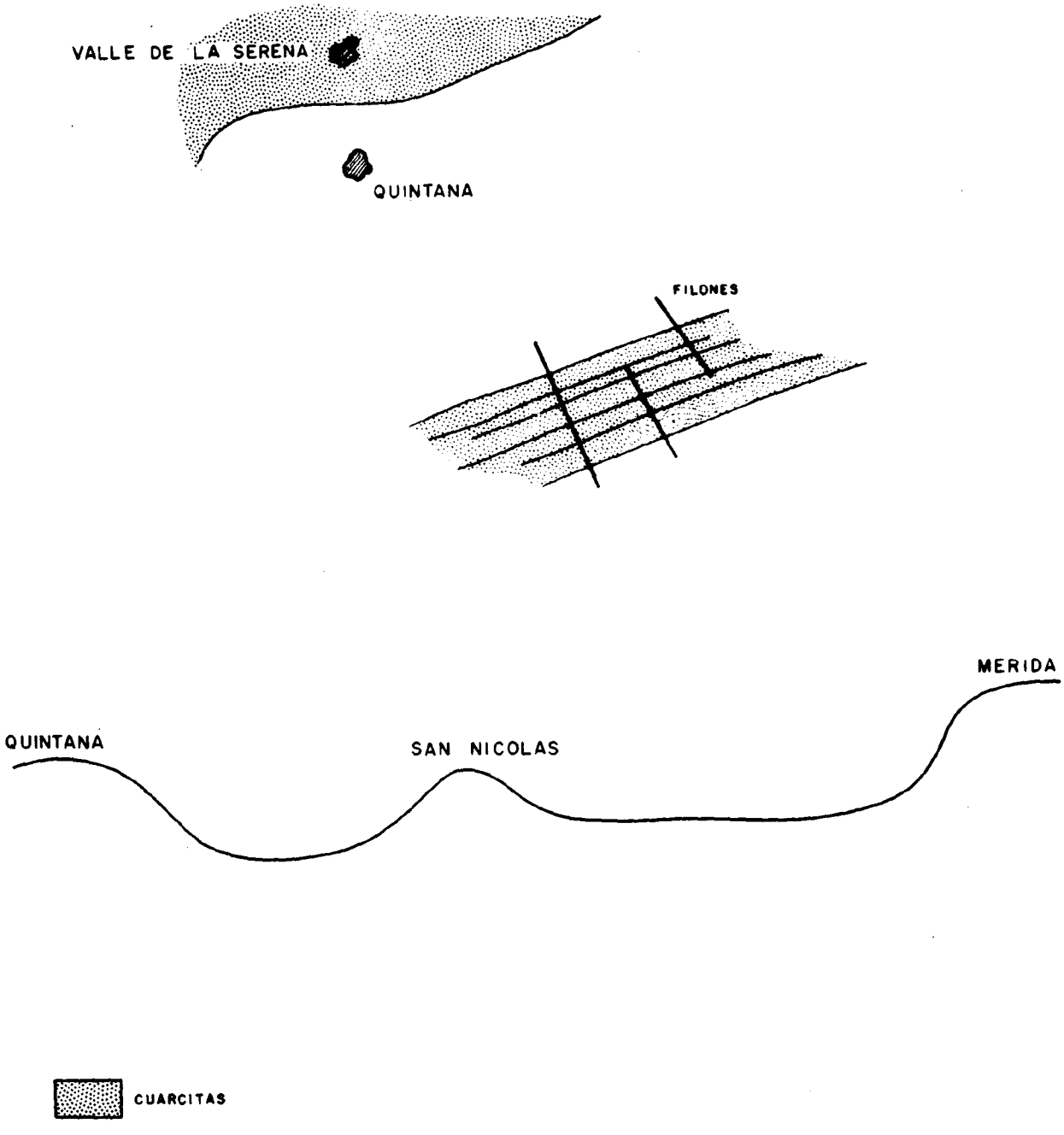


Figura 18.5-22.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Se estima que el método elegido es el idóneo.

Mejoras posibles en los métodos de explotación utilizados

No se considera necesario aconsejar otro sistema de explotación, lo que sí se recomienda en todo el conjunto es una mayor actividad en los trazados, tanto en la zona profunda de wolframio (continuación de las columnas mineralizadas) como en las zonas del estaño.

Instalaciones complementarias

Los lavaderos actuales son de aprovechamiento de finos de las escombreras y se va a proyectar un lavadero nuevo para el tratamiento de las zafras de la mina y para la molienda de los mixtos que han sido separados en el tratamiento rudimentario de las terreras viejas.

El bismuto lo separan por tratamiento con ácido clorhídrico y lixiviación.

Recomendaciones del grupo sobre los sistemas a emplear en las explotaciones de los distintos yacimientos

Las recomendaciones pueden resumirse del siguiente modo:

a) Electrificación de la mina, por estar trabajando con grupos electrógenos.

b) Intensificación de los trabajos de preparación.

c) Estudio bien meditado del nuevo lavadero

Extracción realizada

La producción obtenida de esta mina se calcula en:

T = 6.500 t. de concentrados.

Producción actual de cada mina

La producción actual de la mina, con tratamiento sólo de escombreras, es de 5 t. mensuales de concentrados.

18.5.9 GRUPO MINERO Mina Cuenca.

Explotador: Varios titulares, con una única actividad.

Provincias de Córdoba y Jaén.

Se comprende en este conjunto el célebre Cerro del Vidrio, que fue objeto de una inusitada actividad, así como también el llamado Atalayón del Judío, compendiándose en la misma génesis y posibilidades, aunque se diferencien en la forma de presentarse los filones. De todas estas minas, la única que presenta una actividad interesante es la mina Cuenca, que explota la entidad Eufemio Caballero. La superficie comprendida por las concesiones es de 651 hectáreas.

Situación geográfica

Salvo las concesiones Santa Margarita y Cerro del Wolfram número 4, que se encuentran en término de Cardeña, el resto está en el de Montoro. Su acceso es aceptable por la carretera general de Montoro a Cardeña, para el grupo del Retamoso, y, en general, por la de Andújar a Villanueva de Córdoba, el de Vidrio.

Formación y génesis del yacimiento

Está formado al margen del gran batolito granítico de los Pedroches, cuyos bordes constituyen una intensa metamorfización con las pizarras y cuarcitas del cambriano y del siluriano. Secuela natural del batolito herciano son las aportaciones de lacolitos y diques que se intensifican en los cerros del Retamoso y del Vidrio; los lacolitos o isleos hipogénicos, cuando se hace la ingestión de las pizarras y cuarcitas, las metamorfizan, las abren en infinidad de grietas y metalizan estas fisuras filonianas. Son criaderos, pues, de trama batolítica, aunque su armadura no encaje exactamente en el granito.

Descripción del criadero

Estas formaciones culminan en dos formas: la filoniana, con red seudoparalela o en dos sistemas de direcciones fijas, y la reticular. La primera se presenta en la mina Cuenca, y la segunda en Cerro del Vidrio. Tanto en una como en otra de las modalidades de formación, el filón o la red, tiene potencias pequeñas, con máximos de 40 cm. de caja de mina, rellena de cuarzo y algún elemento termógeno.

Composición y análisis de los minerales que lo forman

Las menas principales son la wolframita, o su mineral secundario (scheelita), y algún escaso episodio de casiterita; en ambos casos se llega a unas leyes del 62 al 72 por 100 en WO_3, tanto en la volframita como en la scheelita. En los concentrados se encuentra As, Bi, Au y Mo, sin consideración ponderal.

En la mina Cuenca se encuentran las siguientes metalizaciones:

Filón A: Wolframita.
Filón B: Wolframita.
Filón C: Wolframita + scheelita.
Filón D: Scheelita.

La distorsión de los dos últimos es de 45°.

La mina Guadalajara, situada en el Atalayón del Judío, a corta distancia de la anterior, presenta una red con pequeños filones reconocida hasta una profundidad de 50 m., con ley media de zafras del conjunto de 3 kg/t. Esta mina no ha sido bien investigada para una preparación.

El Cerro del Vidrio, que es un clásico stockwerk en las pizarras silicificadas y en las cuarcitas duras (cornubianitas), se sitúa en el borde sur del batolito, delimitándose bien la primera aureola metamórfica, difuminándose al norte por asomos de diques aplíticos y granitos diferenciados (pegmatíticos) y seguidos por anortitas que le dan aspecto de sienitas típicas, para pasar seguidamente a los granitos berroqueños.

Reservas actuales

Las reservas de minerales contenidos se estima en cada una de las minas y zonas como sigue:

a) Mina Cuenca. Se considera una profundidad media de 40 m. bajo la cota explotada y las potencias que se indican, con lo que se llega a las cifras siguientes:

Filón	Corrida — *Metros*	Profundidad — *Metros*	Potencia — *Metros*	Ley Kg./t.
A.....	1.000	40	1,50	2,00
B.....	1.000	40	1,00	3,00
C.....	1.000	40	0,50	3,00
D.....	1.000	40	0,50	3,00

Con ello resultan las siguientes valoraciones:

Filón	Superficie — m^2	Volumen — m^3	Mineral bruto — *Toneladas*	Mineral vendible — *Toneladas*
A.....	40.000	60.000	120.000	240,00
B.....	40.000	40.000	80.000	240,00
C.....	40.000	20.000	40.000	120,00
D.....	40.000	20.000	40.000	120.00

$$t_a = 720 \text{ t.}$$

b) Mina Guadalajara. La zona reconocida tiene una corrida de 40 m., con anchura de 12 m. y ley media del conjunto de 3 kg/t., resultando, para una profundidad mínima de 100 m.:

$$S = 480 \text{ m.}^2$$
$$V = 48.000 \text{ m.}^3$$
$$T = 96.000 \text{ t.,}$$

con lo que se llega a un mineral posible de:

$$t_b = 288 \text{ t.}$$

c) Grupo Cerro del Vidrio. La gran anarquía con la que se llevaron a cabo las explotaciones por sacagéneros impide tener datos ciertos de leyes, ya que variaron de unos puntos a otros entre 0 y 30 kg/t., sin que se haya calculado en ningún momento la ley media del conjunto.

En las viejas terreras se evalúan 200.000 t., en las cuales estiman los mineros que trabajaron en estas labores una ley de 2 kg/t., lo que es muy posible, ya que se encuentran muchas muestras de mixtos. No es aventurado cifrar las escombreras en 400 t. de wolframio y scheelita.

En cuanto al gran stockwerk, proporciona las cifras siguientes:

$$S = 250.000 \text{ m.}^2$$
$$V = 50 \times S = 12.500.000 \text{ m.}^3$$
$$T = 25 \times 10^6 \text{ t. brutas.}$$

Para el conjunto se supone una ley de 0,6 kg/t., resultando una posibilidad de:

$$t = 25 \times 10^6 \times 0{,}6 \times 10^{-3} = 15.000 \text{ t.,}$$

que sumadas a las terreras dan una posibilidad de:

$$t_c = 15.400 \text{ t.}$$

Aparte de filones aislados, con muy escasas reservas, el conjunto Montoro-Cardeña arroja un total de:

$$T = t_a + t_b + t_c = 16.408 \text{ t.}$$

Estudio de cada yacimiento

Todas las minas de este grupo están inactivas y fueron explotadas por socavones y algún pozo, con galerías en dirección, pero sin constituir lo que se llama un sistema de explotación. Solamente en dos puntos de la mina Cerro del Wolfram se hizo algún realce. La única mina que actualmente tiene actividad es Cuenca, y su explotación es por realces-almacén.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Por realces con almacén, ya que los hastiales son muy resistentes, al extremo de no precisar fortificación alguna.

Ventajas e inconvenientes del sistema

No se ven inconvenientes al sistema, ya que la marcha se sigue de manera metódica, teniendo equilibradas las fases de investigación, preparación y explotación.

Los niveles se trazan a 25-30 m., con lo que el costo de preparación y explotación de los realces se hace bastante económico.

Grado de recuperación real del mineral

La recuperación es del 90 por 100, ya que, por no ser necesarias, apenas se dejan llaves de protección.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Por la facilidad y economía que lleva implícito el método.

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

No se piensa otro método por el momento, pero será necesario extraer por pozo, cuando el relieve del terreno no permita la formación de pisos con socavones.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

La trituración se realiza con tres molinos Humbolt en cascada para llegar a un producto de 0-4 mm. Estos molinos y la totalidad del lavadero se mueven con un grupo generador de 100 KVA. La capacidad máxima de la molienda es de 2 t/hora.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

El producto procedente de los molinos pasa a dos mesas de sacudidas, sistema portugués, con recuperación dudosa del 65 por 100, por las características de estas mesas.

Breve descripción de los medios de transporte de mineral

El mineral se transporta en camiones a fundiciones de Medina del Campo.

Recomendaciones del grupo sobre los sistemas a emplear en las explotaciones de los distintos yacimientos

Las recomendaciones en la mina Cuenca se reducen a un cambio total del lavadero, donde deben tratarse 200 t/día con el sistema de trituración primario y molienda secundaria, sustituyendo las mesas gallegas (también llamadas portuguesas) por mesas Wilfley, previa clasificación para tratar los mayores de 2 mm. en jig. La mina debe electrificarse.

El grupo del Cerro del Vidrio requiere una explotación masiva, si en los previos estudios se llega a la ley límite de explotabilidad, instalando grandes molinos Kenedy para la trituración y los Symons Cone para la molienda primaria. Jigs de lecho elástico eliminarían el 65-70 por 100 de los estériles, y solamente se llevaría a la molienda secundaria el resto para su posterior tratamiento en Jigs y mesas Wilfley. El conjunto de las instalaciones para la puesta en marcha racional de la mina representaría una inversión de:

$$C = 35.000.000 \text{ de ptas.}$$

que supone un costo de primer establecimiento de:

c_o = 1,40 ptas/t. bruta y
c_1 = 2.271,72 ptas/t. vendible

Extracción realizada

La producción de estas minas de la que se tiene noticias es de 2.500 t.

Producción actual de cada mina

Paralizadas, menos la mina Cuenca, con:

T = 1.200 t. brutas
t = 2 t. vendibles

18.6 OBJETIVOS DE PRODUCCION

Las minas más importantes en la actualidad, desde el punto de vista de la producción, son:

	Toneladas	Porcentaje
Merladet	216	25
Santa Comba	120	14
San Finx	120	14
Monte Neme	120	14
	576	67

Es decir, que cuatro minas producen aproximadamente el 67 por 100 de la producción total. Sus producciones son superiores a 120 t/año de concentrados, siendo conveniente hacer notar que no son precisamente las de mayores reservas. En el futuro parece posible la siguiente distribución por importancia de producción:

	Toncladas	Porcentaje
Monteneme	720	22,0
Silleda	364	11,0
Berta y Pilar	300	9,5
Anarbellas	300	9,5
La Parrilla	288	9,0
Merladet	216	7,0
Santa Comba	168	5,5
San Finx	225	7,5
Calabor	120	4,0
TOTAL	2.701	85

Se observa que nueve grupos mineros pueden llegar a producir el 85 por 100 de la producción, pero para ello hay que poner en explotación cuatro de ellos que, por el momento, están parados. Estas producciones, que se consideran posibles, no entran, por el momento, en los proyectos de los explotadores, que parecen tender a las siguientes:

	Toncladas
Monteneme	150
Silleda	364
Berta y Pilar	10
Anarbellas	300
La Parrilla	700
Merladet	450
Santa Comba	120
San Finx	120
Manolita y Calabor	—
TOTAL	2.214

La posible tendencia de la producción de las minas se especifica en los cuadros números 18.6-1 y 18.6-2, denominados, respectivamente, «Previsión de explotadores» y «Previsión racionalizada», siendo esta última la que se entiende pueden producir las minas, conforme a un criterio razonable de explotación, en consonancia con la importancia del criadero.

La producción de concentrados, por lo tanto, puede oscilar, siendo posible, dada la naturaleza tan especial del mercado de esta sustancia, que las cifras de producción estén en relación con los precios y sean del orden siguiente:

	1971	1972	1973	1974	1975	1980
1) A 2,50 pts. unidad.	900	850	650	400	200	50
2) A 3,50 (230 pts/kg).	1.000	1.000	1.200	1.400	1.600	2.000
3) A 5,40 pts. (350 pts/kilogramo) unidad..	1.000	1.200	1.500	1.700	2.000	3.000

UNIDAD: t.

Las inversiones necesarias serán, en cada caso:

	1971	1972	1973	1974	1975	1980
1)	30	20	15	10	4	1
2)	45	40	50	55	65	90
3)	45	55	70	80	90	150

UNIDAD: Millones de ptas.

Parece razonable, en base a la situación de los años anteriores, situarse ante una expectativa que se asemeja al supuesto 2), por lo que es de esperar realmente una producción de unas 1.600 t. de concentrados para 1975 y 2.000 para el año 1980.

El personal necesario en los diferentes años será, según las distintas hipótesis, el siguiente:

	1969	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1980
1)	800	1.100	1.200	1.100	700	600	500	90
2)	800	1.100	1.600	1.600	1.700	2.000	2.000	2.900
3).....	800	1.100	1.600	1.800	2.200	2.500	2.800	4.000

Ello supone la creación de más de 2.000 puestos de trabajo. No obstante, como parte de las minas son mixtas de estaño y wolframio, la cifra real de creación de puestos de trabajo hay que repartirla entre las dos sustancias, correspondiendo al wolframio unos 800.

En cuanto a la exportación, viene condicionada al consumo interior, que a su vez depende en gran manera de la eficacia de las fabricaciones de aceros especiales nacionales que utilizan el tungsteno (de los cuales, aunque parece existir un consumo actual potencial de 700 t. de WO_3 contenido y de 1.000 t. de WO_3 para 1975, no se consumirá en esa proporción, debido a importaciones en dura competencia y que las industrias consideran en claro dumping). Por el momento, este consumo interior no supera las 400 t. de mineral, distribuyéndose aproximadamente como sigue:

Ferroaleaciones, 150 t.
Aceros especiales, 80 t.
Pulvimetalurgia, 200 t.

En ferroaleaciones solamente existe una empresa en España, por el momento, que fabrique el ferrotungsteno, Ferroaleaciones Españolas, S. A. (Medina del Campo, Valladolid).

Las empresas de aceros especiales principales consumidoras de tungsteno son: S. A. Echevarría, Patricio Echevarría, S. A., y la S. E. de Construcción Naval (Remón).

En pulvimetalurgia hay 15 empresas cuyo volumen individual de absorción de mineral es más bien reducido.

La evolución estimada del consumo interior de concentrados es la siguiente:

1971	1972	1973	1974	1975	1980
430	500	600	700	800	1.300

UNIDAD: t.

En caso de que se logren adoptar medidas adecuadas en el sector siderometalúrgico los consumos pueden aumentar con-

CUADRO 18.6-1

WOLFRAMIO. PREVISION EXPLOTADORES

MINAS	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Silleda	— —	75.000 364	75.000 364	75.000 364	75.000 364	75.000 364	75.000 364	75.000 364	75.000 364	75.000 364	75.000 364
Monteneme	240.000 120	240.000 120	240.000 120	240.000 120	240.000 120	300.000 150	300.000 150	300.000 150	300.000 150	300.000 150	300.000 150
Grupo Verín	45.000 12	45.000 12	45.000 12	45.000 12	45.000 12	45.000 12	45.000 12	45.000 12	45.000 12	45.000 12	45.000 12
Grupo San Finx	24.000 120	24.000 120	24.000 120	24.000 120	24.000 120	24.000 120	24.000 120	24.000 120	24.000 120	24.000 120	24.000 120
Santa Comba	50.000 120	50.000 120	50.000 120	50.000 120	50.000 120	50.000 120	50.000 120	50.000 120	50.000 120	50.000 120	50.000 120
Merladet	216.000 216	216.000 216	216.000 216	216.000 216	450.000 450	450.000 450	450.000 450	450.000 450	450.000 450	450.000 450	450.000 450
Anarbellas	— —	— —	— —	75.000 300	75.000 300	75.000 300	75.000 300	75.000 300	75.000 300	75.000 300	75.000 300
Claudina	11.000 44	11.000 44	11.000 44	11.000 44	11.000 44	11.000 44	11.000 44	11.000 44	11.000 44	11.000 44	11.000 44
San Pedro	1.000 2	1.000 2	1.000 2	1.000 2	1.000 2	1.000 2	1.000 2	1.000 2	1.000 2	1.000 2	1.000 2
San José	1.400 3	1.400 3	1.400 3	1.400 3	1.400 3	1.400 3	1.400 3	1.400 3	1.400 3	1.400 3	1.400 3
Adoración	1.200 5	1.200 5	1.200 5	1.200 5	1.200 5	1.200 5	1.200 5	1.200 5	1.200 5	1.200 5	1.200 5
Berta y Pilar	5.000 10	5.000 10	5.000 10	5.000 10	5.000 10	5.000 10	5.000 10	5.000 10	5.000 10	5.000 10	5.000 10
Santa Genoveva	400 4	— —	— —	— —	— —	— —	— —	— —	— —	— —	— —
Alegría	5.000 31	5.000 31	5.000 31	5.000 31	5.000 31	5.000 31	5.000 31	5.000 31	5.000 31	5.000 31	5.000 31
San Andrés	500 3	500 3	500 3	500 3	500 3	500 3	500 3	500 3	500 3	500 3	500 3
La Parrilla	29.000 —	29.000 288	75.000 700	75.000 700	75.000 700	75.000 700	75.000 700	75.000 700	75.000 700	75.000 700	75.000 700
Virgen de Gracia	12.000 24	12.000 24	12.000 24	12.000 24	12.000 24	12.000 24	12.000 24	12.000 24	12.000 24	12.000 24	12.000 24
Mina San Nicolás	10.000 60	10.000 60	10.000 60	20.000 120	20.000 120	20.000 120	20.000 120	20.000 120	20.000 120	20.000 120	20.000 120
Mina Cuenca	14.400 24	14.400 24	14.400 24	14.400 24	14.400 24	14.400 24	14.400 24	14.400 24	14.400 24	14.400 24	14.400 24
TOTAL	665.900 1.086	740.500 1.446	786.500 1.858	871.500 2.218	1.110.550 2.452	1.165.500 2.482	1.165.500 2.482	1.165.000 2.482	1.165.000 2.482	1.165.000 2.482	1.165.500 2.482

WOLFRAMIO. PREVISION RACIONALIZADA

MINAS	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980
Silleda	—	—	75.000	75.000	75.000	75.000	75.000	75.000	75.000	75.000	75.000
	—	—	364	364	364	364	364	364	364	364	364
Monteneme	—	240.000	240.000	480.000	480.000	480.000	480.000	480.000	480.000	900.000	900.000
	—	192	192	384	384	384	384	384	384	720	720
Grupo Verín	—	45.000	45.000	60.000	60.000	60.000	120.000	120.000	120.000	120.000	120.000
	—	12	12	16	16	16	32	32	32	32	32
Grupo San Finx	—	24.000	30.000	30.000	30.000	30.000	45.000	45.000	45.000	45.000	45.000
	—	120	150	150	150	150	225	225	225	225	225
Santa Comba	—	50.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000
	—	120	168	168	168	168	168	168	168	168	168
Merladet	—	216.000	216.000	216.000	216.000	216.000	216.000	216.000	216.000	216.000	216.000
	—	216	216	216	216	216	216	216	216	216	216
Claudina	—	11.000	11.000	11.000	11.000	11.000	11.000	11.000	11.000	11.000	11.000
	—	44	44	44	44	44	44	44	44	44	44
San Pedro	—	2.000	8.000	8.000	8.000	126.000	126.000	126.000	126.000	126.000	126.000
	—	4	16	16	16	240	240	240	240	240	240
San José	—	1.230	1.230	1.230	1.230	1.230	1.230	1.230	1.230	1.230	12.30
	—	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Adoración	—	1.200	1.200	1.200	1.200	1.200	1.200	1.200	1.200	1.200	1.200
	—	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Berta y Pilar	—	5.000	75.000	75.000	75.000	75.000	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000
	—	10	150	150	150	150	300	300	300	300	300
Santa Genoveva	—	400	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alegría	—	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000
	—	31	31	31	31	31	31	31	31	31	31
San Andrés	—	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500
	—	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
La Parrilla	—	28.800	28.800	28.800	28.800	28.800	28.800	28.800	28.800	28.800	28.800
	—	288	288	288	288	288	288	288	288	288	288
V. de Gracia	—	12.000	12.000	12.000	12.000	12.000	12.000	12.000	12.000	12.000	12.000
	—	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24
San Nicolás	—	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000
	—	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60
Mina Cuenca	—	14.400	14.400	14.400	14.400	14.400	14.400	14.400	14.400	14.400	14.400
	—	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24
Manolita y Calabor.	—	—	—	—	—	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000	60.000
	—	—	—	—	—	120	120	120	120	120	120
TOTAL	—	666.530	833.130	1.163.130	1.163.130	1.341.130	1.491.130	1.491.130	1.491.130	1.911.130	1.911.130
	—	1.159	1.749	2.254	2.245	2.589	2.830	2.830	2.830	3.166	3.166

18.7 COMERCIO EXTERIOR EN ESPAÑA

Las posibilidades de producción de minerales de wolframio en España superan a la demanda, por lo que forzosamente habrán de producirse exportaciones como hasta el presente. Por ello parece conveniente señalar la capacidad de consumo de los países más importantes:

PAISES	1961/65	1966	1967	1968
Gran Bretaña	6.361	7.420	6.151	6.185
Alemania R. F.	4.938	5.228	4.411	5.033
Japón	3.278	3.290	5.116	(1) 2.835
Austria	3.036	3.515	2.599	2.080
Canadá	1.674	2.534	s. d.	2.359
EE. UU	8.409	9.789	8.030	s. d.

UNIDAD: t.
FUENTE: The Comonwealth Secretariat (G. B.).
(1) Sólo importaciones.

En cuanto a los antecedentes del comercio exterior, en los años pasados, se detallan a continuación en las tres partidas que se considerarán de más interés, y que son: 21.01.21 (scheelita), 21.01.29 (los demás) y 73.02.31 (ferro-wolframio).

P. A. 21.01.21, SCHEELITA

Año	IMPORTACION		EXPORTACION		Saldo — *Millones de pesetas*
	Toneladas	Millones de pesetas	Toneladas	Millones de pesetas	
1964	121,96	6,17	50,71	3,36	— 2,81
1965	191,48	17,70	40,49	4,78	— 12,92
1966	136,16	19,89	74,08	12,86	— 7,03
1967	116,11	20,05	187,32	40,31	+ 20,26
1968	27,80	5,00	148,33	35,07	+ 30,07
1969 (1)	—	—	40,00	10,83	+ 10,83

P A. 21.01.29, LOS DEMAS

1964	25,03	1,50	105,40	6,18	+ 4,68
1965	—	—	206,00	15,94	+ 15,94
1966	—	—	—	—	—
1967	—	—	—	—	—
1968	—	—	183,07	35,31	+ 35,31
1969 (1)	—	—	112,00	24,21	+ 24,21

(1) Primer semestre.

P. A. 73.02.31, FERRO-WOLFRAMIO

Año	IMPORTACION		EXPORTACION		Saldo — *Millones de pesetas*
	Toneladas	Millones de pesetas	Toneladas	Millones de pesetas	
1964	12,00	1,40	—	—	— 1,40
1965	53,77	9,73	—	—	— 9,73
1966	30,00	7,98	0,54	0,34	— 7,64
1967	20,35	6,73	—	—	— 6,73
1968	49,55	17,55	—	—	— 17,55
1969 (1)	21,00	8,40	—	—	— 8,40

(1) Primer semestre.

El régimen de comercio es libre; por otra parte, los derechos arancelarios correspondientes a los diversos productos del wolframio son:

	Definitivos — *Porcentaje*	Transitorios + *Porcentaje*	Impuesto compensador — *Porcentaje*
21.01.21	5	3,0	8
21.01.29	9	3,8	8
73.02.31 ferrowolframio	9	12,5	10
81.01.A-(Wolfram en bruto, en polvo)	20	15,0	10
A-2 (masas, desperdicios, desechos)	20	15,0	10
B - Barras	25	15,0	13
C - Plaquitas	25	15,0	13
D -	25	15,0	12

18.8 CONTRATOS INTERNACIONALES

Para los contratos internacionales se utiliza la fórmula B de Hamburgo, que se adjunta. No obstante, parece ser que las ventas de mineral racional se efectúan a precios inferiores a los que se establecen en la misma.

CONTRATO B DE HAMBURGO

Con esta fecha hemos vendido a ustedes la siguiente mena de wolframio, de buena calidad comercial, conteniendo un mínimo del 65 por 100 de WO_3, máximo 1,5 por 100 de Sn y máximo 0,2 por 100 de As.

Precio ..... t. (5 por 100 en más o en menos) en las condiciones siguientes:
..... por unidad de WO_3 y t. de 2.240 lbs. (1.016 kg.) peso neto de mineral seco, c. i. f. .....
Los envases serán propiedad de los compradores.

Embarque

Desde ..... durante .....

Toma de muestras y pesos

Incluyendo la verificación de humedad, tendrá lugar en el puerto de destino, o, si es en Inglaterra, en los almacenes del comprador, por o bajo la supervisión de una firma designada de mutuo acuerdo, pagando cada parte la mitad de los gastos ocasionados. Cada partida de 25 t. de mineral como máximo requerirá una toma de muestra y subsiguiente análisis y formará un lote. Para cada lote, por tanto, se efectuará un análisis de la muestra correspondiente, y, al realizarse el envío, se señalará cada lote con marca distinta.

Análisis

Deberá verificarse por uno de los siguientes laboratorios, que designarán los compradores y vendedores de común acuerdo:

— Mr. Alfred H. Knight, de Liverpool.
— Messrs. Benedict Kitto & Sons, de Londres.
— Staatshuttenlaboratorium, de Hamburgo, o
— The University Laboratory, de Grenoble.

Los resultados de este análisis tendrán carácter definitivo entre compradores y vendedores, quienes sufragarán los gastos por partes iguales.

Forma de pago

El 80 por 100 del importe de la factura provisional, a base de un contenido del 65 por 100 de WO_3, se satisfará al contado contra entrega de documentos de embarque, y el resto, a la presentación de las facturas definitivas. Si a la llegada del buque todavía no hubieran sido presentados los documentos por los vendedores, todos los gastos adicionales que ello pudiera ocasionar serían de cuenta de los mismos.

Penalidades

Para cada lote, del que se han tomado muestras y realizado el correspondiente análisis, tal y como se ha indicado, se aplicarán penalidades por las impurezas que excedan de los límites establecidos.

Calidad

En caso de diferencia, en cuanto a la calidad y contenido, los compradores no tendrán derecho a rechazar la mercancía, siempre que el contenido de WO_3 no sea inferior al 55 por 100 y/o el de As superior al 2 por 100, sino que tendrán que admitir la mercancía con los siguientes descuentos, que deberán ser concedidos por los vendedores.

Contenido de WO_3

En caso de que el contenido de WO_3 fuera inferior al 65 por 100, deberán hacerse los siguientes descuentos:

Por cada tanto por ciento de WO_3 inferior al 65 hasta el 60 inclusive, 3 peniques.

Por cada tanto por ciento de WO_3 inferior al 60 hasta el 55 inclusive, 6 peniques.

Lo anterior se entiende por unidad de WO_3 y t. de 1.016 kg. netos de mineral seco. Fracciones a prorrata.

Si el contenido de WO_3 fuera inferior al 55 por 100, los compradores pueden optar entre rechazar la mercancía o aceptarla mediante un descuento a fijar de mutuo acuerdo o, si no se llegara a un acuerdo, establecerlo por medio de arbitraje en la forma que se detalla más abajo, debiendo los compradores tomar una decisión dentro de los ocho días siguientes al recibo del certificado de análisis.

Contenido en Sn

Si el contenido en Sn sobrepasa el 1,5 por 100, pero no excede del 1,6 por 100, los compradores deberán aceptar la mercancía como buena. Si el contenido de Sn excediera el 1,6 por 100, los vendedores deberán otorgar a los compradores, por cada décima por 100 que sobrepase el 1,5, el importe de 2 peniques por unidad de WO_3 y t. de 1.016 kg. netos secos de mineral. Fracciones, a prorrata.

Contenido en As

Los vendedores deberán otorgar a los compradores los siguientes descuentos:

Si el contenido total de As excede de 0,20 hasta 0,25 por 100, inclusive, 3 peniques.

Si el contenido total de As excede de 0,25 hasta 0,30 por 100, inclusive, 6 peniques.

Si el contenido total de As excede de 0,30 hasta 0,70 por 100, inclusive, 9 peniques.

Estos descuentos se entienden por unidad de WO_3 y t. de 1.016 kg. netos secos de mineral.

Por cada 1/2 por 100 adicional, o fracción por encima de 0,70 por 100, se efectuará un aumento de 3 peniques adicional por unidad de WO_3 y t. de 1.016 kg. netos secos de mineral. Si del análisis resulta un contenido en As superior al 0,2 por 100, deberá efectuarse de mutuo acuerdo por ambas partes un segundo análisis, y será considerado como definitivo el promedio entre ambos resultados. El costo de este segundo análisis deberá sufragarse por partes iguales entre el comprador y el vendedor.

Si el contenido en As excede del 2 por 100, los compradores podrán optar entre rechazar la mercancía o bien aceptarla a base de un descuento convenido mutuamente, o, si no se llegara a un acuerdo, se establecería el descuento mediante arbitraje, en la forma que se detalla más abajo, debiendo los compradores tomar una decisión dentro de los ocho días siguientes al recibo del certificado de análisis.

Los compradores tienen el derecho de deducir los descuentos antes mencionados al efectuar el pago de la factura definitiva.

Aviso de embarque

Para todos los embarques los vendedores están obligados a cursar, a su cargo, aviso telegráfico desde el puerto de embarque, notificando la cantidad embarcada y el nombre del buque, tan pronto como se haya realizado la carga.

Transporte

Si se pierde el barco, el contrato queda anulado por la cantidad perdida.

Fuerza mayor

En caso de huelga, «lock outs», accidente u otras causas de cualquier clase, fuera del control de ambas partes, que impidan o dificulten a los vendedores el conseguir o entregar la mercancía, o a los compradores el recibirla, fundirla o entregarla al fabricante deseado, las entregas reguladas por este contrato quedarán suspendidas durante dicho tiempo. Deberá notificarse por escrito esta imposibilidad de entrega o de recibo. En el caso de imposibilidad del vendedor para dar tal noticia, de forma que sea recibida por el comprador antes de la fecha prevista para el embarque, y en el caso de que exista imposibilidad por parte del comprador para recibir, fundir o entregar al fundidor, la notificación ha de ser cursada y recibida antes de la fecha real del embarque.

Arbitraje

Cualquier diferencia o discrepancia en relación con las cláusulas de este contrato —o sobre los descuentos que deberán otorgar los vendedores a los compradores, en caso de diferencias respecto a calidad y/o contenido sobre lo estipulado— deberá ser solucionada por arbitraje en el país al que se envía el mineral; en Inglaterra, según las reglas y disposiciones del London Metal Exchange; en Francia, por arbitraje amistoso en París, y en Alemania, por arbitraje amistoso en Hamburgo.

Suyos affmos.,

NOTA DE CONFIRMACION

Señores:

Por la presente confirmamos el recibo de su contrato número ....., que cubre ..... t. de mineral de wolframio, que hemos encontrado de conformidad.

Suponiendo que las producciones evolucionen según la hipótesis número 2) (230 ptas/kg.), y que el consumo nacional siga el ritmo creciente señalado, se obtienen, por diferencia, las exportaciones previsibles que se indican:

	1971	1972	1973	1974	1975	1980
Producción	1.000	1.000	1.200	1.400	1.600	2.000
Consumo Nacional	430	500	600	700	800	1.300
EXPORTACIÓN	570	500	600	700	800	700

UNIDAD: t de concentrado.

Estas cifras pueden modificarse, en su distribución, con una actuación en el sector siderometalúrgico que facilite el incremento del consumo nacional.

18.9 PROBLEMAS DEL SECTOR

Los problemas de explotación e investigación son semejantes a los del estaño, desconociéndose igualmente leyes y potencias. A pesar de ello, se pueden señalar como particularmente favorables las zonas siguientes:

Zona de Barruecopardo, en Salamanca.
Zona de La Parrilla, en Cáceres.
Zona de Peña del Seo-Casayo y Silleda.
Zona de Montoro y Cardeña.
Zona de San Pedro de Rozados.
Zona de Valle de la Serena (mina «San Nicolás»).
Y otras de menos importancia.

Falta de dirección técnica apropiada

Generalmente estas explotaciones adolecen de la falta permanente de una dirección especializada, dedicada al asesoramiento, planificación de la explotación y beneficio de los minerales. Ello lleva consigo también una falta adecuada de preparación de mano de obra especializada.

Diseminación minera

Existe un excesivo número de concesiones, y por tanto de concesionarios, en zonas donde la formación del criadero permitiría una agrupación o coto minero, con vistas a una explotación racional, a fin de mejorar la productividad y abaratar el costo.

Especulación minera

Existe un mal tradicional en el sector del wolframio, la especulación, en la transferencia minera. Son muchos los titulares de concesiones que a partir del instante en que el criadero queda puesto de manifiesto, dirigen sus miras a la venta de sus minas, con objeto de conseguir beneficios inmediatos, limitándose a inversiones mínimas, no acometiendo la explotación como sería de desear, cosa que, por otra parte, además, no están en condiciones de hacer frente, debido a la general falta de recursos económicos de los explotadores de este sector.

Explotaciones anárquicas, defectuosas e insuficientes

No se sigue una explotación sistemática, salvo en las minas importantes. Las labores se abandonan tan pronto aparecen las primeras dificultades, y las explotaciones exigen alcanzar niveles más profundos, trasladándose los trabajos frecuentemente a nuevos afloramientos. Esto se debe, generalmente, al desconocimiento del criadero.

Las plantas de concentración están proyectadas con el fin de obtener, con el mínimo costo, un rápido beneficio, aunque éste sea más bien modesto, abandonando la proyección hacia un futuro. En líneas generales, la causa de este mal aprovechamiento se debe a la falta de medios económicos.

La recuperación en los lavaderos oscila, en general, entre el 50 y el 60 por 100.

18.9.1 PROBLEMAS COMERCIALES

Precios

Se habla con frecuencia de la existencia del contrato B de Hamburgo, pero, en realidad, no se conocen casos de su aplicación en el ámbito nacional, excepto en que el precio de los minerales es en base de 65 por 100 de WO_3 contenido y que se establecen penalidades por contenidos en estaño y arsénico.

La cotización internacional de los minerales de wolframio suele tener frecuentes fluctuaciones, con una amplitud tal que crea el desconcierto en los mineros, no existiendo ningún organismo internacional eficaz que sea capaz de conseguir una menor fluctuación de estos precios.

En la actualidad, nos encontramos en un momento de alza de cotización muy interesante, pero cuya duración no es posible prever, por lo que se debe estar preparado para soportar la baja que ha de seguir, muy probablemente, a esta situación. La mayor afluencia al mercado mundial, como consecuencia de esta elevación, habrá de contribuir consecuentemente a la baja de precios, por lo que se hace necesario fijar uno que sirva de índice en la rentabilidad de las minas en explotación.

Desde 1955 a 1968 la cotización media internacional fue de 187,9 sh/TI. La realidad es que con este precio medio pocas de nuestras minas pueden conseguir beneficios en sus explo-

taciones, por lo que se llevan a un ritmo muy variable, aprovechando los momentos de mejor mercado, las minas que están suficientemente dotadas para incrementar su producción (Coto Merladet y La Parrilla).

Las variaciones en la intensidad de la explotación vienen condicionadas por un factor fundamental que es el despido temporal de la mano de obra en las minas, o bien a la obligación de limitarse a una reducida plantilla que pueda ser soportada cuando la producción es pequeña.

Consumo

En España los consumidores de mineral son los siguientes:

Ferroaleaciones Españolas.
Abdon Merladet.
Mimetesa.
Laborde Hermanos.
Quince empresas llamadas de Pulvimetalúrgica.
Patricio Echevarría (aceros especiales).
Sociedad Anónima Echevarría (ídem).
Compañía Española de Construcción Naval.

Las estimaciones que Aceros Finos Reunidos hace en cuanto a las posibles necesidades son del orden de 700 a 1.000 t. de tungsteno contenido, cifra que no se alcanza, debido a la importación de aceros especiales.

Existe un consumo potencial grande y en expansión, aunque los mineros no lo admitan, por lo que piensan preferentemente en la exportación de sus minerales.

Exportaciones

En principio, la mayor parte de nuestros minerales de wolframio parecen destinados a la exportación, en tanto no se alcance un nivel industrial más alto en nuestro país, pues aunque existe un consumo interior potencial de cierta consideración en la fabricación de barrenas para minas y de aceros especiales, únicamente se destinan en la actualidad a estos usos unas 400 t. de mineral.

El comercio exterior está prácticamente controlado por seis sociedades internacionales, que son quienes realmente fijan los precios. Entre éstas se pueden citar a la Wachal (China) Continental Ore y Philips Brothers. La principal dificultad es que el volumen de nuestra exportación ha sido relativamente bajo en los últimos años y no se ha llegado al afianzamiento necesario en este mercado.

Los precios que se rigen por el contrato B de Hamburgo, en base a la cotización de Londres, para un contenido del 65 por 100 en WO_3, no son en realidad los efectivos, y a la hora de vender los minerales se producen bajas de cierta consideración.

Contrato a largo plazo

Parece haberse comenzado las gestiones para establecer contratos a largo plazo con firmas extranjeras, pero no se tienen noticias de realizaciones importantes.

18.9.2 PROBLEMAS SOCIALES

Falta de personal

Existe en las explotaciones de wolframio falta de mano de obra, en general, aunque sin llegar a constituir un problema excesivamente grave. La emigración en estas regiones productoras de wolframio es importante. Hay que tener en cuenta que la falta de personal minero se debe, en gran parte, a la falta de constancia de las explotaciones, a la falta de seriedad en la forma de pago del obrero, falta de vivienda o alojamiento. Las minas que realizan una explotación regular no sufren el problema de la falta de mano de obra.

Lo que sí es una realidad es la escasez de mano de obra especializada para todas aquellas minas que requieren la aplicación de la técnica minera.

En las zonas de Galicia, próximas a Portugal, la carencia de mano de obra la suplen con obreros portugueses, los cuales entran en España mediante los contratos temporales que permiten los regímenes de trabajo en los acuerdos con la nación vecina.

La mano de obra difícil de conseguir es la de mineros de interior, y ello sí que constituye un problema real.

Falta de adecuada formación profesional

El personal de que se dispone en este sector adolece, en líneas general, de una acusada falta de formación profesional. Esto se debe a que la minería ha sido trabajada como minería de ocasión, con frecuentes cambios de titulares, de lugares de arranque y de personal. Al mismo tiempo, hay que señalar la insuficiente asistencia técnica, en la mayoría de los casos.

Para poder aumentar el número de obreros especializados sería necesario, en primer lugar, aumentar el número de minas en explotación que los necesiten y crear especialización, que puede llevarse a cabo por el Patronato de Promoción y Formación Obrera.

Falta de viviendas y centros sociales

En casi todas estas minas, de muy reducida plantilla, la explotación no justifica la construcción de viviendas. Es consecuencia de la diseminación de concesiones, y lleva consigo la distante residencia del personal del centro de trabajo.

Aun en los casos en que la explotación revista cierta importancia, se carece de viviendas o éstas son inadecuadas.

En cuanto a centros sociales, huelga decir que ninguna mina los posee.

18.9.3 PROBLEMAS ECONOMICOS

Falta de concesión de créditos

Uno de los principales y más graves problemas con que se enfrenta el sector del wolframio, como en general el de toda la minería metálica española, es el de la falta de créditos a medio y largo plazo que podrían permitir las inversiones necesarias para realizar la conveniente investigación y preparación base de la explotación para un laboreo más rápido y eficaz.

Política fiscal

La explotación minera, por sus condiciones peculiares, debe tener una atención preferente en orden a poner de manifiesto la riqueza del subsuelo. Las reservas parecen de consideración; sin embargo, el trato, en cuanto a exenciones que se da al sector, no difiere en líneas generales del resto de la industria.

18.10 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

Se estima que:

— Existen reservas de importancia que deben evaluarse con una investigación detallada.
— Falta investigación para determinar leyes y análisis completos de los minerales, ya que pueden existir otras sustancias de acompañamiento interesantes.
— La producción puede aumentar considerablemente.
— Las explotaciones son inadecuadas. En muchos casos, fundamentalmente por falta de investigación y financiación.
— Hay grupos importantes de minas, con escasa o nula actividad, que deben iniciar su adecuada explotación.
— La hipótesis de que el consumo interior será muy reducido es inexacta, pues hay un consumo potencial de cierta consideración que no se ha desarrollado adecuadamente hasta el presente.
— En cualquier caso, el mejor desarrollo de esta minería supondrá el exportar los excedentes de minerales que pueden ser considerables.
— La defensa en el sector de las exportaciones no aparece suficientemente asegurada por acuerdos o contratos importantes.
— Existe el problema de oscilación de cotizaciones internacionales, que provoca la desconfianza en la inversión, máxime cuando hay que mantener los compromisos laborales adquiridos en la explotación.

Recomendaciones

— Ordenación de las explotaciones y lavaderos de las minas más importantes.
— Estudiar detalladamente, para una posible puesta en marcha, los criaderos de la Peña del Seo (León) y del Cerro del Vidrio (Jaén-Córdoba).
— Estudio de la posibilidad de una política conjunta de Portugal y España para una mejor comercialización del wolframio y estaño.
— Estudio detallado de la importancia de los aceros especiales y otras sustancias que contienen tungsteno, y de la posibilidad de una fabricación en España, pues no está claro que, con una reestructuración reciente de la industria siderometalúrgica, no podamos competir.
— Estudiar el posible desarrollo de la industria de metal duro en España y mejoras de su calidad.
— Estudio de la existencia de otras sustancias en cada una de las minas y su posible aprovechamiento.
— Estudio de la posible creación de un Servicio Nacional del Estaño-Wolframio.

19. BIBLIOGRAFIA

COBALTO

1. BILBREY, JOSEPH H., Jr., *Materials Survey-Cobalt.* BuMines Inf. Circ. 8103, 1962, 139 pp.
2. BOLLENRATH, F., *Cobalt in Heat-Resisting Alloys. Cobalt,* No. 18, March 1963, pp. 18-21.
3. BOLLENRATH, F. G.; WIRTH, G., and ROHDE, W., *The Oxidation Resistance of Some Heat-Resisting Austenitic Alloys.* Cobalt, No. 20, September 1963, pp. 117-135.
4. BROOKS, P. T., and ROSENRAUM, J. B., *Separation and Recovery of Cobalt and Nickel by Solvent Extraction and Electrorefinig.* BuMines Rept. of Inv. 6159, 1963, 30 pp.
5. CAMPBELL, J. E., *Complication of Tensile Properties of High-Strength Alloys.* Defense Metals Information Center Memo 150, Apr. 23, 1962, table 12, pp. 29-33.
6. *Cobalt.* Published Quarterly by Centre d'Information du Cobalt, 35, rue des Colonies, Brussels, Belgium.
7. *Cobalt Monograph,* 1960, pp. 48-49. Available from M. Weissenbruch. S. A., 49. rue du Poincon. Brussels, Belgium.
8. DAVIN, A.; LEROY, V.; COUTSOURADIS, D., and HABRAKEN, L., *Comparison of The Diffusion of Some Substitution Elements in Nickel and Cobalt.* Cobalt, No. 19, june 1963, pp. 51-56.
9. DONALDSON, J. G.; FERSHNER, K. K., and FALKE, W. L., *Purification of Electrolytes for the Deposition of High-Purity Nickel.* BuMines Rept. of Inv. 5993, 1962, 13 pp.
10. FRECHE, J. C.; ASHBROOK, R. L., and KLIMA, S. J., *A New Series of Cobalt Refractory-Metal Alloys for Advanced Space Power Systems.* Cobalt, No. 20, September 1963, pp. 114-116.
11. HAMMOND, C. M., *AM-367-A New Precipitation Hardening Stainless Steel.* Metal Prog., v. 82. No. 6, December 1962, pp. 92-95.
12. KERSHNER, K. K.; HOERTEL, F. W., and STAHL, J. C., *Preparation of High-Purity Nickel.* BuMines Rept. of Inv. 5840, 1961, 15 pp.
13. KING, F. J.; WITMER, J., and DOLEGA, E. A., *The Development of Coated Thin Sheet Superalloy Components.* Bell Aerosystems Co., Buffalo, N. Y. Interium Progress Rept. No. AMC TR 7-920 (II), covering Oct. 1, 1962, to Mar. 15, 1963.
14. QUENEAU, P. (ed.), *Extractive Metallurgy of Copper, Nickel, and Cobalt (annotated bibliography by K. G. Robb.).* Interscience Publishers, Inc. New York and London, 1961, pp. 475-506.
15. TOMBU, C., *Analytical Chemistry of Cobalt.* Cobalt, No. 20, September 1963, pp. 103-110; No. 21, December 1963, pp. 185-189.
16. U. S. TARIFF COMMISSION, *Cobalt. Report to the Congress on Investigation.* No. 332-42 (under sec. 332 of the Tariff Act of 193?). TC Pub. 64, August 1962, p. 6.
17. WAGNER, H. J., and HALL, A. M., *The Physical Metallurgy of Cobalt-Base Superalloys.* Defense Metals Information Center Rept. 171, July 6, 1962, 84 pp.
18. YOUNG, ROLAND, S. (ed.), *Cobalt-Its Chemistry, Metallurgy, and Uses.* Reinhold Pub. Corp., New York, 1960, pp. 36-37.

CROMO

1. AMERICAN SOCIETY FOR METALS, *Ductile Chromium.* Cleveland, Ohio, 1957, 376 pp.
2. BRENNAN, J. H., and others, *Electric Furnace Ferroalloy Industry in the United States.* AIME, Proc. Electric Furnace Conf., v. 18, 1958, p. 9.
3. BUSINESS AND DEFENSE SERVICES ADMINISTRATION, *Materials Survey, Chromium.,* 1962, 96 pp.
4. GILBERT, H. L.; JOHANSEN, H. A., and NELSON, R. G., *Malleable Chromium and Its Alloys.* BuMines Rept. of Inv. 4905, 1952, 22 pp.
5. GOOD, P. C.; YEE, D. H., and BLOCK, F. E., *High-Purity Chromium by Electrolysis.* BuMines Rept. of Inv. 5589, 1960, 17 pp.
6. GREATHEAD, H. G., *Chromium.* Republic of South Africa, Minerals Bureau of the Government Mining Engineer's Division, Natural Resources Development Council, 1963, 16 pp.
7. GRUZENSKY, P. M., and BLOCK, F. E., *Preparation of High-Purity Electrolytic Chromium.* BuMines Rept. of Inv. 5305, 1957, 11 pp.
8. HERTEL, M. E., *Construction and Operation of a Pilot Plan To Produce Ferrochromium From Montana Chromite Conf.,* v. 19, 1961, pp. 480-492.
9. HUNTER, WILLARD L., and BANNING, LLOYD H., *Electric Smelting of Montana Chromite Concentrates.* BuMines Rept. of Inv. 5775, 1961, 30 pp.
10. —, *Pyrometallurgical Beneficiation of Offgrade Chromite and Production of Ferrochromium.* BuMines Rept. of Inv. 6010, 1962, 16 pp.
11. HUNTER, WILLARD D., and KINGSTON, GARY A., *Ferrochromium From Western Metallurgical-Grade Chromite.* BuMines Rept. of Inv. 5897, 1961, 9 pp.
12. METAL BULLETIN (London), *World Ferrochrome Producers.* No. 4742, Oct. 30, 1962, pp. I-IV.
13. ROSENBAUM, J. B.; LLOYD, R. R., and MERRILL, C. C., *Electrowinning Chromium Metal.* BuMines Rept. of Inv. 5322, 1957, 58 pp.
14. SCHNEIDER, V. B., *The Chromium Industry Canada and the World.* Canada Dept. Mines and Tech. Surveys, Miner. Inf. Bull. MR61, 1963, 64 pp.
15. SULLIVAN, G. V., and WORKENTINE, G. F., *Beneficiating Low-Grade Chromites From the Still water Complex, Montana.* BuMines Rept. of Inv. 6448, 1964, 29 pp.
16. SULLY, A. H., *Chromium.* Academic Press, Inc., New York, 1954, p. 272.
17. THAYER, T. P., and MILLER, M. H., *Chromite in the United States.* U. S. Geol. Survey. Miner. Inv. Res. Map MR-26, 1962.
18. UDY, MARVIN J., *Chromium.* Am. Chem. Soc. Monograph 132, v. 1, 1956, p. 433.
19. —, *Chromium.* Am. Chem. Soc. Monograph 132, v. 2, 1956, p. 402.
20. WALSTED, J. P., *Electric Smelting of Low-Grade Chromite Concentrates.* BuMines Rept. of Inv. 5268, 1956, 28 pp.

COBRE

1. ANÓNIMO, *Memoria sobre el aprovechamiento industrial de los yacimientos de pirita ferrocobriza de la provincia de Huelva.* Madrid, 1916 (tiene otro tomo de láminas).
2. ANÓNIMO, *Mercado de minerales de cobre en Inglaterra en el último trimestre de 1848.* Boletín Oficial del Ministerio de Comercio, Instrucción y Obras Públicas, t. V, 1849, p. 375.
3. ANÓNIMO, *Minas de Riotinto. Datos relativos a la influencia que pueden ejercer sobre la atmósfera que se considere viciada por el cólera morbo los gases desprendidos de las calcinaciones de minerales cobrizos, remitidos por los directores de algunas fábricas del expresado Distrito.* Boletín Oficial del Ministerio de Fomento, t. XVII, 1856, pp. 271-276.
4. ANÓNIMO, *Reservas de cobre de España. Notas y Comunicaciones*, núm. 4, p. 99.
5. BECQUEREL, *Beneficio de los minerales de cobre por un procedimiento electroquímico.* Núm. 30, julio 1845, páginas 400-402.
6. *Catalogación de los yacimientos minerales de cobre.* Tomo II, 1934, pp. 234-240.
7. CÍA. POLICARPO, *Sobre el beneficio de los minerales de cobre de Fahlun (Suecia) y resultados que daría su aplicación en Riotinto.* Boletín Oficial del Ministerio de Fomento, t. IV, 1852, p. 106.
8. *Descripción del procedimiento que se sigue en los planes, dependencia del establecimiento de Riotinto, para la extracción del cobre que contienen los vitriolos y tierras de sus minas y el aprovechamiento de la caparrosa.* Número 24, abril 1845, pp. 305-311.
9. *Docimasia de los ensayos de cobre* (continuación). Núm. 4, junio 1844, pp. 44-45.
10. ESCOSURA, LUIS DE LA, *Sobre los hornos de fundición y afinación del cobre en Riotinto.* T. 3, 1845, pp. 351-374. Indice de Materias, Anales de Minas.
11. *Fenómeno de cementación cobriza que presentan algunas minas de los antiguos en el Distrito de Riotinto.* Núm. 33, septiembre 1845, pp. 438-440.
12. *Globo aerostático de cobre.* Núm. 5, julio 1844, p. 59.
13. *El precio oficial del cobre en Norteamérica.* Núm. 15, agosto 1918, p. 59.
14. *El cobre en el comercio.* Núm. 16, septiembre 1918, páginas 51-52.
15. GIMENO CONCHILLOS, ANGEL, *Las areniscas cupríferas en Aragón.* Núm. 89, octubre 1924, pp. 1031-1074.
16. GIMENO CONCHILLOS, ANGEL, *Las areniscas cupríferas en Aragón.* Núm. 90, noviembre 1924, pp. 1103-1140.
17. GIMENO, DANIEL, *Las areniscas cupríferas de Aragón (Zaragoza y Huesca).* T. I, 1933, pp. 157-159.
18. HEREDIA Y RIERA, *Estudio industrial de los criaderos de cobre de Los Arcos (Navarra).* T. I, 1933, pp. 150-151.
19. HEREDIA Y RIERA, *Estudio industrial de los criaderos de cobre de Los Arcos (Navarra).* Núm. 28, septiembre 1919, pp. 1-17.
20. HERNÁNDEZ, ANTONIO, *Descripción del criadero de cobre de Macayau (Filipinas).* Boletín Oficial del Ministerio de Comercio, Instrucción y Obras Públicas, t. XIII, 1850, página 381, Indice de Materias, Boletín Oficial del Ministerio de Comercio, Instrucción y Obras Públicas.
21. LACASA, ENRIQUE, *Estudio de los criaderos de mineral de cobre de la zona de Otero de Herreros (Segovia).* T. I, 1933, pp. 200-201.
22. LACASA, ENRIQUE, *Estudio de los criaderos de mineral de cobre de la zona de Otero de Herreros (Segovia).* Núm. 63, agosto 1922, pp. 1-16.
23. *La producción de cobre en los EE. UU.* Núm. 19, octubre 1919, pp. 38-39.
24. *La producción de cobre.* Núm. 23, abril 1919, p. 64.
25. *La producción mundial de cobre.* Núm. 8, enero 1918, p. 64.
26. *Los precios de ventas de las principales compañías americanas de cobre.* Núm. 15, agosto 1918, p. 60.
27. MAZARRASA, *Estudio de criaderos de cobre.* T. II, 1934, pp. 257-259, Indice de Materias, Catálogo Descriptivo de los Criaderos Minerales de España.
28. *Mejoras en el beneficio del cobre.* Núm. 5, julio 1844, p. 59.
29. MESEGUER PARDO, I., *Investigación de yacimientos cupríferos en las provincias de Sevilla y Huelva.* Notas y Comunicaciones, núm. 12, p. 99.
30. MESEGUER, I.; PRIETO, I.; ROSSO DE LUNA, I., y PÉREZ REGODÓN, I., *Investigación de nuevos yacimientos de cobre en las provincias de Sevilla y Huelva.* Boletín LVIII, página 229.
31. *Métodos para ensayar los minerales de cobre.* Núm. 32, agosto 1845, pp. 427-431.
32. *Noticia sobre los procedimientos de la extracción del cobre de sus minerales por medio de la acción eléctrica.* Núm. 35, octubre 1845.
33. PALACIOS DEL VALLE Y PRIETO CARRASCO, *Criaderos de minerales ricos en cobre y otros del término municipal de Cala (Huelva).* T. I, 1933, pp. 303-305.
34. PINERO VARA, ISIDORO, *Cementaciones de piritas y consideraciones sobre el problema nacional del cobre.* Colección «Popular», núm. 7, año 1944, 45 pp.
35. POLICARPO, CÍA., *Sobre el beneficio de los minerales de cobre en Linares.* T. 3, 1845, pp. 174-350.
36. *Producción de mineral de cobre y cobre metálico.* Número 230, julio 1936, p. 656.
37. *Producción de mineral de cobre y cobre metálico.* Número 231, agosto 1936, p. 746.
38. *Producción de mineral de cobre y cobre metálico.* Número 232, septiembre 1936, p. 840.
39. *Producción de mineral de cobre y cobre metálico.* Número 233, octubre 1936, p. 293.
40. *Procedimiento de yoduración del cobre* (Informe de la Comisión designada por el Ministerio de la Guerra de la República de Chile para el estudio de este procedimiento para el beneficio de los minerales de cobre). Núm. 233, octubre 1936, pp. 925-927.
41. *Producción de mineral de cobre y cobre metálico.* Número 234, noviembre 1936, p. 1018.
42. *Producción de mineral de cobre y cobre metálico.* Número 235, diciembre 1936, p. 1100, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
43. *Real orden sobre el impuesto de transportes de sulfato de cobre.* Núm. 51, agosto 1921, p. 22.
44. RIEKEN, JORGE, *Observaciones acerca de la importancia industrial de las antiguas minas de cobre de España y Portugal.* Madrid, 1857, Indice de Materias, Inspección de Minas, Consejo de Minería y Distritos.
45. ROSSO DE LUNA, ISMAEL; PONTE, FERMÍN, y PINEDO, ISIDORO, *El cobre en España.* Colección «Temas Profesionales», núm. 8, 157 pp., 16 lám., Indice de Materias, Publicaciones varias de la Dirección General de Minas y Combustibles.
46. SÁNCHEZ LOZANO, R., *Criaderos sedimentarios de cobre en Menorca y Granada.* Bol. XXVI, p. 233, Indice de Materias, Instituto Geológico y Minero de España.
47. *Sobre la cementación cobriza.* Núm. 35, octubre 1845, pp. 468-469, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas.
48. YARZA, ADÁN DE (R), *Nota acerca de los yacimientos cupríferos del norte de la provincia de Palencia.* Boletín XXVIII, p. 1.

ESTAÑO

INDICE DE MATERIAS, BOLETIN OFICIAL DE MINAS

1. BARRÓN, L., y HERNÁNDEZ SAMPELAYO, A., *Nota sobre la investigación de los aluviones de la Laguna de Antela, en Ginzo de Limia (Orense).* Notas y Comunicaciones, núm. 44, 1956, p. 73.

2. García, M., *Algunos filones estaníferos de la provincia de Salamanca.* Bol. III, p. 91 (agotado).
3. Hernández Sampelayo, P., *Aportación a la bibliografía del estaño en España.* Notas y Comunicaciones, núm. 16, p. 363.
4. Menéndez, L., y Larragán, A., *El estaño en las rocas.* Notas y Comunicaciones, núm. 3, p. 41.
5. Rubio, E., y Piña, S., *Criaderos con estannina de la provincia de Cáceres.* Bol. LII, p. 159.
6. Sánchez Lozano, R., *Nota referente a varios yacimientos de estaño en la provincia de Pontevedra.* Bol. XXVIII, p. 11.

INDICE DE MATERIAS, INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

7. García Puelles, Enrique, *Estudio industrial de los yacimientos de volframio y estaníferos de la provincia de Salamanca.* Núm. 11, abril 1918, pp. 1-17.
8. García Puelles, Enrique, *Estudio industrial de los yacimientos volframíferos y estaníferos de la provincia de Salamanca* (continuación). Núm. 12, mayo 1918, pp. 29-46.
9. García Puelles, Enrique, *Estudio industrial de los yacimientos volframíferos y estaníferos de la provincia de Salamanca* (conclusión; véase el núm. 12). Núm. 13, junio 1918, pp. 33-50.
10. *Las importaciones de estaño en los EE. UU.* Núm. 17, octubre 1918, p. 55.
11. *Real orden que suspende temporalmente el derecho de registro de minas de estaño o de minerales indeterminados que puedan contener este metal, en la zona que se indica de la provincia de Vizcaya.* Núm. 149, octubre 1929, pp. 1062-1063.
12. Ministerio de Fomento, *Real orden que dispone quede suspendido temporalmente el derecho de registro de minas de estaño o minerales indeterminados que puedan contener este metal, en las zonas que se indican.* Número 151, diciembre 1929, pp. 1398-1400.
13. *Real orden que dispone quede suspendido temporalmente el derecho de registro de minas de estaño en la zona cuya designación se indica.* Núm. 151, diciembre 1929, pp. 1403-1404.
14. *Real orden que dispone quede suspendido temporalmente el registro de minas de estaño en la zona comprendida dentro del perímetro que se indica.* Núm. 152, enero 1930, pp. 110-111.
15. Labarta, *Estudio de los criaderos de menas de estaño y tungsteno en la provincia de Orense.* T. I, 1933, páginas 63-67.
16. García Puelles, Enrique, *Estudio industrial de los yacimientos estaníferos de la zona de Saucelle (Salamanca).* T. I, 1933, pp. 188-189.
17. García Puelles, Enrique, *Estudio industrial de la zona volframífera y estanífera de Navasfrías-El Payo (Salamanca).* T. I, 1933, pp. 190-193.
18. *Criadero de estaño de Boiro.* T. II, 1934, p. 169.
19. *Criadero de estaño de Maceda.* T. II, 1934, p. 180.

INDICE DE MATERIAS, CATALOGO DESCRIPTIVO DE LOS CRIADEROS MINERALES DE ESPAÑA

Referencias

20. American Metal Market, *Metal Statistics 1963.* 56th Ann. ed., New York, pp. 193-201, 379-422.
21. American Society for Testing and Materials Standards for 1961, *Proposed Tentative Classification of Pig Tin.* 1961, pp. 663-665.
22. Bateman, Alan M., *The Nonferrous Metals.* Tin, Ch. 13 in Economic Mineral Deposits. John Wiley & Sons, Inc., New York, and Chapman & Hall, Ltd., London, 2d ed., 1950, pp. 546-553.
23. Bureau of Mines, *Mineral Trade Notes.* International Tin Agreement 1953. Spec. Supp. 41 to v. 39, No. 1, July 1954, 28 pp. Chaston, I. R. M. Development in the Treatment of Malayan Tin Ores. Paper 29, 1960, International Mineral Processing Congress, London, April 1960.
24. Hallett, R. L., *Tin Ch. 24 in Handbook of Nonferrous Metallurgy,* ed. by Donald M. Liddell, McGraw-Hill Book Co., Inc., New York and London, 2d ed., 1945, pp. 656-679.
25. Hedges, E. S., and others, *Tin and Its Alloys.* Edward Arnold, Ltd., London, 1960, 424 pp.
26. Hoare, W. E., *Tinplate Handbook.* Tin Research Institute, Greenford, England, 4th ed., March 1963, 58 pp.

INTERNATIONAL TIN COUNCIL, MONTHLY STATISTICAL BULLETINS, LONDON

27. Lindgren, Waldemar, *Mineral Deposits.* McGraw-Hill Book Co., Inc., New York and London, 1933, pp. 247-248, 643-659.
28. Mantell, C. L., *Tin: Ist Mining, Production, Technology, and Applications.* Am. Chem. Soc. Mono. Ser., Reinhold Publishing Corp., New York, 1949, 573 pp.
29. Merril, Charles White, *Tin Ch. in The Mineral Resources of the World.* Prentice-Hall, Inc., New York, 1952, pp. 115-120.
30. Nekervis, Robert J., and Bruce, W., *Gonser. Tin Ch. 21 in Modern Uses of Nonferrous Metals.* Aime, New York, 2d ed., 1953, pp. 410-431.
31. Nekervis, Robert J., and MacIntosh, R. M., *Tin and Tin Alloys.* Encyclopedia of Chem, Technol., Interscience Publishers, Inc., New York, v. 14, 1955, pp. 136-151.
32. Starliper, A. G., and Kenworthy, H., *Recovery of Tin, Tungsten, and Other Metals From Tin Smelter Wastes.* BuMines Rept. of Inv. 6107, 1962, 17 pp.
33. Tin (London), *Thin Tin a New Development in Packaging.* March 1961, pp. 57-59.
34. Tin (London), *Remarriage of Niobium and Tin Leadas to Super Conducting Magnets - Key to Cheap Power From Nuclear Fusion.* August 1961, pp. 193-195.
35. Tin Research Institute, Inc., *Monthly and annual Reports.* Greenford, England, and Columbus, Ohio.
36. U. S. Department of Commerce, *National Production Authority.* Materials Survey-Tin. Prepared for the National Security Resources Board. June 1953, 774 pp.
37. Wilson, D. A., and Sullivan, P. M., *Recovering Tin From Hardhead by Selective Oxidation of Iron.* BuMines Rept. of Inv. 5756, 1961, 17 pp.

MANGANESO

1. Aldecoa, Cueto y Portuondo, *Yacimientos de manganeso y de hierro en la base de los Picos de Europa y de la cordillera de Cuera y de sus prolongaciones occidentales.* T. II, 1934, pp. 190-195, Indice de Materias, Catálogo Descriptivo de los Criaderos Minerales de España.
2. *El manganeso en el Brasil.* Núm. 10, marzo 1918, páginas 69-70, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
3. *El manganeso del Brasil.* Núm. 13, junio 1918, p. 67, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
4. G. Borreguero, Enrique, *La fabricación del ferromanganeso en Bilbao.* Núm. 13, junio 1918, pp. 51-55, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
5. Hereza, J., *Breve reseña geológica de los yacimientos manganesíferos de la provincia de Huelva.* Bol. XLIV, p. 165, Indice de Materias, Instituto Geológico y Minero de España.
6. *La extracción del manganeso en Costa Rica.* Núm. 17, octubre 1918, pp. 52-54, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.

7. *La producción mundial de manganeso.* Núm. 25, junio 1919, pp. 45-47, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
8. LIZAUR Y ROLDÁN, J., *Nota sobre unos criaderos de manganeso en el valle del Río de Oro (Melilla).* Notas y Comunicaciones, núm. 18, p. 101, Indice de Materias, Instituto Geológico y Minero de España.
9. MESEGUER, J., *El manganeso en la provincia de Huelva.* Notas y Comunicaciones, núm. 20, p. 3, Indice de Materias, Instituto Geológico y Minero de España.
10. *Minerales de manganeso en Panamá.* Núm. 33, febrero 1920, p. 41, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
11. *Obtención del manganeso metálico por un procedimiento electrolítico.* Núm. 234, noviembre 1936, p. 1021, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
12. PASTOR MENDÍVIL, J., y DOETSCH, J., *Manganesos y hierros de la provincia de Badajoz.* Notas y Comunicaciones, número 43, 1956, p. 31, Indice de Materias, Instituto Geológico y Minero de España.
13. PÉREZ MORENO, ANDRÉS, *Parte no oficial. Noticia de los criaderos de manganeso de la sierra de Gata, con algunas observaciones sobre el estado y porvenir comercial de este artículo, considerado industrialmente.* Boletín Oficial del Ministerio de Fomento, t. XVIII, 1856, pp. 451-462, Indice de Materias, Boletín Oficial del Ministerio de Comercio, Instrucción y Obras Públicas.
14. *Producción de manganeso en el Brasil.* Núm. 27, agosto 1919, p. 50, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
15. *Producción de minerales de manganeso.* Núm. 230, julio 1936, p. 656, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
16. *Producción de minerales de manganeso.* Núm. 231, agosto 1936, p. 746, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
17. *Producción de minerales de manganeso.* Núm. 232, septiembre 1936, p. 840, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
18. *Producción de minerales de manganeso.* Núm. 233, octubre 1936, p. 923, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
19. *Producción de minerales de manganeso.* Núm. 234, noviembre 1936, p. 1018, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
20. TENORIO, SIMÓ Y PRIETO, *Estudio de los criaderos de manganeso de los términos municipales de Valverde del Camino y Calañas (Huelva).* T. I, 1933, pp. 313-324, Indice de Materias, Catálogo Descriptivo de los Criaderos Minerales de España.
21. TENORIO, BERNARDO; SIMÓ, MARIANO, y PRIETO, RAFAEL, *Catalogación de criaderos. Estudio de los criaderos de manganeso de los términos municipales de Valverde del Camino y Calañas, provincia de Huelva.* Núm. 129, febrero 1928, pp. 87-124, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas y Metalurgia.
22. AMERICAN IRON AND STEEL INSTITUTE, *Contributions to the Metallurgy of Steel.* No. 3, Problems Involved in the Conservation of Manganese, June 1949, 38 pp.
23. BOARDMAN, L. D., *Manganese in the Union of South Africa 7th Commonwealth.* Mining and Metallurgical Congress. (Johannesburg), 1961, 12 pp.
24. BUEHL, RUSSELL C., and RIOTT, J. P., *Manganese From Open Hearth Slag Could Supply Half of U. S.* Needs. J. Metals, v. 5, No. 4, April 1953, pp. 520-521.
25. BUEHL, RUSSELL C., and ROYER, MILES B., *Production of Spiegeleisen From Open-Hearth Slag in an Experimental Blast Furnace.* J. Metals, v. 4, N. 12, December 1952, pp. 1289-1294.
26. CHEMICAL ENGINEERING, *High Purity Manganese via Electrolysis.* V. 65, No. 10, May 19, 1958, pp. 136-139.
27. CHEMICAL WEEK, *High Intensity Arc-Getting Ready To Go Commercial.* V. 80, No. 10, Mar. 9, 1957, pp. 28-34.
28. CONGRESO GEOLÓGICO INTERNACIONAL, 20TH, *Resúmenes de los trabajos presentados (English),* 1956, Méjico, páginas 309-321.
29. CONGRESO GEOLÓGICO INTERNACIONAL, 20TH, *Symposium sobre yacimientos de manganeso (Symposium on Manganese Deposits) (part English).* Vs. 1-5, Méjico, 1956, 1.604 pp.
30. DIETZ, ROBERT S., *Manganese Deposits on the Northeast Pacific Sea Floor.* California J. Mines and Geol., v. 51, No. 3, July 1955, pp. 209-220.
31. E. J. LAVINO & COMPANY, *Manganese-Nature, Sources, Markets.* Philadelphia, Pa., 1960, 26 pp.
32. EARL, KENNETH M., and EILERTSEN, N. A., *Investigation of Manganese Deposits, Hodgdon and Linneus Townships, Southern District, Aroostook County, Maine.* BuMines Rept. of Inv. 6119, 1962, 47 pp.
33. EILERTSEN, N. A., *Maple Mountain-Hovey Mountain Manganese Project, Central District, Aroostook County, Maine.* BuMines Rept. of Inv. 4921, November 1952, 118 pp.
34. ELKINS, D. A., *Estimated Cot of Exploiting Enriched Hard Manganese Ore From the Maggie Canyon Deposit, Artillery Mountains Region, Mohave County, Ariz.* BuMines Rept. of Inv. 6438, 1964, 78 pp.
35. FARNHAM, L. L., and STEWART, L. A., *Manganese Deposits of Western Arizona.* BuMines Inf. Circ. 7843, 1958, 87 pp.
36. FILLO, P. V., *Manganese Mining and Milling Methods and Costs, Mohave Mining and Milling Co., Maricopa County, Ariz.* BuMines Inf. Circ. 8144, 1963, 19 pp.
37. FROES ABREU, SYLVIO, *Recursos minerais do Brasil.* Combustiveis Fósseis e Minérios Metálicos (Río de Janeiro, Brazil), v. II, 1962, pp. 298-352.
38. FULLER, H. C.; EDLUND, V. E.; STERNER, J. W., and MC DERMAID, J. F., *Metallurgical Studies of Rhodonite Ores, Silverton District, Colorado 3. Melting, Quenching, and Acid Leaching of Concentrates and Electrolytic Recovery of Manganese From Solution.* BuMines Rept. of Inv. 6442, 1964, 31 pp.
39. GATES, ELLIS H., *Agglomeration Flotation of Manganese Ore.* Min. Eng. v. 9, No. 12, December 1957, pp. 1368-1372.
40. HARDER, EDMUND CECIL, *Manganese Deposits of the United States.* Geol. Survey Bull. 427, 1910, 298 pp.
41. HAZEN, SCOTT W., Jr., *A Comparative Study of Statistical Analysis and Other Methods of Computing Ore Reserves, Utilizing Analytical Data From Maggie Canyon Manganese Deposit, Artillery Mountains Region, Mohave Co., Ariz.* BuMines Rept. of Inv. 5375, 1958, 188 pp.
42. KLINE, H. D., *Methods and Costs of Mining and Washing Manganese Ore, Batesville District, Arkansas.* BuMines Inf. Circ. 8095, 1962, 22 pp.
43. KLINE, H. D., and BROWN, W. F., *Manganese Resources of the Batesville District, Arkansas: Part 2 of 3 parts.* BuMines Rept. of Inv. 5411, 1958, 46 pp.
44. LARKY, S. G., and WERBER, B. N., *Manganese Resources of the Artillery Mountains Region Mohave County, Ariz.* Geol. Survey Bull. 961, 1949, 86 pp.
45. LEVAN, H. P.; DAVIS, E. G., and SMITH, L. S., *Manganese Extraction Studies Using Ferrous Sulfate and Pickle Liquor.* BuMines Rept. of Inv. 6452, 1964, 18 pp.
46. LEWIS, WALTER E.; HEISING, LEONARD F.; PENNINGTON, JAMES W., and PRASKY, CHARLES, *Investigation of Cuyuna Iron-Range Manganese Deposits, Crow Wing County. Minn: Progress Report I.* BuMines Rept. of Inv. 5400, 1958, 49 pp.
47. *Manganese.* BuMines Materials Survey, 1952, 583 pp.
48. MAROTTA, ANTONIO CARLOS, WILSON SCARPELLI, SIRO MARUO, ALEDIR BARBOUR e LIMA, *Notas sobre o distrito magnesifero de Serra do Navio.* Engenharia, Mineração e Metalurgia (Rio de Janeiro, Brazil), v. 38, No. 227, November 1963, pp. 221-225.
49. MINING JOURNAL (London), *The Story of Manganese Steel.* V. 246, No. 6298, May 4, 1956, p. 543.
50. NORMAN, LINDSAY D., and KIRBY, RALPH C., *Review of Major Proposed Processes for Recovering Manganese From*

United States Resources (In Three Parts). 1. Pyrinetallurgical Processes. BuMines Inf. Circ. 8138, 1962, 44 pp
51. —, *Review of Major Proposed Precesses for Recovering Manganese From United States Resources (In Three Parts). 2 Chloride and Fixed Nitrogen Processes.* BuMines Inf. Circ. 8160, 1963, 35 pp.
52. PAVLIDES, LOUIS, *Character of Ore. Ch. in Maple Mountain-Hovey Mountain Manganese Project, Central District, Aroostook County, Maine, by N. A. Eilertsen.* BuMines Rept. of Inv. 4921, 1952, pp. 7-9.
53. PESONEN, PAUL E.; TULLIS, EDWARD L., and ZINNER, PAUL, *Missouri Valley Manganese Deposits, South Dakota.* BuMines Rept. of Inv. 4375, 1949, 90 pp.
54. PINTO DE SOUZA, J. F., *Reservas de Minério de Manganese do Brazil-Regulamentação de Sua Exportação (Com Discussão).* ABM, Boletím da Associação Brasileira de Metals, v. 15, No. 54, January 1959, pp. 171-190.
55. PRASKY, CHARLES; JOYCE, F. E., Jr., and SWANSON, W. S., *Differential Sulfatizing Process for the Recovery of Ferrograde Manganese.* BuMines Rept. of Inv. 6160, 1963, 30 pp.
56. PRASKY, CHARLES; MAROVELLI, R. L., and JOYCE, F. E., Jr., *Evaluating Cuyuna Manganese Resources by Sulfatizing.* BuMines Rept. of Inv. 5887, 1961, 27 pp.
57. STROUD, R. B., *Manganese Resource of the Batesville District, Arkansas. 3. Field Investigations July 1956 to June 1961.* BuMines Rept. of Inv. 6478, 1964, 50 pp.
58. TURNER, THEODORE L., and SWIFT, JOSEPH H., *Ammonical-Ammonium Carbonate Leaching of Manganiferous Materials From the Southern District Aroostook County, Maine.* BuMines Rept. of Inv. 6368, 1964, 33 pp.
59. VIGLIER, RENÉ, *L'Explotation de la Mine de Manganese de Moanda (Gabon) [Exploitation of the Moanda Manganese Mine (Gabon)].* Annales des mines (Paris, France), September 1963, pp. 529-548.
60. WELSH, J. Y., and PETERSON, D. W., *Manganese From Low-Grade Ores by the Ammonium Carbamate Process.* J. Metals, v. 9, No. 6, June 1957, pp. 762-765.

MERCURIO

1. CAVANILLAS, RAFAEL, *Memoria sobre las minas de Almadén.* Madrid, 1838, Indice de Materias, Ministerio de Hacienda.
2. ESCOSURA Y MORROGH, LUIS, *Historia de tratamiento metalúrgico del azogue en España.* P. 138, 1875, Indice de Materias, Legado Gómez Pardo.
3. ESPINA Y CAPÓ, LUIS, *Minas de mercurio del término de Pedroche.* Núm. 16, octubre-diciembre 1930, Indice de Materias, Cámaras Oficiales Mineras.
4. ESPINA Y CAPÓ, LUIS, *Minas de mercurio del término de Pedroche.* Núm. 17, enero-marzo 1931, Indice de Materias, Cámaras Oficiales Mineras.
5. HERNÁNDEZ SAMPELAYO, P., *Aportación a la bibliografía del mercurio en España.* Notas y Comunicaciones, número 16, p. 373, Indice de Materias, Instituto Geológico y Minero de España.
6. LÓPEZ-PÉREZ, *Estudio de los criaderos de azogue enclavados en la sierra de la Alpujarra (Granada).* T. I, 1933, pp. 377-379, Indice de Materias, Catálogo Descriptivo de los Criaderos Minerales de España.
7. MATILLA Y TASCÓN, A., *Historia de las minas de Almadén* (vol. I, desde la época romana hasta el año 1645). Año 1958, publicado por el Consejo de Administración de las Minas de Almadén y Arrayanes, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas.
8. *Minas de cinabrio de Usagre, en Extremadura.* Núm. 6, julio 1844, pp. 63-64, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas.
9. *Mineral de cobre mercurífero de Porcillegas, cerca de Poo, concejo de Cabrales (Asturias).* Núm. 16, diciembre 1884, p. 189, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas.
10. MONASTERIO Y CORREA, JOSÉ, *Sobre el ensayo comparativo del sistema de destilación de los minerales de mercurio, propuesto por el ingeniero Emile Pellet, con relación al que se sigue en Almadén en los hornos llamados Idria.* Madrid, 1869, Indice de Materias, Ministerio de Hacienda.
11. *Nuevos datos sobre las minas de cinabrio de Usagre, provincia de Extremadura.* Núm. 14, noviembre 1844, pp. 165-166, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas.
12. PRADO, CASIANO DE, *Complemento del sistema de laboreo de las minas de Almadén.* Madrid, 1854, Indice de Materias, Ministerio de Hacienda.
13. PRADO, CASIANO DE, *Memoria de las minas de Almadén.* Madrid, 1848, Indice de Materias, Ministerio de Hacienda.
14. PRADO, CASIANO DE, *Minas de Almadén (Nueva Memoria).* Madrid, 1856, Indice de Materias, Ministerio de Hacienda.
15. *Real orden aprobando la construcción de un par de hornos de destilación de azogues en la mina de Valdeazogues.* Núm. 7, agosto 1844, p. 75, Indice de Materias, Boletín Oficial de Minas.

MOLIBDENO

1. *Climax Molybdenum Co.* Molybdenum Metal, 1960, 110 pp.
2. CALVERT, E. D.; AUSMUS, S. L.; O'HARE, S. A., and ROBERSON, A. H., *Molibdenum Casting Development.* BuMines Rept. of Inv. 5555, 1960, 16 pp.
3. FREEMAN, ROBERT R., *Everyday Uses for Molybdenum.* Metal Progress, v. 86, No. 4 October 1964, pp. 161-168.
4. HEINEN, H. J., and ZADRA, J. B., *Electrodeposition of Molybdenum Metal from Molten Electrolytes.* BuMines Rept. of Inv. 6444, 1964, 17 pp.
5. LANDSBERG, HANS H.; FISCHMAN, LEONARD L., and FISHER, JOSEPH L., *Resources in America's Future.* The Johns Hopkins Press, Baltimore, Md., 1963, pp. 449-450.
6. MCINNIS, WILMER, *Molybdenum. A Materials Survey.* BuMines Inf. Circ. 7784, 1957, 77 pp.
7. SCHMIDT, F. F., and OGDEN, H. R., *The Engineering Properties of Molybdenum and Molybdenum Alloys.* Battelle Memorial Inst., DMIC Rept. 190, Sept., 20, 1963, 284 pp.
8. SCHNEIDER, V. B., *Molybdenum.* Dept. Mines and Tech. Surveys, Ottawa, Canada, Miner Rept. 6, 1963, 176 pp.
9. SUTULOV, ALEXANDER, *Molybdeno.* Prensas de Editorial Universitaria, S. A., Santiago, Chile, 1962, 214 pp.
10. VANDERWILT, JOHN W., and KING, ROBERT U., *Geology of the Climax Ore Body Minig and Metallurgy.* June 1946, v. 2, No. 474, pp. 299-302.
11. VOKES, F. M., *Molybdenum Deposits of Canada.* Geological Survey of Canada Dept. Mines and Tech. Surveys, Ottawa, Canada, Economic Geology Rept. 20, 1963, 332 pp.

NIQUEL

1. MÁRQUEZ TRIGUERO, E., *Contribución al estudio metalogénico de Los Pedroches (Córdoba).* Notas y Comunicaciones, núm. 82, p. p. 9, h. 69, 1966.
2. HERNÁNDEZ SAMPELAYO, P., *Reservas de cobre en España. Villamanín (León).* Notas y Comunicaciones, núm. 4, p. p. 104, h. 10, 1932.
3. FERNÁNDEZ BECERRIL, J. MARÍA, *Estudio de concentración de los minerales de níquel de la mina «La Gallega», del coto minero de Ojén (Málaga).* Notas y Comunicaciones, núm. 76, p. p. 253, h. 87, 1964.
4. ORUETA, D. DE, *Informe sobre el reconocimiento de la serranía de Ronda.* T. XL, 1919.
5. BANNING, L. H.; ANABLE, W. E.; QUICHO, R. B.; HESS, H. D., and GOOD, P. C., *Metallurgical Investigations of Philippine Nickeliferous Ores.* BuMines Rept. of Inv. 6063, 71 pp.
6. BENSON, W. T., *Pine Flat and Diamond Flat Nickel Bearing Laterite Deposits, Del Norte County, Calif.* BuMines Rept. of Inv. 6206, 1963, 19 pp.

7. BROOKS, P. T., and ROSENBAUM, J. B., *Separation and Recovery of Cobalt and Nickel by Solvent Extraction and Electrorefining.* BuMines Rept. of Inv. 6159, 1963, 30 pp.
8. CAMPBELL, J. E., *Compilation of Tensile Properties of High-Strength Alloys.* Defense Metals Information Center Memo 150, Apr. 23, 1962, table 8, p. 20; table 12, pp. 29-33.
9. DOERR, ROBERT M., *High-Temperature and Corrosion Studies. Nickel and Cobalt in Air and Oxygen.* BuMines Rept. of Inv. 6231, 1963, 20 pp.
10. DONALSON, J. G.; FERSHNER, K. K., and FALKE, W. L., *Purification of Electrolytes for the Deposition of High-Purity Nickel.* BuMines Rept. of Inv. 5993, 1962, 13 pp.
11. FURSMAN, OLIVER C., *Recovery of Mineral Values in Cupriferous and Nickeliferous Phyrrhotite.* BuMines Rept. of Inv. 6043, 1962, 24 pp.
12. HAYASHI; MASAMI; PETERSON, DONALD R., and BRIDGES, D. W., *Electrochemical Recovery of Cobalt Nickel Alloy From Superalloy Scrap.* BuMines Rept. of Inv. 6445, 1964, 35 pp.
13. HIGLEY, L. W., Jr., *Reclining S-816 High Temperature Alloy Scrap.* BuMines Rept. of Inv. 6230, 1963, 12 pp.
14. HUGGINS, CHARLES W., *Electron Diffraction Study of Garnierite.* BuMines Rept. of Inv. 5837, 1961, 10 pp.
15. KENWORTHY, H.; NIEBERLEIN, V. A., and STARLOPER, A. G., *Experimental Extraction of Strategic Components From S-86 Alloy Scrap.* BuMines Rept. of Inv. 5786, 1961, 27 pp.
16. KERSHNER, K. K., and HOERTEL, F. W., *Recovering Cobalt and Nickel From Complex Sulfide Ores of Southeastern Missouri.* BuMines Rept. of Inv. 5740, 1961, 16 pp.
17. KERSHNER, K. K.; HOERTEL, F. W., and STAHL, J. C., *Preparation of High Purity Nickel.* BuMines Rept. of Inv. 5840. 1961, 15 pp.
18. LUND, C. H., *Physical Metallurgy of Nickel Base Superalloys.* Defense Metals Information Center Rept. 153, May 5, 1961 (OTS PB 171422), 39 pp.
19. —, *The use of Nickel-Base Alloys in the Rotating Parts of Gas Turbines for Aerospace Applications.* Defense Metals Information Center Memo 145, Jan. 11, 1962, 20 pp.
20. MAHAN, WARREN M., *Producing Nickel-Bearing Iron From Cuban Ores in a Batch Rotary Kiln.* BuMines Rept. of Inv. 5628, 1960, 21 pp.
21. SCHULTZ, C. W.; ZELLARS, G. R.; PAYNE, S. L., and FOERSTER, E. F., *Activities of Copper and Nickel in Liquid Copper-Nickel Alloys.* BuMines Rept. of Inv. 6410, 1964, 9 pp.
22. SHELTON, JOHN E., *Flotation Studies on Copper-Nickel Sulfide Ores From Deposits Near Rockport, Maine.* BuMines Rept. of Inv. 5793, 1961, 17 pp.
23. SPANO, E. F.; GREEN, T. E., and CAMPBELL, W. J., *Determination of Cobalt and Nickel in Tungsten by a Combined Ion Exchange X-Ray Spectrographic Method.* BuMines Rept. of Inv. 6308, 1963, 20 pp.
24. *The Nickel Bulletin.* Monthly pub. by the International Nickel Co., Inc., 67 Wall St., New York, N. Y.
25. TILMAN, M. M., *Effects of Substituting Cobalt For Nickel on the Tensile Properties and Hardness of Two Types os Stainless Steel.* BuMines Rept. of Inv. 6427, 1964, 16 pp.
26. WELLER, W. W., and KELLEY, K. K., *Low-Temperature Heat Capacities and Entropies at 298.15° K of Sulfides of Arsenic, Germanium, and Nickel.* BuMines Rept. of Inv. 6511, 1964, 7 pp.

ORO

1. CASTELLS, J., y ROSSO DE LUNA, I., *Informe preliminar de la zona aurífera del Cerro del Cinto, Rodalquilar, Almería.* Informe Adaro (Almería), h. 84, 1948.
2. GAVALA, *Minas de oro de Rodalquilar. Particular.* Adaro (Metalogenia), h. 84, 1956.
3. PUIG, I., *El oro en España: Las minas de Rodalquilar.* Rev. Ibérica, Barcelona, h. 84, 1961.
4. SIERRA, J., *Notas previas sobre el plan-proyecto de investigación minera de la reserva aurífera de Níjar.* ENA. ENA (núm. 5, Caja Al, 1 Metalogenia), h. 84, 1963.
5. RUBIO, E., *Nota acerca de los aluviones auríferos de los ríos Alagón y Jerte, en la provincia de Cáceres.* Notas y Comunicaciones, núm. 7, p. p. 3, h. 43, 1936.
6. LAUNIER, *Investigación histórica acerca de las antiguas explotaciones de oro en España.* Bol. Com. Monumentos de Orense, 1910.
7. PAILLETE, D., *Investigaciones sobre la historia y condiciones de yacimiento de las minas de oro en el norte de España.* Rev. Min. Se. A. T. 4, p. p. 450, h. 2, 1853.
8. MALDONADO, M., *Los aluviones auríferos de Granada,* Rev. Min. S. C. T. 53, h. 83, 1935.
9. PÉREZ COSSÍO, L., *Estudio de los criaderos auríferos de La Nava de Jadraque, Palanca, etc. (Guadalajara).* Cat. Des. Cri. Min. T. 1-2, p. p. 206, h. 39. 1933.
10. FERNÁNDEZ BALBUENA, G., *Compañía de Tharsis.* Rev. Min. y Met., núm. 58, p. p. 16, h. 75, 1946.
11. CUETO, R., *El oro en Galicia.* Cat. Des. Cri. Min. T. 1, p. p. 79, h. 7, 1933.
12. GARCÍA VILADOMAT, L., y MARQUINA, F., *Estudio de los yacimientos auríferos de la provincia de León.* Cat. Des. Cri. Min. T. II, 2, p. p. 241, h. 9, 1934.
13. CUETO, R., *Los criaderos de oro de Galicia.* Rev. Minera S. C., h., 1925.
14. AVERRILL, CHARLES VOLNEY, *Placer Mining for Gold in California.* California Dept. Nat. Resources, Div. Mines Bull. 135, 1946, 336 pp.
15. *Bureau of The Mint.* Annual Reports of the Director.
16. CHACE, F. M.; MOSIER, MCHENRY, and NEEDHAM, C. E., *Gold.* Hearings before a Subcommittee of the Committee on Public Lands on Investigation of Natural Resources, U. S. Senate, 80th Cong., 1st Sess., May 15, 16, and 20, 1947, pp. 245-247.
17. DORR, J. V. N., and BOSQUI, F. L., *Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores.* McGraw-Hill Book Co., Inc. New York, 1950, 511 pp.
18. EMMONS, W. H., *Gold Deposits of the World.* McGraw-Hill Book Co., Inc., New York, 1937, 562 pp.
19. *Federal Reserve System, Board of Governors.* Federal Reserve Bull., v. 50, No. 4, April 1964, pp. 528-533.
20. GARDNER, E. D., and JOHNSON, CHARLES H., *Placer Mining in the Western United States. I. General Information, Hand-Shoveling, and Ground-Sluicing.* BuMines Inf. Circ. 6786, 1934, 73 pp.
21. —, *Placer Mining in the Western United States. II. Hydraulicking, Treatment of Placer Concentrates, and Marketing of Gold.* BuMines Inf. Circ. 6787, 1934, 108 pp.
22. —, *Placer Mining in the Western United States. III. Dredging and Other Forms of Mechanical Handling of Gravel and Drift Mining.* BuMines Inf. Circ. 6788, 1935, 81 pp.
23. HARRISON, H. L. H., *Alluvial Mining for Tin and Gold.* Mining Publications Ltd., London, 1962, 313 pp.
24. KEMMERER, EDWIN WALKER, *Gold and the Gold Standard.* McGraw-Hill Book Co., Inc., New York, 1944, 224 pp.
25. LIDDELL, D. M., *Handbook of Nonferrous Metallurgy. V. 2, Recovery of the Metals.* McGraw-Hill Book Co., Inc., New York, 2d, 1945, 721 pp.
26. MERRILL, CHARLES WHITE, *Gold and Silver Money and Credit.* Pt. 16 in Economics of the Mineral Industries, Seeley W. Mudd Series, American Institute of Mining Metallurgical, and Petroleum Engineers, 2d, 1964, pp. 709-729.
27. RIDGWAY, D. H., *Summarized Data of Gold Production.* BuMines Econ. Paper 6, 1929, 63 pp.
28. ROSE, THOMAS K., and NEWMAN, W. A. C., *The Metallurgy of Gold.* J. B. Lippincott Co., Philadelphia, Pa., 1937, 561 pp.
29. RYAN, J. P., *Gold.* BuMines Minerals Yearbook 1963, v. 1, 1964, pp. 549-572.
30. SUTHERLAND, C. H. V., *Gold.* Thames & Hudson, London, 1959, 196 pp.

31. WISE, EDMUND M., *Gold. Recovery, Properties, and Applications.* D. Van Nostrand Co., Inc. Princeton, N. J., 1964, 367 pp.
32. ZADRA, J. B.; ENGEL, A. L., and HEINEN, H. J., *Process for Recovering Gold and Silver From Activated Carbon by Leaching and Electrolysis.* BuMines Rept. of Inv. 4843, 1952, 32 pp.

PLATA

1. MECA, *Memoria sobre las minas de S. Almagrera y la plata que producen.* Almería, h. 85, 1842.
2. CASTELLS, J., *Ensayo metalogénico sobre los criaderos argentíferos de Hiendelaencina.* Notas y Comunicaciones, núm. 30, p. p. 25, h. 39, 1953.
3. ESCOSURA, L. DE LA, *De las minas de Hiendalaencina.* Boletín Oficial de Minas, t. 2, núm. 23, p. p. 291, h. 39, 1845.
4. GAVALA Y LABORDE, J., *Los filones argentíferos de Hiendelaencina.* Bol. I. G. M. E., t. 65, p. p. 247, h. 39, 1953.
5. TARGHETTA, J. B., *El campo filoniano de Hiendelaencina (Guadalajara).* E. Geol., v. 15, p. p. 371, h. 39, 1959.
6. MESEGUER, J., y CANTOS, J., *Investigación de nuevas metalizaciones en el distrito de Linares-La Carolina.* Notas y Comunicaciones, núm. 10, p. p. 99, h. 70, 1942.
7. ORUETA, D. DE, *Informe sobre el reconocimiento de la serranía de Ronda. Término de Alhaurín el Grande-Llanos de la Plata (Coín).* Bol. I. G. M. E., t. XL, p. p. 287, h. 87, 1919.
8. ADDICKS, LAWRENCE, *Silver in Industry.* Reinhold Pub. Co., New York, 1940, 636 pp.
9. *Director of the Mint,* Annual Reports.
10. DORR, J. V. N., and BOSQUI, F. L., *Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores.* McGraw-Hill Book Co., Inc., New York, 1950, 511 pp.
11. FORD, ELIOT, *Comstock Mining and Miners.* U. S. Geol. Survey Mon. 4, 1883, 451 pp.
12. HANDY & HARMAN, *Annual Review of the Silver Market.* New York.
13. HAYWARD, CARLE R., *An Outline of Metallurgical Practice.* D. Van Nostrand and Co., Inc., New York, 1952, pp. 471-479.
14. LEONG, Y. S., *Silver.* The Brookings Institution Publication, No. 49, 1934, 172 pp.
15. LIDDELL, D. M., *Handbook of Nonferrous Metallurgy.* Recovery of the Metals, 1945, pp. 275-344.
16. MERRILL, CHARLES W., *Summarized Data of Silver Production.* Bureau of Mines Econ., Paper 8, 1930, 58 pp.
17. —, *Gold and Silver-Money and Credit.* Economics of the Mineral Industries, AIME, 1964, pp. 709-728.
18. MERRILL, CHARLES W.; MCKNIGHT, E. T.; KILLSGAARD, THOR H., and PATRICK RYAN, J., *Silver: Facts, Estimates, and Projections.* Bureau of Mines Inf. Circ. 8257, 1965, 22 pp.
19. RICKARD, T. A., *Man and Metals.* McGraw-Hill Book Co., Inc., New York, 1932, 506 pp.
20. U. S. TREASURY DEPARTMENT, *Treasury Staff Study of Silver.* 1965, 91 pp.
21. ZADRA, J. B.; ENGEL, A. L., and HEINEN, H. G., *Process for Recovering Gold and Silver from Activated Carbon by Leaching and Electrolysis.* Bureau of Mines Rept. of Inv. 4843, 1952, 32 pp.

TANTALO Y NIOBIO

1. BABITZKE, H. R.; CARVER, M. D., and KATO, H., *Columbium and Tantalum Alloys Suitable for Use at Higt Temperatures.* BuMines Rept. of Inv. 6390, 1964, 25 pp.
2. BARTON, W. R., *Columbium and Tantalum. A Materials Survey.* BuMines Inf. Circ. 8120, 1962, 110 pp.
3. CAMPBELL, T. T.; BLOCK, F. E.; ROBIDORT, G. B., and SCHALLER, J. L., *Preparation of Columbium and Tantalum by Metallic Reduction of Their Chlorides.* BuMines Rept. of Inv. 6080, 1962, 20 pp.
4. HALLOWELL, J. B.; MAYKUTH, D. J., and OGDEN, H. R., *Coatings for Tantalum-Base Alloys.* Battelle Memorial Institute, Columbus, Ohio, ASD-TDR-63-232 [U. S. Air Force Contract AF 33 (657)-7909], 1963, 80 pp.
5. HAMPEL, C. A., *Tantalum. Ch. in Rare Metals Hadbook.* Reinhold Pub. Corp., New York, 2d ed., 1961, pp. 469-518.
6. HENDERSON, A. W., and BLOCK, F. E., *Calcium Fluoride Additions to Chlorination Reactions.* BuMines Rept. of Inv. 5919, 1962, 19 pp.
7. MAY, S. L.; TEWS, J. L., and GOFF, T. N., *Separation of Tantalum From Columbium by the Hydrofluoric Acid-Sulfuric Acid-Methyl Isobutyl Ketone System.* BuMines Rept. of Inv. 5862, 1961, 31 pp.
8. MILLER, G. L., *Tantalum and Niobium.* Busterworths Scientific Publications, London, 1959, 767 pp.
9. NATIONAL RESEARCH COUNCIL, *Report of the Committee on Refractory Metals, Materials Advisery Board.* Report MAB-154-M. National Academy of Sciences, Washington, D. C., v. 2, 1959, pp. 15-16, 59-110.
10. ROMANS, P. A.; NIEBUHR, W. J., and HAUGERX, J. R., *Ray Spectrographic Analysis for Trace Quantities of Tantalum in Columbium.* BuMines Rept. of Inv. 6483, 1964, 11 pp.
11. SAMA, L., *High-Temperature Oxidation-Resistant Coatings for Tantalum Base Alloys.* General Telephone and Electronics Laboratories, Inc. Bayside, N. Y., ASD-TDR-63-160 [U. S. Air Force Contract AF 33 (657)-7339], 1963, 141 pp.
12. SCHMIDT, F. F.; BARTLETT, E. S., and OGDEN, H. R., *Investigation of Tantalum and its Alloys.* Battelle Memorial Institute, Columbus, Ohio, ASD-TDR-62-594, pt. 2 [U. S. Air Force Contract AF. 33 (657)-7927], 1963, 128 pp.

TITANIO

1. MESEGUER PARDO, J., *El titanio, metalogenia, aplicaciones y yacimientos españoles.* Boletín Oficial de Minas y Metales, núm. 156, p. p. 465, 1930.
2. MARTÍN CARDOSO, G., *Pegmatita titanífera de Lalín (Galicia).* Asoc. Esp. para el progreso de las ciencias, congreso de Lisboa, Secc. Cienc., t. V, parte 1.ª, h. 17, 1932.
3. AUSMUS, S. L., and others, *Casting Technology for Titanium, Zirconium and Hafnium.* BuMines Rept. of Inv. 5686, 1960, 31 pp.
4 BAKER, D. H., Jr., *Hardness Testing of Titanium Sponge: Equipment and Procedure.* BuMines Rept. of Inv. 5440, 1959, 18 pp.
5. BANNING, L. H., and others, *Electric Smelting of Ilmenite Concentrates from Valley County, Idaho.* BuMines Rept. of Inv. 5170, 1955, 18 pp.
6. BAROCH, C. T., and others, *Titanium Plant at Boulder City, Nev.: Its Design and Operation.* BuMines Rept. of Inv. 5141, 1955, 76 pp.
7. BAROCH, C. T., and KACZMAREK, T. B., *Titanium Plant at Boulder City, Nev.: Operating Costs.* BuMines Rept. of Inv. 5248, 1956, 21 pp.
8. BEALL, R. A., and others, *A Study of Consumable Electrode Arc Melting.* BuMines Rept. of Inv., 5144, 1955, 27 pp.
9. —, *Fabricating Consumable Electrodes of Zirconium Titanium, and Similar Metals for Arc Melting.* BuMines Rept. of Inv. 5247, 1956, 25 pp.
10. —, *Production of Titanium Castings.* BuMines Rept. of Inv. 5265, 1956, 42 pp.
11. BEGOR, C. R., and QUAM, C. A., *Drilling and Blasting at Tahawus.* Min. Cong. Jour., 34, August 1948, pp. 24-27.
12. CARPENTER, J. H., and others, *Mining and Concentration of Ilmenite and Associated Minerals at Trail Ridge.* Fla. Min. Eng., v. 5, No. 8, August 1953, pp. 789-795.

13. FULLER, H. C.; BAKER, D. H., Jr., and WARTMAN, F. S., *Recent Practice at the Bureau of Mines Boulder City, Nev., Titanium Plant.* BuMines Rept. of Inv. 4879, 1952, 20 pp.
14. FULLER, H. C., and EDLUND, V. E., *Electric Smelting Titaniferous Magnesite Ore, Iron Mountain, Wyo.* BuMines Rept. of Inv. 5776, 1961, 11 pp.
15. HAVER, F. P., and BAKER, D. H., Jr., *Development of a 10,000-Ampere Cell for Electrorefining Titanium.* BuMines Rept. of Inv. 5805, 1961, 42 pp.
16. HOMME, V. E.; WONG, M. M., and BAKER, D. H., Jr., *Sodium Reduction of Titanic Chloride.* BuMines Rept. of Inv. 5398, 29 pp.
17. HUBER, R. W., and LANE, I. R., Jr., *Consumable Electrode Arc Melting of Titanium and Its Alloys.* BuMines Rept. of Inv. 5311, 1957, 36 pp.
18. KELLY, K. K., and MAH, ALLA D., *Metallurgical Thermochemistry of Titanium.* BuMines Rept. of Inv. 5490, 1959, 48 pp.
19. KENAHAN, CHARLES B., and SCHLAIN, DAVID, *Chemical and Galvanic Corrision Properties of Titanium Alloys.* BuMines Rept. of Inv. 5423, 1958, 27 pp.
20. KNOERR, A. W., *Wolrd's Major Titanium Mine and Smelter Swing Into Full Scale Production.* Eng. and Min. J., v. 153, No. 3, March 1952, pp. 72-79.
21. KROLL, W. J., *The Present State of Titanium Extractive Metallurgy.* Trans. Metallurgical Society of AIME, v. 215, No. 4, August 1959, pp. 546-553.
22. MARK, W. M., and others, *Methods for Improving Quality of Titanium Sponge Produced by the Kroll Process.* BuMines Rept. of Inv. 5665, 1960, 29 pp.
23. MILLER, JESSE A., *Titanium a Materials Survey.* BuMines Inf. Circ. 7791, 1957, 43 pp.
24. NETTLE, J. R.; BAKER, D. H., Jr., and WARTMAN, F. S., *Electrorefining Titanium Metal.* BuMines Rept. of Inv. 5315, 1957, 42 pp.
25. O'BRIEN, W. J., *Titanium-Pigment Industry.* Chem. Eng. Prog., v. 44, No. 110, November 1948, pp. 809-814.
26. PERKINS, E. C., and others, *Chlorination of Titaniferous Slags: A Study of the Moving Bed Technique.* BuMines Rept. of Inv. 5983, 1962, 17 pp.
27. —, *Fluidized-Bed Chlorination of Titaniferous Slags and Ores.* BuMines Rept. of Inv. 6317, 1963, 13 pp.
28. QUIRK, R., and EILERTSEN, N. A., *Methods and Costs of Exploration and Pilot Plant Testing of Ilmenite Bearing Sands, Lakehurst Mine.* The Glidden Co., Ocean County, N. J., BuMines Inf. Circ. 8197, 1963, 68 pp.
29. SPENCER, R. V., *Titanium Minerals in Trail Ridge, Fla.* BuMines Rept. of Inv. 4208, 1948, 21 pp.
30. SPENCER, R. V., and THOENEN, J. R., *Drilling Florida Dune Sands.* BuMines Rept. of Inv. 4227, 1948, 4 pp.
31. STODDARD, C. K.; COLE, S. S.; ECK, L. T., and DADIS, C. W., *Pilot Plant Smelting of Ilmenite in the Electric Furnace.* BuMines Rept. of Inv. 4750, 1950, 15 pp.
32. THOENEN, J. R., and WARNE, J. D., *Titanium Minerals in Central and Northeastern Florida.* BuMines Rept. of Inv 4515, 1949, 62 pp.
33. WARTMAN, F. S., and COOK, M. A., *Removal of Magnesium and Magnesium Chloride From Titanium Sponge.* BuMines Rept. of Inv. 4837, 1952, 7 pp.
34. WARTMAN, F. S.; WALKER, J. P.; FULLER, H. C.; COOK, M. A., and ANDERSON, E. L., *Production of Ductile Titanium at Boulder City, Nw.* BuMines Rept. of Inv. 4519, 1949, 37 pp.
35. WOOD, R. A., *A Tabulation of Designations, Properties and Treatments of Titanium and Titanium Alloys.* Defense Metals Information Center, Battelle Memorial Institute, Columbus, Ohio, DMIC Memorandum 171, July 15 1963, 8 pp.

W O L F R A M I O

1. BARRÓN, L., y HERNÁNDEZ SAMPELAYO, A., *Nota sobre la investigación de los aluviones de la laguna de Antela, en Ginzo de Limia (Orense).* Notas y Comunicaciones, núm. 44, 1956, p. 73.
2. RAMÍREZ Y RAMÍREZ, E., *Nota para el estudio de la metalogenia extremeña. Los yacimientos wolframio-estanníferos de la Extremadura central.* Notas y Comunicaciones, núm. 28, p. 17.
3. RAMÍREZ Y RAMÍREZ, E., *Proyecto de investigación y estudio de los yacimientos volframio-estanníferos de España.* Notas y Comunicaciones, núm. 31, p. 123.
4. RAMÍREZ Y RAMÍREZ, E., *Yacimiento de wolframio en Campanario y de galena y blenda en Orellana la Vieja (Badajoz).* Notas y Comunicaciones, núm. 35, p. 13.
5. SACRISTÁN, J., *Los criaderos de wolfram en los términos de Oliva de Jerez y Zahínos, de la provincia de Badajoz.* Bol. XXXIII, p. 199.

INDICE DE MATERIAS, INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

6. GARCÍA PUELLES, ENRIQUE, *Estudio industrial de los yacimientos volframíferos y estanníferos de la provincia de Salamanca.* Núm. 11, abril 1918, pp. 1-17.
7. GARCÍA PUELLES, ENRIQUE, *Estudio industrial de los yacimientos volframíferos y estanníferos de la provincia de Salamanca* (continuación). Núm. 12, mayo 1918, pp. 29-46.
8. *Fabricación de tungsteno en gran escala.* Núm. 12, mayo 1918, pp. 61-62.
9. *La tungstenita.* Núm. 12, mayo 1918, pp. 62-63.
10. GARCÍA PUELLES, ENRIQUE, *Estudio industrial de los yacimientos volframíferos y estanníferos de la provincia de Salamanca* (conclusion; véase el núm. 12). Núm. 13, junio 1918, pp. 33-50.
11. *Las minas de volfram de la Argentina.* Núm. 13, junio 1918, p. 67.
12. *La tungstenita.* Núm. 17, octubre 1918, pp. 55-56.
13. CUETO e IRIMIO, *Estudio de los yacimientos de volfram y estaño del distrito de La Coruña.* Núm. 19, diciembre 1918, pp. 13-19.
14. *El volfram en Birmania.* Núm. 26, julio 1919, pp. 47-48.
15. *Yacimientos de tungsteno en China.* Núm. 62, julio 1922, p. 51.

INDICE DE MATERIAS, BOLETIN OFICIAL DE MINAS Y METALURGIA

16. LABARTA, *Estudio de los criaderos de menas de estaño y tungsteno en la favinia.*
17. CUETO e IRIMO, *Estudio de los yacimientos de volfram y estaño en La Coruña.* T. I, 1933, pp. 77-78.
18. GARCÍA PUELLES, ENRIQUE, *Castilla la Vieja. Estudio industrial de la zona volframífera de Barruecopardo (Salamanca).* T. I, 1933, pp. 185-187.
19. GARCÍA PUELLES, ENRIQUE, *Estudio industrial de la zona volframífera y estannífera de Navasfrías-El Payo (Salamanca).* T. I, 1933, pp. 190-193.
20. ALVAREZ DE LA BRAÑA y VARELA RADIO, *Estudio de nuevos criaderos de volfram y estaño en las zonas de Carbia y Arnoya (Orense).* T. II, 1934, pp. 177-179.

INDICE DE MATERIAS, CATALOGO DESCRIPTIVO DE LOS CRIADEROS MINERALES DE ESPAÑA

21. CASTELLS CABEZÓN, JOSÉ, *La metalurgia del tungsteno.* Colección «Conferencias», núm. 4, 1945, p. 56.

INDICE DE MATERIAS, PUBLICACIONES VARIAS DE LA DIRECCION GENERAL DE MINAS Y COMBUSTIBLES