MINISTERIO DE INDUSTRIA
DIRECCION GENERAL DE MINAS

PLAN NACIONAL DE LA MINERIA

programa nacional de explotación minera

Minería de minerales no metálicos

50015

PROGRAMA NACIONAL DE EXPLOTACION MINERA

Minería de minerales no metálicos

MINISTERIO DE INDUSTRIA
DIRECCION GENERAL DE MINAS

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

Depósito legal : M 33205/1971
IMPRENTA NACIONAL DEL BOLETIN OFICIAL DEL ESTADO

El «Estudio de la minería de minerales no metálicos» constituye la sección séptima 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:

Carlos S. Muñoz Cabezón

Vocales:

Benito Alberdi Berraondo
Enrique Borja García
Jaime Echánove Quevedo
José Antonio Martínez Tapia
Vicente Membrillera Membrillera
Francisco Motta Saseta
José Manuel de Ochoa O'Shea
Javier Olascoaga
José María Oliveros Rives
Antonio Pórter Piqueras

Colaboradores:

Rodolfo Gómez Espinosa
Enrique Laviña Serrano
Arsenio Otero Pérez

SUMARIO

Páginas

0. INTRODUCCIÓN ... 17

1. ARCILLAS ESPECIALES ... 21

1.1 Attapulgita ... 23
1.1.1 Situación de la attapulgita ... 23
1.1.2 Explotación ... 28
1.1.3 Objetivos que se pretenden cubrir ... 28
1.1.4 Comercialización del mineral ... 29
1.1.5 Problemas con que se enfrenta el sector 34
1.1.6 Resumen y conclusiones ... 34

1.2 Bentonita ... 35
1.2.1 Situación actual de la minería de la bentonita ... 35
1.2.2 Explotación ... 39
1.2.3 Objetivos que se pretenden cubrir ... 40
1.2.4 Comercialización del mineral ... 40
1.2.5 Problemas con que se enfrenta el sector 42
1.2.6 Resumen y conclusiones ... 42

1.3 Sepiolita ... 42
1.3.1 Descripción de la minería de la sepiolita ... 42
1.3.2 Explotación ... 44
1.3.3 Objetivos que se pretenden cubrir ... 44
1.3.4 Comercialización del mineral ... 44
1.3.5 Problemas con que se enfrenta el sector 45
1.3.6 Resumen y conclusiones ... 45

2. ASBESTOS ... 47

2.1 Generalidades ... 49
2.2 Distribución geográfica de la minería mundial ... 49
2.3 Historia de la minería en España y su situación geográfica ... 50
2.3.1 Almería ... 50
2.3.2 Badajoz ... 50
2.3.3 Ciudad Real ... 50
2.3.4 La Coruña ... 50
2.3.5 Granada ... 51
2.3.6 Huelva ... 51
2.3.7 Lérida ... 52
2.3.8 Lugo ... 52
2.3.9 Málaga ... 53
2.3.10 Orense ... 53
2.3.11 Oviedo ... 53
2.3.12 Pontevedra ... 53

2.4 Descripción de algunos yacimientos ... 53
2.4.1 Yacimientos mundiales ... 53
2.4.2 Yacimientos españoles más importantes ... 53

2.5 Explotación ... 55
2.5.1 Explotación de algunos yacimientos mundiales ... 55
2.5.2 Explotación de yacimientos españoles. 55

2.6 Producción ... 56
2.6.1 Producción mundial ... 56
2.6.2 Producción nacional ... 56

Páginas

2.7 Comercio exterior ... 57
2.7.1 Comercio mundial ... 57
2.7.2 Comercio español ... 57

2.8 Mercado ... 59
2.8.1 Mercado mundial ... 59
2.8.2 Mercado español ... 59

2.9 Precios del amianto ... 59

2.10 Reservas ... 60
2.10.1 Reservas mundiales ... 60
2.10.2 Reservas españolas ... 60

2.11 Industrias que utilizan el amianto ... 60
2.11.1 Generalidades ... 60
2.11.2 El fibrocemento en España ... 60

2.12 Consumo de materias primas en fibrocementos ... 60

2.13 Comercio exterior de fibrocemento ... 61
2.13.1 Importaciones ... 61
2.13.2 Exportaciones ... 61
2.13.3 Saldo del comercio exterior ... 61

2.14 Demanda ... 61
2.14.1 Primera hipótesis ... 61
2.14.2 Segunda hipótesis ... 61
2.14.3 Tercera hipótesis ... 62

2.15 Conclusiones ... 62
2.15.1 Minería ... 62
2.15.2 Reservas ... 62
2.15.3 Demanda ... 62
2.15.4 Mercado ... 62

3. AZUFRE ... 63

3.1 Importancia y usos ... 65

3.2 Procedencia del azufre ... 65
3.2.1 Piritas ... 65
3.2.2 Otras procedencias ... 65
3.2.3 Azufre elemental ... 65

3.3 Evolución de la producción ... 66

3.4 Producción española de azufre elemental ... 66
3.4.1 Yacimientos españoles ... 66
3.4.2 Investigación ... 66

3.5 Comercio exterior de España ... 67

4. BARITA ... 69

4.1 Situación actual de la barita en su conjunto . 71
4.1.1 Situación geográfica, historia y génesis de los yacimientos ... 71
4.1.2 Composición del mineral ... 73
4.1.3 Reservas estimadas ... 73
4.1.4 Minas en actividad y paradas ... 81

Páginas

4.2 Explotación ... 91
4.2.1 Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales ... 91
4.2.2 Producción actual ... 91
4.2.3 Ventajas e inconvenientes del sistema . 91
4.2.4 Mejoras posibles en los métodos de explotación ... 91
4.2.5 Grado de recuperación obtenible ... 91
4.2.6 Producción futura ... 91
4.2.7 Beneficio del mineral ... 92

4.3 Objetivos que se pretenden cubrir ... 92
4.3.1 Programa previsto en los próximos años. 92
4.3.2 Programa de inversiones a realizar ... 92
4.3.3 Programa de financiación... ... 92

4.4 Comercialización del mineral... ... 93
4.4.1 Mercado interior y exterior ... 93
4.4.2 Competencia con otros minerales ... 95
4.4.3 Posibilidades de aumento de los mercados de barita ... 95
4.4.4 Precios interiores y exteriores ... 95

4.5 Problemas con que se enfrenta el sector ... 96
4.5.1 De infraestructura ... 96
4.5.2 Sociales... ... 96
4.5.3 Económicos ... 96
4.5.4 Comerciales ... 96

4.6 Conclusiones ... 96

5. BAUXITA ... 99

5.1 Introducción ... 101
5.1.1 Bosquejo histórico ... 101
5.1.2 Génesis del mineral ... 102

5.2 Situación actual del sector ... 104

5.3 Estudio de los yacimientos nacionales ... 105
5.3.1 Región subpirenaica ... 106
5.3.2 Región central ... 130
5.3.3 Región sur ... 135

5.4 Reservas totales estimadas ... 137

5.5 Conclusiones ... 139
5.5.1 Situación actual del sector ... 139
5.5.2 Reservas ... 139
5.5.3 Producción nacional ... 139

5.6 Sugerencias y recomendaciones ... 140

6. CAOLÍN ... 141

6.1 Introducción ... 143
6.1.1 Objetivos de este estudio ... 143
6.1.2 Definiciones ... 143
6.1.3 Propiedades ... 144
6.1.4 Aplicaciones ... 144

6.2 Producción ... 144
6.2.1 Producción mundial ... 144
6.2.2 Producción nacional ... 145

6.3 Comercio Exterior ... 145
6.3.1 Comercio exterior español ... 145

6.4 Consumo ... 146
6.5 Evolución de la demanda ... 147
6.6 Yacimientos ... 148
6.6.1 Yacimientos españoles... ... 148
6.7 Reservas aparentes ... 163
6.8 Estudio geológico-minero ... 164
6.9 Explotaciones mineras ... 164

Páginas

6.10 Instalaciones de tratamiento... ... 164
6.10.1 Observación preliminar ... 164
6.10.2 Situación actual de las instalaciones de tratamiento ... 165

6.11 Conclusiones ... 166
6.11.1 Mercado ... 166
6.11.2 Yacimientos y reservas ... 168
6.11.3 Explotaciones mineras ... 168
6.11.4 Instalaciones de tratamiento ... 168

6.12 Recomendaciones ... 168
6.13 Inversiones... ... 169

7. CUARZO, SÍLICE Y ARENAS SILÍCEAS ... 171

7.1 Generalidades ... 173
7.2 Yacimientos y explotaciones de cuarzo ... 173
7.3 Producción ... 173
7.4 Consumo ... 175
7.5 Sílice y arenas silíceas ... 175
7.6 Producción ... 175
7.7 Consumo ... 176
7.8 Conclusiones y recomendaciones... ... 176

8. ESPATO FLÚOR ... 177

8.1 Situación actual del sector ... 179
8.1.1 Situación geográfica... ... 179
8.1.2 Historia de la minería ... 179
8.1.3 Reservas estimadas ... 179
8.1.4 Composición media de los minerales de fluorita ... 181
8.1.5 Utilización de la fluorita ... 181

8.2 Estudio de los yacimientos nacionales ... 182
8.2.1 Concesiones mineras en la península . 182
8.2.2 Objetivos del sector... ... 205

8.3 Problemas con que se enfrenta el sector ... 209
8.3.1 De infraestructura ... 209
8.3.2 Sociales ... 211
8.3.3 Económicos ... 212

8.4 Comercialización del mineral... ... 212
8.4.1 Mercado exterior... ... 212
8.4.2 Mercado interior ... 213
8.4.3 Competencia de los minerales españoles en el mercado internacional ... 213
8.4.4 Previsiones de mercado... ... 213
8.4.5 Precios del mineral... ... 214

8.5 Recomendaciones y conclusiones ... 214
8.5.1 Recomendaciones ... 214
8.5.2 Conclusiones ... 214

9. ESTRONCIO ... 217

9.1 Introducción ... 219
9.1.1 Minerales principales ... 219
9.1.2 Utilización ... 219

9.2 Yacimientos... ... 219
9.2.1 Yacimientos nacionales... ... 219

9.3 Producción ... 219
9.4 Comercio exterior 221
9.5 Perspectivas ... 221
9.6 Posibilidades de incrementar la producción ... 221
9.7 Conclusiones ... 221

10. FELDESPATO Y PEGMATITA ... 223

10.1 Feldespato ... 225
10.1.1 Generalidades ... 225
10.1.2 Consumidores ... 225
10.1.3 Estudio de mercados ... 225
10.1.4 Explotaciones mineras ... 226
10.1.5 Conclusiones y recomendaciones ... 228

10.2 Diques pegmatíticos o pegmatitas ... 228

Páginas

11. Fosfatos ... 231

11.1 Situación actual de la minería de fosfatos . 233
11.1.1 Minería en España peninsular ... 233
11.1.2 Minería de la provincia del Sahara ... 235
11.1.3 Utilización del fosfato ... 236

11.2 Yacimiento de Bu-Craa ... 236
11.2.1 Situación geográfica ... 236
11.2.2 Formación y génesis de la cuenca de fosfatos ... 236
11.2.3 Yacimientos de plataforma ... 238
11.2.4 Yacimientos de borde geosinclinal ... 238
11.2.5 Descripción de las características geológicas ... 238
11.2.6 Composición del mineral ... 239
11.2.7 Reservas estimadas ... 239
11.2.8 Explotación ... 239
11.2.9 Programa de producción ... 264
11.2.10 Programa de inversiones a realizar . 264

11.3 Mercado del fosfato ... 265
11.3.1 Introducción ... 265
11.3.2 La industria transformadora ... 265
11.3.3 La industria productora ... 267
11.3.4 Mercado y comercio mundial de fosfatos ... 272
11.3.5 El mercado de productos intermedios 275
11.3.6 El mercado español ... 277
11.3.7 Comercialización ... 279
11.3.8 Bu-Craa y el mercado mundial ... 283
11.3.9 Conclusiones ... 283

11.4 Conclusiones generales ... 284

12. Grafito ... 287

12.1 Introducción ... 289

12.2 Minería del grafito en España ... 289
12.2.1 Situación geográfica ... 289
12.2.2 Yacimiento de Benahavis ... 289

12.3 Producciones ... 289
12.3.1 Producción mundial ... 289
12.3.2 Producción nacional ... 290

12.4 Factores económicos ... 290

12.5 Comercio exterior ... 290
12.5.1 Exportaciones mundiales ... 290
12.5.2 Importaciones mundiales ... 290
12.5.3 Exportaciones españolas ... 290
12.5.4 Importaciones españolas ... 291

12.6 Demanda ... 291
12.6.1 Mundial ... 291
12.6.2 Nacional ... 291

12.7 Previsiones de la demanda ... 291
12.8 Conclusiones ... 292

13. Kieselguhr ... 293

13.1 Situación actual ... 295
13.1.1 Situación geográfica ... 295
13.1.2 Minería del Kieselguhr ... 295
13.1.3 Formación y génesis de los yacimientos ... 295
13.1.4 Composición del mineral ... 295

13.2 Reservas estimadas ... 297
13.3 Permisos de investigación y concesiones de explotación ... 297

13.4 Explotación ... 298
13.4.1 Ventajas e inconvenientes del sistema. 299
13.4.2 Mejoras posibles en los métodos de explotación ... 299
13.4.3 Grado de recuperación ... 299
13.4.4 Beneficio del mineral ... 299

Páginas

13.5 Producción ... 299
13.5.1 Producción nacional ... 299
13.5.2 Producción futura ... 300

13.6 Comercialización del mineral ... 300
13.6.1 Importaciones y exportaciones ... 300
13.6.2 Competencia con otros minerales ... 301
13.6.3 Posibilidades de aumento de mercado. 301
13.6.4 Precios ... 301

13.7 Conclusiones ... 301

14. Magnesita ... 303

14.1 Situación actual de la minería de la magnesita en su conjunto ... 305
14.1.1 Situación geográfica ... 305
14.1.2 Historia de la minería ... 305
14.1.3 Formación y génesis ... 305
14.1.4 Componentes del mineral ... 305
14.1.5 Reservas estimadas ... 305
14.1.6 Relación de concesiones de explotación y permisos de investigación ... 306

14.2 Explotación ... 306
14.2.1 Descripción de los diferentes métodos. 306
14.2.2 Ventajas e inconvenientes del sistema. 306
14.2.3 Grado de recuperación obtenible ... 307
14.2.4 Beneficio del mineral ... 307

14.3 Producción ... 307
14.3.1 Producción actual ... 307
14.3.2 Producción futura ... 307

14.4 Objetivos que se pretenden cubrir ... 307
14.4.1 Programa previsto en los primeros años ... 307
14.4.2 Programa de inversiones a realizar ... 308
14.4.3 Programa de financiación ... 308

14.5 Comercialización del mineral ... 308
14.5.1 Mercado interior y exterior ... 308
14.5.2 Competencia con otros minerales ... 308
14.5.3 Posibilidades de aumento de mercados ... 309
14.5.4 Precios ... 309

14.6 Problemas con que se enfrenta el sector ... 309
14.6.1 Infraestructura ... 309
14.6.2 Sociales ... 309
14.6.3 Económicos ... 309
14.6.4 Comerciales ... 309
14.6.5 Otros ... 309

14.7 Resumen del sector de la magnesita ... 309

15. Mica ... 311

15.1 Generalidades ... 313
15.1.1 Utilización ... 313

15.2 Yacimientos ... 313
15.2.1 Mundiales ... 313
15.2.2 Nacionales ... 313

15.3 Producción nacional ... 315
15.4 Comercio ... 315
15.5 Conclusiones ... 315

16. Sales potásicas ... 317

16.1 Situación general del sector ... 319
16.1.1 Introducción ... 319
16.1.2 Formación y génesis de los yacimientos ... 321

16.2 Reservas a favor del Estado ... 322

16.3 Estudio de las principales explotaciones nacionales ... 322
16.3.1 Potasas de Navarra, S. A. ... 322
16.3.2 Minas de Potasa de Suria, S. A. ... 328

Páginas

16.3.3 Minas de Cardona (U.E.E.-Río Tinto) 332
16.3.4 Mina de Balsareny (U.E.E.-Río Tinto) 339
16.3.5 Mina de Sallent (U.E.E. - Río Tinto). 344

16.4 Comercialización de la potasa ... 346
16.4.1 Introducción ... 346
16.4.2 Productores mundiales ... 347
16.4.3 Mercado mundial ... 351
16.4.4 Mercado nacional ... 356

16.5 Problemas con que se enfrenta el sector ... 360
16.5.1 Problemas de infraestructura ... 360
16.5.2 Problemas comerciales ... 362

16.6 Conclusiones ... 363

ANEJO (Cuadros estadísticos) ... 365

17. SALES SÓDICAS ... 373

17.1 Sal común ... 375
17.1.1 Generalidades ... 375
17.1.2 Procedimientos de obtención de la sal común ... 377
17.1.3 Objetivos a cubrir por el sector ... 399
17.1.4 Datos para la comercialización de la sal común ... 401
17.1.5 Conclusiones ... 403

17.2 Sulfato sódico ... 404
17.2.1 Generalidades ... 404
17.2.2 Descripción de la minería existente . 405
17.2.3 Objetivos a cubrir por el sector ... 408
17.2.4 Datos para la comercialización del sulfato sódico ... 409
17.2.5 Conclusiones ... 409

18. TALCO ... 411

18.1 Situación actual del talco ... 413
18.1.1 Situación geográfica de cada zona ... 413
18.1.2 Composición del mineral y propiedades ... 413
18.1.3 Formación y génesis de los yacimientos de talco ... 413

Páginas

18.2 Explotación ... 413
18.2.1 Descripción de los diferentes métodos de explotación ... 413
18.2.2 Producción actual ... 414
18.2.3 Grado de recuperación obtenible ... 414
18.2.4 Producción futura ... 414
18.2.5 Relación de permisos y concesiones de explotación para mineral de talco ... 414
18.2.6 Beneficio del mineral ... 414

18.3 Objetivos que se pretenden cubrir ... 415
18.3.1 Programa previsto en los próximos años ... 415
18.3.2 Programa de inversiones a realizar . 415
18.3.3 Programa de financiación ... 415

18.4 Comercialización del mineral ... 415
18.4.1 Mercado interior y exterior ... 416
18.4.2 Competencia con otros minerales ... 416
18.4.3 Posibilidades de aumento de los minerales de talco ... 417
18.4.4 Precios interiores y exteriores ... 417

18.5 Síntesis de la monografía del talco ... 417
18.5.1 Estructura del sector en 1969 ... 417
18.5.2 Objetivos de producción ... 417
18.5.3 Inversiones ... 417
18.5.4 Financiación ... 417
18.5.5 Mercado interior y exterior ... 418
18.5.6 Líneas de política económica del sector ... 418
18.5.7 Recomendaciones y conclusiones ... 418

19. VERMICULITA ... 419

19.1 Generalidades ... 421
19.2 Utilización ... 421
19.3 Yacimientos ... 421
19.3.1 Yacimientos mundiales ... 421
19.3.2 Yacimientos nacionales ... 421

19.4 Producción ... 422
19.5 Comercio exterior ... 422
19.6 Conclusiones ... 422

0. INTRODUCCION

Bajo el título genérico de «minerales no metálicos» se ha comprendido una serie de minerales y sustancias minerales diferentes desde todos los puntos de vista.

Así, al lado de sustancias de tanta tradición minera como la potasa, la sal gema o la fluorita, aparecen otras de extraordinario porvenir, como el fosfato, la bauxita, los caolines y los asbestos, junto con minerales de poca o ninguna importancia dentro del panorama general de la minería española.

Por ello, y debido a esta desigualdad entre la importancia y las características mineras de las diferentes sustancias, ha resultado tarea difícil la confección del capítulo correspondiente a minerales no metálicos, exigiendo un tratamiento diferente para cada uno de ellos.

En los que tenían una minería tradicional, los problemas de explotación actuales y futuros se conocían perfectamente y su exposición no ha presentado dificultades; en otros minerales que no están en explotación intensiva en este momento, pero con claras posibilidades de futuro, tampoco ha habido dificultades; sin embargo, hay una serie de minerales en los que por su escasa importancia, carencia de antecedentes, diseminación en el territorio nacional y falta de estadísticas ha constituido un verdadero problema el poder encajar, dentro de los límites de una monografía, sus posibilidades y, sobre todo, su futuro.

La sola enumeración de las sustancias que se han estudiado en esta ponencia aclarará, más que todo lo que se pudiera decir, las ideas que se acaban de exponer. Las sustancias son las siguientes:

1. Arcillas especiales
   - 1.1 Attapulgita.
   - 1.2 Bentonita.
   - 1.3 Sepiolita.
2. Asbesto.
3. Azufre.
4. Barita.
5. Bauxita.
6. Caolín.
7. Cuarzo.
9. Espato flúor.
9. Estroncio.
10. Feldespato.
11. Fosfatos.
12. Grafito.
13. Kieselguhr.
14. Magnesita.
15. Mica.
16. Sales potásicas.
17. Sales sódicas.
    - 17.1 Sal común.
    - 17.2 Sulfato sódico.
18. Talco.
19. Vermiculita.

Si se examina detenidamente esta relación, puede verse que aparece en ella la bauxita, que debería figurar en el grupo de minerales metálicos varios, mientras que en éste deberían figurar sustancias que figuran allá, como, por ejemplo, el arsénico; pero saliendo al paso de esta posible anomalía, que se reseña, y a otras que pudieran señalarse, se vuelve a insistir en que el título de esta monografía es una denominación genérica y tradicional y que por ello se ha procurado respetarla sin alterar su contenido. También hay que hacer notar que en arcillas sólo se reseñan las que tienen unas aplicaciones industriales especiales, ya que la arcilla común se trata como roca industrial en otra ponencia.

Para la exposición de los problemas correspondientes a este apartado se dividieron las sustancias de acuerdo con la experiencia de cada uno de los vocales componentes del grupo de trabajo, asignándole aquellos para los que poseían mejores conocimientos y mayor experiencia y por la cual habían sido seleccionados.

Dentro de cada monografía, el vocal encargado ha seleccionado a lo largo de casi dos años de trabajo las minas o yacimientos de los que se tenía conocimiento en las diferentes provincias; ha estudiado los problemas correspondientes a cada una de estas provincias, minas o regiones, visitándolas personalmente, en algún caso, y, finalmente, de acuerdo con su experiencia y con los datos reunidos, ha confeccionado el trabajo, deduciendo unas conclusiones en las que se recogen todos los problemas actuales y, sobre todo, futuros que, a su juicio, presenta la minería correspondiente.

Si desiguales son en importancia los minerales y su minería actual, desiguales serán igualmente en extensión los apartados que las estudian y las conclusiones que pueden deducirse de ellos.

Con ello se ha procurado dar una idea lo más exacta posible de cuál es la importancia actual dentro de la minería española de este grupo. Después de estudiar el problema con el mayor detenimiento, se puede afirmar que es realmente importante y lo será más todavía en un futuro próximo, cuando al lado de la floreciente minería de la potasa, de la sal gema, del espato flúor y otros minerales, existe la esperanza de la minería de fosfato y de las posibilidades que presenta la explotación de la bauxita, los caolines, el amianto y de tantos otros que, si bien desconocidos u olvidados, por la cifra de sus importaciones, justifican dedicarles una especial atención.

Por ello se insiste en que, si bien algunos minerales de este grupo no entran dentro de los clásicos de la minería española, su importancia va siendo tal que merecen les sea concedida la máxima atención.

Sin embargo, hay que dejar constancia de que el trabajo actual sólo constituye, en muchos casos, el principio de un estudio que puede y debe ser ampliado en el futuro, a la vista de la confirmación o no de las presentes perspectivas, en cada caso particular.

A continuación se exponen por orden alfabético las monografías de las diferentes sustancias enumeradas anteriormente.

1. ARCILLAS ESPECIALES

1.1 ATTAPULGITA

1.1.1 SITUACION DE LA ATTAPULGITA

La attapulgita es una arcilla especial de composición y estructura muy similares a la sepiolita, que constituye una especie mineralógica bien definida y que sin un estudio profundo de sus propiedades físicas puede confundirse, además de con la sepiolita, con la bentonita, illita, halloisita y otros tipos de tierras arcillosas.

Su nombre lo debe a haberse encontrado, en primer lugar, en Attapulgus (EE. UU.), y se denomina por los rusos paligorskita, por encontrarse un yacimiento interesante en Paligorsk (URSS).

En España el yacimiento más importante y de gran extensión está situado en Torrejón el Rubio (Cáceres); existen otros en diversas provincias (Sevilla, Palencia, etc.), pero se presentan muy impuros, con montmorillonita, dolomía, cuarzo, etc.

La identificación del mineral como attapulgita se llevó a cabo en Cáceres hacia 1966, en donde se utilizaba la arcilla como elemento de blanqueo. Las investigaciones demostraron que el mineral era attapulgita, con las mismas propiedades que el de procedencia americana, aunque diferente en su constitución. La attapulgita española presenta una estructura de fibra más larga, mayor proporción de sílice e igual o superior poder de absorción que aquélla, pero el grano constituyente es menos duro que el americano.

El yacimiento encontrado en Cáceres es muy extenso y se presenta con muy poco recubrimiento, no habiéndose estudiado aún a fondo las diversas calidades de attapulgita que puedan existir, por la inversión que se necesita para realizar tal investigación.

En principio se pensó que la attapulgita tendría un amplio mercado en su variedad en polvo, pudiéndose aplicar para infinidad de usos; pero debido a dificultades de mercado, esta minería, a cielo abierto, fácil y atractiva, pasa en estos momentos por situaciones delicadas, debido principalmente a la falta de investigación suficiente sobre el yacimiento y su más conveniente tratamiento. El problema más acuciante es el de obtener un gránulo de attapulgita duro y resistente a la compresión que pueda emplearse, como absorbente de suelos, cuyo mercado en Europa se cifra en más de 30.000 t/año.

1.1.1.1 Situación geográfica de cada zona

Las zonas actualmente conocidas son las de Cáceres, Sevilla y Palencia (Fig. 1.1 - 1).

En Cáceres se encuentra, en una extensión de más de 15.000 ha., en los términos municipales de Torrejón el Rubio y Serradilla (Fig. 1.1 - 2).

En Sevilla, en el municipio de Lebrija (Fig. 1.1 - 3), y en Palencia, cerca de Saldaña (Fig. 1.1 - 4).

1.1.1.2 Formación y génesis del yacimieno

Se presenta en depósitos sedimentarios horizontales, de edad probablemente miocena, que se apoyan directamente sobre pizarras del cámbrico.

La attapulgita aparece en forma de capas con potencias que oscilan entre los 3 y 6 metros, mezclada con arenas feldespáticas y siliceas, cuya proporción varía del 3 al 35 por 100.

En algunos yacimientos la attapulgita se presenta contaminada con dolomía, en proporciones que a veces llegan al 60 por 100, y con otras arcillas tipos halloysita y montmorillonita.

Puede considerarse genéticamente formada por la descomposición de granitos y dolomías en zonas lacustres, donde ha tenido lugar la formación del silicato hidratado de magnesia, depositándose en épocas tranquilas.

En un régimen seco, aguas siliceas procedentes de los macizos graníticos y otras áreas paleozoicas con calizas magnesianas que llevaban iones de magnesio y aluminio, se encontraron en condiciones físico-químicas favorables para la formación de esta especie mineral, que fue depositándose en fondos lacustres y que posteriormente fue recubierto por sedimentos detríticos.

El recubrimiento varía entre 0,5 metros a varios metros de espesor. En el yacimiento de Torrejón, el espesor medio del recubrimiento es de 1 metro.

1.1.1.3 Composición del mineral

El mineral americano de Attapulgus (Georgia) tiene una composición media de 70 a 80 por 100 de attapulgita; 10 al 15 por 100 de montmorillonita, sepiolita u otras arcillas; 4 a 8 por 100 de sílice libre, y el 5 por 100 de caliza o dolomía.

El mineral español de Torrejón es de 70 a 80 por 100 de attapulgita, 18 al 30 por 100 de sílice libre y 1 al 3 por 100 de dolomía.

ARCILLAS: ATTAPULGITA, BENTONITA Y SEPIOLITA

Situación geográfica de los yacimientos

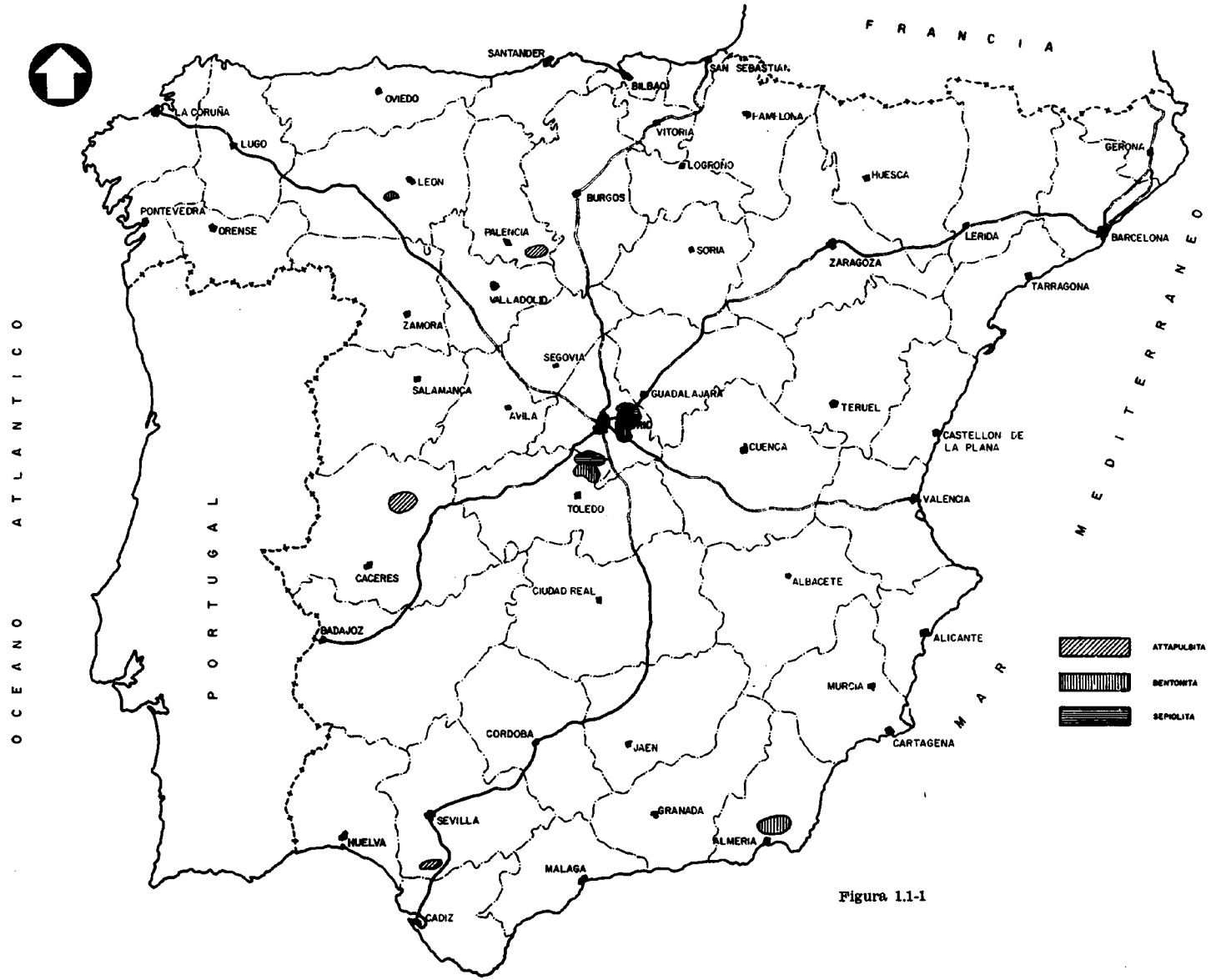


Figura 1.1-1

ATTAPULGITA

Situación geográfica de los yacimientos

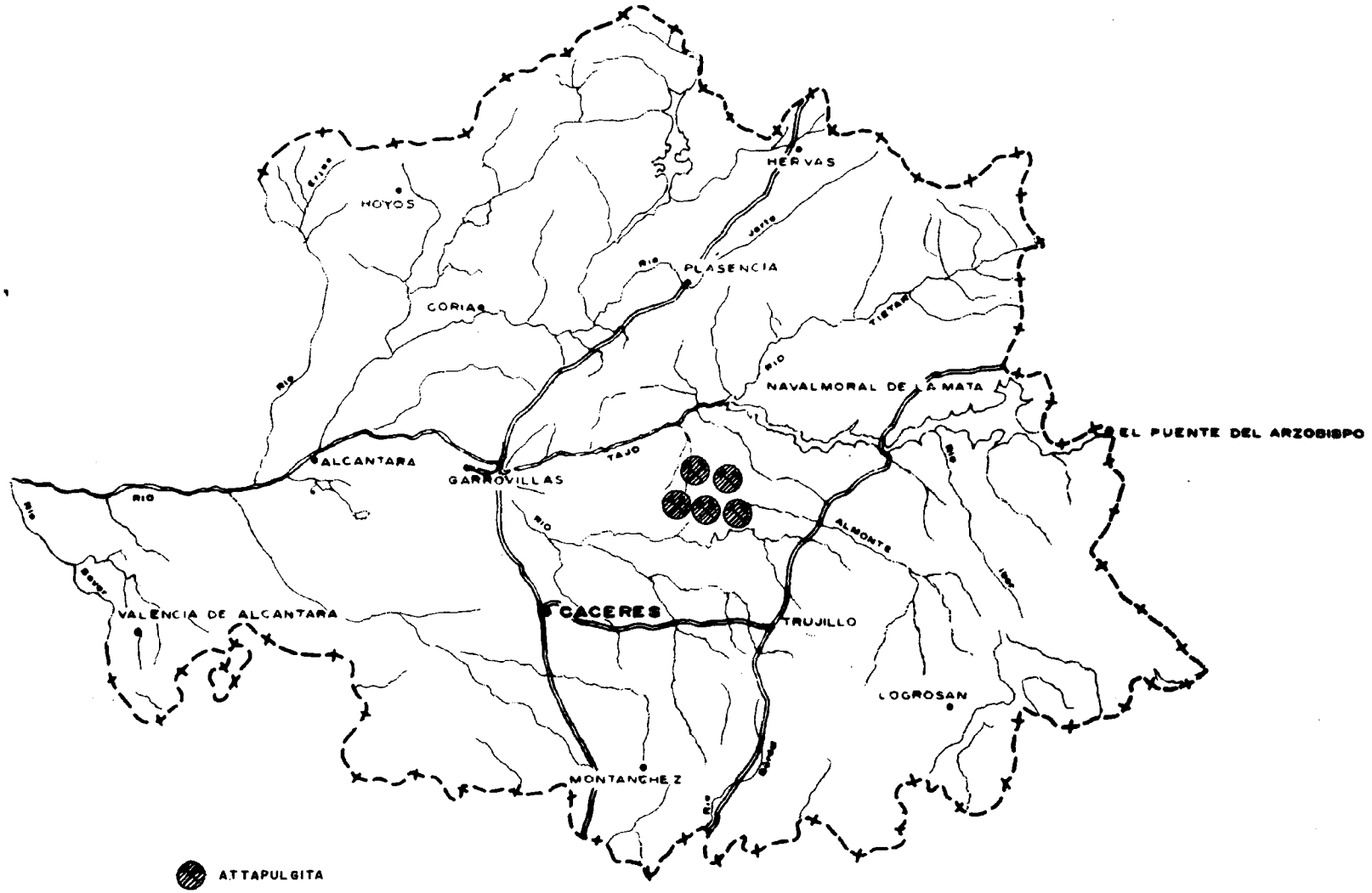


Figura 1.1-2

ATTAPULGITA

Situación geográfica de los yacimientos

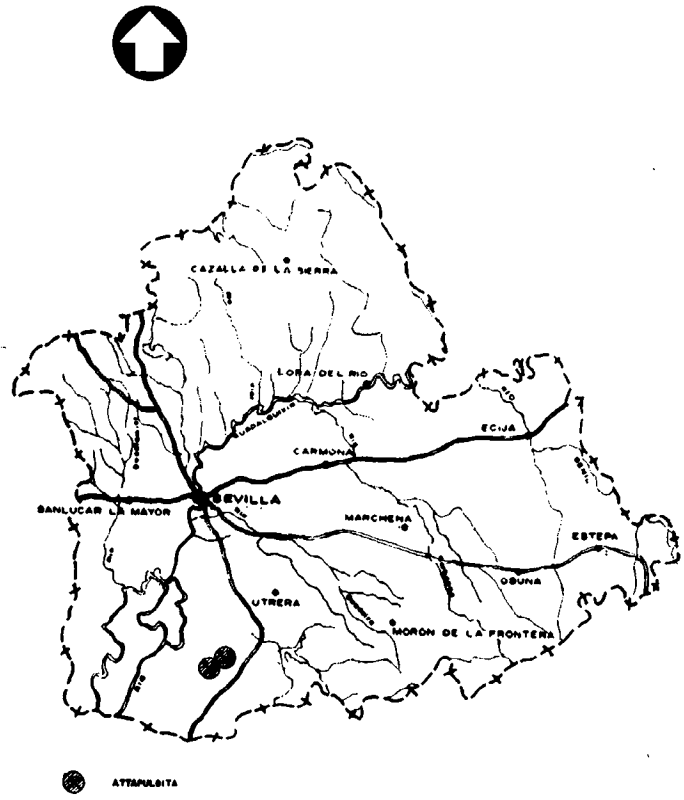


Figura 1.1-3

Un análisis químico típico de la attapulgita es el siguiente:

	Porcentaje
SiO_2	69
Al_2O_3	12
MgO	12
Fe_2O_3	2
TiO_2	1
CaO	3
Na_2O	0,5
Trazas de otros elementos	0,5

No existen libres en la composición de la attapulgita los óxidos que se indican: SiO_2, Al_2O_3, MgO, sino formando un silicato complejo de aluminio y magnesio.

Su característica física más acusada es su gran poder de absorción. En efecto, medida su capacidad de absorción de aceite según la norma ASTM D281-31, llega hasta un valor de 180. Esta capacidad de absorción se mide según un ensayo específico que determina la cantidad de aceite de linaza que es absorbida por gramo de mineral.

El gran poder de absorción es debido a la superficie que presenta el mineral por su estructura acicular acanalada, formada molecularmente por cadenas de silicio dobles y con cadenas unidas entre sí por medio de oxígenos en sus bordes longitudinales. Los vértices de los tetraedros en las sucesivas cadenas están orientados en direcciones opuestas. Las cadenas orientadas forman una especie de lámina de doble estría con dos filas de vértices tetraédricos situados a intervalos alternos en la parte superior o inferior. Las láminas estriadas están dispuestas de tal manera que se mantienen unidas entre sí por átomos de aluminio y magnesio y existen cadenas de moléculas de agua que llenan los intersticios, formando el conjunto la base de la estructura típica de la attapulgita, que puede imaginarse como una infinidad de bastones unidos entre sí por sus bordes longitudinales.

Al observar una microfotografía de attapulgita se aprecian innumerables manojos de unidades en forma de listones. Cuando se realiza la micronización del mineral y se produce una dispersión en agua, existe una tendencia muy acusada a separarse las unidades en otros manojos más pequeños, que incluso puede llegarse a la separación unitaria del listón o aguja de attapulgita, si el trabajo y la fuerza aplicada es la suficiente para ello.

En estas condiciones, el área superficial del producto es de hasta 125 metros cuadrados por gramo de attapulgita. De ahí su gran poder de absorción.

En la práctica, el mineral es micromolido inferior a 325 mallas y a un promedio en el tamaño de las partículas en el método de Fischer S. S. S., de 1-3 micras, obteniéndose áreas superficiales de 100 a 125 metros cuadrados por gramo.

ATTAPULGITA

Situación geográfica de los yacimientos

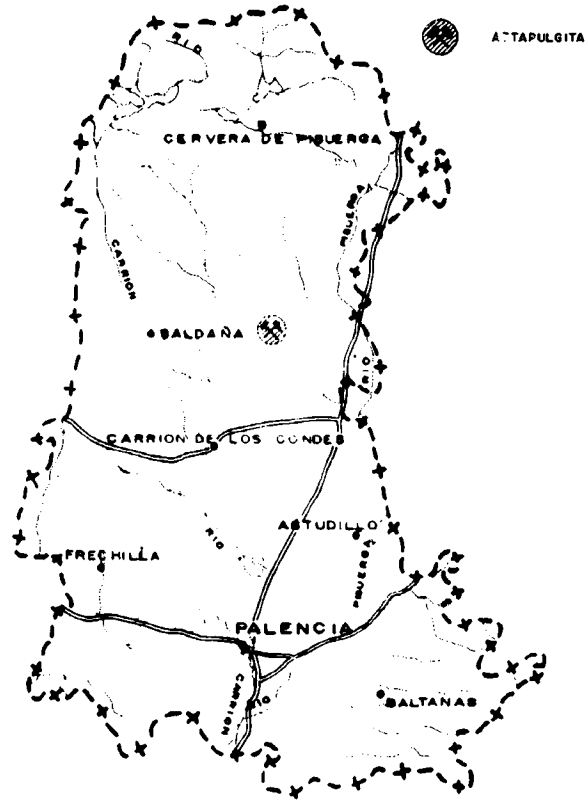


Figura 1.1-4

Una aguja típica tiene normalmente una longitud de 1-4 micras con un espesor de 0,01 micras, aproximadamente.

El peso específico de la attapulgita es de 2,3 - 2,5 y la densidad aparente 0,2 - 0,5 grs/cm^3.

El color es entre crema amarillento a blanco.

Como todos los minerales arcillosos, la attapulgita tiene la propiedad de absorber ciertos aniones y cationes y retenerlos en un estado intercambiable, capaces de variar, tratándola con una solución acuosa de los correspondientes iones, a veces incluso en medio no acuoso. La reacción de intercambio es estequiométrica.

El intervalo de capacidad de intercambio catiónico es más lento en la attapulgita que en otras arcillas, como, por ejemplo, la caolinita, que es casi instantánea. El ión principalmente intercambiable es el magnesio.

El pH de la attapulgita es de 7,5, que se mantiene incluso en dispersiones acuosas, lo que demuestra que es un mineral inerte.

Su análisis térmico diferencial muestra que es endotérmico entre 400-600° C.

El contenido de humedad libre en el mineral varía entre el 18 y el 30 por 100, además de la humedad de constitución.

La curva de deshidratación térmica es muy variable, produciéndose una rápida pérdida de agua de sus canales constituyentes a 330° y otra por encima de 660° C, siendo nula por encima de 800° C, aproximadamente.

Una muestra seca a 105° C forma muy buenas suspensiones en agua, y obtenida a 350° C presenta, sin embargo, gran resistencia a la suspensión en agua o vapor.

La attapulgita tiene un gran poder blanqueador de aceites, sobre todo cuando ha sido previamente tratada a 350° C, siendo fácilmente regenerada por calentamiento.

La attapulgita posee muy buenas propiedades thixotrópicas. La thixotropía es la propiedad que permite a un material comportarse como un fluido mientras se le agita, transformándose en gel tan pronto desaparece la agitación.

La attapulgita ofrece resistencia elevada a la floculación cuando entra en contacto con fluidos salinos, lo que no ocurre con otras arcillas, empleadas, por ejemplo, como lodos de sondeos. Esta resistencia a la floculación se atribuye a la forma de bastones que constituyen los cristales de mineral.

Es de primordial importancia para sacar consecuencias de las propiedades de la attapulgita el estudio de la superficie externa de los bastones y la distribución de éstos en grandes o pequeñas partículas. Pueden considerarse dos condiciones totalmente diferentes, si se utiliza la attapulgita dispersa en un medio líquido hasta obtener la separación casi individual de sus bastones o partículas unitarias, o si se aprovechan estas mismas partículas formando conjuntos o manojos de bastones unidos en grupos de partidas rígidas unas a otras, formando gránulos.

Por ello es importante considerar la estructura de los elementos constituyentes, cuando se estudia un tipo de attapulgita para uso industrial, ya que puede ser suministrada en forma de polvo inferior a 44 micras o en gránulos de diversos tamaños. El ideal para uso en forma de polvo sería que éste se suministrara micronizado hasta alcanzar la finura de partícula, que estuviera constituida por un bastón unitario. En la práctica, aun en las mejores condiciones, una partícula de polvo está constituida por varios cristales individuales o bastones unitarios.

Los gránulos se forman por un calentamiento de la attapulgita natural entre 350-450° C para de esta forma eliminar parte del agua de constitución y los correspondientes hidróxidos, formándose un conjunto de partículas fuertemente atraídas y estables, incluso hasta temperaturas de 800° C, en que vuelve a perder otra parte del agua de constitución, no produciéndose ya ninguna otra variación a temperaturas superiores.

La naturaleza coloidal de la attapulgita aparece cuando se obtiene la casi separación de sus bastones individuales. Esta separación es progresivamente más complicada de obtener cuando se caliente la arcilla natural, y es imposible lograr dispersiones coloidales cuando se ha eliminado el agua de constitución. Ciertos tipos de attapulgita, sobre todo los americanos, precisan un secado previo a 105°, pero es necesario cuidar que no haya pérdida del agua de constitución por un calentamiento excesivo.

La estructura tridimensional de la attapulgita impide apreciablemente la penetración del agua entre sus elementos estructurales, no produciéndose hinchazón por agua, como, por ejemplo, en la bentonita, ya que las fuerzas de atracción entre sus bastones o agujas de una partícula son considerables y se necesita realizar cierto trabajo con una fuerza determinada para separarlas. Es necesario emplear molinos coloidales, homogeneizadores, etcétera, para conseguirlo. Se obtiene una dispersión efectiva cuando por medio de la fuerza de cizallamiento del aparato que se emplea se obtienen bastones individuales o al menos pequeños manojos de ellos. Este tipo de dispersión es altamente thixotrópico, al 3 por 100 de sólidos, produciéndose una alta viscosidad aparente, pero que desaparece y llega a comportarse como el agua cuando se agita la dispersión a gran velocidad.

Otra característica de la attapulgita que la hace aconsejable para muchas aplicaciones, donde otras arcillas no pueden utilizarse, es que se pueden también obtener dispersiones de ella en presencia de altas concentraciones de electrólito, consiguiéndose resultados parecidos a los realizados en agua pura. Es incluso dispersable en líquidos orgánicos especialmente si se añade un agente activo superficial para reducir la naturaleza oleófoba de la superficie. Estas dispersiones son semejantes a las realizadas en agua, variando de líquidos débilmente thixotrópicos a geles resistentes.

1.1.1.4 Reservas estimadas

En la zona de Torrejón el Rubio (Cáceres), en la que se han realizado numerosos sondeos, puede estimarse que las reservas existentes son superiores a los 100 millones de toneladas. No obstante, la investigación no ha sido lo suficientemente extensa para estudiar las diversas calidades existentes, principalmente en cuanto su mayor o menor contenido en sílice, así como los tipos de mineral con capacidad para formar gránulos duros y resistentes a la comprensión. Es necesario estudiar por zonas a base de numerosos sondeos, cuya longitud media no superará los 8 metros, pero cuyo número para llegar a conocer la calidad deberá ser del orden de varias decenas de miles de sondeos.

1.1.2 EXPLOTACION

1.1.2.1 Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

En Cáceres, como el recubrimiento es de poco espesor, se elimina a mano, y después, sobre la capa, se abre un banco de unos 30 a 50 metros de frente y se avanza en todo su espesor, dando pegas con explosivos en barrenos paralelos al frente, que arrancan un gran tonelaje, se estría en parte lo arrancado y se lleva a planta.

Otro sistema es el de emplear excavadoras que limpian el recubrimiento y posteriormente arrancan el mineral.

El método que se propugna es el de escarificado, tanto del recubrimiento como del mineral, en una extensión suficientemente reconocida, por medio de excavadora de gran potencia con escarificador.

1.1.2.2 Producción actual

La producción en los últimos años es pequeña, ya que este mineral no encuentra aún el suficiente mercado, que requiera una gran producción.

En los últimos años la producción ha sido:

	Toneladas
1966	800
1967	3.394
1968	2.542
1969	3.536

No se dispone de la estadística correspondiente a las producciones de todas las minas, ya que el mineral no se vende en ellas como attapulgita, sino como tierras silíceas, decolorantes, etc., en las que parte es bentonita o kieselguhr, etc., y no attapulgita pura.

1.1.2.3 Ventajas o inconvenientes del sistema de explotación

Para pequeñas producciones, cualquier método de explotación es de alto precio de costo, por lo que es necesario ir a producciones unitarias elevadas en cortos períodos de tiempo, y para ello, lo mejor es el arranque por escarificado realizado en épocas no lluviosas, que permite tener cierto tonelaje arrancado y dispuesto para su tratamiento. Este método tiene el inconveniente de no permitir seleccionar el mineral. Por ello cuando se requiere un tipo especial, por su blancura, poder de absorción, etc., el método manual es mejor, aunque de mayor precio de costo.

1.1.2.4 Grado de recuperación obtenible

El mineral obtenido representa el 95 por 100 del existente en capa después de un estrío: No obstante, de este porcentaje hay que eliminar un 20 por 100 de agua y otro 25 por 100 de impurezas, por lo que el grado de recuperación en planta de tratamiento obtenido es, aproximadamente, del 50 por 100.

1.1.2.5 Producción futura

Es imposible predecir la producción futura, ya que dependerá del mercado que este nuevo mineral vaya abriendo en las numerosas aplicaciones que de él pueden hacerse, aún no bien conocidas por los posibles consumidores, y a las calidades que puedan obtenerse para poder competir o sustituir a otros minerales de mayor precio.

1.1.2.6 Beneficio del mineral

El mineral arrancado se deja orear en eras de gran extensión y al abrigo de las posibles lluvias. Después recibe una primera trituración en molino de martillos a tamaño inferior a 5 mm. Este producto se seca en hornos horizontales para dejarlo con una humedad inferior al 7 por 100.

Para producto comercial inferior a 44 micras, se lleva el mineral a un molino de bolas en circuito cerrado, en el que se disponen los separadores estáticos y dinámicos necesarios para obtener la granulometría deseada.

Para productos granulares, el proceso consiste en una molienda en molino de rodillos, secado y posterior clasificación por vibros.

En la preparación de la attapulgita comercial, el tratamiento térmico es la operación fundamental que permite separar las calidades coloidales de las de tipo con poder de absorción. Esto requiere especial cuidado y ensayos suficientes para llegar al conocimiento del tratamiento óptimo.

Otro procedimiento para mejorar la calidad es la aplicación del extrusionado de la attapulgita por vía húmeda. La extrusión destruye y permite separar las agujas agrupadas en haces, aumentando el volumen de los poros y la superficie específica.

El estudio detallado de la molienda en sus diversas etapas, con distintas finuras, permite obtener diferentes tipos de attapulgita para las múltiples y distintas aplicaciones.

No obstante, la obtención de gránulos es el problema fundamental, ya que no todos los minerales de attapulgita poseen las mismas propiedades en cuanto dureza, absorción, etc.

1.1.3 OBJETIVOS QUE SE PRETENDEN CUBRIR

1.1.3.1 Programa previsto en los próximos años

No es posible predecir la marcha a seguir en lo que se refiere al mayor yacimiento conocido en Europa, el de Cáceres. El mercado correspondiente no está definido. La attapulgita en polvo no ha tenido la salida de ventas que se esperaba en un principio. Se ha comprobado que el mercado existente se refiere principalmente al consumo de attapulgita en gránulos en la industria en general para limpieza de suelos y en la fabricación de insecticidas granulados.

Para la limpieza de suelos, el gránulo ha de ser resistente a la compresión. Ha de investigarse la forma de obtenerlo, ya que en su forma natural no tiene esa propiedad.

El programa en los próximos años ha de ser la investigación para la obtención de tipos de attapulgita, competitivos con los de procedencia americana. Ello requiere una fuerte inversión.

1.1.3.2 Programa de inversiones a realizar

Si se deseara revalorizar un mineral con posibilidades de futuro, como la attapulgita, habrían de investigarse

las diversas consideraciones anteriores, para las cuales se necesitarían inversiones del siguiente orden:

	Pesetas
Investigación por sondeos del yacimiento de Cáceres	5.000.000
Investigación para el tratamiento más eficiente según calidades	2.000.000
Planta de tratamiento	25.000.000
Varios	3.000.000
Comercialización	3.000.000
TOTAL	38.000.000

1.1.3.3 Programa de financiación

Para sufragar las inversiones a realizar, habría que contar con la total ayuda oficial, quien, salvaguardando sus posibles intereses futuros, tiene que considerar como posible destino a fondo perdido los siete millones de pesetas de investigación.

Esto en un caso extremo, pues ya desde ahora el posible mercado existente representa un consumo de cierta consideración, aunque por el momento sólo se refleja en pequeños pedidos.

1.1.4 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

Basándose en sus propiedades físicas, mineralógicas, cristaloquímicas y en su comparación con otros tipos de arcillas ya conocidos como las bentonitas, montmorillonitas, etc., se pueden separar en dos las aplicaciones de la attapulgita

Aplicaciones coloidales en las que se destacan sus acciones en tal sentido como formación de viscosidad, gelificación, espesamiento coloide protector, agente de suspensión, adsorbente y agente de conexión.

Aplicaciones no coloidales caracterizadas por la absorción, adsorción, catálisis, abrasión suave, agente separador.

Se puede emplear la attapulgita en todos aquellos procesos que requieran cualquiera de estas características.

Entre otros, se pueden citar:

— Industria de los abonos y de los fertilizantes líquidos.
— Fabricación de insecticidas, herbicidas, fungicidas y anticriptogámicos.
— Explosivos.
— Fabricación de pinturas y esmaltes.
— Fabricación de papel.
— Sondeos.
— Depuración de aceites minerales y vegetales.
— Adhesivos.
— Obtención de piensos compuestos en gránulos.
— Productos farmacéuticos intestinales.
— Arenas de moldeo.
— Absorbente de suelos.
— Fabricación de porcelanas.
— Refino de petróleos.
— Adsorbente cromatográfico.

Las propiedades de la attapulgita se aprovechan por numerosos tipos de industrias. En América y parte de Europa ha habido continuo desarrollo en el conocimiento de las propiedades fundamentales y el correspondiente aumento en el aprovechamiento de ellas en aplicaciones industriales.

1.1.4.1 En fertilizantes

Se emplea como agente protector para evitar la aglomeración de los productos químicos que constituyen los abonos, impidiendo la aglomeración de los productos higroscópicos o pegajosos.

En la fabricación del nitrato amónico es necesario emplear algún producto para evitar la aglomeración de los cristales que se forman después del proceso de obtención, tras la reacción del ácido nítrico y amoníaco y su correspondiente secado, etc. En este proceso, la solución de NO_3NH_4 es pulverizada y hecha pasar a través de una torre o tornillos giratorios que absorben parte de la humedad y van formando las partículas esféricas de fertilizante que posteriormente pasan a un secadero y luego se clasifican, etc., añadiendo la cantidad de caliza necesaria para obtener el grado de nitrógeno correspondiente.

El secado se produce generalmente en dos etapas, reduciendo en la primera el contenido de humedad al 1 por 100, y en la segunda, al 1/10 por 100. Posteriormente se le añade el agente antiaglomerante por medio de un dosificador, y la mezcla, en un tambor giratorio, se homogeniza, repartiéndose aquél sobre la superficie de las partículas.

Las condiciones que deben exigirse a un agente antiaglomerante son: buena adherencia, finamente molido, baja densidad aparente, gran poder de recubrimiento, alta capacidad de absorción y ser inerte y no tóxido.

Para estos fines se empleaban tierras de diatomeas, etcétera. La attapulgita, por sus especiales características y su gran área superficial, va desplazando a aquellas tan pronto como se comparan los resultados de unas y otras, ya que cumple con los requisitos fundamentales para obtener una acción antiaglomerante, absorbiendo la humedad residual de las partículas y eliminando la tendencia a la aglomeración.

La proporción que se emplea de attapulgita para tal fin es del 2 por 100, aproximadamente, inferior a otros productos cuya proporción es del 3 y 4 por 100.

Se han realizado ensayos sobre fertilizante empleando 3 por 100 de attapulgita y la misma proporción de tierra de diatomeas u otra. Se ha podido comprobar en el primer caso que al cabo de seis meses, incluyendo un tiempo cálido y húmedo, no se apelmazaba el producto ni en la base de los montones formados con el abono nitrogenado, contrastando con los realizados con los otros antiaglomerantes, que al cabo de tres meses presentaban ya la acción apelmazante de parte del producto.

Con relación al abono formado a base de sulfato amónico, obtenido haciendo reaccionar amoníaco con ácido sulfúrico, seguido de una evaporación para obtener la cristalización del sulfato amónico, se ha podido observar la dificultad de eliminar los restos de humedad y acidez.

Se pueden evitar estos inconvenientes empleando 0,5 por 100 de attapulgita, que absorbe aquellos restos y evita la aglomeración de los cristales, reduciendo la formación en polvo en proporción superior a otros productos.

Para evitar los fenómenos de aglomeración que puedan presentarse en la fabricación de la urea en sus dos vertientes de fertilizantes y alimento del ganado, el empleo de 0,5 a 1 por 100 de attapulgita da resultados sorprendentes, según MCP, de EE. UU. En el primer caso porque

aumenta la proporción de nitrógeno contenido (45 a 46 por 100) y en el segundo por obtenerse gránulos más finos que los destinados a abonos.

Los abonos complejos de alto grado, superiores al 10-10-10 NPK requieren para su preparación materias antiaglomerantes y agentes de suspensión. Complejos del tipo 14-0-14, 12-24-12, 14-14-14, etc., con 0,5 a 1 por 100 de attapulgita no presentan apelmazamiento. La forma de mezclar la attapulgita es empleando pulverizadores o simplemente introduciéndola en un tambor giratorio, por medio de dosificadores.

Se han hecho ensayos en el Departamento de Desarrollo de Agricultura de la Tennessee Valley Authority sobre fertilizantes en suspensión. Se presentan muchos problemas no sólo en su fabricación, sino en el posterior almacenamiento y distribución sobre el terreno. Es necesario realizar ensayos en cada caso particular, pero han encontrado que entre las arcillas utilizadas como agente de suspensión, la attapulgita, empleada en proporciones del 1 al 3 por 100, da resultados muy aceptables. Debe ser previamente dispersada en una pequeña cantidad de agua u otro líquido para dar los mejores rendimientos, cuidando de añadir el amoníaco al mismo tiempo que el ácido o después de él y, combinándolo con cierta refrigeración antes de adicionar la potasa. Los resultados que obtuvieron en TVA en un complejo 12-12-12 líquido son:

Porcentaje de attapulgita	Viscosidad centipaises	Sedimentación Porcentaje volumen suspensión	Cristales mayores de 20 mesh	Pulverización a través de aguj. de 2 mm. Ø
0	54	31	0,94	NO
1	244	9	0,20	NO
2	534	0	0,03	SI
3	846	0	0,01	SI

La práctica corriente para formar la dispersión de attapulgita es llevar a cabo la operación en un depósito separado equipado con una bomba de recirculación. También puede procederse añadiendo parte del agua u otro líquido al depósito de reacción principal, introducir la attapulgita y recircular a través de una bomba durante algunos minutos y después adicionar el resto de los materiales.

TVA ha realizado suspensiones tipo 13-43-0, utilizando attapulgita y obteniendo un producto con 56 por 100 de elementos fundamentales nutrientes de muy buena manipulación. Igualmente han podido obtenerse fertilizantes a base de suspensiones de soluciones nitrogenadas y cloruro potásico finamente diluido, habiéndose empleado la attapulgita en la solución previa. En el primer caso y en la planta piloto se han obtenido producciones de 200 kg. por hora mezclando ácido superfosfórico (78 por 100 P205), amoníaco gaseoso anhídrico, agua y attapulgita (1-3 por 100 en peso), manteniéndose el pH alrededor de 6, que es el óptimo para el menor crecimiento de los cristales. La reacción se mantuvo a una temperatura de 70° por medio de agua de refrigeración circulante.

Se investigó el efecto de añadir la attapulgita en la suspensión junto con el ácido, amoníaco y agua o bien después de la incorporación de NH_4. Si la agitación en el depósito es vigorosa no hay ningún efecto secundario en ninguno de los dos casos. Fue suficiente 1 por 100 de attapulgita, pero se obtuvieron mejores resultados en el almacenaje con 2-3 por 100.

El camino sigue abierto a la investigación de fertilizantes líquidos, teniendo gran importancia en los resultados el empleo de la attapulgita debido a sus altas propiedades coloidales en concentraciones de sales, estabilizando las suspensiones y evitando la decantación de componentes insolubles.

Los fertilizantes líquidos están tomando un incremento notable en el mundo entero, sobre todo en EE. UU., debido a las notables ventajas que en el orden económico aportan al método de su aplicación práctica.

1.1.4.2 En la fabricación de insecticidas y herbicidas

El consumo de attapulgita en EE. UU. en el año 1964, utilizada como absorbente como elemento que facilite la molienda de los productos químicos herbicidas o pesticidas, tales como DDT, HCH, etc., ha superado las cien mil toneladas y va en aumento progresivo, debido a sus propiedades, que la hacen muy ventajosa en tales empleos.

Debido a la gran capacidad de absorción de la attapulgita, se emplea en grandes cantidades como soporte de los productos químicos, sin que se presente el problema de aglomeración o apelmazamiento. Además, se ha llegado en ciertos ensayos hasta obtener polvos con concentraciones de 70 por 100 de DDT.

La granulometría de la attapulgita en una carga para insecticidas debe ser lo más fina posible para disponer de la mayor área superficial posible, llegándose a 150 $m^2/grs.$, evitando las posibles contaminaciones de sílice, dolomía, etcétera. Es muy conveniente que no presente un porcentaje de Fe_2O_3 superior al 2 por 100, y esta condición se da en los yacimientos españoles de la provincia de Cáceres.

Para el uso de una arcilla en insecticidas se requiere que presente un pH no muy diferente a 7-8, y la attapulgita tiene normalmente el 7,5, lo que la hace muy propia para este uso.

En general, para poder aplicar un producto químico insecticida, herbicida o anticriptogámico en el campo se precisa el uso de una arcilla soporte, y la attapulgita, bien en polvo o incluso en gránulos, es la más indicada para dicho empleo. Actualmente los insecticidas tienden cada vez más a aplicarse en forma de gránulos, y la attapulgita es uno de los elementos más apropiados para ello.

En la fabricación de pinturas y esmaltes se emplea la attapulgita reemplazando los espesantes thixotrópicos orgánicos en las emulsiones, obteniéndose películas mucho más insensibles al agua y con un poder superior de retención del color debido a la insolubilidad de la attapulgita. Se obtienen otras ventajas también por sus características thixotrópicas y capacidad de soportes de los pigmentos. Igualmente actúa como estabilizador de la emulsión sirviendo como coloide protector, que impide su ruptura y aumenta la capacidad de frotamiento.

Sometiendo la attapulgita a los ensayos clásicos en pinturas, de resistencia al envejecimiento acelerado en incubadora, disminución del pH, mantenimiento de la thixotropía después del envejecimiento y prueba de sedimentación de los otros pigmentos que componen la pintura, se ha comprobado los buenos resultados que se obtienen con su empleo, superiores a otros productos o arcillas similares utilizadas, tales como la bentonita.

La attapulgita está recomendada en pinturas para estuco, graneados, pinturas textiles y pinturas sin goteo. El alto grado de thixotropía del producto provee un rápido

descenso de la viscosidad cuando se agita la emulsión, obteniéndose una fina película que se transforma en gel e impide su caída tan pronto desaparece la agitación. Esto es muy interesante cuando se aplica en pinturas para revestimientos de techos a base de látex.

En esmaltes vítreos, la adición de 0,5 por 100 de attapulgita a la frita antes de su molido le confiere propiedades de suspensión muy estimables. En el caso de esmaltes vítreos a alta temperatura, la attapulgita, en proporción muy inferior a la de otras arcillas, da al esmalte una alta resistencia al gas.

Una de las aplicaciones más interesantes de la attapulgita es en la fabricación de papel denominado NCR (non carbon required), que no necesita papel carbón supletorio para sacar copias.

La attapulgita se emplea para revestir la cara superior de una hoja de papel; la cara inferior se reviste de minúsculos glóbulos de un determinado compuesto orgánico. La presión de la escritura rompe los glóbulos del compuesto orgánico, el cual atraviesa el revestimiento attapulgita de la otra hoja originando una reacción de color que es absorbida por aquélla, manteniéndose la marca. Esta utilización de la attapulgita está desapareciendo, debido a la aplicación de nuevas materias orgánicas con mejores propiedades y de más fácil empleo.

La attapulgita puede emplearse para recuperar la fibra del papel encerado con defectos de fabricación, desmenuzando los residuos y calentándolos en presencia de gránulos de attapulgita, que separa la fibra dejándola con sólo un 1 por 100 de cera y polietileno que inicialmente eran del 27 por 100 y 6 por 100, respectivamente.

Parece que hay una tendencia mundial a producir papel de peso inferior al corriente, utilizando para ello una cantidad inferior de caolín sin rebajar por ello la capacidad de absorción de tinta. La attapulgita, con su gran poder de absorción y su baja densidad aparente, aportará posiblemente la solución al problema.

Igualmente, en la fabricación de papel «couché», y con el fin de disminuir su precio, se tiende a sustituir el caolín por carbonato cálcico de alta calidad, que es de precio inferior a aquél. Se realizan para ello investigaciones, y la attapulgita está presente para compensar la falta de absorción de tinta de carbonato con relación al caolín. También tiene aplicación para aumentar la opacidad del papel de periódico ligero.

La attapulgita se utiliza como lodos de sondeo para la perforación de pozos de agua, petróleo o gas, cuando las estratificaciones que se atraviesan son terrenos salinos o constituidos por yesos, bien de sulfato cálcico o sulfato magnésico.

La función de los lodos de sondeos es varia: Una primera función es la de remover los detritus de la perforación y sacarlos al exterior. Otra misión es la de actuar de lubrificante e impedir la formación de fangos y formar una costra impermeable en las paredes del sondeo, evitando la pérdida de fluido a través de formaciones porosas.

La arcilla que se emplea en lodos de sondeos tiene como misión fundamental la de suministrar a aquéllos la capacidad necesaria para crear una viscosidad conveniente con el más bajo porcentaje de sólidos y para mantenerla suficientemente.

Para este fin se emplea la bentonita, pero si se presentan estratos salinos o yesos, es necesario ayudar su acción con diversos productos químicos, almidón, formol, carboximethilcelulosa, CO_3Na2, NaOH, que impidan su hinchamiento, por lo que su acción efectiva en estos casos es casi nula o muy costosa.

Para estos casos está indicado el uso de la attapulgita, que en presencia de sales o yesos no flocula y es totalmente estable frente a estos contaminantes. La attapulgita muestra una gran estabilidad bajo altas temperaturas, tales como se producen en sondeos profundos.

En los ensayos realizados con diferentes lodos, creando la salinidad por medio de cloruro sódico, se ha podido comprobar que utilizando attapulgita en pozos con concentraciones de CINa del 10 al 15 por 100 en lodos, no se requiere utilizar almidón ni CMC, no apareciendo ningún inconveniente en las perforaciones. Se ha obtenido igualmente un ahorro notable en los tiempos de inspección.

Para depurar y decolorar aceites, tanto minerales y vegetales como grasas animales, se emplean diversos tipos de arcillas, generalmente activadas por ácido o por calor.

El proceso a seguir es de dos maneras: se puede filtrar el aceite a través de un producto granular de partículas 10-16 mesh o se puede poner el aceite en contacto con una arcilla finamente molida, inferior a 200-325 mesh y separar posteriormente el aceite de la arcilla por algún procedimiento.

El primer tipo denominado de filtración es un proceso a baja temperatura, dependiente de la velocidad de flujo y del intervalo de temperatura empleado, y el segundo denominado de contacto depende de la capacidad de absorción de aceite del producto utilizado y, naturalmente, de la finura de la arcilla.

En el proceso de filtración, el aceite retenido en la arcilla puede extraerse empleando disolventes, cuando aquélla no es lo suficientemente activa para ejercer su cometido. Si el aceite extraído no tiene valor o no puede sacarse en forma útil es posible regenerar la arcilla calentándola para que desprenda el aceite retenido.

En el proceso de contacto, la arcilla se usa una sola vez y no se regenera. En unos casos parece más económico y útil emplear la filtración; en otros, el método de contacto, siendo la práctica particular la que exige uno u otro método.

Para estas funciones, la attapulgita tiene el mayor poder de decoloración. Para preparar la attapulgita para decolorar aceites se trata a temperaturas comprendidas entre 400-600° C y se muele a diferentes tamaños.

La actividad de la attapulgita puede en algunas clases incrementarse mediante extrusión bajo presión y con bajo contenido de humedad; parece que los incrementos que se obtienen en la capacidad de decoloración son del 25 por 100, aproximadamente. Quizá pueda ser debido a que se logra individualizar el bastón de attapulgita con el consiguiente aumento en su superficie.

La adsorción selectiva para la attapulgita es la siguiente: parafinas, cicloparafinas, aromáticos, ésteres, neutros, olefinas, cetonas, aldehídos, y en cada serie, cuanto mayor sea el peso molecular, tanto más rápidamente se adsorben las moléculas.

La attapulgita se emplea en el almidón que sirve de adhesivo para la fabricación de cartón ondulado. Es muy interesante reducir la cantidad de adhesivos que penetran en los cuerpos que se quieren juntar, ya que la adhesión sólo ocurre en la superficie de los miembros unidos, y, por tanto, el producto que penetra más profundamente se pierde prácticamente. La attapulgita aumenta el contenido de sólidos del adhesivo y permite una mayor velo-

cidad de acoplamiento y mayores fuerzas de enlace. Aumenta el tamaño de superficie unida con una cantidad dada de adhesivo y se pueden controlar las características de suspensión y viscosidad para una mejor aplicación, ya que el almidón a grandes velocidades pierde su viscosidad.

El empleo de attapulgita en estos fabricados ahorra grandes cantidades de adhesivo.

También se puede utilizar en adhesivos de tipo látex y materiales asfálticos.

1.1.4.3 Arenas de moldeo

Se han realizado experimentos utilizando la attapulgita como agente aglutinante en arenas de moldeo para fundición.

Las características de aglutinación se estudiaron con attapulgita seca y húmeda mezcladas con arenas, con una concentración del 5 al 10 por 100, y se compararon sus resultados con bentonita de la mejor calidad. Se ha comprobado que la attapulgita aglutina mejor que la bentonita, incluso en presencia de gran cantidad de agua. Así, mientras la adición del 5 por 100 de bentonita confiere la máxima resistencia con 2 por 100 de agua, empleando la misma cantidad de attapulgita produce el mismo efecto hasta con un 4 por 100 de agua.

Una mezcla de arena con attapulgita puede ser activada por agua. Cuando a una mezcla de 5 por 100 de attapulgita y 5 por 100 de agua se añade la cantidad óptima de CO_3Na_2 (0,1-0,25 por 100 del peso de la mezcla), su fuerza de compresión en estado natural se incrementa en un 20-25 por 100. Realizadas varias mezclas en condiciones industriales, la mejor de ellas se obtuvo mezclando arena de cuarzo (93 por 100), attapulgita (7 por 100), agua (4,3 por 100) y CO_3Na_2 (0,2 por 100). Esta mezcla en estado natural tuvo los siguientes parámetros: Resistencia, 0,44 kg/cm^2; permeabilidad a los gases, 160, y pH, 7,6.

Se han experimentado arenas de moldeo con attapulgita en condiciones industriales y se ha demostrado que se obtienen resultados de muy alta calidad.

La attapulgita se emplea como un plastificante en materiales porcelánicos.

También han sido realizados ensayos en el Ukranian Scientific, Research Institute of Glears y Porcelain and Earthenware Industry, comparando los resultados al utilizar en unas muestras attapulgita, y en otra, una arcilla de Chasow-Yar. La proporción de attapulgita se ha ido aumentando, como se ve en los cuadros que siguen, tomando como comparación la muestra realizada con la arcilla de Chasov-Yar.

Como se demuestra en los cuadros, la adición de attapulgita en un 4 por 100 incrementa la resistencia del material, obteniéndose casi los mismos resultados con la adición de 1 por 100 de attapulgita. Al mismo tiempo, la formación del núcleo cerámico durante el proceso de moldeo de la porcelana empleando attapulgita ha sido más rápida que con el otro tipo de arcilla.

Muestra	Porcentaje contenido de attapulgita	Resistencia al aire	A la ruptura kg/cm^2 a 1.320° C	Blancura	Relación de formación del núcleo cerámico g. cm^2/seg.
1	0	9	62,60	54	74
2	0,5	8,90	59 70	60	83
3	2	9,05	59,50	54	84
4	4	15,80	64,08	54	84

En garajes, naves y talleres industriales se vierte mucho aceite y grasa por los suelos, procedente bien de las máquinas, herramientas o de vehículos, etc., lo que da lugar a accidentes corporales. Para evitarlo, se limpian generalmente los suelos con aserrines que luego se almacenan en puntos para posterior evacuación. Ocurre con esto que dichos puntos de almacenaje son posible origen de incendios, y por ello, en algunos países, las sociedades aseguradoras exigen fuertes primas al ver un peligro de fuego, que se produce con frecuencia a causa de un punto incandescente (cerillas, pitillos, etc.) que se vierte inadecuadamente sobre los restos almacenados, creyéndolos solamente basuras o bien simplemente por descuido.

Para cubrir estos riesgos y evitar accidentes corporales se emplea la attapulgita en gránulos, que absorbe la grasa, el aceite y cualquier otro líquido, formando una superficie antideslizante, que se mantiene limpia, seca e ininflamable. La attapulgita absorbe con su gran capacidad, mayor cantidad de líquidos que cualquier otro producto. Por su baja densidad cubre por el mismo peso de otro producto mayor superficie pavimentada; como la attapulgita que se emplea en estos casos es en forma de gránulos, no se producen atmósferas polvorientas, tan incómodas y perjudiciales al limpiar los suelos en las fábricas. Además pueden constituir un lecho continuo sobre el pavimento que se renueve periódicamente, y tiene la gran ventaja que los gránulos pueden ser recuperados tras varias veces de ser utilizados mediante una instalación auxiliar de calentamiento, en la que la attapulgita se desprende de las grasas y aceites absorbidos.

Entre sus múltiples aplicaciones con el fin indicado anteriormente, se pueden citar:

En puntos donde se carguen productos ácidos, para absorber el líquido derramado o bien eliminar el riesgo de incendio en caso de rotura de un depósito.

En el estirado de hilos y alambres, el lubricante que se derrama puede absorberse inmediatamente por attapulgita.

Cuando se producen reparaciones en plantas industriales en los motores, generadores, compresores, etc., la attapulgita en gránulos previamente extendida evita los inconvenientes que se presentan en la limpieza posterior a dichas reparaciones.

Y así se podía hacer referencia a una infinidad de aplicaciones de la attapulgita como absorbente de aceites, grasas y líquidos en múltiples puntos de factorías e instalaciones industriales, debido a su alta porosidad, que conduce a un amplio uso en forma granular. Los poros en la attapulgita son lo suficientemente amplios para permitir una rápida saturación y al mismo tiempo poseen la capacidad suficiente para mantener los líquidos por acción capilar, siendo muy importante que el producto resultante es totalmente ininflamable.

Se utiliza también la attapulgita en gránulos para lechos de animales, en los cuales sirve como agente absorbente y desodorante; sus partículas no se deshacen ni forman masas pegajosas ni tóxicas. Pueden incluso incorporarse a la attapulgita sustancias químicas para controlar el olor y conferirles propiedades desinfectantes y pesticidas. Lógicamente, estos aditivos no deben ser tóxicos a los animales y su carácter no debe cambiar por cualquier acción catalítica de la attapulgita.

Igualmente puede pensarse en el uso de la attapulgita para eliminar residuos atómicos radiactivos de las centrales de energía atómica. Se han hecho algunos ensayos en América, sin que podamos asegurar sus buenos resultados.

El problema es difícil, porque estos residuos pueden concentrarse y contienen isótopos con una vida media relativamente larga.

Se ha pensado en la attapulgita para absorber los iones y fijarlos con la extracción por calcinación a temperaturas superiores a 1.000° C., lo que sería suficiente para vitrificar la attapulgita y con ello ligar el material radiactivo en compuestos insolubles, que se pueden enterrar sin temor a que dichos elementos se disuelvan y mezclen con el agua natural. Este proceso puede efectuarse por control remoto, lo que representa una gran ventaja. La solución puede filtrarse a través de una masa de attapulgita que luego se calcina, o bien puede haber una gelificación de la attapulgita y el líquido, seguido de una calcinación.

Se ha empleado en otro ensayo hecho por Kerr una mezcla de attapulgita y un material pizarroso compuesto por una illita degradada a causa de la facilidad con que los isótopos se mezclan con dichas materias en una solución de nitrato, del comportamiento de la mezcla arcillosa frente al secado y al fuego, de la cantidad relativa de attapulgita necesaria y de la retención frente a la lixiviación de la misma en gránulos.

Puede pensarse también en el empleo de la attapulgita en algunos compuestos de limpieza y pulimento por sus buenas propiedades de gelificación y suspensión. Además su estructura acicular, difícil de romper, la hace apta para productos de un suave efecto de abrasión.

La attapulgita se puede emplear como aditivo al látex, a fin de espesarlo y estabilizar la emulsión, separando las partículas de látex de manera que no se adhieran unas a otras. Juega mucha importancia la propiedad thixotrópica de la attapulgita.

Podía pensarse en utilizar la attapulgita como agente para la formación de pelets para siderurgia debido a sus buenas condiciones para formar gránulos por su gran área superficial.

En todas las aplicaciones industriales donde hayan de emplearse arcillas como cargas, por ejemplo, caucho, plásticos, resinas poliésteres, etc., será muy conveniente tener presente las propiedades de la attapulgita como agente que confiere unas características precisas.

La fabricación de piensos compuestos en gránulos es otro ejemplo donde la attapulgita encuentra aplicación, confiriendo una gran dureza al gránulo de pienso que sirve para la alimentación del ganado.

En la clasificación de aguas potables, la materia coloidal se separa por un proceso de filtración y/o sedimentación. La alúmina se emplea comúnmente para flocular la materia coloidal y aumentar su velocidad de sedimentación y filtración. En algunos casos, la alúmina no es completamente efectiva y puede ser interesante añadir attapulgita al agua por sus propiedades coloidales y ser fácilmente dispersable antes de la adición de alúmina. La alúmina flocula la attapulgita, la cual sirve para reunir y recoger los productos coloidales, que de otra manera no se sedimentarían. Otro efecto de la attapulgita es el de reducir por absorción los malos olores y sabores y ejercer un efecto de ablandamiento. Pueden combinarse los efectos de la attapulgita con carbón activo, para aumentar su poder de absorción de olor y sabor.

Se está utilizando la attapulgita también en productos farmacéuticos y veterinarios, por su falta de toxicidad y su alto poder de absorción, para preparaciones intestinales. Se ha demostrado que el efecto de la attapulgita es muy superior al caolín para la adsorción de alcaloides, toxinas, bacterias, etc. Como la attapulgita es inerte, mantiene sus características incluso en contacto con los jugos gástricos. Debido a su pH ligeramente alcalino y su capacidad de absorción, sirve para neutralizar gran cantidad de ácidos.

Otro uso que está en ensayo es la mezcla de attapulgita, en proporción de 0,5 a 1 por 100, con pirita de hierro molida, para evitar la aglomeración de ésta si se almacena durante mucho tiempo.

La attapulgita se emplea también en gránulos para condicionamiento de terrenos, prados, jardines, etc. Se aprovecha su capacidad de absorción para retener la humedad mayor tiempo, pudiendo aportar en cada operación mayor cantidad de agua de riego hasta la saturación, con el consiguiente ahorro en mano de obra. Se aplica a campos de deporte, jardinería, parques, etc.

1.1.4.4 Mercado actual interior y exterior

A pesar de las amplias posiblidades de mercado de la attapulgita, las ventas por el momento son muy escasas. En primer lugar, debido a que es un mineral desconocido, cuya introducción exige el estudio en particular por cada cliente, lo que demora considerablemente el iniciar las ventas. En segundo lugar, el consumidor es reacio a cambiar de un producto que emplea desde hace tiempo por otro nuevo, del que no tiene referencias. La inclinación de un usuario hacia un nuevo producto puede favorecerse a base de un precio de adquisición más bajo que el que paga por el que utiliza, pero en un principio, y hasta que no se tiene un amplio campo de ventas, aquél no puede ofrecerse a un precio atractivo si no es a base de soportar las correspondientes pérdidas durante un cierto período de tiempo, y si éste no es corto, son casi imposibles de soportar por un productor que no tenga grandes reservas económicas.

No obstante, en el mercado interior, la attapulgita se emplea como elemento revestidor de abonos granulares simples y complejos, en insecticidas de alta graduación, en la fabricación de piensos compuestos como elemento aglomerante y granulador, representando en total un consumo anual de unas dos mil toneladas, más unas partidas muy pequeñas que se destinan a la fabricación de adhesivos y productos farmacéuticos.

La proyección exterior se ha manifestado hasta ahora en unos cientos de toneladas enviadas a Bélgica, Francia y Portugal para la industria de los insecticidas.

Se puede mencionar aquí que el principal productor mundial, Estados Unidos, produjo en 1968 más de 900.000 toneladas de tierras de Fuller, un 15 por 100 superior a 1967 y el doble producido con relación a 1963, habiéndose destinado con fines absorbentes más de los dos tercios de dicha producción y el resto en insecticidas y fungicidas, lodos de sondeos salinos, refino de aceites minerales, etc. Entre los usos absorbentes destaca el que se realiza en forma de gránulos, como lechos de animales, cuyo empleo aumenta constantemente.

Estados Unidos exporta anualmente más de 42.000 t, principalmente destinadas a Canadá y Europa. Esta exportación representa 1,9 millones de dólares.

1.1.4.5 Competencia con otros minerales

La attapulgita entra en el campo de aplicación de otros minerales en competencia con el kieselguhr, la bentonita, el talco y la sepiolita.

En el exterior encuentra la competencia de la attapulgita americana y otras arcillas englobadas en el término de Fuller's earth, o tierras de Fuller.

1.1.4.6 Posibilidades de aumento de los mercados interiores y exteriores

No es posible prefijar el éxito que pueda coronar los esfuerzos que se lleven a cabo para aumentar las ventas de attapulgita. Aunque el campo de ventas es amplio, es imposible conocer los futuros resultados. Si se mantiene una labor de investigación continuada en la obtención de sus diversas calidades, principalmente en forma granulada, y se consigue introducir en el mercado europeo la producción nacional, sus posibilidades son grandes, estimándose unas posibles ventas anuales del orden de las 25.000 t, lo que representarían unos 30 millones de pesetas de ingresos a su precio más bajo, con un probable ingreso de divisas de más de 100.000 dólares anuales, ampliable en el futuro al medio millón o más. Hay que tener en cuenta el volumen de la producción americana, cuya exportación a Europa representa cerca del millón de dólares, volumen de ventas fácil de suministrar desde España al poder disminuir el precio CIF cerca de los consumidores por ser muy inferior al precio del flete a puertos europeos desde los puertos españoles.

1.1.4.7 Precios interiores en fábrica y exteriores FOB

La attapulgita nacional tiene en 1970 los siguientes precios:

	Ptas/t.
Attapulgita en polvo, tamaño inferior a 200 mesh ex fábrica Cáceres, envasada	1.100 - 1.500
Attapulgita en polvo, tamaño inferior a 325 mesh ex fábrica Cáceres, envasada	2.100 - 3.000
Attapulgita granulada envasada	1.800 - 2.400
Attapulgita en polvo FOB puerto español ...	30 - 45 dólares
Attapulgita americana en polvo FOB puerto atlántico	45 - 55 dólares
Attapulgita americana granulada CIF puerto europeo	55 - 75 dólares

1.1.5 PROBLEMAS CON QUE SE ENFRENTA EL SECTOR

1.1.5.1 De infraestructura

Por presentarse la attapulgita en yacimientos casi superficiales y en una zona cuyo terreno está dividido en infinidad de propietarios, es preciso tratar con cada uno de ellos para conseguir la explotación en su propiedad, y la mayor parte de las veces éstos exigen precios fuera de lo normal por un terreno cuya riqueza agrícola es pobrísima y sin ninguna utilización. Hay que proceder a la expropiación forzosa del suelo para llevar a cabo la explotación y pagar el terreno a su justo precio. Se precisa la colaboración de las autoridades correspondientes para poder realizar la explotación en las zonas más adecuadas sin necesidad de dilaciones, que pueden solventarse con buena voluntad por ambas partes interesadas.

Dada la situación interior del yacimiento, el coste del transporte para la salida a puerto de los productos terminados incide considerablemente sobre el mineral. Sería de desear la obtención de precios especiales de transporte por ferrocarril para ayudar a revalorizar un yacimiento situado en una provincia que posee escasos valores naturales.

Como el producto tiene un valor por tonelada relativamente pequeño, incide sobre sus posibilidades de exportación el elevado coste de los puertos españoles, que gravan notablemente los precios FOB ofrecidos a los clientes del exterior.

Es de desear para todo tipo de exportación de minerales, que los gastos de puerto se revisen de una forma general para evitar que su incidencia sobre el precio FOB represente un porcentaje elevado, que impida el fomento de la exportación.

1,1.5.2 Sociales

El mercado de la attapulgita se presenta hasta ahora con grandes variaciones en la demanda que de él se hace, por lo que sería de desear un trato favorable por el Ministerio de Trabajo para permitir adaptar las necesidades de personal obrero a las vicisitudes del mercado, hasta tanto éste no se haya consolidado suficientemente.

1.1.5.3 Económicos

La crisis económica presente es debida a la falta de mercado suficiente que anime a mayores inversiones del capital disponible para realizaciones mineras. Es un círculo vicioso el que se presenta con la attapulgita: no se invierte el capital necesario porque el asunto no es atractivo, ya que no se vende, y no se vende porque no hay capital suficiente para animar las ventas. Es, por tanto, necesaria una inversión oficial a fondo perdido, en el peor de los casos, para revalorizar una riqueza existente en una provincia pobre, con escasos recursos naturales, como Cáceres, necesitada de puestos de trabajo que eviten la emigración actual.

1.1.5.4 Comerciales

Consecuencia de la falta de capital para investigar el yacimiento y promover los correspondientes usos industriales, tampoco existen medios financieros para llevar a cabo una acción comercial intensa, tanto en el mercado interior como en el exterior.

1.1.6 RESUMEN Y CONCLUSIONES

Como queda reflejado, la attapulgita es un mineral, cuyas posibilidades en potencia pueden ser enormes.

Hay que investigar con intensidad sus posibilidades y aplicaciones, así como reconocer el yacimiento de Cáceres, y para ello debe hacerse cargo de este mineral una sociedad estatal para que pueda revalorizar un yacimiento único en Europa, arriesgando en ello una cifra del orden de 7 millones de pesetas, que pudieran no recuperarse, pero que existe un 80 por 100 de probabilidades de convertirse en muchos cientos de millones de pesetas, gran parte de ellas en dólares.

1.2 BENTONITA

1.2.1 SITUACION ACTUAL DE LA MINERIA DE LA BENTONITA

La bentonita es una especie mineralógica de la familia de las arcillas, cuya composición no está perfectamente definida, aplicándose tal nombre a arcillas con especiales características de hinchamiento en contacto con el agua. Su nombre proviene de que se utilizó por primera vez en Fort Benton (Wyoming), en los Estados Unidos.

La bentonita es una mezcla de otras especies minerales elementales, sobre todo del grupo de la montmorillonita.

La producción se ha incrementado notablemente en la última década, y los yacimientos españoles más notables se encuentran en la provincia de Almería.

Es una minería que se realiza principalmente a cielo abierto con grandes posibilidades de futuro, debido a su amplio y difundido empleo en la industria en general, como aglomerante, como carga y por sus propiedades absorbentes y absortivas, unidas a su poder de hinchamiento.

La minería nacional de la bentonita se lleva a cabo por pocas sociedades, de las cuales tres tienen cierta importancia, suministran gran parte del consumo nacional y exportan una cierta cantidad, aún no muy apreciable.

La minería mundial de la bentonita está principalmente localizada en los Estados Unidos, en donde unos pocos productores dominan el mercado, y su producción es mayor que la del resto del mundo.

La clasificación de la bentonita es algo confusa; puede ser resumida en dos tipos: la bentonita sódica, sinónima también de los términos Wyoming e hinchable; y la bentonita cálcica. La más abundante en España es esta última.

1.2.1.1 Situación geográfica de cada zona

Los yacimientos de bentonita en España están localizados en las provincias de Almería, Madrid, Toledo y León (Fig. 1.1 - 1).

En Almería, en las localidades de Níjar y Carboneras, que constituyen parte de las sierras de Gádor y Gata, con abundantísimas reservas (Fig. 1.2 - 1).

Madrid, en Barajas, Vicálvaro, Paracuellos, Parla, Hortaleza y Coslada (Fig. 1.2 - 2).

Toledo, en Villaluenga de la Sagra y Esquivias, mezclada con sepiolita (Fig. 1.2 - 3).

En León, en el lago de Carucedo, hay una reciente referencia en la que se indica que el légamo del fondo del lago está constituido por bentonita (Fig. 1.2 - 4).

Parece que existen indicios de su presencia en las provincias Canarias.

1.2.1.2 Historia de la minería

Esta minería es relativamente reciente, si bien una empresa de Almería tiene en explotación desde hace varios años un importante yacimiento con muy buenos resultados; otras concesiones de menor importancia rodean a los mejores yacimientos.

En alguna ocasión se ha intentado la minería subterránea de la bentonita, pero ha resultado extremadamente peligrosa y muy cara, ya que las galerías no aguantaban, por lo que se ha desechado, y prácticamente toda la minería de la bentonita es a cielo abierto.

BENTONITA Y SEPIOLITA

Situación geográfica de los yacimientos

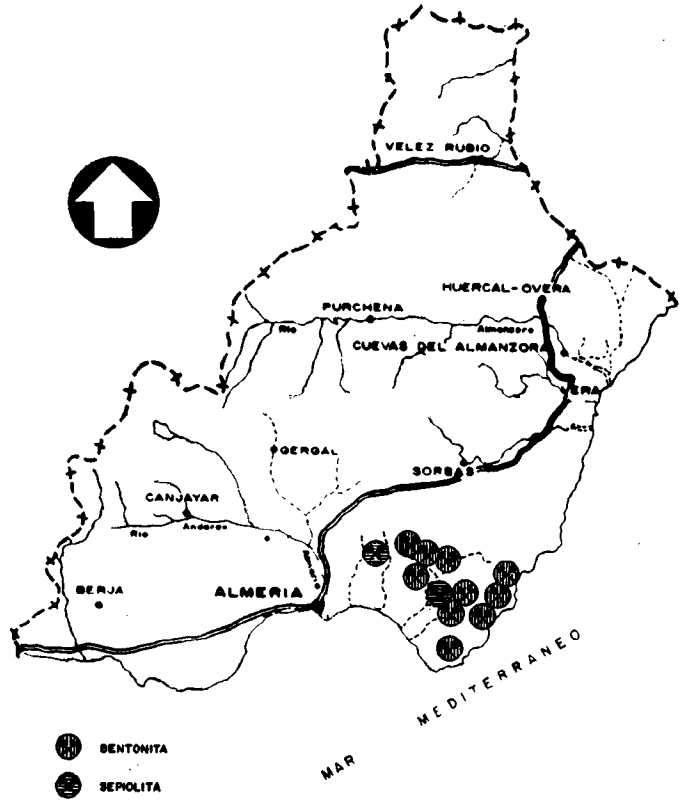


Figura 1.2-1

BENTONITA Y SEPIOLITA

Situación geográfica de los yacimientos

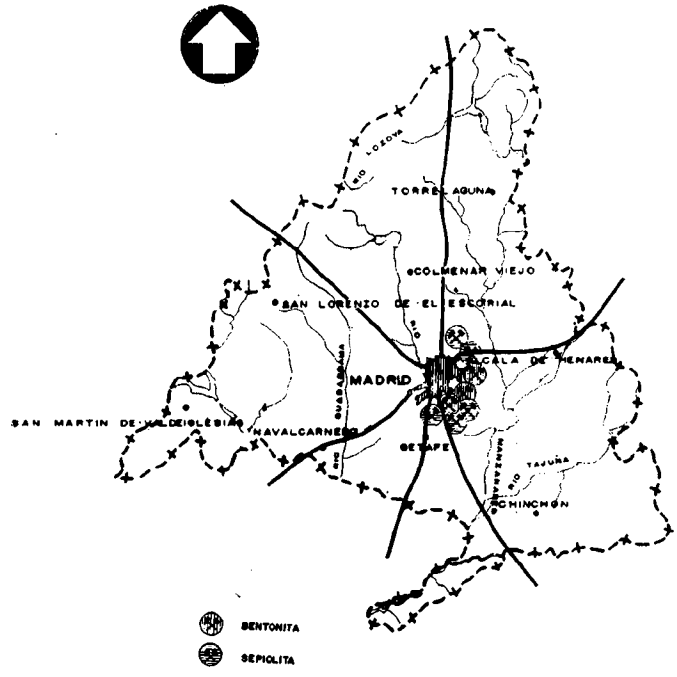


Figura 1.2-2

Situación geográfica de los yacimientos

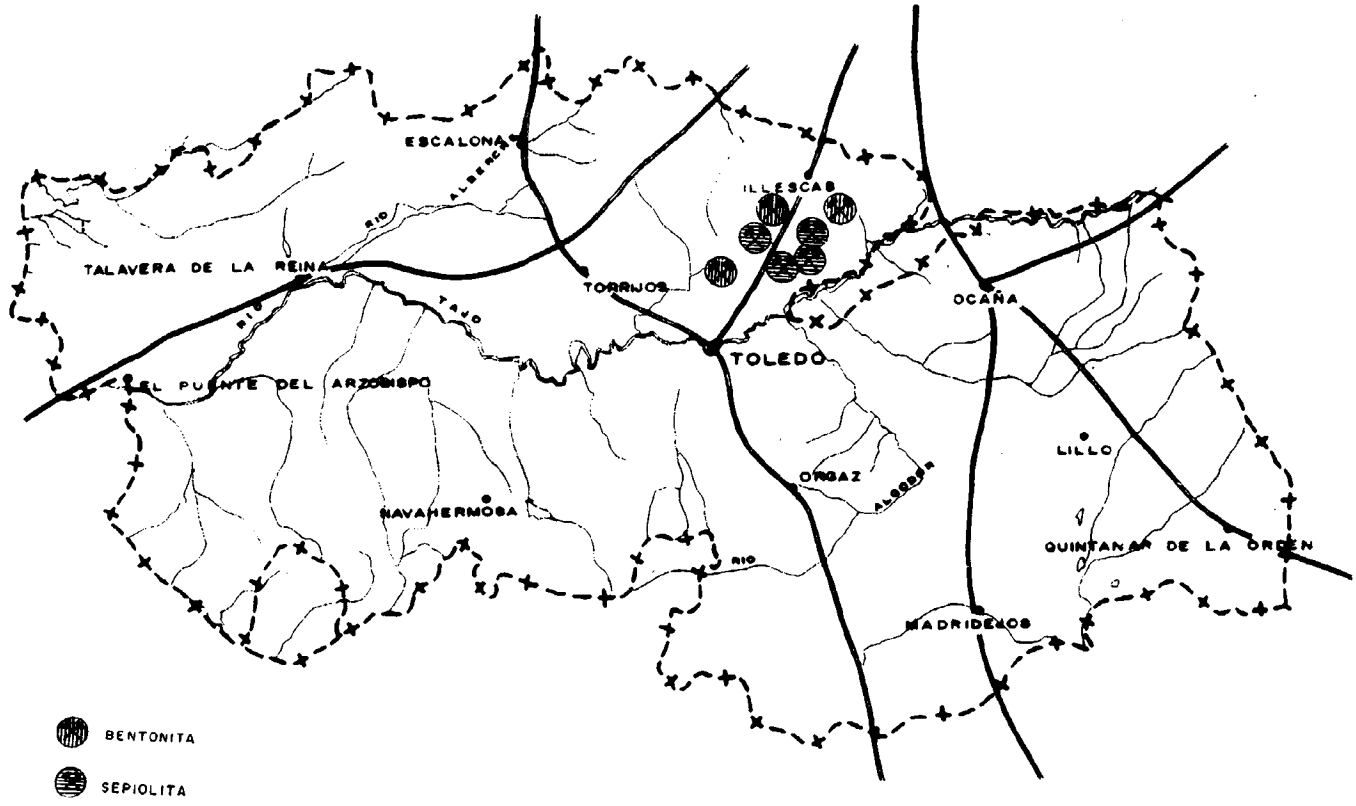


Figura 1.2-3

1.2.1.3 Formación y génesis del yacimiento

La mayor parte de las formaciones de bentonita se consideran como productos de alteración de cenizas volcánicas, ocurrida bien durante o inmediatamente después de su deposición en el agua.

Algunos yacimientos han podido formarse por la alteración de lava vítrea, e incluso otras, como descomposición de rocas ígneas, tales como la riolita.

Los yacimientos de Almería parecen ser originarios de roca hipogénica moderna, procedente del macizo montañoso eruptivo de sierra de Gata. Su formación es miocena, con capas de hasta 6 m de potencia, con ganga de traquiandesitas, margas y calizas.

Existen filones de relleno de bentonita, hija de la roca encajante de feldespatos activados por metamorfismo, con traquitas y andesitas.

1.2.1.4 Composición del mineral

El mineral esencial constituyente de la bentonita es la montmorillonita, cuya fórmula teórica es:

$$Al_4Si_8O_{20}\ (OH)_4\ n\ H_2O$$

en la que el ion Mg reemplaza normalmente en diversa proporción al ion Al y a veces incluso al ion Si. La fórmula de la montmorillonita se toma según la composición (Mg, Ca) O Al_2O_3 . 5 SiO_2 n H_2O, con «n» igual a 8 aproximadamente.

En las bentonitas hinchables fuertemente se encuentra presente el ion Na.

Un análisis químico, típico de la bentonita sódica, es:

	Porcentaje
SiO_2	55,5
Al_2O_3	20,0
Fe_2O_3	3,7
CaO	0,5
MgO	2,5
Na_2O	2,8
K_2O	0,6
Humedad de constitución	6,0
Humedad a 105° C	8,0

Sus propiedades físicas son:

Peso específico del mineral seco	2,79	
Peso específico del mineral natural	2	
Temperatura de fusión	1.430° C	
Peso del mineral a granel, seco y sin triturar	71 libras	por pie cúbico
Peso del mineral pulverizado	61 »	»
Peso del bruto, triturado y sin secar	80 »	»
Indice de refracción	1,557 »	»
pH al 6 % en suspensión en agua	8,6 - 9,2	

Situación geográfica de los yacimientos

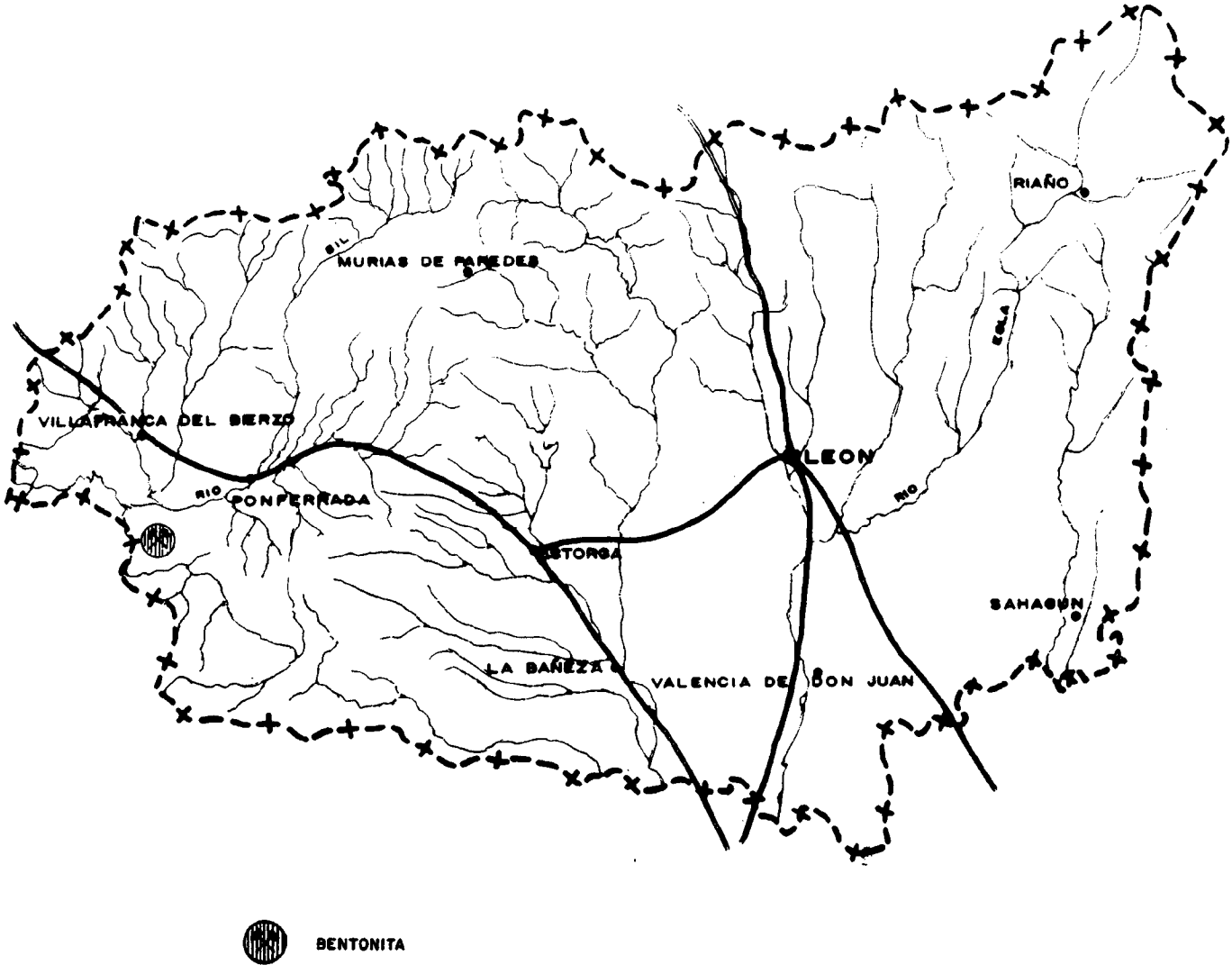


Figura 1.2-4

Algunas bentonitas son muy absorbentes, hinchando de 5 hasta 15 veces su volumen primitivo y toman la forma de una masa plástica y gelatinosa, que al secar produce una sustancia dura y densa. Pueden hacerse suspensiones y emulsiones estables en agua.

Las bentonitas cálcicas, cuando se activan mediante ácido, tienen la propiedad de absorber y eliminar las partículas coloreadas de aceites y grasas. Son altamente thixotrópicas y tienen gran capacidad de intercambio de iones. Se emplean como tierras decolorantes.

Las diferentes composiciones que puede presentar una bentonita prefija el destino que de ella debe hacerse, así como el método de preparación a seguir, completado con el proceso químico correspondiente.

1.2.1.5 Reservas estimadas

Las reservas de mineral de bentonita existente en España en las provincias de Almería, Madrid y Toledo son prácticamente inagotables, la mayor parte del tipo cálcico.

Hay que investigar las posibilidades de encontrar bentonitas sódicas de buena calidad para hacer frente a las importaciones que de este tipo se hacen procedentes de Italia y Estados Unidos.

1.2.1.6 Relación de concesiones de explotación y permisos de investigación

Nombre	Municipio	Concesionario	Superficie en hectárea	Situación administrativa
ALMERIA				
Gata Bis	Carboneras	Aux. Min. Ind. Const.	11.490	Permiso Investigación.
Gata Ter	Níjar	Aux. Min. Ind. Const.	285	Permiso Investigación.
Gata Quin	Níjar	Aux. Min. Ind. Const.	24	Permiso Investigación.
Segundo Nobel	Níjar	Minas de Gádor	364	Concesión.
San Luis	Níjar	José Navarro Vargas	31	Concesión.
Desengaño	Níjar	José Navarro Vargas	34	Concesión.
El Plomo	Níjar	Minas de Gádor	21	Concesión.
Virgen del Mar	Níjar	Minas de Gádor	90	Concesión.
El Usero	Níjar	Antonio Ortiz Sánchez	72	Concesión.
San Francisco	Níjar	Antonio Ortiz Sánchez	108	Concesión.
Doña Francisca	Níjar	Antonio Ortiz Sánchez	70	Concesión.
Fort Beton	Níjar	José Navarro Vargas	31	Concesión.
Rocío	Níjar	Bentonitas y Minerales	91	Concesión.
Helito	Níjar	Bentonitas y Minerales	109	Permiso Investigación.
Vicentito	Níjar	Bentonitas y Minerales	100	Permiso Investigación.
Minor	Níjar	Minas de Gádor	48	Permiso Investigación.
Velasco	Níjar	Minas de Gádor	101	Permiso Investigación.
Esperanza	Níjar	Juan Capel Carrasco	54	Permiso Investigación.
Rocío 2	Níjar	Bentonitas y Minerales	72	Permiso Investigación.
Rocío 3	Níjar	Bentonitas y Minerales	18	Permiso Investigación.
Bemisa 2	Níjar	Bentonitas y Minerales	401	Permiso Investigación.
Mazuir	Níjar	Bentonitas y Minerales	70	Concesión.
Bemisa 1	Níjar	Bentonitas y Minerales	217	Permiso Investigación.
Bernabé	Níjar	Bentonitas y Minerales	176	Permiso Investigación.
Vicente	Níjar	Bentonitas y Minerales	301	Permiso Investigación.
Mis padres	Níjar	Antonio Ruiz Moral	65	Permiso Investigación.
Bemisa 4	Níjar	Bentonitas y Minerales	48	Permiso Investigación.
Minor Segundo	Níjar	Minas de Gádor	115	Permiso Investigación.
Minor Tercero	Níjar	Minas de Gádor	94	Permiso Investigación.
José María	Níjar	Bentonitas y Minerales	100	Permiso Investigación.
Minor Cuarto	Níjar	Minas de Gádor	355	Permiso Investigación.
Mazuir Segundo	Níjar	Bentonitas y Minerales	50	Permiso Investigación.
Minor Séptimo	Níjar	Minas de Gádor	232	Permiso Investigación.
Minor Octavo	Níjar	Minas de Gádor	174	Permiso Investigación.
Mina del Angel	Níjar	Antonio Ortiz Sánchez	130	Permiso Investigación.
Sol	Níjar	Juan Capel Carrasco	35	Permiso Investigación.
Capel	Níjar	Juan Capel Carrasco	185	Permiso Investigación.
Jesús	Níjar	Juan Capel Carrasco	26	Permiso Investigación.
Escullos	Níjar	Antonio Ruiz Moral	150	Concesión.
La Buena Suerte	Níjar	Juan Capel Carrasco	106	Permiso Investigación.
Los Murcianos	Níjar	Antonio Ruiz Moral	184	Concesión.
Amp. a Los Murcianos	Níjar	Antonio Ruiz Moral	105	Permiso Investigación.
Ana Mari	Níjar	Juan Capel Carrasco	100	Permiso Investigación.
Minor Noveno	Níjar	Minas de Gádor	142	Permiso Investigación.
Gata	Níjar	Aux. Min. Ind. Const.	7.470	Permiso Investigación.
GRANADA				
Mencal	Granada	José Fontbote Mussolas	63	Permiso Investigación.
LEON				
La Pilarica	Corucedo	Manuel Lorenzo Ponce	117	Concesión.
La Pilarica II	Corucedo	Manuel Lorenzo Ponce	29	Concesión.
Signo	Corucedo	Manuel Lorenzo Ponce	27	Concesión.
MADRID				
Santo Remedio	Madrid	Rafael Kindelán Romero	72	Permiso Investigación.
Victoria	Madrid	Tolsa, S. A.	1.743	Concesión.
Victoria II	Coslada	Tolsa, S. A.	400	Concesión.
Victoria III	Coslada	Tolsa, S. A.	530	Concesión.
Victoria IV	Madrid	Tolsa, S. A.	188	Concesión.
Victoria V	Madrid	Tolsa, S. A.	182	Concesión.
Castellana	Madrid	Buenaventura Escario	1.583	Permiso Investigación.
Victoria VI	Madrid	Tolsa, S. A.	50	Concesión.
Minor Paracue	Paracuellos	Minas de Gádor	280	Concesión.
Minor Vallecas	Madrid	Minas de Gádor	100	Permiso Investigación.
Eva	S. Martín de la Vega	Tolsa, S. A.	150	Permiso Investigación.
San Francisco	Pinto	Tolsa, S. A.	3.096	Permiso Investigación.
Santo Remedio	Madrid	Rafael Kindelán Romero	31	Permiso Investigación.
Isidra	Madrid	Buenaventura Escario	277	Permiso Investigación.
Bienvenida	Paracuellos	Turberas Buyo Gistral	1.125	Permiso Investigación.
TOLEDO				
San Francisco	Esquivias	Tolsa, S. A.	374	Permiso Investigación.
Montesclaros	Montesclaros	Federico Bernabé A.	1.600	Permiso Investigación.
Santa Catalina	Yunclillos	Víctor Morales T.	457	Permiso Investigación.
Mina Tolsa	Olías Rey	Tolsa, S. A.	123	Permiso Investigación.
Amp. Basconia	Villaluenga	Luis Sevillano C.	288	Concesión.
Santa Bárbara	Esquivias	Tolsa, S. A.	241	Permiso Investigación.

1.2.2 EXPLOTACION

1.2.2.1 Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

La bentonita se explota a cielo abierto, ya que en la mayoría de los casos se presenta bastante superficial, llevando la explotación por bancos, después de quitar la montera de tierras estériles y vegetales. Este espesor a desmontar varía de unas zonas a otras entre 0,5 m a 8 m.

La mayor parte de los explotadores realizan el desmonterado a mano, si bien se van utilizando cada vez más, para esta operación, las palas hidráulicas, y si es necesario se ayuda con el empleo de explosivos. Estas máquinas se utilizan también, a veces, para el arranque de mineral, si no va acompañado de sepiolita, que le endurece mucho; otras veces se contrata este arranque con dueños de maquinaria pesada, como excavadoras potentes, scrapers, dragalinas, etc.

Las tierras extraídas se vierten en el hueco que deja la explotación anterior, con lo que se restaura el terreno.

En algunos tipos de yacimientos extranjeros y en alguna ocasión racional, se ha empleado la explotación subterránea por el método de cámaras y pilares, abandonando el sistema si el precio de costo se encarece. El método subterráneo permite una minería selectiva, según demanda del mercado, pero es mucho más costoso, por lo que apenas se emplea.

1.2.2.2 Producción actual

La producción vendible en los últimos años ha sido la siguiente:

	Toneladas
1964	14.467
1965	17.879
1966	23.972
1967	16.421
1968	27.080
1969	34.957

El continuado aumento que se refleja en las cifras de los últimos años tiende a seguir incrementándose y puede llegar a triplicarse, o aún más, en poco tiempo.

1.2.2.3 Ventajas e inconvenientes del sistema

El sistema de laboreo a cielo abierto tiene la gran ventaja del bajo precio de coste.

La presencia de medios mecánicos elimina el arranque a mano y permite aumentar la producción, disminuyendo el precio de coste.

Este tipo de arranque presenta el inconveniente de no poder hacer una selección del mineral al pie de cantera, como se realiza cuando se explota a mano; no obstante, siempre que los medios lo permitan, se debe hacer alguna selección de los estériles, aun empleando el arranque mecanizado.

Como hay que aprovechar el sol y el aire para disminuir el contenido de humedad, el estrío se realiza disponiendo el mineral arrancado en eras. Es en este momento cuando se aprovecha para estriar los minerales extraños que presentan, como nódulos de caliza, dolomía, cuarzo, etc.

1.2.2.4 Mejoras posibles en los métodos de explotación

El empleo del escarificado superficial por superficies delimitadas puede emplearse en aquellas zonas en donde lo permita la topografía del terreno y la humedad existente no impida el normal desenvolvimiento de las máquinas.

Si el recubrimiento es potente, este método puede también estar indicado, si la producción a obtener lo justifica, abriendo la correspondiente corta de la extensión debidamente calculada para compensar los gastos previos de eliminación de la montera estéril. Cuando se encuentran bolsadas, se llega hasta un coeficiente de 10 a 1 (relación recubrimiento a mineral bentonita), y si el mineral se presenta en filones, se llega a 5 a 1. Es preciso superar el grave inconveniente que para el mejor precio de costo suponen estos coeficientes con la utilización de las máquinas adecuadas.

1.2.2.5 Grado de recuperación obtenido

Entre la ganga estéril que lleva el mineral y la humedad contenida, la recuperación es aproximadamente del 50 por 100. La acción del sol permite obtener economías para eliminar gran parte de la humedad libre, que después hay que rebajar al máximo en hornos o secaderos alimentados por fuel-oil.

1.2.2.6 Producción futura

La explotación de la bentonita se adapta perfectamente a un aumento de producción según lo requieran las exigencias del mercado en cualquier momento.

Esta producción, que se incrementa constantemente, estará limitada por la capacidad de las plantas de tratamiento.

1.2.2.7 Beneficio del mineral

El mineral de bentonita recién arrancado lleva mucha humedad, casi el 50 por 100, y es necesaria una primera operación de secado natural al aire y al sol. Se dispone el mineral de forma que la superficie de exposición sea máxima, aumentando así la evaporación.

El secado posterior, por medio de secaderos rotativos, deja humedad residual por debajo del porcentaje base específico, que está señalado e investigado experimentalmente para cada tipo mineral procedente de cada yacimiento.

El mineral seco se pulveriza en molinos de rodillos o de martillos y se envasa para ciertos usos.

Según otras especificaciones, la mayoría de las veces los tipos de mayor calidad y precio sufren posteriormente una activación, bien por ácido sulfúrico o clorhídrico, según disponibilidades y precios del mercado de estos ácidos. La operación se realiza mezclando la bentonita seca y pulverizada con ácido concentrado en mezcladores de baño o continuos. La mezcla se mantiene a una temperatura de 100° C y se agita vigorosamente. El tiempo durante el que se mantiene en contacto la mezcla varía, según el tipo de bentonita y el ácido utilizado, de 2 a 12 horas. Después del tratamiento ácido se agota la mezcla o se filtra, se lava enérgicamente con agua limpia, se filtra de nuevo, se seca, pulveriza y envasa para expedición. El contenido de humedad de la bentonita terminada se mantiene sobre el 15 por 100. Para obtener un producto de alta calidad, es necesario realizar un control riguroso de todo el proceso.

1.2.3 OBJETIVOS QUE SE PRETENDEN CUBRIR

El objetivo que pretenden cubrir los explotadores de bentonita en España es el de superar la competencia extranjera, mejorando la calidad del producto nacional y actualizando o creando unas normas españolas al estilo de las OCMA o API extranjeras y difundirlas ampliamente a todos los consumidores para evitar el intrusismo y poder hacer con aquéllas comparación tanto en calidad como en precio.

1.2.3.1 Programa previsto en los próximos años

Se tiene previsto un incremento en las ventas de bentonita superior al 10 por 100 con relación al año precedente. Los productores están preparados para este consumo, para lo cual han adaptado sus fábricas a mayores producciones futuras, por lo que en la actualidad sus rendimientos están muy por debajo del 100 por 100 de su capacidad.

1.2.3.2 Programa de inversiones a realizar

En el caso de que las ventas fueran superiores a las previstas, las disponibilidades de mineral bruto requeridas son fáciles de alcanzar a base de mayor mecanización de las canteras mediante retroescavadoras y palas cargadoras.

La adaptabilidad de las plantas de preparación a una mayor producción se lograría con mayores silos y modernización de hornos de secado.

Las inversiones necesarias son del orden siguiente:

	Pesetas
Mecanización de canteras	36.000.000
Mejoras de plantas de tratamiento ...	50.000.000
Servicio de investigación y mejora ...	15.000.000
Comercialización	5.000.000
TOTAL	106.000.000

1.2.3.3 Programa de financiación

Una tercera parte podría realizarse por medios propios de las sociedades interesadas. El resto exigiría la ayuda bancaria con la fluidez necesaria que requiera el momento coyuntural actualizado correspondiente.

1.2.4 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

La bentonita es uno de los minerales más interesantes y versátiles y se considera que los usos posibles que tiene, bien reales o en potencia, pasan de un centenar. Los cuatro empleos principales que se hacen de la bentonita, superan el 80 por 100 del total de su producción: fundición, lodos de sondeos, peletización, y decoloración y clarificación de aceites minerales, vegetales y animales, y el resto del porcentaje en infinidad de empleos. Entre estos usos, que representan un menor porcentaje, se pueden citar el de servir como carga, aglomerante y plastificante en las industrias del papel, pintura, caucho, linóleo; como agente de suspensión, como base para la realización de coloides en farmacia y cosmética; en tratamiento de aguas; en la industria de la construcción para incrementar la plasticidad y trabajabilidad de hormigones; en jabones, detergentes, productos de limpieza; en cerámica; en la industria de piensos compuestos, etc.

Un producto derivado de la bentonita son los «bentones», empleados en pinturas, etc., producto que se obtiene por tratamiento químico de la bentonita con sales de amoniaco orgánicas. Su utilización confiere propiedades de viscosidad y thixotropía.

La tendencia en el consumo mundial de la bentonita es posible que se mantenga en un porcentaje superior al 5 por 100 de aumento anual. La mayor parte del aumento se realizará en el empleo como aglomerante o elemento de carga, manteniéndose constante en el empleo como absorbente o adsorbente. Algunos usos se incrementarán en importancia, como el de la fabricación de piensos y en aplicaciones de maquinaria civil, aunque su tonelaje no será muy grande.

De la producción total de bentonita, aproximadamente el 33 por 100 lo consumen las industrias de la fundición, el 30 por 100 las plantas de peletización de minerales de hierro, el 30 por 100 se emplea en lodos de sondeos y el 7 por 100 como decolorante y ayuda filtrante.

Los tonelajes que estos porcentajes representan en su utilización mundial son del siguiente orden:

	Toneladas
Para arenas de moldeo en fundición.	1.200.000
Peletización de minerales de hierro ...	1.000.000
Lodos de sondeos	1.000.000

En el tratamiento de arenas de moldeo para la fundición, la bentonita que más se emplea es la de tipo hinchable, bentonita sódica o bentonita de Wyoming, que ha sido la preferida en todo tiempo por las fundiciones, debido a que absorbe cinco veces o más su peso de agua y posee la más alta resistencia al calor, sobre todo en aquellos casos en que las aplicaciones requieren altas temperaturas. Para fundiciones ligeras se utilizan las bentonitas cálcicas o no hinchables. A veces se emplea mezcla de los dos tipos para disminuir costos, ya que la segunda tiene menor precio.

En su aplicación en lodos de sondeos se emplea preferentemente la bentonita sódica o bentonita con propiedades hinchables, obtenida con aditivos químicos. El porcentaje de bentonita que se emplea en la preparación de lodos de sondeos varía desde el 2 al 30 por 100 en peso de éstos, según las necesidades de viscosidad de cada caso particular para obtener el mejor sostenimiento de las paredes del sondeo, así como lubrificar los elementos en contacto.

La bentonita se emplea como aglomerante en la peletización de minerales de hierro desde el año 1950. Su consumo en este campo ha aumentado espectacularmente. La peletización de minerales de hierro se ha desarrollado principalmente en Estados Unidos, donde se consumieron más de medio millón de toneladas de bentonita en el año 1968 con ese fin, y se estima que pasará del millón de toneladas en el año 1970. En términos generales, puede indicarse que el porcentaje de bentonita que se utiliza para la aglomeración de minerales de hierro varía entre el 0,6 y 1 por 100, lo que representa de 6 a 10 kg de bentonita por tonelada de concentrado seco. El potencial actual de las plantas de preparación de pelets representa un consumo anual de bentonita para este uso de más de un millón de toneladas de bentonita sódica de alta calidad. Esta bentonita de alta calidad debe producirse a bajo precio, ya que su incidencia en el precio de la tonelada de mineral de hierro es de consideración, y, por ello, se

buscan aglomerantes artificiales de menor precio y que no contaminen el mineral de hierro ni exijan un consumo suplementario de coque y caliza para su reducción en el horno alto. Es importante para el comercio de la bentonita conservar este campo, que representa más del 32 por 100 de su producción mundial.

Además de estos tres grandes puntos de consumo de la bentonita, representan también tonelajes considerables las cantidades de bentonita que se consumen aprovechando sus propiedades absortivas, bien en estado natural o activadas, en la industria de la decoloración de aceites minerales, animales y vegetales. La mayor parte de los aceites glicéridos obtenidos de origen vegetal o animal se blanquean con bentonita. El obtener el tipo de bentonita activada para estos usos se mantiene en secreto por la mayoría de los fabricantes, que disponen de medios y artes específicas para cada tipo de bentonita particular, según el destino en que vaya a emplearse.

La década de los setenta posiblemente será la cúspide en la marcha ascendente de producción y ventas de bentonita. Los Estados Unidos, con su bentonita sódica, tipo Wyoming, irán a la cabeza de la producción y será necesario un gran esfuerzo de los productores europeos para igualar las características físicas de aquélla para que la marcha ascendente de la bentonita europea pueda ser mantenida al mismo ritmo.

El aumento de producción de bentonita irá ligado a la puesta en marcha de nuevas plantas de peletización de minerales de hierro y al consumo que éstos hagan de bentonita, si no encuentran otro producto sustitutivo con el que se obtenga más calidad y menor precio de la tonelada de «pellet».

1.2.4.1 Mercados interior y exterior

El mercado nacional de la bentonita absorbe la producción de las minas españolas y realiza considerables importaciones procedentes de Estados Unidos, Marruecos, Italia y Reino Unido, debido a la superior calidad de los tipos especiales de bentonita que producen, sobre todo para el uso en arenas de moldeo de fundición. El mercado español de importación y exportación en los dos últimos años queda reflejado en el siguiente cuadro:

Países	1969				1968			
	Importación		Exportación		Importación		Exportación	
	Toneladas	Miles de pesetas	Toneladas	Miles de pesetas	Toneladas	Miles de pesetas	Toneladas	Miles de pesetas
Alemania R. F.	1.263	5.939	625	773	559	2.715	605	1.205
Francia	21	71	100	240	41	133	322	562
Italia	3.147	6.451	1	1	1.310	2.816	—	—
Países Bajos	—	—	1.637	3 835	—	—	649	1.358
Portugal	—	—	281	745	—	—	60	149
Reino Unido	5.292	11.792	120	317	4.496	10.133	739	1.165
Suecia	—	—	3.000	2.451	—	—	—	—
Marruecos	8.457	5.621	—	—	7.316	4.775	—	—
EE. UU.	882	5.198	—	—	1.296	9.432	—	—
Cuba	—	—	—	—	—	—	400	777
Bélgica	—	—	—	—	—	—	50	191
TOTAL	19.062	35.072	5.762	8.362	15.018	30.004	2.825	5.407

En el mercado internacional, el principal país productor es Estados Unidos, quien dispone de los mejores yacimientos de bentonita sódica o hinchable en Wyoming, con una producción de 2,5 millones de toneladas, obtenidas por una docena de empresas importantes, con plantas también en Canadá, México, Italia y Grecia. La bentonita cálcica la obtienen en varios Estados, principalmente Mississipi, Texas y Montana. Las exportaciones de bentonita sódica que realiza Estados Unidos van destinadas a Europa, destacando las importaciones que hacen Alemania y Reino Unido, con más de 70 000 t/año entre los dos países, a pesar de disponer de abundantes yacimientos de bentonita cálcica, que evitan otro tipo de importaciones.

Aunque no se dispone de estadísticas exactas respecto al comercio de la bentonita en el Reino Unido y Alemania, puede estimarse que ambos países tienen una producción de bentonita y realizan exportaciones e importaciones según el cuadro siguiente:

	Reino Unido — Toneladas	Alemania R. F. — Toneladas
Producción de bentonita (natural y activada)	100.000	75.000
Importaciones de bentonita sódica y cálcica y otras arcillas similares tipo sepiolita, attapulgita, etc.	40.000	35.000
Exportaciones y reexportaciones de bentonita (todos los tipos)	25.000	10.000
Consumo aparente	115.000	100.000

Los países europeos de mayor producción de bentonita son Italia (Ponza) y Grecia (Milos). Italia exporta más de 30.000 t/año a más de 20 países, entre los que destacan Libia, Francia, Reino Unido, Oriente Medio. España, en 1969, importó de Italia 3.149 t. Grecia, con una producción de 120.000 t, exporta más de la mitad del tonelaje extraído.

Otro país que comienza a introducirse poco a poco en el mercado europeo es Chipre, que dispone de un yacimiento de importancia.

Yugoslavia y Checoslovaquia producen cantidades apreciables de bentonita, más de 100.000 t, cuyo destino son los países del Este de Europa.

Marruecos dispone de extensos yacimientos a 90 km de Melilla y en otras zonas, que le permiten exportar cerca de 40.000 t anualmente.

Alemania, a pesar de tener que importar bentonita, dispone de plantas de tratamiento eficaces que producen tipos de bentonita activada de calidad para reexportar a diversos países.

Canadá es un importante país productor de bentonita y dispone de plantas de tratamiento para producir todos los tipos requeridos por el mercado. Se estima su producción en unas 200.000 t, de las que el 65 por 100 se consumen en plantas de peletización, 17 por 100 en lodos de sondeos, 16 por 100 en fundición y porcentajes más inferiores en cerámica y refractarios, papel, productos químicos, etc.

1.2.4.2 Competencia con otros minerales interiores y exteriores

La bentonita entra en competencia con otras arcillas similares, como son la sepiolita, attapulgita, hectorita, etc., quienes poseen propiedades muy parecidas a aquélla.

El uso de la bentonita sódica tipo Wyoming en fundición es prácticamente insustituible. En peletización, las arcillas competidoras que se mencionan pueden resultar en algunos casos con mejores propiedades aglomerantes que la bentonita; pero en este campo el posible empleo de aglomerantes orgánicos puede recortar el porcentaje de aumento en el consumo anual de la bentonita u otros minerales aglomerantes. También incide en este uso de la bentonita la posibilidad de mejorar o encontrar otros métodos de peletización, tales como el de cementación de los minerales de hierro, el proceso de unión carbonatada, etc., que minimicen la importancia de la bentonita y se obtengan economías importantes en la obtención de pelets.

En cuanto al mercado español, la primera realización a llevar a cabo es el conseguir el tipo de bentonita adecuado, que pueda sustituir a la bentonita sódica importada, a precios competitivos. El cambio de base de las bentonitas cálcicas o sódicas es caro, y, por ello, es difícil competir con la de procedencia italiana. Debe insistirse en esta cuestión, estudiando las calidades necesarias, su tonelaje y el más bajo precio a que es posible vender.

1.2.4.3 Posibilidades de aumento de los mercados interiores y exteriores

El mercado nacional de la bentonita tiende a aumentar, sobre todo si se consiguen cada vez mejores calidades que puedan utilizarse en fundición, como sustitución de la bentonita americana.

Ello redundaría en que la producción necesaria para atender el mercado en los próximos años se duplicaría.

Los productores nacionales reciben peticiones de cotización del mercado exterior, pero hasta el momento, y debido a la conversión de cálcicas a sódicas, el precio que se ofrece es casi siempre superior al de otra procedencia.

No obstante, las plantas de peletización necesitan grandes cantidades de bentonita, y estas sociedades normalmente requieren disponer de varios suministradores, por lo que es posible prever grandes ventas con ese fin, sobre todo si puede ofrecerse una bentonita de buena calidad y a bajo precio.

El mercado nacional consumidor de bentonita aumenta constantemente cada año en una cifra que supera las 4.000 t.

1.2.4.4 Precios interiores en fábrica y exteriores FOB

El precio de la bentonita bruta, triturada a tamaño inferior a 200 mesh es del orden de 1.500 a 1.800 ptas/t ex fábrica.

El de la bentonita activada, con fines específicos, varía entre 2.500 ptas a 5.000 ptas/t ex fábrica.

Por último, el de la bentonita tipo Wyoming, tipo fundición, molida, pasando el 85 por 100 a través de 200 mesh (74 micras) y envasada en lotes por camiones, varía de 28 a 30 libras esterlinas.

1.2.5 PROBLEMAS CON QUE SE ENFRENTA EL SECTOR

Los yacimientos españoles no se prestan a una explotación económica y la calidad que se obtiene sin tratamiento no sirve para el mercado, por lo que es preciso transformarla y, por tanto, los precios de venta son altos. No obstante, algunas firmas nacionales están en condiciones de dar bentonita de alta calidad.

Las firmas extranjeras dedicadas a la venta de bentonita disponen, en general, de una red comercial en todo el mundo y con una fuerte introducción, cerca de clientes, donde es casi imposible introducirse si no es de la mano de una de esas grandes firmas.

Como no existen unas normas españolas unificadas, presentando los diversos tipos requeridos y fabricados, tanto desde el punto de vista del fabricante como del consumidor, los agentes extranjeros venden grandes cantidades de bentonita en España con suma facilidad y casi sólo por su fama, adquirida en el transcurso del tiempo. Las empresas españolas no disponen de los medios necesarios para realizar una propaganda eficaz cerca de los clientes en potencia.

En resumen, es un problema económico comercial respecto a las marcas extranjeras de calidad. También es posible indicar que los diferentes fabricantes españoles presentan una competencia desmesurada en relación a los precios que se ofrecen sin tener en cuenta la calidad, aprovechándose de la ignorancia de los consumidores sobre las cualidades que deben reunir las bentonitas para determinados usos.

Para combatir, en parte, la desventajosa situación de la minería de la bentonita en relación con sus posibilidades de venta al exterior, sería muy interesante disponer de información técnica de la fabricación que realizan algunas firmas extranjeras, bien mediante asociaciones, visitas programadas oficialmente para poder conocer las fábricas extranjeras, sus problemas y posibilidades, etc.

1.2.6 RESUMEN Y CONCLUSIONES

Hay que mejorar la calidad de la bentonita obtenida de los yacimientos españoles y darla a un precio competitivo para sustituir las importaciones que se llevan a cabo actualmente en España.

Existen posibilidades de exportación, y para ello se requiere una gestión comercial, cuyo valor no lo pueden soportar los industriales. Para resolver este asunto debe promoverse la creación de una empresa comercial que represente los intereses de los productores de diversos minerales no metálicos exportables y que, indudablemente, no tienen capacidad económica para ello, pero que unidos pueden significar un volumen de negocios muy importante.

1.3 SEPIOLITA

1.3.1 DESCRIPCION DE LA MINERIA DE LA SEPIOLITA

La sepiolita es una arcilla especial, silicato hidratado de magnesio, denominada también espuma de mar, porque en estado seco flota en el agua. Se empleó hace siglos or los griegos sin fin conocido, y desde el año 1723 se

empezó a utilizar para la fabricación de pipas de fumador.

En España existe un yacimiento conocido mundialmente, situado en Vallecas (Madrid), donde se encuentra la sepiolita en grandes masas sedimentarias y que en principio se utilizó como elemento de construcción.

Debido a sus características físicas de absorción y granulometría, su principal empleo actual va destinado como elemento absorbente de aceites, grasas, etc. y para el refino de aceites lubricantes.

1.3.1.1 Situación geográfica de cada zona

En España se encuentra en las provincias de Madrid (Vallecas, Barajas, Hortaleza, Paracuellos, Vicálvaro, Parla), de Toledo (Yuncos, Cabaña de la Sagra) y en la de Almería, mezclada muchas veces con otras arcillas tipo bentonitas (Figs. 1.2 - 1, 1.2 - 2 y 1.2 - 3).

1.3.1.2 Historia de la minería

Aparte de para la fabricación de pipas de fumador, esta minería se desarrolló en España por la necesidad de disponer de arcillas base para tierras decolorantes. Al principio se explotaron los yacimientos existentes de forma subterránea por el método de cámaras y pilares; posteriormente se ha desistido de la explotación interior y se realiza toda ella a cielo abierto.

1.3.1.3 Formación y génesis del yacimiento

La sepiolita se presenta como un producto de alteración de la magnesita, serpentina u ópalo impuro, alto en magnesio. Se encuentra, bien en forma de masas modulares entre la serpentina o en depósitos secundarios.

En España se presenta en el Mioceno en forma de capas arrosariadas y grandes masas con gran continuidad.

1.3.1.4 Composición del mineral

La fórmula química de la sepiolita es silicato hidratado de magnesio H_4Mg_2, Si_3O_{10}, cuyo análisis químico es:

	Porcentaje
SiO_2	60
MgO	27
H_2O	12
TiO_2	0,06
Al_2O_3	0,20
Fe_2O_3	0,30
Na_2O	trazas
K_2O	trazas

Se encuentra la sepiolita mezclada con un porcentaje variable de sílice, que la desmerece si es abundante.

Es una arcilla muy parecida a la attapulgita, tanto en composición química como en su aplicación industrial, variando su estructura cristalográfica, compuesta por cristales celulares monoclínicos pseudo-ortorrómbicos.

El mineral es blando, 2/2,5 de la escala de Mohs; índice de refracción, 1,52, y peso específico, cuando está hidratado, 2,06. Su estructura es acicular y sus elementos individuales tienen unos canales de dimensiones: 5,6 Å $\times$ $\times$ 11 Å $\times$ 5,3 Å. En consecuencia, la porosidad del cristal es grande, y de ahí sus propiedades de absorción y adsorción.

1.3.1.5 Reservas estimadas

En las zonas indicadas de los alrededores de Madrid y Toledo, las reservas existentes pueden considerarse abundantes e inagotables, pudiendo estimarse en varias decenas de millones de toneladas.

1.3.1.6 Relación de concesiones de explotación y permiso de investigación

Nombre de la mina	Municipio	Concesionario	Hectáreas	Situación
CUENCA				
Amp. M.ª Teresa	Cardenete	Sibelco Española	132	Permiso.
MADRID				
San Miguel	Madrid	Turberas Buyo Gistral	44	Concesión.
Galicia	Madrid	Turberas Buyo Gistral	32	Concesión.
Carlota	Madrid	Turberas Buyo Gistral	50	Concesión.
Galicia 2.ª	Madrid	Turberas Buyo Gistral	10	Concesión.
Galicia 3.ª	Madrid	Turberas Buyo Gistral	12	Concesión.
Galicia 4.ª	Madrid	Turberas Buyo Gistral	42	Concesión.
Repasada	Madrid	Jaime Fuster Otero	100	Concesión.
Bienvale	Madrid	Jaime Fuster Otero	60	Concesión.
Rodada	Madrid	Jaime Fuster Otero	20	Concesión.
TOLEDO				
Consuelo	Yuncler	Jaime Fuster Otero	74	Concesión.
Bilbao	Yuncler	Luis Sevillano Calzada	551	Concesión.
San Sebastián	Esquivias	Tolsa, S. A.	369	Permiso.
Filla Parva	Cabañas	Jaime Fuster Otero	174	Concesión.
Mira Minas	Cabañas	Jaime Fuster Otero	100	Concesión.
Complemento	Birguillos	Jaime Fuster Otero	15	Concesión.
Alonso	Cabañas	Jaime Fuster Otero	141	Concesión.
Posible	Yunclillos	Jaime Fuster Otero	531	Concesión.
Angeles	Cabañas	Jaime Fuster Otero	178	Concesión.
Antequeira	Yuncler	Jaime Fuster Otero	116	Concesión.
Consuelo	Yuncler	Jaime Fuster Otero	74	Permiso.
Basconia	Cabañas	Luis Sevillano Calzada	200	Concesión.
Bilbao	Yuncler	Luis Sevillano Calzada	551	Permiso.
Minor Yuncos	Yuncos	Minas de Gádor	132	Concesión.

1.3.2 EXPLOTACION

1.3.2.1 Descripción

La explotación de la sepiolita se realiza a cielo abierto, llevándose a cabo el laboreo en los meses no lluviosos, ya que, en caso contrario, el agua impide una explotación normal.

Se arranca el mineral en bancos de 40 m de longitud sobre la capa, cuya potencia es variable de 3 a 6 m y se deja en montones para que se seque al aire y al sol, para su posterior traslado a la planta de tratamiento.

En los sitios donde el terreno lo permite, se explota a cielo abierto por escarificación, con máquinas de gran potencia, que eliminan primero el recubrimiento y posteriormente la capa de mineral. Si ésta se presenta dura, se emplea explosivo para desgajarla y poder introducir los excavadores que efectúan su trabajo, dando una gran producción a bajo coste. En los casos en que el recubrimiento es excesivo, sobrepasando la relación 4 a 1, se explota de forma subterránea por cámaras y pilares.

1.3.2.2 Producción actual

La producción de sepiolita vendible obtenida en los últimos años ha sido la siguiente:

	Toneladas
1967	9.580
1968	29.295
1969	12.523

En 1970 se espera alcanzar de nuevo la cifra aproximada de 30.000 t.

1.3.2.3 Ventajas e inconvenientes del sistema de explotación

La explotación de la sepiolita a cielo abierto tiene un precio de costo muy económico, sobre todo si se utiliza el método de escarificado.

La explotación a cielo abierto, en general, permite una buena clasificación del mineral y la eliminación de impurezas, el fácil cuarteo y la uniformización de la capa.

En algunas zonas que se presenta el mineral a media ladera, la escarificación no es sencilla y tiene grandes dificultades para realizarla.

El terreno levantado por la explotación y alquilado a veces a los propietarios particulares, hay que volverlo a dejar en buen estado, lo que desde el punto de vista minero es un inconveniente. Sin embargo, en aquellos puntos donde pueda haber vegetación, la operación de arrancar la sepiolita beneficia al cultivo. No obstante, la mayor parte de las tierras apenas ofrecen interés para la agricultura.

1.3.2.4 Grado de recuperación

La recuperación del yacimiento es del 95 por 100, aunque en el posterior tratamiento, debido a la cantidad de humedad del mineral, el rendimiento es apenas del 50 por 100 en sepiolita vendible.

1.3.2.5 Producción futura

En los próximos años se prevé en esta minería un aumento anual del 25 por 100 y más según las exigencias del mercado y posibilidades de las fábricas de tratamiento.

Se prepara la mejora, modernización y aumento de capacidad de las plantas, de preparación para, en el período de los próximos cinco años, triplicar la producción.

1.3.2.6 Beneficio del mineral

El mineral arrancado de la cantera y expuesto al aire y al sol durante cierto tiempo se lleva en camiones propios a las plantas de tratamiento, donde sufre una trituración previa para dar un producto inferior a 20 mm, sin que se produzcan gran cantidad de finos.

Se seca después en hornos rotativos horizontales con temperaturas de los gases a la entrada y salida, respectivamente, de 600-800° C y 400° C. El producto llega a tomar una temperatura entre 200° y 250° C, perdiendo casi toda la humedad, dejándola inferior al 4 por 100 y en algunos casos menos.

Se procede a una clasificación por tamaños, para llevarlo a una posterior trituración en molinos de rodillos, pasando después a otra clasificación por tamaños por vibros tipo Planchester; para terminar, el producto se envasa herméticamente.

Los tipos obtenidos varían de gránulos 30-60 mesh, el de mayor precio, a gránulos de mayor tamaño, hasta 5 mm.

Algunos tipos de sepiolita, que va mezclada con bentonita, se emplean para obtener tierras decolorantes, que reciben posterior activación por ácido.

1.3.3 OBJETIVOS QUE SE PRETENDEN CUBRIR

Se prevén ampliaciones y modernización de las plantas de tratamiento para dar una mayor producción, ya que el mercado se sostiene con una tendencia continuada al alza del consumo de sepiolita en sus tipos granulados. Se mejorará la mecanización de las explotaciones a cielo abierto, los procesos de secado y la clasificación de productos terminados.

1.3.3.1 Programa de inversiones a realizar

	Pesetas
Aumento de la producción de las explotaciones	20.000.000
Plantas de tratamiento	110.000.000
Transporte	25.000.000
TOTAL	145.000.000

1.3.3.2 Programa de financiación

En principio, un 50 por 100 proporcionado por las ampliaciones de capital, y el resto, mediante créditos bancarios y oficiales.

1.3.4 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

La mayor parte de la sepiolita producida se destina a la exportación.

Por sus propiedades absortivas y de adsorción de aceites y grasas vegetales y minerales, las aplicaciones industriales más importantes de la sepiolita son como gránulos para limpieza de suelos industriales y para el refino de aceites lubrificantes.

La sepiolita es la base de tierras decolorantes para aceites vegetales y minerales, mejorando los productos convencionales; se emplea también en la industria del petróleo, como elemento en la preparación de lodos de sondeos que han de utilizarse en medios salinos, en la industria de los esmaltes vítreos, en la preparación de la glucosa como agente clarificador, para adsorber vapores orgánicos, en la clasificación de vinos, en la industria de los insecticidas, como carga, etc.

Se encuentran nuevas aplicaciones a la sepiolita en la industria de la fundición para el moldeo de piezas y mejora de las arenas empleadas, así como otros usos aún en investigación.

1.3.4.1 Mercado actual interior y exterior

El mercado interior español no requiere más del 25 por 100 de la producción actual; el resto se destina a la exportación, sobre todo en forma de gránulos, a países europeos. Las sociedades españolas productoras de sepiolita disponen de fuertes pedidos de casas europeas, a las que venden el mineral depurado, envasado en sacos con marcas propias de aquéllos.

1.3.4.2 Competencia con otros minerales

La mayor competencia que encuentra la sepiolita se centra en las importaciones de attapulgita americana que se realizan en Europa. El gránulo de attapulgita americano es muy duro y resistente y posee mayor poder de absorción, aunque este producto es de mayor precio.

En el campo de las tierras decolorantes encuentra la competencia de las tierras bentoníticas, que activadas dan también muy buenos resultados, y del kieselguhr.

En cuanto al refino de aceites minerales, el sistema de hidrogenación elimina la importancia de las tierras decolorantes. No obstante, y a pesar de lo extendido del método de hidrogenación en las modernas refinerías de petróleo, parece que se estudia de nuevo el volver al método de filtración por contacto con tierras industriales.

1.3.4.3 Posibilidades de aumento de los mercados interiores y exteriores

A pesar de lo señalado anteriormente, es una realidad la tendencia al aumento en el consumo de sepiolita, ya que las demandas del mercado son cada vez mayores, sobre todo para el uso en limpieza de suelos industriales y refino de aceites.

El mercado europeo puede admitir varios miles de toneladas de sepiolita granulada con fines específicos en la industria química en general; por ello, pasar a una producción de 60.000 t/año en los próximos tres años puede considerarse como una solución acertada.

1.3.4.4 Precios interiores en fábrica y exteriores

El precio nacional de la sepiolita molida, a tamaño inferior a 74 micras, y envasada, es de 1.300 ptas/t aproximadamente.

Los gránulos de sepiolita en el mercado nacional, según la correspondiente clasificación de tamaños desde 30/60 mesh a superiores al milímetro, tienen un precio entre 5.000 ptas/t y 1.800 ptas/t, según calidades de absorción exigidas, incluyendo envases herméticos.

Para la exportación, los precios oscilan entre 30 y 70 dólares la tonelada FOB puerto español.

1.3.5 PROBLEMAS CON QUE SE ENFRENTA EL SECTOR

En el estado actual, el sector de la sepiolita no presenta notables problemas a resolver, pues las empresas productoras siguen una marcha ascendente y tienen buenos contactos comerciales, que aseguran su marcha y continuidad.

1.3.6 RESUMEN Y CONCLUSIONES

La sepiolita es un mineral sin grandes problemas, pero con posibilidades de futuro, por lo que la promoción de una empresa comercial que representara y agrupara los intereses de los diversos productores en el exterior, serviría para incrementar los ingresos en divisas de la nación por aumentos sucesivos en la exportación, ya que es fácil dar mayores producciones en este sector.

2. ASBESTOS

2.1 GENERALIDADES

Se designan con el nombre de asbestos una serie de minerales que se separan fácilmente en fibras tan blandas y flexibles que pueden ser hiladas, formando tejidos:

Crisotilo	$3\ Mg\ O \cdot 2\ SiO_2 \cdot 2\ H_2O$
Amosita	$(Fe\ Mg)\ SiO_3\ (1\text{-}5)\ H_2O$
Crocidolita	$Na\ Fe\ (SiO_3)_2 \cdot Fe\ Si\ O_3 \cdot H_2O$
Tremolita	$Ca_2\ Mg_5\ Si_8O_{22}\ (OH)_2$
Antofilita	$(Mg\ Fe)_7\ Si_8O_{22}\ (OH)_2$

Se distinguen dos subgrupos: los anfíboles, en los que la cal unida a la magnesia satura la sílice y da lugar a un mineral neutro un poco hidratado, y las serpentinas, que, teniendo la misma composición química que los anfíboles, suelen tener su fibra entrecruzada, lo que le resta valor industrial. Pero cuando esta fibra guarda paralelismo recibe el nombre de crisotilo, siendo entonces muy apreciada, en especial si es larga. El crisotilo es la variedad más importante y representa el 95 por. 100 de la producción mundial. Entre los anfíboles, los más importantes son la amosita y la crocidolita, ambas de calidad inferior al crisotilo.

Las características físicas de los asbestos indican su utilidad. Los asbestos resisten bien la acción del fuego y de los ácidos y son un excelente material aislante del calor y la electricidad.

La clasificación de calidad viene definida de una forma determinativa por la longitud de la fibra. No obstante, la composición química es decisiva para determinados usos (por ejemplo, en el recubrimiento de cables, la fibra ha de tener poco hierro). Además tiene importancia por su influencia en el precio, el color, impurezas, flexibilidad y resistencia a la tensión de las fibras.

La clasificación canadiense los diferencia en grupos, y éstos a su vez en subgrupos:

Grupo n.° 1		Mayor de 1"
Grupo n.° 2		Entre 1" y 1/4"
Grupo n.° 3	Fibra spining	Entre 1/4" y 1/8"
Grupo n.° 4	Shingle Stock	
Grupo n.° 5		Util para cartón de amianto
Grupo n.° 6		Para pasta
Grupo n.° 7		Cortos y deshechos

La utilización de este mineral es muy variada, desde ladrillos hasta cohetes. Las principales aplicaciones son: fibrocemento, tejidos, aislantes, cartón; las fibras cortas se utilizan como relleno de asfalto, para aislamientos hasta 900° F de turbinas marinas y de aviones.

La crocidolita se utiliza para calderas de locomotoras y revestimiento antiácido.

La tremolita y antofilita en filtros para la industria química y revestimiento de soldadura.

Las fibras cortas de los grupos 4, 5 y 6 se utilizan en fibrocemento, con una composición teórica de 88-85 por 100 de cementos y un 12-15 por 100 de amianto.

La cantidad de amianto que se emplea por término medio es de 9,77 t para la elaboración de 100 t de fibrocemento. Este dato se ha deducido del estudio de diversas estadísticas.

En este sector, el consumo de amianto es alrededor del 90 por 100 respecto al consumo nacional.

Para aislamiento de tuberías se utilizan en bloques las fibras de los grupos 4, 5 y 6 y amosita con un 85 por 100 de carbonato de magnesia.

2.2 DISTRIBUCION GEOGRAFICA DE LA MINERIA MUNDIAL

En Quebec se encuentran las mayores minas y plantas de concentración del mundo. La URSS rivaliza con Canadá y actualmente ha realizado una fuerte inversión, para poner al día su maquinaria de explotación.

Entre Dauville y Chaudiere River Valley, en la provincia de Quebec, se encuentran las principales minas mundiales.

Otra mina importante de asbestos es Munro Township, 12 millas al este de Mathesan Ontario.

Al norte de la Columbia Británica se encuentran algunas minas y más recientemente se está trabajando en Baie Verte, en Neufouland. Asimismo parece que en la región de Quebec, en el norte de Ungava, se encuentra un importante depósito.

Las minas soviéticas se encuentran en Bajenac, distrito de los Urales.

Rodesia del Sur es un importante productor de crisotilo, especialmente en el área de Shabani; estas fibras tienen un porcentaje muy bajo en hierro, lo que determina que se use como material aislante.

Swazilandia y la República de Suráfrica también producen crisotilo en buena cantidad.

La República de Suráfrica produce dos tipos de asbestos, amosita y crocidolita (asbestos azules); estos últimos también se encuentran en Bolivia; EE. UU. tiene un pequeño yacimiento en Arizona.

Pequeños productores son: Chipre, Italia, Finlandia, Francia, Australia, Bolivia, Brasil y Japón.

Las regiones de España con yacimientos de asbestos son las de Almería, Badajoz, La Coruña, Ciudad Real, Granada, Huelva, Lérida, Málaga, Orense, Oviedo y Zamora.

No obstante, sólo se ha producido amianto en Almería, Badajoz, La Coruña, Huelva, Lérida, Lugo y Málaga, pero en cantidades muy pequeñas.

2.3 HISTORIA DE LA MINERIA EN ESPAÑA Y SU SITUACION GEOGRAFICA

2.3.1 ALMERIA

En el término de Lubrín, en 1941, existían dos minas, en las que se hicieron ensayos para producir amianto. La producción fue de 1,8 t., a 108.888 pesetas/t., con un valor total de 196.000 pesetas (Fig. 2.3-1).

En 1942, en la mina Santa Lucía, se suspendieron los trabajos debido al empobrecimiento de los bancos de esquistos.

En las minas Valencia y San Miguel, del mismo término municipal, se realizaron calicatas en calizas dolomíticas.

La producción de este año fue 16.440 t, a 17.277 ptas/t, con un valor total de 284.039.000 pesetas.

En 1943 existe una pequeña producción de 8,24 t, por un valor de 142 019 pesetas, a 17.752 ptas/t.

En 1944, las minas de la provincia eran nueve, con una extensión de 487 Ha, pero sin producción.

Aumentaron las minas a trece, con 666 ha en 1945, pero todas inactivas.

En 1947, 1948 y 1949 existían diez minas, todas inactivas, y ocupaban una extensión de 385 ha.

En 1950, 1951 y 1952 eran tres las minas que tenían actividad, ocupando 193 ha. Sólo existía una inactiva, con 30 Ha. Sin embargo, no hubo producción de amianto.

Desde 1954 todas las minas están inactivas; la única variación que se produce es que de cinco minas, con extensión de 248 ha, se pasa a dos, con 55 ha en 1956 y a una con 30 ha en 1957.

En 1958 no hubo ninguna concesión minera de amianto en la provincia.

INDICIOS DE ASBESTO EN LA PROVINCIA DE ALMERIA

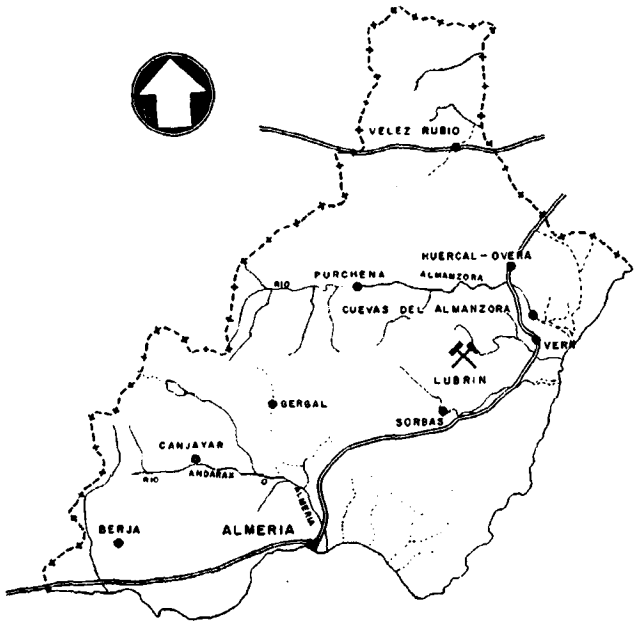


Figura 2.3.-1

2.3.2 BADAJOZ

En 1942 hubo una pequeña producción de amianto de 14 t, por valor de 98.000 pesetas.

En 1944 se denunciaron dos minas de amianto, con una extensión de 323 ha. En 1947 sólo quedó una de 37 ha.

En 1948 existían en la provincia dos permisos de investigación de amianto, que no tuvieron producción, con una extensión de 57 Ha.

De 1950 a 1955 son tres las minas denunciadas en la provincia, con una extensión total de 957 ha.

En 1956 y 1957 fueron sólo dos las denuncias de minas. Su extensión era de 57 ha.

En 1959 hay un permiso de 37 ha, que caducó en 1960.

2.3.3 CIUDAD REAL

Sólo han existido denuncios de minas de amianto, pero siempre inactivas.

En 1944 hubo dos solicitudes de permiso, con una extensión de 70 ha.

En 1945 sólo quedaba uno, con una extensión de 13 ha.

2.3.4 LA CORUÑA

En los términos de Villamayor y Mellid hubo una mina en 1942 que produjo 31.859 kg, con un valor de 111.506 pesetas (Fig. 2.3 - 2).

INDICIOS DE ASBESTO EN LA PROVINCIA DE LA CORUÑA

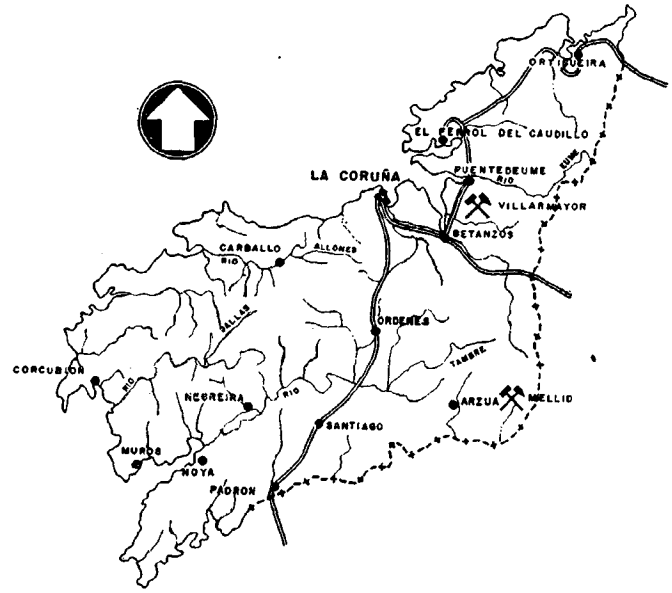


Figura 2.3-2

La producción de amianto en toda la provincia fue de 41.164 kg, con un valor de 332.912 pesetas. En 1943 sólo se trabajó 15 días en el mes de enero; la mina se paró por no tener salida la producción del año anterior, debido a la mala calidad del mineral, y su producción fue de 225 kg, por un valor de 1.800 pesetas. Esta mina se denominaba Mariposa.

En 1944 no hubo producción, y existen tres minas inactivas, con una extensión de 87 ha.

Son cuatro las minas que permanecen inactivas en 1945. La extensión es de 123 ha.

En 1947 existen seis demarcaciones de amianto, con 1.114 ha.

En 1948, ocho minas inactivas y 1.345 ha.

En 1949 siguen inactivas las mismas minas del año anterior, y doce más, con una extensión de 4.936 ha, realizan labores de preparación e investigación.

En 1950 las quince minas activas, con una extensión de 5.050 ha, tuvieron una producción de 40.435 kg de amianto, con un valor total de 808.700 pesetas. Siete minas de este mineral, con una extensión de 1.307 ha, permanecieron inactivas.

Pocas variaciones respecto a la producción hay en 1951; ésta fue de 40.790 kg de mineral, con un valor de 815.800 pesetas, en cinco minas activas, con una extensión de 1.061 ha, mientras que permanecen inactivas catorce, con una extensión de 5.012 ha.

En 1952, una mina más de 48 ha quedó inactiva, haciendo subir el número de éstas a quince, con una extensión de 5.060 ha. Las minas activas fueron las mismas que el año anterior.

La producción de este año fue de 30.350 kg, con un valor de 758.750 pesetas.

En 1953 sólo una mina, con 48 ha de extensión, permaneció en actividad, pero sin producción; las minas inactivas fueron diez, con una extensión de 4.203 ha.

En 1955, a estas minas inactivas se le sumó la preparación e investigación de una nueva, con 273 ha, pero no hay producción.

En 1956 tampoco existió producción, si bien permanecen activas cinco minas, con una extensión de 754 ha. Las minas inactivas fueron las mismas que en el año 1954 estaban en esta situación.

No ofrece variación la minería del amianto en 1957 respecto al año anterior.

En 1958 caducaron las nueve minas inactivas desde 1954; las cinco minas que con una extensión de 754 ha tenían en años anteriores alguna actividad permanecieron inactivas este año y caducaron definitivamente en 1959.

2.3.5 GRANADA

En esta provincia no ha habido nunca producción de amianto (Fig. 2.3 - 3).

Han existido denuncias de este mineral en los términos de Niguelas, Acequias y Mondújar.

La primera denuncia se realizó en agosto de 1914 y caducó en enero de 1916.

En 1917 hubo otra solicitud de permiso de investigación, que caducó en 1922.

La tercera se produjo en noviembre de 1919. Terminó esta concesión en febrero de 1921.

En mayo de 1919 se realizaron dos denuncias de mineral. No se llegó a realizar ninguna labor, caducando ambas en agosto de 1920.

En septiembre de 1939 hubo una denuncia de amianto, con una extensión de 42 ha, que caducó en marzo de 1941; en abril de este mismo año se realizaron dos denuncias más y ambas caducaron en agosto de 1943, sin que se hubiera realizado producción alguna.

En 1944 existían dos permisos más, con 40 ha, que se amplían en 1947 a tres; el nuevo, de 11 ha, se encuentra en el término de Güéjar Sierra y se titula de amianto y serpentina, pero únicamente se produce serpentina, sin que hasta la fecha haya caducado. Esta situación se prolongó hasta 1951.

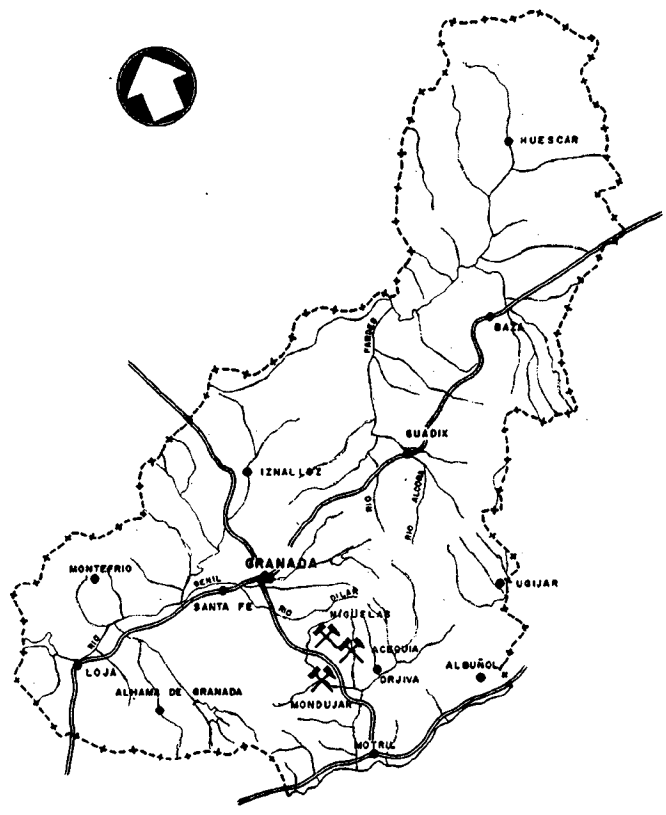


Figura 2.3-3

En 1952 hay que añadir otro denuncio a los ya existentes, y como productores de amianto siguen siendo totalmente inactivas. Este último denuncio tiene 134 ha, con lo que suma 185 ha la extensión denunciada.

En 1953 son tres los denuncios existentes, con 198 ha, que siguen sin producción de mineral.

En 1954, una mina, con 134 ha, tuvo actividad de investigación; otras más, con 84 ha, estuvieron absolutamente paradas.

Se sigue investigando sin resultado positivo, mientras que dos minas, con una extensión de 31 ha, permanecen totalmente inactivas en 1955.

En 1956, los tres permisos existentes estuvieron totalmente inactivos.

En 1957 sólo estuvieron vigentes dos minas, una de 20 Ha y otra de 11, que sólo produce serpentina.

No permaneció ninguna concesión en 1958; en 1959 existió una concesión de 52 ha, pero ermaneció inactiva y caducó en 1960.

2.3.6 HUELVA

Sólo existió producción de amianto en 1942; se consiguió extraer 500 kg de mineral, por un valor de 10.000 pesetas (Fig. 2.3 - 4).

En el término de Valverde del Camino se denunció la mina Angeles, con amianto, sin que se llegara a realizar una explotación industrial.

Su terreno está dentro del permiso de investigación Diego, de Riotinto, y se encuentra dentro de la zona reservada por el Estado para toda clase de minerales y que recientemente ha sido sacada a concurso.

En Almonaster la Real hay muestras de amianto; no obstante, nunca ha habido denuncia de este mineral, pero sí como mineral de hierro, que caducó en 1937. La zona también es reserva del Estado.

Otras referencias de amianto en esta provincia son las del Gonzalo y Tarin, en los términos de Hinojales, Cañaveral de León y Santa Olalla.

En 1944 existieron en la provincia cinco minas denunciadas, con 68 ha, que en 1945 ascienden a cinco, con 86 ha, reduciéndose en 1947 a una sola concesión de 18 ha hasta 1958, en que caducó definitivamente.

INDICIOS DE ASBESTO EN LA PROVINCIA DE HUELVA

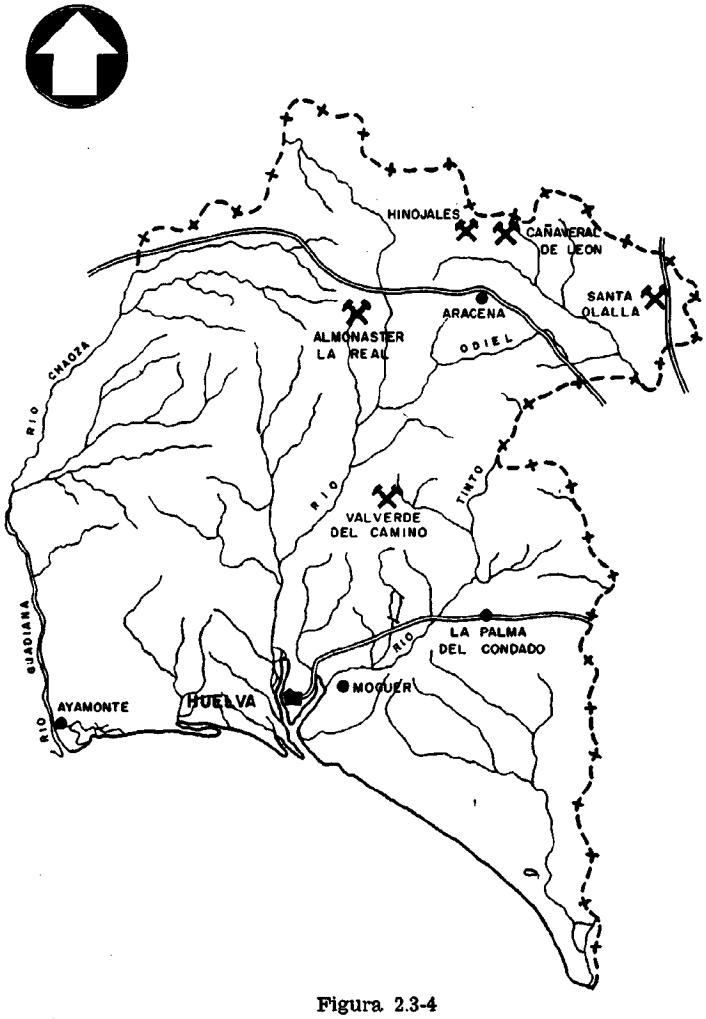


Figura 2.3-4

2.3.7 LERIDA

En 1942 se inician trabajos en Llesuy y siguen las investigaciones en Guardia y Arés, con resultados pesimistas. Se produjeron 11 t, con un valor total de 99.000 pesetas (Fig. 2.3 - 5).

En 1943, en el término de Guardia y Arés, se producen 42 t de mineral, por un valor de 210.000 pesetas.

No hubo actividad en 1944, en que existen seis denuncios, con una extensión de 147 ha.

En 1945 se denunció una concesión de 23 ha, permaneciendo sin cambios las otras seis concesiones.

Esta situación persistió hasta el año 1949, en el que existieron ocho minas inactivas, con una extensión de 205 ha, lo que continuó hasta 1956.

INDICIOS DE ASBESTO EN LA PROVINCIA DE LERIDA

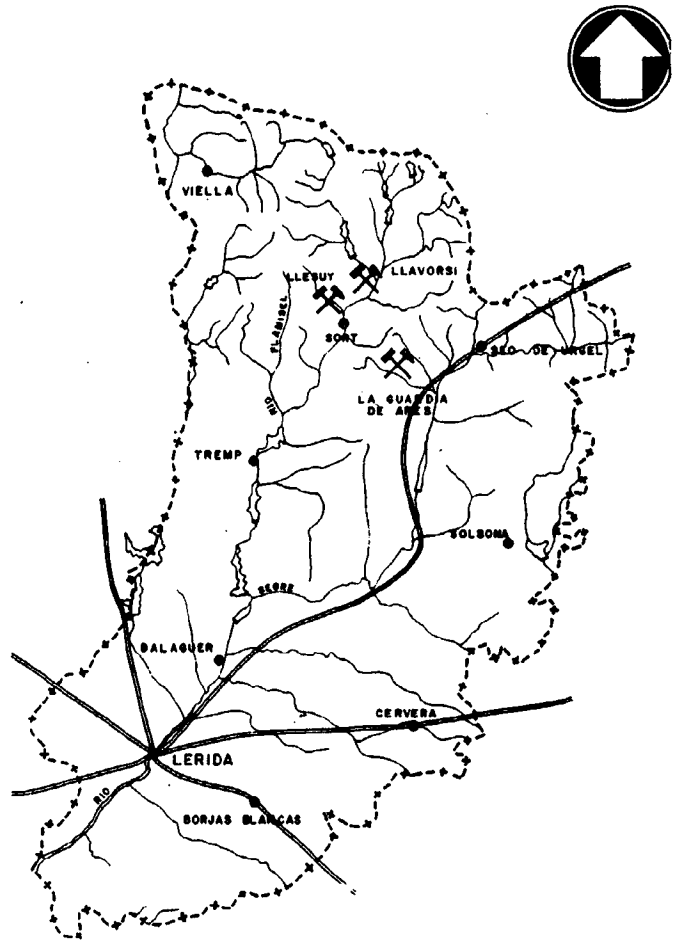


Figura 2.3-5

En 1957, los denuncios no caducados de la provincia son nueve, con una extensión de 225 ha.

En 1958 caducan todas las concesiones.

2.3.8 LUGO

En esta provincia comenzó la minería del amianto en 1947, en el término municipal de Palas del Rey, con una denuncia de mineral de crisotilo (Fig. 2.3 - 6).

El peso específico es de 2,5 y su punto de fusión 1.450° C, si bien antes de llegar a tal temperatura se deshidrata y hace deleznable. La longitud de la fibra comenzó siendo de 3 y 7 mm y aumentaba hasta 20 mm conforme se profundizaba.

En 1948, Lugo produjo 35 t, por un valor de 700.000 pesetas.

Aumentó esta producción en 1949 a 40.275 kg. con un valor de 805.000 pesetas.

En 1950 son dos las concesiones, con una extensión de 1.456 ha; sin embargo, la producción de mineral fue de 800 kg, con un valor de 16.000 pesetas.

En 1951 sólo permaneció en actividad, pero sin producción, la primera concesión de 660 ha. La otra siguió vigente, pero sin actividad alguna.

En 1952 caducó la concesión, que en 1951 permaneció inactiva; hubo dos concesiones: la primitiva, que permaneció inactiva, y otra nueva, de 50 ha, en la que se realizaron trabajos de investigación.

INDICIOS DE ASBESTO EN LA PROVINCIA DE LUGO

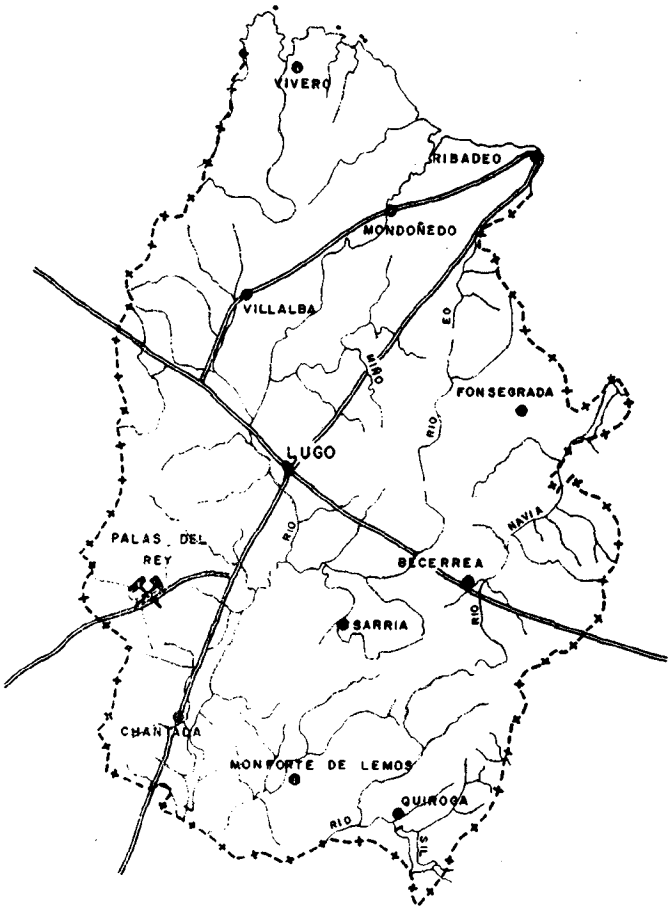


Figura 2.3-6

De 1953 a 1956 existió una sola mina activa de 796 ha, pero sin producción; permaneció inactiva la del año anterior.

De 1956 a 1957, las dos minas, con una extensión de 1.546 ha, permanecieron inactivas.

En 1958 caducaron todas las concesiones en esta provincia.

2.3.9 MALAGA

Las primeras referencias de este mineral datan de 1931, en que Orueta investiga la sierra de Ronda.

En 1951 se realizaron estudios por Asbestos Españoles, S. L., en distintos puntos de los términos municipales de Málaga, Benalmádena, Alhaurín de la Torre, Fuengirola, Mijas, Ojén, Estepona, etc., y como consecuencia de dichos estudios, se produjo en la provincia el primer denuncio de mineral, con una extensión de 36 ha.

En 1952 hubo siete concesiones, de las que seis, con 1.982 ha, permanecieron inactivas. Sólo un permiso de investigación de 100 ha de extensión realizó trabajos de reconocimiento en la zona comprendida entre Mijas, Ojén y Marbella.

En 1953 existían en la provincia once minas activas, con una extensión de 3.310 ha, mientras que en diecisiete minas más, que se extienden a 34.784 ha, no hubo actividad.

En 1954 se produjo la primera producción de amianto en la provincia: 160 t, con un valor total de 393.920 pesetas. Las minas existentes son dieciocho inactivas, con 74.779 ha de extensión, y once activas, con 39.600 ha.

En 1955 no hubo producción en la provincia. Las minas con actividad fueron doce y se extienden por 65.231 ha. Las inactivas eran diecisiete, por 31.024 ha.

Sólo una mina, de 86 ha de extensión, permaneció con alguna actividad, mientras que veinte, con 33.044 ha, estuvieron inactivas en 1956.

En 1957 sólo había cuatro concesiones en la provincia, una de 86 ha con alguna actividad y tres con 438 ha inactivas totalmente.

Tres concesiones, con una extensión de 236 ha, hubo en la provincia en 1958.

En 1959, Málaga tuvo una producción de amianto de 17 t, con un valor de 137.000 pesetas en cinco minas de 548 ha de extensión.

En 1960, la producción fue de 4 t, con un precio de 36.000 pesetas; las concesiones de la provincia eran 6 en 567 ha de extensión.

En 1961, en Málaga se produjo la última extracción de mineral español, 10 t, por un valor de 80.000 t.

2.3.10 ORENSE

Hubo en 1954 una denuncia de mineral en una extensión de 14 ha. Caducó en 1957 y no se extrajo mineral.

2.3.11 OVIEDO

Hubo alguna actividad en 1954, año en el que se denunció una mina de 125 ha de extensión; en 1956 quedó reducida a 18 ha y caducó en 1960.

2.3.12 PONTEVEDRA

En 1951 existían dos minas, con una extensión de 464 ha; su labor fue de reconocimiento y caducaron en 1953.

2.4 DESCRIPCION DE ALGUNOS YACIMIENTOS

2.4.1 YACIMIENTOS MUNDIALES

La mayor parte del crisotilo consiste en vetas irregulares, empaquetadas perpendicularmente a las caras de diaclasas.

En los macizos de serpentinas, los planos de deslizamiento están rellenos por la materia fibrosa. Los depósitos se extienden a profundidad desconocida.

En Arizona son yacimientos delgados en zonas de serpentinas que contienen el asbesto en la parte caliza.

La amosita y crocidolita de Suráfrica se encuentra en rocas ferruginosas en forma de pliegues distorsionados y los filones son muy irregulares.

2.4.2 YACIMIENTOS ESPAÑOLES MAS IMPORTANTES

2.4.2.1 Almería

La formación geológica de estos yacimientos es la que corresponde al estrato cristalino y forma parte de la mancha de este sistema, que desde la provincia de Granada atraviesa la de Almería de oeste a este.

La formación está constituida por bancos de esquistos anfibólicos, cloritosos y talcosos, sobre los que se asientan otros de calizas dolomíticas; dentro de los esquistos aparecen pequeñas bolsadas de amianto, bastante blanco, de fibra corta, con deficiente flexibilidad. Las bolsadas afectan las formas de placas adheridas a las caras de los esquistos con 3 ó 4 cm de espesor generalmente. Las fibras de amianto aparecen cimentadas en una pasta arcillo-talcosa que las hace duras y quebradizas mientras no se las separa de ellas.

2.4.2.2 La Coruña y Lugo

En Mellid y Palas de Rey (Lugo), la zona de explotación está constituida por una peridotita más o menos serpentinizada, pero siempre alterada; los colores y textura son variados, debido a los diversos grados de serpentinización.

El origen de la serpentina son las rocas intrusivas, formada principalmente por minerales de los grupos del olivino y de los piróxenos.

En las diferentes canteras existen varias clases de crisotilos. En unas la fibra es más clara y la roca madre más oscura; en otras ocurre lo contrario. La fibra más oscura, generalmente en roca madre más clara, es más tenaz. Existe meteorización del crisotilo en los afloramientos, adquiriendo un color ceniza.

La mineralización es de tipo secundario, producida principalmente en las aureolas metamórficas de diques intrusivos.

En definitiva, «hay una larga alineación de rocas con olivino, encajadas entre formaciones paleozoicas y manchas graníticas. En determinadas condiciones, el olivino o piroxeno se altera y convierte en serpentina con desarrollo de crisotilo en vetas de contracción, no verdaderas fisuras, con rellenos de una cristalización prismática, perpendicular a sus paredes, de crisotilo».

A juicio del ingeniero de minas Enrique Dupuy de Lôme, los criaderos pueden profundizar sin disminución de sus riquezas, al menos hasta el nivel hidrostático, por ser rocas filonianas que en circunstancias especiales contienen crisotilo, y al faltar éstas no contendrán mineral, pues no son masas o capas mineralizadas.

Mina S. Corazón. Monte Pedroso

Situada a 7 km de Mellid, por la carretera de Lugo, a pocos centenares de metros de la carretera.

Las zonas ricas contienen alrededor de 5 por 100 de asbestos y algún punto alrededor del 10 por 100.

Castro de Cuiñas

Situado a 500 m al norte de la Casa de Castro de Cuiñas, aproximadamente a 2 km del yacimiento de la mina S. Corazón. Aflora un crisotilo duro y fibroso, muy descompuesto.

Castro del Carrajal

A 1 km y medio del Castro de Cuiñas se encuentra el Castro del Carrajal.

En toda la zona afloran fajas de serpentina, con abundancia de olivino cristalizado y vetillas de 1 a 2 mm de anchura de crisotilo.

Aproximadamente a medio km al noreste del Castro del Carrajal existe un afloramiento de más de 100 × 100 m de serpentina, que en superficie parece tener más del 10 por 100 de crisotilo.

Está a poco más de 2 km en línea recta de la carretera de Mellid a Lugo.

Camino de Cuiñas a la Braña de Anido

Poco más de 1 km al noreste del Castro del Carrajal hay una serie de rocas que contienen fibras al parecer anfibólicas de hasta 10 ó 15 cm de longitud.

La serpentina de la zona que cruza el camino de Cuiñas a la Braña está muy descompuesta, estando la roca sana recubierta por mucho estéril.

Este de la Casa Heinudra

A unos 500 m al este de la Casa Heinudra, en la falda del monte Caicón, hay un excelente afloramiento de serpentina con crisotilo.

En toda la ladera de la montaña hay grandes canchales, acuchillados de vetas de crisotilo que tienen entre 2 y 10 mm de ancho.

Una gran parte del mineral tiene un 5 por 100 de crisotilo y es posible que en algunos ejemplares pase del 10 por 100.

Un reconocimiento del criadero puede cubicar una masa muy importante.

Ascendiendo por la falda este del Caicón, la mayor parte de los bancos rocosos son más silíceos y ferruginosos, sin indicios de crisotilo.

San Salvador de Merlán

Al noreste del mojón que hay en la cumbre, al oeste del pueblo de San Salvador de Merlán, un poco por debajo de la cumbre, hay algunas vetas gruesas de crisotilo con cerca de 2 cm de fibra.

Barranco de la Braña

Al norte del macizo del Caicón. Dista 7 km de la carretera de Mellid a Lugo y 4 km de la carretera de Mellid a Toques.

En la ladera del barranco de la Braña hay zonas mineralizadas de unos 200 m de anchura.

La roca encajante es de color más grisáceo y contiene menos olivino.

El relleno de las vetas es silíceo y duro y hay vetas de 10 cm de potencia con sólo 2 ó 3 mm de crisotilo; forma un curioso enrejillado en relieve, pues es más resistente a la meteorización que en roca encajante.

La zona mineralizada es fácil de explotar en una altura de más de 50 m por estar en la ladera de un barranco bastante hondo.

Al norte de la zona mineralizada hay una faja estéril de 1.500 m hasta llegar al Alto de Brañas, que está mineralizado.

Alto de Brañas

Hay descubiertos dos filones de más de 1,50 m de potencia de verdadera serpentina, con vetas de crisotilo que tienen 1 mm a 20 mm de largo, al parecer de excelente calidad. La roca en total tiene más del 5 por 100 de asbesto (¿el 7 u 8 por 100?). En los puntos de concentración llega al 40 por 100 de asbesto.

Tanto por la calidad de la serpentina como por la cantidad y longitud de las vetas de asbestos, esta zona es la que muestra mejores perspectivas.

2.4.2.3 Málaga

La formación de los criaderos de amianto de esta región aparece localizada dentro de grandes masas de neis metamórfico, en las que se encuentran, en bandas, numerosos rameados de serpentina.

En aquellas zonas en las que es más intensa la descomposición de la roca, es donde se encuentran importantes concentraciones de amianto, de serpentina o crisotilo, y corresponde a la mayor concentración mundial de este tipo de asbesto.

Se encuentran también algunos otros amiantos anfibólicos que, aunque de más baja resistencia mecánica, la ofrecen mayor a los ácidos y al calor que el crisotilo, aun cuando sea éste el único que se presenta con la suficiente concentración para una explotación industrial.

La concentración de fibra sobre zafra de arranque varía entre el 5 y el 15 por 100, y la ley del mineral una vez estriado mejora sensiblemente, habiéndose llegado en algunos casos hasta el 20 por 100.

La longitud de fibra es también variable y oscila de algunas décimas a 30 mm de longitud.

La superficie se presenta ligeramente meteorizada, de color pardo y quebradizo, deficiencias que desaparecen en profundidad, siendo la fibra lo suficientemente flexible para permitir su separación mecánica.

Las zonas explotables de serpentinas, ricas en amianto, adoptan la forma de bandas fácilmente localizables, no ofreciendo, por regla general, dificultad en organizar una explotación a cielo abierto, justificada por la concentración de masas ricas.

2.5 EXPLOTACION

2.5.1 EXPLOTACION DE ALGUNOS YACIMIENTOS MUNDIALES

En Vermon la explotación es a cielo abierto en tres bancos de 40 m de altura.

La explotación en los yacimientos de California es similar.

En Arizona se hace por galerías de unos 2 m, debajo de la zona caliza, donde se encuentra la fibra que se arranca y escoge a mano.

En el Canadá antiguamente se realizaba a cielo abierto; en la actualidad la explotación es subterránea por hundimiento.

El crisotilo de Rodesia, Swazilandia y Suráfrica se explota en mina subterránea. La amosita y el asbesto azul, en pozos de poca profundidad.

En Rusia las explotaciones son a cielo abierto y subterráneas.

En Chipre son grandes minas a cielo abierto.

Para concentrar el mineral, primero se separa de la roca, a continuación se clasifica la fibra por longitudes y por etapas, lo que exige una maquinaria especial. Las fibras se separan en cada etapa por corriente de aire.

En Arizona se realiza con una machacadora de mandíbulas y posterior cribado.

2.5.2 EXPLOTACION DE YACIMIENTOS ESPAÑOLES

2.5.2.1 Almería

La explotación se hizo por bancos a cielo abierto, efectuando en los tajos un primer escogido a mano del amianto, que aparece entre tierras; se calcula que por cada kg de mineral era necesario extraer 500 kg de estéril o tierras. El transporte se hacía por caballería a un taller de preparación mecánica, sito en las proximidades del pueblo El Marchal, donde se sometía a un tratamiento provisional, mediante el cual se obtiene un concentrado limpio y clasificado por calidades.

2.5.2.2 La Coruña y Lugo

Dentro de la mina denominada Sagrado Corazón, que en algunas de sus zonas de trabajo dista sólo 300 m de la carretera general de Lugo a Santiago de Compostela, se emplazó una verdadera factoría para la producción de amianto, con taller de preparación mecánica, y otro taller piloto, apropiado a los estudios y ensayos necesarios y previos a una explotación.

El arranque, después de algunas tentativas de trabajos subterráneos, se hizo con gran ventaja, a cielo abierto; se mantuvieron en actividad tres canteras, no muy distantes entre sí, con una cota media de 25 m; pero ahora se trata, según los últimos planes de labores formulados, y aún no llevados a la práctica, de extender el frente de arranque de cada una de ellas, hasta conseguir una sola cantera de 300 m de frente.

El desmonte previo de la montera que recubre el yacimiento es de muy escasa importancia, ya que éste cuenta tan sólo con 1 ó 3 m de espesor; debajo aparece ya la roca firme del criadero, y se procede a su desmonte, utilizando modestos elementos de perforación mecánica; estas operaciones desprenden grandes trozos de roca que se hace preciso subdividir *in situ* mediante el empleo de explosivos, facilitando así su transporte en vagonetas y plataformas al lavadero.

En la plaza de éste se acopió toda la roca arrancada y allí se sometía a un minucioso estrío, que deja reducido al 18 por 100 del arrancado el volumen de la zafra que pasaba al tratamiento en el taller de preparación mecánica.

El taller de preparación de que se dispone tenía una capacidad de tratamiento de 5 t por hora; su empleo y enseñanzas ha servido, sin embargo, para la redacción de un proyecto con capacidad de 1.000 t/día, que no llegó a ponerse a punto.

Se debe separar el crisotilo de la serpentina sin dañar en nada la fibra, y esto, que constituye el punto neurálgico de esta clase de lavaderos, se consigue más fácilmente calentando previamente la roca a 250° C, sin sobrepasarlos, porque estropearía la fibra. Con este calentamiento, además de privar a la zafra de toda humedad posible, que apelotonaría la fibra-algodón, se consigue favorecer el resquebrajamiento de la roca en virtud del distinto coeficiente de dilatación de la serpentina y del crisotilo, que de esta manera se separan más fácilmente.

Una primera trituración de la roca con machacadoras de mandíbulas es, desde luego, necesaria, y la práctica enseña que no daña en nada a la fibra; es más, se debe proceder en el tratamiento por medio de un sistema de machacadoras, con estrío intermedio en la cinta transportadora, y a la salida de la última debe la piedra haber llegado al tamaño de nueces.

Desechados, después de diversos ensayos, los molinos de martillos, bolas, barras, etc., se ha procedido a la instalación de un «jumbo», nombre clásico de un molino desfibrador muy usado en el Canadá; con él se consiguieron sorprendentes resultados y la fibra salía sin haber sido dañada, y observándola al microscopio se aprecia la gran diferencia entre la que por este medio se obtenía y la que se lograba con otra clase de aparatos.

A la salida del «jumbo» pasaba la roca a una mesa de sacudida con fondos de tela metálica a diversos tamaños; esta mesa marchaba a 120 golpes por minuto y su excentricidad era de 1,5 cm; al avanzar por ella la roca se estratificaba, por así decirlo, quedando debajo la piedra y el algodón de amianto en la parte superior antes de llegar al final del recorrido; la depresión creada por un aspirador apartaba por succión la fibra, mientras que la roca continuaba sin ser aspirada.

Este proceso, trituración-mesa-aspiración, se repetía hasta que la roca quedaba totalmente desprovista del amianto que contenía, siendo de todo punto necesario que en cuanto quede libre la fibra del amianto pueda ser eliminada del proceso, a fin de evitar que sufra más golpes, que no harían sino dañarla, en perjuicio de sus propiedades mecánicas.

Recogido el amianto por la acción del ventilador, pasaba a unos ciclones colectores y cámaras de clasificación, donde se vertía a unas tolvas para su embalaje en sacos de 50 kg. La coloración del amianto de Mellid varía de verdoso claro a amarillento, según la proporción de hierro y magnesia, carece de talco y es de gran tenacidad. Su composición química es la que sigue:

SiO_2	40,40
Al_2O_3	1,27
Fe_2O_3	2,53
MgO	41,41
Agua	14,06

2.6 PRODUCCION

2.6.1 PRODUCCION MUNDIAL

Como países productores mundiales de asbestos se pueden señalar: Canadá, con un 40 por 100; URSS, 38 por 100; Suráfrica, 6 por 100; Rodesia, 4 por 100; EE. UU., 2 por 100; Italia, 2 por 100, y Swazilandia, 1 por 100.

Son deficitarios en más de un 70 por 100 de su consumo: Portugal, Francia, Italia, Inglaterra, Australia y EE. UU.

Países como Alemania, Austria, Bélgica, Dinamarca, Holanda, Noruega, Suiza, Suecia, Argentina, Brasil, Chile, Colombia, Perú, Uruguay, Venezuela, etc., presentan análogo problema al de España; prácticamente importan todo el amianto.

La evolución de la producción mundial en miles de t ha sido como sigue:

	1964	1965	1966	1967
Canadá	1.420	1.388	1.479	1.433
URSS	810	865	925	980
Africa del Sur	210	241	277	270
Rhodesia	153	176	175	160
China	130	140	150	170
EE. UU.	101	118	126	123
Resto del mundo (veinte países)	221	218	227	285
TOTAL	3.051	3.146	3.359	3.431

El crecimiento medio anual es de 95.000 t. La demanda tiene variaciones por incidir fuertemente en ella el sector de la construcción.

La producción mundial ha pasado de 3,2 millones de t en 1965 a 3,431 millones de t en 1967.

2.6.2 PRODUCCION NACIONAL

2.6.2.1 **Producciones obtenidas**

Actualmente no se produce asbesto en España; no obstante, existen cuatro concesiones de explotación en La Coruña y una en Zamora.

La producción española desde 1941 hasta 1961, así como el valor de dicha producción en pesetas de cada año, desglosada por provincias, fue la siguiente:

Años	Provincia	Producción kg	Valor Pesetas
1941	Almería	1.800	196.000
1942	La Coruña	41.614	332.912
	Almería	16.440	284.039
	Badajoz	14.000	98.000
	Lérida	11.000	99.000
	Huelva	500	5.000
1943	Lérida	42.000	210.000
	Almería	17.752	142.019
	La Coruña	225	1.800
1948	Lugo	35.000	700.000
1949	Lugo	40.275	805.000
1950	La Coruña	40.435	808.700
	Lugo	800	16.000
1951	La Coruña	40.790	815.800
1952	La Coruña	30.350	758.750
1954	Málaga	160.000	393.920
1959	Málaga	17.000	137.000
1960	Málaga	4.000	36.000
1961	Málaga	10.000	80.000

2.6.2.2 **Desglose de producciones totales españolas, por provincias**

Provincia	Producción
Almería	36,01
Badajoz	14,00
La Coruña	153,41
Huelva	0,50
Lérida	53,00
Lugo	76,00
Málaga	191,00

Unidad: t.

Figura en primer lugar Málaga, con 191,00 t. En 1931 se conocía ya la posibilidad de obtener amianto en esta provincia; la fuerte demanda de 1952 y las dificultades de importación fueron los motivos primordiales para la explotación de recursos nacionales de asbestos en los años siguientes, y en 1957 existe otra punta en el consumo nacional, que condiciona un nuevo intento de explotación de amianto en esta provincia.

En segundo lugar se encuentran los yacimientos de La Coruña.

La carestía de fibras durante la Segunda Guerra Mundial motivó la investigación de amianto en España; no obstante el interés mostrado por los principales consumidores de asbestos, los resultados no fueron interesantes, abandonando la investigación al normalizarse el comercio exterior.

El resto de las provincias productoras lo son en cuanto que durante la investigación de sus yacimientos se extrajeron pequeñas cantidades de mineral, pero realmente no se pueden considerar como explotados. El trabajo más exhaustivo en explotación se realizó en Almería, sin resultados positivos.

2.6.2.3 **Desglose de la producción española, por años**

Años	Producción
1941	1,8
1942	84,0
1943	50,0
1948	35,0
1849	40,0
1950	41,0
1951	40,8
1952	30,35
1954	160,00
1959	17,00
1960	4,00
1961	10,00

Unidad: t.

La carestía de amianto, debido a las casi nulas posibilidades de importar, fijan perfectamente los intentos de una producción propia.

Así, en 1941, se registra la segunda cifra más baja de consumo de amianto en los últimos treinta años. En 1944, con un consumo superior en unas cinco veces al de 1941, la producción española se reduce a cero.

1948 es el año que marca la punta más baja en el consumo nacional y coincide con un nuevo intento de explotar los propios recursos. La marcha ascendente de las importaciones culmina en 1952, año en que desaparece nuevamente la mínima producción española.

La aislada producción de 1954 parece responder al continuado ascenso de precios. En este año se logra la cota máxima de producción española.

Sumando las producciones de 1942 y 1954 se obtiene el 50 por 100 de toda la producción nacional.

La producción de 1942 es sólo el 4 por 100 del asbesto consumido ese año. La producción de 1954 representa algo más del 2 por 100 del consumo nacional en el mismo año.

El 50 por 100 de la producción total nacional obtenida en 1942 y 1954 es solamente un 2,5 por 100 del amianto consumido en esos mismos años.

2.7 COMERCIO EXTERIOR

2.7.1 COMERCIO MUNDIAL

2.7.1.1 Exportación

El detalle de las exportaciones realizadas en los últimos años por los principales países productores de asbesto es como sigue:

Países	1964	1965	1966	1967
Canadá (fibras + cortos)...	1.190	1.178	1.291	1.198
Suráfrica (crudos)	223	221	230	259
Bélgica-Luxemburgo (crudo y Man. y fibrocemento)	214	216	190	197
URSS (crudos)	209	244	253	281
Rhodesia (crudos)	159	165	s. d.	s. d.

Unidad: 1.000 t.
Fuente: Institute of Geological Sciences. Statistical Summary.

Se puede observar en el cuadro que Canadá es el primer país exportador; sus exportaciones representan el 55 y el 60 por 100 de la exportación total, y son un 35 por 100 de la producción mundial de asbestos.

Las exportaciones en este cuatrienio son prácticamente constantes para cada país.

Los crudos que se exportan son posteriormente elaborados en los países importadores.

2.7.1.2 Importaciones

Los principales países importadores mundiales son:

Países	1964	1965	1966	1967
Estados Unidos (todas las formas)	660	642	648	576
Japón (crudo y elaborad.)	143	132	235	187
Alemania (crudos, elaborados y fibrocemento)...	241	288	180	219
Gran Bretaña (todos los tipos)	207	204	215	199
Francia (todos los tipos)...	149	139	185	247

Unidad: 1.000 t.
Fuente: Statiscal Summary. Institute of Geological Sciences.

Estados Unidos importa alrededor del 20 por 100 de la producción mundial y un 40 por 100 del total de importaciones.

Destacan el incremento de importaciones realizado por Francia en 1967, superior en un 33,5 por 100 al año anterior y la punta del Japón en 1966, año en el que hay un aumento del 78 por 100 respecto a 1965, para disminuir en 1967 en un 20 por 100.

En los demás países es prácticamente constante la importación. Dado que la mayor parte del consumo de fibras viene determinado, en primer lugar, por la fabricación de fibrocemento, es lógico que los principales países importadores sean aquellos que incrementan sus necesidades de construcción tanto en viviendas como en Obras Públicas, sin que existan explotaciones de amianto en ellos.

2.7.2 COMERCIO ESPAÑOL

2.7.2.1 Exportaciones españolas

La cifra total de exportaciones es superior a toda la producción nacional en un 50 por 100 aproximadamente. Dada la fiabilidad de los datos, se estima que esta anomalía se debe a una especulación puramente comercial.

Años	Exportaciones (t)	Valor Pesetas oro
1943	Sin elaborar 0,4	574
1944	Elaborado 10,0	30.641
1945	Sin elaborar 7,0	4.347
	Elaborado 1,0	9.393
1946	Sin datos	
1947	—	—
1948	—	—
1949	—	—
1950	5,3	4.841
1951	—	—
1952	—	—
1953	65,0	17.480
1954	59,76	17.475
1955	93,04	25.023
1956	105,41	37.344
1957	102,62	26.417
1958, sin elaborar	121,66	46.170
1959, sin elaborar	117,971	53.659
elaborado	0,209	
1960, enero a junio.	54 (elaborado)	712.000

La mayor parte de la exportación se realiza desde 1953 a junio de 1960, época que coincide con la elevación de precios en el amianto, cuya cota máxima se halla en 1957.

En 1952 la importación de asbestos es casi un 50 por 100 superior al año 1951, para descender nuevamente en 1953; esto parece confirmar que el incremento de exportación desde 1953 responde a una operación comercial de carácter totalmente especulativo.

2.7.2.2 **Importaciones españolas**

Años	Toneladas importadas	Valor Pesetas oro
1940		
Sin elaborar	1.793	630.610
Elaborado	113	288.896
1941		
Sin elaborar	630	312.852
Elaborado	327	656.044
1942		
Sin elaborar	1.557	1.037.643
Elaborado	404	619.315
1943		
Sin elaborar	3.503	754.153
Elaborado	154	399.568
1944		
Sin elaborar	5.194	4.308.026
Elaborado	25,3	598.894
1945		
Sin elaborar	1.485	1.049.255
Elaborado	232	866.396
1946	Sin datos	
1947		
Sin elaborar	2.586	1.322.277
1948		
Sin elaborar	320	224.916
1949		
Sin elaborar	1.186,6	811.453
1950		
Sin elaborar	4.624	2.845.770
1951		
Sin elaborar	4.689,53	2.568.973
1952		
Sin elaborar	8.637,50	5.913.627
1953		
Sin elaborar	5.975	3.685.041
1954	7.117,78	5.181.126
1955	4.996,06	4.021.132
1956	12.729,02	10.108.577
1957	18.367,76	15.011.891
1958		
Sin elaborar	10.501,24	7.588.242
Elaborado	48,08	235.010
1959		
Sin elaborar	16.710,742	12.361.063
Elaborado	107,491	347.036
		Miles de pesetas
1960		
Sin elaborar	7.137	104.643
Elaborado	100	5.824
1961	23.450	311.716
1962	27.907	329.589
1963	40.130	479.534
1964	51.509	629.701
1965	49.423	604.044
1966	75.634	934.357
1967	47.936	613.482
1968	62.812	900.857
1969	85.446	1.236.414

Desde 1962 a 1969 el incremento de las importaciones ha sido de 306 por 100.

Los mínimos de 1948 y 1941 responden a las dificultades del mercado exterior, y su causa inmediata fue el intento de explotar los recursos propios.

La punta de 1943 y 1944 se estima que se debe a un incremento de stocks, motivado por las dificultades en la importación de años anteriores y el fracaso de la explotación de los recursos nacionales.

El mínimo de 1948 es debido al cerco internacional, que poco a poco va suavizándose, como queda reflejado en el cuadro de importaciones.

El incremento de 1952 fue debido a la guerra de Corea. Los fabricantes españoles aumentaron sus stocks ante el temor de dificultades en el comercio exterior.

El año 1954 parece indicar la operación especulativa que se ha reflejado en el apartado de exportaciones, donde tuvo una clara definición, aunque parte del exceso debió de cubrir las necesidades de 1955.

El aumento de 1957 solamente refleja una excesiva acumulación de stocks, que fueron absorbidos durante 1958.

El mínimo de 1960 puede reflejar el excesivo stock de años anteriores.

Las importaciones a partir de este año se normalizan por la liberación del amianto, destacando únicamente el año 1966, año en el que el número de fábricas de fibrocemento experimentó, con la apertura de nuevos establecimientos, un incremento respecto a 1965 de un 36 por 100.

2.7.2.3 **Desglose de las importaciones españolas**

El desglose de las importaciones efectuadas por España, según los países de que proceden, durante los tres últimos años, es el siguiente:

Países	1966		1967		1968	
	Toneladas	Valor	Toneladas	Valor	Toneladas	Valor
Unión Sudafricana	20.193	282.247	25.344	339.073	30.546	454.330
Canadá	30.581	479.181	17.261	221.935	29.555	404.437
Italia	1.661	9.772	2.120	11.478	1.472	20.776
Gran Bretaña	255	3.457	109	1.540	306	4.738
Estados Unidos	169	990	2.105	26.081	240	1.509
Noruega	20	58	51	153	64	244
Rodesia	10.924	126.897	348	4.050	—	—
Resto	2.831	31.755	598	9.172	138	9.175
TOTAL	75.634	934.357	47.936	613.482	62.812	900.857

Unidades toneladas y miles de pesetas.

El principal país suministrador es la Unión Surafricana. Le sigue muy de cerca Canadá, aunque las importaciones desde este país han sufrido bruscas oscilaciones. Entre ambos países suministran más del 90 por 100 del total de las importaciones españolas.

2.8 MERCADO

2.8.1 MERCADO MUNDIAL

El consumo aparente mundial muestra un importante aumento en el período 1955-65, como puede verse a continuación:

Países	Media 1955-60	1961	1962	1963	1964	1965
URSS	383	650	825	825	900	950
EE. UU.	652	594	649	647	727	710
Gran Bretaña	137	159	138	149	178	170
Alemania	90	120	126	141	140	170
Japón	55	130	109	130	158	146
China	45	80	75	90	110	120
Mundo	1.875	2.470	2.670	2.740	3.110	3.175

Unidad: 1.000 t.
FUENTE: Commonwealt Secretariat.

Proporcionalmente, los países con mayor incremento en el consumo de asbestos son la Unión Soviética, Japón y China, con más del 100 por 100 de aumento todos ellos en el período considerado.

El resto de los países han incrementado su consumo, pero en menores proporciones.

En EE. UU. se observó en 1965 una disminución respecto a 1964 debida a la baja actividad en la industria de la construcción, lo cual confirma la gran correlación entre ambos sectores.

2.8.2 MERCADO ESPAÑOL

Si se considera en la demanda española el conjunto de la producción propia, las importaciones y la exportación, la evolución es como sigue:

Años	Toneladas	Años	Toneladas
1940	1.906,000	1955	4.903,020
1941	958,000	1956	12.623,610
1942	2.044,554	1957	18.265,140
1943	3.716,577	1958	10.427,660
1944	5.209,300	1959	16.717,053
1945	1.709,000	1960	7.187,000
1946	Sin datos	1961	13.450.000
1947	2.586,000	1962	27.907,000
1948	355,000	1963	40.130,000
1949	1.226,875	1964	51.509,000
1950	4.659,935	1965	49.423,000
1951	4.730,320	1966	75.634,000
1952	8.667,840	1967	47.936,000
1953	5.909,100	1968	62.812,000
1954	7.218.020	1969	85.446,000

El análisis de este cuadro se ha efectuado ya en el estudio de los resúmenes de importaciones, exportaciones y producción españolas.

2.9 PRECIOS DEL AMIANTO

La cota máxima entre 1951 y 1963 se alcanzó en 1957; el mínimo fue en el año 1962, en el cual empezó a ascender cautamente. Según el Bureau of Mines se mantendrá en los próximos años esta tendencia ligeramente creciente.

Los precios en el año 1957, en Canadá, fueron:

	Dólares
Grupo núm. 1	1.480
Grupo núm. 2	800
Fibra Spining	385-630
Fibra Shingle	212-360
Fibra papel	152-180
Pasta	110
Cortos o deshechos	50-92

Son precios FOB tonelada corta.

Los precios CIF, a que ha resultado el amianto desde 1962 a 1969 a los importadores españoles, según la Dirección General de Aduanas, han sido:

Años	Pesetas	Años	Pesetas
1962	11.870	1966	12.353
1963	11.947	1967	12.797
1964	12.225	1968	14.342
1965	12.222	1969	14.470

2.10 RESERVAS

2.10.1 RESERVAS MUNDIALES

Las reservas mundiales aparentes se cifran en unos 100.000.000 t de fibra contenida, de las cuales el Canadá posee el 55 por 100, un 25 por 100 corresponde a China y a Rusia, Africa posee el 13 por 100 y EE.UU. el 4 por 100.

Las reservas mundiales son capaces para suministrar amianto durante 20 años, según Peter T. Flawn, Bureau of Economic Gedosy, de la Universidad de Texas, en su publicación «Mineral Resources».

2.10.2 RESERVAS ESPAÑOLAS

Las reservas españolas son absolutamente desconocidas, debido a la ausencia casi total de investigaciones; las posibilidades de que existan yacimientos explotables hoy día no se pueden considerar por falta de datos.

2.11 INDUSTRIAS QUE UTILIZAN EL AMIANTO

2.11.1 GENERALIDADES

El amianto tiene una serie de usos que ya se han indicado. La distribución porcentual, en un país de elevado desarrollo como EE. UU. en 1967, es, según el Bureau of Mines, como sigue:

	Porcentaje
Construcción - Fibrocemento	68
Pavim, mosaicos y baldosas	40
Industria papelera	7
Industria del automóvil	3
Industria textil	2
Pinturas y aislantes	2
Plásticos	1
Otros	7

2.11.2 EL FIBROCEMENTO EN ESPAÑA

En España el porcentaje del consumo de fibra de amianto para fibrocemento es conocida y representa un 90 por 100 de la demanda total, lo que determina que el estudio del mercado se base en el de fibrocemento.

En 1962 el fibrocemento consumido se distribuyó de la siguiente manera:

42,78 por 100 en Obras Públicas.
33,16 por 100 en edificación y reparación vivienda.
23,85 por 100 en sector industrial.
0,2 por 100 en consumo privado.

El número de establecimientos de fibrocemento en 1968 era de 22, con 6.405 productores.

La distribución porcentual de los establecimientos con la clasificación que se indica es la siguiente:

	Porcentaje
Más de 500 empleados	13,6
De 251 a 500	27,2
De 101 a 250	18,3
De 51 a 100	9,1
De 26 a 50	4,5
De 11 a 25	4,5
De 6 a 10	4,5
De 1 a 5	4,5

La evolución del número de fábricas en el período 1961-68 ha sido la siguiente:

Años	Número de fábricas	Número de empleados
1961	21	2.782
1962	20	3.408
1963	15	4.285
1964	16	4.736
1965	14	5.541
1966	19	5.874
1967	20	5.983
1968	22	6.405

Las tendencias previsibles indican que en los próximos años aumentarán los establecimientos y en menor escala el número de productores, que se hará más acusado en las mayores empresas.

El coste del personal en el período 1961-68 fue:

Años	Millones de pesetas
1961	124
1962	178
1963	240
1964	310
1965	390
1966	500
1967	570
1968	671

En 1968 hay un incremento de 44 por 100 respecto a 1961.

El valor medio de la productividad en el mismo período ha sido en miles de pesetas:

Años	Miles de pesetas
1961	252,7
1962	274,4
1963	300,1
1964	365,4
1965	344,6
1966	439,1
1967	382,0
1968	432,5

Se ha considerado el valor de la producción y el número de empleados según diversos estratos de empleo.

Estos cuadros dan idea de la importancia del amianto en la economía española.

2.12 CONSUMO DE MATERIAS PRIMAS EN FIBROCEMENTO

Son cemento y amianto. Este último procede, en su mayor parte, de Canadá, Australia e Italia.

La cantidad de amianto necesaria para la elaboración de 100 t de fibrocemento es variable. De las diversas series estadísticas, y de acuerdo con los índices de conversión, se deduce que es de 9,77 t práctico frente al 12-15 t. teórico.

El porcentaje del amianto total consumido es del 90 por 100 en este sector.

La serie histórica de producción de fibrocemento, según los datos del Servicio Sindical de Estadística, es la siguiente:

Años	V. B. P. — Miles pesetas	V. B. P. C. — Miles pesetas
1961	702.951	702.951
1962	935.221	895.279
1963	1.285.878	1.186.051
1964	1.730.551	1.601.827
1965	1.909.599	1.704.310
1966	2.579.445	2.146.358
1967	2.285.503	1.883.890
1968	2.770.283	2.145.663

El coste porcentual de materias primas es una constante disminución del 58,3 por 100 en 1961, a 52,1 por 100 en 1968; sin embargo, el «valor del trabajo» ve aumentar su participación del 17,6 en 1961 a 24,2 por 100 en 1968.

Puede afirmarse que las materias primas representan el 50 por 100 del valor de la producción bruta.

La fibra de amianto ha representado los siguientes porcentajes dentro del costo de materias primas.

Años	Porcentaje
1961	73,0
1962	71,2
1963	64,4
1964	63,0
1965	64,5
1966	65,0
1967	64,0
1968	65,0

Excepto en 1961 y 1962, se puede considerar que es un 65 por 100 el valor del amianto dentro del costo de materias primas.

Esto representa un 32,5 por 100 del valor de la producción bruta.

2.13 COMERCIO EXTERIOR DE FIBROCEMENTO

2.13.1 IMPORTACIONES

Pasaron por un máximo en 1965 con 1.840 t y un valor de 20 millones de pesetas, lo que representa 6,5 millones de pesetas de importación encubierta de amianto, disminuyendo paulatinamente hasta 1968, en que se importaron 717 t, con un valor de 16 millones de pesetas, que representan 5,2 millones de pesetas de importación encubierta de amianto.

2.13.2 EXPORTACIONES

Muestran un aumento constante desde 593 t en 1961, con un valor de 2 millones de pesetas, que representan 650.000 pesetas de amianto exportado, hasta las 2.737 t que se exportaron en 1968, con un valor de 11 millones de pesetas, que representan 2.940.000 pesetas de amianto.

Las crestas de la curva de exportación se producen en 1964 y 1965.

En 1966 se produce el incremento del número de fábricas en España, que parece indicar una demanda interior muy fuerte, precisamente cuando es mayor el valor de la exportación.

2.13.3 SALDO DEL COMERCIO EXTERIOR

Es totalmente desfavorable a España, excepto en 1962, en que las importaciones fueron por un valor de 778.000 pesetas.

Destacan con saldo desfavorable los años 1966 y 1963, con 14 millones de pesetas y 10.600.000, respectivamente. A partir de 1966 ha comenzado a disminuir.

Son netamente superiores las exportaciones de tuberías, ocurriendo lo contrario en los demás productos de fibrocemento.

2.14 DEMANDA

2.14.1 PRIMERA HIPOTESIS

La «elasticidad renta» es la que se utiliza para proyectar las series históricas del consumo aparente.

La elasticidad de este sector es a = 1.265.747 y proporciona la proyección del consumo total de fibrocemento.

Aplicando el coeficiente de utilización del amianto en la fabricación de fibrocemento y la previsión del consumo de amianto en otros sectores, que representa el 10 por 100 del consumo nacional total, se tiene:

Años	T. amianto
1969	76.179
1970	83.625
1971	91.725
1972	100.467
1973	109.904
1974	120.090
1975	131.084
1976	142.952
1977	155.762
1978	169.589
1979	184.514
1980	200.624

2.14.2 SEGUNDA HIPOTESIS

Extrapolación por ajuste lineal de la serie histórica de consumo.

La recta de progresión obtenida es:

$$D_t = 2.349{,}625 + 5.267.391\ X_t$$

Años	T. amianto
1969	70.821
1970	76.088
1971	81.355
1972	86.622
1973	91.889
1974	97.156
1975	102.423
1976	107.690
1977	112.957
1978	118.224
1979	123.491
1980	128.758

2.14.3 TERCERA HIPOTESIS

Aplicación al consumo actual de un incremento medio anual del 5 por 100.

Este porcentaje es superior al 3,4 por 100 que el Bureau of Mines de EE. UU. ha previsto.

Las razones que conducen a estimar el crecimiento medio anual de España, como superior al medio mundial, son las siguientes:

El 90 por 100 de amianto en España es para fibrocemento; en una sociedad desarrollada es del 70 por 100.

En fibrocemento, la producción española es hoy deficitaria; por lo tanto, ha de aumentar a mayor ritmo que la demanda media anual.

Años	T. amianto
1969	85.446
1970	89.718
1971	94.204
1972	98.914
1973	103.860
1974	109.053
1975	114.505
1976	120.230
1977	126.242
1978	132.554
1979	139.181
1980	146.141

2.15 CONCLUSIONES

2.15.1 MINERIA

En el campo internacional hay un incremento constante.

La producción española es prácticamente nula y si bien en años anteriores hubo alguna, ésta fue mínima y de mala calidad.

Toda la producción nacional no ha alcanzado las 500 t, mientras que solamente en 1969 se han importado 85.446 t.

La producción mundial, solamente en 1967, ha sido de 3.431.000 t.

2.15.2 RESERVAS

Las reservas mundiales están evaluadas para unos 30 años.

La existencia de amianto de buena calidad en España es hoy prácticamente desconocida, si bien es cierto que no ha habido una investigación en consonancia con el asbesto consumido.

2.15.3 DEMANDA

Principalmente influida por el sector de la construcción. En España el 90 por 100 del amianto consumido lo es en fibrocemento.

En un país con amplio desarrollo industrial, el amianto consumido por la industria de fibrocemento viene a ser de un 70 por 100 de la demanda total de fibras.

Esta característica de la demanda lleva a considerar que el incremento del mercado en España no sólo ha de estar influido por el sector de la construcción (como hoy ocurre), sino que otras industrias, como las papeleras, pinturas, etc., han de pensar en el futuro incremento de la demanda de amianto.

2.15.4 MERCADO

El amianto que se estima se ha de importar en 1975 oscila entre 131.000 t y 102.000 t, y si se supone que el precio actual no varía, representa una importación de 1.896 millones de pesetas en la hipótesis alta.

Las dos hipótesis para 1980 representan 2.903 millones de pesetas para la alta y 1.863 millones de pesetas para la baja.

3. AZUFRE

3.1 IMPORTANCIA Y USOS

El consumo de azufre está íntimamente ligado al progreso industrial; suele tomarse como una de las bases para medir la producción industrial y el nivel de vida de un país.

El crecimiento del consumo del Mundo Occidental desde 1938 ha sido el siguiente:

Años	kg/habitante
1938	4,7
1950	6,8
1960	9,1
1966	11,0

Los países industrializados consumen actualmente de 20 a 40 kg de azufre por habitante y año.

La distribución por sectores del consumo de azufre en el año 1966 fue la siguiente:

	Porcentaje
Acido sulfúrico	83
Pasta de papel	7
Sulfuro de carbono	3
Azufres elaborados	2
Otros usos	5
TOTAL	100

El azufre contenido en la pirita y en otros minerales cubrió algo más de la mitad de la producción de ácido sulfúrico. El resto de la producción de ácido y los restantes usos fueron cubiertos prácticamente por el azufre elemental.

3.2 PROCEDENCIAS DEL AZUFRE

La producción mundial de azufre en 1966, bajo todas sus formas, totalizó 31,4 millones de toneladas.

Su reparto, según procedencia, fue el siguiente:

	Millones t.
Pirita	9,6
Otras procedencias	5,0
Azufre elemental	16,8
TOTAL	31,4

3.2.1 PIRITAS

Parece ser que para una planta con producción de unas 1.000 t/día de ácido, las inversiones usando pirita son aproximadamente el doble que usando azufre elemental. Para unidades muy grandes, de unas 2.000 t/día, las inversiones usando pirita llegan a triplicar las requeridas usando azufre elemental.

De otra parte, el transporte da, en principio, ventaja al azufre elemental, si no se tiene en cuenta el contenido metálico de las cenizas.

3.2.2 OTRAS PROCEDENCIAS

Las metalurgias no férreas dan un tonelaje limitado de ácido sulfúrico; los problemas de polución atmosférica pueden disminuir dicho tonelaje.

La anhidrita en 1968 era materia prima del 4 por 100 de la producción mundial de ácido sulfúrico, aunque el porcentaje era muy superior en Inglaterra. Parece que la inversión requerida es del orden de cinco o seis veces la correspondiente a la del azufre elemental, si bien queda asociada a una coproducción de clinker. La rentabilidad del procedimiento parece exigir: anhidrita de fácil obtención, energía barata y mercado de cemento.

3.2.3 AZUFRE ELEMENTAL

Se incluye en éste el azufre procedente de minas, el azufre Frasch y el de recuperación del gas natural. Las producciones mundiales en 1966 fueron:

	Millones t.
Minas	2.25
Frasch	8,75
Recuperación	5,80
TOTAL	16,80

3.2.3.1 Azufres nativos

Las explotaciones más antiguas de azufre se encuentran en yacimientos ligados a cuencas sedimentarias. Tales son los de Sicilia, URSS, Polonia y Levante español. En ellos el contenido en azufre suele variar en las capas mineralizadas entre el 20 y el 40 por 100. Han de ser explotados por procedimientos tradicionales de minería, lo que da lugar a altos costos de producción, que hacen que se trate de una minería en regresión. Una excepción es el caso de Polonia, que en explotación a cielo abierto tuvo una producción de 460.000 t en 1966.

El azufre de origen volcánico se explota en Japón y en América del Sur. Las explotaciones de Japón por minería convencional están en regresión. Las minas ame-

ricanas a cielo abierto, pero a 5.000 m de altura, no permiten una explotación continua.

La mayor parte de la producción de azufre nativo procede de las monteras de los domos salinos de la costa del Golfo de Méjico. El desarrollo de estos yacimientos se retrasó por la dificultad de profundizar pozos en formaciones poco consolidadas. Dificultad que fue superada por el método Frasch, consistente en la explotación por sondeos mediante la inyección de agua caliente.

3.2.3.2 Azufre de recuperación

Una parte se obtiene en refinerías equipadas para recuperación de azufre, donde el control de polución es muy estricto. Pero la mayor parte procede del gas natural cuando éste tiene un cierto contenido en SH_2.

En un mercado normalmente aprovisionado, este azufre cuenta con la preferencia de los consumidores, debido a su pureza del 99 al 99,5 por 100 en el producto seco, debida al proceso de obtención.

3.3 EVOLUCION DE LA PRODUCCION

Durante el siglo pasado, el principal abastecedor mundial de azufre elemental fue Sicilia, con una producción del orden de las 450.000 t.

En 1901, el método Frasch revolucionó el mercado. La producción de EE. UU. creció rápidamente a 200.000 t, con lo que disminuyeron sus importaciones. En 1930, la producción americana llegó a 2.600.000 t, proveyendo el 85 por 100 de la demanda mundial. La minería convencional no pudo competir con el azufre Frasch.

Actualmente el azufre de recuperación de gas es un nuevo competidor que ha alterado el orden de países productores. En 1966, éstos fueron (unidad: 1.000 t):

Países	Minas	Frasch	Recuperación	Total	Porcentaje
EE. UU.	—	7.114	1.271	8.385	50,0
Canadá	—	—	1.826	1.826	10,9
Méjico	30	1.635	49	1.714	10,2
Francia	—	—	1.534	1.534	9,1
URSS	1.050 (est.)	—	450 (est.)	1.500	8,9
Polonia	466	—	10	476	2,8
					91,9

3.4 PRODUCCION ESPAÑOLA DE AZUFRE ELEMENTAL

La producción española sólo ha alcanzado cifras modestas. A continuación se dan cifras de producción entre 1912 y 1921:

Año	t
1912	4.592
1913	7.499
1914	8.060
1915	9.670
1916	10.630
1917	12.885
1918	12.738
1919	11.444
1920	12.693
1921	13.551

Actualmente todas las minas españolas están cerradas. Las producciones por localidades en la última década activa fueron:

Año	Hellín	Lorca	Libros	Almería	Total
1950	2.335	445	928	302	4.010
1951	2.346	545	669	71	3.631
1952	2.449	572	825	430	4.276
1953	2.868	674	564	—	4.106
1954	2.383	670	443	—	4.496
1955	2.944	2.020	816	—	5.780
1956	2.555	2.834	392	—	5.718
1957	2.574	888	—	—	3.462
1958	2.715	—	—	—	2.715
1959	2.553	—	—	—	2.553
1960	1.654	—	—	—	1.654

3.4.1 YACIMIENTOS ESPAÑOLES

Son del mismo tipo que los silicianos. Los mayores de los cuales, entre Agrigeno y Caltanisetta, se encuentran en Mioceno superior recubierto por Plioceno. El espesor de la capa mineralizada es de unos 20 m, con una riqueza media del 20 por 100 en azufre.

En comparación con ellos, los yacimientos españoles son muy pobres. Así, en el Coto Menor de Hellín, en Mioceno superior, el espesor total mineralizado parece ser de unos 8 m, distribuidos en capas finas dentro de un paquete de 80 m de espesor. La riqueza en las capas productivas es del 15 al 20 por 100. Las minas del Cenajo y de Socovos son de características análogas a las de Hellín. En la Serrata de Lorca parece que la riqueza varía del 8 por 100, que se consideraba estéril, al 40 por 100 en casos raros. Otras localidades con azufre son: Libros, en Teruel; Benamaurel, en Granada; Benahadux y Gádor, en Almería, y algunas de Levante y Sur de España.

3.4.2 INVESTIGACION

Dado el estado actual del mercado mundial del azufre, los yacimientos españoles no se consideran aptos para ser explotados económicamente, por lo que para poder disminuir las exportaciones habría que ir a una investigación de yacimientos susceptibles de ser explotados a cielo abierto o con posibilidades de aplicación del procedimiento Frasch.

3.5 COMERCIO EXTERIOR DE ESPAÑA

Según datos de la Dirección General de Aduanas, el comercio exterior durante 1969 fue el siguiente:

	Toneladas
Importaciones de:	
Francia	61.171
Polonia	10.394
EE. UU.	2.932
R. F. Alemania	10
Varios	4
TOTAL DE IMPORTACIÓN	74.511

El valor de estas importaciones fue de 234.087.000 pesetas, al precio de 3,14 ptas/kg.

	Toneladas
Exportaciones a:	
Marruecos	100
Dinamarca	5
Francia	1
Varios	2
TOTAL DE EXPORTACIÓN	108

El valor de estas exportaciones fue de 819.000 pesetas, al precio de 7,58 ptas/kg.

El precio más alto de las exportaciones se debe a que casi en su totalidad se trata de azufre en polvo.

(Nota: Algunas de las cifras consignadas se han tomado de informes de las compañías, en los que no se cita la procedencia.)

4. BARITA

4.1 SITUACION ACTUAL DE LA BARITA EN SU CONJUNTO

Si se quiere expresar la situación actual de la minería de barita en España, se puede resumir así: Dada la gran diversidad de filones y la falta de concentración de los mismos, el minifundio es la característica fundamental en su explotación, agravada con una minería selectiva perjudicial para la explotación integral y que abandona ésta a la menor dificultad.

Debido también a la falta de plantas de preparación eficientes para una transformación total de la barita, que incluya desde la producción de barita blanca micronizada, hasta la barita lodos y química; gran parte de la barita se exporta en bruto para su aprovechamiento en el exterior, con la consiguiente pérdida de revalorización, que podría obtenerse con su preparación en puntos estratégicos de la nación.

4.1.1 SITUACION GEOGRAFICA, HISTORIA Y GENESIS DE LOS YACIMIENTOS

Las principales zonas productoras de barita mineral están localizadas en las provincias siguientes (Fig. 4.1-1):

Córdoba.
Badajoz.
Zaragoza.
Guadalajara.
Huelva.
Sevilla.
Zamora.
Gerona.
Barcelona.
Almería.
Lérida.
Madrid.
Málaga.
Oviedo.
Santander.
Tarragona.
Teruel.

En la provincia de Córdoba, los principales puntos en donde se encuentra actualmente la barita es en Espiel, seguido de Villanueva del Rey, Hornachuelos, Belmez, Alcaracejos, Almodóvar del Río, Villanueva del Duque y Villaviciosa (Fig. 4.1 - 2).

En Badajoz, principalmente en Llerena; otros puntos son Trasierra, Berlanga, Reina, Malcocinado y Ahillones (Fig. 4.1 - 3).

En Zaragoza, en los municipios de Tobed, Torrijos, Herrera, Badules, Aladrén y otros (Fig. 4.1 - 4).

En Guadalajara, en Hombrado, Castellar y otros (Figura 4.1 - 5).

En Huelva, en la zona de Cumbres Mayores (Figura 4.1 - 6).

En Sevilla, en Alanís, Guadalcanal y Constantina (Figura 4.1 - 7).

En Zamora, en Samir, Villas, Trabazos, Gallegos y San Blas (Fig. 4.1 - 8).

En Gerona, en Amer, Osor y Viladrau (Fig. 4.1 - 9).

En Barcelona, en la zona de Bagá y Taró Blan (Figura 4.1 - 10).

En Almería, en Huércal-Overa (Fig. 4.1-11).

En Lérida, en Toloriú, cerca de Seo de Urgel (Figura 4.1 - 12).

En la provincia de Madrid, en Cadalso de los Vidrios, Navalagamella y Cenicientos (Fig. 4.1 - 13).

En Málaga, en el municipio de Almogía (Fig. 4.1-14).

En la provincia de Oviedo, hay zonas donde se ha explotado barita con resultados no muy convenientes. Las referencias están localizadas en Villaviciosa, Tineo, Peñamellera, Colunga, Cangas del Narcea, Corvera y Salas (Figura 4.1 - 15).

En Santander, en Torrelavega y San Felices de Buelna (Fig. 4.1 - 16).

En la provincia de Tarragona, se ha explotado, sin continuidad, barita en las zonas de Bimbodi, Prades, Alforja, Vilanova, Alguamurcia, Riudecañas, Argentera y Montblanch (Fig. 4.1 - 17).

En Teruel, en Albarracín y La Zona (Fig. 4.1 - 18).

4.1.1.1 Historia de la minería

Como todos los minerales, la barita tiene que soportar las fluctuaciones del mercado correspondiente, que en el presente caso está ligado muy íntimamente a las perforaciones petrolíferas, en donde la barita se emplea como lodos de sondeos, para refrigerar y lubrificar las brocas del sondeo, así como agente espesante para controlar las presiones anormales del fluido y prevenir las fugas; la barita se ha usado con este fin desde el año 1920 por sus propiedades físicas, especialmente por su alto peso específico (4,2). También ofrece otras ventajas, tales como su fácil y limpio manejo, no es abrasiva, químicamente inerte y su facilidad de molienda.

Se considera que el 70 por 100 de la barita producida se emplea en lodos de sondeos, pero debe tener un peso específico mínimo de 4,2, libre de sales solubles y finamente molida, lo que exige un contenido mínimo en SO_4Ba del

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS

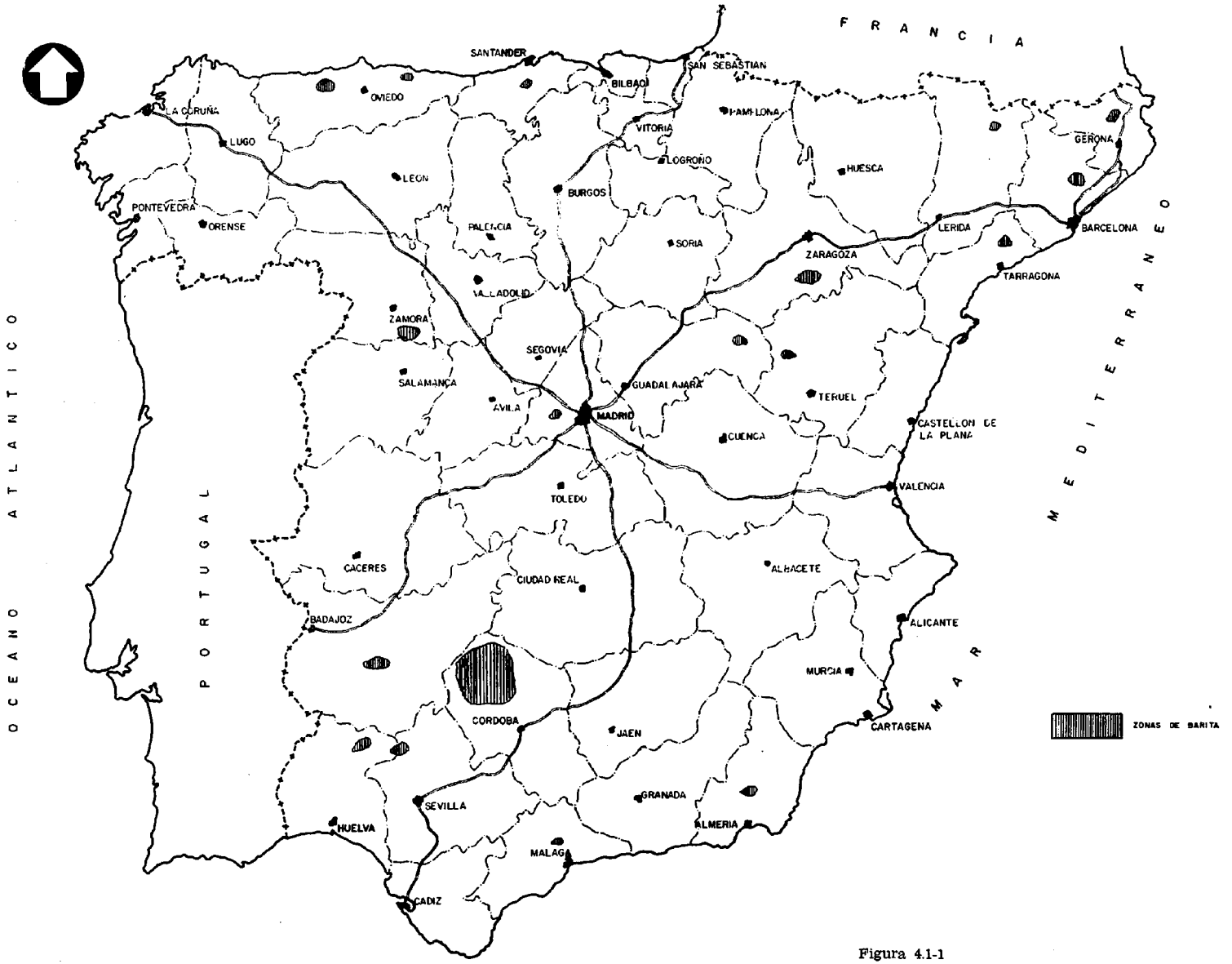


Figura 4.1-1

92 por 100. Las normas OCMA (Oil Companies' Materials Association) y API (American Petroleum Institute) especifican las condiciones que deben tener los suministros para lodos de sondeos.

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE CORDOBA

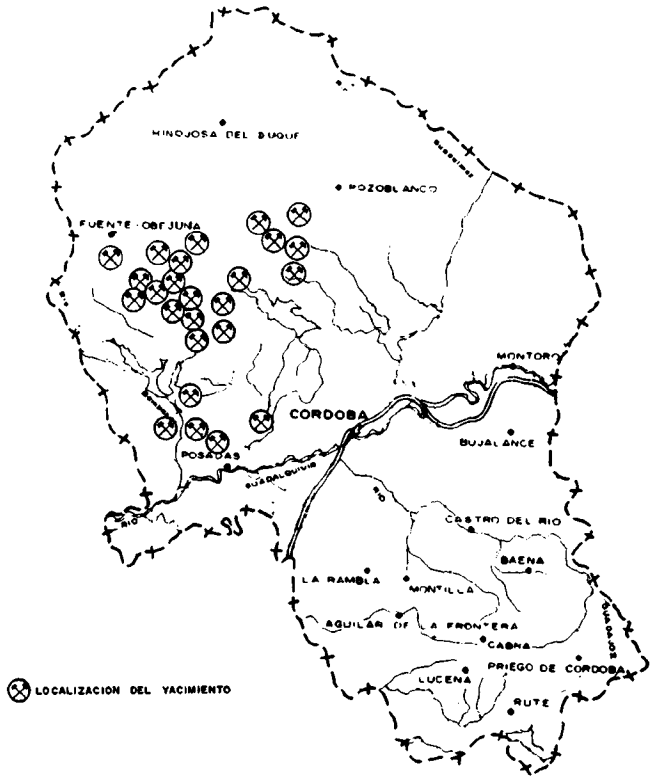


Figura 4.1-2

Esta utilización ha determinado la importancia de la minería de la barita hasta el momento. Debido a ello y a la falta de utilización directa en España, la mayor parte de barita producida se ha exportado a otros países. Aunque, como se dice al principio, la minería de la barita en España existe como minifundio, la producción minera es importante y va en aumento, habiéndose exportado en 1967, más de 23.000 t, y en 1968, 37.000 t. Debido a la falta de eficientes plantas de tratamiento, los mineros venden por pequeñas partidas, bien a las plantas existentes o para exportar a precios que no son lo suficientemente remunerativos para una minería más formal y completa que la presente. La mayor parte de la exportada se trata en fábricas, en donde principalmente se obtiene barita blanca micronizada, de alto valor, y otros tamaños de barita de más bajo precio, para lodos de sondeos o barita química.

De ello se deduce que la minería de la barita no emplee los métodos más racionales de laboreo y sólo se ocupe de la zafra fácil de extraer, la que esté a la vista, sin apenas investigación ni instalaciones adecuadas.

La falta de compenetración entre los mineros productores de barita, incluso dentro de una misma zona, hace más difícil el laboreo económico de la misma masa. La diversidad y multiplicidad de concesiones de barita, unido a su pequeña extensión individual, no permite llevar a cabo una minería más eficiente, con una mayor producción y a más bajo precio de coste.

4.1.1.2 Génesis de los yacimientos

Una parte de los yacimientos de barita fueron formados en el ciclo ígneo y bajo condiciones de temperatura y presión elevadas. Cuando, por los fenómenos de denudación normal o por los de índole tectónica, quedan cerca o en la superficie misma del terreno actúan los agentes de meteorización, agua y aire. Los sulfuros primarios, al meteorizarse, se transforman en iones sulfatos de gran actividad química, que reaccionan con soluciones que poseen iones de bario, precipitando el SO_4Ba en las correspondientes fracturas, donde se encuentra hoy día el filón de barita.

Otros yacimientos son de origen hidrotermal, y en ambos casos se presenta la barita en forma de filones arrosariados.

No obstante, es preciso aún investigar los yacimientos de barita para conocer la naturaleza genética de las disoluciones mineralizantes y las características del espacio rocoso en donde se encuentran.

La barita se presenta también como ganga en la formación de otros criaderos hidrotermales.

La barita, pues, puede presentarse como: *a)* capas o masas de sustitución en calizas, dolomías, pizarras u otras rocas sedimentarias; *b)* nódulos residuales resultantes de la meteorización de dolomías o calizas; *c)* acompañante como ganga en yacimientos de fluorita, sulfuros metálicos, etc.

4.1.2 COMPOSICION DEL MINERAL

La barita es un mineral pesado que se presenta en formas granulares o cristalinas de color blanco, rosado o grisáceo. Su dureza es de 2,5 a 3,5. Es insoluble en agua, pero soluble en ácido sulfúrico concentrado.

El mineral se compone, la mayor parte de las veces, de un elevado porcentaje de SO_4Ba, comprendido entre el 80 por 100 y el 95 por 100, siendo variables los minerales acompañantes, como la sílice, plomo, óxidos de hierro, fluorita, cal, óxidos alcalinos y otros. Del porcentaje de SO_4Ba depende el peso específico del mineral, que para alcanzar una densidad de 4,25 exige un contenido del 92 por 100.

Puede llevar como contaminante el estroncio, pero en pequeñas cantidades y no presenta inconvenientes.

4.1.3 RESERVAS ESTIMADAS

No se conocen las reservas de barita en España por la falta de investigación antes aludida. Sin embargo, puede considerarse que hay abundantes indicios en múltiples puntos de la Península, con unas reservas que muy bien pueden alcanzar varios millones de toneladas, que seguramente aumentarán conforme se realicen más y mejores investigaciones.

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE BADAJOZ

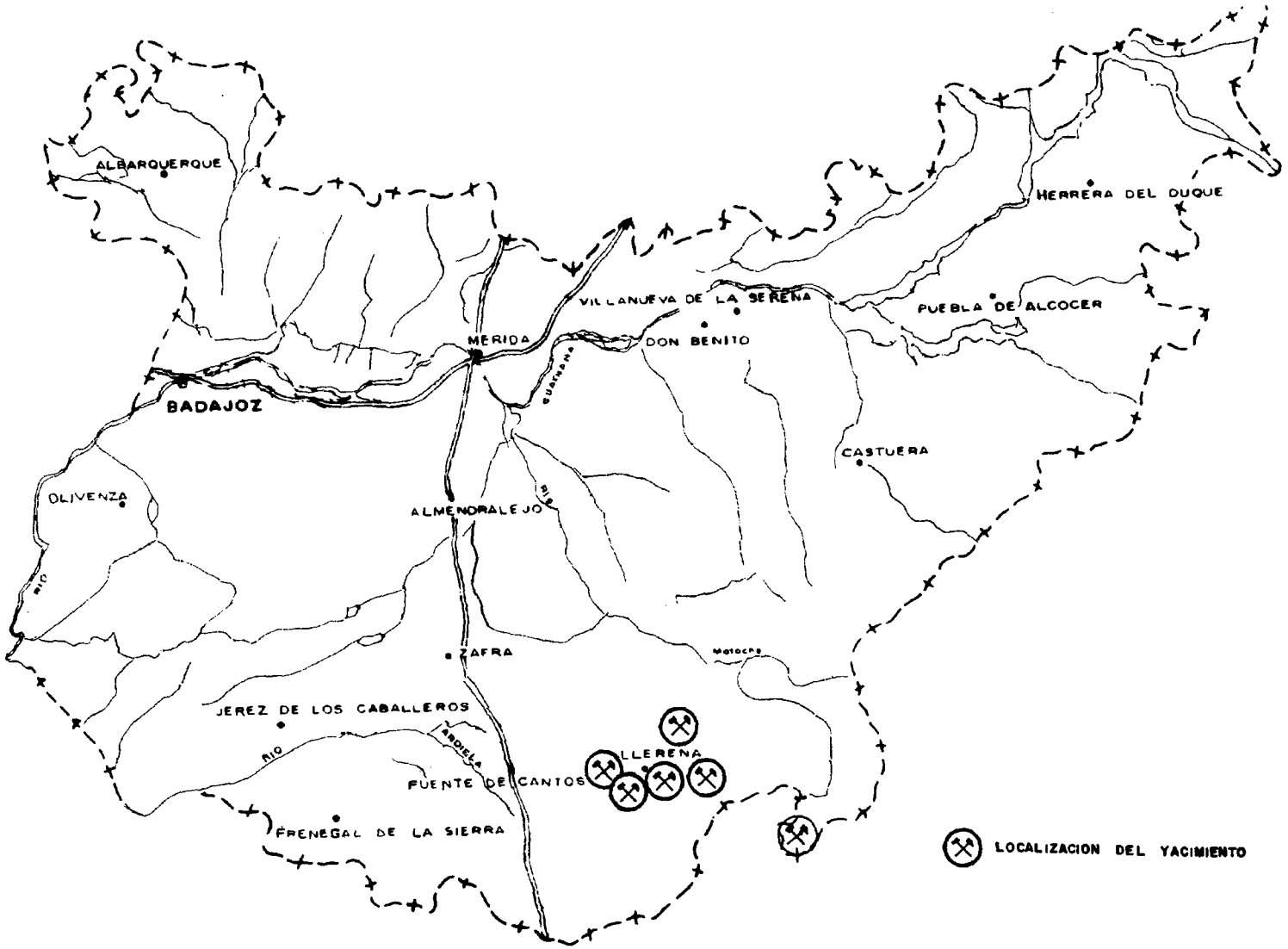


Figura 4.1-3

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE ZARAGOZA

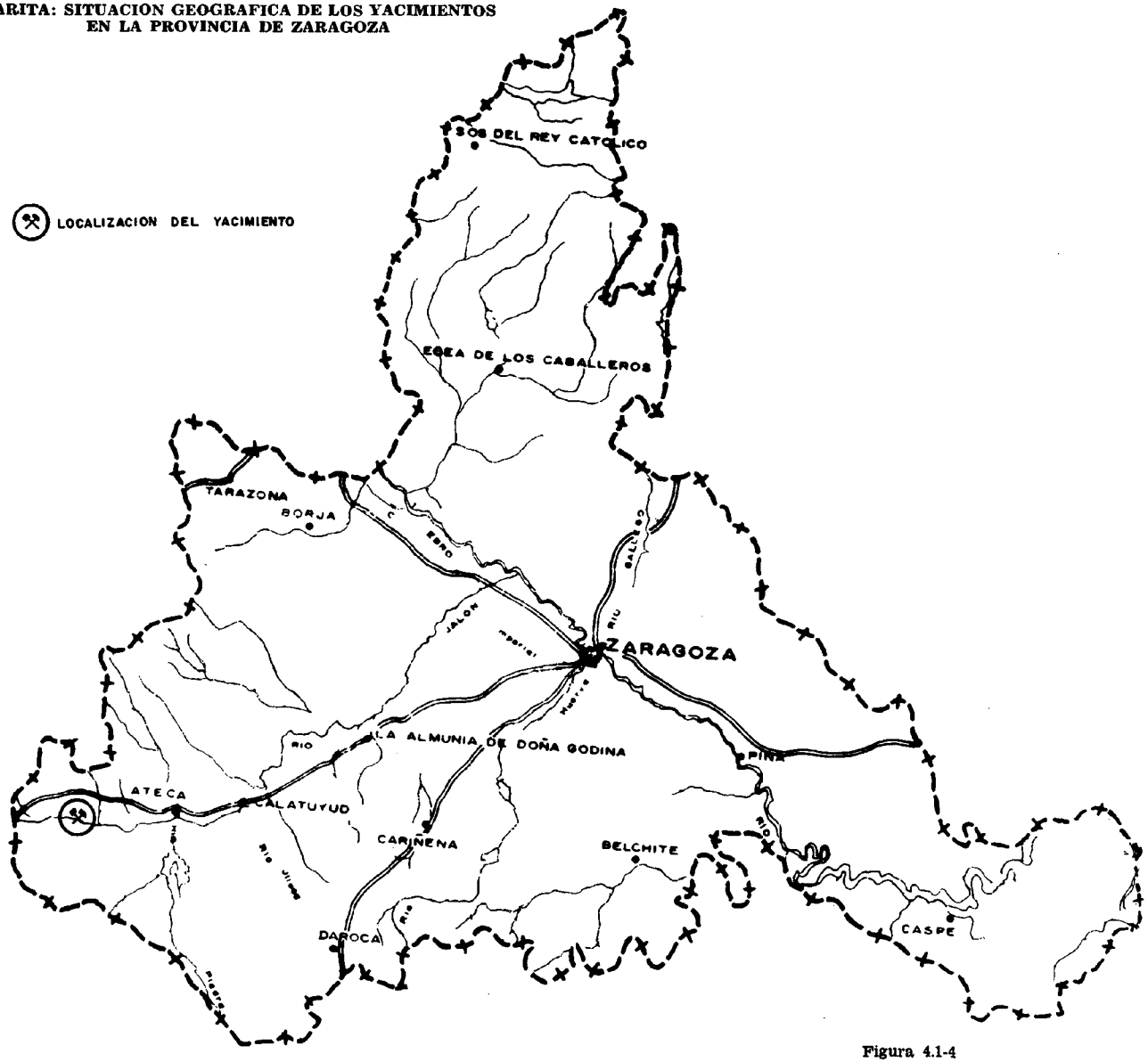


Figura 4.1-4

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE GUADALAJARA

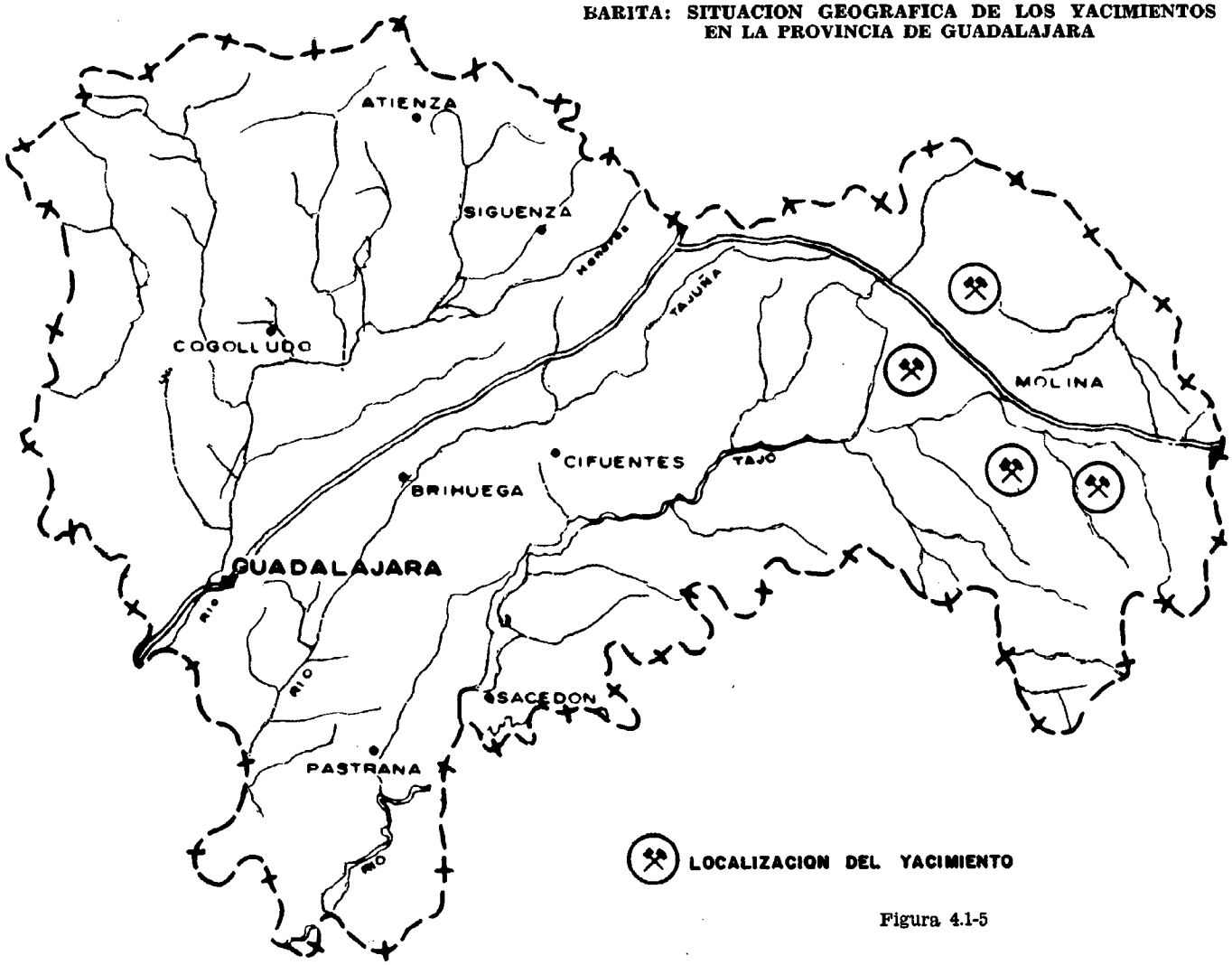


Figura 4.1-5

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE HUELVA

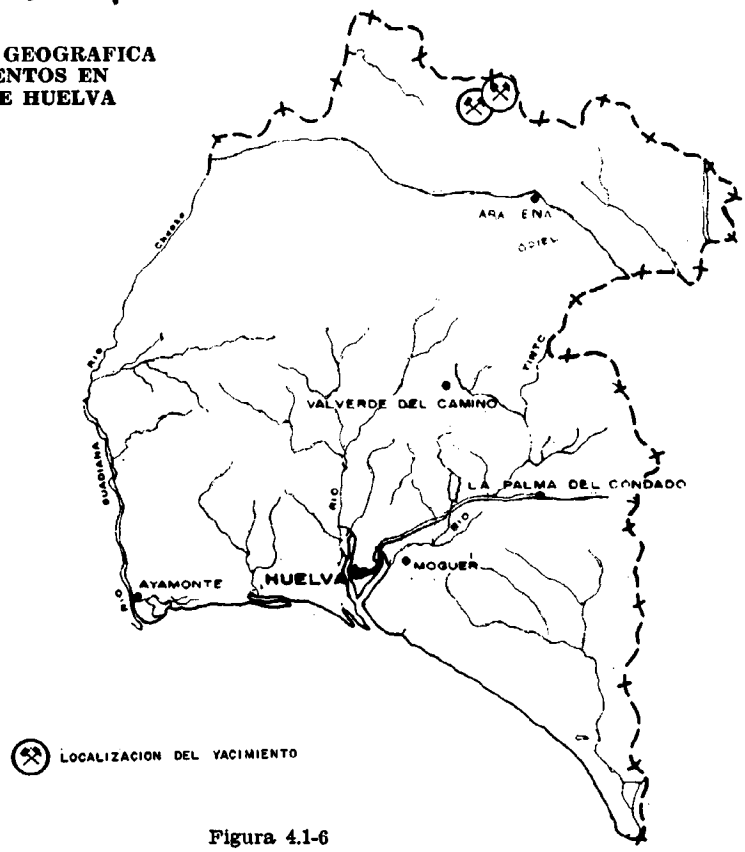


Figura 4.1-6

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE SEVILLA

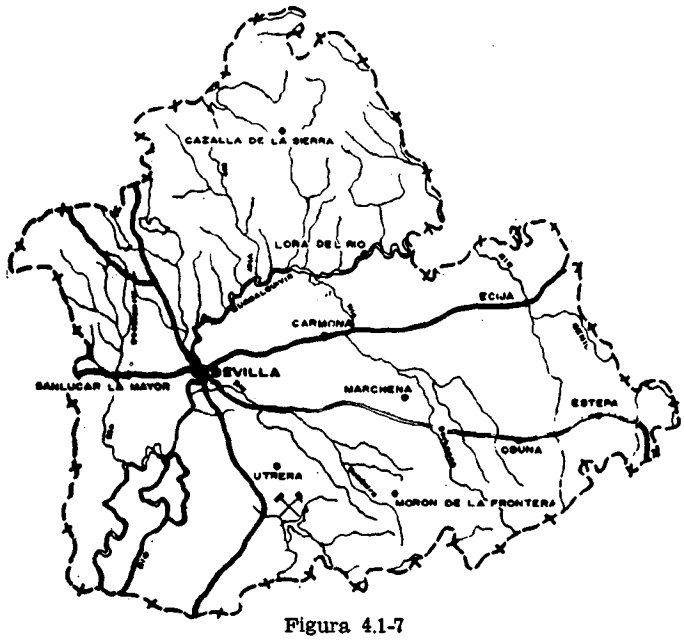


Figura 4.1-7

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE GERONA

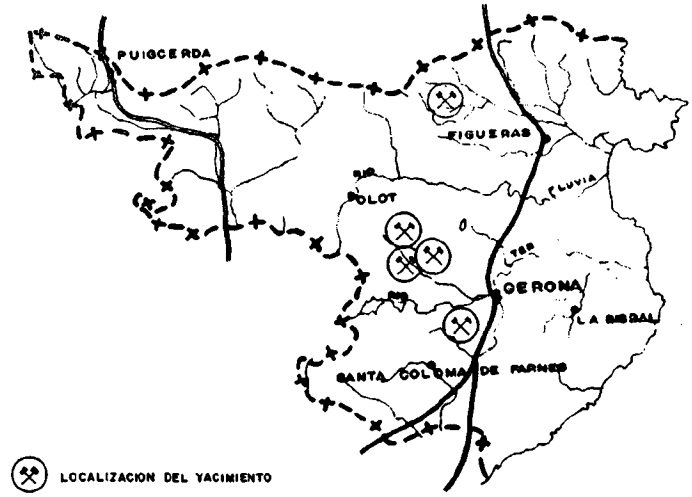


Figura 4.1-9

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE ZAMORA

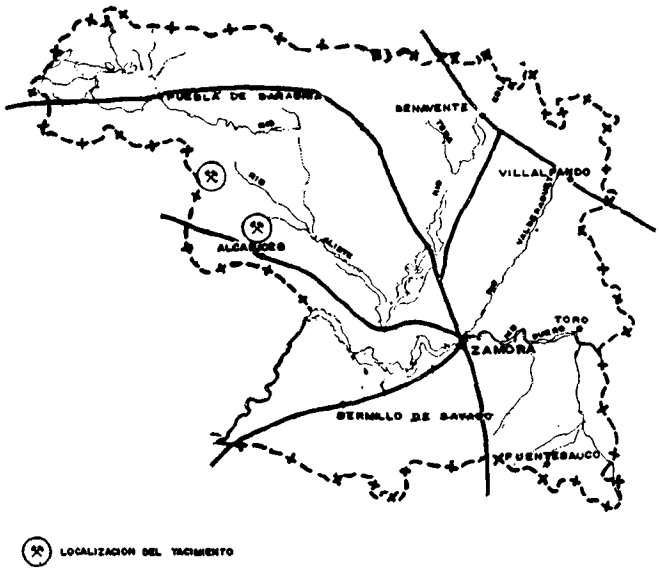


Figura 4.1-8

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE BARCELONA

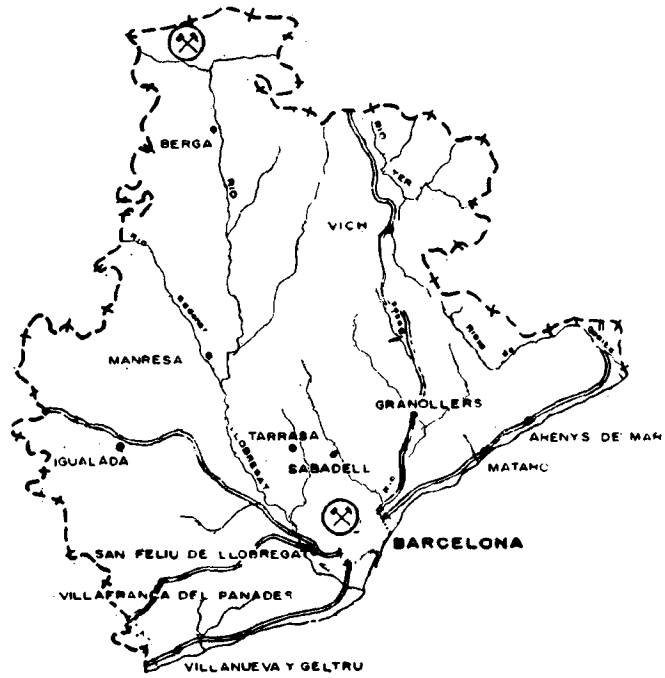


Figura 4.1-10

LOCALIZACION DEL YACIMIENTO

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE ALMERIA

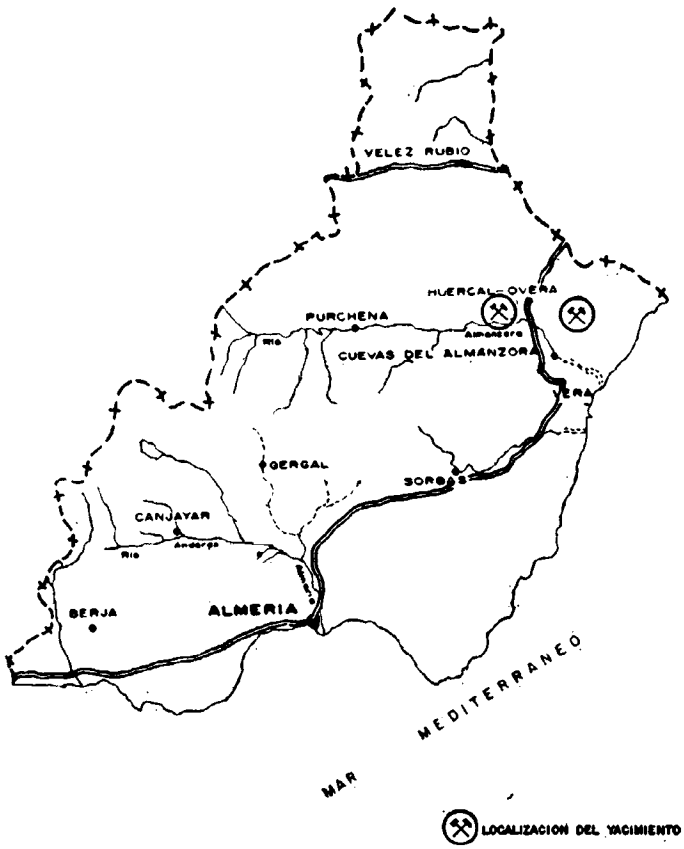


Figura 4.1-11

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE LERIDA

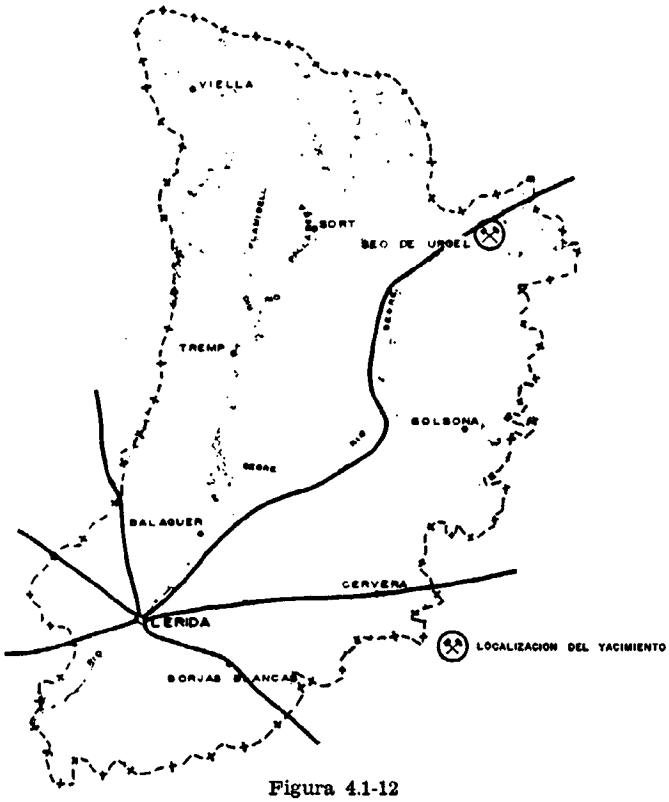


Figura 4.1-12

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE MADRID

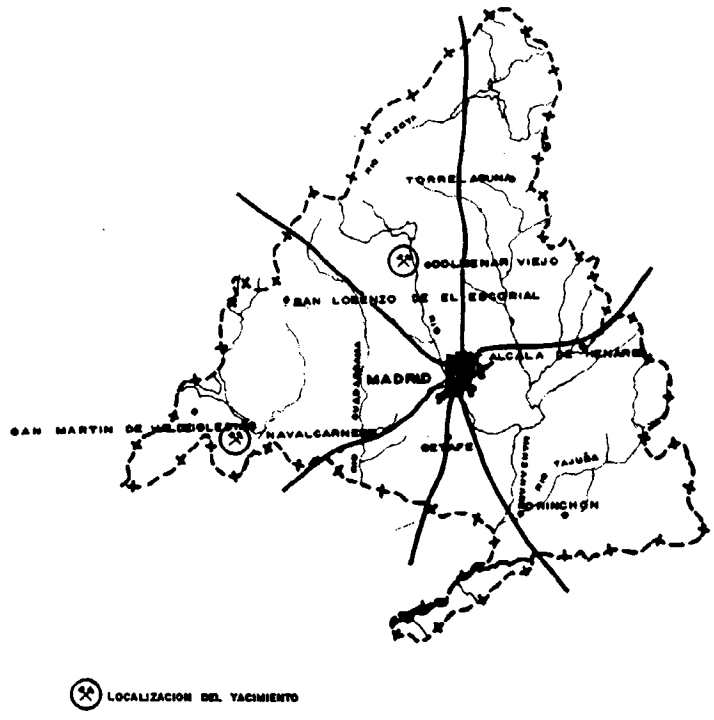


Figura 4.1-13

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE MALAGA

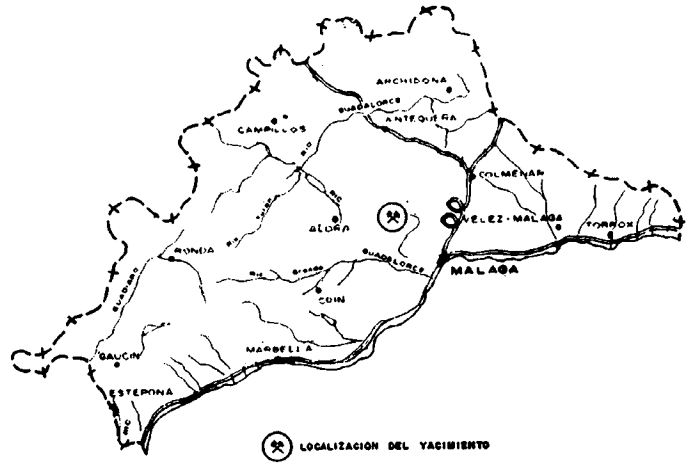


Figura 4.1-14

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE OVIEDO

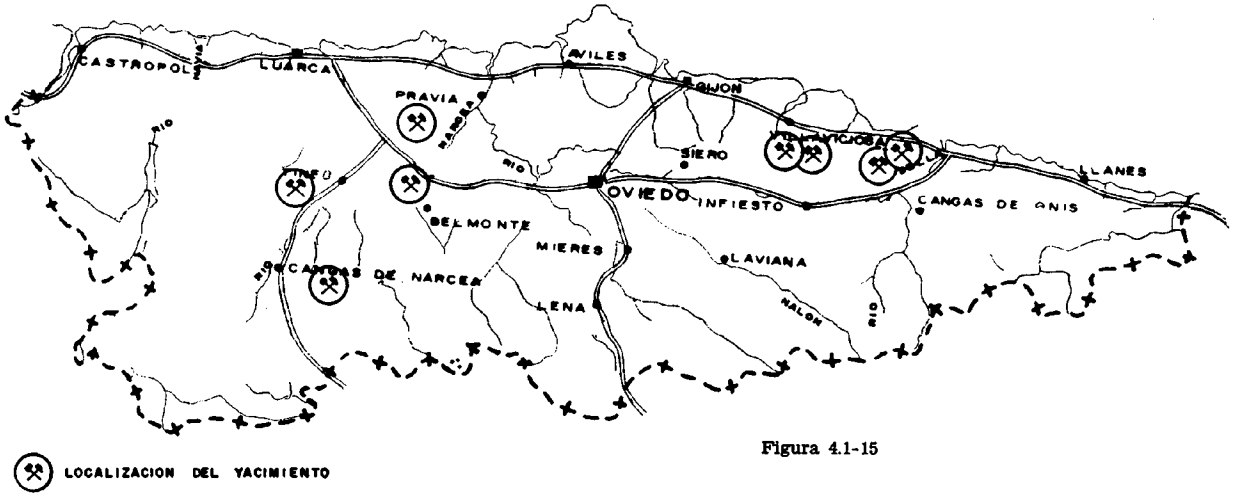


Figura 4.1-15

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE SANTANDER

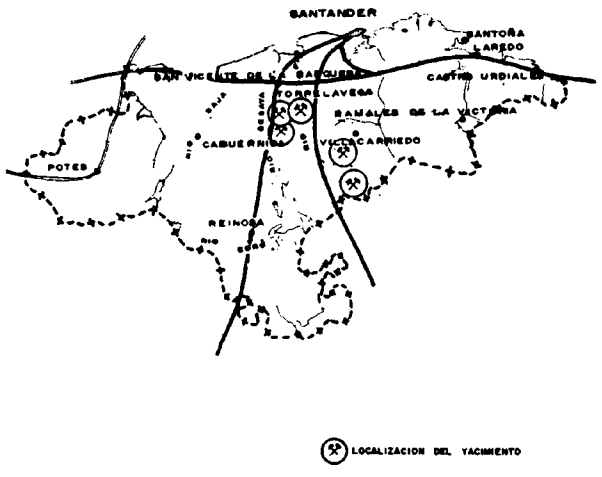


Figura 4.1-16

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE TARRAGONA

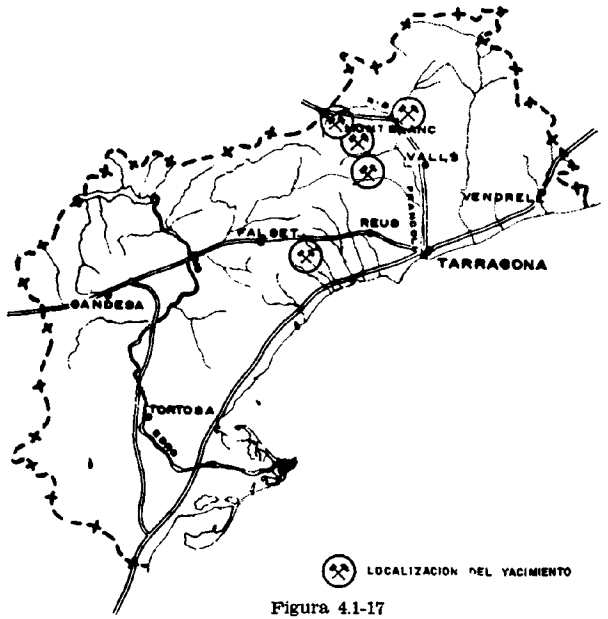


Figura 4.1-17

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE TERUEL

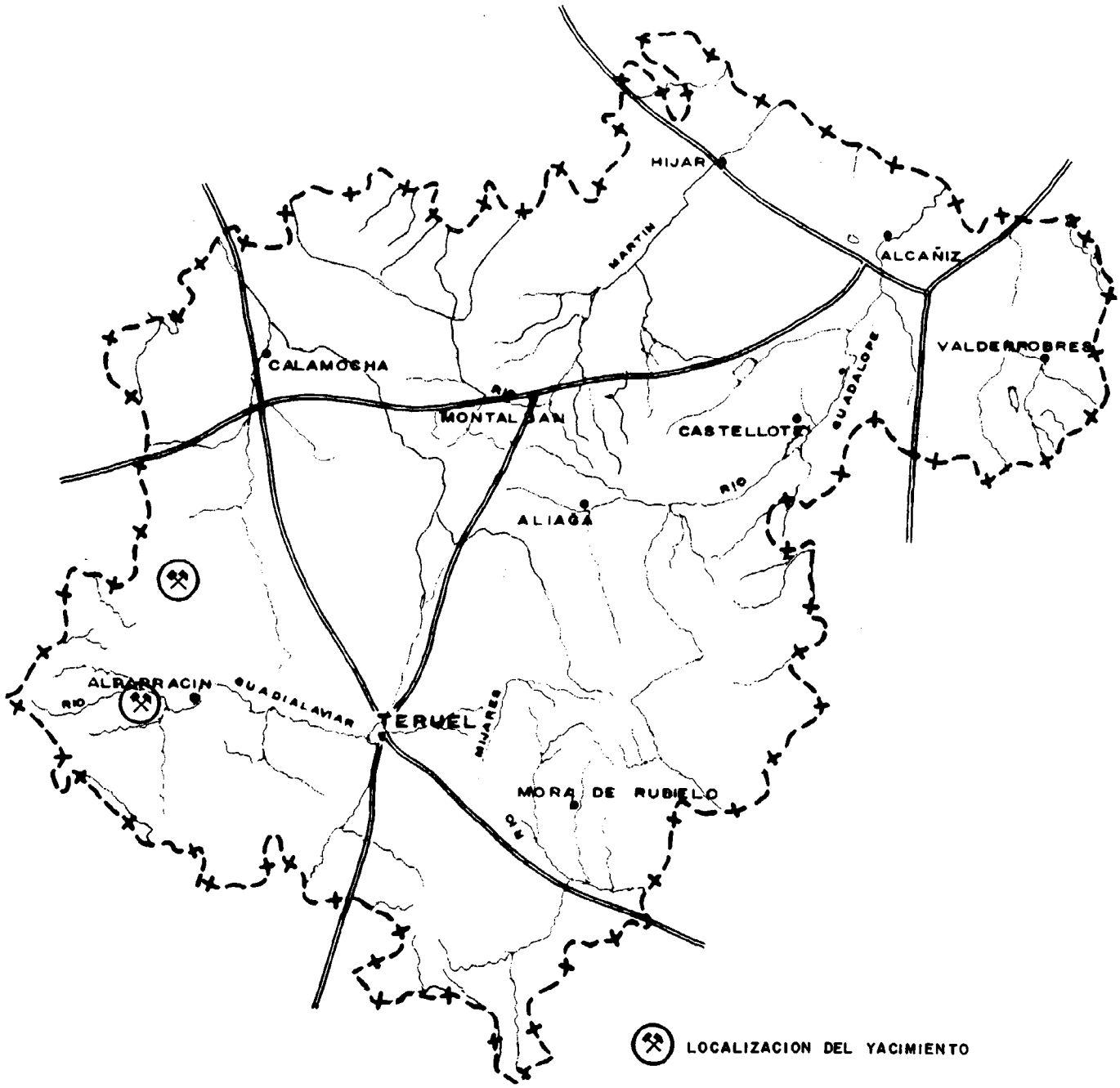


Figura 4.1-18

4.1.4 MINAS EN ACTIVIDAD Y PARADAS

Nombre de la concesión	Municipio	Concesionario	Extensión en ha	Situación
AVILA				
(Fig. 4.1-19.)				
Loli	Sotillo de Adrada...	Lorenzo Vallejo G.	15	Permiso.
Ntra. Sra. Remedios	Sotillo de Adrada...	Lorenzo Vallejo G.	15	Permiso.
Carmen	Higuera Dueñas ...	Lorenzo Vallejo G.	34	Permiso.
San Francisco	Higuera Dueñas ...	Lorenzo Vallejo G.	41	Permiso.
Asturiana Segunda	Higuera Dueñas ...	Pablo Alonso Roto	45	Concesión.
ALMERIA				
(Fig. 4.1-11.)				
Recuerdo	Huércal	Luis Alcibar Zamalloa	6	Concesión.
BADAJOZ				
(Fig. 4.1-3.)				
El Calero	Azuaga	Rafael Barrado Caseras	100	Permiso.
La Gran Reserva	Llerena	Juan I. Marín C.	40	Concesión.
Los Tres	Ahillones	Juan García Espino	32	Concesión.
San Francisco	Villagarcía	Central E. Expl. Min.	200	Concesión.
Ana	Reina	Luis Alcibar Zamalloa	40	Concesión.
La Cuarta	Berlanga	Luis Alcibar Zamalloa	40	Concesión.
La Quinta	Trasierra	Luis Alcibar Zamalloa	84	Concesión.
La Sexta	Llerena	Luis Alcibar Zamalloa	84	Concesión.
La Séptima	Llerena	Luis Alcibar Zamalloa	31	Concesión.
Candica	Valverde Llerena ...	Luis Alcibar Zamalloa	29	Concesión.
Santa Babel	Llerena	Francisco Risco G.	64	Concesión.
Casanueva	Llerena	Francisco Risco G.	40	Concesión.
Montecapilla Primera	Llerena	Francisco Risco G.	40	Concesión.
Angela María	Llerena	Francisco Risco G.	39	Concesión.
Montecapilla Segunda	Llerena	Juan I. Marín C.	40	Concesión.
Montecapilla Tercera	Llerena	Juan I. Marín C.	89	Concesión.
Montecapilla Cuarta	Llerena	Juan I. Marín C.	90	Concesión.
Montecapilla Quinta	Llerena	Juan I. Marín C.	41	Concesión.
Montecapilla Sexta	Llerena	Juan I. Marín C.	98	Concesión.
Montecapilla Séptima	Llerena	Juan I. Marín C.	20	Concesión.
Montecapilla A	Llerena	Juan I. Marín C.	156	Concesión.
Montecapilla Octava	Llerena	Juan I. Marín B.	19	Concesión.
Montecapilla Novena	Llerena	Juan I. Marín B.	20	Concesión.
Montecapilla Décima	Llerena	Juan I. Marín B.	31	Concesión.
Valme	Fuente Arco	Ind. Mineras Sur	15	Permiso.
Ntra. Sra. Granada	Llerena	Manuel Gómez Palomo	88	Concesión.
Paquita	Azuaga	Cía. Gral. Baritas	36	Permiso.
Desilusión	Malcocinado	Cía. Gral. Baritas	65	Concesión.
Guadalquivir	Ahillones	Rafael González R.	18	Permiso.
San Antonio	Jerez Caballeros ...	Antonio Maeso	60	Permiso.
La Baritina	Oliva Mérida	Francisco Risco	300	Permiso.
Mina La Osa	Oliva Mérida	Francisco Risco	55	Permiso.
El Trueno	Gja. Torrehermosa.	Francisco Risco	144	Permiso.
La Pastora	Azuaga	Francisco Risco	144	Permiso.
Ampliación VI	Llerena	Luis Alcibar Zamalloa	10	Permiso.
Amp. a Paquito	Azuaga	Cía. Gral. Baritas	42	Permiso.
Tessa	Azuaga	Cía. Gral. Baritas	19	Permiso.
BARCELONA				
(Fig. 4.1-10.)				
Lolita	Baga	Ramón Puig	20	Concesión.
Ntra. Sra. del Carmen	Montmany	Ramino Delgado	24	Permiso.
Mina Blava	Barcelona	Manuel Barbón	22	Concesión.
Juanita	Baga	Marcelino Duart	20	Concesión.
La Sala	Vilanova	José Mañosa	50	Permiso.
Isabel	San Saturnino	José Mañosa	48	Permiso.
Arturo	Vilanova San	Elena Mingote	30	Permiso.
San Pedro	Vilanova San	José Mañosa	48	Permiso.
Elvira	San Saturnino	Jaime Valldeoriola	290	Permiso.
Concepción	Vilanova San	Pedro Homs	111	Permiso.
Joaquín	Vilanova San	Elena Mingote	19	Permiso.
CASTELLON				
(Fig. 4.1-20.)				
Mezquita	Ahin	Cristóbal G. Leiva	30	Permiso.
Maripí	Vall de Uxó	Rodolfo López	60	Permiso.

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE AVILA

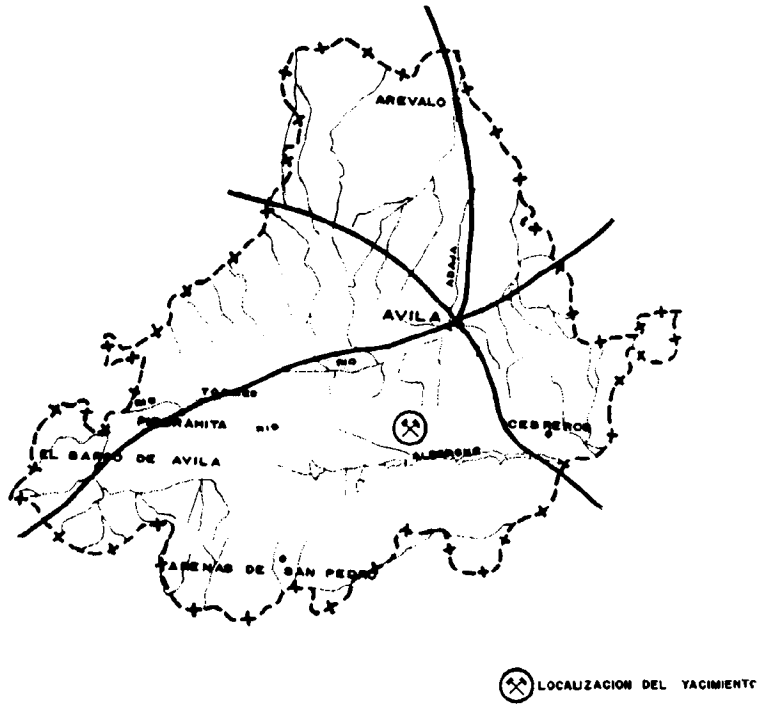


Figura 4.1-19

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE CASTELLON

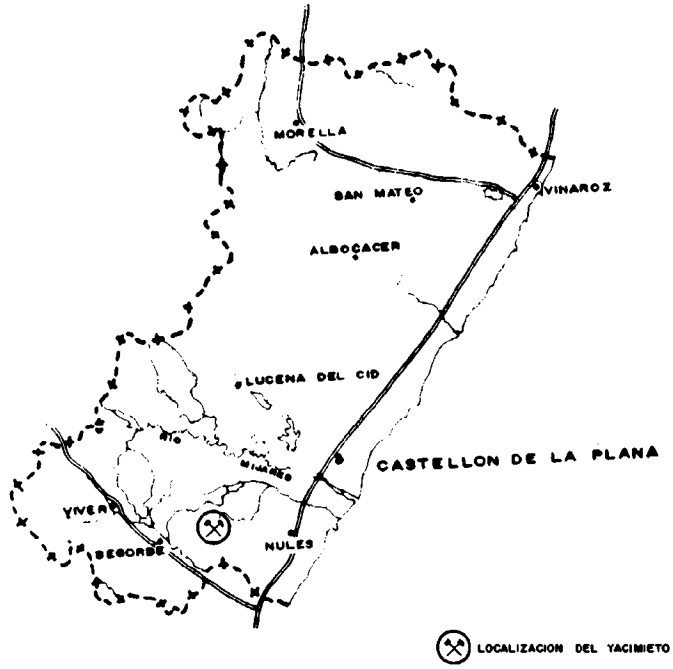


Figura 4.1-20

Nombre de la concesión	Municipio	Concesionario	Extensión en ha	Situación
CACERES (Fig. 4.1-21.)				
Mary Pili	Almoharín	Gabriel Sánchez	400	Permiso.
CORDOBA (Fig. 4.1-2.)				
Guillermín	Alcaracejos	Minas de Baritina	22	Concesión.
Baronesa	Espiel	Peninsular Minera	100	Concesión.
El Milagro	Hornachuelos	Tomás Maestre	20	Concesión.
Purita primera	Villaviciosa	Minas de Barita	20	Concesión.
Virgen del Carmen	Villanueva Rey	Luis Alcíbar Zamalloa	20	Concesión.
El Rosal	Villanueva Rey	Luis Alcíbar Zamalloa	20	Concesión.
Alberto	Villaviciosa	Tomás Maestre	20	Concesión.
Santa Teresa	Villaviciosa	Minas de Baritina	20	Concesión.
Santa Teresa 2.ª	Villaviciosa	Minas de Baritina	76	Concesión.
Santa Teresa 3.ª	Villaviciosa	Minas de Baritina		
Rosa María	Villaviciosa	Minas de Baritina	30	Concesión.
Blanca Nieves	Villaviciosa	Félix Cifuentes	88	Concesión.
Amp. a Alberto	Villaviciosa	Tomás Maestre	77	Concesión.
Amp. a el Milagro	Hornachuelos	Tomás Maestre	84	Concesión.
San Francisco	Villaviciosa	Francisco Molina	20	Concesión.
Dos Amigos	Almodóvar Río	León Motta	21	Concesión.
Santa Teresa 4.ª	Villaviciosa	Minas de Baritina	23	Concesión.
María Luisa 2.ª	Espiel	José García Marcos	30	Concesión.
María Luisa 3.ª	Villaviciosa	José García Marcos	100	Concesión.
Ana 2.ª	Villanueva R.	Luis Alcíbar Zamalloa	64	Concesión.
La Posadilla	Espiel	Félix Cifuentes	132	Concesión.
Santa María 2.ª	Hornachuelos	Peninsular Minera	80	Concesión.
Venus	Espiel	Luisa Clemente	45	Concesión.
María Josefa	Espiel	Francisco Díaz L.	20	Concesión.
San Fernando 2.º	Villaviciosa	Anluja, S. A.	10	Concesión.
Baritina	Hornachuelos	Gral. Española Min.	61	Concesión.
San José	Villaviciosa	Peninsular Minera	14	Concesión.
San Antonio	Villaviciosa	Peninsular Minera	46	Concesión.
Manolo	Villaviciosa	Minas de Baritina	40	Concesión.
San Antonio 2.º	Villaviciosa	Peninsular Minera	86	Concesión.
La Riqueza	Villaviciosa	Minas de Baritina	12	Permiso.
San Antonio 3.º	Espiel	Peninsular Minera	35	Concesión.
Carmen	Espiel	Minas de Baritina	20	Permiso.
San Antonio 4.º	Espiel	Peninsular Minera	35	Concesión.
La Riqueza 2.ª	Villaviciosa	Enrique Andréu Alvarez	40	Permiso.
Magdalena	Espiel	Francisco Díaz López	20	Permiso.
Angela María	Espiel	Luis Alcíbar Zamalloa	20	Permiso.
San Rafael	Villaviciosa	Fernando León Motta	30	Permiso.
Amp. Purita 1.ª	Villaviciosa	Enrique Andréu Alvarez	18	Concesión.
Charito	Villaviciosa	Peninsular Minera, S. A.	22	Concesión.
San Antonio 5.º	Espiel	Peninsular Minera, S. A.	58	Concesión.
Juanito	Villaviciosa	Vicente Andréu Alvarez	77	Permiso.
San Antonio 6.º	Espiel	Peninsular Minera, S. A.	82	Concesión.
Manolita	Espiel	Gral. Española M., S. A.	220	Concesión.
San Fernndo 3.º	Villaviciosa	Anluja, S. A.	19	Permiso.
La Calera	Villaviciosa	Peninsular Minera, S. A.	40	Permiso.
La Nava	Espiel	Peninsular Minera, S. A.	40	Concesión.
Vicente	Villanueva del Rey.	Cía. Gral. de Barita, S. A.	25	Concesión.
Nicasio	Villaviciosa	Cía. Gral. de Barita, S. A.	60	Concesión.
La Buena	Hornachuelos	Luis Alcíbar Zamalloa	62	Concesión.
El Calvario	Espiel	Cía. Gral. de Barita, S. A.	322	Concesión.
La Pastelera	Villaviciosa	Martín Maniche Rodríguez	40	Permiso.
La Pastelera	Villaviciosa	Peninsular Minera, S. A.	40	Permiso.
Piedad	Villaviciosa	Francisco Hernández	50	Concesión.
Villanueva	Villanueva del Rey.	Cía. Gral. de Barita, S. A.	131	Concesión.
San Rafael II	Espiel	Francisco Risco G.	551	Permiso.
El Risco	Espiel	Francisco Risco G.	20	Permiso.
Ana	Villaviciosa	Francisco Hernández	30	Concesión.
Amp. a Guillermín	Alcaracejos	Enrique Andréu Alvarez	18	Concesión.
Albujera	Hornachuelos	Gral. Española M., S. A.	40	Concesión.
Pepito	Villaviciosa	Enrique Andréu Alvarez	18	Concesión.
Pesadilla	Espiel	Ramón Domecq Jarauta	387	Permiso.
San José	Espiel	Minas de Baritina, S. A.	30	Concesión.
San Luis	Villaviciosa	Minas de Baritina, S. A.	31	Concesión.
San Luis 2.º	Belmez	Sinforoso Ruiz Fernández	24	Concesión.
San Luis 3.º	Villaviciosa	Minas de Baritina, S. A.	32	Concesión.
Puerto del Aire	Villaviciosa	Juan Morales Herrera	60	Permiso.
San Fernando 5.º	Belmez	Enrique Andréu Alvarez	40	Concesión.
San Luis 4.º	Villaviciosa	Minas de Baritina, S. A.	24	Concesión.
San Fernando 6.º	Villanueva Duque...	Vicente Andréu Alvarez	30	Permiso.

Nombre de la concesión	Municipio	Concesionario	Extensión en ha	Situación
Alberto	Alcaracejos	Enrique Andréu Alvarez	230	Concesión.
San Francisco 2.º	Villaviciosa	Félix Boal Mate	14	Permiso.
María Rosa	Alcaracejos	Aurelio Rodríguez Rodríguez	100	Permiso.
San Fernando	Cardoña	Miguel Toril Cobos	30	Permiso.
San Onofre	Villaviciosa	Sinforoso Ruiz Fernández	26	Permiso.
La Parrilla	Espiel	Agustín Rojas López	86	Permiso.
Esperanza 1.ª	Villaviciosa	Juan Jaraba Simón	30	Permiso.
Luisa	Villaviciosa	Luisa Clemente Cejudo	30	Permiso.
Los Pajonales	Belmez	Agustín Rojas López	10	Permiso.
Jorge	Hornachuelos	Antonio Torres Rueda	28	Permiso.
San Rafael	Villanueva Duque	Juan Caballero Fernández	24	Permiso.
Esperanza	Belmez	Antonio Torres Rueda	52	Permiso.
Titi	Villaviciosa	Antonio Muñoz Vargas	158	Permiso.
Titi 2.ª	Villaviciosa	Antonio Muñoz Vargas	45	Permiso.
La Romera	Belmez	Enrique Andréu Alvarez	1.590	Permiso.
Los Azulares	Hornachuelos	Antonio Torres Rueda	20	Permiso.
San Pedro	Villaviciosa	Sinforoso Ruiz Fernández	128	Permiso.
Inesita	Villaviciosa	Minas de Baritina	58	Permiso.
San José	Espiel	Manuel Martínez N.	20	Permiso.
Titi 3.ª	Villanueva del Rey.	Francisco Risco G.	119	Permiso.
Navas	Villaviciosa	Peninsular Minera, S. A.	60	Permiso.
El Castaño	Almodóvar Río	Antonio Torres Rueda	350	Permiso.
M. del Carmen	Belmez	Sinforoso Ruiz Fernández	34	Permiso.
La Yedra	Villaviciosa	Enrique Andréu Alvarez	469	Permiso.
Amp. a Inesita	Villaviciosa	Sinforoso Ruiz Fernández	15	Permiso.
2.ª amp. a San Rafael	Belmez	Rafael León Muñoz	52	Permiso.
Gran Bonanza	Villaviciosa	Antonio Muñoz Vargas	100	Permiso.
Ana	Villaviciosa	Luisa Clemente Cejudo	10	Permiso.
La Vegosa	Espiel	Antonio Muñoz Vargas	50	Permiso.
María Rosa	Villaviciosa	Química Minera del Bario, S. A.	100	Permiso.
Las Palomas	Villaviciosa	Adolfo de Torre I.	30	Permiso.
Albertilla 2.ª	Villaviciosa	Sinforoso Ruiz Fernández	60	Permiso.
Ana 2.ª	Villaviciosa	Francisco Hernández G.	28	Permiso.
La Parrilla 2.ª	Belmez	Agustín Rojas López	236	Permiso.
Los Trochiles	Belmez	Agustín Rojas López	45	Permiso.
Ziqui	Espiel	Luisa Clemente Cejudo	52	Permiso.
Paki	Villaviciosa	Francisco Risco G.	96	Permiso.
Amp. a Las Palomas	Villaviciosa	Adolfo de Torre I.	90	Permiso.
Mari Trini 1.ª	Villanueva del Rey.	Camilo Torres I.	518	Permiso.
San Juan Puerto Toro	Villaviciosa	Fernando Cadenas de Ll.	60	Permiso.
San Juan Cabrerizas	Espiel	Fernando Cadenas de Ll.	91	Permiso.
Ana	Villaviciosa	Antonio Ruiz Escobar	40	Permiso.
Virgen de la Plata	Villaviciosa	Fernando Cadenas de Ll.	430	Permiso.
María Dolores	Villaviciosa	Rafael Arribas Ruiz	20	Permiso.
Alto Katanga	Villaviciosa	Antonio Muñoz Vargas	290	Permiso.
M. del Carmen	Villaviciosa	Francisco Hernández	294	Permiso.
La Deseada	Villaviciosa	Antonio Barrero Galán	19	Permiso.
Libre Real	Hornachuelos	Luis Alcibar Zamalloa	20	Permiso.
La Primera	Villaviciosa	Cía. Gral. de Baritas, S. A.	133	Permiso.
Carmela	Posada	Fernando León Motta	30	Permiso.
El Bermejo	Espiel	Minas de Baritina, S. A.	64	Concesión.
Virgen de los Reyes	Villanueva	Minas de Baritina, S. A.	75	Concesión.
GERONA (Fig. 4.1-9.)				
Ramona	Amer	Hros. José M. Bonmatí	4	Concesión.
Enriqueta	Viladrán	S. A. Havin	16	Concesión.
Anita	Darnius	José Riera Rahola	26	Concesión.
Constancia	Osor	Angel Culebret	33	Concesión.
Amp. Mina Rosita	Amer	Rosa Domingo	20	Concesión.
Antonieta	Palafrugell	Antonia Viñas	963	Permiso.
San Miguel	Osor	Mariano Coll	141	Permiso.
San Antonio	Espinelvas	José Mañosa	19	Permiso.
Angel	Osor	Angel Culebret	59	Permiso.
Ramón	San Clemente S.	Pedro Font	10	Permiso.
Concepción	Montagut	Miguel Vila	64	Permiso.
Pravi	Darnius	Miguel Vila	106	Permiso.
GUADALAJARA (Fig. 4.1-5.)				
San Ramón	Pardos	Baritas y Pigmentos	25	Concesión.
Amp. San Ramón	Pardos	Baritas y Pigmentos	62	Concesión.
María Luisa	Pardos	Luis Sala Company	53	Concesión.
1.ª amp. a M. Luisa	Pardos	Luis Sala Company	20	Concesión.
2.ª amp. a M. Luisa	Pardos	Luis Sala Company	112	Concesión.
San Ramón	Pardos	Baritas y Pigmentos	24	Concesión.

Nombre de la concesión	Municipio	Concesionario	Extensión en ha	Situación
Guadalajara 1.ª	Hornachuelos	Luis Alcibar Zamalloa	242	Permiso.
HUELVA (Fig. 4.1-6.)				
N.ª S.ª Tórtola	Cumbres May.	José Vidosa	30	Concesión.
María Angeles	Cumbres May.	Eugenio Vidosa	30	Concesión.
La Reina	Cumbres May.	José Vidosa	162	Concesión.
El Chorrito	Zufre	Joaquín Dupue	24	Permiso.
LEON (Fig. 4.1-22.)				
Esperanza Frc.	Vegacervera	Guillermo González	18	Permiso.
Anita	Vegacervera	José Lorenzana	4	Concesión.
Previsora	San Emilio	Eloísa Campos	10	Concesión.
Florita	Rodiezmo	José Lorenzana	8	Concesión.
Primitiva	Rodiezmo	José Lorenzana	6	Concesión.
Cuarta	Pola de Gordón	Eloísa Campos	21	Concesión.
Flora	Cabrillanes	Julián Puertas	12	Concesión.
Esperanza	Vegacervera	Guillermo González	49	Permiso.
LERIDA (Fig. 4.1-12.)				
Conchita	Tolorín	Francisco Genis	25	Concesión.
LUGO (Fig. 4.1-23.)				
N.ª S.ª de Itziar	Mondoñedo	Silicatos Minerales	116	Permiso.
MADRID (Fig. 4.1-13.)				
La Montañesa	Navalagamella	Pablo Alonso Rato	25	Concesión.
Asturiana II	Cenicientos	Pablo Alonso Rato	165	Concesión.
Amp. 1.ª a Molinillo	Cadalso Vidrios	Ibérica Sondeos, S. A.	25	Concesión.
MALAGA (Fig. 4.1-14.)				
La Inesperada	Almogia	Alfonso Pérez	16	Concesión.
OVIEDO (Fig. 4.1-15.)				
Los Ribones	Tineo	Bario, S. A.	12	Concesión.
Vencedora	Colunga	Pedro Pis	19	Concesión.
Rosario	Colunga	Juan Guerebarrena	4	Concesión.
Gloria	Corvera	Baltasar Villa	6	Concesión.
San Eloy	Gozón	Manuel Menéndez	20	Concesión.
Primera	Salas	José Luis Suárez	21	Permiso.
Arizona	Salas	J. R. García Rodríguez	20	Concesión.
Barrera	Cangas Narcea	Juan de Fuente	39	Concesión.
Sevinchu	Peñamell	Cobre Electriti	50	Concesión.
San José	Salas	J. R. García Rodríguez	34	Concesión.
Emmita	Pedamell Baj.	Aquilino Legategui	60	Concesión.
M. Eugenia	Cangas Narcea	Julián García	20	Permiso.
Baritas de Balduino	Regueras	José L. García Rodríguez	37	Permiso.
Picatuerto	Salas	I. A. Peláez	160	Permiso.
La Abeja	Peñamell	Fernando Cortina	50	Permiso.
Piedrabella	Piloña	Joaquín Blanco	170	Concesión.
SANTANDER (Fig. 4.1-16.)				
M. Jesús II	Herrerías	Manuel Robledo	51	Concesión.
Nieves	Torrelavega	Eduardo Gómez	36	Concesión.
Nieves II	San Felices	Eduardo Gómez	23	Concesión.
La Bilbaína	Torrelavega	Luis Alcíbar Zamalloa	37	Concesión.
María Nieves	Herrerías	Fernando Lozano Cuervo	124	Permiso.
M. Begoña	Bárcena	Eduardo Gómez	135	Permiso.
SEVILLA (Fig. 4.1-7.)				
N.ª S.ª Angustias	Alanis	Ind. Mineras Sur	20	Concesión.
Blanca Nieves	Guadalcanal	Manuel Pablos	36	Permiso.
San Carlos	Guadalcanal	Luis Alcíbar Zamalloa	60	Concesión.

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE CACERES

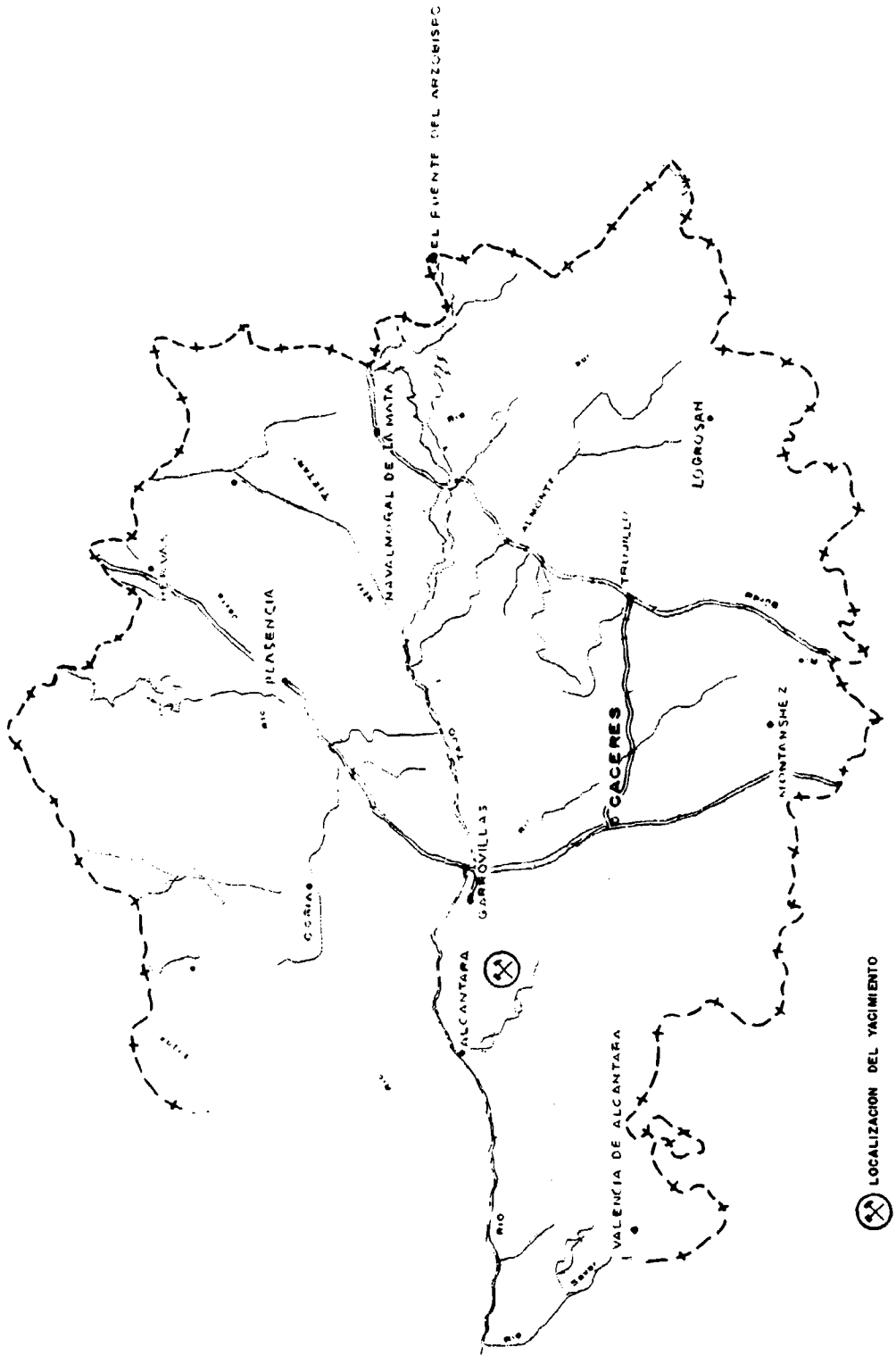


Figura 4.1-21

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS
EN LA PROVINCIA DE LEON

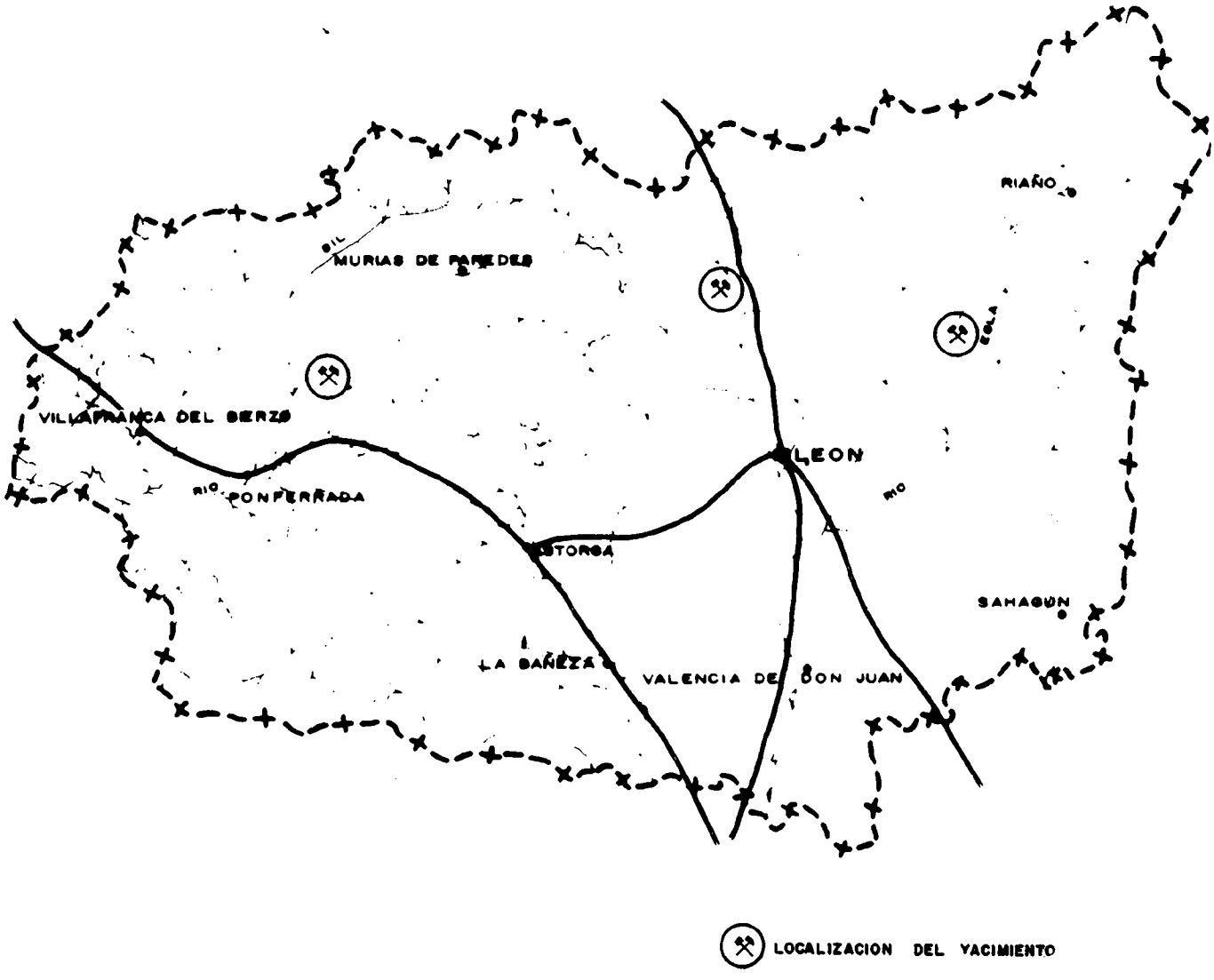


Figura 4.1-22

Nombre de la concesión	Municipio	Concesionario	Extensión en ha	Situación
Libre	Alanis	Luis Alcíbar Zamalloa	120	Concesión.
Libre Tercera	Alanis	Luis Alcíbar Zamalloa	120	Concesión.
San Juan	Alanis	Luis Alcíbar Zamalloa	20	Concesión.
Amp. a Libre	Alanis	Luis Alcíbar Zamalloa	37	Permiso.
Luisita	Alanis	Luis Alcíbar Zamalloa	19	Concesión.
1.ª amp. a N.ª S.ª A.	Alanis	Industrias Mineras S.	18	Permiso.
Primera	Guadalcanal	Luis Alcíbar Zamalloa	22	Permiso.
Pepe	Navas Concep.	Estrellas M. y M.	82	Permiso.
San Diego	Constantina	J. I. Martín Cubillas	89	Permiso.
La Primavera	Guadalcanal	Estrellas M. y M.	34	Permiso.
El Verano	Guadalcanal	Estrellas M. y M.	20	Permiso.
El Invierno	Guadalcanal	Estrellas M. y M.	40	Permiso.
El Dragón	Guadalcanal	Estrellas M. y M.	380	Permiso.
La Joya	Alanis	Estrellas M. y M.	230	Permiso.
V. de los Reyes	Guadalcanal	Estrellas M. y M.	448	Permiso.
Marile	Alanis	Estrellas M. y M.	17	Permiso.
Santo Angel	Guadalcanal	Estrellas M. y M.	22	Permiso.
Montecristo	Alanis	Estrellas M. y M.	17	Permiso.
TARRAGONA (Fig. 4.1-17.)				
Atrevida	Vimbodi	Poble Abello	6	Concesión.
Reconquista	Vimbodi	Poble Abello	6	Concesión.
Pascuala	Vimbodi	Poble Abello	6	Concesión.
Mercedes	Aljorja	Dolores Güel	6	Concesión.
Minas Poblet 2	Montblanch	Manuel Abello	36	Concesión.
Manuel	Vimbodi	Cloralita, S. A.	25	Concesión.
Amp. Blancaflor	Rindecañas	Pedro Tavarna	24	Concesión.
Poblet I	Prades	Manuel Abello	20	Concesión.
Fortuna	Prades	Esteban Obis	10	Concesión.
Porvenir	Vilanova	José Dalman	10	Concesión.
Mariano	Argentera	José Dalman	53	Concesión.
Anita	Vilanova	José Dalman	18	Concesión.
Blanca	Rindecañas	José Dalman	19	Permiso.
Amp. a Blanca	Rindecañas	José Dalman	11	Permiso.
La Milagrosa	Argentera	José Mañosa	30	Permiso.
TERUEL (Fig. 4.1-18.)				
Ana María	Albarracín	Gral. Especial M. S. A.	35	Concesión.
Primera	Mezquita	Luis Alcíbar Zamalloa	36	Permiso.
Segunda	Sta. Cruz Noguer...	Luis Alcíbar Zamalloa	75	Permiso.
Trébol	Cañizar Oliv.	Electroquímica Flu.	105	Concesión.
TOLEDO (Fig. 4.1-24.)				
Maribel	Almorox	Pablo Alonso Rato	48	Concesión.
Providencia	Camuñas	M. R. Castaños	220	Concesión.
VIZCAYA (Fig. 4.1-25.)				
Belga	Ceberio	Zacarías Arana	4	Concesión.
Santi	Carranza	Constru. Propied.	31	Concesión.
ZAMORA (Fig. 4.1-8.)				
Ambiciosa	Samir	Nicolás Maritzia P.	24	Concesión.
Astur	San Blas y otros ...	Nicolás Ugarteburu	230	Permiso.
La Fernanda	Alcañices	Manuel Gar. Alvarez	10	Permiso.
Manolo	Trabazos	Molinera Astur	128	Permiso.
Mari Carmen	Viñas	Federico Ugarteburu	100	Concesión.
Mari Ponce	Gallegos	Franc. Alonso Peña	72	Permiso.
Nicolás	Samir	Nicolás Maritzia P.	299	Permiso.
ZARAGOZA (Fig. 4.1-4.)				
Alfonso	Tobed	Baritas Tobed, S. A.	48	Concesión.
Candidita	Bijuesca	Jesús Martínez Muer	20	Concesión.
M. Asunción	Herrera Nava	Angel Albir	131	Concesión.
Sta. Bárbara	Badulles	Angel Albir	48	Concesión.
Los Dos Amigos	Tobed	José G. Sierra	32	Concesión.
Amp. a Alfonso	Tobed	Baritas Tobed	139	Concesión.

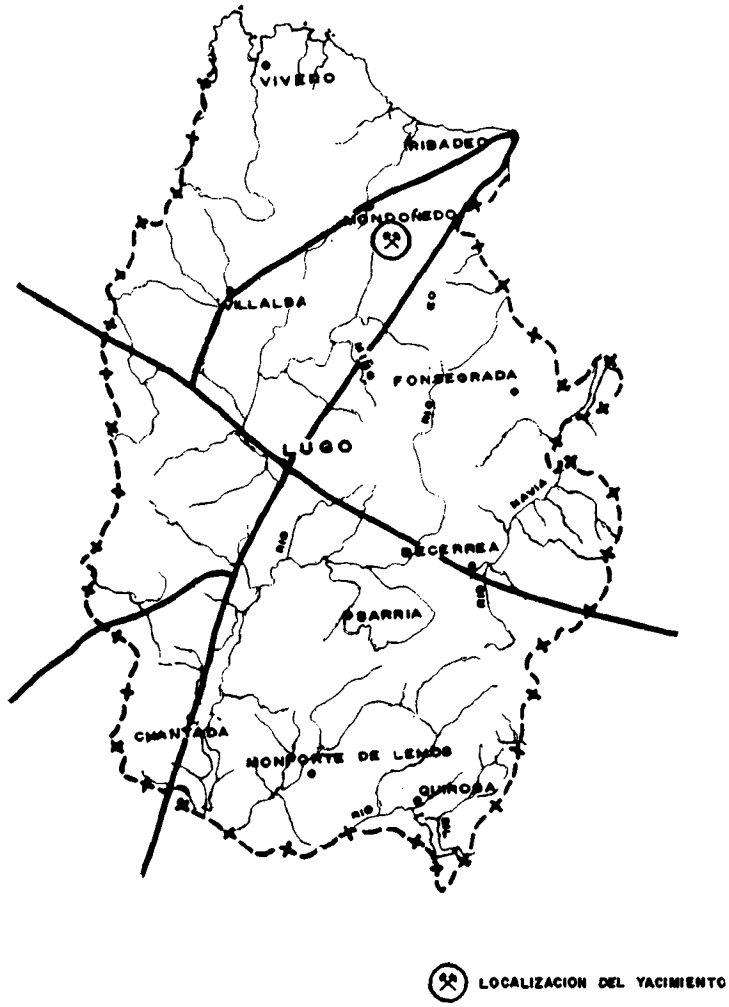
Nombre de la concesión	Municipio	Concesionario	Extensión en ha	Situación
Santo Angel	Aladrén	Lorenza Labordeta	300	Concesión.
Petronila	Badules	Tomás Sierra	35	Concesión.
Eloísa	Torrijo	Eloísa Murciano	763	Concesión.
Mari Luz	Godos	Baritas y Pigmentos	20	Permiso.
Conchita	Morata Jalón	Pedro Ramos	26	Permiso.
San José	Torrijo	Luis Alcíbar Zamalloa	387	Permiso.
San Mateo Segundo	Munebraga	Luis Alcíbar Zamalloa	42	Concesión.

TOTAL:

Permisos ..... 136 con 15.019 ha

Concesiones ..... 163 con 9.081 ha

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE LUGO



LOCALIZACION DEL YACIMIENTO

Figura 4.1-23

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE TOLEDO

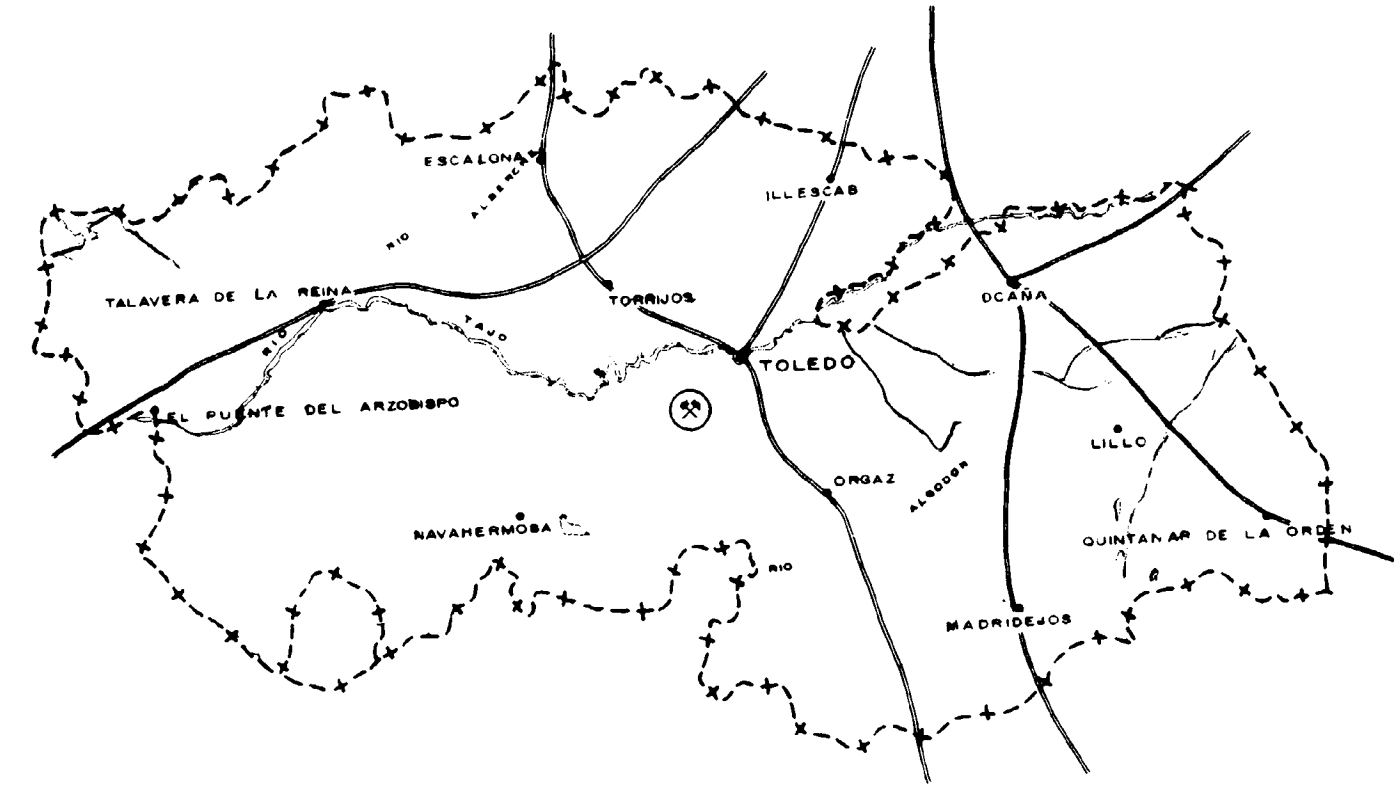


Figura 4.1-24

BARITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS EN LA PROVINCIA DE VIZCAYA

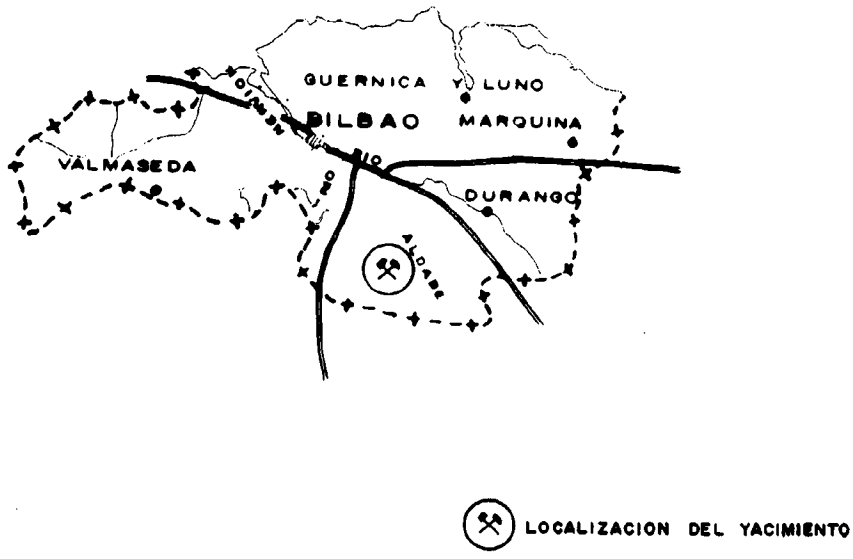


Figura 4.1-25

4.2 EXPLOTACION

4.2.1 DESCRIPCION DE LOS DIFERENTES METODOS DE EXPLOTACION ACTUALES

Uno de los mayores males que pesan sobre la minería de la barita es el aprovechamiento que se hace de sus filones sin un plan prefijado y sin una exploración previa que permita fijar el método adecuado para su laboreo y señale las profundidades convenientes, pozos y galerías para un aprovechamiento integral del yacimiento.

En muchos casos, cuando se descubre un filón, se comienza a explotar por calicatas, abandonándolas cuando su interés empieza a decrecer, bien por un estrechamiento, esterilidad o porque la profundidad a que se llega no permite seguir.

Entonces, por falta de medios y sin intentar una colaboración para su beneficio, se abandona la explotación y sólo se busca vender la concesión al mejor postor, confiando en obtener un gran beneficio sin exponer casi nada.

En los casos en que una sociedad organizada se hace cargo de un yacimiento que ya se ha explotado en parte, se encuentra con que las labores no disponen de macizo de protección, o se presentan colgadas, o sin medios de desagües o ventilación, complicándose de tal forma el laboreo por falta de organización anterior, que hace su explotación en profundidad casi prohibitiva.

En otros casos, cuando se lleva un laboreo más estudiado, se busca desde un socavón, al más bajo nivel posible, la corrida del filón, el cual se comunica con el exterior por medio de pocillos de ventilación. Si llega el caso, se hacen pozos en profundidad para poner al descubierto la zafra, explotándose por medio de galerías y realces, cuyos huecos se rellenan con los escombros de preparación. Este sistema es costoso, por eso en el caso de que los hastiales sean firmes, no se rellena el hueco, y el propio mineral se deja almacenado para ir extrayéndolo paulatinamente, dependiendo el sostenimiento de elementos auxiliares. En estos casos, es muy aprovechable la experiencia que se tenga del comportamiento del yacimiento.

4.2.2 PRODUCCION ACTUAL

La producción de barita en los últimos años ha representado el siguiente tonelaje:

Año	Toneladas	Valor de la producción vendible — Pesetas
1964	59.133	18.423.000
1965	55.465	18.848.000
1966	80.322	29.505.000
1967	50.129	26.686.000
1968	65.011	39.042.000
1969	68.585	43.540.000

4.2.3 VENTAJAS E INCONVENIENTES DEL SISTEMA

El sistema actual de explotación de la barita presenta el gran inconveniente de ser un laboreo de rapiña. Es decir, se va a por el mineral bueno, abandonando lo demás y sin preocuparse de lo que se deja ni de los inconvenientes que esto representa para una explotación ulterior en profundidad. No se tiene en cuenta las dimensiones necesarias de galerías, ni que en el transcurso del tiempo éstas van perdiendo dimensiones, con lo que la seguridad de la explotación es más eficiente.

Debido a la variación de la potencia de los filones y a sus esterilidades, el método de realces sin relleno es más económico que cualquier otro. Se adapta bastante bien a las irregularidades del yacimiento.

4.2.4 MEJORAS POSIBLES EN LOS METODOS DE EXPLOTACION

Debido a la irregularidad de la corrida de los filones de barita y a que, por lo tanto, su potencia y continuidad no pueden asegurarse, no es posible señalar de antemano un plan prefijado de laboreo, hasta que por los trabajos anteriores y previos a la explotación continuada, se conocen las distintas zonas del yacimiento.

De ahí que no pueda señalarse de una forma general el método más adecuado de laboreo y sólo indicar que éste debe hacerse, siempre que las características de la capa lo permitan, por el método de arranque por hundimiento, y si no, por relleno, y en último caso, dejando macizos para la seguridad de los trabajos.

El método de cámaras almacén es muy económico y permite una producción regular y continuada.

En caso de que los hastiales no lo permitan, es muy conveniente el método de realces con bancos invertidos y relleno, obteniéndose éste incluso de los muros del filón.

En último caso, el método de cámaras y pilares, con recuperación de éstos al final de la explotación, puede estar indicado si las condiciones lo exigen.

4.2.5 GRADO DE RECUPERACION OBTENIBLE

En la mayoría de los casos en que el grado de recuperación es bajo, se debe a una falta de investigación y sobre todo a un laboreo desorganizado.

Con un buen método es posible llegar a un 80 por 100 de recuperación o más. En algunos casos se llega al 100 por 100, escogiéndose el mineral, incluso entre los escombros, debido a la alta densidad, ya que un pequeño volumen representa muchos kilogramos y compensa la labor personal.

4.2.6 PRODUCCION FUTURA

La producción en el futuro tiende a aumentar debido a que se mantiene el consumo en las industrias en que se utiliza y éstas crecen paulatinamente.

Unido a ello, se produce el afán de los más destacados productores de barita por llegar a una más íntima colaboración mutua, naciendo entre ellos la convicción de que tal colaboración es necesaria para un mejor dominio del mercado.

La desaparición de productores de rapiña como tales es necesaria en cuanto interfieren los trabajos de otros mejor preparados técnica y económicamente. No obstante, deberán recibir la retribución adecuada por su labor al descubrir nuevos filones, pero sólo en proporción a su trabajo de explotación y en razón del mineral seguro descubierto.

Es prudente considerar que las producciones en los próximos años deben ser del orden siguiente:

Año	Toneladas/año
1970	75.000
1971	83.000
1972	90.000
1973	100.000
1974	120.000
1975	140.000

4.2.7 BENEFICIO DEL MINERAL

El mineral obtenido en bocamina debe sufrir un estrío para retirar la ganga, cuarzo, estériles, etc., y un desenlodado previo para eliminar la arcilla.

La clasificación primera del mineral se hace a base del color del mismo, destinándose la barta blanca para su micronización y empleo en pinturas, de alto valor comercial y la barita rosada o no blanca para su empleo como barita química, lodos de sondeos, carga del caucho, fabricación de cristal, etc. El color blanco del mineral de un yacimiento revaloriza considerablemente la producción.

El mineral se lleva a la planta de preparación y recibe un machaqueo previo a la introducción en el molino de bolas, para su trituración a tamaños inferiores y posteriormente diversos tipos de molienda fina hasta llegar al tamaño subtamiz, por medio de aparatos especiales (molino pendular, de rulos, etc.) y separación por aire.

En el caso de que el mineral contenga sílice, se separa por flotación, que requiere ensayos previos hasta llegar al óptimo.

En todos los casos el mineral se seca en secadores horizontales. Para la barita blanca hay que tomar las precauciones necesarias para evitar la contaminación por hierro, empleando molinos de revestimiento cerámico y bolas de silex.

Para obtener la barita blanca de alto grado hay que blanquearla por medio de ácido sulfúrico o ácido clorhídrico.

Es de consideración primordial la realización de plantas de preparación de barita de un modo integral y aprovechar todos los tipos de barita para dar las diversas calidades que puedan obtenerse. De esta forma, las minas tendrán una producción regular, al tener asegurada la compra del mineral de una forma continua, lo que les permitirá realizar un laboreo más racional. Además, las fábricas consumidoras no tendrán que importar ciertos tipos de barita al producirse en España.

4.3 OBJETIVOS QUE SE PRETENDEN CUBRIR

4.3.1 PROGRAMA PREVISTO EN LOS PROXIMOS AÑOS

La primera fase a realizar debe ser la racionalización de las explotaciones para un aprovechamiento integral del yacimiento.

Consecuencia lógica de lo anterior debe ser la agrupación de los principales productores de mineral de barita bruta y llegar a un acuerdo de colaboración para tratar cada filón, con independencia de las diversas concesiones circundantes que impidan una minería racional, bien por no ser el yacimiento de una concesión lo suficientemente extenso para realizar las inversiones necesarias, bien porque agrupando en una sola extracción y continuidad los diversos filones, se pueden ahorrar gastos innecesarios, dar una mayor producción y seleccionar desde una sola dirección la explotación adecuada de las distintas calidades de mineral bruto que se presenten.

El laboreo de la barita está muy ligado al tipo de mineral que se encuentre. La calidad, mineral blanco o mineral rosado, influye notablemente en el precio de venta. Cada tipo debe tratarse independientemente en plantas de preparación adecuadas y situadas en puntos que valoren, de una parte, los distintos centros de suministros, y de otra, las posibilidades de ventas.

Como el mineral bruto lleva una parte de ganga, de fácil eliminación, hay que separarla en bocamina o bien en puntos próximos a un conjunto de minas, buscando el centro de gravedad ponderado según la producción de cada una, y de esta forma rebajar costos de transporte a las plantas de preparación definitiva, clasificando previamente el mineral de una forma adecuada a las necesidades y posibilidades de cada planta de tratamiento.

Toda concesión de explotación de barita debería integrarse con las adyacentes o próximas para facilitar el correspondiente laboreo. En el caso de que la concesión esté aislada de otras, debe hacerse ver al minero la conveniencia, en su propio interés, de tratar de dar una producción determinada y venderla a la planta de preparación que más acorde esté con la distancia a ella y con los intereses de ambos para tratar la calidad del mineral.

La administración vigilará la marcha de los permisos de investigación y exigirá el cumplimiento fiel de la Ley y Reglamento de Minas para que se proceda en las pertenencias concedidas según lo aprobado. Se tendrá muy en cuenta la posible existencia de cotos mineros, que resulten en beneficio de un laboreo y producción acordados según las necesidades de cada momento, conjugando los intereses coyunturales y que más beneficien a la nación.

4.3.2 PROGRAMA DE INVERSIONES A REALIZAR

Por la diversidad de zonas y productores y la falta de empresas importantes que pudieran señalar sus futuras inversiones, sólo se pueden indicar a título orientativo como deseable y necesario para mejorar la minería de la barita y aumentar la producción y su valor en divisas las siguientes cifras.

	Pesetas
Mejora y racionalización de minas existentes	122.500.000
Realización de tres modernos lavaderos	60.000.000
Servicios auxiliares y transportes .	43.000.000
TOTAL	225.500.000

4.3.3 PROGRAMA DE FINANCIACION

Para hacer frente a las inversiones señaladas, se estima prudente considerar las siguientes cifras, como las posibles a obtener de una manera fácil e interesante, para que las previsiones de producción pudieran cumplirse.

	Pesetas
Inversión privada	30.500.000
Créditos privados	45.000.000
Financiación oficial mediante créditos	150.000.000
TOTAL	225.500.000

4.4 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

Casi el 50 por 100 de la producción de barita en España se destina a la exportación y, dentro de ésta, está en mayor proporción la de mineral bruto, con lo que deja de revalorizarse un mineral que tratado en la correspondiente planta duplicaría, y más aún, su valor con las baritas blancas micronizadas.

No obstante, los aumentos posibles en la producción de las minas de barita dependen exclusivamente del comercio de exportación, al que hay que cuidar extremadamente. El empleo principal es en lodos de perforación de sondeos petrolíferos, que consumen el 70 por 100 de la producción mundial de barita. De la importancia de estos sondeos y la proximidad a los puntos de producción depende su crecimiento y, por tanto, las fluctuaciones del mercado e igualmente de las relaciones comerciales que puedan influir en las compañías investigadoras, quienes, por otra parte, suelen disponer de parte de las minas productoras, o están asociadas con sus propietarios, y, por tanto, adquieren de los mismos la barita que consumen en las perforaciones.

Por ello, los más importantes suministradores de barita para lodos de sondeos a las grandes compañías petrolíferas, que en resumen se podrían reducir a una decena, venden la barita propia, así como la que compran a otros pequeños suministradores en las circunstancias de lugar, de transporte, etc., que les permitan obtener el más bajo precio posible.

En la actualidad los sondeos del Mar del Norte, de Africa y Extremo Oriente favorecen la producción de barita, por lo que es muy conveniente seguir muy de cerca las investigaciones petrolíferas, así como su intensidad e importancia.

Otro empleo de la barita, muy interesante por su mayor precio, es el que de ella se hace en pinturas como carga y extendedor. También como carga se emplea en la fabricación del vidrio, caucho, linóleum, plásticos, frenos, pigmentos, medicina, refino del azúcar, insecticidas, etcétera.; las especificaciones varían en cada caso, en cuanto a condiciones físicas, peso específio, granulometría y color, prefiriéndose en todo caso la barita blanca por naturaleza. El consumo de barita para estos usos no varió mucho en los últimos años.

En la fabricación del vidrio se emplea la barita simplemente triturada o pulverizada para añadir a la masa fundida, en donde actúa como un flujo oxidante y decolorante. Se emplea, también, en ciertos tamaños para fabricar hormigón de alta densidad para las centrales nucleares, laboratorios y unidades de rayos X en hospitales.

La barita es la materia prima para productos químicos a base de bario, tales como el «blanco fijo» o sulfato de bario precipitado, carbonato de bario y cloruro de bario, cuyo uso aumenta constantemente, pero en cantidades pequeñas.

La fabricación del litopón, gran consumidor de la barita, decrece paulatinamente debido a la competencia del dióxido de titanio; en Estados Unidos ha desaparecido prácticamente y en Europa se cierran o se transforman cada vez más fábricas dedicadas a ello.

La comercialización de la barita, en resumen, exige un conocimiento amplio de la industria de las investigaciones petrolíferas, disponer de minas y plantas de tratamiento situadas estratégicamente, además de un complejo sistema de distribución mundial con personal adecuado y eficiente.

Esto se lograría mediante la creación en España de un solo grupo que aúne y defienda los intereses de los múltiples productores, con la suficiente solvencia, seriedad y tesorería para llevarlo a cabo en el mercado mundial.

Otra solución sería la unión a uno de los grupos mundiales, con la suficiente garantía, que salvaguarde los intereses nacionales y asegure un consumo anual que vaya gradualmente en aumento.

España está situada inmejorablemente desde el punto de vista geográfico y esto de por sí ya tiene un valor.

4.4.1 MERCADO INTERIOR Y EXTERIOR

El mercado interior de la barita se centra en el suministro de barita pulverizada a los fabricantes de pinturas, a las fábricas de vidrio y para la obtención de linóleum, caucho, productos farmacéuticos y productos químicos del bario, cuyo tonelaje representa unas 20.000 toneladas al año; puede considerarse normal un aumento gradual de esta cifra en un 10 por 100 anual.

El porvenir, no obstante, está en la exportación, teniendo en cuenta que si el mercado exterior sufre variacionales anuales que dependen, como se ha dicho, de las perforaciones petrolíferas, también hay que considerar los demás usos y, entre éstos, el empleo en hormigones de alta densidad puede representar una cifra muy importante.

Los tonelajes importados por Inglaterra en los últimos años, a quien España suministra ya cantidades considerables, procedentes de Europa, Norte de Africa y China, son:

1964	1965	1966	1967	1968	1969
Importaciones procedentes de España:					
9.300	15.000	14.000	9.000	7.000	10.500
Otras importaciones (Barita bruta):					
38.000	55.000	47.500	30.900	18.000	30.900
(Barita molida):					
9.000	12.000	9.800	20.800	15.300	25.000
Totales importados por Inglaterra:					
47.000	68.000	57.300	51.700	33.800	55.900

Los principales suministradores a Inglaterra, y por este orden, son: Marruecos, España, Italia, Alemania y China.

El mayor productor de Europa es Alemania, con más de 400.000 t de barita vendible, de la que exporta más del 25 por 100.

Francia produce unas 100.000 t por año, pero las consume dentro del país e incluso importa otras 80.000 t procedentes de Alemania, China, España y Marruecos. Sin embargo, de este producto importado, exporta barita micronizada a diferentes países en una cantidad aproximada a las 15.000 t por año, a precio muy superior al del mineral bruto importado.

Italia tuvo una producción espectacular en 1968: 205.000 t, en comparación con las 85.000 t que extrajo en 1964, debido al establecimiento en el país de dos grandes suministradores mundiales en las zonas de Sardinia y

Cagliari. Actualmente ha decrecido la producción, pero en el año 1969 ha exportado 39.749 t de barita cruda, de las que EE. UU. compró 32.254 t.

Otros productores europeos son: Rumania, Polonia, Yugoslavia y Bulgaria; Polonia produce unas 50.000 t; Rumania unas 150.000 t, cuya mayor parte exporta a Rusia, e igualmente hace Bulgaria, con una producción de 50.000 t.

Rusia es un posible gran consumidor de la barita que se produce en España, estimándose que sus necesidades de barita para lodos de sondeos son del orden de 550.000 toneladas al año; dos tercios de esta cifra las produce en el país, en Georgia y Kazakhstan, y el resto lo importa, alcanzando estas importaciones en los últimos años a las siguientes cifras:

Años	Toneladas
1966	141.700
1967	143.100
1968	179.800

Una pequeña parte de este tonelaje procede de España.

Un productor destacado también es Marruecos, como se refleja en el siguiente cuadro:

	1965	1966	1967	1968	1969
Producción	103.880	106.255	90.518	78.160	85.000
Exportación	104.000	91.506	101.230	81.657	75.000

Unidad: t.

La exportación de Marruecos va dirigida principalmente a Estados Unidos, con unas 42.000 t; a Inglaterra, con 17.500 t, y a Francia, con 4.800 t.

Grecia tiene una producción superior a las 150.000 t, de las que un tercio se muele en el país y el bruto se exporta a Estados Unidos, Norte de Africa y Extremo Oriente.

So producción ha sido (en toneladas):

1964	1965	1966	1967	1968
118.587	131.361	149.257	148.753	188.000

Otros países que pueden mencionarse son:

Argelia, con una producción creciente que en 1969 fue de 52.000 t y un consumo interior de unas 15.000 t en sondeos.

Túnez, con unas 20.000 t/año.

Pakistán exporta a EE. UU., pero su producción es pequeña y sin gran interés, debido a los elevados costos de transporte hasta puerto.

La India, con una producción de 51.718 t en 1968, exporta, pero tiene altos precios por el transporte hasta puerto.

Corea del Norte exporta a Rusia más de 90.000 t/año.

También se cuentan entre los países productores Tailandia, Filipinas y Australia.

Japón no produce en cantidad suficiente. Su consumo se cifra en unas 80.000 t, y su producción en 55.000 t. La mayor parte de la importación la realiza de China.

Distinta consideración merece América del Norte y del Sur.

En EE. UU. las grandes exploraciones petrolíferas han hecho surgir una industria potente de barita, que no da la producción suficiente para las necesidades de lodos de sondeos. Además, otros grandes consumidores, como las industrias de pintura, vidrio, caucho y química del bario, unida a la anterior, hacen que el consumo en este país de barita bruta y molida en 1969 se estime en 1.300.000 t; no obstante, sólo el 65 por 100 de esta producción es suministrada por sus minas.

Las importaciones de barita bruta en los EE. UU. han sido en los últimos años las siguientes y procedentes de los países que se indican:

Países	1964	1965	1966	1967
Norteamérica:				
Canadá	141.800	155.700	181.000	134.000
México	188.600	243.200	212.000	133.000
Suramérica:				
Brasil	—	11.100	—	—
Perú	117.900	104.000	95.000	71.000
Europa:				
Grecia	24.500	11.800	11.000	37.000
Irlanda	63.500	80.400	116.000	58.000
ESPAÑA	8.600	—	—	—
G. Bretaña	—	43.500	10.000	76.000
Yugoslavia	14.100	8.700	—	—
Italia	7.600	—	8.000	8.000
Africa:				
Marruecos	33.200	48.200	45.000	49.000
Argelia	—	—	11.000	17.000
Asia:				
Turquía	—	5.700	10.000	25.000
TOTAL	599.900	712.200	699.000	532.000

Las plantas de tratamiento que reciben la barita bruta están situadas en la costa Este y sobre todo en la del Golfo.

A pesar de un derecho de importación en EE. UU. sobre la barita de 1,78 dólares por tonelada larga, los envíos que reciben les resultan más económicos que la propia producción, ya que en los últimos años ha habido un rápido incremento de los salarios y de los precios de transporte por ferrocarril, por carretera y por vía fluvial.

Las importaciones de barita en los EE. UU. oscilan frecuentemente, debido a las fluctuaciones de las perforaciones petrolíferas; no obstante, este país es un cliente en potencia de barita española, pero hay que tomar precauciones en el sentido de que no todas las demandas que reciben son reales, pues en muchos casos son intermediarios de Nueva York que dimanan de una misma orden y al llegar a Europa pueden producir el impacto de ser varios pedidos, siendo, en realidad, uno solo. Hay que cuidar en todos los casos la calidad de la barita ofrecida y procurar que el tonelaje a enviar sea grande para obtener precios de flete bajos.

Canadá dispone de muy buenos yacimientos y exporta a USA, Venezuela, etc. Diversas compañías norteamericanas trabajan en este país.

Méjico produce unas 300.000 t/año de barita, que se tratan en plantas de preparación de Houston (Estados Unidos).

El transporte es un factor importante en el mercado de la barita, y debido a las facilidades del Canal de Panamá, Perú, ha conseguido ser el tercer suministrador de Estados Unidos, con unos envíos anuales de casi 100.000 t.

Otros países productores son Venezuela, Colombia, Brasil y Argentina.

La estadística del mercado exterior español de barita en los dos últimos años es la siguiente:

Países	1969				1968			
	IMPORTACION		EXPORTACION		IMPORTACION		EXPORTACION	
	T.	Valor en miles de pesetas	T.	Valor en miles de pesetas	T.	Valor en miles de pesetas	T.	Valor en miles de pesetas
Alemania R. F.	520	3.091	17.946	17.234	312	1.792	9.567	6.200
Francia	421	2.178	1.977	1.838	368	1.892	2.908	3.850
Reino Unido	6	33	9.173	9.869	—	—	5.462	5.063
URSS	—	—	12.525	11.480	—	—	17.730	15.850
Italia	—	—	—	—	—	—	7.000	6.500
Suecia	—	—	—	—	—	—	676	494
Libia	—	—	—	—	—	—	2.200	1.683
Países Bajos	—	—	—	—	—	—	1.002	836
TOTAL	947	5.302	41.621	40.421	680	3.684	46.545	40.476

4.4.2 COMPETENCIA CON OTROS MINERALES

El empleo de barita en la fabricación de pinturas encuentra un fuerte competidor en el dióxido de titanio; por otra parte, mientras las pinturas se expendan por peso, la barita es muy importante, debido a su alto peso específico. Pero cuando las pinturas se venden por volumen, la barita es sustituida por otros minerales de baja densidad aparente, como los bentones, attapulgita, etc.

En los otros usos no tiene competencia, por lo que su empleo seguirá estimándose como imprescindible.

4.4.3 POSIBILIDADES DE AUMENTO DE LOS MERCADOS DE BARITA

Como puede observarse en el panorama mundial, es difícil predecir con seguridad el mercado futuro, pero refiriéndose concretamente a las posibilidades que tiene España de aumentar su producción, vistas las producciones y consumos de los principales países, hay que decir, sin lugar a dudas, que España puede y debe duplicar su producción de barita y al mismo tiempo incrementar su valor en divisas por este concepto, y no sólo exportar mineral bruto, sino también producto molido.

Las producciones futuras quedarán empequeñecidas si junto a la unión de los productores de barita se suma una acción comercial dirigida hacia Estados Unidos, Rusia e Inglaterra, quienes pueden consumir el mayor tonelaje de barita de procedencia española.

Dada la situación geográfica de Córdoba y Badajoz, no muy lejana de Málaga y Huelva, respectivamente, permiten una fácil y económica salida al mar. Se debe promocionar y ayudar la investigación en estas zonas para poder llegar a una mayor producción, y proceder al estudio sistemático para descubrir nuevos filones que sean interesantes en puntos cercanos a puertos marítimos que puedan acoger barcos del orden de 10.000 t.

Para ayudar a aumentar las ventas y, por tanto, la producción, una de las más importantes compañías americanas que intervienen en el campo de la barita parece que intenta desarrollar su experiencia en España.

4.4.4 PRECIOS INTERIORES Y EXTERIORES

El precio de la barita bruta y estriada en bocamina oscila entre 400 y 800 ptas/t, según su calidad. Es más apreciada la barita blanca y, para lodos de sondeos, la de densidad no inferior a 4,25.

Transportada a planta de tratamiento y molida por debajo de 325 mesh (44 micras), según su blancura tiene precios envasada «en fábrica» entre 2.500 y 4.000 ptas/t.

El mercado internacional ofrece los siguientes precios:

En Gran Bretaña:

Barita molida, blanca, para pinturas, 96 - 98 por 100 de SO_4Ba, con el 99 por 100 por debajo de 325 mesh en pequeños lotes de 10 t., 29-32 libras esterlinas/t.

Barita micronizada, mínimo 99 por 100 inferior a 20 micras, 41 libras esterlinas/t.

Barita bruta, 90-98 por 100 de SO_4Ba a granel CIF, 13-17 libras esterlinas/t.

Barita para lodos de sondeos, molida, peso específico 4,2 sobre comprador, 30-35 dólares USA/t.

En Estados Unidos, por tonelada corta, FOB punto de embarque lotes completos:

Barita grado químico, estriada, 95 por 100 SO_4BA, 1 por 100 Fe, 22,50-23,50 dólares.

Si va envasada, lleva un aumento de 3 dólares por envase de 10 libras.

Barita molida obtenida por vía húmeda, 99,5 por 100 SO_4Ba, 325 mesh, en envase de 50 libras, 55-78 dólares.

Barita molida para lodos de sondeos, 83-93 por 100 SO_4Ba, 3-12 por 100 Fe, peso específico 4,20-4,30, 31-36 dólares.

Barita importada, peso específico 4,20-4,30 bruta, a granel, CIF puertos de la costa del Golfo, 17-20 dólares.

Idem. procedente del Canadá, 14 dólares.

Idem. pero molida, en envases de 100 libras, por tonelada corta, 20 dólares.

Barita para la industria del vidrio con mínimo del 96 por 100 de SO_4Ba y máximo de 0,5 por 100 de Fe_2O_3, la tonelada corta: a granel, 26 dólares; envasada, 29 dólares.

4.5 PROBLEMAS CON QUE SE ENFRENTA EL SECTOR

4.5.1 DE INFRAESTRUCTURA

Como los yacimientos de barita normalmente se ponen de manifiesto de una forma superficial, se encuentra el explotador con las dificultades que presenta el propietario del terreno, con el que hay que llegar a un acuerdo, que a veces por elevadas exigencias de éste hacen casi insuperable la expropiación. Resolver esta cuestión cuando el yacimiento es de interés no presenta grandes dificultades.

Más importante es la mayor o menor proximidad en que se encuentran las vías de comunicación. En general, hay que hacer caminos para llegar al centro productor; a veces, la lejanía desvaloriza un yacimiento por el mayor coste en el transporte. Influye, como antes, para resolver esta situación, la calidad y cantidad del mineral; el coste del transporte, en cualquier caso, debe ser el más bajo posible.

Como son puntos aislados, es necesario llevar la energía eléctrica. No siempre las líneas en donde se toma la corriente tienen la suficiente capacidad de suministro y es necesario reforzarlas.

Las provincias de Córdoba y Badajoz, las mayores productoras hasta el momento, poseen un clima seco, que impide la disponibilidad de agua abundante para el desenlodado de la barita; los escasos riachuelos existentes van secos la mayor parte del año, exigiendo el desenlodado en las proximidades de un río de mayor importancia, bien aprovechando el agua del desagüe de la mina, si lo hay, aunque por desgracia no se cortan manantiales tan fácilmente. La solución de este problema está en situar plantas móviles de preparación previa para un conjunto determinado de pequeñas minas, que sumen una producción prefijada, y desde aquí enviar la producción bruta a las verdaderas plantas de preparación integral a instalar.

En el caso de que la mina exija fortificación, la madera necesaria hay que traerla de Huelva o Galicia, ya que en Córdoba, por ejemplo, no hay disponibilidades de estemples de madera.

Por ello, en todos los casos en que sea posible, debe realizarse la explotación por hundimiento o si éste no es factible con relleno.

4.5.2 SOCIALES

Dada la relativa lejanía en que se encuentran por lo general los yacimientos de barita de lugares habitados, a veces 15 km o más, el reclutamiento de personal se hace difícil.

La posible solución a base de un transporte diario comunitario sólo es permisible en función del yacimiento; pueda ser acertada la construcción de alojamientos en barracones. La calidad de la mano de obra para este tipo de yacimientos no es excesivamente cualificada, exigiéndose principalmente peones mineros, definidos por la reglamentación para las minas de fosfato, azufre, talco y otras, en donde la barita se incluye.

4.5.3 ECONOMICOS

Independientemente de la calidad del mineral, aunque es claro que una barita blanca siempre tiene venta, las minas que venden su producción de una manera fija y determinada a una planta de preparación presentan una marcha económica segura y desahogada.

Las fluctuaciones del mercado no las puede soportar el minero sin la correspondiente ayuda, y llega a cerrar la mina, con la consiguiente casi pérdida definitiva de la explotación si no obtiene ayuda crediticia.

La solución a este problema está en llegar a una cooperación y unificación de los diversos productores por grandes zonas, que puedan tener un fin común y proximidad geográfica. Desde todos los puntos de vista, tanto particular como nacional, es preferible mantener una producción determinada durante toda la vida de la mina a un precio remunerador, pero no alto, que sólo vender en algunas ocasiones aunque sea a un precio excepcional.

4.5.4 COMERCIALES

Como queda indicado anteriormente, la asociación de los mineros de barita es necesaria; actualmente ni en la provincia de Córdoba existe una explotación de capacidad y eficiencia suficiente que pueda permitirse el lanzar una comercialización integral para la exportación. Es necesaria la colaboración del minero y de la correspondiente planta de preparación para organizar una buena explotación y obtención de las diversas calidades posibles a introducir en el mercado internacional de la barita. Aunque los minerales no sean de alta calidad, una buena selección en mina puede dar un gran porcentaje de mineral adecuado para la correspondiente preparación.

Esta comercialización estará casi resuelta cuando los contactos que actualmente existen entre los más destacados mineros de barita cristalicen en una sociedad de mayor importancia, que absorba las pequeñas producciones de los de menor importancia y determine producción y calidades a cada productor, asegurando una compra continuada del mineral; entonces podrá salirse al mercado europeo con un mayor empuje, garantizando suministros abundantes, regulares y de calidad.

4.6 CONCLUSIONES

Existen en España suficientes indicios de mineral de barita en numerosas provincias para estimar que las reservas superan los cinco millones de toneladas. Esto representa un valor medio en venta del orden de los seis mil millones de pesetas, para los que se exigiría una inversión de 225,5 millones de pesetas, con unos posibles ingresos en divisas anualmente del orden de dos millones de dólares

por la venta al mercado exterior de unas cien mil toneladas, cantidad que podría aumentar progresivamente.

De este modo se llega, tras del estudio que precede, a la siguiente conclusión:

Es necesario llevar a cabo una Acción Concertada en el sector minero de la barita, para agrupar mineros colindantes y zonales, unificar criterios de explotación, especificar producciones, tipificar productos por zonas y comercializar bajo un solo mando la exportación de barita, en todos sus grados, y conseguir del Banco de Crédito Industrial los fondos necesarios (195.000.000 de ptas.) para hacer frente a la acción de concierto.

5. BAUXITA

5.1 INTRODUCCION

A pesar de ser el aluminio uno de los metales que con mayor abundancia se encuentra en la corteza terrestre, el único mineral utilizable para su obtención es la bauxita, cuyas reservas van reduciéndose con rapidez. Geográficamente este mineral se encuentra en países muy subdesarrollados en los que, tanto por no existir energía eléctrica ni calorífica a costos aceptables, como por su inestabilidad política, hace no sea aconsejable el establecimiento de factorías metalúrgicas para su beneficio integral.

En este mineral, su interés económico y técnico queda limitado por el tanto por ciento de sílice contenido.

Las bauxitas españolas, con un 15 por 100 mínimo de sílice, no han podido ser aprovechadas, a pesar de los diferentes ensayos realizados por la industria privada, para el beneficio de su alúmina. Su situación geográfica en la Península se ha limitado a Cataluña, Teruel y pequeños indicios en León y Murcia.

La producción mundial de aluminio (de primera fusión) ha sido en los últimos años:

Años	Miles de toneladas
1961	4.581
1962	5.033
1963	5.475
1964	6.080
1965	6.610
1966	7.277
1967	7.953

Su variación ha sido siempre creciente y su distribución por países, con producción destacada, siempre referida a aluminio de primera fusión, es la siguiente:

Países	1964	1965	1966	1967	1968
EE. UU.	2.316	2.198	2.691	2.965	2.970
URSS	1.000	1.200	1.300	1.350	1.350
Canadá	765	762	823	885	892
Japón	266	296	337	382	478
Noruega	261	276	330	362	470
Francia	316	340	363	361	366
Alem. Federal .	220	324	244	253	257
Italia	115	124	128	128	142
China	80	90	100	115	120
India	56	64	84	96	120
Ghana	—	—	—	49	110
Polonia	48	47	55	92	100

FUENTE: Statistical Summary of the Mineral Industry (U. K.).

El consumo de aluminio de primera fusión en España ha aumentado en los últimos años según la serie siguiente:

Años	Miles de toneladas
1957	14.4
1958	16,3
1959	29,6
1960	29,0
1961	34,4
1962	43,5
1963	47,5
1964	40,6
1965	53 3
1966	64,7
1967	78,5
1968	88,9

Este fuerte crecimiento, especialmente a partir de 1962, hace prever un gran consumo de metal en el futuro, con el consiguiente aumento en el desequilibrio de la balanza de pagos, ya que la totalidad de la alúmina utilizada para su transformación en aluminio es de procedencia extranjera, con un coste de 90-100 $/t.

Al no existir en la actualidad explotaciones de bauxita, la presente monografía se reduce necesariamente a un anteproyecto de su posible futura explotación. La descripción de las explotaciones e instalaciones existentes, común a todas las monografías del Programa Nacional de Explotación Minera, será una obligada laguna en la presente.

En España existe una pequeña producción local de bauxita, del orden de 5.000 toneladas anuales, que al no ser adecuada para ser transformada en aluminio se utiliza en la fabricación de sulfato alúmina —depuradores de agua— e hidrato de alúmina —excipiente en fármacos—, así como en fabricación de cementos y abrasivos.

5.1.1 BOSQUEJO HISTORICO

España, país con una gran historia minera que se remonta a muchos siglos antes de nuestra era, ha acudido recientemente al mercado y minería de la bauxita, tanto por la escasez de minerales nacionales de calidad como por la reciente creación de sus instalaciones metalúrgicas del aluminio. Esta historia tiene la brevedad de su duración, que no alcanza tres décadas.

La falta de historia en esta minería no priva al país de la posibilidad de un futuro esperanzador en el mercado del aluminio. La escasez, por agotamiento de las reservas de bauxita explotables con las técnicas actuales,

hace que los grandes grupos que dominan el mercado mundial del aluminio encaminen los esfuerzos de su investigación a la obtención del metal partiendo de bauxita de alto contenido en sílice, prácticamente de arcillas ricas en alúminas, esfuerzos que al parecer se han visto premiados con resultados altamente satisfactorios.

La confianza de que en un futuro próximo las reservas conocidas de bauxita en la Península tengan un mercado aceptable hace necesario un inventario de las mismas y obliga al país a forzar la investigación no sólo de bauxita de esta calidad, sino de algunas inferiores que hasta la fecha han sido completamente despreciadas.

En esta confianza, y teniendo en cuenta que el aluminio ocupa el primer lugar entre las sustancias prioritarias de primer orden, la investigación de las bauxitas pobres conocidas y de las posibles existentes en todo terciario marino es un ineludible deber de la minería española.

5.1.2 GENESIS DEL MINERAL

Existen dos tipos de yacimientos de bauxita de características muy diferentes:

a) Depósitos de bauxitas que arman sobre rocas silicatadas, tanto eruptivas como metamórficas.

b) Depósitos de bauxitas que descansan sobre carbonato, caliza o dolomía.

En los depósitos de bauxita que arman sobre rocas silicatadas influye su posición siempre en contacto con rocas ricas en Al_2O_3 y pobres en SiO_2 y FeO, como son, por ejemplo, las sienitas nefelínicas, basaltos o doleritas y esquistos metamórficos. Un ejemplo de estos yacimientos es el de Arkansas, formado por capas extensas y poco potentes que descansan sobre sienitas o en estratos superpuestos a ellas. Dentro de las capas de bauxita se diferencian una parte superior, que es de variedad pisolítica y granítica, y otra parte, en contacto con la roca eruptiva, que es caolinizada; otro detalle importante es que nunca hay testigos de rocas extrañas; el hierro se aloja en la envolvente externa de los yacimientos. La superficie en este yacimiento es la de una penillanura con un largo período de erosión que debió abarcar todo el Cretáceo, y fue interrumpido en el Terciario por unas pequeñas transgresiones marinas, que aportaron las calizas margosas existentes, volviendo a emerger a final del Terciario. El yacimiento es de gran uniformidad, con los depósitos siempre colocados sobre la roca eruptiva, dejando cubierta ésta por una capa de bauxita con una potencia variable entre 0 y 12 m, siendo en su mayor parte de 3 a 4,50 m de espesor.

La composición media del yacimiento es:

	Porcentaje
Al_2O_3	63
SiO_2	2,25
Fe_2O_3	1,95
H_2O	32,10

Para explicar la formación de este tipo de yacimientos existe la teoría que a continuación se expone.

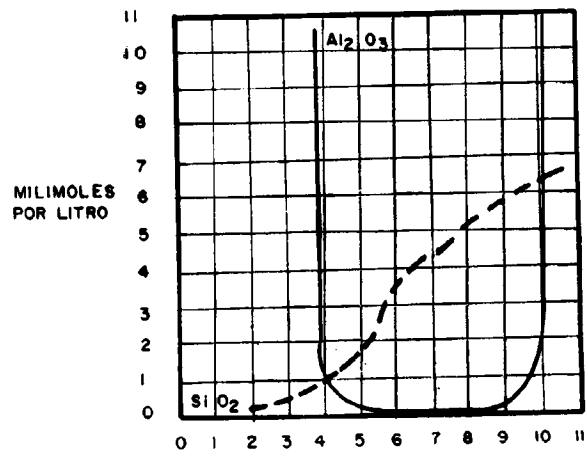
El primer problema que se plantea es el tipo de formación alóctona o autóctona. No cabe duda de que la formación se ha realizado *in situ*, ya que se observa el paso a laterita aluminosa.

En cuanto a la génesis de la bauxita, a partir de la sienita, habrá que justificar la desaparición de gran parte del hierro y de la sílice.

La desaparición del hierro se debe a que éste se suele encontrar en forma férrica, que por la acción de las soluciones acuosas cargadas de carbonatos alcalinos y ácido carbónico que alteran los silicatos dobles, y simultáneamente de los componentes orgánicos, generalmente el ácido húmico de las aguas hidrostáticas que reducen el hierro de la forma férrica a ferrosa, le hacen entrar a formar parte de la corriente de aguas hidrostáticas como carbonato ferroso. Igualmente cualquier otro compuesto de hierro de forma no saturada también es reducido, y todo el hierro en forma de Fe_{2+} soluble emigra.

Justificación de la desaparición de la sílice: la lluvia con el bióxido de carbono y el aire en disolución, al entrar en la zona alta del yacimiento, toma del suelo ácidos orgánicos y carbonatos alcalinos. Una vez neutralizado el oxígeno, queda una disolución reductora con un pH débilmente ácido o ligeramente básico; nos encontramos, pues, en la zona de pH entre 5 y 8 precisamente donde el Al_2O_3 es más insoluble y, en cambio, la sílice presenta una solubilidad relativamente alta, como se puede observar en el diagrama de solubilidad de sílice y alúmina (Fig. 5.1 - 1). En estas condiciones la disolución arrastra la sílice, quedando la alúmina.

BAUXITA: DIAGRAMA DE SOLUBILIDAD



SOLUBILIDAD DE SILICE Y ALUMINA EN FUNCION DE pH

Figura 5.1-1

Una variación del pH puede producir la deposición de la sílice transportada o una mayor disolución, dependiendo del sentido de ésta.

El hierro transportado en disolución por las aguas se depositará cuando encuentre unas condiciones adecuadas. Su deposición dependerá tanto del pH como de los aniones presentes en la disolución. Así no es de extrañar que el hierro rodee los yacimientos de este tipo, como es el caso de Arkansas.

La composición de este tipo de bauxitas según Febrel es:

	Porcentaje
Al_2O_3	50
SiO_2	2/15
Fe_2O_3	5/15
Humedad	5/25

Las condiciones esenciales para la formación de estos criaderos son:

— Clima tropical o subtropical con lluvias periódicas. El clima tropical no es necesario para que se realice la lateración, pero influye en la intensidad con que se realiza.
— Antigüedad e importancia suficiente de la erosión, sin la cual no es posible obtener un yacimiento de cierta categoría.
— Drenaje para que pueda emigrar el agua y la sílice contenida en ella.
— Ausencia, por protección, de posteriores erosiones que diseminarían el producto.

Una nota común en estos yacimientos es la abundancia de gibsita $Al_2O_3 + 3H_2O$, aunque puede aparecer bohemita $Al_2O_3H_2O$.

Estos yacimientos dan origen a grandes masas de mineral. Constituyen la mayor parte de las reservas minerales actuales en Arkansas (EE. UU), Guayana e India.

En el caso de depósitos sobre rocas de carbonatos que se acostumbra a llamar «Kársticos», el mineral se encuentra sobre un muro carbonatado más o menos carstificado. Son muy frecuentes a lo largo de toda la cuenca mediterránea, encontrándose en Turquía, Yugoslavia, Italia, Francia y España.

Se presentan en dos tipos:

— Lentejones de bauxita más o menos alargados que en Francia corren de este a oeste y en España de noreste a sureste.
  Esto se puede observar en la banda de Bras-Val Vins-Vieux-Canet (Francia) y en la región subpirenaica de España, entre otras.
— Bolsadas más o menos aisladas de dimensiones relativamente reducidas. Esto impide prácticamente su explotación económica.

5.1.2.1 Situación geológica

Los yacimientos de Val y subpirenaicos reposan geológicamente sobre un terreno que emergió durante el Albense. Estudios paleogeográficos recientes indican que los yacimientos de Val están sobre el llamado istmo duranciense.

Los muros de las bauxitas son tanto más antiguos cuanto más se alejan hacia el norte y el noreste. Esto es debido a que la erosión es más intensa y más duradera cuanto más hacia el noreste, como consecuencia de que la transgresión del Cretáceo superior en más y más tardía, según J. Aubouin y G. Mennessier (1963).

Así, en Cataluña reposan sobre dolomías jurásicas; cerca de Toulón, sobre un Urgoniense; sobre un Jurásico superior en Mazauges (Francia), y sobre un Jurásico medio, Barthoniense, en el sector de La Gagere y Peygros.

Los techos de las bauxitas son tanto más recientes cuanto más lejos de la costa marina que existía cuando empezó la transgresión del Cretáceo superior.

Así, en los yacimientos subpirenaicos, en el sinclinal de Mazauges, y en el de Val, los techos son formaciones santonienses, calcáreas o areniscas o pudingillas.

En el sector de Vins-Peygros son arenas pertenecientes al Campaniense, y en el situado al este de Barjols-Tavernes depósitos fluviales y lacustres del Eoceno inferior.

5.1.2.2 Hipótesis genéticas

Desde que se descubrió la bauxita de Baux por Berthier (1821), las hipótesis genéticas han sido numerosas y variadas:

a) Hipótesis hidrotermales.
b) Hipótesis sedimentarias o aluviales.
c) Hipótesis aluviales.
d) Hipótesis de una autoctonía relativa.

a) *Hipótesis hidrotermales*

Supone una fuente hidrotermal que transporta a la bauxita y la deposita al llegar a la superficie. Hoy totalmente rechazada.

Fue defendida por Coquand (1871), Daubree (1869), Fabre (1870) y Callot (1880).

b) *Hipótesis sedimentarias o aluviales*

El primero en atacar la teoría hidrotermal, defendiendo la sedimentaria, fue en 1881 L. Dieulafait. Suponía el mineral como un sedimento particular, resultado de la llamada formación fundamental; pensaba que las partículas aluminosas y ferruginosas procedentes de la alteración de los feldespatos, y que se encontraban en suspensión, fueron depositadas más o menos lejos, suponiéndola un sedimento alóctono transportado, es decir, que la laterita ferruginosa y aluminosa se desmonta, transporta y sedimenta como bauxita previamente formada.

Esta teoría fue unánimemente aceptada, principalmente por A. de Lapparent (1893), A. de Lacroux (1909), E. Haug (1911), L. de Launay (1913).

La hipótesis del origen sedimentario, con algunas variaciones, ha tenido recientemente algunos defensores:

— H. Ermart (1956) considera que la bauxita proviene del desmantelamiento de perfiles lateríticos, siendo después de haber sufrido un afino químico cuando se depositan sobre las calizas y dolomías.
— S. Caillere y Th. Pobeguin (1965) suponen que los materiales suministradores de la bauxita han sido transportados en forma de disoluciones verdaderas y en razón a la modificación del pH precipitaron en la superficie de las rocas carbonatadas.
— E. Roch (1959) y L. Valenton (1966) defienden que los materiales origen del mineral provienen de la descomposición de los macizos cristalinos vecinos, transportados en forma de partículas arcillosas por el viento (Roch) o por vía acuosa (Valenton), estando ambos de acuerdo en que el material fue bauxitizado después de su deposición sobre las rocas carbonatadas.

Todas estas teorías son sedimentarias, pero difieren en un punto importante: el sitio de formación de la bauxita.

c) *Hipótesis aluviales*

La propuso por primera vez G. Dolfuss en 1904, pero no tuvo éxito hasta que J. de Lapparent (1924) afirmó que la bauxita es una formación aluvial que deriva de una arcilla de descalcificación, transcurriendo su evolución, en gran parte, dentro del lugar mismo de liberación.

J. de Lapparent tuvo una gran aceptación mundial y se sumaron a su teoría G. Corry (1939), S. Fabre (1940),

E. Raguin (1934), M. Gignoux (1936, 1943, 1950 y 1960 en las diferentes ediciones de su tratado de Geología estratigráfica) y H. G. Termier (1952).

Todos ellos defienden la evolución-transformación de caliza o dolomía en bauxita, y que esta evolución tendría su fase de transición en la «terra rosa» que tiene una relación Al_2O_3-SiO_2 entre 1/2 y 2, mientras que normalmente esta relación no alcanza el 1/2.

d) *Hipótesis de «autoctonía relativa» o «parautoctonía»*

Esta teoría explica en dos períodos la formación de bauxita.

En el primer período se produce la acumulación de materiales en las depresiones.

En el segundo período la lateración de los materiales, arcillas de descalcificación o sedimentos residuales procedentes de las rocas madres, calizas, dolomías, margas o calizas arcillosas.

Estos dos períodos permiten alcanzar espesores de capa considerables, a veces hasta 15 metros, cosa que la teoría autóctona de J. de Lapparent no demuestra claramente.

Esta hipótesis ha sido defendida, entre otros, por G. Denizot (1934), P. Georges (1935), B. Geze (1940), J. G. de Weisse (1964), A. F. de Lapparent (1949), L. Lutaud (1957), A. Bonte (1958), C. Duboul Razavet y G. Perinet (1964), P. J. Combes (1966), P. Routhier (1963) y G. Millot (1964).

Existe una variación de esta teoría que se aproxima a la expuesta en 1881 por Dieulafait, en la que se supone que la bauxita estaba ya formada cuando llegó al lugar de su sedimentación en un perfil latirítico ferruginoso y aluminoso preexistente, pero continuando durante el transporte y sedimentación de la bauxitización. Así lo expuso J. Nicolas en su trabajo en «Mineralium Deposita», de 29 de noviembre de 1967.

Discusión

Las teorías que parecen más atrayentes son las aluviales, pero a pesar de ello han estado abandonadas por un largo período de tiempo, debido a que la bauxita se caracteriza por su finura de grano, no presenta caracteres de sedimentación acuosa ni fósiles.

Pero estas observaciones han sido rechazadas por el estudio realizado por J. Nicolas sobre los yacimientos del Este del Valle del Rhone, en los que ha observado que hay brechas dentro de las capas de bauxita, luego no existe la finura de grano.

Estudios de microfauna de estas brechas han permitido fijar su formación como lacustre, ya que existen fósiles en la bauxita, tales como gasterópodos y rhinchonelas, y que los yacimientos son detríticos sedimentarios en medio acuoso, pudiéndose distinguir los diferentes episodios.

Luego queda demostrado su origen aluvial, pero pudo ocurrir que en el transporte de la bauxita, quizás realizado en varias etapas, haya continuado la laterización incluso durante el período de sedimentación, ya que existen oolitos que por su forma parecen indicar su nacimiento en el medio sedimentario.

J. Nicolas llega a afirmar que el conjunto de yacimientos del sureste de Francia están formados por un perfil invertido de una laterita bauxítica de coraza.

Extensión

Estas teorías, que han sido expuestas, en su mayoría, para justificar el origen de los yacimientos franceses, se pueden muy bien extenderlas a todos los de la cuenca mediterránea, por sus características comunes.

Se encuentran todos ellos circundando el Mediterráneo; en España, en Murcia, Castellón y región subpirenaica; en Francia, Provenza; y continuando en Italia, Yugoslavia y Turquía, formando un arco más o menos paralelo al perfil de la orilla del Mediterráneo; están formados en el período de tiempo comprendido entre la gran regresión cenomanense y la transgresión del Cretáceo superior, teniendo unos muros tanto más viejos cuanto más duradera es la erosión y unos techos tanto más jóvenes cuanto más tardía es la transgresión; todos los yacimientos tiene al muro de la formación calizas o dolomías y domina en su composición mineralógica la bohemita $Al_2O_3\,H_2O$.

Estas características, y siguiendo el principio geológico de que unos mismos hechos provienen de unas mismas circunstancias, hacen suponer para todos ellos un origen autóctono relativo, como supone J. Nicolas. Hay que hacer notar que para afirmarlo con seguridad habría que estudiar cada yacimiento en particular.

5.2 SITUACION ACTUAL DEL SECTOR

España, hasta la fecha, no ha dispuesto de bauxitas aprovechables para la obtención de aluminio metal. El tradicional método Bayer, a pesar de las mejoras técnicas introducidas en sus cien años de existencia, no permite el tratamiento económico de bauxitas con un porcentaje de sílice superior a 4 unidades.

El creciente consumo de este metal influye, por su procedencia totalmente de importación, de una manera inquietante en la desfavorable balanza de pagos del comercio exterior de España.

Independientemente de este importante factor, la situación internacional del suministro de mineral presenta unas características peculiares que hacen inestable e incontrolable por el consumidor su mercado por las razones siguientes:

- La industria del aluminio es un oligopolio con un máximo de diez grandes empresas, cuya actividad se extiende desde la propiedad del yacimiento a la venta del producto manufacturado, formando un bloque único frente al país consumidor, aunque entre ellas existan importantes diferencias y fricciones. Al no existir competencia por la razón anteriormente citada, el consumidor se encuentra en manos de los proveedores, que fijan precios y calidades de acuerdo con sus únicos intereses económicos. La estructura vertical de la industria del aluminio convierte al consumidor de alúmina en un competidor de productos manufacturados. Esta faceta que convierte al comprador en un competidor de ese «trust», hace que los contratos de compra de alúmina adquieran una dureza excepcional dentro del comercio de materias primas.
- Los contratos a largo plazo no gozan de garantía ni seguridad en el precio del mineral por la inestabilidad política de los países en que se encuentran los mayores yacimientos, siendo ésta una de las razones usadas por las empresas suministradoras para una revisión más o menos unilateral de cualquier contrato.
- Las largas distancias de los yacimientos a los centros de consumo encarecen su costo y obligan a transportes de gran tonelaje 60.000 a 100.000 t.

— Este transporte impide, en el caso de nuestro país, la obtención del metal a partir del mineral, obligando al consumo de la alúmina, que eleva el gasto en divisas al pagar los gastos de obtención de esta última, ya que los minerales son tratados en la Bayer, en las proximidades del lugar de origen. Por esta razón, INI y Pechiney desistieron en 1960 de instalar una fábrica de alúmina, partiendo de bauxitas de importación.
— Todo este conjunto de circunstancias, unido a una compleja política económica, ya que los consumidores de alúmina españoles tienen una gran mediatización en los precios de compra por la participación extranjera de su capital social, Aluminio de Galicia, en que Pechiney cuenta con una importantísima cartera de valores, y Endasa, con 20 por 100 aproximadamente de capital en manos de Alcán (Aluminium Limited, Canadá), complican y forman un precio político para la tonelada de alúmina puesta en España.

Estas circunstancias, quizá muy crudamente expuestas, obligan a esta ponencia del Programa Nacional de Explotación Minera, a presentar los siguientes hechos, que debidamente estudiados pueden ser la solución del problema económico que la industria del aluminio crea en la economía nacional.

a) Actualmente, con transportes reducidos, es posible aprovechar económicamente las bauxitas españolas.

b) El capital de instalación de una fábrica de alúmina, capaz de tratar las bauxitas de baja ley en Al_2O_3 y altas en sílice, es un 20 por 100 inferior al de una Bayer tradicional para un mismo volumen de 300.000 t/año.

c) El coste de fabricación de una tonelada de alúmina, partiendo del precio de mineral puesto en fábrica, es un 5 por 100 menor para los minerales nacionales, con un transporte inferior a 100 km, que el que resultaría con un teórico mineral de importación, considerablemente encarecido por el transporte.

Con estas premisas es viable la solución del problema industrial del aluminio nacional. En una primera visión bastante panorámica, la ponencia expone las siguientes consideraciones:

La Allied Chemical Corp. patentó hace pocos años el procedimiento Genal, que permite tratar bauxitas pobres atacándolas con ácido nítrico a presión y alta temperatura, para precipitar posteriormente la alúmina y recuperar para su recirculación mediante un catalizador el 98 por 100 del ácido nítrico empleado. Esta patente fue vendida a la Reynols, que actualmente la emplea en una fábrica de 200.000 t/año de alúmina.

España dispone de unas reservas estimadas en 100 millones de t de bauxita con el 36 por 100 de Al_2O_3 en la zona de Baceite-Fuentespalda (Teruel), al parecer aptas para ser tratadas por el procedimiento Genal.

A la vista de estas dos consideraciones, el estudio de viabilidad de una fábrica de alúmina en la costa de Tarragona, en las proximidades de la central nuclear de Vandellós, debe acometerse con la celeridad que el problema de la importación de alúmina aconseja.

Esta instalación, que en principio se ubicaría en la zona citada, contaría con las siguientes ventajas:

— Posibilidad de trabajar con bauxitas nacionales y extranjeras por su situación en la costa y a menos de 100 km de los yacimientos de mayor cubicación que existen en España.
— Punto de gran concentración de energía eléctrica. Existen una central nuclear en construcción y otra en proyecto.
— Posibilidad de utilización de la energía calorífica de refrigeración de la central nuclear en su procedimiento térmico.

Teniendo en cuenta que en el próximo quinquenio es muy posible exista un importante déficit en la producción mundial del aluminio, la Administración debe promocionar, interesando tanto al capital español como extranjero, el estudio e instalación de una factoría productora de alúmina, atendiendo a las siguientes premisas, que se recogen posteriormente en las recomendaciones de las ponencias:

— Necesidad manifiesta de contar con una independencia en la fabricación de aluminio. Cualquier recomendación en contra, avalada con promesas de beneficiosos contratos de venta a largo plazo, hecha por proveedores de alúmina debe ser estudiada con gran desconfianza.
— La fábrica debe ser capaz de tratar minerales nacionales o extranjeros.
— Debe tener un volumen superior a las 200.000 t/año.
— El costo de obtención de la tonelada de alúmina puede y debe ser igual o inferior a la de importación.
— Deberán respetarse los intereses de las industrias establecidas del aluminio que deberían participar en la capitalización del negocio.
— El capital que se estima necesario para su construcción es de 2.500 millones de pesetas.

5.3 ESTUDIO DE LOS YACIMIENTOS NACIONALES

Los yacimientos más importantes de España se encuentran situados en el noreste de la Península y especialmente en las provincias de Barcelona, Tarragona, Lérida, Teruel y Castellón (Fig. 5.3 - 1).

Existen pequeñas manifestaciones de bauxita en Murcia e indicios de lateritas en la provincia de León.

Para su descripción se agrupan en el noreste de la Península tres regiones bien diferenciadas por su geología zonal, aspecto y composición mineral:

Región Subpirenaica.
Región Central.
Región Sur.

La región Subpirenaica se encuentra en la provincia de Lérida; la Central, en las de Barcelona y Tarragona; y la Sur, en las de Tarragona, Teruel y Castellón.

Aparecen en la provincia de Murcia, como se ha dicho anteriormente, pequeñas manifestaciones en la sierra de Pedro Ponce o del Buitre, al norte de la sierra de Espuña, en los términos municipales de Zarzadilla de Totana y Mula. Los indicios de León son prácticamente desconocidos en el momento de redactar esta monografía.

Las bauxitas españolas tienen, desgraciadamente, como característica común el elevado tanto por ciento de sílice, que las hace inexplotables por el método tradicional de tratamiento.

La característica general de todos los yacimientos es que se encuentran interestratificadas y son de edad mesozoica.

Los yacimientos de las regiones Subpirenaica y Central son bolsadas o lentejones, bien por su origen o por ser restos de yacimientos más importantes que han sido erosionados.

En la región Sur, especialmente en el sector de Beceite-Fuentespalda, es donde por primera vez se encuentra una gran capa de bauxita que por su extensión y potencia permite una explotación a cielo abierto mecanizada, capaz de producir durante bastantes años el mineral necesario para abastecer una posible futura fábrica de alúmina en sus proximidades.

5.3.1 REGION SUB-PIRENAICA

La zona bauxitífera Subpirenaica se encuentra enclavada en la provincia de Lérida, en una franja de unos 100 km de longitud, con una serie de afloramientos alineados de SO a NE y que va desde la sierra de Montroig, en Camarasa, hasta Josa del Cadí, al norte de Tuxent, en el nacimiento del río la Vansa, comprendiendo la mayor parte de la cuenca del Segre.

Para su estudio se dividirán en tres zonas de oeste a este, que son:

— Sector Tuxent-Aliña-Alsina, Fornols.
— Sector Peramola Baronia del Rialp.
— Sierra Alós de Balaguer-Sierra de Montroig.

El conjunto en la región se caracteriza por ser una gran laguna estratigráfica que afecta al Jurásico y al Cretácico inferior. En toda esta región de terrenos mesozoicos y del Terciario inferior, el terreno más antiguo que aflora es el Triásico superior o Keuper, en facies de margas irisadas, calizas dolomíticas y yesos del Retiense, en la sierra de Montroig, y en el resto el Lias, que aflora con bastante potencia y mucha extensión; sobre este Lias se encuentran unas calizas, dolomías y calizas dolomíticas en gruesos bancos, casi litográficas, que por algunos geólogos son consideradas como jurásicas y que otros las clasifican como urgo-aptenses.

5.3.1.1 Sector Tuxent-Aliña-Alsina, Fornols

En este sector, con numerosos afloramientos que se extienden de este a oeste desde el nacimiento del río Vansa, en Josa del Cadí, al pueblo de Aliñá, se hicieron por la Alquimia, C. A., en los años de 1950 a 1960 una serie de reconocimientos que, sin llegar a completar el estudio de la zona, sólo permiten estimar una cubicación inferior a las esperanzas que esta compañía había puesto en ella (Fig. 5.3 - 2).

Existen en el sector las siguientes concesiones:

	Hectáreas
San Felipe	212
San Miguel	405
Santa Marta	205
San Carlos	115
San Juan	1.181
Ampliación San Isidro	50
Ampliación San Pedro	64
Ampliación Santa Marta	146
Ampliación San Luis	142
San Luis	56
María de las Nieves	25
TOTAL	2.601

ENUMERACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE LOS AFLORAMIENTOS

Afloramiento de Castell Budó: En el camino de Tuxent a Josa del Cadí y en la ribera derecha del río Josa, en el paraje de dicho nombre se encontraron derrubios de bauxita y abundantes pisolitas, que indujeron a la Alquimia C. A. a realizar unas pequeñas labores de investigación, que cortaron pequeños lentejones de bauxita. No se llegó claramente a comprobar la unión entre estos lentejones y otros que aparecen en una cota 80 m inferior a la anterior, por lo que la cubicación es muy aleatoria.

Afloramiento de Fuente de Gallinó: En la concesión San Miguel y en la Fuente de Gallinó, recubierto por unas areniscas albenses, se encuentra un manto bauxitífero sobre calizas dolomíticas. El afloramiento, que tenía 10 m de longitud, fue investigado por pequeñas labores mineras, poniendo a la vista una capa de 20 m de longitud por 10 m de anchura, de buzamiento N; la continuación del yacimiento y su enlace con los afloramientos existentes a 250 m al oeste no quedó demostrada, pues nunca llegaron las labores a enlazar con el afloramiento de La Peguera ni con el afloramiento de Fontanellas, que se encuentra a 200 m al norte del anterior.

Afloramientos de la ribera izquierda del río la Vansa, Cortal de la Vila, Bruguera y Pineda: Entre el molino de Fornols y Tuxent, al sur del río de la Vansa, se encuentran tres grupos de afloramientos en dirección de NO a SE, con un muro de dolomías liásicas y techo de calizas, al parecer campanienses; 500 m aguas arriba se encuentran los afloramientos llamados de Bruguera, también parcialmente investigados.

Los afloramientos de La Pineda forman una banda al este de los anteriores y al noroeste del Molino de la Farga. Es el afloramiento más espectacular por su extensión, unos 200 m, y, por esto, en el que mayores trabajos mineros de investigación se realizaron en su día. Los resultados no fueron muy esperanzadores, ya que el lentejón acuñaba a pocos metros de profundidad.

Afloramiento de Coll de la Olla: Al noroeste de los anteriores, y cerca del Molino de Vansa, existe un pequeño afloramiento a poca distancia del camino de Fornols al Coll del Port de Compte, que en principio se pensó podía unirse al de Ponsá, en la mina San Juan.

Afloramiento de la Salamandra: Se encuentra en el barranco que baja del Cortal de Ponsá y en el interior de un espeso bosque, que creó dificultades administrativas para su investigación.

Al sur de los anteriores se encuentra el yacimiento de Coll del Port de Compte, en la carretera de Tuxent a San Lorenzo des Murunys, en el puerto del mismo nombre, y en la concesión María de las Nieves se encuentran unos afloramientos cuya importancia se reduce a que fueron los primeros yacimientos de bauxita encontrados en la zona. El mineral encaja en unas calizas jurásicas con ammonites y una arenisca albense.

Siguiendo la alineación de los afloramientos Gallinó, Peguera, Fontanelles, Pineda, Ponsá y Cortal del Gil, en la concesión San Pedro, existen unos afloramientos en el barranco de Cavoc muy numerosos y espectaculares que en principio hicieron pensar en una importante masa de bauxita, pero que pequeñas labores mineras de investigación demostraron la pequeña importancia de los lentejones investigados (Figs. 5.3 - 3, 5.3 - 4, 5.3 - 5, 5.3 - 6 y 5.3 - 7).

Siguiendo en dirección oeste, en el barranco Barulle existen también interesantes afloramientos en posible co-

BAUXITA: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS

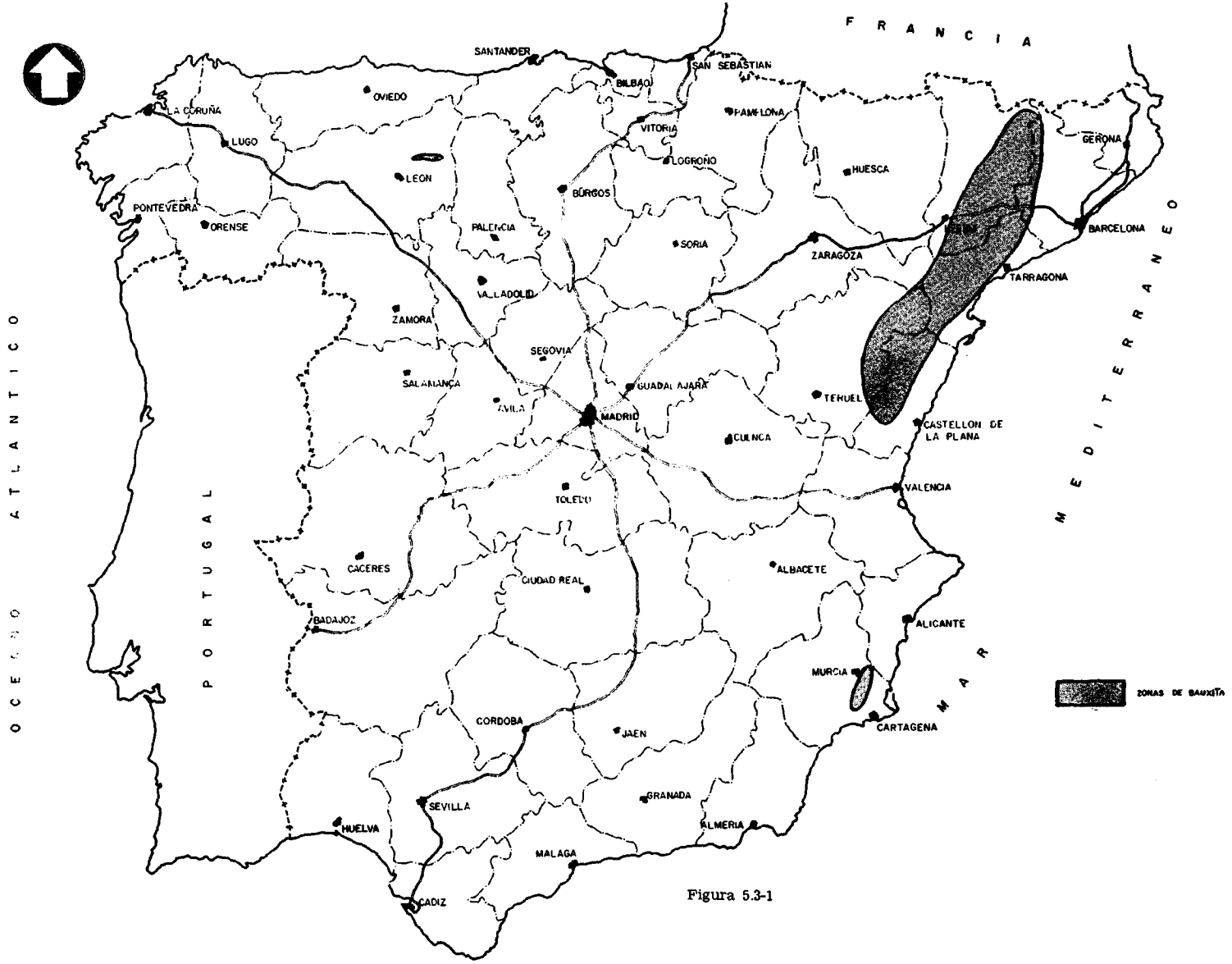


Figura 5.3-1

BAUXITA: PLANO DE LA CUENCA MINERA DE BAUXITAS DE TERUEL

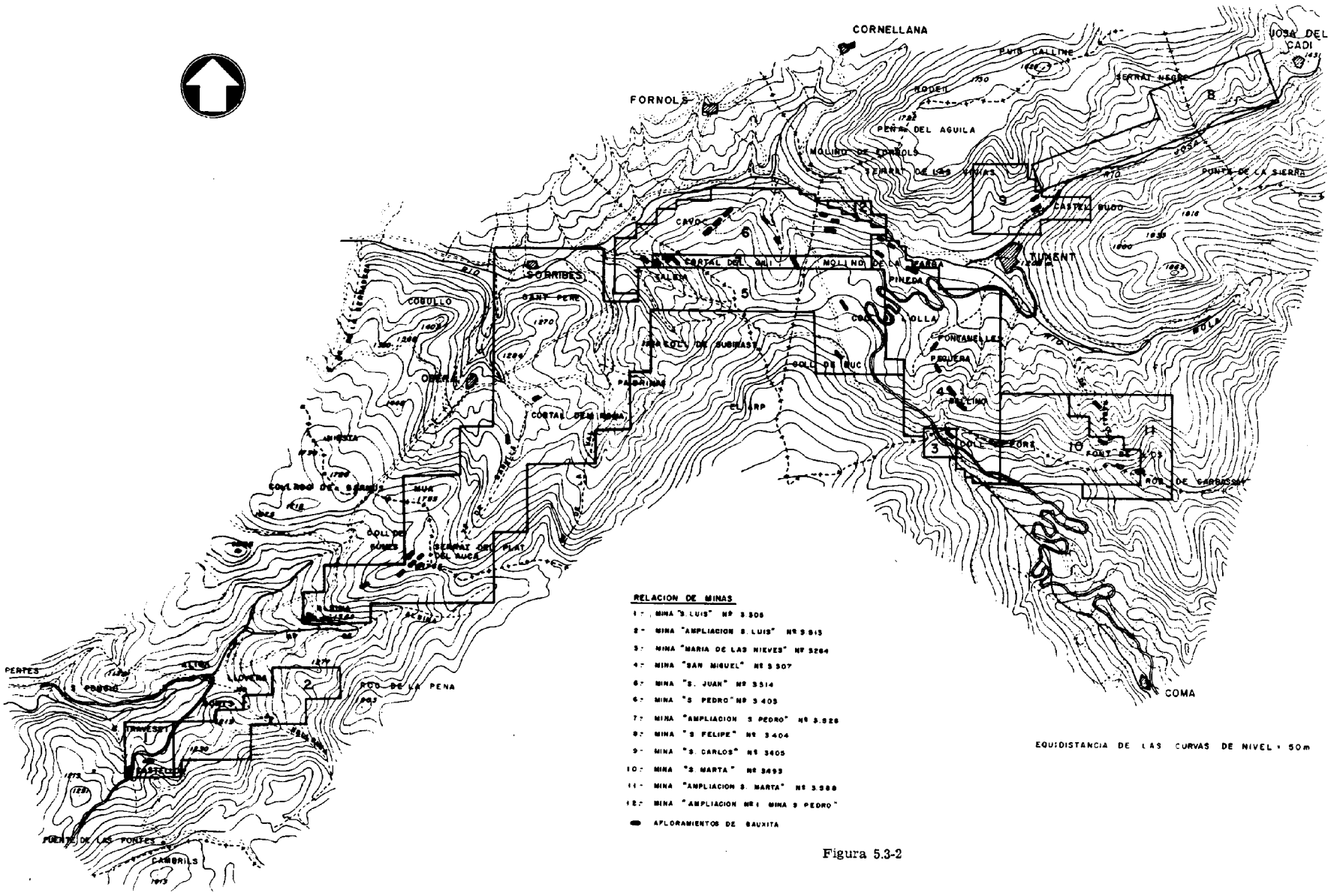


Figura 5.3-2

PLANO DE INVESTIGACION PONSA-TUXENT

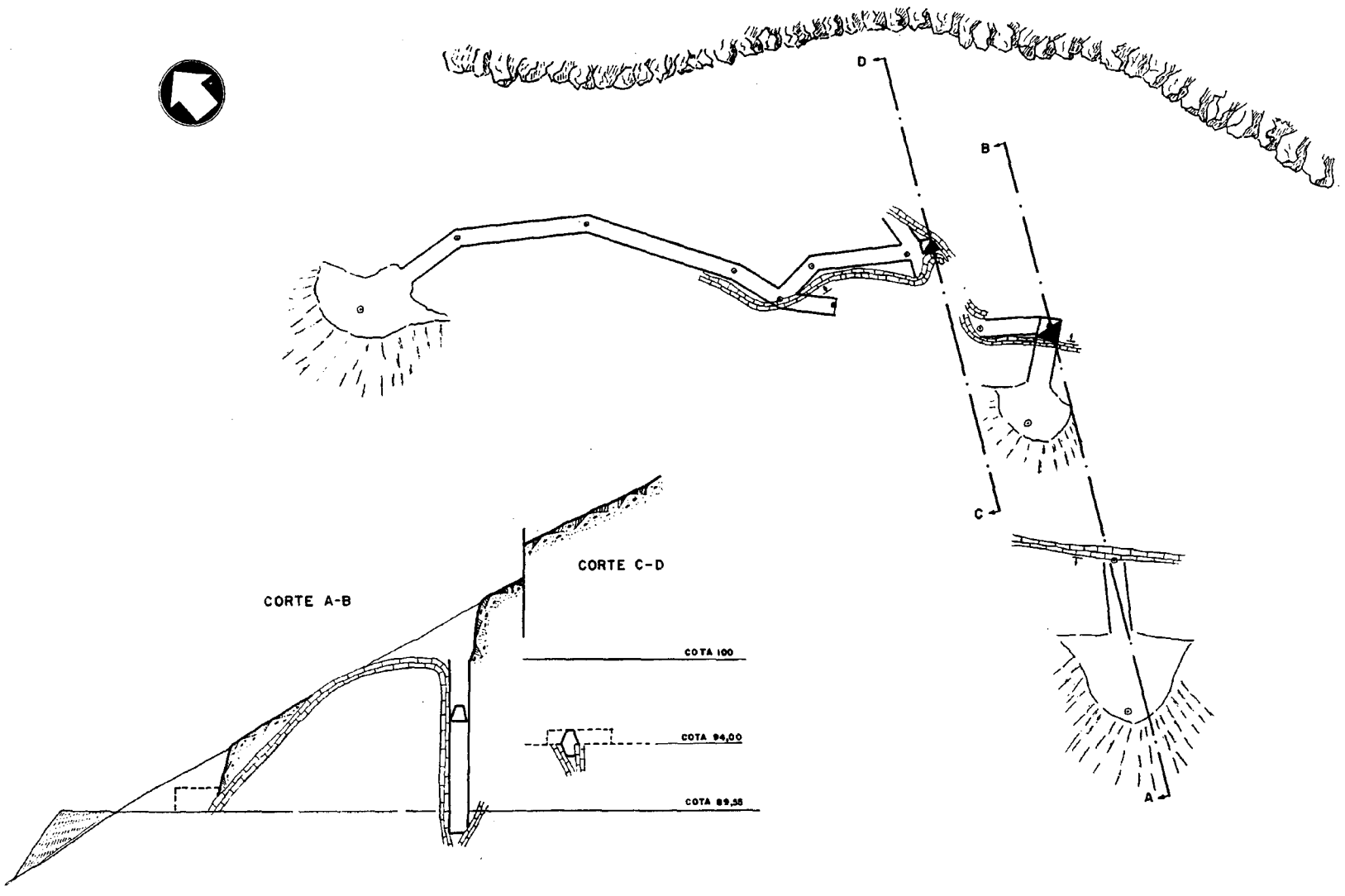


Figura 5.3-3

PLANO DE INVESTIGACION PEGUERA-TUXENT

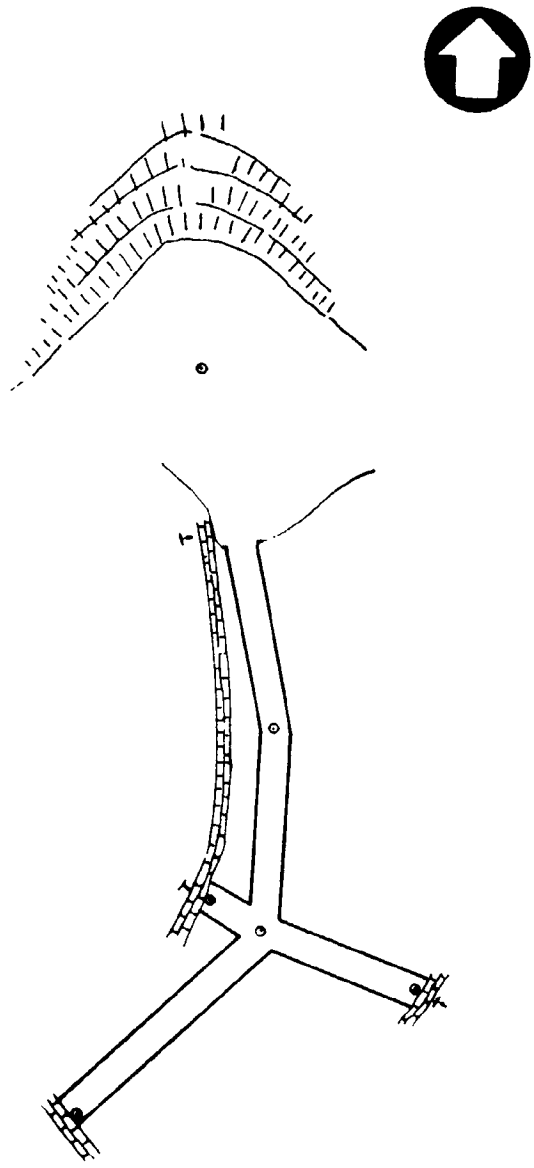


Figura 5.3-4

PLANO DE LABORES DE LA MINA SAN PEDRO «TUXENT»

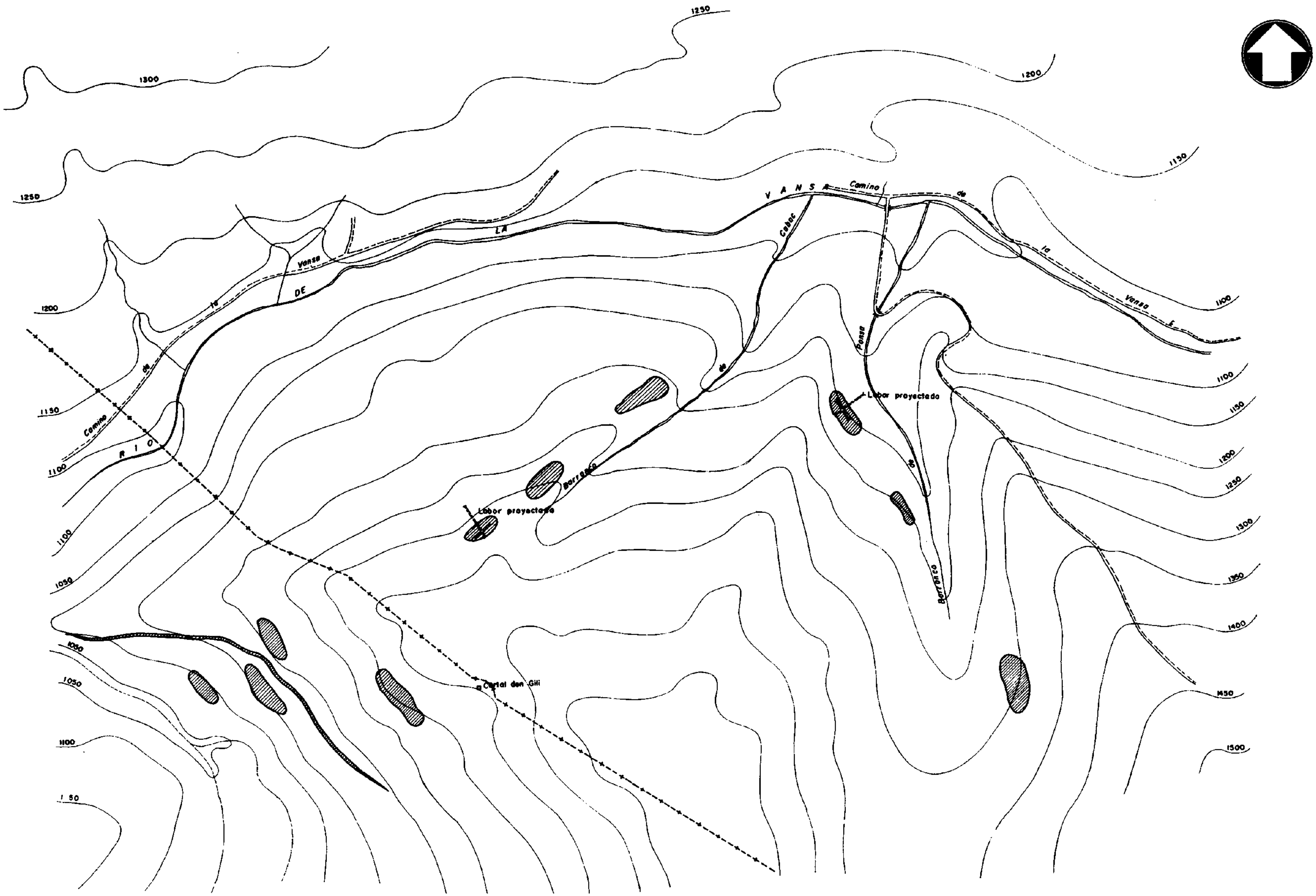


Figura 5.3-5

MINA MARIA DE LAS NIEVES. PLANTA Y CORTES

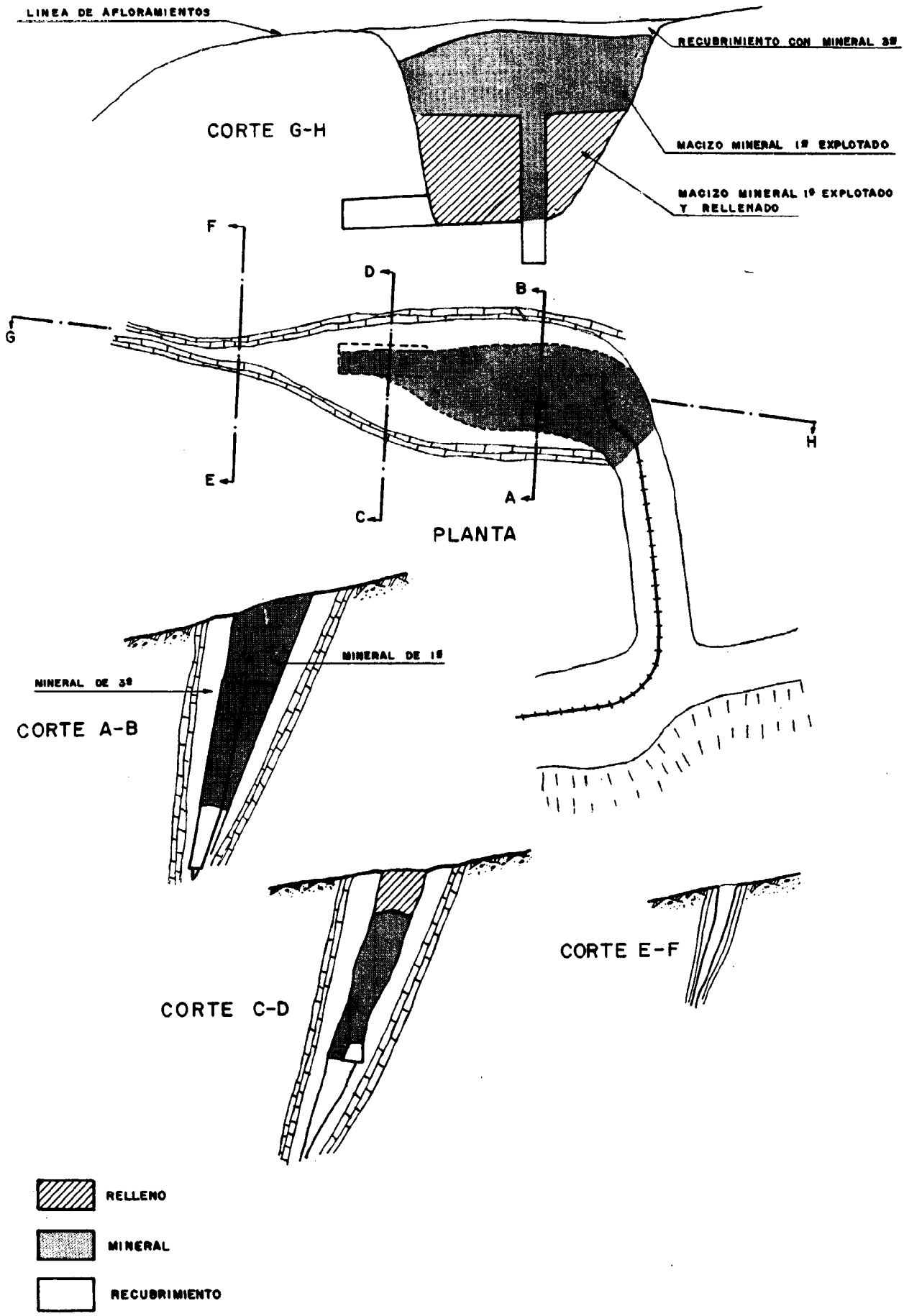


Figura 5.3-6

ESTADO EN QUE HAN QUEDADO LAS LABORES CABO-TUISENT

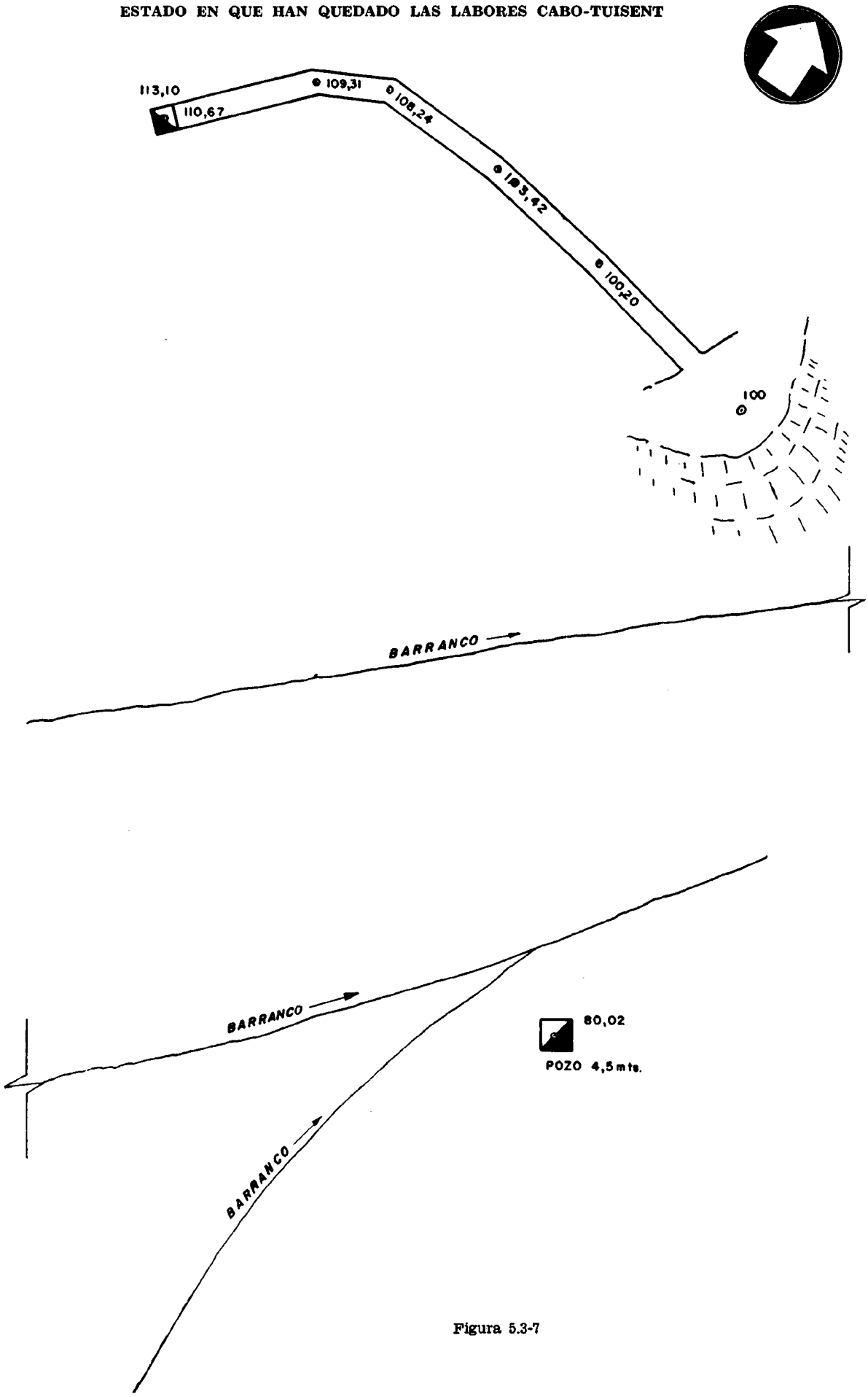


Figura 5.3-7

nexión con los yacimientos de San Peré, en el camino de Osera a la Ermita del mismo nombre, apoyados sobre margas liásicas.

Al suroeste, en el margen izquierdo del barranco de Alsina, aparecen lentejones más o menos redondeados que se supone son restos de una capa que con el yacimiento de Cavoc serían los afloramientos de Casa Talella, donde aflora una masa bauxística bastante espectacular, sobre la cual está edificada la casa que da el nombre al yacimiento.

En la concesión San Juan, y al sur de los anteriores existen los afloramientos del Plá de Ferre y del Coll de Fumés, donde no se ha realizado investigación alguna, pues todos ellos parecen ser oquedades de la caliza rellenas de bauxita. Unicamente en el Coll de Fumés aflora una capa con el típico techo de areniscas albenses.

Por último, al sur de Aliñá, y a unos 2 km del mismo, en el lugar llamado Els Castellons, existe, también interestratificada, en un anticlinal de núcleo triásico, una capa de bauxita sin investigar.

Reservas estimadas en el sector

A pesar de las costosas labores de investigación realizadas por la Alquimia, C. A., no se ha podido llegar a una cubicación total de la zona; la falta de unión entre todos y, prácticamente cada uno, de los afloramientos existentes, hace pensar en lentejones que por su pequeño tonelaje no son explotables económicamente; de todas formas se pueden fijar como toneladas puestas a la vista en el sector la cifra de 60.000 t.

Ley del mineral

De los múltiples desmuestres realizados se obtiene la ley media siguiente:

	Porcentaje
Al_2O_3	35,70
SiO_2	27,80
Fe_2O_3	20,90
TiO_2	1,70
P. calor	13,90

5.3.1.2 Sector Peramola-Baronía del Real

Los afloramientos de este sector se encuentran en una franja de dirección NE a SO y está situada al oeste del sector de Tuxent (Fig. 5.3 - 8).

En este sector es donde se han realizado las explotaciones de bauxita más completas y antiguas de la región Subpirenaica.

Como en otros sectores, la enorme profusión de afloramientos hizo pensar en una gran capa de bauxita, esperanzas que se vieron defraudadas con la explotación a fondo del yacimiento de Font de l'Ou, que abasteció el consumo de la fábrica de sulfato e hidrato de alúmina que la Alquimia, C. A., tenía en Parselisas (Barcelona).

En el sector están denunciadas las siguientes concesiones:

	Hectáreas
Nuestra Señora de Lourdes	553,00
Enriqueta	77,00
Santa Bárbara	231,00
Ampliación Santa Bárbara	186,00
Esperanza	105,00
Ampliación Enriqueta	210 00
Francisca	23,00
Demasía a Enriqueta	3,33
Demasía a Francisca	3,90
Demasía a Cármenes	3,60
María Teresa	52,00
Cármenes	111,00
Total	1.567,83

Enumeración y descripción de los afloramientos

Afloramiento de El Coscolle: En la concesión ampliación de Santa Bárbara, y al norte del Pico de San March, se encuentra este importante afloramiento, primero de los investigados en el sector; dicha investigación, que en un principio dio muy buenos resultados, posteriormente vino a demostrar la característica común de los yacimientos subpirenaicos de formación en pequeños lentejones de mineral.

Yacimientos de la sierra de San March: Al suroeste de la anterior y al oeste de Perámola, en las montañas de San March, se encuentra una serie de afloramientos espectaculares por su número, proximidad y concordancia.

La Alquimia, C. A., en los años 1957-60, realizó importantes investigaciones, que vinieron a confirmar una vez más su formación en pequeñas bolsadas.

Yacimientos de Font de l'Ou: En la sierra de San March, a 1.000 m de altura, y en las proximidades de la Font de l'Ou, se encontraron cuatro afloramientos en una misma curva de niveles. Las características de techo y muro, comunes en los tres afloramientos, hicieron pensar en una capa de importancia suficiente como para iniciar una explotación de cierta envergadura. Como se decía anteriormente, esta explotación abasteció de bauxita la pequeña fábrica de la Alquimia, C. A., en Parselisas (Barcelona).

Las labores pusieron de manifiesto una capa cuya potencia alcanzó en algunos puntos 20 m y llegaron a alcanzar los 30 m de profundidad donde la capa perdía potencia llegado al acuñamiento completo. La explotación ofreció grandes dificultades por no tener ninguna consistencia el techo de la capa (Figs. 5.3 - 9 y 5.3 - 10).

Afloramiento de la Casa de San March: Al oeste de los afloramientos de Font de l'Ou, y bajo la citada casa, se encuentran en la misma cota que éstos últimos, numerosos afloramientos que han dado origen a las concesiones Enriqueta, Francisca y Cármenes. La investigación de ellas ha sido, si cabe, más negativa que la de los del resto de la zona.

Yacimientos de Pallarolls y Casa del Ampurdanés: En las minas Cármenes y María Teresa se encuentran una serie de afloramientos en los cuales la investigación ha quedado reducida a pequeñas calicatas, que no permiten formar una opinión de esta zona. Próximos a éstos, y en el paraje denominado Clot de la Compou, se observan otros tres afloramientos, que la experiencia no ha permitido identificar como pertenecientes a la misma capa que aflora en la Casa del Ampurdanés.

Reservas estimadas en el sector

Después de la explotación efectuada y a la vista de las investigaciones realizadas hace más de diez años se estiman como reservas del sector 25.000 t.

PLANO DE LA CUENCA MINERA DE BAUXITAS DE PERAMOLA

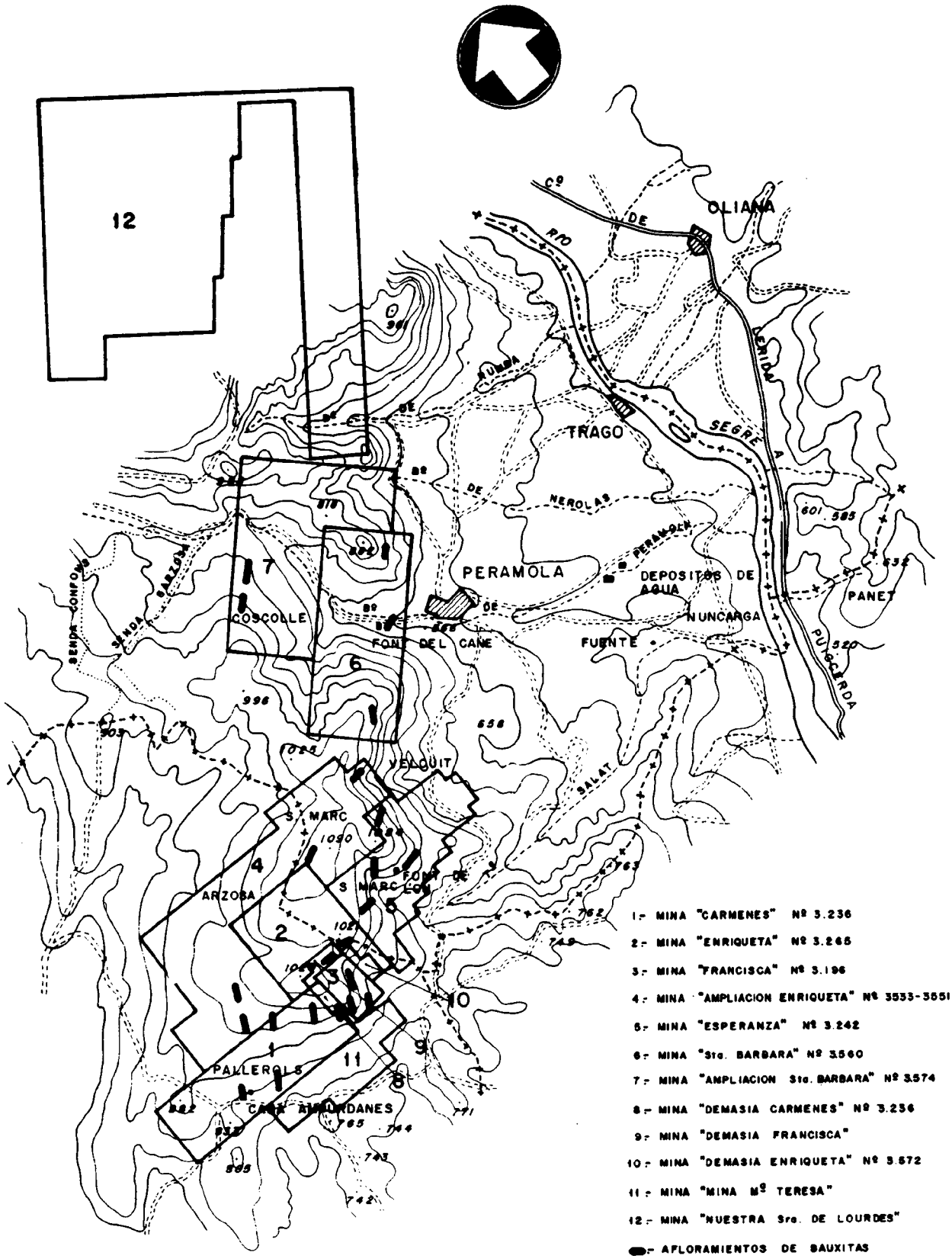


Figura 5.3-8

MINA ESPERANZA. YACIMIENTO FONT DE L'OU-PERAMOLA

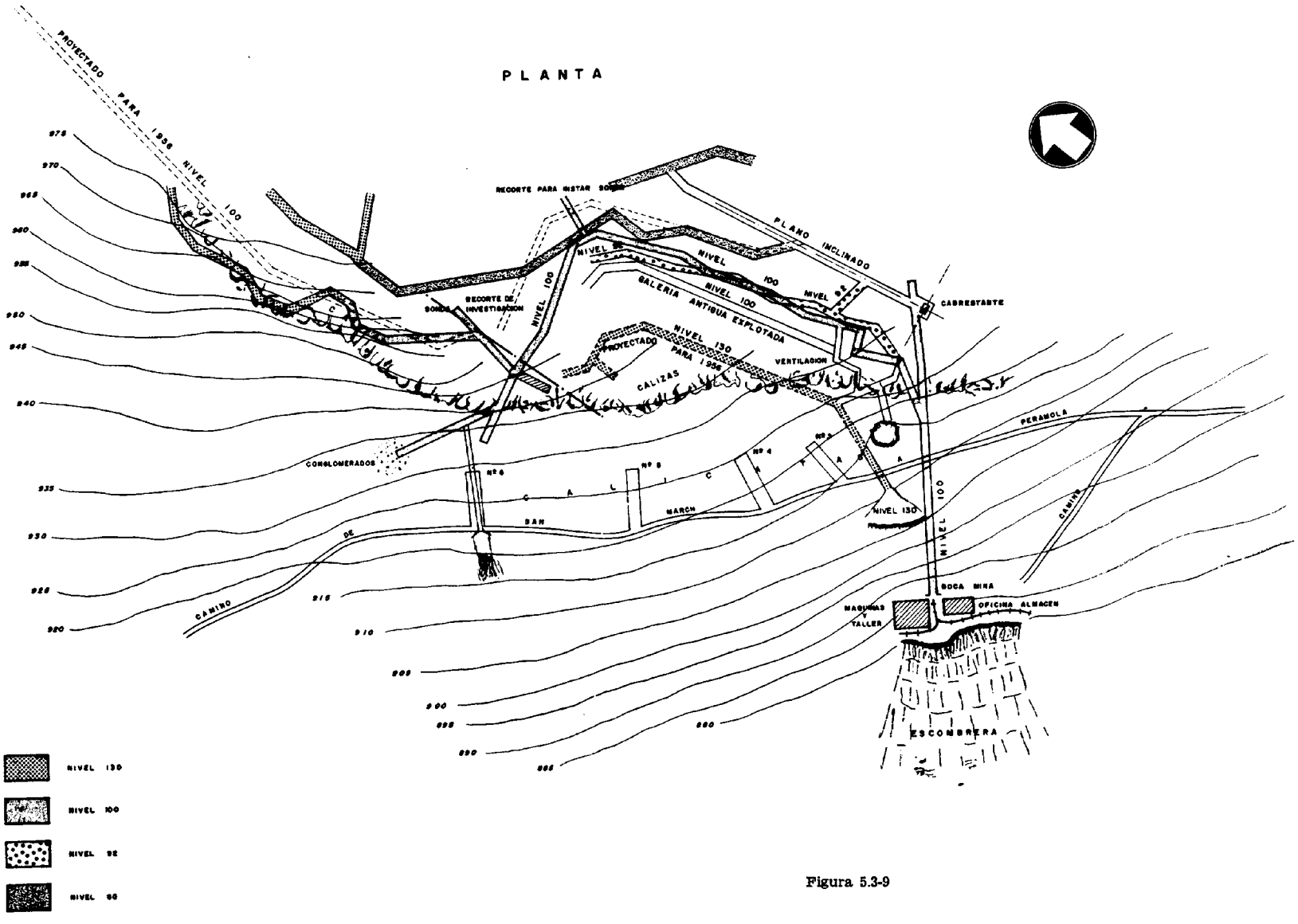


Figura 5.3-9

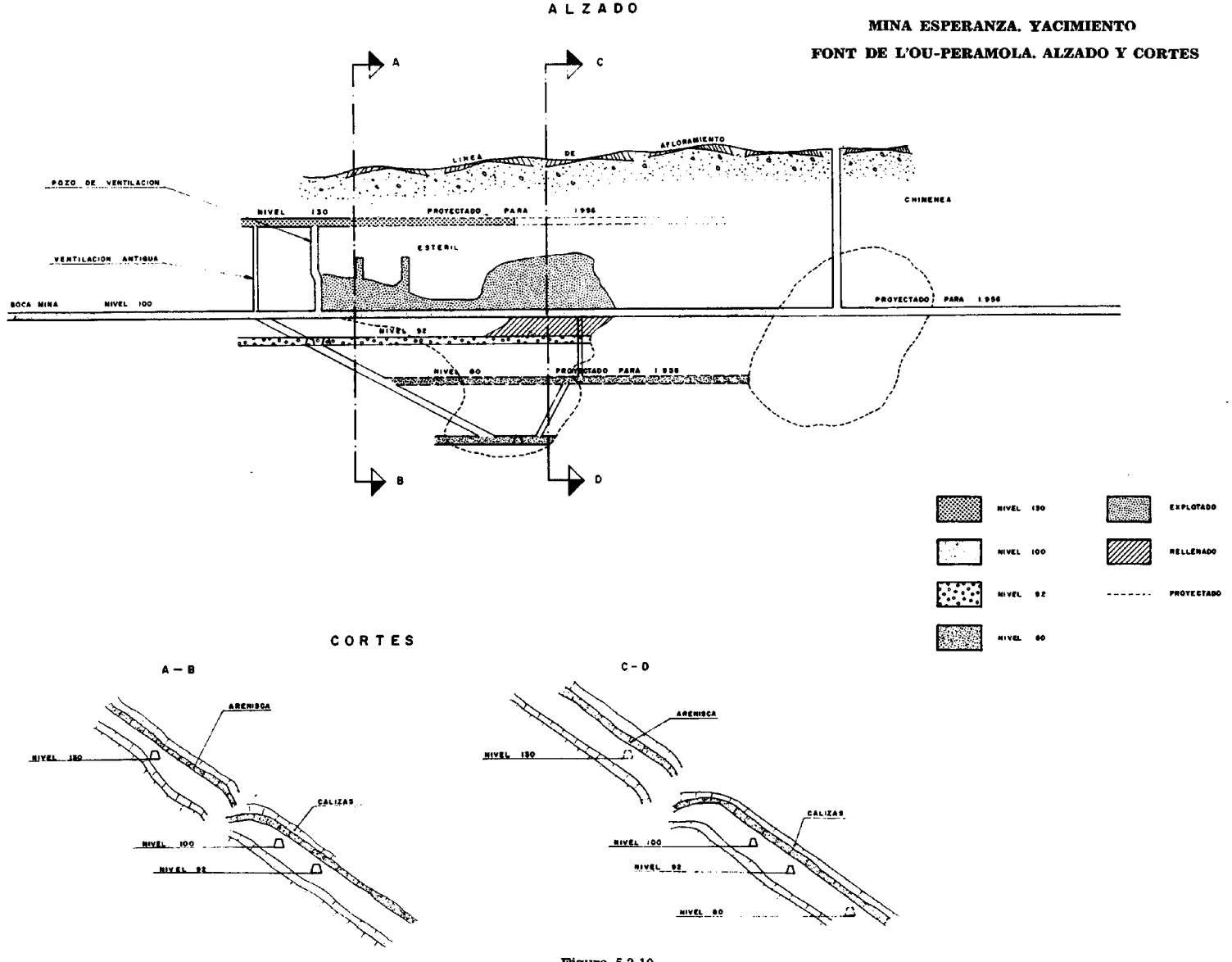

ALZADO
MINA ESPERANZA. YACIMIENTO
FONT DE L'OU-PERAMOLA. ALZADO Y CORTES
A
C
B
D
LINEA DE AFLORAMIENTO
POZO DE VENTILACION
CHIMENEA
NIVEL 130 PROYECTADO PARA 1.956
ESTERIL
VENTILACION ANTIGUA
BOCA MINA NIVEL 100
PROYECTADO PARA 1.956
NIVEL 92
NIVEL 80 PROYECTADO PARA 1.936
NIVEL 130
NIVEL 100
NIVEL 92
NIVEL 80
EXPLOTADO
RELLENADO
PROYECTADO
CORTES
A – B
ARENISCA
NIVEL 130
CALIZAS
NIVEL 100
NIVEL 92
C – D
ARENISCA
NIVEL 130
CALIZAS
NIVEL 100
NIVEL 92
NIVEL 80

Figura 5.3-10

LEY DEL MINERAL

Un análisis medio del mineral del sector, después de un gran número de muestras analizadas, es el siguiente:

	Porcentaje
Al_2O_3	49,45
SiO_2	15,90
Fe_2O_3	20,60
TiO_2	2,10
Perd. calci.	11,95

5.3.1.3 Sector Alós de Balaguer-sierra de Montroig

En la parte occidental de la zona Subpirenaica existen tres series de afloramientos separados por los ríos Segre y Noguera-Pallaresa (Fig. 5.3 - 11).

Las concesiones denunciadas en este sector son las siguientes:

	Hectáreas
Pilar	49
Consuelo	45
José	1.076
Reina	572
Princesa	300
Araceli	65
Leticia	22
Ana	536
Teresita	423
Antonia	25
Elena	54
TOTAL	3.167

ENUMERACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE LOS AFLORAMIENTOS

En el subsector Norte y en las concesiones Pilar, Consuelo, José, Reina y Princesa, existen una serie de afloramientos, concentrados prácticamente en las concesiones Pilar y Consuelo, donde se han realizado las investigaciones más completas de toda la región Subpirenaica. La característica geológica común de todos estos yacimientos es el muro de dolomías y calizas litográficas del Jurásico medio superior y el techo de calizas de grano algo más grueso del Cretáceo inferior, recubiertas por una potente capa de arenas albenses que en algunas ocasiones por no existir las calizas forman directamente el techo de la laterización.

Entre los planos de la monografía se incluyen dos cortes geológicos, uno de la mina Princesa y otro de la mina Pilar, por la fuente de Els Coms, que son característicos de todos los afloramientos y yacimientos de la zona (Fig. 5.3 - 12).

Afloramientos de la mina Princesa.—En los tres afloramientos más importantes que existen en la concesión Princesa y en la cota 450 aproximadamente se han realizado diversas labores de investigación, que enumeradas de Este a Oeste son las siguientes (Figs. 5.3 - 13 y 5.3 - 14):

Cota 446, un socavón de 40 m y un transversal de 15 m.
Cota 445, un socavón de 90 m que se estrecha contra una falla y otro de 30 m hasta las arenas de techo.
Cota 434, un socavón de 130 m y un transversal de 10 m que no llega a tocar las arenas de techo.

Se han cubicado con esta pequeña investigación 10.500 t probables, reconocidas en dos direcciones, y 300.000 t posibles con una ley media que se supone sea análogamente a la del mineral extraído en las labores realizadas de:

	Porcentaje
Al_2O_3	33,80
SiO_2	32,08
Fe_2O_3	17,56
TiO_2	2,80
P. calc.	13,76

Afloramientos de Els Coms: En la mina Pilar y en el paraje de Els Coms es donde se ha realizado la más completa investigación de la región Subpirenaica, con unos 800 m de sondeo de exterior y 200 m de interior, aparte de las labores mineras que se detallan a continuación (Figs. 5.3 - 15 y 5.3 - 16):

Cota 998, 120 m de galería.
Cota 978, 280 m de galería, 130 m de transversal.
Cota 958, 160 m de galería.

Independientemente para el enlace de estos tres pisos se han realizado 160 m de planos inclinados.

Todas estas labores se encuentran en la ladera este de una cúpula de 1.880 m de cota y han partido de las inmediaciones de la fuente de Els Coms.

Al este del barranco de Els Coms y en la cota 1.019 se han realizado 170 m de galería, entre galerías en dirección y transversales.

Fuera de la concesión Pilar y dentro de la concesión José, en la ladera Oeste de la cúpula anteriormente citada, se realizaron las labores de La Aubach, consistentes en 70 m de galerías y 75 m en planos inclinados, siguiendo el muro de laterización.

Una idea del detalle a que se llegó en la investigación de la mina Pilar son los planos que se adjuntan en la memoria (Figs. 5.3 - 17, 5.3 - 18, 5.3 - 19 y 5.3 - 20); en el último se cubican para la mina Pilar 562.800 t, con la siguiente ley:

	Porcentaje
Al_2O_3	49,80
SiO_2	11,35
Fe_2O_3	22,51
TiO_2	2,04
P. calc.	13,25

Y 219.694 t, con una ley media de:

	Porcentaje
Al_2O_3	45,01
SiO_2	17,00
Fe_2O_3	22,99
TiO_2	2,50
P. calc.	12,50

Afloramientos de Pletaverde: Entre las concesiones Pilar y Consuelo, y dentro de la concesión San José, se investigaron los afloramientos llamados de Pletaverde, cuyas labores consistieron en dos galerías y las correspondientes traviesas y pocillos, que se realizan a uno y otro lado del pequeño valle de ese nombre y que se describen a continuación (Fig. 5.3 - 21):

Cota 1.048, 35 m de galería, una chimenea de 10 m a la superficie, transversal de 10 m y 45 m de galería en la Cota 1.054.
Cota 1.025, 90 m de galería, 50 m de traviesa, un pozo vertical de 15 m y un plano inclinado de 15 m, que desde la Cota 1.038 daba acceso a la 1.025 del piso superior.

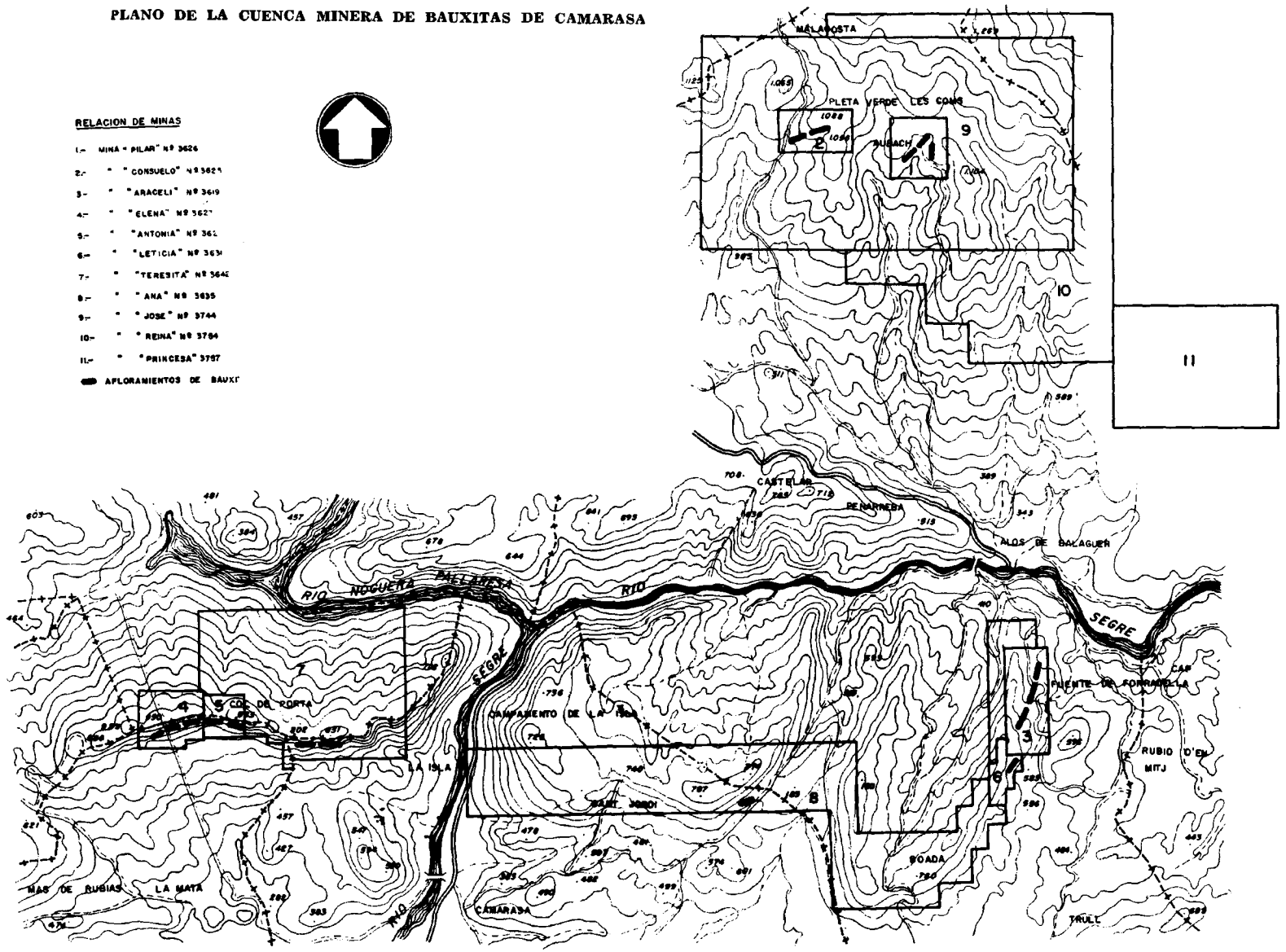
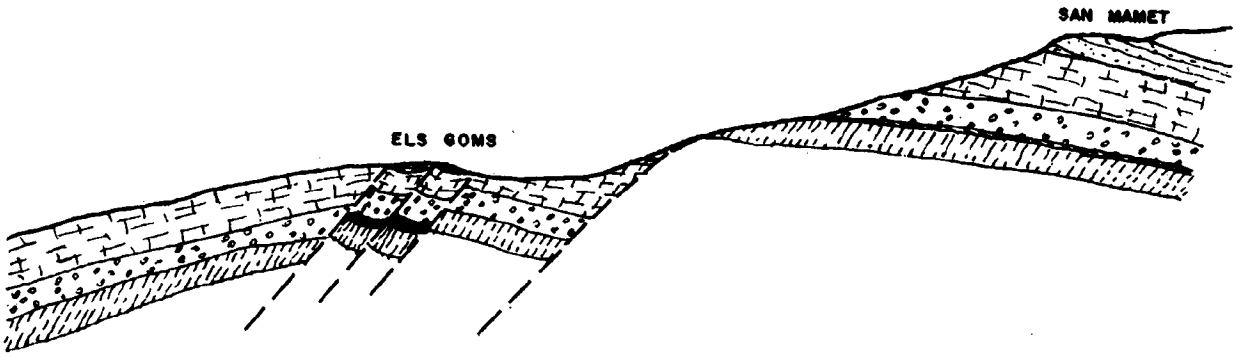
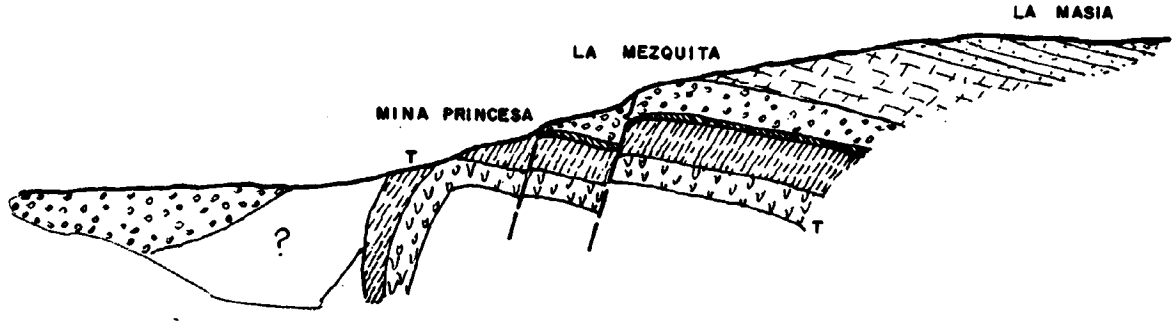

PLANO DE LA CUENCA MINERA DE BAUXITAS DE CAMARASA
RELACION DE MINAS
1.- MINA "PILAR" Nº 3626
2.- " "CONSUELO" Nº 3625
3.- " "ARACELI" Nº 3619
4.- " "ELENA" Nº 3627
5.- " "ANTONIA" Nº 362
6.- " "LETICIA" Nº 3631
7.- " "TERESITA" Nº 3640
8.- " "ANA" Nº 3635
9.- " "JOSE" Nº 3744
10.- " "REINA" Nº 3784
11.- " "PRINCESA" 3797
AFLORAMIENTOS DE BAUXI
MALAPOSTA
PLETA VERDE LES COMS
BUBACH
9
10
11
CASTELLAR
PENARROBA
ALOS DE BALAGUER
RIO NOGUERA PALLARESA
RIO SEGRE
SEGRE
COL DEL PORTA
CAMPAMENTO DE LA ISLA
LA ISLA
MAS DE RUBIAS
LA MATA
RIO CAMARASA
BOADA
FUENTE DE FORRADELLA
RUBIO D'EN MITJ
TRULL

Figura 5.3-11

CORTE GEOLOGICO DE MINA PILAR



CORTE GEOLOGICO DE MINA PRINCESA



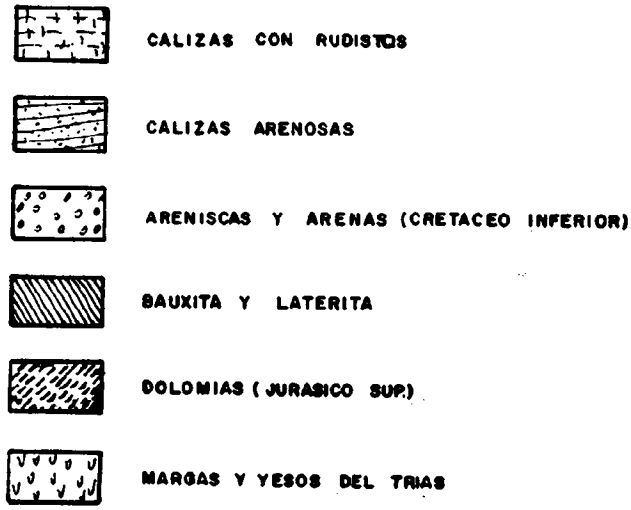


Figura 5.3-12

MINA PRINCESA. PLANO DE LABORES

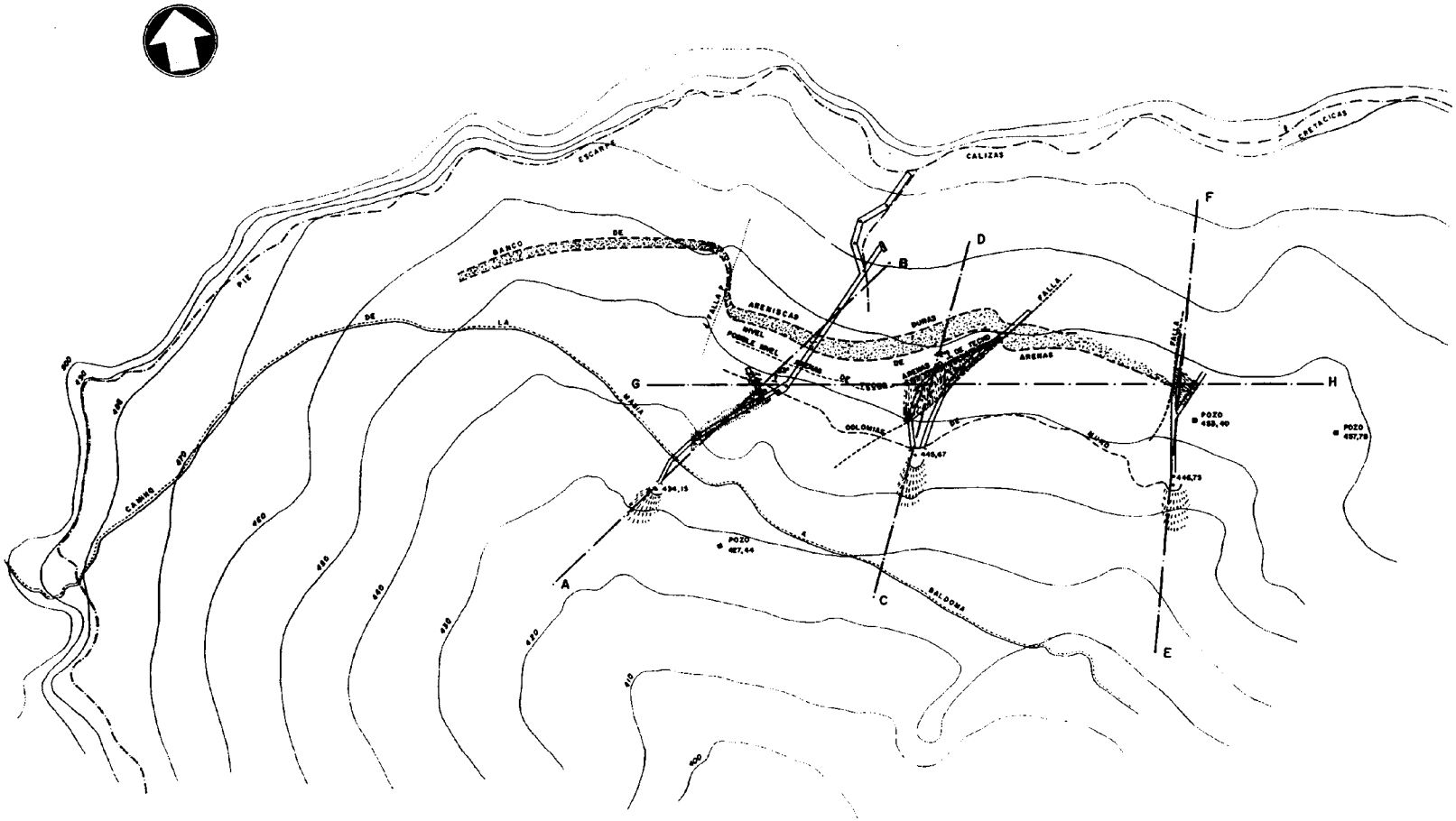


Figura 5.3-13

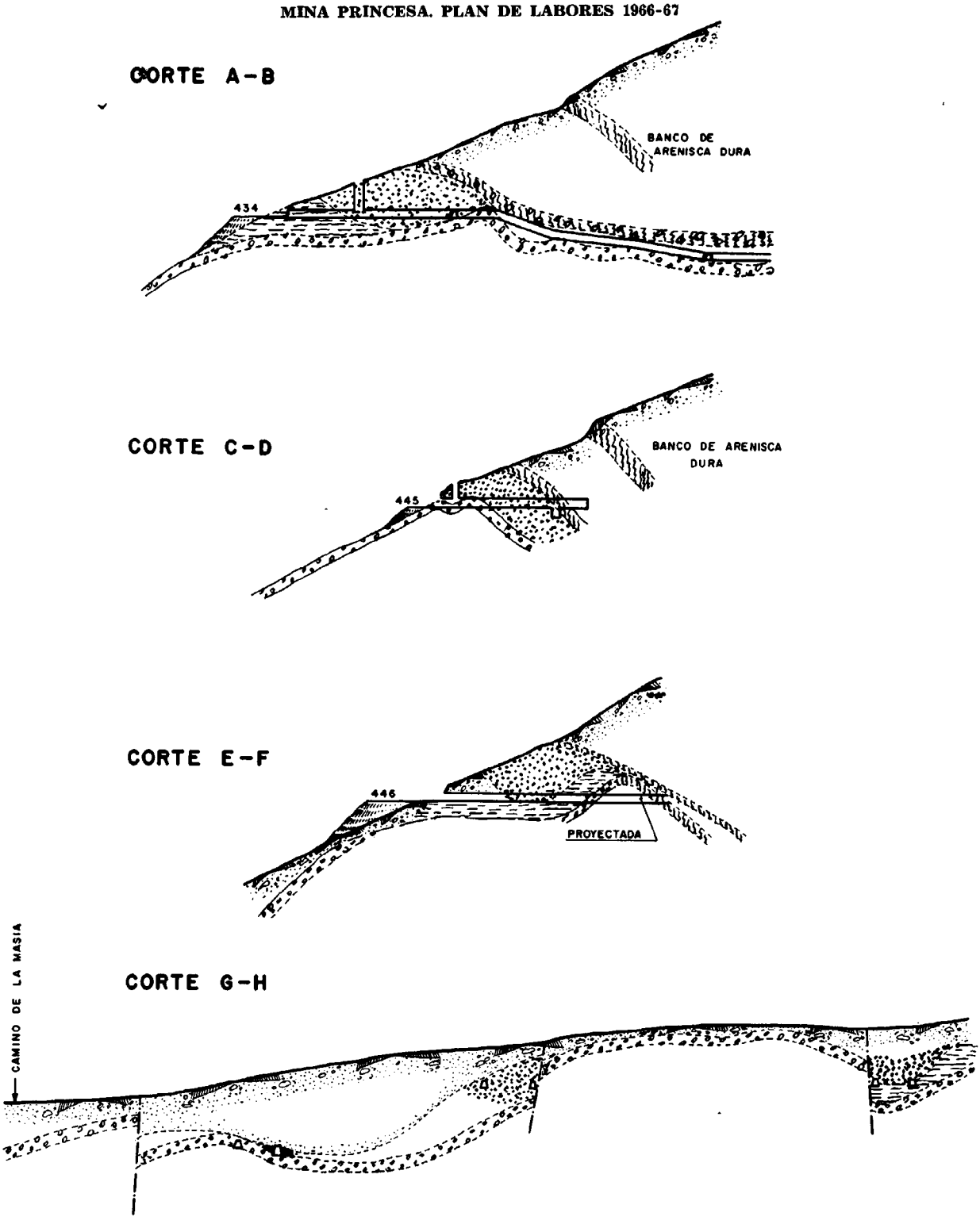

CORTE A-B
BANCO DE ARENISCA DURA
434
CORTE C-D
BANCO DE ARENISCA DURA
445
CORTE E-F
446
PROYECTADA
CAMINO DE LA MASIA
CORTE G-H
BAUXITA
MARGAS Y ARCILLAS
ARENA
DOLOMIAS

Figura 5.3-14

TERMINO MUNICIPAL DE ALOS DE BALAGUER

MINA PILAR. PROYECCION SOBRE EL PLANO VERTICAL A-B

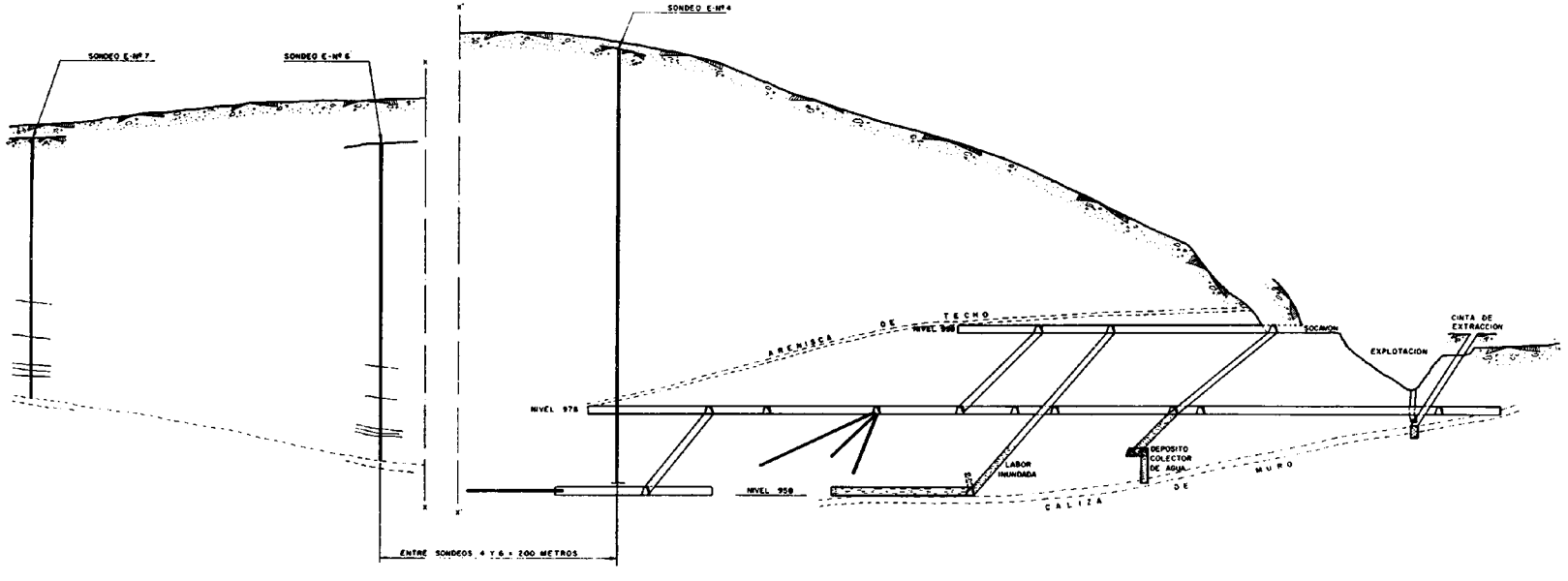


Figura 5.3-15

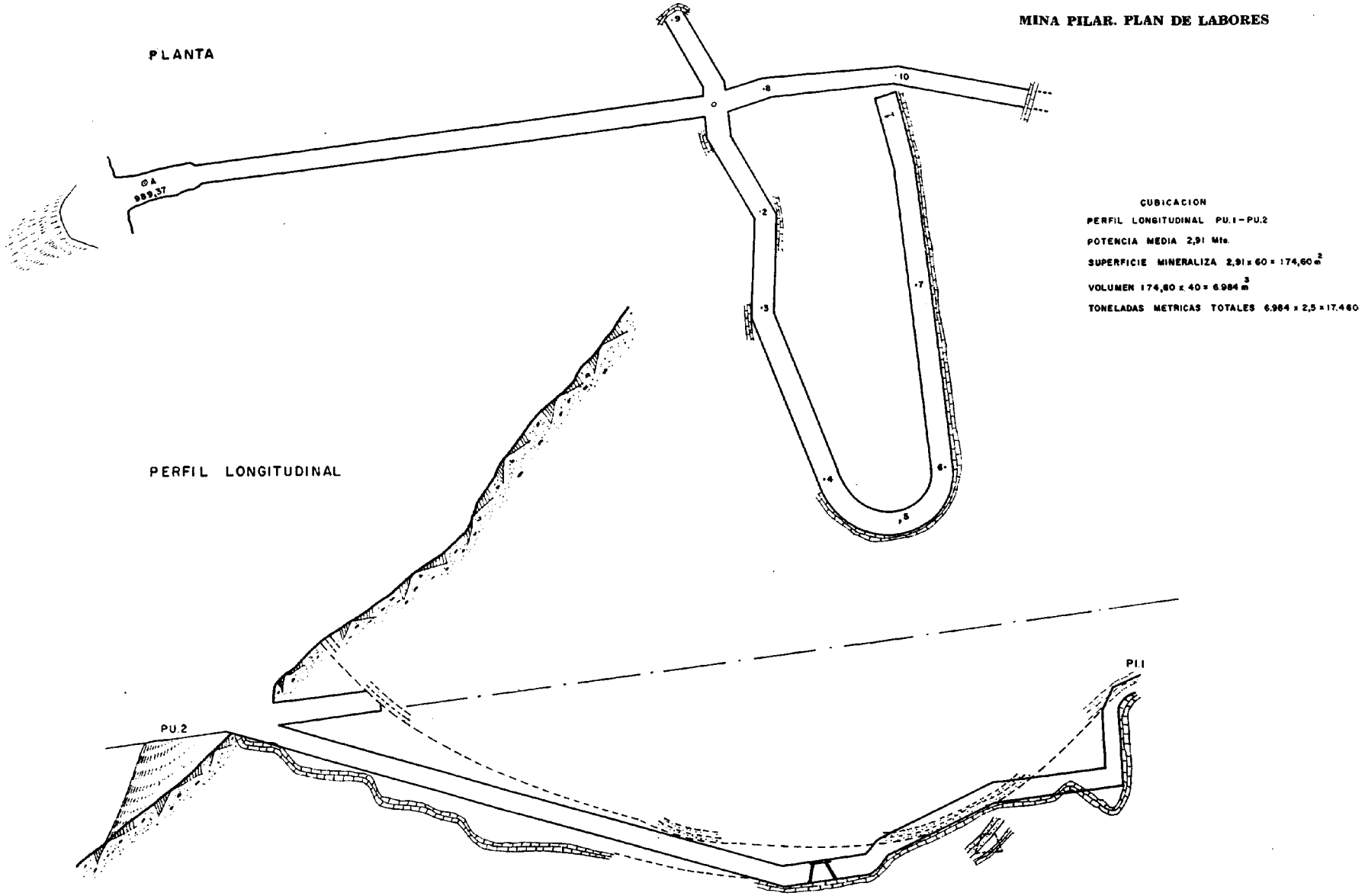

MINA PILAR. PLAN DE LABORES
PLANTA
PERFIL LONGITUDINAL
CUBICACION
PERFIL LONGITUDINAL PU.1 – PU.2
POTENCIA MEDIA 2,91 Mts.
SUPERFICIE MINERALIZA 2,91 x 60 = 174,60 m²
VOLUMEN 174,60 x 40 = 6.984 m³
TONELADAS METRICAS TOTALES 6.984 x 2,5 = 17.460
PU.1
PU.2

Figura 5.3-16

PLANO PARCIAL DE LA MINA PILAR DE ALOS DE BALAGUER

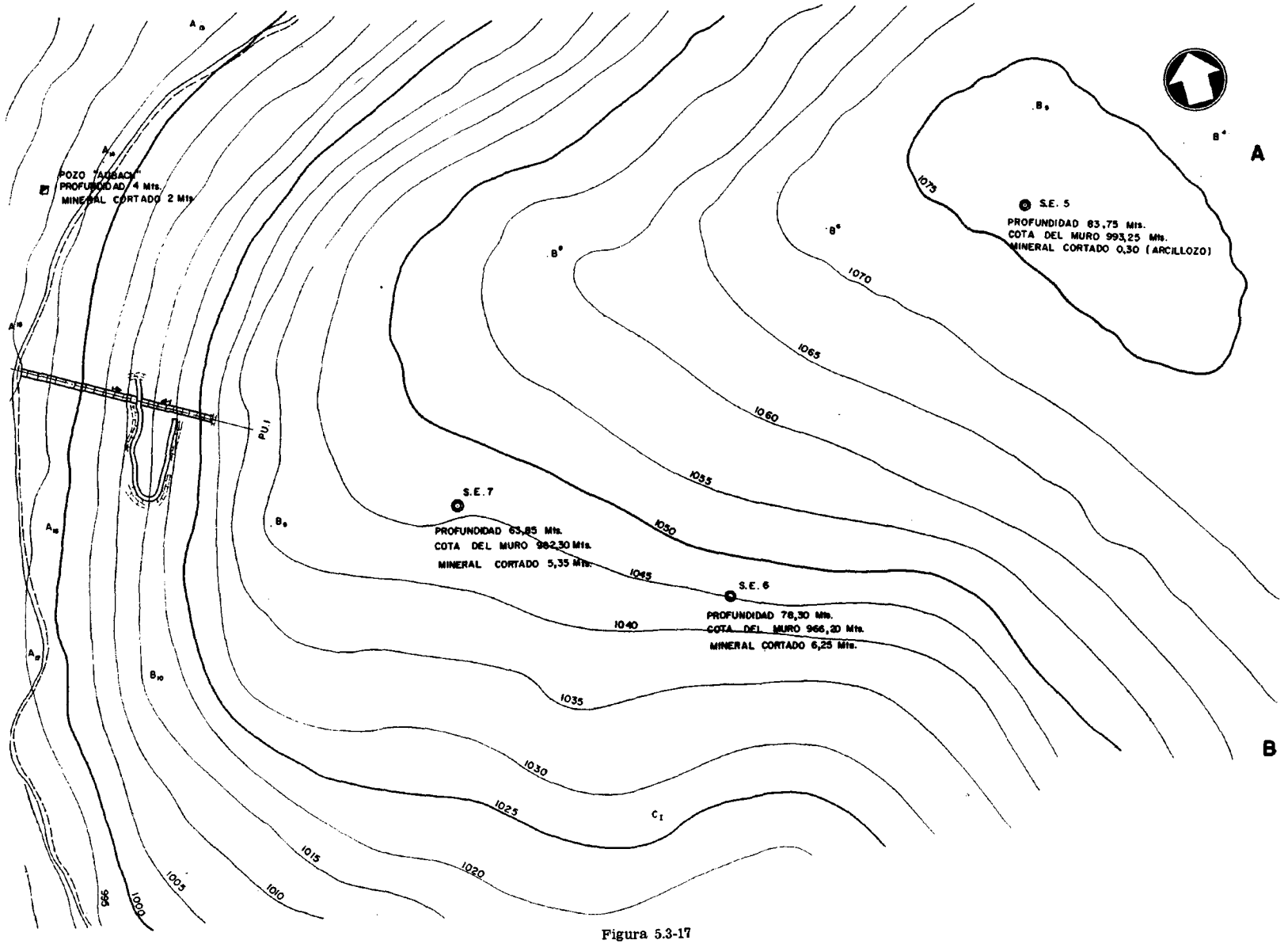


Figura 5.3-17

PLANO PARCIAL DE LA MINA PILAR DE ALOS DE BALAGUER

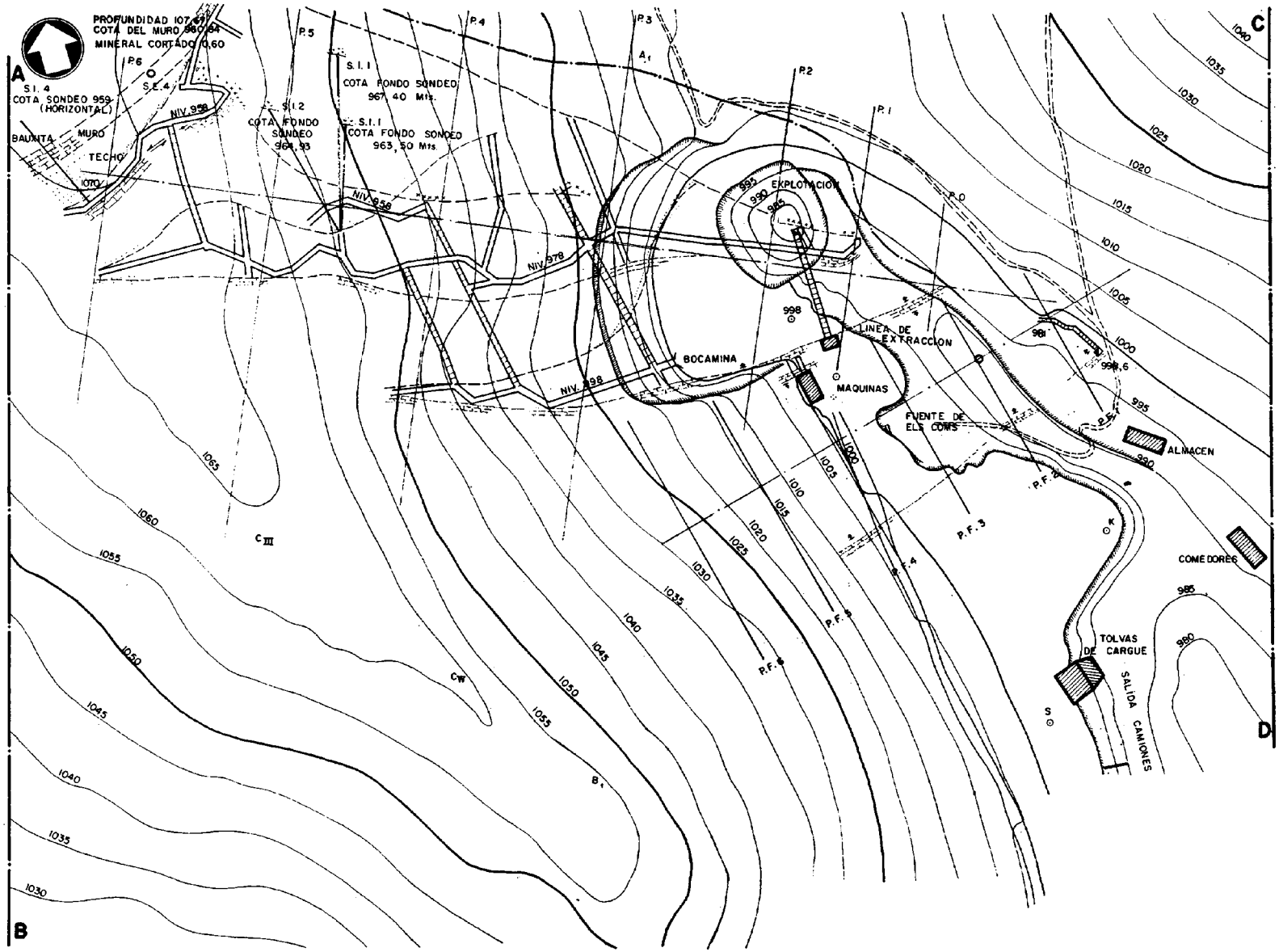


Figura 5.3-18

PLANO PARCIAL DE LA MINA PILAR DE ALOS DE BALAGUER

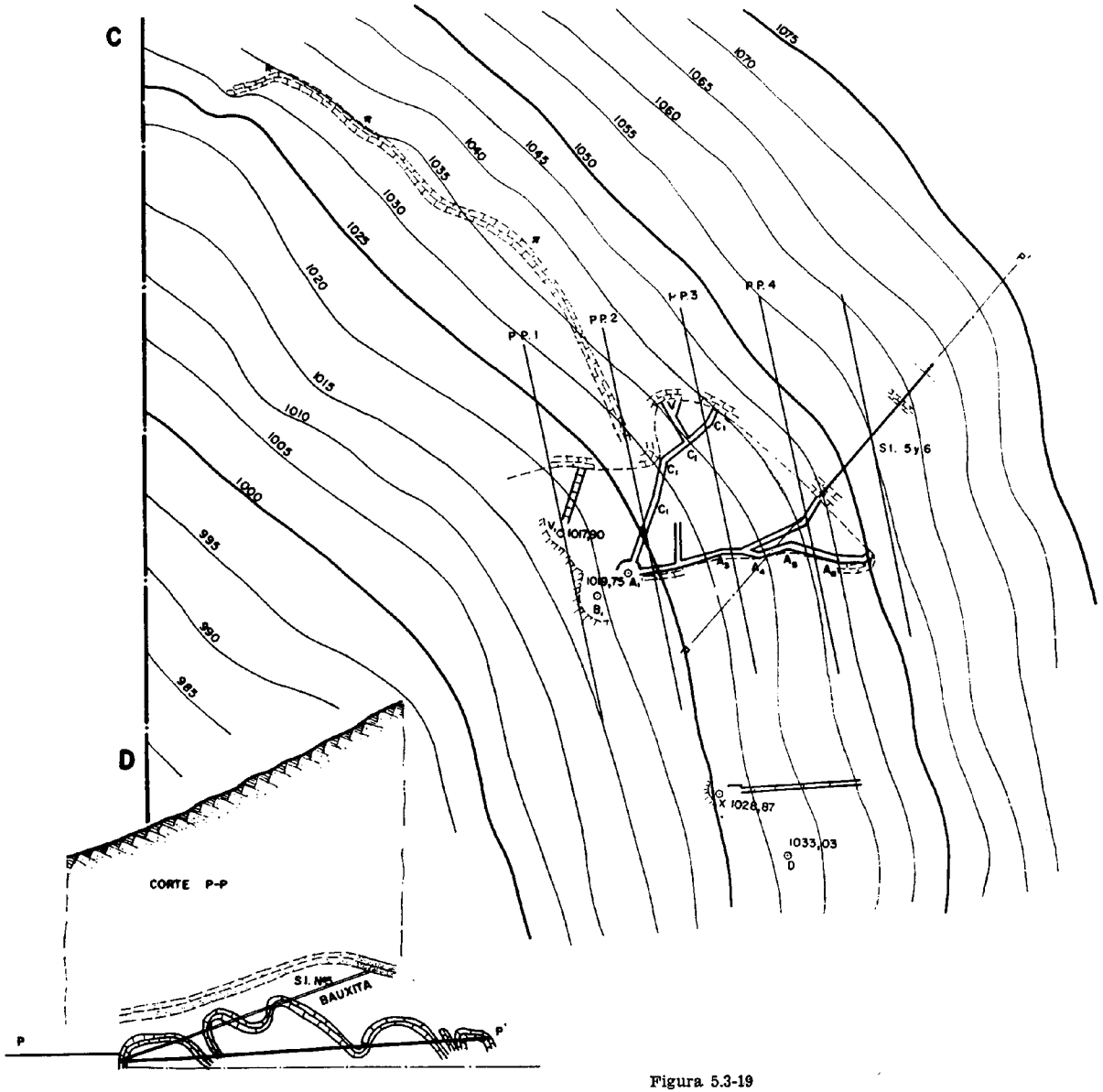
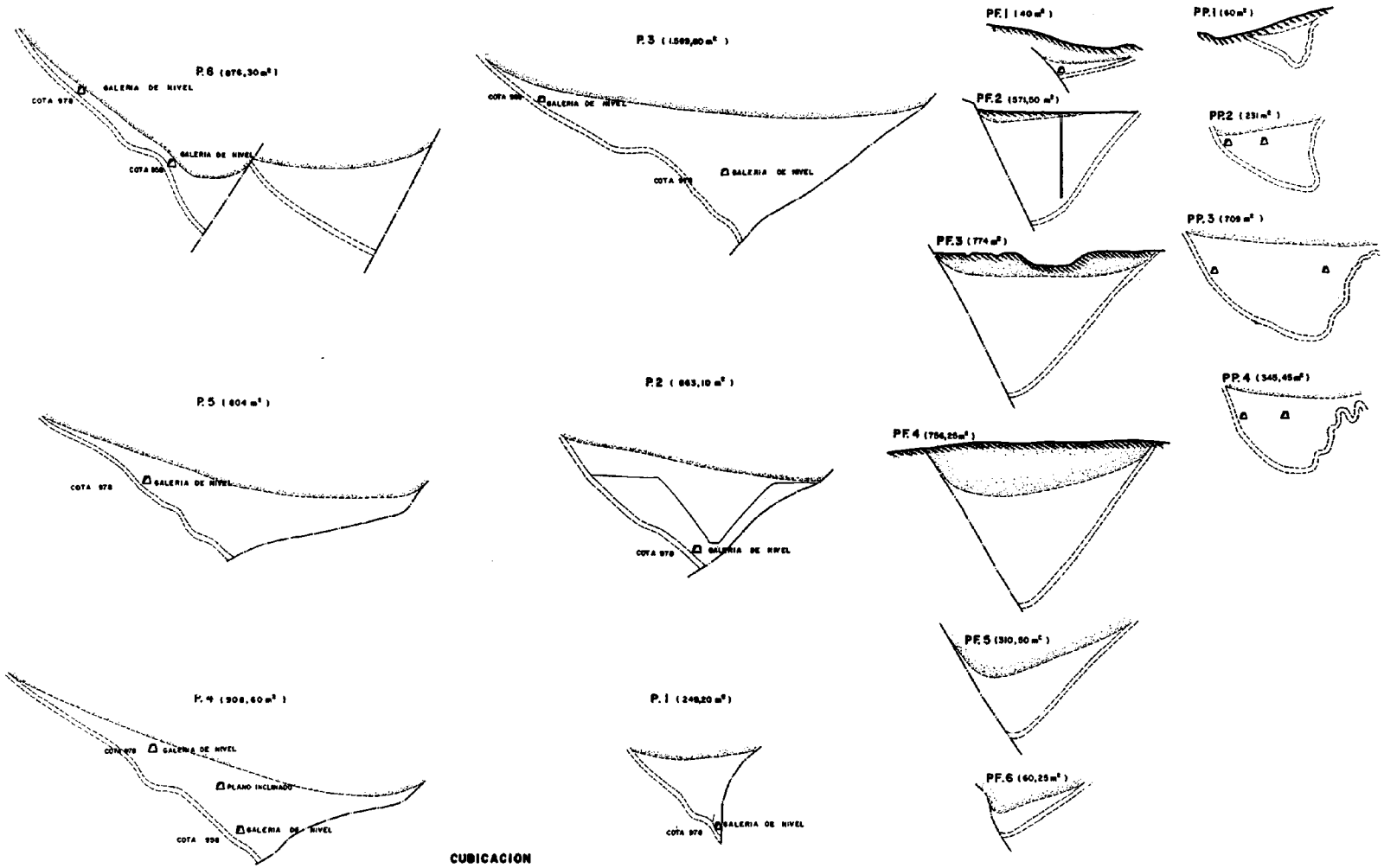


Figura 5.3-19

CUBICACIONES MINA PILAR



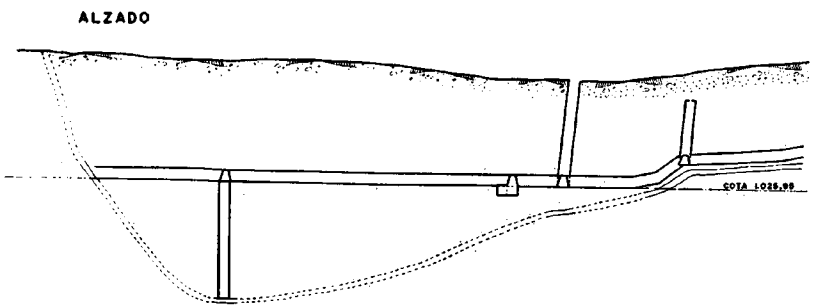
CUBICACION

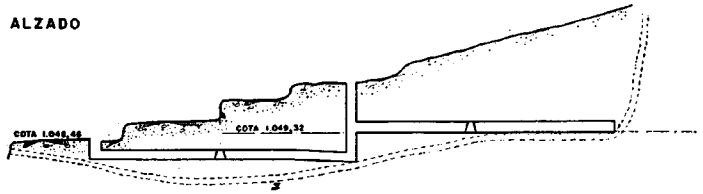
PERFILES TRANSVERSALES	P.1	P.2	P.3	P.4	P.5	P.6	PF.1	PF.2	PF.3	PF.4	PF.5	PF.6	PP.1	PP.2	PP.3	PP.4	PP.5
SUPERFICIE MINERALIZADA POR PERFIL m^2	249,20	863,10	1.569,80	908,60	804	876,30	40	571,50	774,40	756,25	310,50	60,25	60	231	709	345,45	0,00
VOLUMEN ENTRE PERFILES $\left(\frac{P_1+P_2}{2}\right) \times m^3$	3.115	13.902,50	60.817,50	61.955	42.815	42.005		7.643,75	18.623,75	19.133	13.334,25	4.834,25	2.910	9.400	10.544	3.484	
VOLUMEN PROGRESIVO	3.115	17.017,50	78.332,50	140.287,50	183.102,50	225.107,50		7.643,75	24.467,50	43.600,50	56.934,75	61.569,50	2.910	12.310	22.854	26.308	
T.m. ENTRE PERFILES	7.787,50	34.756,25	153.287,50	154.687,50	107.037,50	106.012,50		18.109,37	42.056,38	47.832,50	33.336,87	11.585,83	7.275	23.500	26.361	8.635	
T.m. PROGRESIVAS	7.787,50	42.943,75	196.831,25	350.718,75	457.756,25	562.768,75		18.109,37	61.168,75	109.001,25	142.338,12	153.923,75	7.275	30.775	57.136	58.771	

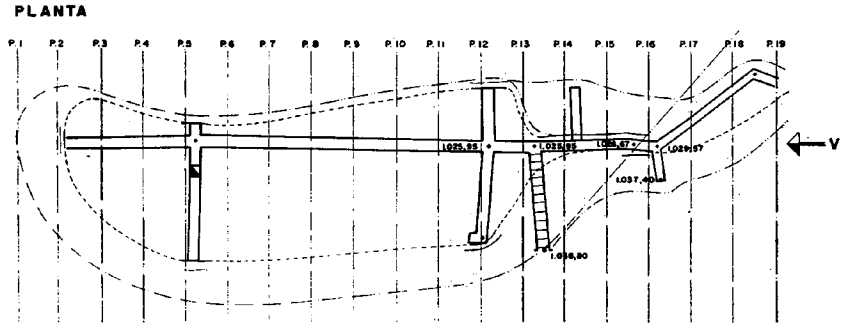
LEY MEDIA : 49,80 % AL_2O_3 ; 11,35 % $SI.O_2$; 22,51 % FE_2O_3 ; 2,04 % $TI.O_2$; 13,25 % P.C.

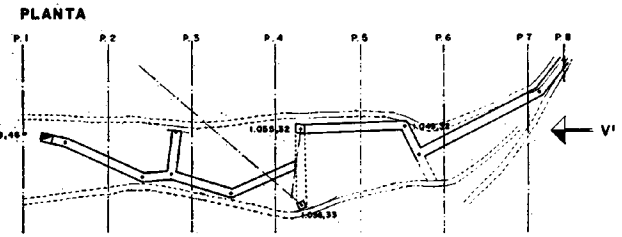
Figura 5.3-20

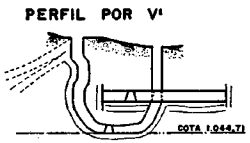
MINA CONSUELO, ALOS DE BALAGUER. LABOR PLETA VERDE

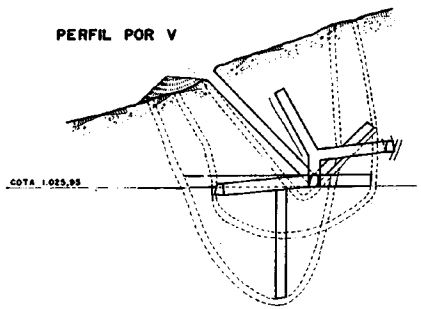


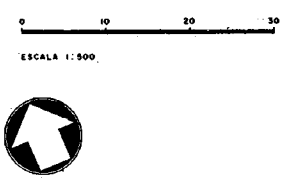












CUBICACION DE LOS PERFILES TRANSVERSALES

	P.1	P.2	P.3	P.4	P.5	P.6	P.7	P.8
SUPERFICIE MINERALIZADA POR PERFIL m²	18,00	48,00	72,00	110,00	90,00	60,00	44,00	24,00
VOLUMEN ENTRE PERFILES $\left(\frac{P+P+1}{2}\right)\cdot 10$ m³	54,00	330,00	600,00	910,00	1.000,00	750,00	520,00	340,00
VOLUMEN PROGRESIVO	54,00	384,00	984,00	1.894,00	2.894,00	3.644,00	4.164,00	4.504,00
TONELADAS ENTRE PERFILES (m²2,5)	135,00	825,00	1.500,00	2.275,00	2.500,00	1.875,00	1.300,00	850,00
TONELADAS PROGRESIVAS	135,00	960,00	2.460,00	4.735,00	7.235,00	9.110,00	10.410,00	11.260,00

CUBICACION DE LOS PERFILES TRANSVERSALES

	P.1	P.2	P.3	P.4	P.5	P.6	P.7	P.8	P.9	P.10	P.11	P.12	P.13	P.14	P.15	P.16	P.17	P.18	P.19
SUPERFICIE MINERALIZADA POR PERFIL m²	0	80	221,40	319,20	348 -	348 -	353,60	364 -	357,50	312,20	292,00	248,20	159,60	142,50	98,00	72,00	71,50	96,00	48,00
VOLUMEN ENTRE PERFILES $\left(\frac{P+P+1}{2}\right)\cdot 5$ m³	0	200	753,50	1351,50	1668 -	1740 -	1754 -	1794 -	1803,50	1696,50	1533,00	1350,50	1044,50	780,00	601,00	425,00	358,50	418,50	360,00
VOLUMEN PROGRESIVO	0	200	953,50	2305 -	3973 -	5713 -	7467 -	9261 -	11064,50	12761 -	14294,00	15644,50	16689,00	17469,00	18070,00	18495,00	18853,50	19272,00	19632,00
TONELADAS ENTRE PERFILES (m²2,5)	0	500	1883,75	3378,75	4170	4350 -	4385 -	4485 -	4508,75	4241,25	3832,50	3376,25	2611,25	1950,00	1502,25	1062,50	896,25	1046,25	900,00
TONELADAS PROGRESIVAS	0	500	2383,75	5762,50	9932,50	14282,50	18667,50	23.152,50	27661,25	31.902,50	35735,00	39111,25	41722,50	43672,50	45.175,00	46237,50	47132,75	48.180,00	49.080,00

ANALISIS MEDIO : 40,70 % Al_2O_3 ; 24,27 % $S.O_3$; 8,86 % FeO_3 ; 1,88 % $T.O_2$; 13,10 % P.C. —— DENSIDAD = 2.500 Kg./m³

Figura 5.3-21

Se cubicaron 60.350 t, con un análisis medio de:

	Porcentaje
Al_2O_3	40,70
SiO_2	24,27
Fe_2O_3	18,86
TiO_2	1,88
P. calc.	13,10

Afloramiento de Malagostá: En la concesión Consuelo, al oeste de la anterior, y en el paraje conocido como Malagostá, se encontraron unos importantes afloramientos, que se investigaron, como los anteriores, en los años 1956 a 1959, mediante las siguientes labores (Figs. 5.3 - 22 y 5.3 - 23):

Cota 980, 100 m de galería y 110 m de transversal.
Cota 976, 60 m de galería.

Independientemente, de la cota 980 a la superficie se hizo un pozo de 10 m y se comenzó a perforar en mineral otro que alcanzó 20 m de altura, todo él en bauxita, sin llegar a la calle; asimismo de la superficie al muro se hizo un plano inclinado de 30 m de longitud. De este mismo nivel, y para determinar la profundidad a que se encontraba el muro, se hicieron unos pozos de 8 y 13 m, respectivamente.

Se cubicaron en este paraje 182.117 t, con una ley media de:

	Porcentaje
Al_2O_3	36,71
SiO_2	26,85
Fe_2O_3	20,74
TiO_2	1,65
P. calc.	13,29

Dentro de la concesión José se realizaron diferentes calicatas y se determinaron un buen número de afloramientos, algunos de los cuales figuran en la figura 5.3 - 24.

En el subsector sureste, al sur del río Segre, se encuentran una serie de afloramientos con dirección EO, que con una extensión de 7 km se extienden desde la fuente de la Forradella hasta la ermita de San Jordi y que han dado origen a las concesiones Araceli, Leticia y Ana.

Afloramiento de la Fuente de la Forradella: Se encuentra en el camino de Alós de Balaguer a Cubells y a 1,5 km al sur del Pirineo. Se trata de un afloramiento de gran extensión longitudinal, con una dirección NS y con un buzamiento que oscila de 45° a 75° al Oeste. Esta mina se ha explotado por la empresa Cementos Molins, para la fabricación de cementos aluminosos.

En la mina Leticia, a unos 1.500 m de la fuente de Forradella, aparecen unos afloramientos que en principio podrían considerarse como prolongación de los anteriores.

En la mina Ana y en el Camino de Camarasa a Alós de Balaguer, dentro del término municipal de Camarasa, se encuentran otros afloramientos no investigados, pero puestos de manifiesto por las trincheras y el túnel del ferrocarril que se construía en aquella zona.

Afloramiento de la sierra de Montroig: En esta subzona y en las concesiones Teresita, Antonio y Elena, armando entre dolomías y calizas litográficas del Jurásico medio-superior y areniscas albenses, se extienden de este a oeste y durante 2.500 m, en la cota 820 aproximadamente, una serie de importantes afloramientos, cuya investigación, o bien no ha sido realizada o no se tiene datos de la misma.

RESERVAS ESTIMADAS EN EL SECTOR

En este sector, en que el subsector Norte ha sido totalmente investigado, se encuentran 1.025.000 t seguras de una ley:

	Porcentaje
Al_2O_3	45,90
SiO_2	16,07
Fe_2O_3	22,08
TiO_2	2,05
P. calc.	13,08

Pudiéndose estimar como probables 600.000 y como posibles 3.000.000 de toneladas. La ley media de estas 3.600.000 t se estima en:

	Porcentaje
Al_2O_3	43,80
SiO_2	18,17
Fe_2O_3	22,18
TiO_2	1,90
P. calc.	13,95

5.3.2 REGION CENTRAL

Se encuentra entre las provincias de Barcelona y Tarragona, en las comarcas de Alto Panadés y La Segarra, y abarcan los términos municipales de Mediodía, La Llacuna, Santa María de Miralles y Aiguamurcia, éste último en la provincia de Tarragona (Fig. 5.3-25).

Corresponden a esta región los primeros yacimientos encontrados y explotados de la Península Ibérica; sus características geológicas difieren de las correspondientes a las regiones Subpirenaicas y Sur.

Los yacimientos se encuentran en el Infralías o en el Triásico superior, el techo está denudado y las otras veces que existe son calizas eocenas. La duración de la laguna estratigráfica es grande, desde el Lías al Eoceno, con una larga emersión de las calizas y dolomías triasico-retienses. La topografía es kárstica. Todos los yacimientos de alguna importancia han sido prácticamente explotados.

La mayoría de las concesiones han sido caducadas.

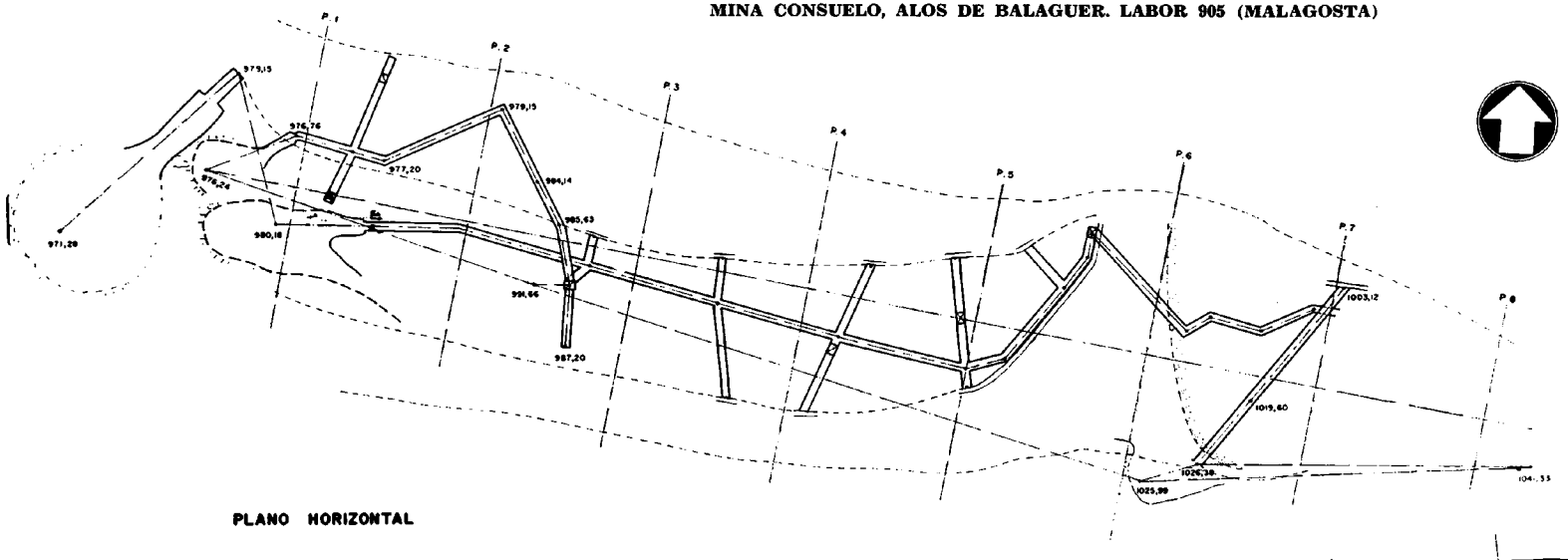
ENUMERACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE LOS AFLORAMIENTOS

Afloramiento de San Juan de Mediona: En el término municipal de Mediona, y cerca de la población, había una serie de criaderos, algunos de los cuales ya están completamente agotados.

Afloramiento de Moranta: A poca distancia de Mediona, a unos 250 m de la vaguada del río Riudevilles y en la ribera derecha del valle, se encuentran los afloramientos llamados de Moranta, conocidos hace años, y en dirección N-NO, por el camino del caserío de Puigred, aparecen a la izquierda tierras ferruginosas con el mismo aspecto y caracteres que la anterior; próximos se encuentran los afloramientos de Turó del Más Munné y de Los Agullones.

Quedan, finalmente, los afloramientos de Pigfred, situados en la base de la colina donde están edificadas las casas. En este lugar se hizo una trinchera y se extrajo bastante mineral.

Yacimientos de la zona de Montorí: Eran los más importantes de la zona de Mediona y ocupan una gran extensión. El material era una especie de brecha de gruesos cantos de bauxita con arcilla de relleno entre ellos; el mineral parece triturado, de aspecto milonítico.



PLANO HORIZONTAL

PROYECCION LONGITUDINAL

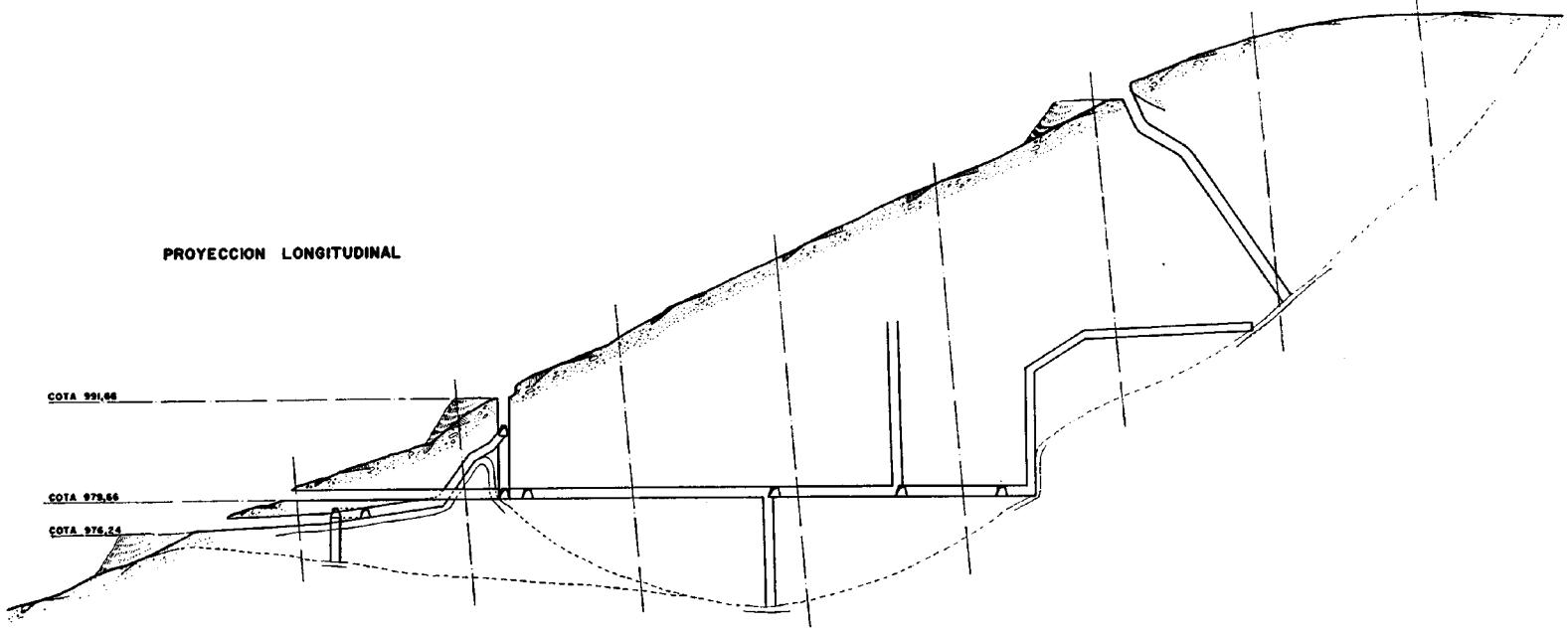
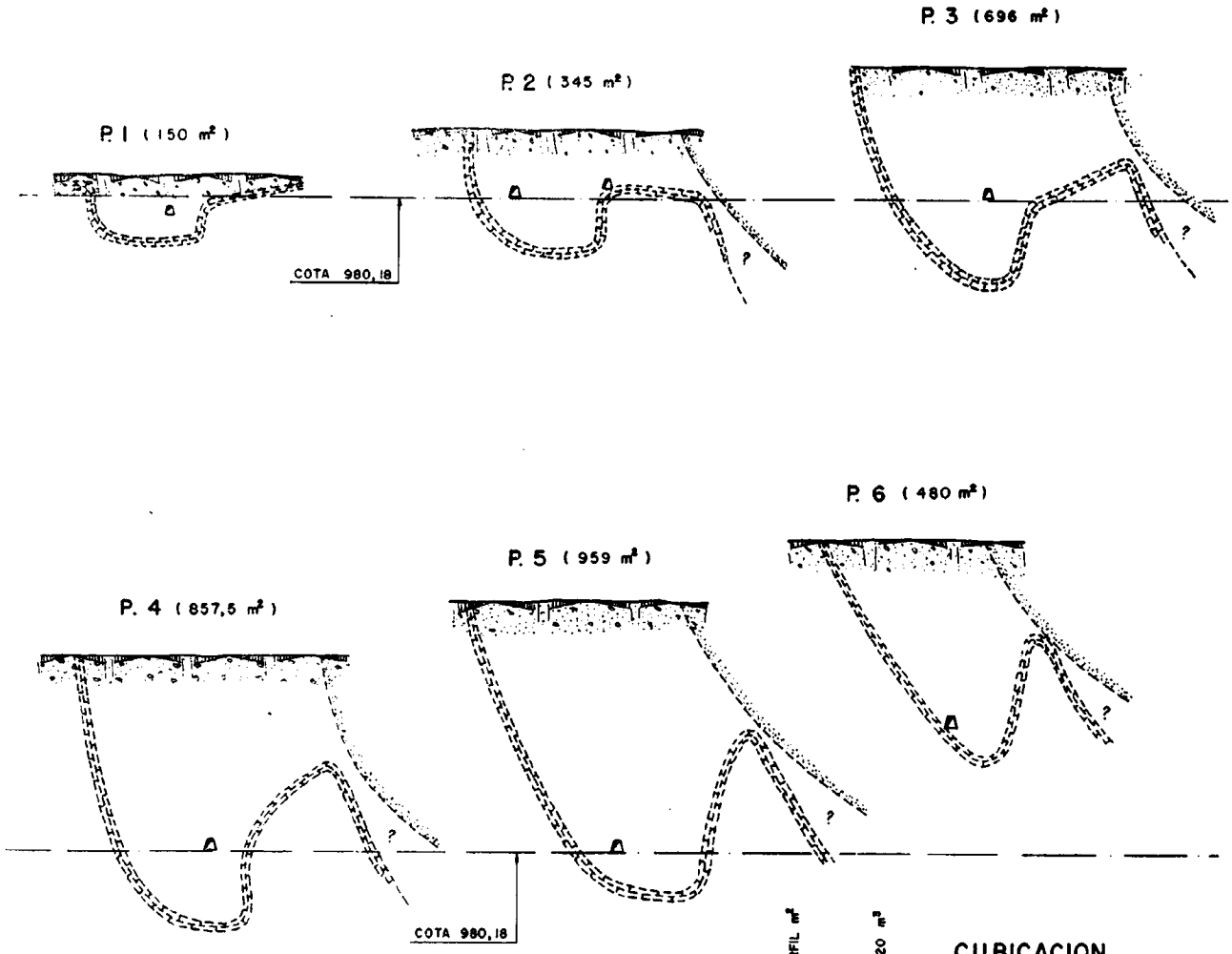


Figura 5.3-22

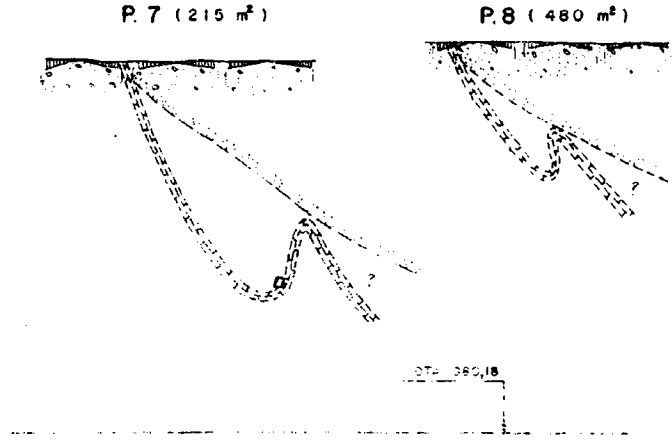
MINA CONSUELO. PERFILES



DENSIDAD = 2.500 Kç/m³

ANALISIS MEDIO AL_2O_3 36,71 % ; $SI\ O_2$ 26,65 % ; FE_2O_3 20,74 % ; $TI\ O_2$ 1,65 % ; P.C 13,29 %

DISTANCIA ENTRE PERFILES 20 m



CUBICACION

PERFILES TRANSVERSALES	SUPERFICIE MINERALIZADA POR PERFIL m²	VOLUMEN ENTRE PERFILES $(\frac{P+P'}{2})20$ m³	VOLUMEN PROGRESIVO	Tm. ENTRE PERFILES	Tm. PROGRESIVAS
P 1	150,00	4.950,00			
P 2	345,00	10.410,00	4.950,00	12.375,00	12375,00
P 3	696,00	15.535,00	15.360,00	26.025,00	38400,00
P 4	857,50	18.165,00	30.895,00	38.837,50	77237,50
P 5	959,00	14.390,00	49.060,00	45.412,50	122650,00
P 6	480,00	6.950,00	63.450,00	35.975,00	158625,00
P 7	215,00	2.487,00	70.400,00	17.375,00	176000,00
P 8	33,75		72.887,00	6.217,50	182.117,50

Figura 5.3-23

MINA JOSE. PLAN DE LABORES

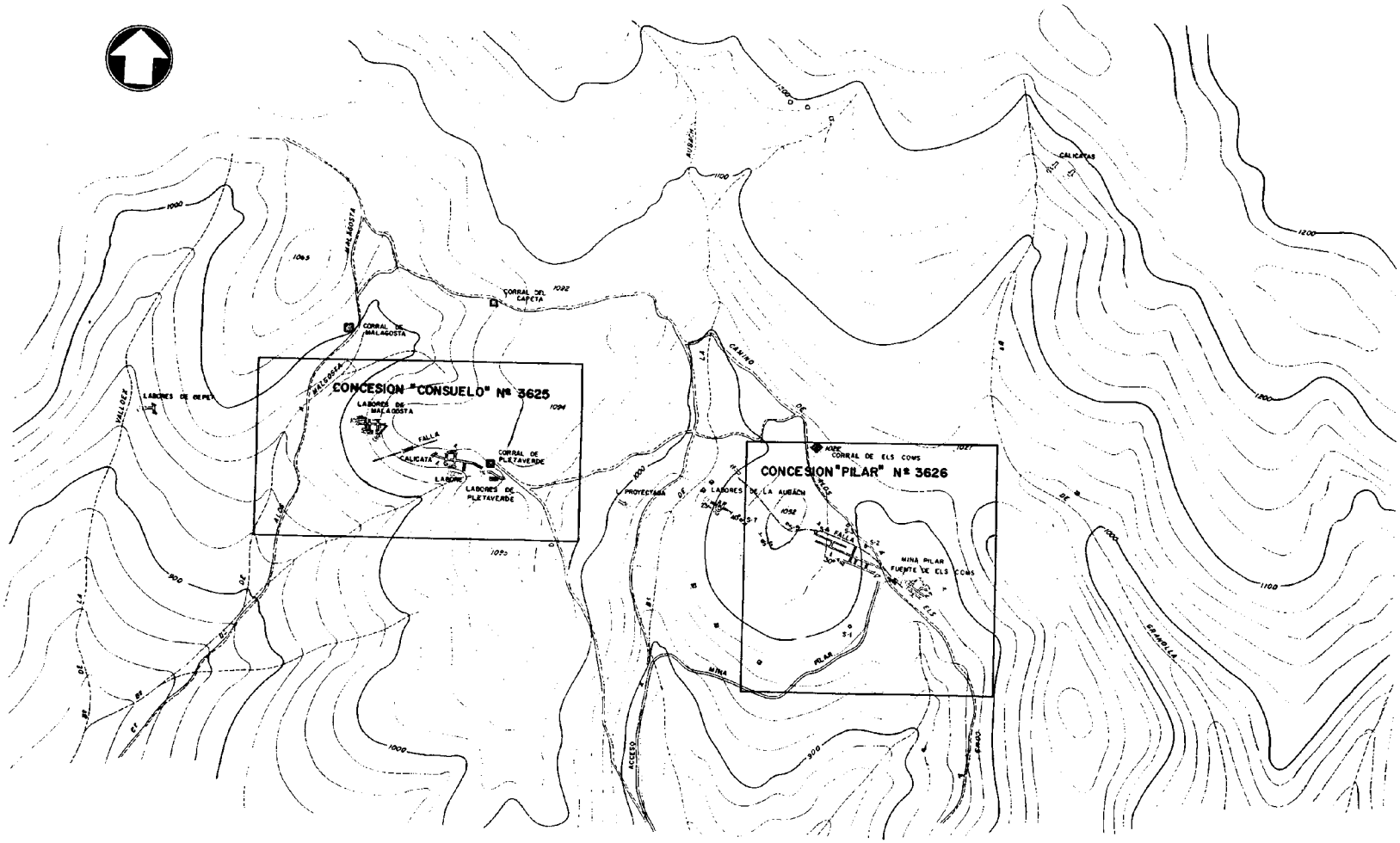


Figura 5.3-24

PLANO DE LA CUENCA MINERA DE BAUXITAS DE MIRALLES-AIGUAMURCIA

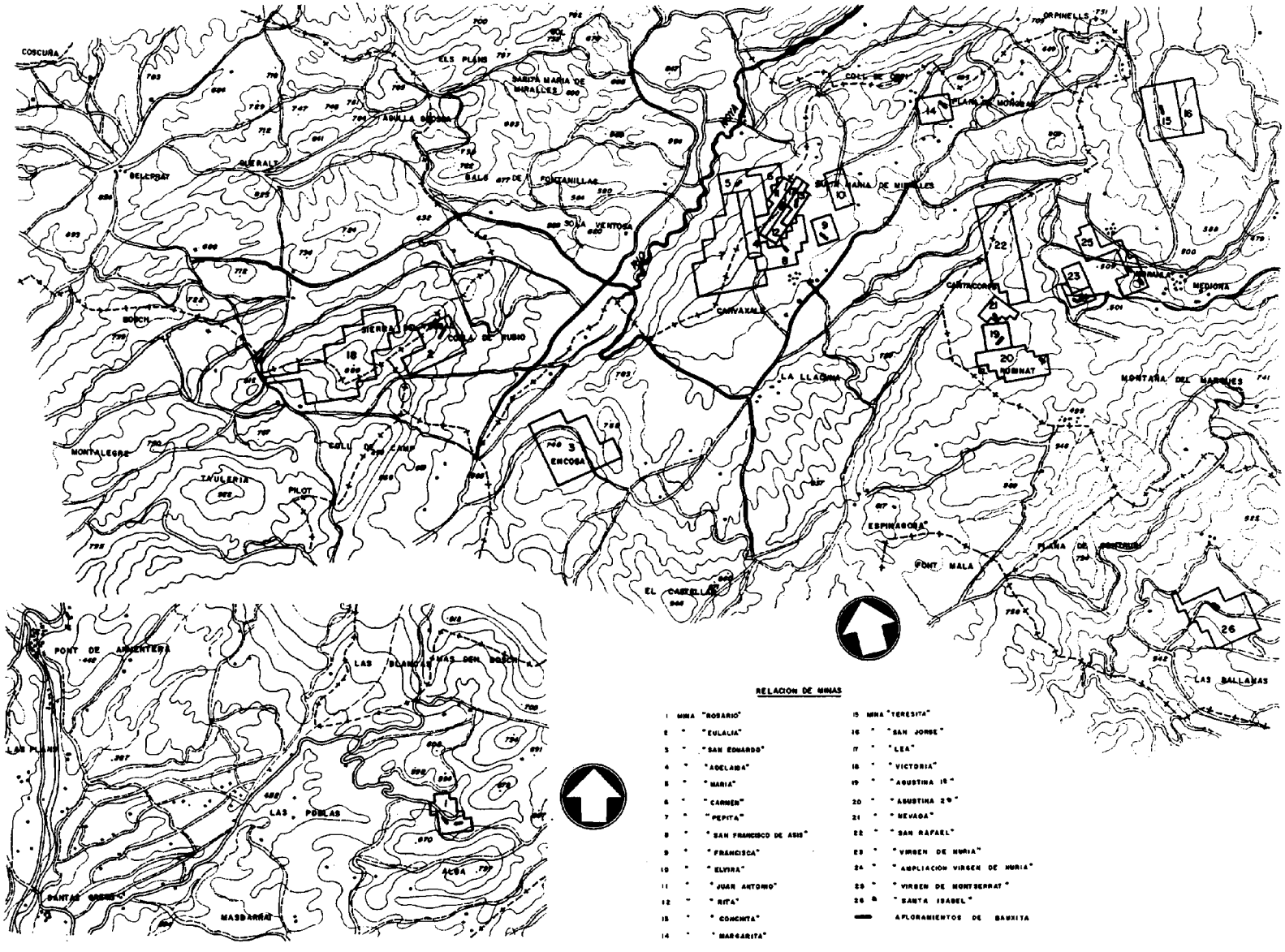


Figura 5.3-25

Se han extraído de esta parte que corresponde a la mina Agustina importantes cantidades de mineral, estando hoy día totalmente explotadas.

También en esta zona existen otros afloramientos, que corresponden a la mina Nevada y llamados de Más de Solé.

En el camino de Mediona a Orpinell, en el borde izquierdo del barranco de la Taulería, había un yacimiento muy curioso. Era un criadero de arrastre, tipo talud, con gruesos bloques de bauxita más o menos redondeados, hasta de 1,50 m de alto por 2 de largo, y aún más gruesos; se han hecho labores de reconocimiento y extraído todo el mineral.

Zona de la Llacuma y de Santa María de Miralles o de la sierra de la Costa: Los yacimientos de esta zona eran los de mayor cubicación de la región Central; hace tiempo que se han explotado, y de alguno de ellos se sacaron varios miles de toneladas.

Afloramiento de Puig: Son los de posición más oriental en la Sierra; se encuentran al este del Puig y ladera suroeste de la Plana de Montgrós, cauce de la vaguada del torrente. A unos 500 m al oeste del camino de Frangfregona se han hecho algunas labores.

Afloramiento de Els Casals: En la ladera sureste de la sierra de la Costa, cerca del caserío de las Vilatas y muy próximo a la casa de Els Casals, en la orilla opuesta del barranco, existió un interesante yacimiento, que fue objeto de explotación y está hoy completamente agotado. Era un magnífico ejemplo de relleno de oquedades al presentarse como relleno de una torca de unos 20 m de diámetro y algo más de profundidad, excavada en las calizas triásicas.

A poca distancia al noreste de la casa está el yacimiento del Roure, que es un crestón en las calizas. Hay otros pequeños asomos a unos 200 m de la casa del Coll.

Yacimientos del Clot del Lloo: A unos 500 m del anterior existió un afloramiento mucho más importante. Dos crestones de este lugar han sido explotados y de ellos se ha sacado mucho mineral, como indica la importancia de las escombreras.

Muy cerca de la mina Adelaida se encuentra el criadero más importante por su cantidad y buena calidad de su mineral, que fue objeto de activa explotación hasta su agotamiento. Estaba constituido el yacimiento por una gran masa, enclavada en las carniolas, con unos 45 m de espesor visible, 150 m de corrida y cubierto por las calizas eocenas del nivel de las alveolinas; se arrancaron unas 50.000 t.

Está situado en la parte alta de la sierra y en la ladera que mira al valle de Miralles, aflorando el mineral desde la media ladera hasta la cima. Forma parte del anticlinal general de la sierra, cortado por una falla. Las primeras labores efectuadas por La Alquimia, C. A., pusieron al descubierto la masa bauxítica en un frente de 100 m, con una anchura de 30 y 25 de profundidad.

A unos 100 m al N-NO de este criadero hay otro yacimiento, del que también se arrancó mineral, que corresponde a la concesión mina María, al oeste de C. Ubaga.

Criaderos de la Costa de Rubió: Se encuentran en la parte alta de la sierra del Turbal, en el lugar conocido por Costa de Rubió. Hay una masa de bauxita en caliza de color gris, de grano fino, cristalina, que forma una flexión y en su codo está la bauxita. Se ve claramente que la bauxita se ha acumulado en la charnela del pliegue anticlinal como material más plástico, el cual roto en su eje permite aflorar la bauxita.

El pliegue es francamente disimétrico, con vergencia sur, y consta de núcleo triásico, bauxita y caliza con alveolinas. La bauxita aflora en tres puntos próximos a la altura y dirección.

Yacimiento del Salt del Gos: Frente a los afloramientos de la Costa de Rubió, en línea recta al S-SO de ellos, en la ribera derecha de la Sierra, muy cerca del vértice Ancosa, y en la falda Norte de la montaña, en el paraje llamado Salt del Gos, hubo otro afloramiento, que fue objeto de explotación y ha quedado agotado.

Criaderos de Alguamurcia, provincia de Tarragona: En el lado derecho del barranco Massot, y como a 1 km al sur del Más del mismo nombre, se encuentra una banda de afloramiento donde se ha explotado una importante masa de bauxita a cielo abierto.

5.3.3 REGION SUR

La zona bauxitífera de la región Sur abarca parte de las provincias de Tarragona, Teruel y Castellón; se encuentra en el macizo montañoso de los puertos de Tortosa y Beceite, pudiéndose limitar por la poligonal de los pueblos de Prat de Compte, Horta de San Juan, Arnés, Beceite, Valderrobles, Fuentespalda, Peñarroya de Tastavins, Fredes y Tortosa, cerrando nuevamente con Prat de Compte. Para su descripción se divide la zona en dos sectores:

A) Sector de Horta de San Juan y
B) Sector de Fuentespalda-Beceite.

La geología de la región tiene como característica la de encontrarse en una gran fosa mesozoica, fuertemente plegada por los movimientos alpinos que formaron un anticlinorio de dirección NO-SO, con marcada vergencia al NO. El conjunto está formado por terrenos mesozoicos y cenozoicos, en los márgenes de la sierra, que forman un gran macizo calizo.

5.3.3.1 Sector Horta de San Juan

Se extiende el sector desde las Sierras de Montsacre hasta las rocas de Benet, donde en una banda de terreno montañoso en dirección NE-SO existen afloramientos que por su número e importancia hicieron pensar se trataba de una gran capa de bauxita. La posterior investigación y explotación de algunos yacimientos no echó por tierra la anterior suposición ni ha llegado, como en los anteriores, a demostrar que el yacimiento se redujese a una serie de bolsadas, restos, quizá, de una antigua capa erosionada. Como característica común, los yacimientos tienen por muro calizas jurásicas y por techo unas calizas tableadas, que pueden clasificarse como eocenas o de la base del Oligoceno (Fig. 5.3 - 26).

Estos afloramientos dieron origen a que se denunciaran al sur del río Canaleta las siguientes concesiones:

	Hectáreas
Mina María	160
Mina Margarita	60
Mina Dolores	137
Mina Nuestra Sra. de la Cinta.	187
Mina Santa Bárbara	60
Mina Amp. a Santa Bárbara	10
Mina San Fernando	7
Mina Purísima	20
Mina Concepción	150
Mina San Salvador	32
TOTAL	823

PLANO DE LA CUENCA MINERA DE BAUXITAS DE HORTA DE SAN JUAN

EQUIDISTANCIA DE LAS CURVAS DE NIVEL = 50 m

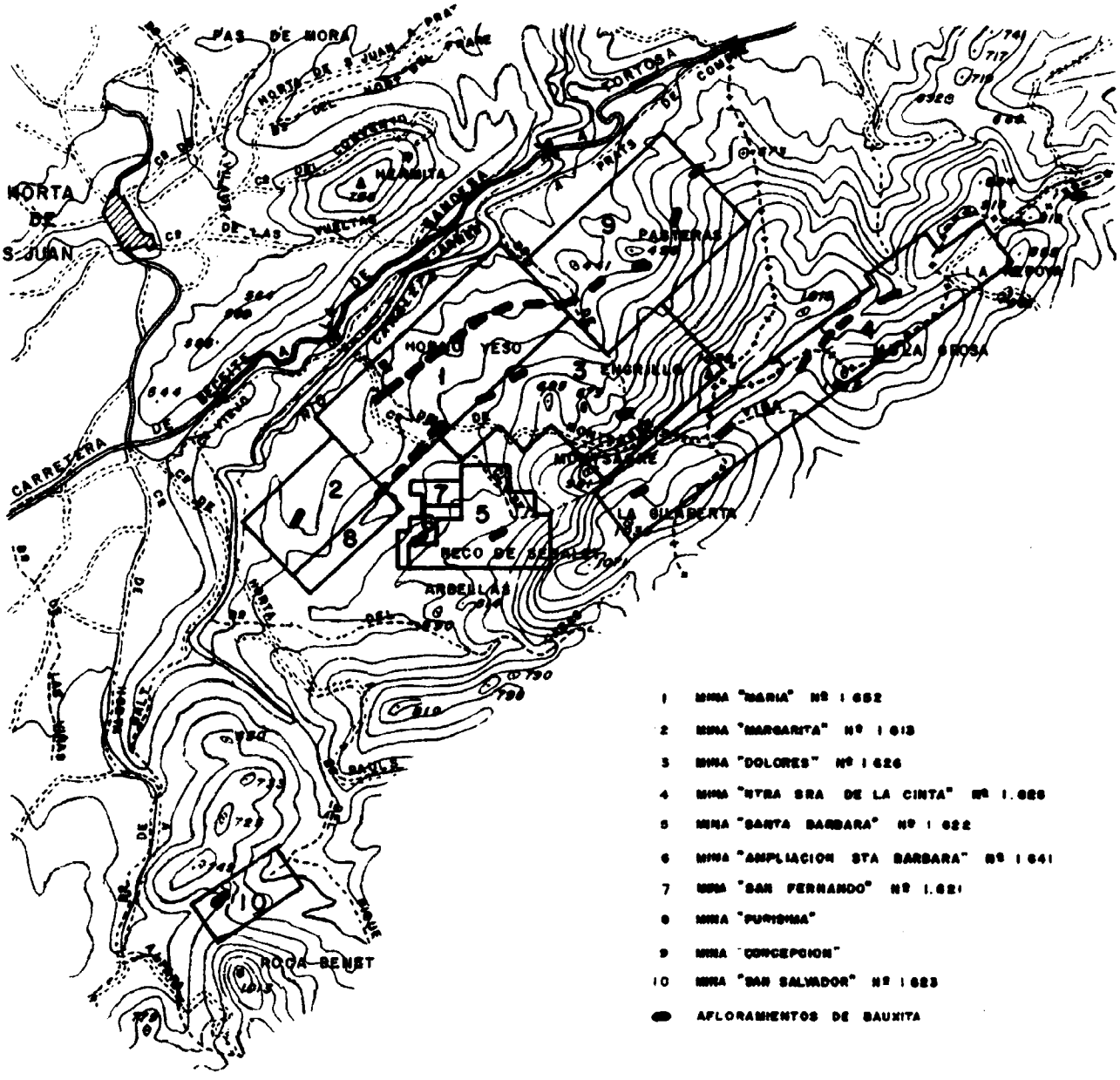


Figura 5.3-26

ENUMERACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE LOS AFLORAMIENTOS

Se aprecian dos alineaciones de afloramientos, una próxima al borde del río Canaleta, que recorre las concesiones Concepción, María, Margarita, y otra al sur, que se extiende sobre las concesiones de Nuestra Señora de la Cinta, Santa Bárbara y San Salvador.

Afloramientos de Montsacre: Entre los picos de Molagrossa y Gilaberta, al sur del pico de Engrilló, en la mina Nuestra Señora de la Cinta, existe una serie de afloramientos que pueden verse siguiendo el camino del Puerto de la Fuente de Montsacre; asimismo se ven asomos de bauxita en el Coll de Ballot y en la cabecera del torrente de Pauls, en el camino de la Fuente de Montsacre a Horta de San Juan, al oeste de los anteriores; en la mina Santa Bárbara existe en el Recó de Segalet una importante masa de bauxita y pisolítica.

En esta misma alineación, en el extremo oeste de ella, dentro de la mina San Calvador, en el Coll de la Terra, al pie de las Pudingas de las peñas de Benet, existe un pequeño afloramiento, puesto de manifiesto por una falla que descubre las calizas jurásicas del muro de la formación bauxitífera.

Afloramiento de la Casa de la Viña: En la concesión María y en la alineación de afloramientos próxima al río Canaleta se observan una serie de asomos bauxitíferos a unos 3 km de longitud, con potencias hasta 10 m, conocidos de muy antiguo.

Desde Pasteras al Horno de Yeso, situado en el centro de la concesión María, se han realizado una serie de pequeñas investigaciones, que han puesto de manifiesto la independencia entre unos y otros asomos.

Al oeste de estos yacimientos, y en el límite de las concesiones María y Margarita, existen junto al Más de la Sorda unos afloramientos que, como los anteriores, descansan sobre calizas jurásicas.

Ya dentro de la mina Margarita, en Can Román, existe también un afloramiento de características análogas a las anteriores.

RESERVAS ESTIMADAS EN EL SECTOR

Para este sector se estima como probables 1.500.000 t.

LEY MEDIA DEL MINERAL

El análisis de un gran número de muestras permite dar como ley media de mineral la siguiente:

	Porcentaje
Al_2O_3	36,72
SiO_2	38,20
Fe_2O_3	7,40
TiO_2	2,75
P. calc.	14,93

5.3.3.2 Sector de Fuentespalda-Beceite

En este sector, junto con el anterior, se encuentran las mayores reservas conocidas de bauxitas de España, y, a pesar de ello, sólo se han realizado en él pequeñas investigaciones; el alto contenido de sílice, 38 por 100, frenó, en los años 1950 a 1960, la investigación, que alcanzó la máxima actividad en dicha década.

La tectónica más tranquila que en otras regiones bauxitíferas, el innumerable número de afloramientos, la proximidad y la vivencia de la unión entre ellos, hacen de ella la región en que se puede dar a simple vista una cubicación de importancia.

Esta razón ha hecho que se mantengan vivas las siguientes concesiones de bauxita y lignito (Fig. 5.3 - 27):

YACIMIENTOS	Metales	Hectáreas
Mina N. Sra. de los Reyes, n.º 4.714.	Bauxita	364
Mina San Miguel	Bauxita	60
Mina Florinda, n.º 4.712	Bauxita	75
Mina San Pancracio, n.º 4.710	Bauxita	176
Mina Amp. a San Pancracio, número 4.713	Bauxita	18
Mina Cristina, n.º 4.711	Bauxita	70
Mina Juanita, n.º 4.740	Bauxita	32
Mina Reconquista, n.º 4.101	Bauxita y lignito	1.331
Mina Por Si Acaso	Lignito.....	25
Mina Rosario	Lignito.....	20
Mina San Ramón	Lignito.....	12
Mina San Antonio	Lignito.....	12
Mina Comp. a San Rogelio	Lignito.....	4
Mina San Rogelio	Lignito.....	23
Mina Angeles, n.º 4.738	Bauxita	366
Mina Mena, n.º 5.014	Bauxita	2.476
Mina Torbellino, n.º 5.013	Bauxita	294
	TOTAL.....	6.398

ENUMERACIÓN Y DESCRIPCIÓN DE LOS YACIMIENTOS

Afloramientos de las sierras al sur de Beceite: En la parte superior del río Matarraña, en las proximidades de las Cubillas, del Pastizal y La Mola de Lino, se encuentran una serie de afloramientos de unos 10 km de longitud, cuya potencia oscila entre los 15 y 20 m, que arman sobre calizas urgo-aptenses y areniscas albenses.

Afloramientos de Beceite: En el camino de Valderrobles a Beceite, en el límite entre el Terciario de la cuenca del Ebro y el Jurásico de la sierra del Arca, se encuentran interesantes asomos de bauxita debajo de las calizas liásicas.

En el flanco sureste del anticlinal Beceite-Peñarroya, sobre unas formaciones cretáceas concordantes con el Jurásico, afloran formaciones bauxitíferas. Al noroeste de Beceite, en la ribera izquierda del Matarraña, los afloramientos encontrados descansan sobre un muro de calizas jurásicas.

Afloramientos en Fuentespalda: En el acticlinal de Prat de Compte, al este de Fuentespalda, existe una importante serie de afloramientos que descansan sobre calizas posiblemente jurásicas, cubierta por un techo de arenas albenses. En la vertiente noroeste de la sierra, así como en el paraje de Els Collats y de la Picosa, se observa también una banda de afloramientos que, a pesar de su importante longitud, presenta una continuidad manifiesta.

En toda la región afloran grandes bolsas de mineral, que hacen creer por su concordancia que pertenecen a la misma capa que aflora ostensiblemente en el barranco de Pere Andréu.

5.4 RESERVAS TOTALES ESTIMADAS

Se aplican las siguientes definiciones para los conceptos de toneladas: seguras, probables y posibles de un yacimiento.

Seguras: Investigado en sus tres dimensiones.
Probables: Investigado en dos direcciones.
Posibles: Reconocido en una dirección.

PLANO DE LA CUENCA MINERA DE BAUXITAS DE FUENTESPALDA-BECEITE

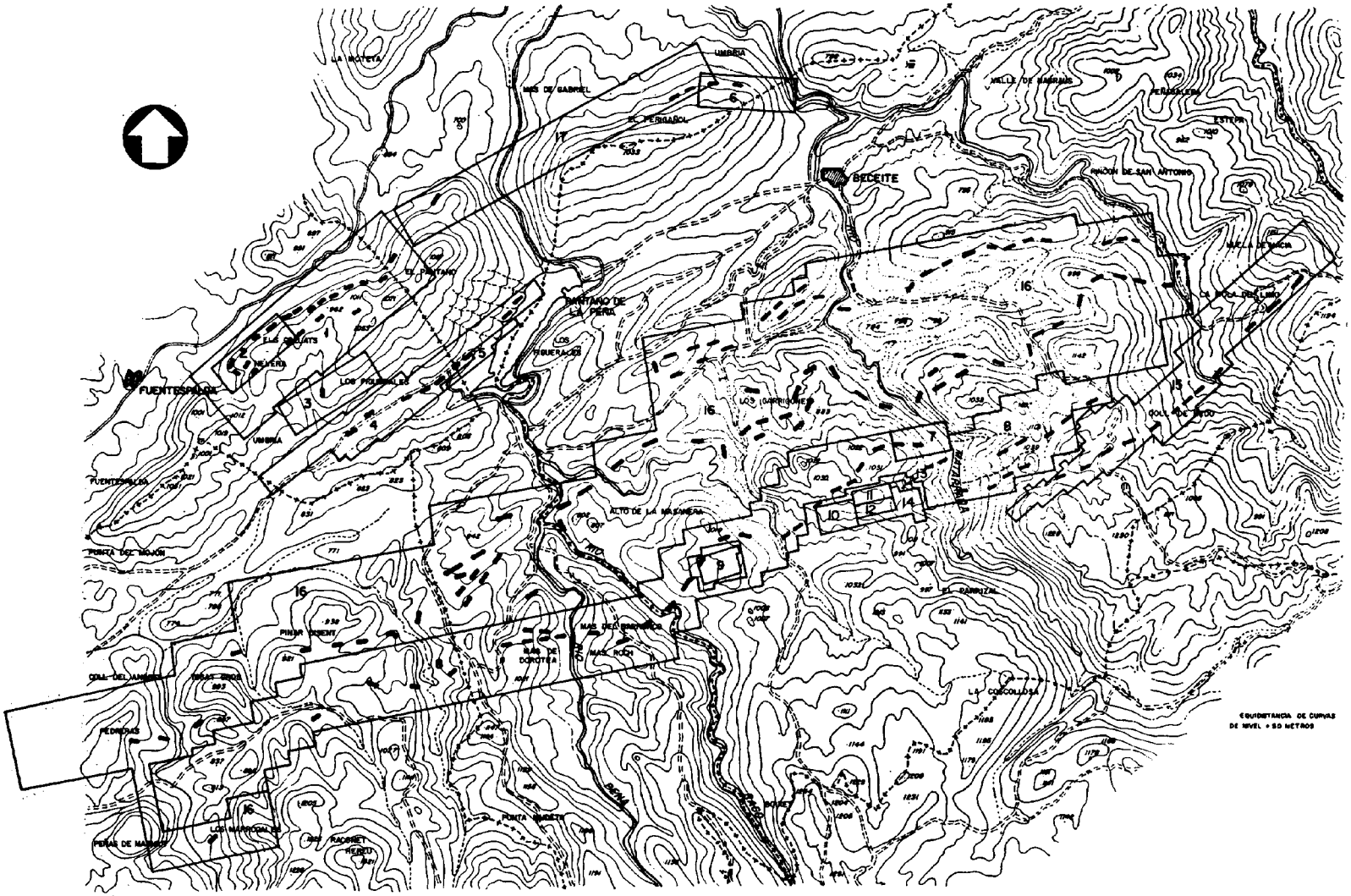


Figura 5.3-27

Las cubicaciones que se dan a continuación se han realizado con un criterio conservador en cuanto a las probables y posibles y dentro de la más absoluta realidad en las seguras:

Región	Sector	Seguras	Probables	Posibles
Subpirenaica	Tuxent-Fornols	60.000	120.000	200.000
	Peramula-Rial	25.000	50.000	50.000
	Alós Camarasa	1.025.000	600.000	3.000.000
Central	Horta S. Juan	—	1.500.000	2.500.000
Sur	Beceite-Fuentespalda	—	60.000.000	55.000.000
TOTALES		1.110.000	62.270.000	60.750.000

En este inventario de reservas conocidas de España sólo se ha tenido en cuenta el noreste de la Península, ya que no es posible aventurar ninguna cubicación en León y Murcia.

Por la gran extensión en que se distribuyen y por el número de yacimientos, descritos en esta monografía, resulta para cada yacimiento una cubicación tan pequeña que con las técnicas y costos actuales los hace prácticamente inexplotables por antieconómicos.

De hecho, esto ocurre en la totalidad de las regiones Subpirenaica y Central; únicamente por lo dicho para la región Sur de Horta de San Juan y Beceite-Fuentespalda, acerca de la concentración y espectacularidades de sus yacimientos, se puede mirar con optimismo el futuro de la industria del aluminio en España.

Los 100 millones de toneladas estimados como probables en esta última región deben ser confirmados lo más rápidamente posible.

Es indudable que el tratamiento industrial de bauxitas altas en sílice está prácticamente puesto a punto; por tanto, se estima que el Programa Nacional de Investigación Minera debe poner el mayor interés en la programación y proyecto de investigación de esta región bauxitífera.

5.5 CONCLUSIONES

5.5.1 SITUACION ACTUAL DEL SECTOR

La producción actual de España es de 90.000 t de aluminio metal de primera fusión, obtenida toda ella de alúmina de importación.

El problema de suministro de materia prima, en todos los países que carecen de bauxitas aprovechables, tiene una gran importancia, ya que el suministro internacional de mineral está en manos de un oligopolio —menos de diez grandes empresas— que dominan el mercado mundial.

La obtención de contratos y precios a largo plazo es aleatoria y sujeta a las inestabilidades políticas de los países suministradores.

Los consumidores españoles ENDASA (INI) y Aluminio de Galicia, por su capital, con participación extranjera, trabajan con precios políticos, impuestos por los intereses de dicho capital extranjero.

La materia prima utilizada por la industria nacional no es la bauxita, sino la alúmina, procedente del tratamiento del mineral por el procedimiento Bayer, tratamiento que se realiza en los países suministradores.

El procedimiento Bayer, a pesar de las variaciones y mejoras introducidas en sus cien años de existencia, es incapaz de tratar económicamente bauxitas altas en sílice, como las nacionales.

Las reservas de bauxitas mundiales disminuyen rápidamente y las existentes, se insiste, tienen el inconveniente de la inestabilidad política de los países que disponen de yacimientos y el enorme transporte a los puntos de aprovechamiento.

La industria del aluminio está formada por empresas de organización vertical, que va de la propiedad y explotación de la mina a la venta del producto manufacturado.

Los puntos anteriores obligan no sólo a España, sino a todos los países industrializados del mundo a solucionar el problema de este metal, que tiene un ritmo de consumo creciente y a poner a punto procedimientos metalúrgicos que aprovechen las bauxitas de baja calidad.

En EE. UU., la Empresa Allied Chemical Corp. patentó hace unos años el procedimiento Genal, que permite el tratamiento de bauxitas altas en sílice, patente que ha vendido recientemente a Reynols, hoy explotadora ya de la misma.

5.5.2 RESERVAS

A pesar de una investigación que ha durado más de 30 años, por la limitación de los medios económicos disponibles, queda mucho por hacer en la cubicación de las reservas de los yacimientos conocidos y en la investigación de los nuevos indicios que pudieran encontrarse.

Actualmente las reservas de bauxita explotables económicamente son, en una primera estimación, del orden de 100 millones de toneladas.

La ponencia considera muy importante recomendar que el Programa Nacional de Investigación Minera dedique el mayor esfuerzo posible a este sector.

5.5.3 PRODUCCION NACIONAL

La producción nacional de bauxitas es prácticamente nula en España, alcanzando un máximo de 6.000 t/año. El aprovechamiento metalúrgico de las bauxitas altas en sílice, hoy resuelto, hacen prever una producción de 700.000 t/año en la cuenca de Fuentespalda-Beceite (Teruel), que suministraría la bauxita necesaria para abastecer la instalación metalúrgica, que ineludiblemente deberá montar España en un futuro próximo en las proximidades del yacimiento, considerando como ubicación más conveniente la costa de Tarragona, en las proximidades de la central nuclear de Vandellós.

5.6 SUGERENCIAS Y RECOMENDACIONES

La condición imprescindible para el desarrollo del sector es la instalación de una fábrica capaz de producir en el año 1975 300.000 t de alúmina en primera fase, ampliable al doble en una segunda fase (año 1980).

La Administración debe promocionar la construcción de la misma, atendiendo a las siguientes premisas:

- Su necesidad.
- Capaz de tratar indistintamente bauxitas nacionales y extranjeras.
- Volumen adecuado, 300.000 t de alúmina mínimo.
- Garantía de un costo igual o inferior al de la alúmina de importación.
- Respetar los intereses de las industrias actuales de transformación, dándoles entrada en la sociedad que se constituya.

Para lograr tales objetivos se estima como necesaria una inversión aproximada de unos 2.500 millones de pesetas, que, en dependencia del carácter de los partícipes en el desarrollo del negocio, exigirían mayores o menores aportaciones o financiación del sector público nacional.

El criterio de esta ponencia es que cualquier ayuda estatal, créditos oficiales, exenciones fiscales, etc. tendrían una gran rentabilidad en la economía nacional.

Por lo tanto, teniendo en cuenta que el aluminio ocupa un lugar entre las sustancias prioritarias de primer orden, se recomienda:

- Que por una comisión oficial, por cualquier otro Organismo o empresa calificada, se compruebe de manera fehaciente la viabilidad del procedimiento Genal para el tratamiento de las bauxitas españolas.
- Que el Instituto Geológico y Minero de España dedique su interés preferente e inmediato a la investigación y cubicación de las bauxitas de la zona de Beceite-Fuentespalda (Teruel).
- Incluir la minería y metalúrgica del aluminio en lugar preferente del Programa del III Plan de Desarrollo Económico Social.

6. CAOLIN

6.1 INTRODUCCION

6.1.1 OBJETIVOS DE ESTE ESTUDIO

— Presentar la situación actual de la minería y tratamiento de caolines. Estudio de mercados.

— Deducir las correspondientes conclusiones respecto a la eventual necesidad y posibilidad del desarrollo de esta minería y/o su industria en España.

— Ofrecer las propuestas oportunas, con el fin de conseguir los objetivos deducidos mediante las consideraciones anteriores.

— Recopilar datos de índole diversa que puedan servir, en un futuro próximo, una vez ordenados, comprobados y valorados, para emprender estudios más minuciosos y de mayor alcance y eficacia.

6.1.2 DEFINICIONES

Todavía no se ha aceptado una definición universal sobre el caolín como mineral, aunque sí se van aproximando cada vez más entre sí las recientes propuestas, y ello, gracias al mejor conocimiento de su génesis y a la aplicación en su estudio de modernos procedimientos físico-químicos de análisis y control.

6.1.2.1 Geológica

Se trata de un mineral sedimentario formado por descomposición de rocas antiguas, ricas en feldespato, bajo la influencia de agentes reductores, como el lignito, anhídrido carbónico, ácidos húmicos, etc., dando lugar a un grupo de arcillas, compuesto principalmente por caolinita ($Al_2O_3 \cdot 2\ SiO_2 \cdot 2\ H_2O$). Es propia de los granitos y pórfidos una tendencia a este proceso de caolinización. Se caracteriza por su color blanco tras la cocción y por su carácter refractario entre los conos 34 y 35.

6.1.2.2 Geológico-minera

Según dictamen del Consejo de Minería (3-1-1957) deberán considerarse como caolines aquellas sustancias que después de adecuado tratamiento (lavado, preparación mecánica y otros procedimientos de concentración) tengan, además de la blancura propia de aquéllos, una composición que contenga:

33 a 40 por 100 de alúmina (Al_2O_3).
45 a 60 por 100 de sílice (SiO_2).
11 a 14 por 100 de agua (H_2O).
Menos de 2 por 100 de óxido de hierro.
Menos de 3 por 100 de otras impurezas (sosa, potasa, cal, magnesia, etc.).
Sin láminas de mica ni pirita.

6.1.2.3 Físico-química

Coordinando distintas, pero parecidas definiciones propuestas (Salmans, Effrenob, Marsall, Lapparent, Noll, Ferrer Olmos, Colomer, Asdell), el caolín es una sustancia mineral arcillosa, del grupo de los silicatos de aluminio hidratados, con predominio de la caolinita, cuyo tamaño de grano, en diámetro esférico equivalente, es inferior a 40 micras, compuesta por uno o varios de los siguientes componentes:

Caolinita y otras especies minerales de igual fórmula	$Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$
Anauxita	$Al_2O_3 \cdot 3SiO_2 \cdot 2H_2O$
Halloisita	$Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 4H_2O$
Alofana	$Al_2O_3 \cdot mSiO_2 \cdot nH_2O$

La preponderancia de cada una de las especies indicadas queda reflejada en los gráficos obtenidos mediante análisis térmico-diferencial (DTA).

También se encuentra en el caolín sílice libre en forma de arena (6 mm — 0,075 mm), granos mayores de cuarcita microcristalina, mica, feldespatos sódicos, potásicos y cálcicos, pequeñas cantidades de sulfato magnésico, titanato férrico, etc.

La caolinita se presenta en plaquitas de aspecto hexagonal por debajo de 2 micras y en láminas vermiculares por encima de 2 micras.

ANALISIS COMPARATIVO DE UN CAOLIN COMERCIAL USA, REFINADO, CON CAOLITA TEORICA

	Caolín refinado comercial Porcentaje	Caolinita teórica Porcentaje
SiO_2	45,4	46,5
Al_2O_3	38,8	39,5
TiO_2	1,6	—
CaO	0,35	—
Fe_2O_3	0,31	—
Na_2O	0,13	—
K_2O	0,02	—
P. F.	13,8	14,0
TOTALES	100,41	100,0

6.1.3 PROPIEDADES

Color blanco, alto porcentaje en partículas muy finas desde sub-micrones hasta 40 micras, facilidad de dispersión, químicamente inerte, abrasión muy baja, notables parámetros térmicos y eléctricos, y lo que es de mucha importancia, barato con respecto a otros materiales de propiedades semejantes a los que va sustituyendo.

Sus propiedades naturales, que lo hacen ya componente fundamental en muchas ramas de la industria, pueden ser modificadas en forma controlable mediante tratamientos adecuados.

Puede indicarse que si fuese necesario «proyectar» un material sintético de amplia gama de utilización y funcionabilidad, el producto final se parecería mucho al caolín. No es extraño, pues, que se intensifique cada vez más la investigación, intentando conseguir procedimientos mejores y refinados para la explotación y tratamiento de este mineral.

Las propiedades totales, muy variadas, que determinan su línea de aplicación óptima, exigen análisis químico, estudio físico-químico y caracterización de su estructura molecular mediante curvas de deshidratación, análisis térmico diferencial (DTA), difracción de rayos X, microfotografías con microscopio electrónico, espectrofotometría de llama, polarografía; y estudio de características técnicas como granulometría, densidad, viscosidad, plasticidad, fusibilidad, cohesión en crudo, defloculación, coloración y aspecto en cocido, resistencias mecánicas, límite líquido de Atterberg, cocción a 1.250° C., etc. Se utilizan computadoras electrónicas para determinar campos de aplicación como resultado conjunto de los datos antes mencionados.

6.1.4 APLICACIONES

La importancia creciente del caolín en el mundo se debe principalmente a sus muchas aplicaciones y bajo precio. Más adelante se tendrá ocasión de estudiar comparativamente los principales tipos.

Al consumo tradicional en las industrias de loza, porcelana, refractarios, gres, cementos blancos y papel hay que añadir ahora su creciente utilización, en aumento proporcional con el de estas industrias: gomas, plásticos, tintas, pinturas, adhesivos, insecticidas, productos farmacéuticos, aditivos alimenticios, blanqueadores, absorbentes, fertilizantes, plagicidas, aditivo para filtros, cosmética, productos químicos, tizas, lápices, jabones y detergentes, pastas diversas, gránulos para cubiertas, fundiciones, linóleo, textiles, etc.

Cada vez surgen nuevas aplicaciones como respuesta de la tecnología del tratamiento del caolín al desafío de la industria manufacturera, que exige nuevas o más estrictas especificaciones. Este desafío mineralúrgico dio lugar hace algunos años al procedimiento de ultraflotación, que de un material de entrada con 100 por 100 menor de 3 micras y 48 por 100 menor de 0,5 micras, separa las impurezas inferiores a 1 micra. Este proceso se describe en el capítulo dedicado a «Instalaciones de tratamiento».

Desde hace muy pocos años se utiliza para recubrimiento de cables eléctricos y en productos de fibra de vidrio reforzada, porque junto a sus propiedades físicas ofrece un precio mucho más bajo que el de los polímeros.

En EE. UU. la industria papelera es el mayor consumidor; como aditivo y recubrimiento, proporciona brillo, opacidad, suavidad, resistencia y buena superficie de impresión. Se utiliza el caolín más blanco, fino (90 por 100 < 2 micras) y que responde a las más exigentes especificaciones en cuanto a brillo, viscosidad, color, etc.

La finura de partículas y su distribución granulométrica son dos factores determinantes para el control y aplicaciones del caolín. Las fracciones gruesas se utilizan como relleno en papel, plásticos, pinturas, adhesivos, algunas aplicaciones cerámicas, fibras de vidrio, insecticidas, etc. Las fracciones finas en el satinado del papel, pinturas muy brillantes, tintas, cerámicas técnicas, gomas, etc. Téngase en cuenta que el caolín comercial norteamericano oscila entre 10 por 100 a 99 por 100 de grano inferior a 2 micras.

El caolín calcinado a 1.050° C pasa a mullita, cristobalita y espinela silico-aluminosa convirtiéndose en un producto más brillante y abrasivo con distintas propiedades físico-químicas apreciadas en la industria de pinturas, gomas y plásticos.

Como dato indicador de las posibilidades de aplicación del caolín, puede señalarse que una empresa americana experimenta distintas especificaciones de las que 20 tienen ya uso comercial.

6.2 PRODUCCION

6.2.1 PRODUCCION MUNDIAL

Estados Unidos y Gran Bretaña son, con mucha diferencia, los grandes productores de caolín. Aprovechando las difíciles circunstancias atravesadas por Inglaterra durante y después de la última guerra mundial, Norteamérica supo utilizar esta oportunidad para desarrollar su minería y tecnología del caolín asimilando la experiencia inglesa e investigando con tesón hasta ocupar hoy el primer lugar que ostenta como país productor. Si bien los americanos reconocen la razón fundamental de su éxito, tal como se acaba de citar, también admiten que el mercado del caolín, sobre todo en la industria del papel, ha alcanzado ya en Europa casi el volumen de Estados Unidos. Inglaterra ha sido capaz de satisfacer las demandas europeas, tanto en cantidad como en calidad, contando, entre otras razones para ello, con la ventaja de los fletes. Sin embargo, EE. UU. intenta introducirse en el mercado europeo y ha pensado lógicamente, al igual que los actuales importadores, Alemania, Italia y Francia, y que la primera exportadora del mundo, Inglaterra, en *el aprovechamiento de los abundantes y variados yacimientos españoles, estratégicamente situados tanto desde el punto de vista geográfico como económico.*

PRODUCCION MUNDIAL

Países	1964	1965	1966	1967
EE. UU.	2.974	3.218	3.916	3.547
Gran Bretaña	2.033	2.203	2.482	2.591
India	428	504	540	505
Alemania R. F.	403	393	401	397
Austria	362	323	372	378
TOTALES	6.200	6.641	7.711	7.418

(1) Unidades: Miles de toneladas.

6.2.2 PRODUCCION NACIONAL

La producción de caolín en España queda reflejada en el siguiente cuadro:

PRODUCCION EN ESPAÑA

Años	Producción en toneladas	Valor en miles de pesetas	Ptas/t.
1957 (1) ...	85.315	31.699	371
1958	90.896	33.819	372
1959	115.964	32.928	283
1960	112.364	29.215	260
1961	126.893	29.972	236
1962	167.793	43.742	260
1963	207.609	50.315	242
1964	140.927	109.560	776
1965	146.713	120.431	827
1966	191.039	156.086	816
1967	219.018	185.370	846
1968	226.694	197.800	872
1969	274.314	249.028	907

(1) Hasta 1963 los datos se refieren a caolín bruto.

FUENTE: Ministerio de Industria.

Según este cuadro de 1957 a 1969, en doce años la producción se ha multiplicado por 3,2 y su valor bruto por 7,8.

Pero teniendo en cuenta que de 1957 a 1963, ambos inclusive, los valores dados se refieren a caolín bruto, cuyo contenido medio en caolín vendible es relativamente bajo en los minerales nacionales, los multiplicadores antes mencionados deberán ser corregidos en el sentido de que, entre 1957 y 1969 los de la producción y de su valor bruto han sido en realidad bastante superiores a 3,2 y 7,8, respectivamente.

Para mayor exactitud, en la etapa 1964-1969 inclusive, la producción casi se ha duplicado en cinco años y el valor bruto se ha multiplicado por 2,26. Con esta consideración se salva el intervalo anormal del período afectado por el plan de estabilización.

6.3 COMERCIO EXTERIOR

Las exportaciones de los grandes productores de caolín fueron en 1967:

PAISES	Producción (miles de t.)	Exportación (miles de t.)
Gran Bretaña.....	2.591	1.760
Estados Unidos	3.547	287,5

Hay que hacer notar que mientras Inglaterra exporta el 68 por 100 de su producción, EE. UU., a pesar de su enorme potencial en cantidad y calidad, debido a la desventaja de fletes ya señalada en el capítulo de «Producción mundial», sólo vende al exterior el 8 por 100 de lo que produce.

Si a ello se añade que además de los países importadores indicados en el cuadro siguiente, hay que tener en cuenta a otros de Europa y de Africa como próximos futuros compradores, puede explicarse el interés con que desde hace años algunos de los países citados vienen estudiando abundantes y variados yacimientos españoles.

ALGUNOS PAISES IMPORTADORES (1967)

	Toneladas
Alemania R. F.	392.000
Italia	365.000
Francia	225.000
Finlandia	210.000

6.3.1 COMERCIO EXTERIOR ESPAÑOL

Las cifras del comercio exterior español, tomadas de los Anuarios de la Dirección General de Aduanas, entre las que se han intercalado los correspondientes precios de los caolines españoles en el mercado nacional, para facilitar así la deducción de conclusiones, figuran en el cuadro siguiente:

COMERCIO EXTERIOR

Años	Importaciones			Precios nacionales Ptas/t.	Exportación		
	Cantidad en toneladas	Valor en miles de pesetas	Ptas/t.		Cantidad en toneladas	Valor en miles de pesetas	Ptas/t.
1961	3.519	7.138	2.020	236	13.937	15.832	1.136
1962	7.364	15.268	2.073	260	9.265	9.699	1.046
1963	7.955	18.481	2.323	242	10.715	10.438	974
1964	16.033	23.748	2.104	776	18.732	16.383	954
1965	28.404	66.010	2.323	827	25.106	21.519	857
1966	39.238	92.389	2.354	816	18.512	20.271	1.095
1967	44.897	101.822	2.268	846	19.586	25.158	1.284
1968	53.649	155.932	2.906	872	17.708	20.075	1.133
1969	65.007	198.669	2.963	907	33.004	47.607	1.442

La importación en los últimos ocho años se ha multiplicado por más de 18, siguiendo una línea siempre ascendente, hasta alcanzar en 1969 la considerable cifra de 65.000 t, por un valor de casi 193.000.000 pesetas, a pesar de que el caolín importado cuesta más del triple que el nacional y de que la producción nacional podría aumentarse en cualquier momento si así lo exigiese la demanda. Esto corrobora la falta de calidad del caolín elabora-

do en España por evidente deficiencia de las instalaciones de tratamiento. Las importaciones proceden casi en su totalidad del Reino Unido (cuadro 6.3 - 1).

En el mismo período de tiempo las exportaciones se han multiplicado tan sólo por 2,5, acusando grandes irregularidades, a pesar de vender a mitad del precio de importación, lo que hace pensar que el caolín español se ha utilizado como producto de mezcla o emergencia o para ensayos de refino, si se exceptúan algunas partidas procedentes de las dos o tres instalaciones modernas de Galicia. El principal comprador, con mucha diferencia sobre los demás, es Alemania R. F.

Con relación a los precios cotizados en Londres en diciembre de 1969, que oscilaban según calidades entre 1.530 y 5.100 pesetas. CIF, puerto europeo, es muy significativo el precio medio del caolín nacional alrededor de las 900 pesetas en mina en relación con su poco éxito en el mercado internacional.

En el cuadro siguiente se detalla el comercio exterior de enero a diciembre de 1969 con datos estadísticos de la Dirección General de Aduanas.

CUADRO 6.3-1

COMERCIO EXTERIOR (1969)

CLAVES	Importación		Exportación	
	Toneladas	Miles de pesetas	Toneladas	Miles de pesetas
Caolín en bruto:				
Alemania R. F.	16	37	5.884	4.545
Francia	64	176		
Italia	1	4	800	1.450
Portugal	800	906	—	—
Reino Unido	8.922	22.262	—	—
Argelia	—	—	5	16
Estados Unidos	1.453	7.631	—	—
Japón	1	41	—	—
Total Península y Baleares	11.257	31.057	6.689	6.011
Bélgica	6	40	—	—
Canarias	6	40	—	—
Total nacional	11.263	31.097	6.689	6.011
Caolín beneficiado o enriquecido por cualquier procedimiento incluso molido o calcinado:				
Alemania R. F.	139	606	15.980	26.680
Andorra	—	—		
Francia	3.568	8.738	2.580	5.306
Grecia	—	—	1.195	1.331
Italia	1	22	2.890	3.655
Países Bajos	259	1.655	3.525	4.222
Portugal	50	55	—	—
Reino Unido	46.615	137.700	—	—
Suiza	50	120	—	—
Turquía	—	—	2	6
Bélgica	64	726	—	—
Argelia	—	—	10	15
República Sudáfrica	2.198	5.519	—	—
Argentina	—	—	121	326
República Dominicana	—	—	0,925	9
Estados Unidos	788	6.347	—	—
Perú	—	—	0,203	0,991
Venezuela	—	—	11	31
Total Península y Baleares	53.732	161.488	26.315	41.596
Reino Unido	12	80	—	—
Canarias	12	80	—	—
Total nacional	53.744	161.568	26.315	41.596

FUENTE: Estadística de Comercio Exterior de España. Ministerio de Hacienda. Dirección General de Aduanas.

6.4 CONSUMO

El consumo de caolín en España se ha incrementado de forma espectacular en los últimos siete años, pasando de 40.577 t en 1961 a 262.635 t en 1968, es decir, se ha multiplicado por 6.

Con datos extraídos del Servicio Sindical de Estadística, Producción Industrial, se ha confeccionado el cuadro siguiente que refleja el consumo de caolín por sectores.

En la columna «otros» habría que incluir distintas industrias como la del papel que en 1968 consumió 53.451 t, por un valor de 104.000.000 pesetas, y otras en las que no se desglosa exactamente el caolín, aunque lo utilizan cada vez más. Entre estas últimas, todas ellas en franca expansión, con índices de crecimiento sobre 1967 que oscilan entre el 5,4 por 100 y el 47 por 100, debe mencionarse a las industrias químicas orgánica e inorgánica de base, caucho, plásticos, colorantes y pigmentos, pinturas-barnices-tintas, plaguicidas, farmacéutica, perfumería, jabones, detergentes, etc.

CONSUMO EN ESPAÑA POR SECTORES

Años	Loza y porcelona	Refractarios y gres	Cementos	Otros	Total toneladas
1964.....	26.875	45.663	21.000	44.690	138.228
1965.....	33.232	61.789	25.700	29.290	150.011
1966.....	45.057	80.343	30.800	55.565	211.765
1967.....	57.011	81.174	34.100	72.044	244.329
1968.....	53.070	87.729	38.890	82.946	262.635

Aunque en la industria del cemento se utiliza también en cantidades considerables, como se deduce del cuadro anterior, con destino a la fabricación de cemento blanco, su consumo sería mucho mayor, dado el interés y buen precio de este importante elemento de la construcción, si los caolines españoles fuesen debidamente elaborados eliminando en su tratamiento los componentes que colorean la mezcla clinquerizada.

6.5 EVOLUCION DE LA DEMANDA

Suponiendo constante el ritmo de crecimiento deducido entre 1960 y 1968, podría obtenerse en forma automática el cuadro que st ofrece a continuación como evolución de la demanda hasta 1980.

EVOLUCION DE LA DEMANDA

Años	Caolín
1970	336
1971	370
1972	405
1973	439
1974	473
1975	507
1976	541
1977	575
1978	609
1979	643
1980	677

Unidades: Miles de toneladas.

Un estudio más real y sobre todo en el caso del caolín, que, aunque ya se utilizaba posiblemente en los albores de la historia de la Humanidad, no ha encontrado su actual y espectacular desarrollo hasta hace tan sólo unos veinte años, y ello gracias al revolucionario lanzamiento de la moderna tecnología en todos sus campos, tendría que basarse en la evolución futura de los sectores consumidores actuales, y lo que es todavía más difícil, en nuevas aplicaciones. En principio no parecen aceptables las cifras del anterior cuadro.

Actualmente en España, el consumo del caolín se distribuye, a grandes rasgos, de la siguiente manera:

SECTORES CONSUMIDORES EN ESPAÑA

	Porcentaje consumo total
Material refractario y gres	40,0
Loza y porcelana	22,5
Cemento	10,0
Papel	23,0
Otros usos	4,5

Estos porcentajes no son los que corresponden a un país industrialmente desarrollado y con reservas de mineral más que abundantes.

Por ello, sobre las cifras que figuran en los dos cuadros anteriores habría que hacer algunas consideraciones valorativas, pensando en la evolución de la demanda, y entre las que parecen de mayor significación las siguientes:

— El evidente desarrollo industrial de España se va aproximando en la panorámica general a los países más evolucionados, sobre todo en los sectores que, como el del caolín, así lo permiten.

— Tomando EE. UU. como país límite, se ve su constante aumento de consumo en la industria del papel, que ya en 1966 era el 45,6 por 100 del total contra el 23 por 100 que es el actual en España, es decir, prácticamente la mitad y a tres años de distancia.

— El caolín destinado en EE. UU. a «otros usos» alcanzaba ya en 1966 el 20 por 100 del total frente al reducido 4,5 por 100 actual de España. Y es precisamente en este variado y casi nuevo campo de consumo en donde hay que esperar sorprendentes aumentos, como ya se ha hecho notar en otros lugares de esta monografía, puesto que las industrias que lo utilizan presentaron en 1968 índices de crecimiento sobre el año 1967 entre el 5,4 por 100 (papel) y el 47 por 100 (industria química orgánica de base).

— Hay que tener en cuenta que la demanda calculada puede acusar el freno de las dificultades lógicas que la política económica exterior impone a las importaciones de caolín, y que, sin embargo, en 1968 se compraron al exterior 54.000 t, por un valor de 156.000.000 de pesetas, a un punto superior al triple del nacional, lo que supone en tonelaje nada menos que el 20 por 100 del consumo total, y en 1969, la importación, en su línea ininterrumpidamente ascendente, se incrementó en un 17 por 100, llegando a la considerable cifra de 65.000 t, por un valor de casi 193.000.000 de pesetas.

— Habría que estudiar también la incidencia que la importación de productos manufacturados y otras sustancia produce en una menor demanda de caolín y arenas silíceas.

CUADRO 6.5-1

ESTRUCTURA DEL COMERCIO EXTERIOR

PRODUCTOS	IMPORTACION		EXPORTACION	
	Toneladas	Miles ptas.	Toneladas	Miles ptas.
Productos cerámicos de toda clase	46.273	874.050	46.134	496.799
	≃ 19.000 ptas/t.		≃ 10.800 ptas/t.	
Papeles y cartones viejos	325.738	3.141.510	22.706	228.790
	≃ 9.630 ptas/t.		≃ 10.000 ptas/t.	
Papeles y cartones brutos y manufacturados	168.245	3.034.311	41.084	777.055
	≃ 18.000 ptas./t.		≃ 18.900 ptas/t.	
Vidrio y manufacturados de vidrio	32.956	1.399.476	47.713	654.334
	≃ 42.500 ptas/t.		≃ 13.700 ptas/t.	
TOTALES	573.212	8.449.347	157.637	2.156.978

Si bien una evolución tradicionalista y convencional de la minería e industria de beneficio del caolín podría dar lugar a la demanda prevista anteriormente, basándose en las consideraciones que anteriormente se señalan, es prudente indicar que en el año 1980 no solamente el consumo será superior a las 700.000 t, sino que además podrá exportarse caolín y arenas silíceas de calidad e incluso productos manufacturados y de artesanía. Contando con yacimientos abundantes, se trata tan sólo de romper el círculo vicioso de la deficiente *minería-instalaciones de tratamiento* actuales.

Los cuadros 6.5 - 2 al 6.5 - 14 se refieren a los sectores de fabricación de mayor consumo de caolín, distribuidos cada uno de ellos por provincias, establecimientos y número de productores por establecimientos. Los datos son de 1968, últimos publicados hasta la fecha, y comprenden 4.191 establecimientos con 132.759 productores.

Estos cuadros servirán para el estudio de la ubicación de futuras explotaciones e instalaciones de tratamientos de caolines y arenas de sílice.

6.6 YACIMIENTOS

Sin entrar en detalles genéticos, todavía no suficientemente definidos, y que, como ya se ha señalado al principio de esta monografía, se están estudiando actualmente en España con el fin de determinar los 10 ó 12 «tipos» principales de criaderos existentes, se puede decir, con un amplio criterio geológico, que los caolines se presentan como sedimentos formados por la descomposición de rocas magmáticas ricas en feldespato bajo la acción de agentes reductores, siendo los granitos y pórfidos los que presentan mayor tendencia a la caolinización.

PROCESO DE CAOLINIZACION

	K_2O	Al_2O_3	SiO_2	H_2O
1 molécula de feldespato K_2O, Al_2O_3, $6SiO_2$ contiene	16,9	18,5	64,6	—
Eliminación de 4 SiO_2 + K_2O	16,9	—	43,1	—
Introducción de 2 H_2O	—	—	—	6,5
Formación de caolín 2 SiO_2, Al_2O_3, 2 H_2O	—	18,5	21,5	6,5
Calculado en % (peso)		39,7	46,4	13,9
Sustancia anhidra (después de calcinado)	—	45,9	54,1	—

El coalín contiene, además de caolinita y especies semejantts ya citadas en otro apartado, proporciones variables, según su génesis, de impurezas procedentes de la roca madre, como arenas silíceas, granos de cuarcita microcristalina, mica, feldespatos sódicos, potásicos y cálcicos, sulfato magnésico, titanato férrico, etc.

Los yacimientos se clasifican en primarios y secundarios, según se haya depositado el caolín en el mismo sitio en donde se encontraban las rocas feldespáticas madres descompuestas, o haya sido trasladado y depositado posteriormente en otro lugar distinto al de su origen, presentando caracteres diferentes como consecuencia de las alteraciones sufridas durante el proceso de transporte.

La génesis del yacimiento y, en especial, la acción del agua, influyen mucho en las características y propiedades de los caolines. La distribución granulométrica dependen también de la estructura de la roca madre, y así los caolines procedentes de rocas graníticas contienen mayor porcentaje en granos gruesos que los porfídicos.

Los yacimientos europeos más importantes son primarios. Los alemanes contienen 30-50 por 100 de caolinita y los famosos de Zettlitz, en Checoslovaquia, de 50 a 60 por 100.

Los criaderos secundarios más famosos del mundo, en los terrenos cretáceos de Georgia (EE. UU.), contienen en bruto más del 80 por 100 de caolinita, presentándose en masas lenticulares dentro de una franja de aproximadamente 18 km de anchura que se extiende desde Columbus en el este, hasta Augusta en el este. En algunas zonas contiene tan sólo un 5 por 100 de impurezas consistemas en montmorillonita, cuarzo, moscovita, biotita, ilmenita, leucoxeno, rutilo, anatasa, magnetita, óxido hidratado de hierro, así como pequeñas cantidades de minerales secundarios estables, como circonio, turmalina y cianita. Tanto los yacimientos de Georgia como los de Florida contienen también pequeños porcentajes de arena y mica, mayores de 44 micras (325 mallas), que se separan con facilidad.

Los yacimientos eocenos de Magcobar, en Texas, son arenas caoliníferas con una relación aproximada de 2,3/1 entre arena y caolín. Alimentan 15 instalaciones de separación y refino de ambos minerales, de las cuales tan sólo la última, montada en 1964, trata diariamente 1.200 t de mineral bruto.

En Inglaterra son famosos los yacimientos de Cornwall y región sur de Devon.

6.6.1 YACIMIENTOS ESPAÑOLES

En España, dada su compleja geología, se dispone de numerosos y variados yacimientos, diseminados por gran parte del territorio nacional, pero acusando claras concentraciones en las zonas noroeste (Galicia y Oviedo) y en la centro-oriental (Cuenca-Teruel-Valencia), como puede verse en la figura 6.6 - 1. El contenido en caolín oscila entre 5 y 45 por 100.

Las 482 concesiones actualmente en vigor cubren una superficie de unas 53.000 ha. Casi todas estas concesiones han sido denunciadas por mineros ocasionales basándose en afloramientos visibles y en pequeñas explotaciones próximas. Ello, sin embargo, ha dado lugar, a lo largo de muchos años y sin apenas gastos del sector privado ni ayudas estatales de ninguna clase, a contar ahora sobre el mapa geológico nacional con una información interesantísima, que puede servir de base para el serio estudio geológico-minero propuesto en otro apartado, supuesto el interés que ofrece el caolín para la minería y economía nacionales.

Como puede verse en el cuadro 6.6. - 2, a pesar de la poca atención prestada hasta hace muy poco en España a la minería del caolín, lo que se refleja en las deficientes calidades obtenidas y en su todavía bajo precio, este mineral figura entre los no metálicos en segundo lugar por su precio unitario (907 ptas/t) y en cuarto lugar por su volumen de producción (274.000 t en 1969); esto demuestra su importancia en la minería nacional, importancia que puede duplicarse y hasta triplicarse si se le trata debidamente.

Volviendo al Mapa nacional de concesiones, comparándolo con el Mapa geológico de España y teniendo en cuenta los datos extractados en las 169 fichas de los pla-

ESTADISTICA DE FABRICACION DE LOZA Y PORCELANA (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	tores Produc-
Alava	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Albacete	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alicante	2	17	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	1	6	—	—
Almería	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	3	15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	9	2	6
Barcelona	13	2.799	1	1.262	2	679	4	601	3	206	1	45	—	—	—	—	2	6
Burgos	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Castellón	4	98	—	—	—	—	—	—	1	79	—	—	—	—	2	15	1	4
Ciudad Real	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	2	73	—	—	—	—	—	—	1	70	—	—	—	—	—	—	1	3
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Granada	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guadalajara	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	2	558	1	521	—	—	—	—	—	—	1	37	—	—	—	—	—	—
Huelva	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Huesca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Jaén	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
León	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lérida	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Logroño	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lugo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Madrid	27	1.978	1	1.468	—	—	1	198	1	51	3	90	4	80	7	56	10	35
Málaga	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Murcia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Navarra	1	277	—	—	1	277	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	3	808	—	—	2	801	—	—	—	—	—	—	—	—	1	7	—	—
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Pontevedra	6	1.989	2	1.853	—	—	1	105	—	—	1	27	—	—	—	—	2	4
Salamanca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santa Cruz de T.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	1	227	—	—	—	—	1	227	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Segovia	2	144	—	—	—	—	—	—	1	97	1	47	—	—	—	—	—	—
Sevilla	2	361	—	—	—	—	2	361	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	3	38	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	30	1	8	—	—
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	25	118	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	43	2	17	20	58
Valencia	119	1.788	—	—	—	—	4	607	1	62	4	130	45	686	22	158	43	145
Valladolid	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Vizcaya	1	9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	9	—	—
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
TOTALES	216	11.297	5	5.104	5	1.757	13	2.099	8	565	11	376	55	850	38	285	81	261

ESTADISTICA DE FABRICACION DE MATERIALES REFRACTARIOS Y GRES (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Albacete	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alicante	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Almería	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Barcelona	18	608	—	—	1	204	1	99	4	151	8	133	2	18	2	3
Burgos	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Castellón	1	8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	8	—	—
Ciudad Real	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	3	257	—	—	1	210	—	—	1	36	1	11	—	—	—	—
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Granada	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guadalajara	1	6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	6	—	—
Guipúzcoa	4	174	—	—	—	—	2	141	1	29	—	—	—	—	1	4
Huelva	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Huesca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Jaén	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
León	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lérida	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Logroño	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lugo	4	102	—	—	—	—	1	88	—	—	—	—	—	—	3	14
Madrid	13	312	—	—	1	186	1	69	—	—	—	—	6	42	5	15
Málaga	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Murcia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Navarra	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	9	1.525	2	841	2	401	3	232	1	32	1	19	—	—	—	—
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Pontevedra	4	693	1	415	1	206	1	63	—	—	—	—	1	9	—	—
Salamanca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santa Cruz de Tenerife	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	4	417	1	270	—	—	2	122	—	—	1	25	—	—	—	—
Segovia	4	34	—	—	—	—	—	—	—	—	1	12	3	22	—	—
Sevilla	3	59	—	—	—	—	—	—	1	30	1	23	1	6	—	—
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	6	132	—	—	—	—	1	55	1	41	2	26	1	8	1	2
Teruel	3	152	—	—	1	107	—	—	1	30	1	15	—	—	—	—
Toledo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Valencia	4	390	1	257	1	126	—	—	—	—	—	—	—	—	2	7
Valladolid	2	26	—	—	—	—	—	—	—	—	1	22	—	—	1	4
Vizcaya	25	750	1	443	—	—	1	80	2	71	8	109	2	16	11	31
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	2	135	—	—	1	106	—	—	1	29	—	—	—	—	—	—
TOTALES	110	5.780	6	2.226	9	1.546	13	949	13	449	25	395	18	135	26	80

ESTADISTICAS DE FABRICACION DE AZULEJOS (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	1	37	—	—	—	—	—	—	1	37	—	—	—	—	—	—
Albacete	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alicante	2	70	—	—	—	—	—	—	2	70	—	—	—	—	—	—
Almería	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	4	124	—	—	—	—	—	—	3	108	1	16	—	—	—	—
Barcelona	3	142	—	—	—	—	2	110	1	32	—	—	—	—	—	—
Burgos	1	154	—	—	1	154	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Castellón	126	5.558	—	—	8	1.207	24	1.720	51	2.012	34	563	7	49	2	7
Ciudad Real	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Granada	2	139	—	—	—	—	2	139	—	—	—	—	—	—	—	—
Guadalajara	1	281	1	281	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Huelva	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Huesca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Jaén	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
León	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lérida	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Logroño	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lugo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Madrid	2	161	—	—	1	142	—	—	—	—	1	19	—	—	—	—
Málaga	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Murcia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Navarra	1	32	—	—	—	—	—	—	1	32	—	—	—	—	—	—
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	1	47	—	—	—	—	—	—	1	47	—	—	—	—	—	—
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Pontevedra	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Salamanca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santa Cruz de Tenerife	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Segovia	5	279	—	—	—	—	3	238	1	32	—	—	1	9	—	—
Sevilla	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Valencia	13	1.017	1	446	1	185	1	69	7	259	3	58	—	—	—	—
Valladolid	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Vizcaya	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	2	152	—	—	1	109	—	—	1	43	—	—	—	—	—	—
TOTALES	164	8.193	2	727	12	1.797	32	2.276	69	2.672	39	656	8	58	2	7

ESTADISTICA DE MANIPULADOS DE PAPEL Y CARTON (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	5	78	—	—	—	—	—	—	1	54	—	—	1	12	1	7	2	5
Albacete	7	73	—	—	—	—	—	—	—	—	1	35	2	24	1	6	3	8
Alicante	100	1.557	—	—	—	—	2	349	3	213	10	352	20	315	27	218	38	110
Almería	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	39	118	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	16	4	28	34	74
Barcelona	514	8.172	—	—	1	367	7	965	25	1.722	58	2.049	104	1.671	69	525	250	873
Burgos	6	188	—	—	—	—	—	—	2	159	—	—	1	15	1	8	2	6
Cáceres	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	16	429	—	—	—	—	1	138	2	159	2	91	—	—	2	14	9	27
Castellón	8	133	—	—	—	—	—	—	1	56	1	27	1	20	3	25	2	5
Ciudad Real	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	4	61	—	—	—	—	—	—	—	—	1	49	—	—	1	7	2	5
Coruña (La)	11	83	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	40	5	34	3	9
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	30	289	—	—	—	—	—	—	1	62	2	78	5	91	4	26	18	32
Granada	1	9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	9	—	—
Guadalajara	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	55	1.437	—	—	1	333	3	388	2	142	4	165	15	293	5	36	25	80
Huelva	4	70	—	—	—	—	—	—	1	54	—	—	—	—	1	9	2	7
Huesca	1	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	5
Jaén	1	9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	9	—	—
León	4	53	—	—	—	—	—	—	—	—	1	33	1	11	1	6	1	3
Lérida	16	166	—	—	—	—	—	—	1	56	1	32	1	23	4	29	9	26
Logroño	13	485	—	—	—	—	2	349	—	—	—	—	6	106	3	23	2	7
Lugo	3	29	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	16	1	9	1	4
Madrid	188	3.731	—	—	—	—	7	983	9	745	20	717	44	761	46	347	62	178
Málaga	5	40	—	—	—	—	—	—	—	—	1	35	—	—	—	—	4	5
Murcia	13	146	—	—	—	—	—	—	1	72	—	—	3	36	2	16	7	22
Navarra	20	1.492	1	535	1	353	2	297	2	162	2	65	1	13	7	55	4	12
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	7	72	—	—	—	—	—	—	—	—	1	29	1	12	3	23	2	8
Palencia	1	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	5
Palmas (Las)	4	199	—	—	—	—	1	152	—	—	1	40	—	—	1	6	1	1
Pontevedra	8	116	—	—	—	—	—	—	—	—	1	48	2	42	3	22	2	4
Salamanca	10	56	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	39	—	—	7	17
Santa Cruz de T.	5	179	—	—	—	—	1	125	—	—	1	47	—	—	—	—	3	7
Santander	7	127	—	—	—	—	—	—	—	—	2	64	3	46	2	17	—	—
Segovia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sevilla	16	430	—	—	—	—	1	242	1	59	1	45	3	46	2	16	8	22
Soria	2	16	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	16	—	—
Tarragona	28	245	—	—	—	—	—	—	1	53	1	28	6	86	6	42	14	36
Teruel	2	51	—	—	—	—	—	—	—	—	1	48	—	—	—	—	1	3
Toledo	4	14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	6	3	8
Valencia	94	1.473	—	—	—	—	2	305	5	402	6	260	16	262	14	115	51	129
Valladolid	17	304	—	—	—	—	—	—	1	93	4	143	4	51	1	6	7	11
Vizcaya	15	594	—	—	—	—	3	401	1	82	—	—	5	80	2	17	4	14
Zamora	2	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	5
Zaragoza	43	1.153	—	—	1	257	—	—	4	296	9	288	8	168	9	92	12	52
TOTALES	1.329	23.892	1	535	4	1.310	32	4.694	64	4.641	132	4.768	261	4.295	236	1.824	599	1.825

ESTADISTICA DE FABRICACION DE PLAGUICIDAS (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Albacete	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alicante	3	45	—	—	—	—	—	—	—	—	1	27	1	[illegible]	—	—	1	4
Almería	1	12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	[illegible]	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	3	16	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	12	1	4
Baleares	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Barcelona	27	686	—	—	—	—	2	283	2	159	3	93	5	87	[illegible]	25	12	39
Burgos	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Cádiz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Castellón	5	68	—	—	—	—	—	—	1	52	—	—	—	—	1	6	3	10
Ciudad Real	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	1	32	—	—	—	—	—	—	—	—	1	32	—	—	—	—	—	—
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
Granada	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
Guadalajara	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Huelva	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
Huesca	2	50	—	—	—	—	—	—	—	—	1	45	—	—	—	—	1	5
Jaén	1	23	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	23	—	—	—	—
León	1	8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	8	—	—
Lérida	3	21	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	2	10
Logroño	2	14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	9	1	5
Lugo	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
Madrid	6	32	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	16	—	—	5	16
Málaga	1	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	—	—
Murcia	15	37	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	6	14	31
Navarra	1	37	—	—	—	—	—	—	—	—	1	37	—	—	—	—	—	—
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	1	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	—	—
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Pontevedra	2	208	—	—	—	—	1	144	1	64	—	—	—	—	—	—	—	—
Salamanca	2	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	7
Santa Cruz de T.	3	18	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	16	1	2
Santander	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Segovia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sevilla	4	62	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	[illegible]	55	1	7	—	—
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	4	14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	3	3
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Valencia	23	422	—	—	—	—	1	145	2	175	1	26	1	17	4	31	14	28
Valladolid	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Vizcaya	4	326	—	—	—	—	1	239	1	60	—	—	1	20	1	7	—	—
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	6	26	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	16	4	10
TOTALES	127	2.202	—	—	—	—	5	811	7	510	8	260	18	288	19	143	70	190

ESTADISTICA DE INDUSTRIAS DE PERFUMERIA, JABONES DE TOCADOR Y DETERGENTES (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	1	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	7	—	—
Albacete	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Alicante	18	52	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	16	1	7	16	29
Almería	8	80	—	—	—	—	—	—	—	—	1	26	1	25	3	21	3	8
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	16	36	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	8	15	28
Barcelona	266	4.838	1	691	1	480	8	1.256	10	760	16	549	23	408	34	270	173	424
Burgos	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	3	20	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	13	—	—	2	7
Castellón	7	204	—	—	—	—	1	175	—	—	—	—	1	14	1	7	4	8
Ciudad Real	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	6	25	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	14	—	—	5	11
Coruña (La)	2	60	—	—	—	—	—	—	1	58	—	—	—	—	—	—	1	2
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	10	37	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	14	—	—	9	23
Granada	5	87	—	—	—	—	—	—	1	52	1	28	—	—	—	—	3	7
Guadalajara	1	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	4
Guipúzcoa	14	349	—	—	—	—	1	122	2	122	1	48	1	12	3	25	6	20
Huelva	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Huesca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Jaén	2	12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	9	1	3
León	2	8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	8
Lérida	5	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	5	11
Logroño	7	87	—	—	—	—	—	—	1	64	—	—	1	13	—	—	5	10
Lugo	1	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	5
Madrid	75	2.772	1	506	2	712	4	598	7	496	4	181	7	106	8	62	42	111
Málaga	4	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	2	15	1	4
Murcia	21	168	—	—	—	—	—	—	—	—	3	101	1	15	2	12	15	37
Navarra	7	20	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	7	20
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	5	37	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	25	1	7	2	5
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Pontevedra	2	94	—	—	—	—	—	—	1	87	—	—	—	—	1	7	—	—
Salamanca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santa Cruz de T.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	10	136	—	—	—	—	—	—	1	86	1	26	—	—	2	13	6	11
Segovia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sevilla	13	390	—	—	—	—	2	292	—	—	1	35	2	35	1	6	7	22
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	5	14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	5	14
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Valencia	49	390	—	—	—	—	1	212	—	—	—	—	1	13	11	99	36	66
Valladolid	3	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	5
Vizcaya	16	91	—	—	—	—	—	—	—	—	1	43	—	—	2	12	13	36
Zamora	1	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1
Zaragoza	29	152		—	—	—	—	—	—	—	2	73	3	45	—	—	24	34
TOTALES	615	10.224	2	1.197	3	1.192	17	2.655	24	1.725	31	1.113	48	779	75	587	415	976

ESTADISTICA DE INDUSTRIA QUIMICA-FARMACEUTICA (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Albacete	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alicante	2	13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	9	1	4
Almería	5	49	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	31	2	14	1	4
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	8	94	—	—	—	—	—	—	—	—	2	77	—	—	1	7	5	10
Barcelona	260	11.194	—	—	12	4.106	20	3.263	23	1.692	21	801	47	751	37	298	100	283
Burgos	2	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	9	1	2
Cáceres	1	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	4
Cádiz	6	24	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	19	3	5
Castellón	2	69	—	—	—	—	—	—	1	66	—	—	—	—	—	—	1	3
Ciudad Real	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	4	160	—	—	—	—	1	112	—	—	1	38	—	—	1	7	1	3
Coruña (La)	9	98	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4	75	1	8	4	15
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	3	80	—	—	—	—	—	—	1	73	—	—	—	—	—	—	2	7
Granada	5	54	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	39	1	6	2	9
Guadalajara	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	11	120	—	—	—	—	—	—	—	—	2	61	3	34	2	12	4	13
Huelva	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
Huesca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Jaén	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
León	5	759	1	537	—	—	—	—	3	217	—	—	—	—	—	—	1	5
Lérida	3	37	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	30	1	7	—	—
Logroño	1	12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	12	—	—	—	—
Lugo	8	40	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	2	13	5	16
Madrid	128	12.517	4	2.436	11	4.333	18	3.013	23	1.641	15	539	25	398	13	99	19	58
Málaga	14	203	—	—	—	—	—	—	1	74	1	33	3	44	5	41	4	11
Murcia	5	155	—	—	—	—	1	125	—	—	—	—	1	20	—	—	3	10
Navarra	5	269	—	—	1	253	—	—	—	—	—	—	—	—	1	10	3	6
Orense	2	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	4
Oviedo	6	29	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	16	—	—	5	13
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	2	18	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	17	—	—	1	1
Pontevedra	6	250	—	—	—	—	1	146	1	63	—	—	2	30	1	6	1	5
Salamanca	2	153	—	—	—	—	1	119	—	—	1	34	—	—	—	—	—	—
Santa Cruz de T.	3	15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	6	2	9
Santander	3	52	—	—	—	—	—	—	—	—	1	46	—	—	—	—	2	6
Segovia	1	19	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	19	—	—	—	—
Sevilla	14	90	—	—	—	—	—	—	—	—	1	33	1	11	3	21	9	25
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	11	123	—	—	—	—	—	—	—	—	1	47	2	47	1	9	7	20
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	3	14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	2	3
Valencia	37	375	—	—	—	—	—	—	2	161	1	47	4	79	6	43	24	45
Valladolid	4	41	—	—	—	—	—	—	—	—	1	31	—	—	1	8	2	2
Vizcaya	9	536	—	—	1	329	1	142	—	—	1	28	2	23	—	—	4	14
Zamora	3	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	5
Zaragoza	8	292	—	—	—	—	1	118	1	69	2	77	1	13	1	10	2	5
TOTALES	603	27.984	5	2.973	25	9.021	44	7.038	56	4.056	51	1.892	107	1.711	86	662	229	631

ESTADISTICA DE FABRICAS DE ABRASIVOS (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	1	26	—	—	—	—	1	26	—	—	—	—	—	—
Albacete	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alicante	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Almería	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Barcelona	29	1 005	3	509	5	308	1	40	4	68	7	50	9	30
Burgos	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Castellón	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Ciudad Real	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cuenca	1	151	1	151	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Granada	3	—	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	2	6
Guadalajara	—	17	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	4	222	1	115	1	59	1	43	—	—	—	—	1	5
Huelva	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Huesca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Jaén	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
León	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lérida	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Logroño	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Lugo	1	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	4
Madrid	6	34	—	—	—	—	—	—	1	19	1	8	4	7
Málaga	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Murcia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Navarra	2	127	—	—	1	91	1	36	—	—	—	—	—	—
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Pontevedra	2	37	—	—	—	—	1	36	—	—	—	—	1	1
Salamanca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santa Cruz de T.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Segovia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sevilla	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Soria	1	18	—	—	—	—	—	—	1	18	—	—	—	—
Tarragona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Valencia	2	214	1	152	1	62	—	—	—	—	—	—	—	—
Valladolid	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Vizcaya	1	19	—	—	—	—	—	—	1	19	—	—	—	—
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
TOTALES	54	1.876	6	927	8	520	5	181	8	136	8	58	19	55

ESTADISTICA DE FABRICACION DE ABONOS (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Albacete	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alicante	5	68	—	—	—	—	—	—	—	—	1	46	—	—	2	17	2	5
Almería	1	76	—	—	—	—	—	—	1	76	—	—	—	—	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	1	84	—	—	—	—	—	—	1	84	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	1	33	—	—	—	—	—	—	—	—	1	33	—	—	—	—	—	—
Barcelona	9	381	—	—	—	—	1	163	2	171	—	—	2	28	1	6	3	13
Burgos	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	1	60	—	—	—	—	—	—	1	60	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	1	27	—	—	—	—	—	—	—	—	1	27	—	—	—	—	—	—
Castellón	3	296	—	—	1	280	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	1	5
Ciudad Real	1	205	—	—	—	—	1	205	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	2	286	—	—	—	—	2	286	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Granada	3	55	—	—	—	—	—	—	1	51	—	—	—	—	—	—	2	4
Guadalajara	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	1	58	—	—	—	—	—	—	1	58	—	—	—	—	—	—	—	—
Huelva	4	337	—	—	—	—	1	247	1	59	—	—	1	23	1	8	—	—
Huesca	2	87	—	—	—	—	—	—	—	—	2	87	—	—	—	—	—	—
Jaén	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
León	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lérida	1	53	—	—	—	—	—	—	1	53	—	—	—	—	—	—	—	—
Logroño	1	18	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	18	—	—	—	—
Lugo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Madrid	4	137	—	—	—	—	—	—	2	128	—	—	—	—	1	6	1	3
Málaga	2	260	—	—	—	—	1	160	1	100	—	—	—	—	—	—	—	—
Murcia	5	791	1	512	1	263	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	2	5
Navarra	2	215	—	—	—	—	1	182	—	—	1	33	—	—	—	—	—	—
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	5	350	—	—	—	—	2	299	—	—	1	42	—	—	1	7	1	2
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	1	145	—	—	—	—	1	145	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Pontevedra	1	64	—	—	—	—	—	—	1	64	—	—	—	—	—	—	—	—
Salamanca	1	190	—	—	—	—	1	190	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santa Cruz de T.	1	64	—	—	—	—	—	—	1	64	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	1	61	—	—	—	—	—	—	1	61	—	—	—	—	—	—	—	—
Segovia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sevilla	9	697	—	—	1	419	—	—	2	163	1	42	3	56	2	17	—	—
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	4	200	—	—	—	—	1	116	—	—	2	82	—	—	—	—	1	2
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Valencia	6	290	—	—	—	—	2	255	—	—	—	—	2	26	—	—	2	9
Valladolid	1	524	1	524	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Vizcaya	5	813	1	512	—	—	2	286	—	—	—	—	1	11	—	—	1	4
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	3	177	—	—	—	—	1	126	—	—	1	32	1	19	—	—	—	—
TOTALES	88	7.102	3	1.548	3	962	17	2.660	17	1.192	11	424	13	203	8	61	16	52

ESTADISTICA DE INDUSTRIAS DE PINTURAS, BARNICES Y TINTAS (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	8	103	—	—	—	—	—	—	—	—	1	27	2	39	4	35	1	2
Albacete	1	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	5
Alicante	6	57	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	37	2	14	2	6
Almería	2	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	4
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
Baleares	4	14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4	14
Barcelona	153	4.547	—	—	3	1.287	6	993	12	836	20	660	22	379	29	228	61	164
Burgos	3	13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	8	2	5
Cáceres	1	5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	5
Cádiz	6	34	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	23	3	11
Castellón	16	453	—	—	1	286	—	—	—	—	1	42	5	73	4	33	5	19
Ciudad Real	4	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4	11
Córdoba	3	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	7	2	4
Coruña (La)	6	45	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	19	2	15	3	11
Cuenca	1	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1
Gerona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Granada	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Guadalajara	2	153	—	—	—	—	1	143	—	—	—	—	—	—	1	10	—	—
Guipúzcoa	14	147	—	—	—	—	—	—	—	—	3	92	1	18	3	21	7	16
Huelva	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Huesca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Jaén	1	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	7	—	—
León	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lérida	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Logroño	3	39	—	—	—	—	—	—	—	—	1	28	—	—	1	10	1	1
Lugo	1	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	4
Madrid	61	1.547	—	—	1	463	2	386	3	216	7	208	7	121	10	72	32	81
Málaga	4	26	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	14	1	6	2	6
Murcia	5	28	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	16	3	12
Navarra	3	23	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	17	—	—	2	6
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	5	74	—	—	—	—	—	—	—	—	1	39	—	—	4	35	—	—
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	4	45	—	—	—	—	—	—	—	—	1	31	—	—	1	9	2	5
Pontevedra	10	77	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	48	1	8	6	21
Salamanca	3	15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	8	2	7
Santa Cruz de T.	2	38	—	—	—	—	—	—	—	—	1	33	—	—	—	—	1	5
Santander	8	131	—	—	—	—	—	—	—	—	1	40	4	81	1	6	2	4
Segovia	3	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	7
Sevilla	10	21	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	10	21
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	2	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	4
Teruel	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Toledo	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Valencia	32	321	—	—	—	—	—	—	1	58	3	86	6	109	3	21	19	47
Valladolid	5	21	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	1	7	3	3
Vizcaya	29	876	—	—	—	—	3	453	4	269	1	45	1	13	9	70	11	26
Zamora	1	6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	6	—	—
Zaragoza	21	106	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	32	5	41	14	33
TOTALES	448	9.030	—	—	5	2.036	12	1.975	20	1.379	41	1.331	59	1.011	92	716	219	582

ESTADISTICA DE FABRICACION DE COLORANTES Y PIGMENTOS (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	3	205	—	—	—	—	—	—	2	168	1	37	—	—	—	—	—	—
Albacete	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Alicante	2	18	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	17	—	—	1	1
Almería	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Barcelona	40	1.526	—	—	1	340	4	546	3	223	5	174	11	179	6	40	10	24
Burgos	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Castellón	4	54	—	—	—	—	—	—	—	—	1	27	1	11	2	16	—	—
Ciudad Real	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	2	6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	6
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Granada	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guadalajara	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	2	32	—	—	—	—	—	—	—	—	1	26	—	—	1	6	—	—
Huelva	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Huesca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Jaén	5	68	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	55	1	10	1	3
León	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lérida	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Logroño	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lugo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Madrid	5	77	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4	69	1	8	—	—
Málaga	5	120	—	—	—	—	—	—	1	75	1	32	—	—	1	7	2	6
Murcia	1	18	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	18	—	—	—	—
Navarra	2	235	—	—	—	—	1	223	—	—	—	—	1	12	—	—	—	—
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palencia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
Pontevedra	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Salamanca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santa Cruz de T.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	2	106	—	—	—	—	—	—	1	57	1	49	—	—	—	—	—	—
Segovia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sevilla	1	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	3
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	2	54	—	—	—	—	—	—	—	—	1	48	—	—	1	6	—	—
Teruel	1	8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	8	—	—
Toledo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Valencia	3	58	—	—	—	—	—	—	—	—	1	50	—	—	1	6	1	2
Valladolid	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Vizcaya	4	482	—	—	1	453	—	—	—	—	—	—	2	27	—	—	1	2
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	1	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	11	—	—	—	—
TOTALES	88	3.088	—	—	2	793	5	769	7	523	12	443	25	399	15	107	22	54

ESTADISTICA DE INDUSTRIA QUIMICA ORGANICA DE BASE (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	1	127	—	—	—	—	1	127	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Albacete	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Alicante	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Almería	2	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	7
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	1	6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	6	—	—
Baleares	1	28	—	—	—	—	—	—	—	—	1	28	—	—	—	—	—	—
Barcelona	43	1.385	1	554	—	—	—	—	4	266	7	284	8	155	9	77	14	49
Burgos	2	186	—	—	—	—	1	158	—	—	1	28	—	—	—	—	—	—
Cáceres	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Cádiz	2	36	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	36	—	—	—	—
Castellón	2	65	—	—	—	—	—	—	1	60	—	—	—	—	—	—	1	5
Ciudad Real	2	248	—	—	—	—	1	218	—	—	1	30	—	—	—	—	—	—
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	3	28	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	20	—	—	2	8
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	5	361	—	—	1	256	—	—	—	—	2	79	1	21	—	—	1	5
Granada	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2
Guadalajara	1	76	—	—	—	—	—	—	1	76	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	3	69	—	—	—	—	—	—	—	—	1	38	1	21	1	10	—	—
Huelva	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Huesca	3	182	—	—	—	—	1	103	—	—	2	79	—	—	—	—	—	—
Jaén	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
León	1	12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	12	—	—	—	—
Lérida	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Logroño	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lugo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Madrid	4	115	—	—	—	—	—	—	—	—	3	111	—	—	—	—	1	4
Málaga	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Murcia	1	64	—	—	—	—	—	—	1	64	—	—	—	—	—	—	—	—
Navarra	5	166	—	—	—	—	1	122	—	—	—	—	2	32	1	7	1	5
Orense	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	3	172	—	—	—	—	1	102	1	56	—	—	1	14	—	—	—	—
Palencia	6	497	—	—	1	332	—	—	1	77	2	70	1	12	1	6	—	—
Palmas (Las)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Pontevedra	2	26	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	26	—	—	—	—
Salamanca	1	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	7	—	—
Santa Cruz de T.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	5	177	—	—	—	—	—	—	1	80	2	63	2	34	—	—	—	—
Segovia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sevilla	2	31	—	—	—	—	—	—	—	—	1	28	—	—	—	—	1	3
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	6	1.057	—	—	2	930	—	—	1	96	—	—	1	17	2	14	—	—
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Valencia	6	140	—	—	—	—	—	—	1	80	1	29	1	23	—	—	3	8
Valladolid	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Vizcaya	12	404	—	—	—	—	1	180	1	54	3	118	2	32	2	16	3	4
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	5	164	—	—	—	—	—	—	2	120	—	—	2	36	1	8	—	—
TOTALES	131	5.838	1	554	4	1.518	7	1.010	15	1.029	27	985	28	491	19	151	30	100

ESTADISTICA DE INDUSTRIA QUIMICA INORGANICA DE BASE (1968)

Distribución de establecimientos, por provincias, según el número de productores

PROVINCIAS	TOTAL		DE MAS DE 500		DE 251 A 500		DE 101 A 250		DE 51 A 100		DE 26 A 50		DE 11 A 25		DE 6 A 10		DE 1 A 5	
	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores	Establecimientos	Productores
Alava	1	127	—	—	—	—	1	127	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Albacete	1	15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	15	—	—	—	—
Alicante	2	149	—	—	—	—	1	102	—	—	1	47	—	—	—	—	—	—
Almería	4	325	—	—	—	—	1	240	—	—	1	48	2	37	—	—	—	—
Avila	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Badajoz	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Baleares	1	19	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	19	—	—	—	—
Barcelona	73	2.065	1	510	2	694	1	144	3	177	5	169	11	176	13	89	37	106
Burgos	2	133	—	—	—	—	—	—	2	133	—	—	—	—	—	—	—	—
Cáceres	1	37	—	—	—	—	—	—	—	—	1	37	—	—	—	—	—	—
Cádiz	3	19	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	17	1	2
Castellón	4	205	—	—	—	—	1	165	—	—	—	—	2	37	—	—	1	3
Ciudad Real	6	443	—	—	1	423	—	—	—	—	—	—	—	—	2	14	3	6
Córdoba	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Coruña (La)	3	545	—	—	1	320	1	149	1	76	—	—	—	—	—	—	—	—
Cuenca	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Gerona	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Granada	1	37	—	—	—	—	—	—	—	—	1	37	—	—	—	—	—	—
Guadalajara	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Guipúzcoa	11	257	—	—	—	—	—	—	2	116	2	67	3	43	3	26	1	6
Huelva	7	380	—	—	—	—	1	162	2	167	1	29	1	19	—	—	2	6
Huesca	6	1.508	—	—	3	1.235	—	149	1	86	1	38	—	—	—	—	—	—
Jaén	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
León	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lérida	2	102	—	—	—	—	—	—	1	88	—	—	1	14	—	—	—	—
Logroño	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Lugo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Madrid	9	109	—	—	—	—	—	—	—	—	2	55	2	38	1	6	4	10
Málaga	3	332	—	—	—	—	1	235	—	—	2	97	—	—	—	—	—	—
Murcia	6	649	—	—	1	315	2	321	—	—	—	—	—	—	—	—	3	13
Navarra	2	165	—	—	—	—	1	158	—	—	—	—	—	—	1	7	—	—
Orense	1	275	—	—	1	275	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Oviedo	7	1.113	1	578	—	—	3	450	—	—	2	81	—	—	—	—	1	2
Palencia	1	200	—	—	—	—	1	200	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Palmas (Las)	2	266	—	—	1	252	—	—	—	—	—	—	1	14	—	—	—	—
Pontevedra	6	59	—	—	—	—	—	—	—	—	1	32	1	17	1	7	3	3
Salamanca	1	15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	15	—	—	—	—
Santa Cruz de T.	2	154	—	—	—	—	—	—	2	154	—	—	—	—	—	—	—	—
Santander	6	3.099	1	2.209	2	647	1	219	—	—	—	—	1	22	—	—	1	2
Segovia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sevilla	8	371	—	—	—	—	2	261	1	74	—	—	1	17	—	—	4	10
Soria	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tarragona	7	868	1	606	—	—	—	—	2	129	3	113	1	20	—	—	—	—
Teruel	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Toledo	2	200	—	—	—	—	1	176	—	—	—	—	1	24	—	—	—	—
Valencia	5	398	—	—	—	—	1	153	3	229	—	—	1	16	—	—	—	—
Valladolid	1	141	—	—	—	—	1	141	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Vizcaya	14	1.125	—	—	1	253	2	340	4	297	5	211	2	24	—	—	—	—
Zamora	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Zaragoza	7	348	—	—	—	—	1	154	2	144	1	32	1	11	1	6	1	1
TOTALES	218	16.253	4	3.903	13	4.414	25	4.046	26	1.870	29	1.093	35	578	24	172	62	160

CAOLIN: MAPA NACIONAL DE CONCESIONES Y EXPLOTACIONES

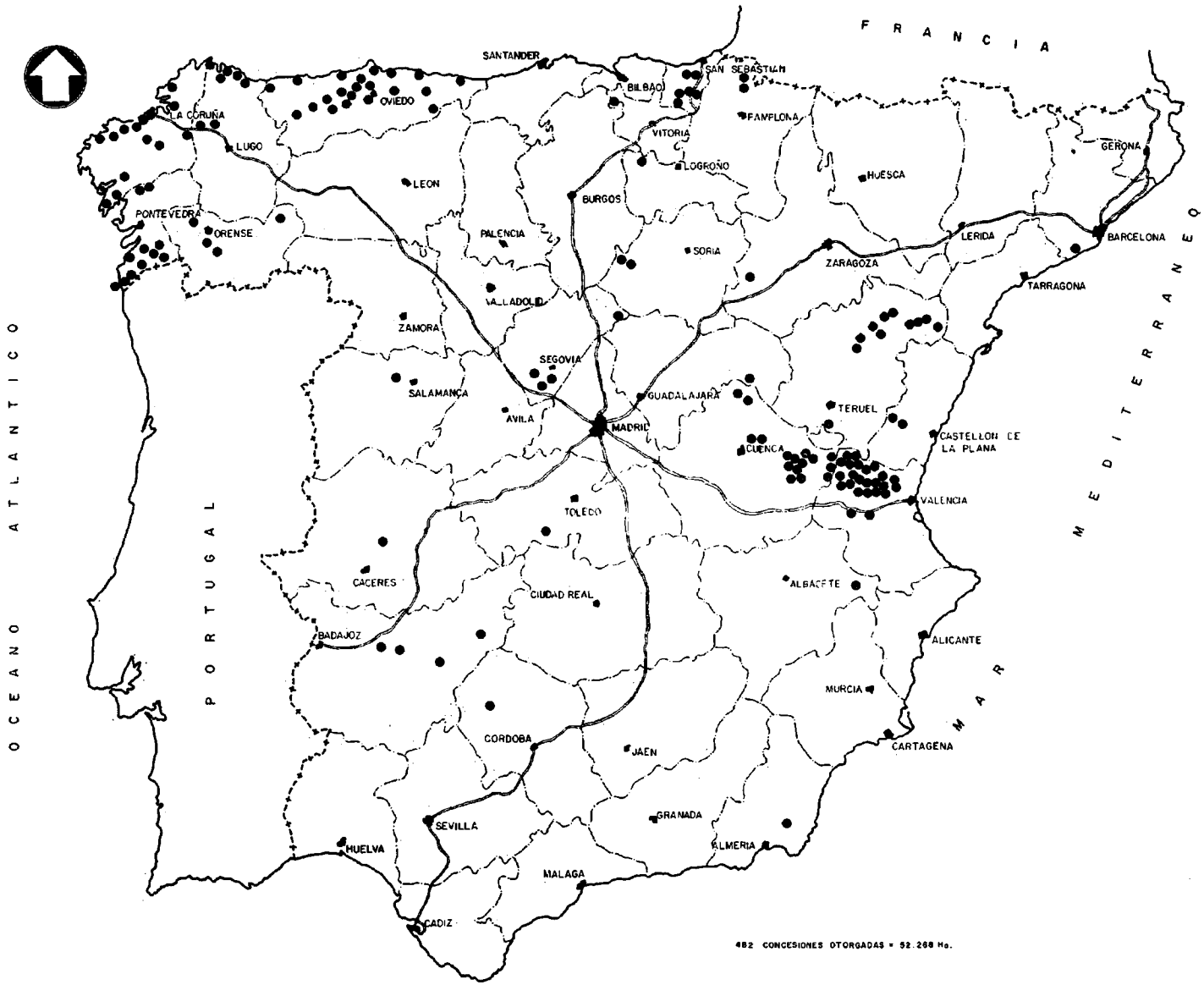


Figura 6.6-1

CUADRO 6.6-2

RESUMEN DE LA PRODUCCION, CONTENIDO Y VALOR DE MINERALES NO METALICOS, ORDENADOS POR PRECIOS UNITARIOS

ESPAÑA, AÑO 1969

Sustancias	Producción toneladas	Contenido toneladas	Valor Ptas/t.	Valor × 1.000 pesetas
Espato flúor ácido	204.173	198.458	1.900	387.011
Caolín	274.314	—	907	249.028
Espato flúor metalúrgico	101.341	52.158	712	71.970
Barita	65.585	63.621	655	43.540
Esteatita	33.728	—	595	20.058
Glauberita	16.700	10.500	500	8.350
Feldespato y pegmatita	43.735	—	460	20.196
Sales potásicas	4.063.53?	635.648	406	1.658.624
Sepiolita	17.538	12.523	400	7.093
Bentonita	34.957	—	370	12.819
Magnesita	229.080	105.455	344	78.705
Bauxita	4.752	2.337	225	1.073
Thenardita	99.946	69.483	198	19.762
Cuarzo	314.9??	303.239	185	58.633
Sales sódicas	1.861.993	—	174	324.182

FUENTE: Ministerio de Industria. Dirección General de Minas.

nes de laboreo, pueden distribuirse geológicamente los principales yacimientos de la siguiente forma:

Teruel, Cuenca, Valencia

Arenas caoliníferas con bajo porcentaje en caolín, estratificadas, sin embargo, en grandes superficies que se extienden a lo largo de la cordillera Ibérica en terrenos del Wealdense (Cretáceo inferior) y de la formación de Utrillas (Albense).

Los caolines del Wealdense de origen sedimentario se depositaron en una extensa cuenca rodeando la meseta, y debido a su forma lenticular ofrecen sólo una potencia media explotable de aproximamente 15 m, aunque en algunos casos se pueden contemplar cortes de más de 50 metros. Las capas de caolín se alternan con cierta cadencia con otras de margas y areniscas coloreadas y, a veces, con lechos carbonosos, cubriendo el paquete como techo, estratos, en ocasiones potentes, de calizas aptenses que limitan la explotación a las laderas u obligan a costosos trabajos de desmonte o a extracción en mina.

Los yacimientos de caolín situados en la formación de Utrillas se presentan en forma muy similar a los del Wealdense, con capas caolinizadas de mayor espesor y lechos carboníferos más potentes e incluso explotables. Aquí el techo lo constituyen calizas cenomanenses.

Un estudio muy detallado de la paleografía de estas formaciones que abarca en su totalidad las cadenas celtibéricas de España, con abundantes cortes estratigráficos, puede encontrarse en el número 65 de «Notas y Comunicaciones» del IGME, realizado por el doctor Saeftel.

Aunque la ley de estos yacimientos oscila entre el 5 y el 30 por 100, con una media casi general del 10 al 12 por 100, que los hace perfectamente beneficiables, incluso con los métodos primitivos normalmente en uso, la extensión de las capas caolinizadas visibles, su abundancia y la calidad de sus arenas, esperan tan sólo el estudio geológico-minero adecuado que permita elegir las zonas óptimas de explotación.

Galicia

Entre los numerosos yacimientos gallegos, de origen granítico, los hay primarios en La Coruña y secundarios en amplias cuencas de Lugo y Pontevedra.

La forma de los yacimientos primarios es irregular, con profundidades de caolinización variables que llegan a sobrepasar los 50 m de potencia. Los secundarios, por el contrario, se presentan en capas planas de unos 8 m de potencia media.

El contenido de caolinita en los minerales brutos es bastante superior al de los yacimientos secundarios. El mineral de Lage (La Coruña) contiene un 34 por 100; el de Burela (Lugo), casi 50 por 100; el de La Guardia (Pontevedra), 50 por 100.

Se estima que el problema principal a resolver en Galicia es el de la prospección de nuevos yacimientos. Los minerales son ricos en caolinita, sin producir tanto resto siliceo como en otras zonas de España, pero, por otra parte, contienen más mica, que debe separarse por procedimientos especiales.

El cuadro siguiente ofrece los análisis químicos de la zona de Lage (La Coruña):

ANALISIS QUIMICO (LAGE, LA CORUÑA)

	Lage bruto	Lage lavado	Lage lavado	Lage extra	Lage primera
SiO_2	71,0	47,26	45.47	46,41	47,44
Al_2O_3	21,0	39,50	39,20	38,76	37,96
TiO_2	—	ind.	0,23	0,43	0,39
Fe_2O_3	—	ind.	0,71	0,47	0,48
CaO	—	—	0,37	—	—
MgO	—	—	—	—	—
K_2O	—	—	1,10	0,23	0,45
Na_2O	—	—	0,29	0,12	0,18
H_2O^+	—	—	—	—	—
H_2O^-	—	13,50	12,53	13,58	13,08

FUENTE: L. Martín Vivaldi.

Asturias

Junto a yacimientos semejantes a los de las formaciones Wealdenses y Utrillas, que incluso contienen también lechos carboníferos, existen otros lenticulares e intercalados entre cuarcitas silurianas.

Los criaderos son de poca potencia y deficientemente conocidos.

Algunos caolines naturales, con el 36-37 por 100 de Al_2O_3 y el 0,5 por 100 de Fe_2O_3 se utilizan tal como salen de la mina para «chamotear» y en la fabricación de cemento blanco.

Resto de España

Diseminados por otras zonas españolas existen una serie de yacimientos que si bien no llegan de momento a representar concentraciones significativas, deben incluirse, sin embargo, en el estudio geológico-minero que se piensa proponer.

6.7 RESERVAS APARENTES

Aunque como reservas nacionales se suelen dar cifras bastante superiores, refiriéndose tan sólo a las zonas explotadas, que son las únicas que de momento se conocen con cierta aproximación, se pueden estimar como

reservas seguras 1.500.000.000 t de mineral beneficable, que con una ley media de 15 por 100, suponen 225.000.000 de t de caolín vendible.

Se piensa que esta cubicación puede ser superada considerablemente cuando se realicen los estudios necesarios a escala nacional.

Las reservas mundiales aparentes figuran en el cuadro siguiente:

RESERVAS APARENTES MUNDIALES

PAISES	Caolín
Estados Unidos	3.350
Gran Bretaña	2.000
Unión Soviética	2.200
Canadá-Méjico	200
España	225
Otros países	4.250
TOTAL MUNDO	12.225

Unidad: 1 millón de t.
FUENTE: V. S. Bureau of Mines.

6.8 ESTUDIO GEOLOGICO-MINERO

Disponiendo de numerosos y variados yacimientos y habiendo creído demostrar las posibilidades y el interés nacional del desarrollo de la minería e industria del caolín, se estima necesaria la iniciación inmediata de un estudio geológico-minero, a fondo, de aquellas áreas en las que ya se explota el mineral, considerándolas, en principio, tan sólo como zonas de indicios.

El alcance del estudio propuesto deberá permitir:

— La evaluación de las reservas nacionales.
— La elección de los yacimientos óptimamente explotables (arranque masivo a cielo abierto de 2.000-3.000 t/día).
— La ubicación de las futuras plantas de tratamiento.

6.9 EXPLOTACIONES MINERAS

En España se trabaja actualmente en 168 explotaciones mineras repartidas en 23 provincias, que son en orden decreciente por el número de ellas: Valencia (46), Pontevedra (25), La Coruña (20), Lugo (15), Oviedo (12) y Cuenca (11). El resto de las provincias no mencionadas trabajan tan sólo en 1, 2 ó 3 explotaciones.

En el cuadro 6.9 - 1 se han distribuido las 168 explotaciones por provincias y número de obreros por explotación, tomando los datos de los Planes de Labores para 1970. Este cuadro, a pesar de su interés evidente, podría llevar a conclusiones falsas, si no se tuviesen también en cuenta otros factores, como son producción y número de obreros de interior y exterior, datos que se ofrecen en el cuadro 6.9 - 2, referidos a 1969, tomados de la Estadística Minera y Metalúrgica de España.

Las pequeñas diferencias que pueden advertirse entre ambos cuadros hay que atribuirlas a las distintas fuentes de información con que fueron confeccionadas cada una y al año de diferencia entre ellas.

Del cuadro 6.9 - 2 se deduce que Oviedo, con sólo 8 explotaciones, es la mayor productora de España, y ello trabajando en interior, caso poco frecuente, y sin disponer, como se verá más adelante, de ninguna instalación de tratamiento; ello se debe, de acuerdo con lo dicho en el apartado «Yacimientos españoles», a que se extrae un caolín de composición adecuada para su utilización directa como chamota y fabricación de cemento blanco. Se trata, pues, de una excepción digna de considerarla especialmente en el estudio geológico-minero antes propuesto. Con relación al mismo cuadro, Lugo y Teruel vienen a continuación, con 53.555 t y 41.384 t, respectivamente; sin embargo, Valencia queda en séptimo lugar, a pesar de sus 43 explotaciones, con sólo 18.371 t.

El cuadro 6.9 - 3 ofrece en forma resumida datos anuales más importantes sobre la extracción de caolín desde 1957 a 1969. Del estudio completo de esta minería se deduce:

— El 76 por 100 de las explotaciones trabaja con menos de 5 obreros, y sólo 8 de las 168 totales ocupan a más de 25. Se trata, pues, de una minería atomizada.
— Se trabaja casi exclusivamente a cielo abierto, aunque hay zonas en las que la potencia de las capas, su compacidad y resistencia y la estabilidad de los techos calizos permiten un amplio trabajo por el sistema de cámaras y pilares.
— Es notable el efecto de la mecanización observada en las explotaciones mineras a partir de 1966, año en que, extendiéndose el empleo de aire comprimido y de pequeñas palas excavadoras, se ha conseguido, hasta 1969, disminuir la mano de obra en un 17 por 100, aumentando, por el contrario, la producción en un 60 por 100.
— A pesar del espectacular salto en rendimiento arriba citado, la producción por obrero y año no llega a las 214.000 ptas, puesto que al estar manejando en todas las estadísticas toneladas de mineral vendible hay que contar también con los gastos de tratamiento.

Se trata, pues, de una minería atomizada e intuitiva que todavía se mantiene en estado primitivo de explotación, salvo en ciertas zonas de Galicia, en donde existen unas pocas labores relativamente puestas al día en cuanto a medios, procedimientos e investigación, y que son precisamente las que, alimentando las plantas de tratamiento más modernas, obtienen mejores productos, de calidad exportable, bajo la dirección de técnicos altamente cualificados y conocedores además tanto de la minería como de la tecnología del caolín.

Se impone el estudio geológico-minero propuesto, con el fin de elegir en las amplias zonas caoliníferas ya señaladas los futuros yacimientos capaces de alimentar las nuevas plantas de tratamiento.

6.10 INSTALACIONES DE TRATAMIENTO

6.10.1 OBSERVACION PRELIMINAR

En España, salvo pocas excepciones de Galicia, ya citadas, que funcionan en forma moderna, la mina y la instalación de tratamiento suelen constituir una sola unidad.

CUADRO 6.9-1

CAOLIN

DISTRIBUCION DE EXPLOTACIONES POR PROVINCIAS SEGUN NUMERO DE OBREROS (AÑO 1970)

Número referencia	Provincia	NUMERO DE OBREROS						TOTAL
		1-5	6-10	11-25	26-50	51-100	> 100	
1	Albacete	—	1	—	—	—	—	1
2	Almería	1	—	—	—	—	—	1
3	Badajoz	2	1	—	—	—	—	3
4	Burgos	1	—	1	—	—	—	2
5	Castellón	1	—	—	—	—	—	1
6	Córdoba	—	—	1	—	—	—	1
7	Coruña (La)	20	—	—	—	—	—	20
8	Cuenca	5	1	5	—	—	—	11
9	Guipúzcoa	3	—	—	—	—	—	3
10	León	—	—	—	—	—	—	—
11	Lugo	10	—	2	3	—	—	15
12	Madrid	1	—	—	—	—	—	1
13	Navarra	2	—	—	—	—	—	2
14	Orense	3	—	—	—	—	—	3
15	Oviedo	3	1	5	1	2	—	12
16	Pontevedra	19	6	—	—	—	—	25
17	Salamanca	1	—	—	—	—	—	1
18	Segovia	1	—	—	—	—	—	1
19	Soria	2	—	—	—	—	—	2
20	Teruel	9	3	1	2	—	—	15
21	Toledo	1	—	—	—	—	—	1
22	Valencia	42	4	—	—	—	—	46
23	Zaragoza	1	—	—	—	—	—	1
	TOTAL	128	17	15	6	2	—	168

FUENTE: Planes de Labores 1970.

CUADRO 6.9-2

CAOLIN

PRODUCCION Y NUMERO DE OBREROS DE INTERIOR Y EXTERIOR POR PROVINCIAS, ORDENADAS SEGUN PRODUCCION (AÑO 1969)

Provincias	Producción vendible t.	NUMERO OBREROS		Núm. explotaciones
		Interior	Exterior	
Oviedo	63.111	171	45	8
Lugo	53.555	—	149	11
Teruel	41.384	207	48	25
Pontevedra	24.553	5	68	17
Coruña (La)	20.284	—	28	10
Cuenca	19.039	6	135	16
Valencia	18.371	6	123	43
Orense	16.920	—	3	1
Navarra	3.150	—	12	2
Guadalajara	2.900	—	5	2
Córdoba	2.400	—	4	1
Zaragoza	2.050	—	4	1
Burgos	1.952	—	12	2
Segovia	1.766	—	17	4
Guipúzcoa	1.001	—	2	1
Toledo	480	—	3	1
Salamanca	328	2	—	1
Soria	280	—	4	1
Castellón	250	—	3	1
TOTALES	274.314	397	765	148

FUENTE: Estadísticas Minera y Metalúrgica de España, 1969.

El círculo vicioso minería-tratamiento, que mantiene en estado precario la situación de los caolines españoles, debe romperse iniciando la modernización de las plantas de beneficio, forzando así el correspondiente desarrollo de la minería. Hay que empezar ofreciendo calidad a los consumidores.

6.10.2 SITUACION ACTUAL DE LAS INSTALACIONES DE TRATAMIENTO

En 1969 funcionaban en España 63 instalaciones repartidas como indica el cuadro 6.10 - 1. De ellas sólo 39 trataban más de 50 t/día de mineral bruto.

Para explicar la semejanza de casi todas las instalaciones existentes hay que hacer notar que la «técnica» en ellas empleada o procede directamente de Valencia, por ser la de más tradición en el beneficio y consumo de caolines, o cada nuevo lavadero es copia de los más próximos, con ninguna o ligeras variantes.

Aun siendo de baja calidad los productos obtenidos, hay que reconocer la indudable destreza con que se manejan tan primitivas instalaciones, cuya única maquinaria consiste en la bomba de recirculación de agua, algunos sinfines lavadores y clasificadores de arena, trómeles y zarandas, y finalmente pequeños filtros-prensa. El resto de las instalaciones se reduce a grandes y profundas balsas de decantación natural de «borras» y caolines, y en considerables superficies o tenderetes destinados al secado natural del caolín; raras veces se muelen las arenas gruesas con el fin de obtener calidades aptas para la fabricación de vidrio.

Para poner de manifiesto la falta casi total de control de estas instalaciones clásicas, fueron los propios ingenieros encargados de la encuesta los que tuvieron que calcular la mayor parte de los datos que en ella figuran.

En este tipo clásico de lavaderos, aparte del problema de la eliminación de «borras» (mezcla de arena y caolín que se presenta en cantidades aproximadas al 65 por 100 del caolín producido, y que no se utilizan) y del tiempo necesario para la sedimentación natural del caolín, son también las pequeñas luces de malla necesarias en los trómeles y cribas lo que limita su capacidad de produc-

ción, que casi nunca supera las 12 t de caolín lavado en 8 horas.

No es posible obtener de esta manera las especificaciones exigidas por los consumidores, que se ven obligados a comprar caolín en el extranjero. Compárense los precios de importación que figuran en el cuadro 6.10 - 2, eligiendo al azar un «Boletín de Información del Ministerio de Comercio» de julio del 69, entre 1,30 y 5,55 ptas/kg, con las 0,80 ó 0,90 ptas a que se puede adquirir en España.

CUADRO 6.9 - 3

RESUMEN ANUAL DE EXTRACCION DE MINERALES DE CAOLIN

Año	Número grup. min.	NUMERO OBREROS			POTENCIA INSTALADA		PRODUC. VENDIBLE	
		Interior	Exterior	Total	Motores	CV	Toneladas	Miles de ptas.
1957	79	503	675	1.178	92	945	85.315	31.699
1958	86	470	639	1.109	121	1.083	90.896	33.819
1959	79	227	741	968	166	1.292	115.964	32.928
1960	79	227	764	991	169	1.471	112.364	29.215
1961	77	225	702	927	185	1.611	126.893	29.972
1962	82	312	886	1.198	228	2.338	167.793	43.742
1963	98	183	787	970	235	2.363	207.609	50.315
1964	124	380	930	1.310	374	7.871	140.927	109.560
1965	150	410	946	1.356	475	6.967	146.713	120.431
1966	162	364	1.036	1.400	498	9.490	191.039	156.086
1967	151	341	927	1.268	614	10.207	216.018	185.370
1968	153	398	922	1.320	752	11.567	226.694	197.800
1969	148	397	765	1.162	714	12.997	274.314	249.028

(1) Producción hasta 1963, inclusive, en caolín bruto.
A partir de 1964, en caolín lavado o equivalente.

FUENTE: Estadísticas Minera y Metalúrgica de España. Ministerio de Industria. Servicio de Publicaciones.

CUADRO 6.10-1

INSTALACIONES DE TRATAMIENTOS EN 1969 (1)

PROVINCIA	> 50 t/día	< 50 t/día	TOTAL
La Coruña	2	1	3
Burgos	1	1	2
Guadalajara	2	—	2
Guipúzcoa	—	1	1
Lugo	—	4	4
Cuenca	15	3	18
Teruel	—	3	3
Valencia	19	8	27
Zaragoza	—	3	3
TOTALES	39	24	63

(1) Datos tomados de Secciones provinciales de Minas.

CUADRO 6.10-2

IMPORTACIONES AUTORIZADAS DE CAOLIN (3-VII-69 a 31-VII-69)

Kilogramos	Ptas. Kg.	Firma importadora	País exportador
65.000	4,35	Celupal, S. A.	Estados Unidos
600.000	2,03	Celupal, S. A.	R. U. N. Irlanda
47.628	5,55	Seypeesa	Estados Unidos
20.000	1,75	Inepsa	Francia-Mónaco
60.000	3,09	CapdevillaTambar	R. U. N. Irlanda
30.000	2,26	Prod. A. Siderúrg.	Francia-Mónaco
1.100 Tm.	1,59	Sniace	R. U. N. Irlanda
100.000	3,09	Papelera Esp., S. A.	R. U. N. Irlanda
85.000	3,61	Quím. Curtiente	R. U. N. Irlanda
10.000	2,65	Barnices Valentine	R. U. N. Irlanda
45.000	4.51	Celupal, S. A.	Estados Unidos
200.000	1,30	Papelera Esp., S. A.	R. U. N. Irlanda
300.000	1,30	Papelera Esp., S. A.	R. U. N. Irlanda

Total, 2.662.628 Kg. en el mes de julio 1969.

FUENTE: Información Comercial Española. Suplemento 3-7-69. Ministerio de Comercio. Secretaría General Técnica.

En el cuadro 6.10 - 3 se da un resumen de las distintas técnicas mecánicas utilizadas ya en el mundo en el año 1964.

Las nuevas técnicas de blanqueo producen aumentos de 4 a 7 grados de blancura con rapidez y a bajo precio, utilizando reactivos convencionales, y los modernos sistemas de ultraflotación que representan una revolución para el desarrollo futuro del grado de brillo de los caolines, superior al 90 por 100, separan impurezas de menos de 1 micra, eliminando el titanio que en forma de anatasa da un color amarillento al caolín, incluso después del blanqueo normal.

6.11 CONCLUSIONES

6.11.1 MERCADO

6.11.1.1 Consumo

Sigue aumentando el consumo en el mundo, debido a las ya múltiples y cada vez más numerosas aplicaciones que continúan encontrándose para este mineral de tan excepcionales cualidades físico-químicas como reducido precio. En Esaña, la demanda se ha multiplicado por 6 de 1961 a 1968, año en que ascendió a unas 263.000 toneladas.

6.11.1.2 Producción

Para cubrir tan sólo el mercado nacional, la producción en España debería alcanzar en 1980 la cifra de 700.000 t, que a los precios internacionales medios actuales supone un valor de unos 1.400.000.000 de ptas.

Actualmente, la producción nacional es deficitaria en cantidad, y ello debido fundamentalmente a falta de calidad, que obliga a importar productos casi tres veces más caros. Siguen aumentando las importaciones, que en 1969 fueron de 65.000 t, por un valor de casi 193.000.000 de ptas.

CUADRO 6.10-3

DISTINTAS TECNICAS MECANICAS DE TRATAMIENTO DE CAOLIN EN EL MUNDO (1964) (1)

PROCESO MECANICO	CHECOSLOVAQUIA (Zettlitz)	REP. DEM. ALEMANA (Kemmlitz)	U. R. S. S. (Plan de Recontruc.. 1964)	REP. FED. ALEMANA (Hirschau/Schneittenbr)	INGLATERRA (Cornwall)	U. S. A. (Georgia Kaolin Co.)
Primera fase y preparación de pulpa	Lavadores Bavaria	Lavadores Bavaria	Trómeles	Trómeles de barras Lavadores de cuchillas	Monitores	Mezcladores móviles
Separación basta dT ≈ 150 µm. ...	Separadores de arena	Separadores de arena	Clasif. de rasquetas Hidroseparadores	Separadores de arena	Balsas decantación Hidrociclones 600 mm.	—
Separación fina dT ≈ 40 µm.	Lavadores de canal Hidrociclones	Hidrociclones 86 mm.	Hidrociclones	Relavados Hidrociclones	Lavadores de canal Hidrociclones 150 mm.	Hidrociclones
Separación fina dT < 40 µm.		Hidrociclones	Hidrociclones Separad. centrífugas	Hidrociclones		Hidrociclones Separad. centrífugas
Espesamiento	Balsas de decantación	Balsas de decantación	—	Espesadores	Espesadores	Separadores
Filtrado	Filtros-prensa	Filtros de vacío	Filtros-prensa Filtros centrífugos	Filtros-prensa	Filtros-prensa	Filtros de vacío
Secado	Secador de canales	Secadores de rodillos Secadores de cinta	Secadores de cinta	Secadores basculantes	Hornos de secado	Secadores de cinta Secadores de tambor Atomizadores

(1) Neesse T. (1964). Zum internationalen Stand der Kaolincufberzitung. Bergakademie 16 (2).

6.11.1.3 **Posibilidades**

Disponiendo de yacimientos abundantes, la anómala situación reflejada en los puntos anteriores se atribuye al estado incipiente y rudimentario de la minería del caolín y en especial de las instalaciones de tratamiento.

Se debe producir más y mejor, consiguiendo y manteniendo calidades que cubran las especificaciones internacionales «standard», tanto de caolines como de las excedentes arenas de sílice recuperables en el proceso de lavado. Ello abriría mercados internacionales con países interesados en la importación de caolín y arena de sílice, como son, entre otros, Alemania Occidental, Italia, Francia, Finlandia y Africa del Norte, que podrían absorber ya más de 300.000 t/año de caolín español si éste fuese en la actualidad de calidad «exportable».

Parece existir mucho interés por parte de capitales nacionales y extranjeros en relación con el desarrollo de esta minería española, a falta principalmente, para poder encauzar estas seguras inversiones, del amplio estudio técnico necesario que permita la elección de los yacimientos adecuados, por sus posibilidades de explotación masiva a cielo abierto, del orden de 2.000-3.000 t/día de arranque, y por su situación estratégica.

6.11.2 YACIMIENTOS Y RESERVAS

Las 148 explotaciones existentes repartidas en extensas zonas del país dentro de las 48.000 ha en concesión, pueden considerarse, excepto menos de 10 de ellas, casi todas gallegas, como afloramientos naturales descubiertos y explotados por mineros ocasionales, con gran vocación, pero individualistas y técnicamente no cualificados. Sin embargo, estas explotaciones se encuentran situadas dentro de grandes yacimientos que constituyen verdaderas y extensas formaciones geológicas, todavía no bien estudiadas ni a escala local ni en su interesante conjunto. Por ello todavía es muy difícil el cálculo de las reservas nacionales, que en todo caso, aun con la escasa información de que se dispone, se considera de magnitud semejante a las de los grandes países productores.

Con relación a las zonas en explotación, pueden estimarse como reservas seguras 1.500.000.000 de t de mineral beneficiable con un contenido de caolín vendible entre el 6 y el 30 por 100, apto para las más diversas aplicaciones tras el adecuado tratamiento mineralúrgico.

6.11.3 EXPLOTACIONES MINERAS

En 1969 se trabajó en 148 explotaciones mineras, apenas mecanizadas, con un pueble medio de 7-8 obreros, y un rendimiento en el arranque de unas 10 t por obrero y día.

Se trata, pues, de una minería atomizada e intuitiva que se mantiene en estado primitivo de explotación, salvo en algunas zonas de Galicia, en donde existen unas pocas labores relativamente puestas al día en cuanto a medios, procedimientos e investigación, y que son precisamente las que, alimentando las plantas de tratamiento más modernas, obtienen mejores productos bajo la dirección de técnicos altamente cualificados y conocedores además tanto de la minería como de la tecnología del caolín.

6.11.4 INSTALACIONES DE TRATAMIENTO

En 1969 funcionaron 63, casi todas ellas rudimentariamente instaladas y manejadas, sin la dirección técnica necesaria, que, por otra parte, escasea en esta moderna y en constante avance tecnología del tratamiento de caolines y arcillas.

Con una producción diaria media de 10 t de caolín lavado por instalación, y en las condiciones antes mencionadas, no es posible conseguir ni un producto de calidad, ni mantener ésta dentro de unas especificaciones determinadas, por bajas que fuesen, suficientes para el consumidor nacional, ni obtener arenas silíceas apreciadas en el mercado, ni aprovechar las «borras» que se producen en cantidad casi sensiblemente igual a la del caolín.

Todo lo dicho en este apartado constituye el principal motivo de las crecientes importaciones y del bajo precio de los productos obtenidos, a pesar de su elevado coste de producción, si se comparan estos dos últimos valores con sus correspondientes en los caolines importados.

Es la falta de tecnología en el tratamiento de los minerales caoliníferos, por su repercusión directa en el mercado, el factor que frena el desarrollo de la minería correspondiente, y sobre el que habrá que actuar en forma rápida y eficaz para romper el círculo vicioso que encierra el estado precario *minería-tratamiento de minerales.*

6.12 RECOMENDACIONES

- Apoyar en forma especial a los posibles inversores en nuevas explotaciones mineras e instalaciones de tratamiento, previa valoración de su capacidad económica y técnica, con todos los medios oficiales de orientación, investigación y técnicos de que ya se dispone en España y que en la actualidad actúan en forma un tanto inconexa.
- Crear para ello, tal vez dentro del Instituto Geológico y Minero de España, como organismo más idóneo, un «Centro de Orientación, Coordinación y Valoración Minera», al que pueda dirigirse en sus primeros pasos el promotor minero-industrial, que desde allí sería conducido a través de los distintos y numerosos centros tecnológicos y de investigación utilizables y ya existentes.
  Esta recomendación puede hacerse extensiva no sólo para el caolín, sino para todos los minerales, incluso los todavía no beneficiados en España, pero potencialmente beneficiables, entre los que se encuentran bastantes rocas (petrurgia).
- Estimular la formación inmediata de un equipo de ingenieros especializados en la minería, tratamiento y utilización de caolines, arenas de sílice y arcillas.
- Facilitar la participación activa de estos ingenieros en los diversos congresos, cursos, conferencias, exposiciones y otras actividades nacionales e internacionales relacionadas con el caolín, arenas de sílice y arcillas en general con la publicación posterior de sus trabajos e impresiones.
- Vigilar al máximo por las Secciones de Minas correspondientes la redacción completa de los Planes de Labores, de las concesiones de explotación existentes.

PLANTA PILOTO

Crear una moderna planta piloto de gran versatilidad para el tratamiento de unas 20 t/día de material bruto (minerales de caolín, arenas caoliníferas, caolines y arenas deficientemente lavadas y arcillas diversas), provista de los laboratorios correspondientes, cuya finalidad sería:

— Estudiar los materiales brutos en cuanto a sus posibilidades de utilización comercial.
— Determinar los métodos óptimos de tratamiento.
— Proporcionar los datos básicos necesarios para el proyecto o modificación de instalaciones de beneficio.
— Contribuir a la especialización de los técnicos mencionados anteriormente.

Para la creación de esta planta piloto cabría pensar en la colaboración económica de las empresas mineras e industriales interesadas en este tipo de ensayos e investigaciones.

La venta de los productos obtenidos y el importe de los trabajos realizados podría cubrir, por lo menos, los gastos de explotación y de personal.

Puesto que los caolines del noroeste de España están mejor estudiados y cuentan ya en aquella zona con algunos laboratorios privados y una instalación de ensayos cedida por el Consejo Superior de Investigaciones Científicas, se propone para la ubicación de esta planta piloto un lugar apropiado en las proximidades de la ciudad de Teruel, fundamentando esta elección en las razones expuestas en el apartado correspondiente de este monografía.

Inversión estimada: 10.000.000 de ptas.

Estudio geológico-minero

Realizar el estudio geológico-minero, a fondo, de aquellas áreas en las que ya se está explotando el caolín, señaladas en el mapa correspondiente, considerándolas, en principio, tan sólo como zonas de indicios (figura 6.6-1).

El alcance del estudio deberá permitir:

— La evoluación de las reservas nacionales.
— La elección de yacimientos óptimamente explotables (arranque masivo a cielo abierto de 2.000-3.000 toneladas/día).
— La ubicación de futuras plantas de tratamiento.

Inversión estimada: 43.500.000 ptas.

Plantas de tratamiento

Estimular y apoyar la creación de tres modernas plantas para tratamiento de caolines y arenas, cada una capaz de producir 100.000 t/año de caolín lavado, ubicadas, por las razones expuestas en esta monografía, en lugares óptimamente estratégicos de las provincias de Valencia, Teruel y Cuenca.

Inversión estimada: 1.200.000.000 de ptas.

Plantas de refino

Con el fin de evitar que las tres nuevas instalaciones antes citadas puedan causar el cierre lógico de las 148 minas y 63 lavaderos ya existentes, y basándonos en las consideraciones expuestas en la presente monografía, se propone la creación de 2 instalaciones para refino y normalización de caolines, alimentadas con los deficientes y variables productos de salida de los viejos lavaderos.

Por las razones ya expuestas en esta monografía, se sugieren las provincias de Teruel y Burgos como áreas óptimas para la erección de estas dos nuevas plantas, cada una capaz de producir 50.000 t/año de caolín refinado.

Inversión estimada: 100.000.000 de ptas.

Plantas de lavado y normalización de arenas

Puesto que no es rentable el transporte de las arenas obtenidas en los 60 anticuados lavaderos de caolín ya existentes hasta las nuevas plantas de refino propuestas, es conveniente la asociación de lavaderos próximos que, amparados debidamente por el Estado, monten sus pequeñas instalaciones comunitarias de relavado, molienda y normalización de sus propias arenas.

Inversión estimada: 94.500.000 ptas.

6.13 INVERSIONES

	Pesetas
Planta piloto	10.000.000
Estudio geológico minero	43.500.000
Tres nuevas plantas de tratamiento total	1.200.000.000
Dos nuevas plantas de refino de caolín	100.000.000
Varias plantas de lavado, molienda y normalización de arenas	94.500.000
TOTAL	1.448.000.000

Inversión total: 1.448.000.000.
Aportación directa del Estado: 53.500.000.

7. CUARZO, SILICE Y ARENAS SILICEAS

2	Coruna	0	x	—	—	—	—	3
3	Gerona	2	1	—	—	—	—	3

7.1 GENERALIDADES

Tanto el cuarzo como la sílice y arenas silíceas son sustancias minerales tan abundantes en la naturaleza que no hay inquietud respecto a sus reservas o posibilidades de agotamiento.

Su demanda está asegurada, ya que constituyen la base de industrias tan importantes y en continua expansión como las del vidrio y la cerámica en sus numerosas variedades, refractarios, abrasivos, fundición, construcción, obras públicas, etc., y en el caso del cuarzo en ópticas especiales y electrónica (propiedades piezoeléctricas).

Dada la abundancia y calidad de estas sustancias minerales en nuestra variada geología nacional, el problema de este sector radica más en la modernización y puesta al día de las tecnologías del tratamiento y en la creación de los canales adecuados de comercialización que en la extracción propiamente dicha. Sería conveniente relacionar a los productores con los consumidores actuales o potenciales, pensando en las especificaciones técnicas más convenientes, a través de un «Centro de Orientación, Coordinación y Valoración Minera», ya propuesto y justificado en la monografía sobre el caolín.

Se debe insistir también aquí en la necesidad de conseguir datos estadísticos fiables y debidamente desglosados y valorados, tanto de la producción como del consumo, para estar en condiciones de ofrecer diagnósticos y propuestas concretas.

7.2 YACIMIENTOS Y EXPLOTACIONES DE CUARZO

Con las fichas simples de identificación de concesiones tomadas de las hojas provinciales de tributos por canon, suministradas por el Ministerio de Hacienda, se han situado las 58 concesiones vivas que cubren una superficie de 18.235 ha sobre un mapa nacional, que ofrece ya una visión general de las zonas interesantes de nuestro país. (Fig. 7.2 - 1.)

En el cuadro 7.2 - 2, y con datos tomados de los Planes de Labores para 1970, se han ordenado las 46 explotaciones por provincias y pueble; en ella puede verse que 36 trabajan con menos de 6 obreros y las 10 restantes con menos de 11.

7.3 PRODUCCION

El cuadro 7.3 - 1 resume los datos fundamentales de producción desde 1957 hasta 1969 inclusive. De 1965 a 1969 la producción ha pasado de 145.778 t (17,5 millones de ptas) a 314.959 t (58,7 millones de ptas); es decir, ha superado el doble, y ello con algunos obreros menos, lo que demuestra el avance en la mecanización. En 1969, de un total de 198 mineros sólo 18 trabajaron en el interior.

CUADRO 7.2-2

CUARZO

DISTRIBUCION DE EXPLOTACIONES POR PROVINCIAS SEGUN NUMERO DE OBREROS

Núm. ref.	PROVINCIA	NUMERO DE OBREROS						TOTAL
		1 - 5	6 - 10	11 - 25	26 - 50	51 - 100	> 100	
1	Burgos	2	1	—	—	—	—	3
2	Coruña	6	4	—	—	—	—	10
3	Gerona	2	1	—	—	—	—	3
4	Huelva	1	—	—	—	—	—	1
5	Madrid	2	1	—	—	—	—	3
6	Navarra	1	—	—	—	—	—	1
7	Oviedo	—	—	—	—	—	—	—
8	Pontevedra	1	—	—	—	—	—	1
9	Santander	4	—	—	—	—	—	4
10	Segovia	1	—	—	—	—	—	1
11	Vizcaya	16	3	—	—	—	—	19
	Totales	36	10	—	—	—	—	46

FUENTE: Planes de labores para 1970.

CUARZO: MAPA NACIONAL DE CONCESIONES Y EXPLOTACIONES

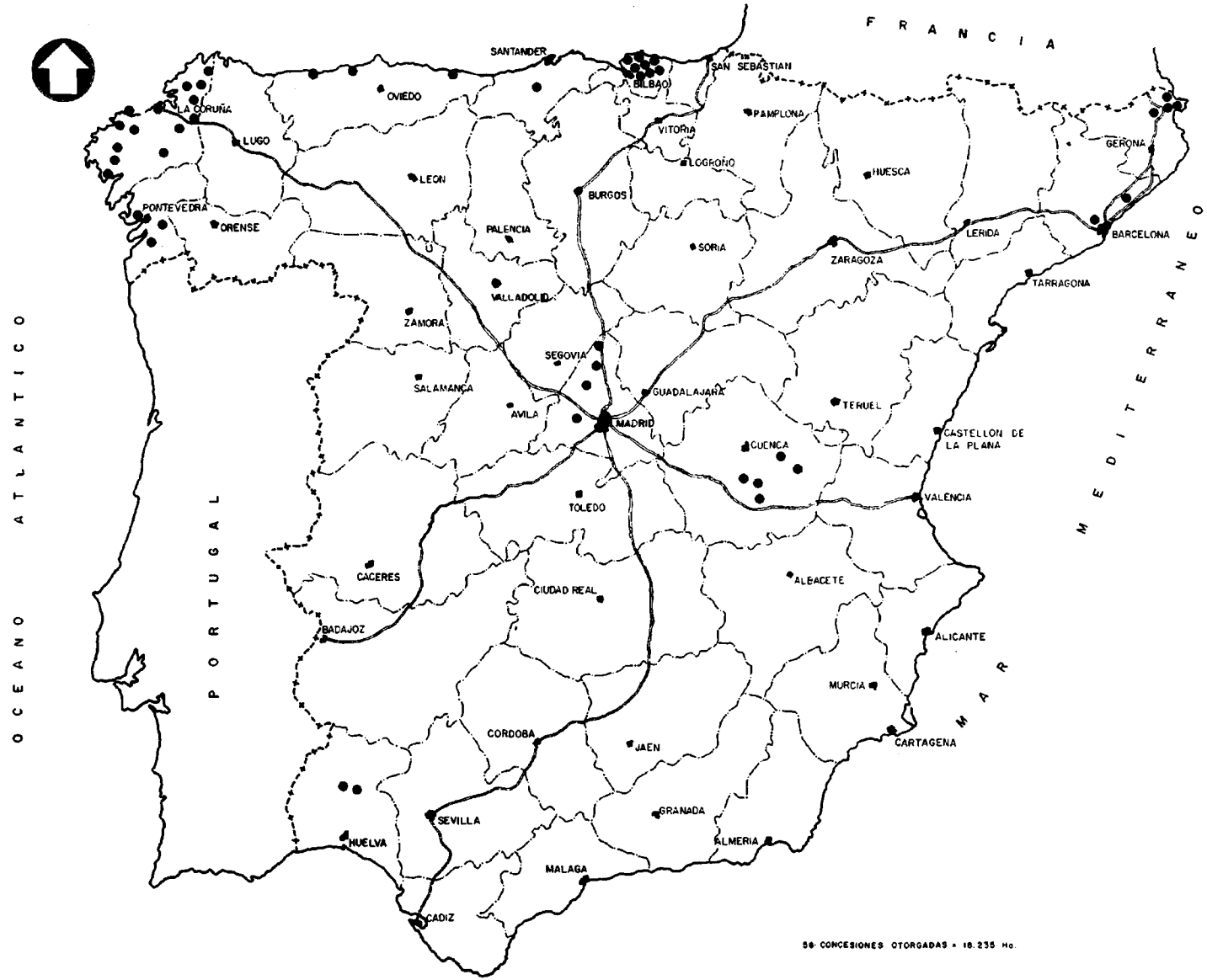


Figura 7.2-1

RESUMEN ANUAL DE EXTRACCION DE MINERALES — CUADRO 7.3 - 1

AÑO	Número de grupos mineros	NUMERO OBREROS			POTENCIA INSTALADA		PRODUCCION VENDIBLE	
		Interior	Exterior	Total	Motores	C. V.	t.	Miles de ptas.
1957	51	30	242	272	40	770	170.847	19.173
1958	51	28	232	260	38	713	179.936	19.326
1959	34	23	164	187	28	707	150.001	11.718
1960	37	5	179	184	25	294	80.575	6.658
1961	41	4	184	188	31	281	68.087	5.248
1962	44	2	158	160	49	541	99.617	8.331
1963	32	4	116	120	40	284	73.115	6.426
1964	35	3	143	146	60	616	97.006	9.891
1965	40	3	198	201	74	962	145.778	17.540
1966	39	3	201	204	85	1.178	161.554	21.147
1967	43	—	213	213	106	1.537	206.838	34.298
1968	43	11	212	223	177	2.762	318.428	58.564
1969	40	18	180	198	176	3.008	314.959	58.663

FUENTE: Estadísticas Minera y Metalúrgica de España. Ministerio de Industria. Servicio de Publicaciones.

7.4 CONSUMO

En el cuadro 7.4 - 1 se ha distribuido el consumo por industrias y años desde 1960 hasta 1968 inclusive. En ella se nota la falta del necesario desglose de datos estadísticos al que se hacía referencia en el apartado 1. Sin embargo, hay que hacer notar dos aspectos interesantes:

— la duplicación del consumo en tres años, que pasa de 123.230 t en 1965 a 250.606 t en 1968

— el incremento de nuestras exportaciones, que pasan de 22.831 t en 1965 a 71.154 t en 1969, por un valor de 22,3 millones de ptas, lo que pone de manifiesto la buena calidad de los cuarzos naturales españoles para aplicaciones especiales en los campos de la óptica y electrónica.

CUARZO — CUADRO 7.4-1

DISTRIBUCION DEL CONSUMO

AÑO	Loza y porcelana	Materiales refractarios	Otros usos	TOTAL
1960.....	270	20.010	60.300	80.580
1961.....	2.971	29.530	35.499	68.000
1962.....	4.528	27.977	67.385	99.890
1963.....	4.495	25.577	43.408	73.480
1964.....	5.219	30.047	48.384	83.630
1965.....	6.096	33.170	83.964	123.230
1966.....	8.293	37.632	92.885	138.810
1967.....	9.787	21.675	149.308	180.770
1968.....	10.701	s. d.	s. d.	250.606

Unidad: t.

7.5 SILICE Y ARENAS SILICEAS

En el cuadro 7.5 - 1, tomado de la Estadística Minera y Metalúrgica de España, figuran los datos más importantes relativos a extracción desde 1958 a 1968 inclusive. (La misma Estadística Minera, en una nota aclaratoria, hace saber que estos datos no son significativos.)

Desde 1965 a 1968 la producción pasa de 495.551 t a 567.801 t, por un valor de 47,2 millones de ptas, con menos canteras en explotación, menos obreros, menos motores, menos potencia instalada y menos consumo de explosivos, lo que parece indicar el avance tecnológico conseguido si los datos son reales.

En 1968 trabajaron 278 obreros en 66 canteras, lo que da una media de menos de 5 obreros por explotación.

7.6 PRODUCCION

Puede verse en el cuadro 7.5 - 1 que a los datos en él consignados habría que añadir la cuantiosa producción de arenas de sílice, obtenida en los lavaderos de caolín, teniendo en cuenta que de la mayor parte de los caolines secundarios españoles puede y debe obtenerse un 60 por 100 de arenas de calidad industrial, aptas para vidrio, cerámica y moldes de fundición. Es un problema de plantas de tratamiento adecuadas. (Ver capítulo 6.)

SILICE Y ARENAS SILICEAS — CUADRO 7.5 - 1

RESUMEN ANUAL DE EXTRACCION

AÑO	Número de canteras	Número de obreros	POTENCIA INSTALADA		Explosivos kg.	PRODUCCION	
			Motores	C. V.		t	Miles de ptas.
1958	39	418	52	777	14.989	357.052	24.491
1959	42	438	53	647	14.000	366.548	22.294
1960	51	34	71	995	12.000	235.138	12.711
1961	62	361	101	1.115	15.000	319.127	17.114
1962	63	358	112	1.216	19.000	428.404	21.949
1963	74	437	41	181	27.000	410.029	28.652
1964	90	485	227	3.775	22.000	627.836	37.133
1965	76	423	193	3.398	24.000	495.551	33.462
1966	74	399	234	4.073	30.000	572.476	45.616
1967	65	283	183	2.724	16.556	525.789	45.749
1968	66	278	163	2.352	12.073	567.801	47.209

FUENTE: Estadísticas Minera y Metalúrgica de España. Ministerio de Industria.

7.7 CONSUMO

Puede verse en el cuadro 7.7 - 1 que la disminución de consumo en 1968 puede explicarse por la importación de arenas de alta calidad y precio, que en 1969 alcanzó las 66.888 t, por un valor de 39,9 millones de ptas (cuadro 7.7 - 2), y por la importación de productos cerámicos, vidrio y manufacturados de vidrio, que en 1969 alcanzaron casi los 3.000 millones de ptas. (ver cuadro 7.7 - 3).

CUADRO 7.7-1

SILICE

DISTRIBUCION DEL CONSUMO

AÑO	Abrasivos (t)	Loza y porcelana (t)	Refract. y gres (t)	Azulejos (t)	Vidrio (t)	Consumo (t)
1960	2.238	6.979	49.259	4.813	201.325	264.614
1961	3.829	8.304	56.289	4.506	185.955	258.883
1962	11.191	10.980	45.146	10.935	280.121	358.373
1963	7.770	13.784	29.651	15.672	404.105	470.982
1964	6.224	15.115	67.402	19.251	390.867	498.859
1965	7.376	18.023	81.859	20.163	418.593	546.014
1966	10.091	21.601	104.906	21.316	470.546	628.460
1967	9.613	27.564	91.844	10.401	558.571	697.993
1968	12.000	39.138	129.064	20.000	363.616	563.818

CUADRO 7.7-2

ESTADISTICA DEL COMERCIO EXTERIOR DE ESPAÑA (1969)

PRODUCTOS	IMPORTACION		EXPORTACION	
	t.	Miles ptas.	t.	Miles ptas.
Cap. 69				
Productos cerámicos de toda clase.	46.273	874.059	46.134	496.799
	≃ 19.000 ptas/t.		≃ 10.800 ptas/t.	
Cap. 70				
Vidrio y manufacturados de vidrio.	32.956	1.399.476	47.713	654.334
	≃ 42.500 ptas/t.		≃ 13.700 ptas/t.	
TOTALES	79.229	2.273.526	93.847	1.151.133

FUENTE: Dirección General de Aduanas.

CUADRO 7.7-3

MERCADO EXTERIOR DE ARENAS NATURALES

AÑOS	IMPORTACION		EXPORTACION	
	t.	Miles ptas.	t.	Miles ptas.
1964	54.634	—	63.609	—
1965	74.393	—	30.168	—
1966	69.439	—	18.652	—
1967	53.768	—	29.140	—
1968	59.499	—	28.456	—
1969	66.888	39.892	15.153	1.555

FUENTE: Dirección General de Aduanas.

7.8 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Se trata de una minería dispersa, atomizada y difícilmente controlable con los datos de que se dispone.

Mejorar y normalizar la confección de Estadísticas. Establecer contactos periódicos entre productores y consumidores.

Se dispone de cuarzos abundantes y de óptima calidad, que ya se exportan. Las arenas silíceas pueden obtenerse en cantidad y calidad suficientes para el mercado nacional y el exterior tratando debidamente los caolines españoles.

Apoyar técnicamente a los explotadores mineros y orientarles en la venta de sus productos, creando si es preciso el organismo idóneo para ello, ya que esta asistencia y orientación técnico-comercial es tan importante como la ayuda crediticia para la modernización de las instalaciones de tratamiento.

Entre esta minería e industria de beneficio y los modernos centros de investigación científica ya en marcha (Instituto de Carámica y Vidrio, por ejemplo), existe un vacío que hay que llenar con el Centro Técnico-Comercial al que ya se ha hecho referencia.

Hay que esperar una gran demanda de estas sustancias minerales, puesto que las numerosas y potentes industrias que las consumen se encuentran en franca expansión.

Estudiar detalladamente la demanda futura de estas industrias con el fin de dimensionar las plantas de tratamiento adecuadas y, como consecuencia, las explotaciones mineras.

8. ESPATO FLUOR

8.1 SITUACION ACTUAL DEL SECTOR

Es objeto de esta monografía el estudio de la explotación y el aprovechamiento de los minerales de fluorita o espato flúor (F_2Ca) existentes en España, haciendo unas breves consideraciones sobre su producción actual, demanda futura y objetivos a cumplir, completado por unas conclusiones que conduzcan al logro de dichos objetivos.

Se consideran también en este estudio aquellas minas de plomo y cinc que en su explotación dan una producción elevada de fluorita, como ocurre con las minas de Osor (Gerona), que llega a representar en 1969 el 20 por 100 de la producción nacional de espato flúor.

No se consideran, sin embargo, otros minerales con contenido en flúor, tal como la criolita (F_6AlNa_3), a pesar de que su utilización es similar a la de fluorita, por tener distinta mineralurgia.

Es el espato flúor un mineral de gran importancia desde el punto de vista de la balanza comercial española, ya que, en un mercado mundial con gran escasez, España tiene una producción apreciable, superior con mucho a sus necesidades interiores.

La fluorita se presenta normalmente en forma de vetas y como capas de sustitución en caliza.

Como ganga es muy corriente en rellenos de cavidad y depósitos de reemplazamiento. Su presencia, tanto en rocas sedimentarias como en ígneas, hace que no se conozca exactamente su origen, aunque una gran mayoría de geólogos se inclina por el origen ígneo.

El espato flúor contiene impurezas asociadas, tales como cuarzo, baritina, galena y blenda, entre otras.

La mayor parte de la fluorita extraída en el mundo se realiza en labores subterráneas; en España, por el contrario, se realiza en labores a cielo abierto. Posteriormente es sometida a concentrado y lavado en cribas o por flotación, obteniendo una pureza de hasta el 98 por 100 de F_2Ca.

Según el uso que se piense dar a la fluorita, es preciso emplear con ella uno u otro tratamiento. Por ejemplo, la fluorita destinada a la fabricación de ácido fluorhídrico, exige una pureza del 98 por 100, mientras que en la industria del vidrio basta con el 97 por 100, y en los hornos de acero con el 85 por 100. Todas en F_2Ca.

8.1.1 SITUACION GEOGRAFICA

La fluorita es un mineral ampliamente difundido por toda España (Fig. 8.1 - 1); así se puede señalar que existen en la actualidad explotaciones que, de una manera u otra, producen espato flúor en 12 provincias españolas.

Sin embargo, se puede hablar de tres zonas principales:

- — El sector Norte, que comprende Asturias, León, Vizcaya, Guipúzcoa y Navarra, con un 61,56 por 100 de la producción nacional, y un 53,13 procede de la primera, que es, sin duda, la provincia más rica en este mineral.
- — El sector Noreste, que comprende Gerona y Barcelona, representando el 10,27 por 100 de la producción.
- — Por último, el sector Sureste, que incluye Granada y Almería, donde la fluorita procede de antiguas escombreras de mineral de plomo, representa el 23,62 por 100 de la producción, y se investigan los afloramientos e indicios existentes en la actualidad.

Existen además minas en explotación en Sevilla (4,10 por 100), Huesca (0,26 por 100) y Madrid (0,19 por 100), y muy posiblemente la actual subida de precio de la fluorita determine una mayor investigación de este mineral y, como consecuencia obligada, la localización de nuevas zonas ricas en espato flúor.

8.1.2 HISTORIA DE LA MINERIA

Aun cuando al principio del siglo XX ya existían explotaciones de fluorita en España, su utilización en la industria de una forma masiva comienza en el año 1920, y su desarrollo empieza en 1940, a partir del uso generalizado de la flotación como medio de concentración.

En los yacimientos de Asturias se inicia la explotación en 1925; en Osor (Gerona) y en Papiol (Barcelona) comienzan los trabajos a principios de siglo, pero con el objetivo de extraer el plomo que tiene la ganga del espato, y en la sierra de Gádor, el guijo o «Sal de lobo» servía de guía para localizar el plomo a los 20.000 trabajadores que extrajeron ese mineral desde 1840 hasta 1860.

En el año 1969 existieron en España, según la estadística del Ministerio de Industria, 22 empresas dedicadas a la explotación de espato flúor, de las cuales dos de ellas, Minersa y Fluoruros, S. A., obtienen el 82,20 por 100 de la producción nacional de espato ácido y el 54,11 del total.

8.1.3 RESERVAS ESTIMADAS

De acuerdo con los datos facilitados por las distintas empresas productoras de mineral, se ha confeccionado el cuadro 8.1 - 2, en el cual pueden verse las diversas reservas seguras, probables y posibles existentes.

Este cuadro se ha confeccionado con los datos relativos a ocho empresas, estando incluidas en él aquellas

ESPATO FLUOR: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS

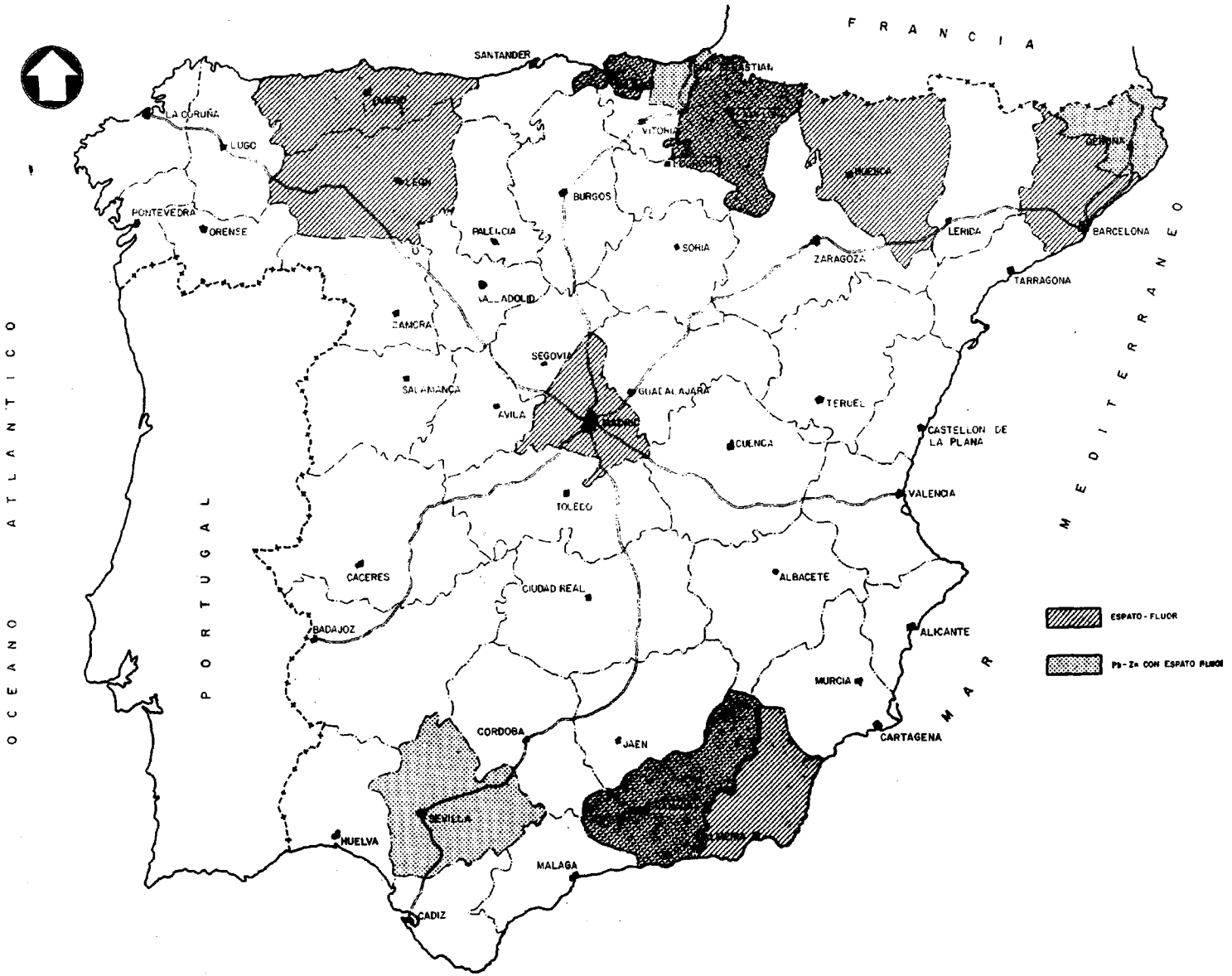


Figura 8.1-1

que se consideran con mayor cantidad de reservas; en los restantes sectores se supone que existen unas reservas globales de 1.000.000 t, con un 35 por 100 de F_2Ca. Todo esto, sin tener en cuenta el plan de investigación actualmente en marcha, existente en las provincias de Almería y Granada, cuyo resultado podría alterar esta cifra.

Se entiende por reservas seguras las pertenecientes a yacimientos o partes de yacimientos puestos de manifiesto en sus tres dimensiones y para los cuales el riesgo de discontinuidad será prácticamente excluido.

Se entiende por reservas probables las pertenecientes a yacimientos o partes de yacimientos puestas de manifiesto en dos de sus dimensiones y para las cuales existe un cierto riesgo de discontinuidad, aunque se las puede considerar razonablemente continuas.

Se entiende por reservas posibles las que no han podido ser incluidas en las clases precedentes y cuya existencia se ha comprobado por medio de labores aisladas (pozos, galerías, sondeos, etc.) o por estudios geológicos.

Del estudio del cuadro 8.1 - 2 se deduce que pueden cifrarse las reservas seguras de mineral de fluorita en unos 14.150.000 t, con una ley del 26 por 100, lo que asegura un total abastecimiento de la demanda interior, así como la posibilidad de la continuación en las exportaciones. Se pueden dar como probables 18 millones de toneladas, y 24 millones de toneladas, como posibles.

CUADRO 8.1-2

ESPATO FLUOR

RESERVAS ESTIMADAS

Nombre de la empresa	Reservas seguras	Ley	Reservas probables	Ley	Reservas posibles	Ley	Reservas totales	Ley
Minersa	7.420.000	25	8.750.000	25	5.100.000	25	21.270.000	25
Fluoruros, S. A.	2.550.000	27	3.000.000	30	5.000.000	30	10.550.000	30
Real Compañía Asturiana de Minas, S. A.	100.000	23	1.000.000	20	2.000.000	20	3.100.000	20
Cía. Explot. Minera Indust. y Mar. Cemim	550.000	12	500.000	12	2.000.000	12	3.050.000	12
Arlos, S. A.	500.000	40	500.000	40	400.000	40	1.400.000	40
Hijos de Luis Argüelles	500.000	35	2.000.000	20	3.000.000	20	5.500.000	35
Fluoritas Asturianas, S. A.	500.000	20	1.000.000	20	2.000.000	20	3.500.000	20
Tomás Garcés de los Fayos	30.000	60	350.000	40	1.500.000	30	1.880.000	60
Minas de Villabona	1.000.000	40	1.000.000	40	2.000.000	40	4.000.000	40
Otras Compañías	1.000.000	35	500.000	35	500.000	35	2.000.000	35
TOTALES	14.150.000	26	18.600.000		23.500.000		55.700.000	

8.1.4 COMPOSICION MEDIA DE LOS MINERALES DE FLUORITA

No interesa desde un punto de vista general hablar de composición media de la fluorita en España, sino separarla en dos grandes grupos, según que la ganga sea sílice o carbonatos, lo que ocurre excepcionalmente en el Sureste de España.

En los sectores Norte y Noreste, la ley general media puede estimarse así:

F_2Ca	40	por 100	
SiO_2	35	por 100	
$BaSO_4$	4	por 100	
CO_3Ca	4	por 100	
R_2O_3	15	por 100	
Pb	1,5	por 100	Exclusivamente en el sector Nordeste.
Zn	2,5	por 100	

Para el sector Sureste, con ganga predominantemente en dolomitas, el análisis medio puede ser:

F_2Ca	30	por 100
SiO_2	8	por 100
CO_3Ca	25	por 100
CO_3Mg	15	por 100
$BaSO_4$	0,5	por 100
R_2Ca	7,5	por 100
Pb	2,5	por 100

8.1.5 UTILIZACION DE LA FLUORITA

Sus aplicaciones son principalmente como fundente metalúrgico y en la fabricación de criolita artificial. También se usa en la obtención de ácido fluorhídrico, fabricación de plásticos, cerámica, vidriería, etc.

Como fundente, su especificación mínima, en el mercado internacional, se mide en unidades americanas, en las cuales la sílice se multiplica por el factor 2,5 y ese producto se resta de las unidades reales de fluorita. En el mercado mundial se precisa un mínimo de 60 unidades americanas. Esta calidad recibe el nombre de espato metalúrgico.

En vidriería y cerámica se exige un contenido del 92 al 95 por 100 en F_2Ca. Su consumo en España es pequeño, escasamente un 3 por 100 del total vendible.

Por último, en la calidad superior, llamada calidad ácida, se exige el 97 por 100 de F_2Ca, sin poder exceder de 1,25 en SiO_2, 1,50 en $CaCO_3$ y de las 25 milésimas en azufre en forma de sulfuros.

En España, hasta hace algunos años, la producción media era de 53 por 100 de ácido, 42 por 100 de metalúrgico y 5 por 100 de cerámico; pero los aranceles de Aduanas de los países importadores (Estados Unidos: 1.875 dólares por tonelada para el ácido y 7,5 para los de ley menor del 97 por 100 de F_2Ca) hace que las empresas productoras de espato monten los lavaderos de flotación adecuados para aumentar al máximo el tanto por ciento de calidad ácida obtenida, ya que, aglomerado en gránulos (pelets), puede ser empleado en metalurgia.

8.2 ESTUDIO DE LOS YACIMIENTOS NACIONALES

8.2.1 CONCESIONES MINERAS EN LA PENINSULA

Del estudio de los informes facilitados por las distintas Secciones de Minas de las Delegaciones Provinciales del Ministerio de Industria, así como de la relación de empresas que pagan canon al Ministerio de Hacienda, se pueden sacar los siguientes datos estadísticos:

Existen en España 131 concesiones, que totalizan 11.369,42 ha, que pagan su canon al Ministerio de Hacienda. Además existen las concesiones que pagan canon por plomo y que, sin embargo, son productoras de fluorita.

Según las informaciones de las Secciones de Minas, se pueden agrupar por zonas las hectáreas, según se muestra en la figura 8.2 - 1 y cuadro 8.2 - 2, gráficos que se representan como productoras de espato flúor, hectáreas que están denunciadas para plomo u otras sustancias.

Por su incidencia dentro de la producción nacional, a continuación se realiza el estudio de las explotaciones pertenecientes a las siguientes empresas:

A) Minerales y Productos Derivados, S. A. (MINERSA).
B) Fluoruros, S. A.
C) Arlós, S. A.
D) Real Compañía Asturiana de Minas.
E) Cía. de Explotaciones Minero Industriales y Marítimas, S. A.

Estas empresas se han elegido no sólo por el volumen de su producción, sino también por ser las que explotan los yacimientos desde más antiguo con una continuidad en la producción.

CUADRO 8.2 - 2

ESPATO FLUOR

DIVISION EN ZONAS, CON PRINCIPALES CONCESIONARIOS Y SUPERFICIES

Nombre de la Compañía	Superficie ha.
ZONA NORTE	
Oviedo	
Minerales y Productos Derivados, S. A.	599
Fluoruros, S. A.	1.786
Felgueroso, S. A.	360
Olegario Quintana Viejo	358
Tomás Garcés Fayos	252
Manuel Fernández Manjón	148
Primitiva Saavedra	105
Segundo Riera García	72
Mariano Onzaín Urtiaga	309
Minas de Villabona	1.762
Fluoritas Asturianas	306
Antonio Blanco Moreno	208
Minas de Escobio	290
Hijos de Luis Argüelles	58
Arlós, S. A.	599,28
Varios	902
Total	8.114,28
Vizcaya	
Cía. Minera Sierra Gredos	543
Cloruro, S. A.	260
Jesús Castañeda	21
Total	824
Navarra	
Minera de Navarra	381
Cía. Vasca de Minas	64,20
Eduardo Pablo Pérez	1.809
Total	2.254,20
León	
Minerales y Productos Derivados, S. A.	648
Gregorio Mateos	40
Antonio González	20
Total	708
Guipúzcoa	
Castellana de Minas	954
Minera Navarra	81
Cía. Explotadora Minera Industrial Marítima, S. A.	332
Total	1.367
TOTAL GENERAL ZONA NORTE	13.267,48
ZONA NORESTE	
Gerona	
Minerales y Productos Derivados, S. A.	2.139,8
Minas de Montseny, S. A.	623
Gomaca	45
Total	2.807,8
Barcelona	
Minas de Montseny, S. A.	67
Mauricio Svatle	25
Julio Pauet Atrai	281
Total	373
TOTAL GENERAL ZONA NORDESTE	3.180,8
ZONA SURESTE	
Granada	
Sociedad M. M. de Peñarroya	109
Juan L. Corveilán	1.034
Minerales y Productos Derivados, S. A.	198
Minas S. José y S. Manuel	284
Minera Sierra Baza	400
Leopoldo Bárcena	89
Ramón Puga	80
Total	2.194
TOTAL GENERAL ZONA SURESTE	2.194
RESTO DE ESPAÑA	
Sevilla	
Minerales Reunidos	193
Total	193
Málaga	
Antonio Fernández de Córdoba	120
Total	120
Huesca	
Minero-Metalúrgica Asturiana	12
Pedro A. Sellares Yáñez	77
Antonio Sancho Royo	18
Tomás Garcés de los Fayos	98
Total	205
Madrid	
Minero-Metalúrgica Asturiana	245
Total	325
TOTAL GENERAL RESTO DE ESPAÑA	843

TOTAL GENERAL DE ESPAÑA: 19.485,5 ha.

ESPATO FLUOR: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS CON ESPECIFICACION DE SUPERFICIE DE CONCESIONES

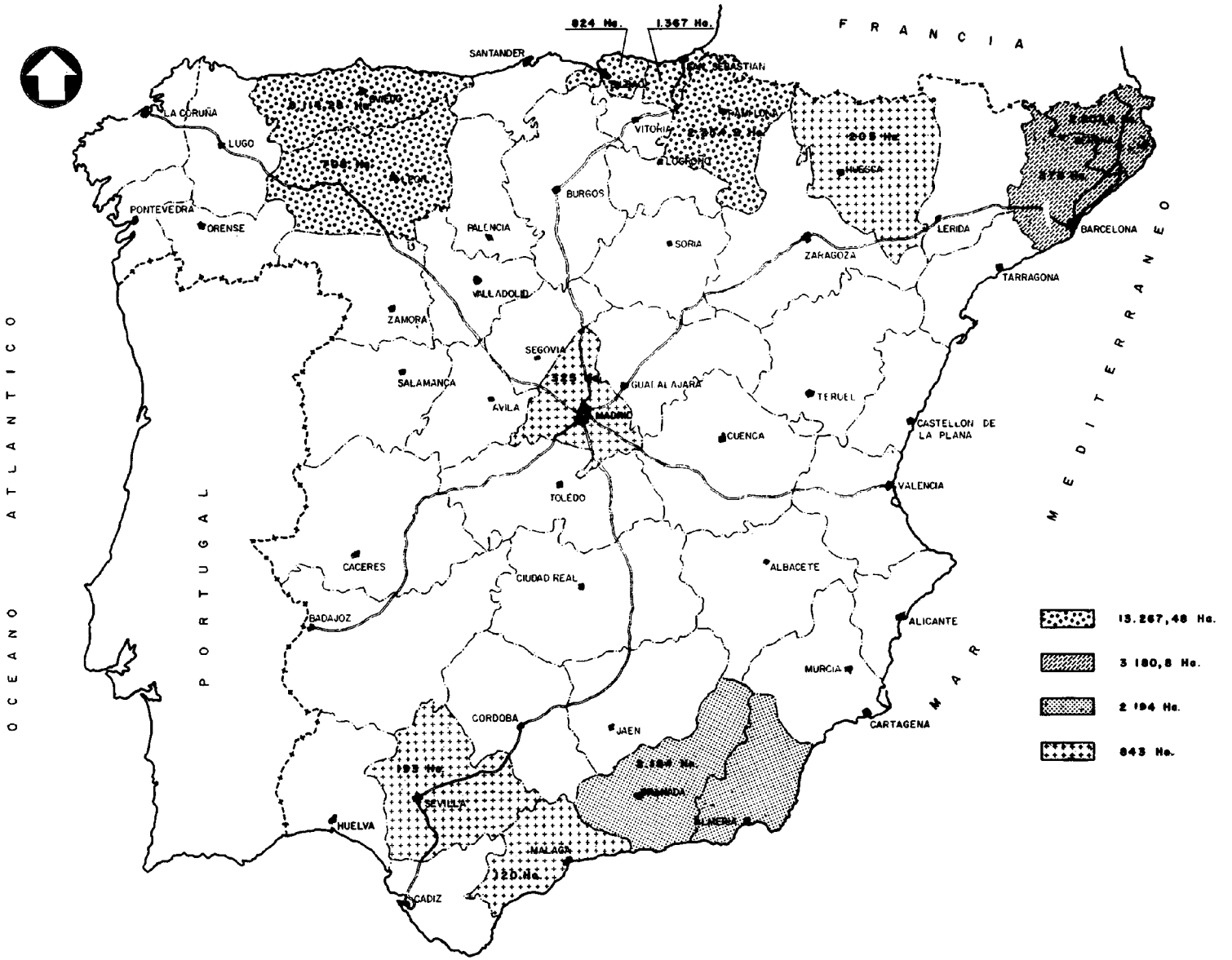


Figura 8.2-1

8.2.1.1 **Minerales y Productos Derivados, S. A. (MINERSA)**

La compañía Minersa tiene actualmente concesiones o grupos mineros extendidos por toda la geografía hispana, distribuidos de la siguiente forma:

Provincia	Yacimiento
Gerona	De Osor.
Sevilla	De Castillo de las Guardas.
Oviedo	Mina Ana.
Almería (Sierra de Gádor)	18 de Diciembre.
Granada	Turón.
Córdoba	Minas Glorias.

Por considerarlo de interés, se procede a continuación al estudio de cada yacimiento por separado.

YACIMIENTO DE OSOR

Descripción del criadero

El yacimiento de Osor se encuentra a 23 km al oeste de Gerona, junto a la carretera Gerona-Manresa, que corta al filón, igual que la riera de Osor.

El filón, de origen hidrotermal, es de formación metasomática, aflora a la superficie con dirección E-O y buzamiento al Sur, con unos 85° de inclinación. El terreno es precambriano, y, según don Agustín Marín, en el movimiento herciniano se produjo el enriquecimiento de la fluorita sobre un criadero ya existente de plomo y cinc.

Este filón se divide en dos ramas: norte y sur, a partir de la cota 50; la rama norte alcanza potencias de 6 m, con corrida que oscila entre 300 y 400 m. Por el contrario, en la rama sur el espesor mineralizado es solamente de 1 m, con una corrida similar.

Las especies mineralógicas beneficiadas son fluorita, blenda y galena. El filón presenta hastiales de irregular consistencia, formados principalmente por esquistos micáceos, pegmatitos y pórfidos.

Composición y análisis de los minerales. Reservas.

El análisis medio de los minerales es el siguiente:

F_2Ca	50,0 por 100
SiO_2	28,0 por 100
$BaSO_4$	3,0 por 100
$CaCO_3$	6,0 por 100
R_2O_3	6,0 por 100
Pb	1,5 por 100
Zn	2,5 por 100

Es difícil reflejar en cifras las reservas actuales, pero las siguientes pueden dar una idea de conjunto:

Reservas seguras	350.000 t
Reservas probables	400.000 t
Reservas posibles	600.000 t

Métodos de explotación

En la actualidad, se emplean tres métodos de explotación: realces horizontales con relleno; cámaras-almacén y explotación por subniveles.

La explotación por realces horizontales con relleno se emplea para potencias superiores a los 5 m, con independencia del tipo de hastiales.

Las labores de preparación se llevan a cabo como sigue:

Se trazan chimeneas cada 25 m con 60° de inclinación equidistantes de los hastiales. Sirven para ventilación y para relleno, dejando algunas para paso del personal.

En la galería inferior se deja un macizo de protección de 4 m. Esta galería, debido a la gran carga a que ha de someterse por efecto del relleno, se fortifica con bóveda de medio punto de mampostería reforzada.

Este macizo de protección es atravesado por coladeros separados entre sí 5 m, equidistantes de los hastiales, al final de los cuales se instalan las tolvas de recogida de mineral.

Por encima del macizo de protección, se traza un subnivel de 2,5 m de altura, y potencia, la del filón.

La explotación, propiamente dicha, se realiza como sigue:

A la vez que se avanza longitudinalmente el frente de realce, el relleno introducido por las chimeneas se va extendiendo en la misma dirección, una vez limpiado el mineral. Siempre se mantienen los 2,5 m necesarios para trabajar el personal, entre relleno y mineral.

Los coladeros son de 0,80 m de diámetro, hechos con bloques de piedra y cemento; aumentando paulatinamente la altura de los brocales.

La carga del mineral a estos coladeros y la distribución del relleno se efectúa por palas neumáticas autocargadoras.

La explotación por cámaras-almacén se emplea para potencias inferiores a 5 m, con hastiales firmes.

Las labores de preparación consisten en lo siguiente:

La futura cámara-almacén es dividida por chimeneas inclinadas unos 60° y separadas 60 m entre sí. Cada cámara-almacén posee al menos tres de estas chimeneas, para ventilación y pasos de personal.

En la galería base se deja un macizo de protección de 3 m, trazándose coladeros cada 8 m, a los cuales se acoplan las tolvas de mineral.

Seguidamente se traza un subnivel de 2,5 m de altura y potencia.

En el subnivel, y a partir de la chimenea central, se comienza la explotación avanzando hacia ambos lados unos 2,5 m a lo largo de la cámara hasta las chimeneas laterales.

El mineral abatido sirve de piso de trabajo para los sucesivos realces, manteniéndose uniforme dicho piso a lo largo de la cámara con una altura de 2,5 m.

Al final se deja un macizo de protección de 2,5 m de la galería de cabeza.

Una vez depositado todo el mineral, se efectúa la extracción uniforme por todas las tolvas.

Este método se usa poco.

La explotación por subniveles es el método más apropiado, cuando la potencia del filón oscila entre 1 y 4 m, que es lo más general en el yacimiento de Osor; es utilizable para toda clase de hastiales, lo que, junto a no tener que emplear relleno, hace que sea el método más empleado en Osor.

Entre las galerías inferior y superior se trazan chimeneas separadas entre sí de 50 a 70 m, según las «corridas» de mineralización con 60° de inclinación.

Se dejan macizos de protección de 2,5 m para las galerías inferior y superior.

El macizo de protección de la galería inferior es atravesado por coladeros separados 8 m entre sí, instalando en ellos las correspondientes tolvas de carga.

A partir de las chimeneas generales, se procede a la formación de los subniveles a todo lo largo de la corrida de la mineralización.

Se trazan 4 subniveles, de 2,5 m de altura y potencia la del filón generalmente.

Conforme se van trazando los subniveles, se van uniendo por coladeros, separados entre sí, continuación de los iniciales de la galería inferior. Por tanto, una vez trazados los subniveles quedan macizos de 8 × 4 m y potencia la del filón. A veces son 8 a 20 m de longitud, en casos favorables.

La recuperación del mineral de estos macizos se efectúa en retirada, quedando cámaras vacías de 25 m de altura; longitud, la corrida de la mineralización, y potencia, la del filón.

La recuperación real de mineral oscila, para el método de realces horizontales con relleno, entre el 85 por 100 y el 93 por 100, dependiendo, naturalmente, del espesor del macizo de protección que sea necesario para mantener el nivel superior. Para el método de subniveles, la recuperación oscila entre el 88 por 100 y el 95 por 100, en función del espesor de los pilares que sean necesarios.

Instalaciones complementarias

El sistema de concentración es el de flotación diferencial previa una molienda a muerte debido a que el mercado mundial exige un máximo del 1 por 100 sobre las 100 mallas Tyler y un mínimo del 55 por 100 inferior a las 325 mallas Tyler.

La molienda se realiza en dos circuitos: el primero compuesto por un molino Camimet, de bolas, de 1,90 por 3,50 m en circuito cerrado con un clasificador de racletas de 7 × 2,13 m, y el segundo circuito compuesto por un molino Krupp, de bolas, de 2 × 3 m en circuito cerrado con un clasificador Krupp de 2,80 × 8 m.

La flotación de la galena, primer concentrado obtenido, se realiza en dos grupos de máquinas de flotación. En la primera, compuesta de una Celda Unit, se realiza el desbaste y en la segunda con 8 celdas Camimet se obtiene el concentrado de galena, que más tarde es espesado y filtrado.

De la pulpa restante se separa la galena por flotación en una primera máquina compuesta de 8 celdas Camimet de desbaste y en otra segunda de 6 celdas de relavado.

Los mixtos son tratados en una máquina de 8 celdas Camimet, separándose estériles.

La pulpa resultante se trata, para la obtención de concentrados, en 7 celdas de desbaste, 2 máquinas de lavado de 8 y 3 celdas Camimet y otras dos máquinas de 4 y 5 celdas Camimet de agotamiento.

El espato metalúrgico se flota en una máquina de 8 celdas.

Las recuperaciones metalúrgicas que se obtienen son del 92 por 100 en Pb; 90 por 100 en Zn, y 87,5 por 100 en F_2Ca.

El puerto de embarque del concentrado es San Feliú de Guixols, situado a 60 km de la mina. Es un puerto con poco calado, por lo que no pueden cargarse barcos superiores a las 5.500 t, lo que es un grave inconveniente, ya que es difícil pensar embarcarlo en Barcelona, dada su mayor distancia (120 km) y el mayor costo de sus instalaciones portuarias.

El material bruto tratado durante 1970 ha sido de 57.747 t con ley de 52 por 100 en F_2Ca, obteniéndose 21.503 toneladas de concentrado de grado ácido del 97,80 por 100 en F_2Ca.

YACIMIENTO DE CASTILLO DE LAS GUARDAS

Descripción del criadero

Este yacimiento está situado a 60 km de Sevilla, concretamente, en línea recta, a 2 km de la carretera Sevilla-Riotinto, a la cual está unida por una pista.

El filón es vertical y su formación muy semejante a la de Osor. Actualmente está en período de investigación con un pozo maestro, que, al redactar esta ponencia, alcanzaba los 70 m de profundidad. La potencia oscila alrededor de los 2 m en una corrida de 300 m, en el sector reconocido hasta la fecha.

Composición y análisis de los minerales. Reservas

La ley media del mineral es:

F_2Ca	45,0 por 100
SiO_2	35,0 por 100
CO_3Ca	1,0 por 100
R_2O_3	14,0 por 100
Pb	2,0 por 100
Zn	0,6 por 100

Es casi imposible hablar de reservas en una mina en período de investigación, pero un cálculo aproximado da:

Reservas seguras	120.000 t
Reservas probables	350.000 t
Reservas posibles	500.000 t

Método de explotación

No puede hablarse del método de explotación en el trabajo actual, sin embargo las características del criadero, similares a las de Osor, hacen que esté proyectado el empleo del método de subniveles.

El presupuesto para la puesta en marcha de este método de explotación está calculado en una inversión de unos 5.000.000 de pesetas, una vez terminadas las labores de preparación, actualmente en curso.

Instalaciones complementarias

Se trabaja ahora en el lavadero, con una molienda fina y las recuperaciones son del 80 por 100 en Pb y 72 por 100 en F_2Ca. No se recupera el cinc porque los costos del sulfato de cobre y del sulfato de cinc son superiores al valor bruto del mineral que se obtiene.

La recuperación del plomo es inferior a la de Osor porque el plomo está parcialmente oxidado; y en cuanto al espato, hay dos posibles motivos: mayor dureza del material, que impide la liberación total del grano espato-silice, y, por otra parte, el hecho de trabajar en frío, contrariamente a lo que se hace en los restantes lavaderos de Minersa.

La instalación de concentración consta, a grandes rasgos, de una machacadora Obregón de 650 × 250 mm con motor de 25 CV, un molino de cilindros Camimet de 610 por 350 mm accionado por motor de 30 CV y un cono Symons 2' Standard que trabaja en circuito cerrado con un Vibro.

A partir de las chimeneas generales, se procede a la formación de los subniveles a todo lo largo de la corrida de la mineralización.

Se trazan 4 subniveles, de 2,5 m de altura y potencia la del filón generalmente.

Conforme se van trazando los subniveles, se van uniendo por coladeros, separados entre sí, continuación de los iniciales de la galería inferior. Por tanto, una vez trazados los subniveles quedan macizos de 8 × 4 m y potencia la del filón. A veces son 8 a 20 m de longitud, en casos favorables.

La recuperación del mineral de estos macizos se efectúa en retirada, quedando cámaras vacías de 25 m de altura; longitud, la corrida de la mineralización, y potencia, la del filón.

La recuperación real de mineral oscila, para el método de realces horizontales con relleno, entre el 85 por 100 y el 93 por 100, dependiendo, naturalmente, del espesor del macizo de protección que sea necesario para mantener el nivel superior. Para el método de subniveles, la recuperación oscila entre el 88 por 100 y el 95 por 100, en función del espesor de los pilares que sean necesarios.

Instalaciones complementarias

El sistema de concentración es el de flotación diferencial previa una molienda a muerte debido a que el mercado mundial exige un máximo del 1 por 100 sobre las 100 mallas Tyler y un mínimo del 55 por 100 inferior a las 325 mallas Tyler.

La molienda se realiza en dos circuitos: el primero compuesto por un molino Camimet, de bolas, de 1,90 por 3,50 m en circuito cerrado con un clasificador de racletas de 7 × 2,13 m, y el segundo circuito compuesto por un molino Krupp, de bolas, de 2 × 3 m en circuito cerrado con un clasificador Krupp de 2,80 × 8 m.

La flotación de la galena, primer concentrado obtenido, se realiza en dos grupos de máquinas de flotación. En la primera, compuesta de una Celda Unit, se realiza el desbaste y en la segunda con 8 celdas Camimet se obtiene el concentrado de galena, que más tarde es espesado y filtrado.

De la pulpa restante se separa la galena por flotación en una primera máquina compuesta de 8 celdas Camimet de desbaste y en otra segunda de 6 celdas de relavado.

Los mixtos son tratados en una máquina de 8 celdas Camimet, separándose estériles.

La pulpa resultante se trata, para la obtención de concentrados, en 7 celdas de desbaste, 2 máquinas de lavado de 8 y 3 celdas Camimet y otras dos máquinas de 4 y 5 celdas Camimet de agotamiento.

El espato metalúrgico se flota en una máquina de 8 celdas.

Las recuperaciones metalúrgicas que se obtienen son del 92 por 100 en Pb; 90 por 100 en Zn, y 87,5 por 100 en F_2Ca.

El puerto de embarque del concentrado es San Feliú de Guixols, situado a 60 km de la mina. Es un puerto con poco calado, por lo que no pueden cargarse barcos superiores a las 5.500 t, lo que es un grave inconveniente, ya que es difícil pensar embarcarlo en Barcelona, dada su mayor distancia (120 km) y el mayor costo de sus instalaciones portuarias.

El material bruto tratado durante 1970 ha sido de 57.747 t con ley de 52 por 100 en F_2Ca, obteniéndose 21.503 toneladas de concentrado de grado ácido del 97,80 por 100 en F_2Ca.

YACIMIENTO DE CASTILLO DE LAS GUARDAS

Descripción del criadero

Este yacimiento está situado a 60 km de Sevilla, concretamente, en línea recta, a 2 km de la carretera Sevilla-Ríotinto, a la cual está unida por una pista.

El filón es vertical y su formación muy semejante a la de Osor. Actualmente está en período de investigación con un pozo maestro, que, al redactar esta ponencia, alcanzaba los 70 m de profundidad. La potencia oscila alrededor de los 2 m en una corrida de 300 m, en el sector reconocido hasta la fecha.

Composición y análisis de los minerales. Reservas

La ley media del mineral es:

F_2Ca	45,0 por 100
SiO_2	35,0 por 100
CO_3Ca	1,0 por 100
R_2O_3	14,0 por 100
Pb	2,0 por 100
Zn	0,6 por 100

Es casi imposible hablar de reservas en una mina en período de investigación, pero un cálculo aproximado da:

Reservas seguras	120.000 t
Reservas probables	350.000 t
Reservas posibles	500.000 t

Método de explotación

No puede hablarse del método de explotación en el trabajo actual, sin embargo las características del criadero, similares a las de Osor, hacen que esté proyectado el empleo del método de subniveles.

El presupuesto para la puesta en marcha de este método de explotación está calculado en una inversión de unos 5.000.000 de pesetas, una vez terminadas las labores de preparación, actualmente en curso.

Instalaciones complementarias

Se trabaja ahora en el lavadero, con una molienda fina y las recuperaciones son del 80 por 100 en Pb y 72 por 100 en F_2Ca. No se recupera el cinc porque los costos del sulfato de cobre y del sulfato de cinc son superiores al valor bruto del mineral que se obtiene.

La recuperación del plomo es inferior a la de Osor porque el plomo está parcialmente oxidado; y en cuanto al espato, hay dos posibles motivos: mayor dureza del material, que impide la liberación total del grano espato-sílice, y, por otra parte, el hecho de trabajar en frío, contrariamente a lo que se hace en los restantes lavaderos de Minersa.

La instalación de concentración consta, a grandes rasgos, de una machacadora Obregón de 650 × 250 mm con motor de 25 CV, un molino de cilindros Camimet de 610 por 350 mm accionado por motor de 30 CV y un cono Symons 2' Standard que trabaja en circuito cerrado con un Vibro.

La molienda (hasta el 50 por 100 menor de 325 mallas) se realiza en tres molinos. Dos Camimet cilíndricos de 1,60 × 1,6 m con motor de 70 CV y un molino Hardinge Bicónico 6' × 16" con motor de 40 CV.

La flotación de la galena se hace en tres máquinas de flotación (de celdas Camimet de 8, 8 y 10 unidades). La flotación del espato flúor se realiza en dos máquinas de 8 celdas Camimet de 1,700 litros unidad, respectivamente.

La fluorita se embarca, por el momento, en el puerto de Sevilla, pero con máximo de 2.000 t; si la mina llega a dar producción de cierta importancia, habría que transportar el concentrado a Huelva a pesar de la mayor distancia.

El mineral bruto tratado durante 1970 ha sido de 33.327 t del 40 por 100 en F_2Ca, obteniéndose 9.705 t de espato de grado ácido del 97,18 por 100 en F_2Ca.

Yacimiento de Ribadesella

Descripción del criadero

El yacimiento, denominado Mina Ana, está situado junto a la carretera de Ribadesella a Canero y se extiende desde el kilómetro 7 hasta el 12 de la citada carretera, tanto al norte como al sur de la misma.

El trabajo más importante es el del Cueto del Aspa, donde Minersa aspira a encontrar mineral desde la cota 80, donde se trabaja ahora, hasta el nivel del mar.

Análisis de los minerales. Reservas

La ley del mineral, bastante pobre, es, aproximadamente:

F_2Ca	15 por 100
SiO_2	50 por 100
So_4Ba	15 por 100
CO_3Ca	2 por 100
R_2O_3	16 por 100

En cuanto a reservas, pueden estimarse:

Reservas seguras	1.500.000 t
Reservas probables	3.000.000 t
Reservas posibles	4.000.000 t

Método de explotación

La explotación se lleva a cabo, en bancos de 15 m de altura, en dos frentes, denominados frente Norte y frente Sur, en función de su posición geográfica. El arranque se lleva a cabo por grandes voladuras.

Forzosamente hay que trabajar a cielo abierto, aun cuando ello implica una importante inversión, que solamente en maquinaria representará 30.000.000 de pesetas, pero es la única forma de hacer rentable un mineral pobre, porque la influencia de la mano de obra en el precio de costo haría totalmente prohibitiva su explotación subterránea.

Instalaciones complementarias

Para el beneficio del espato flúor, Minersa ha adquirido una instalación de medios densos, que, puesta en marcha, tratará 100 t/h.

La actual planta de flotación, preparada para un tratamiento máximo de 350 t/día, ha sido ampliada para poder tratar las 1.160 t de preconcentrado, que diariamente proporcionará la planta de medios densos. La puesta en funcionamiento de esta nueva instalación ha comenzado a finales de 1970.

En el momento actual, en el taller de flotación, capaz, como se ha dicho, para 350 t, se consigue la calidad ácida con una recuperación del 85 por 100.

La molienda se efectúa a tamaño menor de 100 mallas.

Se acompaña a la Monografía un plano sobre las operaciones de concentración a que es sometido el material, de las explotaciones de Ribadesella, en el momento actual.

El puerto de embarque es Avilés, situado a 90 km del Lavadero. Ribadesella dispone solamente de una especie de dársena, donde sólo pueden cargarse barquitos de 600 t.

Yacimiento de Turón

Descripción de la minería existente

Situación geográfica

El yacimiento está situado a 26 km al oeste de Turón (Granada); el Calar de Turón, con cotas de 1.010 metros, es una estribación de la Sierra de Gádor.

Formación y génesis del yacimiento

Existía un lentejón de fluorita y plomo que armaba en calizas y dolomía de la era triásica; su formación es idéntica a la de los criaderos de la sierra de Gádor y la realidad es que todavía no se conoce si son criaderos de tipo volcánico o sedimentario.

Descripción del criadero:

(Figs. 8.2-3 y 8.2-4.)

Este lentejón tenía una longitud de 180 m, según la dirección norte-sur, y su máxima anchura eran unos 40 m.

Afloraba a la superficie en su parte norte y, con un buzamiento general de unos 10°, se encontraba en su parte más profunda a unos 18 m de la superficie.

Su potencia media se podría cifrar en unos 3 m.

Sin embargo, el lentejón ha sido explotado en épocas anteriores para beneficiar el plomo; en la actualidad, se está procediendo a un reconocimiento del mismo.

Composición y análisis de los minerales que lo forman

Para estos minerales puede hablarse de la siguiente ley media:

F_2Ca	40 por 100
SiO_2	8 por 100
CO_3Ca	30 por 100
CO_3Mg	10 por 100
R_2O_3	8 por 100
Pb	2 por 100

Reservas actuales:

Las existencias son muy limitadas, y en el momento actual están cifradas en 150.000 t con el 40 por 100 en F_2Ca. Las explotaciones, por tanto, están programadas hasta finales de 1973.

ESPATO FLUOR: LOS AQUINOS

Geología y reserva de la mina

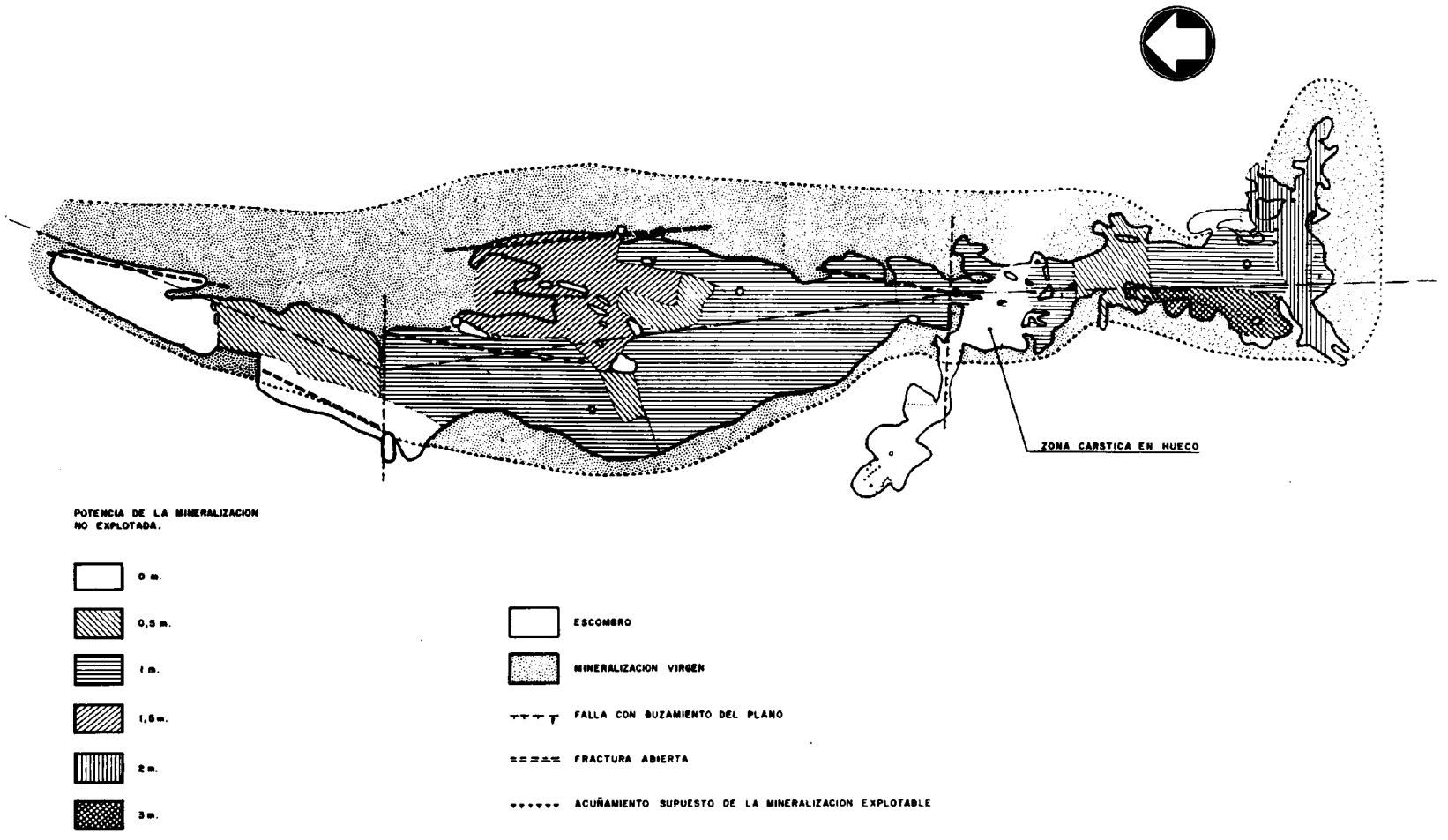
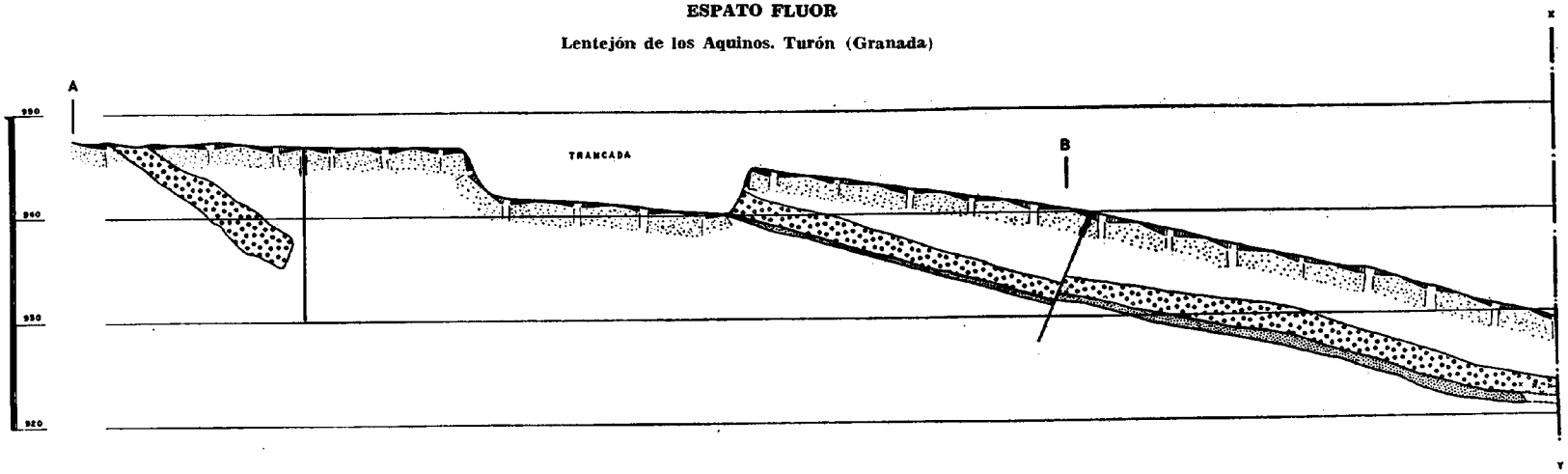


Figura 8.2-3

ESPATO FLUOR

Lentejón de los Aquinos. Turón (Granada)



PERFIL LONGITUDINAL

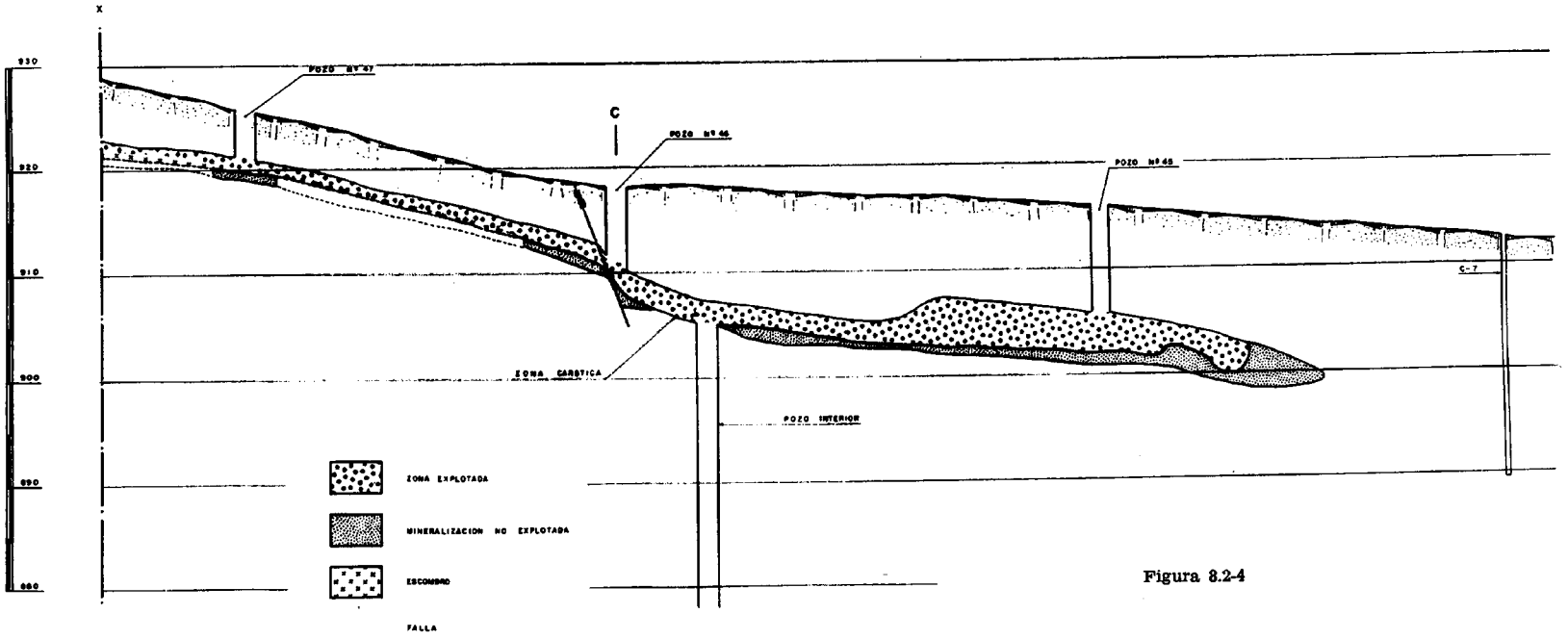


Figura 8.2-4

Estudio de la explotación

Se ha especulado con la posibilidad de trabajar a cielo abierto, pero la reducida cubicación del criadero no justificaba, ciertamente, grandes inversiones, por lo cual Minersa ha optado por trabajar en labores de interior, con un coeficiente esperado del 83 por 100 de recuperación, sobre las 110.000 t cubicadas en el interior.

Instalaciones complementarias

Minersa montó en 1968 un lavadero de flotación diferencial, para obtener concentrados de galena y fluorita. En este lavadero se consigue una recuperación del 80 por 100 en plomo y del 60 por 100 en fluorita, por presentar la fluorita dificultades para su concentración.

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

El todo-uno pasa inicialmente por una machacadora Camimet número 5. A la salida es clasificado en dos Low-washer complementados con vibrotamiz. La fracción de mayor tamaño es triturada en dos Conos-Symons de 2'. La fracción de tamaño intermedio vuelve al circuito principal a la entrada del molino, y las de menor tamaño (las lamas) son flotadas en circuito independiente. La molienda se realiza en un molino de bolas bicónico de 8' × 60" que trabaja en circuito cerrado con un clasificador Dorr-Oliver.

Breve descripción de los sistemas de concentración:

El sistema de concentración es por flotación diferencial de la galena y la fluorita.

Las lamas son acondicionadas y tratadas en una máquina de flotación de 4 celdas Camimet número 7, para la obtención de galena.

El todo-uno restante es tratado en dos máquinas de flotación de 4 y 10 celdas Camimet número 7, para la flotación de la galena.

La pulpa restante es sometida a desbaste en 7 celdas Camimet número 7, a un primer relavado en 6 celdas del mismo tipo, a un segundo relavado en 5 celdas y a un tercero, cuarto y quinto relavado en 11 celdas más, todas ellas de las mismas características, obteniéndose al final un concentrado de espato flúor en grado ácido del 97,9 por 100 de F_2Ca. El material tratado durante 1970 ha sido de 83.579 t con el 29,04 por 100 de F_2Ca, obteniéndose 15.810 t de concentrado.

Breve descripción de los medios de transporte del mineral:

La comunicación de Turón con el resto de España se hace a través de Berja, y el concentrado de fluorita es transportado en camiones hasta el puerto de Almería, que es el embarque obligado para el mineral obtenido en estas instalaciones.

ESCOMBRERAS

Escombreras con Mina de Almagrera, S. A.

Minas de Almagrera, S. A., y Minersa firmaron un convenio en 1962 por el cual Minas de Almagrera, S. A. entregaba a Minersa el 50 por 100 de sus escombreras de estériles de la flotación de plomo mediante un canon por tonelada y el 50 por 100 de los beneficios.

Estas escombreras están situadas entre los kilómetros 1 y 12 de la carretera del lavadero El Segundo, situado a 13 km de Berja (Almería).

En este momento puede estimarse unas reservas de 800.000 t, con la ley media siguiente:

F_2Ca	20,0 por 100
SiO_2	8,0 por 100
CO_3Ca	40,0 por 100
CO_3Mg	20,0 por 100
R_2O_3	10,0 por 100
Pb	1,1 por 100

En noviembre de 1964 se puso en marcha el correspondiente lavadero de fluorita capaz para 700 t diarias, cuya recuperación es solamente del 62 por 100, cifra baja debida a las dificultades para deprimir los carbonatos y también a la presencia de mixtos, de casi imposible separación, según dictamen del Instituto Geológico y Minero de España.

La trituración se realiza en una machacadora Camimet y, después de preconcentrado en unas instalaciones de medios densos, es triturado en tres molinos de bolas de 8" × 60" que trabajan en circuito cerrado con sus clasificadores correspondientes.

El todo-uno anual tratado en 1970 ha sido de 197.208 toneladas con el 22,84 por 100 de F_2Ca y se han obtenido 26.796 t de concentrado de espato ácido con el 97,23 por 100 de F_2Ca.

Escombreras de Minersa

Se encuentran localizadas en el mismo paraje que las anteriores, y la distancia a la capital de la provincia es de 50 kilómetros.

La altitud media de las zonas de escombreras es de 1.400 metros.

En estas escombreras propias se dispone de 2.500.000 toneladas con la siguiente ley media:

F_2Ca	22,0 por 100
SiO_2	8,0 por 100
CO_3Ca	40,0 por 100
CO_3Mg	20,0 por 100
R_2O_3	8,0 por 100
Pb	1,2 por 100

Minersa ha iniciado gestiones con Minas de Almagrera, S. A., para utilizar el actual lavadero de El Segundo para el beneficio de estas escombreras.

«18 DE DICIEMBRE»

Se encuentra situada esta concesión (arrendada en enero de 1962 a la Compañía Minera La Cruz) a 23 kilómetros de Berja (Almería). (Fig. 8.2 - 5.)

Es una antigua concesión minera sometida a intenso laboreo para el beneficio del mineral de plomo en el siglo pasado. (Hay 932 pozos antiguos en una extensión de 2 km^2).

Las reservas se pueden estimar en 1.000.000 de t seguras y 5.000.000 de t probables con posibilidades ilimitadas.

La mina se encuentra actualmente en fase de cubicación, estudio geológico, levantamiento topográfico de las viejas labores de acceso y en ejecución de labores preparatorias. (Fig. 8.2 - 5.)

ESPATO FLUOR

Detalle de las labores preparatorias en «18 de Diciembre». (Pozo Lupión)

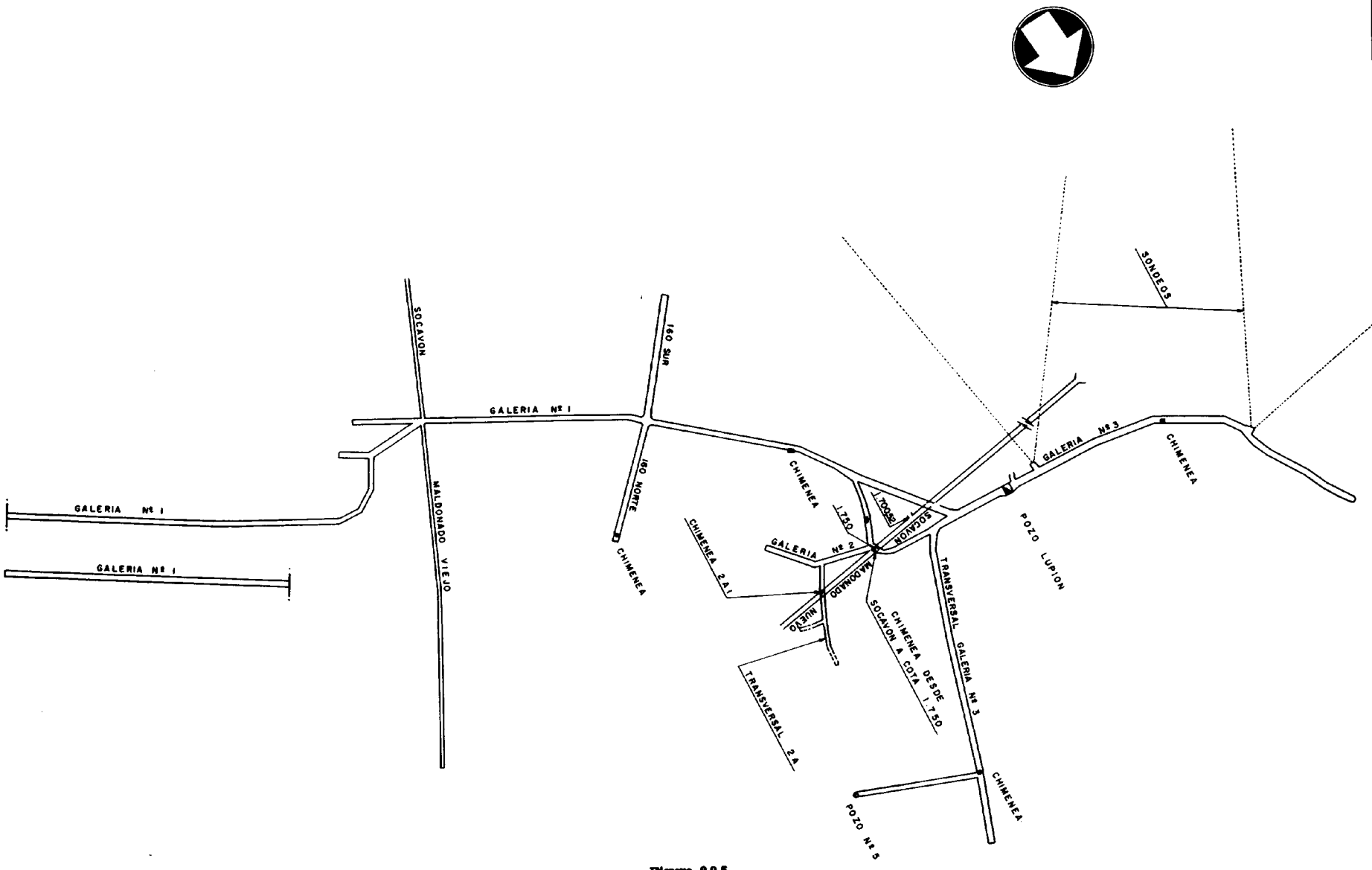


Figura 8.2-5

En cuanto al método de explotación que se aplicará, parece que las labores de interior serán peligrosas para el personal, porque se desconocen totalmente los huecos existentes y su localización geográfica (puede afirmarse que en los 2 km² que tiene la concesión existen 6.000.000 metros cúbicos de huecos); por ello parece recomendable la explotación a cielo abierto, pero el espesor de las dolomitas que separan al mineral de la superficie alcanzan en algunos puntos 80 m y tienen una media de 60 m en los 2 km² de referencia. Ello implica un presupuesto de gran amplitud, y es una empresa que en todo caso necesita el conocimiento exacto de una cubicación importante.

Los materiales arrancados en esta mina está previsto concentrarlos en el lavadero El Segundo anteriormente citado.

En caso de poner en explotación estas concesiones sería muy necesario una buena disposición de los cargaderos de mineral del puerto de Almería, punto lógico de embarque de la fluorita extraída.

Bloques H y K

Estos dos bloques pertenecen a los once en que se habían dividido las 120.000 ha reservadas por el Estado en la sierra de Gádor y que mediante concurso fueron adjudicados a Minersa - Minas Almagrera, S. A.; los bloques denominados A, E y G fueron adjudicados a Fluoruros, S. A., o a su representada, y el bloque B se ha mantenido en reserva y por los cinco restantes no se han presentado ofertas.

El bloque H está situado al sureste de la concesión 18 de Diciembre.

El bloque K está situado al este de la sierra de Gádor y puede decirse que es inmediato a la población de Almería, aunque por su extensión (17.000 ha) tiene lugares bastante alejados y de difícil acceso.

Concedidos recientemente estos bloques, hay conversaciones con Adaro, para la investigación a seguir.

En cuanto a reservas, es muy prematuro hablar de existencias; puede pensarse, tal vez, en una cubicación de 500.000 t con 35 por 100 de F_2Ca; 2 por 100 de Pb; 8 por 100 de SiO_2; 45 por 100 de carbonatos, y 9 por 100 de R_2O_3.

8.2.1.2 Fluoruros, S. A.

Situación geográfica

Los yacimientos de espato flúor que actualmente explota Fluoruros, S. A., están situados en Asturias. (Figura 8.2 - 6.)

1. Filón Aurora - Prado (Caravia).
2. Filón y Lecho Obdulia - Pie de Potro (Caravia).
3. Filón La Collada - La Collada de Atrás (Siero).
4. Filón Veneros - La Collada - Siero.

Dentro del patrimonio de la empresa existen concesiones mineras en Vizcaya, actualmente en estudio de investigación y racionalización de explotación, y permisos de investigación en Andalucía oriental y los Pirineos (Huesca). Ultimamente, Fluoruros, S. A., ha comprado a Félix Cifuentes su mina Audacia III, situada en Siero (Oviedo).

En unión de la empresa asociada Progemsa existen otros permisos de investigación en Granada y Almería (bloques A, E y G de la Reserva Provisional de sierra de Gádor), todos ellos en investigación).

Formación y génesis de los yacimientos

La formación de todos los filones se supone primaria, hidrotermal, mientras que la de los lechos, secundaria, sedimentaria o de sustitución.

Todos los filones arman en la caliza de montaña (Carbonífero) o entre esta caliza y las margas del Permotrías, mientras que los lechos están situados en la discordancia Carbonífero-Permotrías.

Descripción de los criaderos

(Fig. 8.2 - 7.)

En el grupo minero de Caravia existen dos sistemas de fallas (diaclasas) de direcciones normales entre sí: Fallas principales de dirección noroeste-sureste, que han dado lugar a los filones principales —Filón Aurora y Filón Obdulia— y fallas secundarias de dirección noreste-suroeste. La mineralización de una de estas fallas, en su cruce con la principal, ha dado lugar al enriquecimiento del Filón Aurora al noroeste del Pozo Melfonso, mineralización que se prolonga al noroeste de este cruce por la falla secundaria (mina San Lino).

Desde la profundidad de 60 m se trata de un filón encajado entre calizas, con potencia media de 6 m, buzamiento 75° este y una corrida de 700 m.

De 60 m a superficie, enriquecimiento especial por cruce con el filón normal y ensanchamiento milonítico con potencias de 25 m entre margas y arcillas.

El filón Obdulia tiene las mismas características de formación, la misma dirección y buzamiento que el filón Aurora. Su corrida es de 600 m.

El lecho Obdulia, de dirección noreste - suroeste, de formación posterior sedimentaria o quizá de sustitución, está depositado sobre la discordancia Carbonífero - Permotrías, con potencias de 5-6 m y fallas normales que desplazan el lecho, dándole recubrimientos variables, de 5 a 20 m y más. El buzamiento es de 15° hacia el noreste, estando constituido el techo por margas y el muro por brechas.

El filón Collada, de dirección noreste-suroeste, obedece a la misma génesis que los anteriores, armado entre calizas con potencias medias de 4 m y buzamiento 70° oeste, en superficie; los hastiales son margas al techo y brechas al muro.

Su corrida media es de 700 m.

El filón Veneros tiene la misma dirección que el anterior, pero con buzamiento 70° este; sus hastiales están formados por calizas en profundidad y por brechas en superficie, teniendo una corrida de 400 m.

El departamento de geología propio trabaja activamente en la investigación de numerosos filones paralelos, tanto en el grupo de La Collada como en el de Caravia, dedicando simultánea atención al enorme desarrollo del lecho de Obdulia y a los filones que en su día habrán de ser explotados en mina.

Composición y análisis de los minerales que lo forman

	F_2Ca	CO_3Ca	SiO_2	R_2O_3
Filón Aurora	27	14	52	7
Filón y lecho Obdulia	24	22	46	8
Filón La Collada ...	30	18	44	8
Filón Veneros	27	14	52	7

ESPATO FLUOR: GRUPO CARAVIA

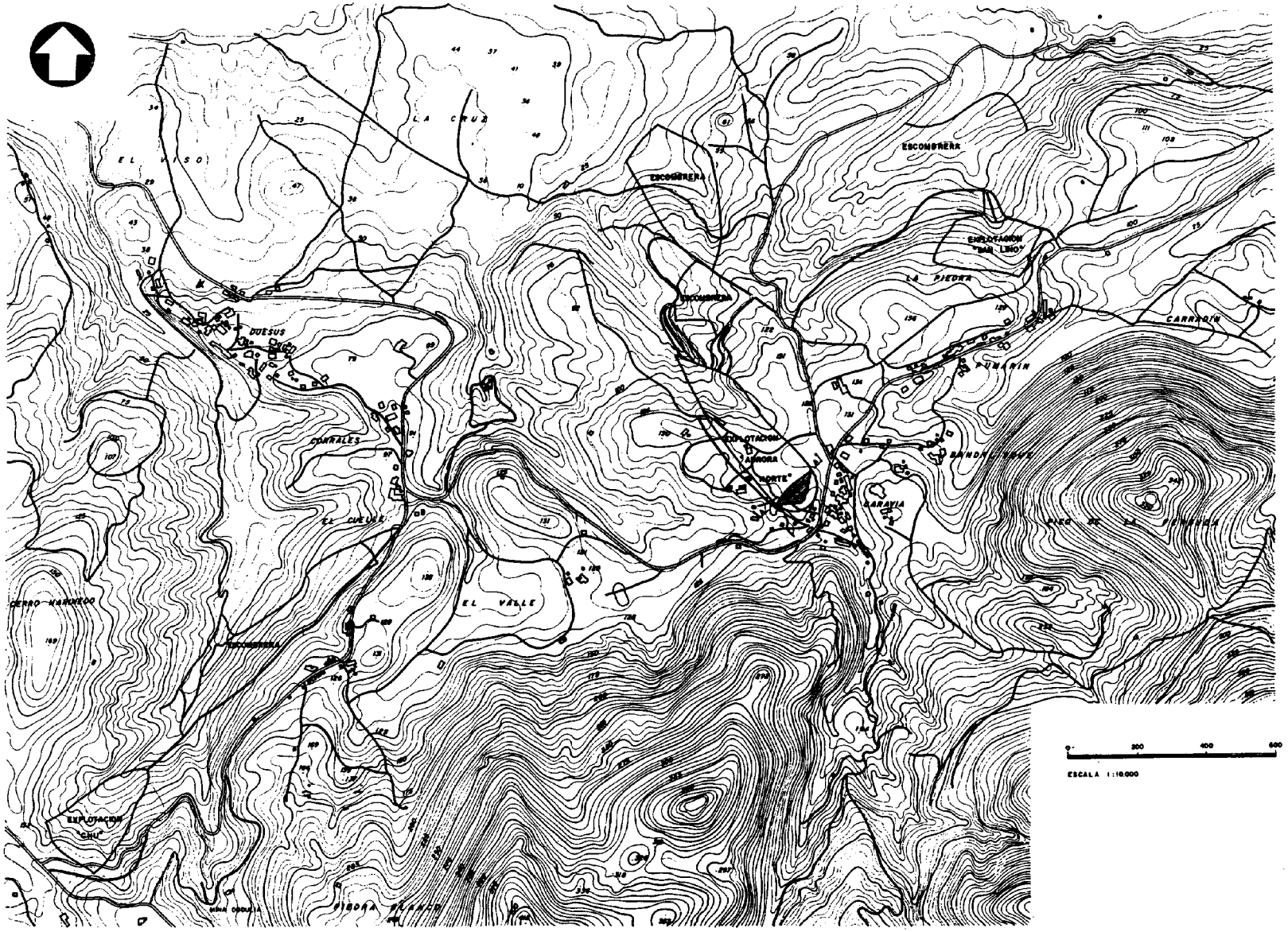


Figura 8.2-6

ESPATO FLUOR: CORTES GEOLOGICOS TRANSVERSALES

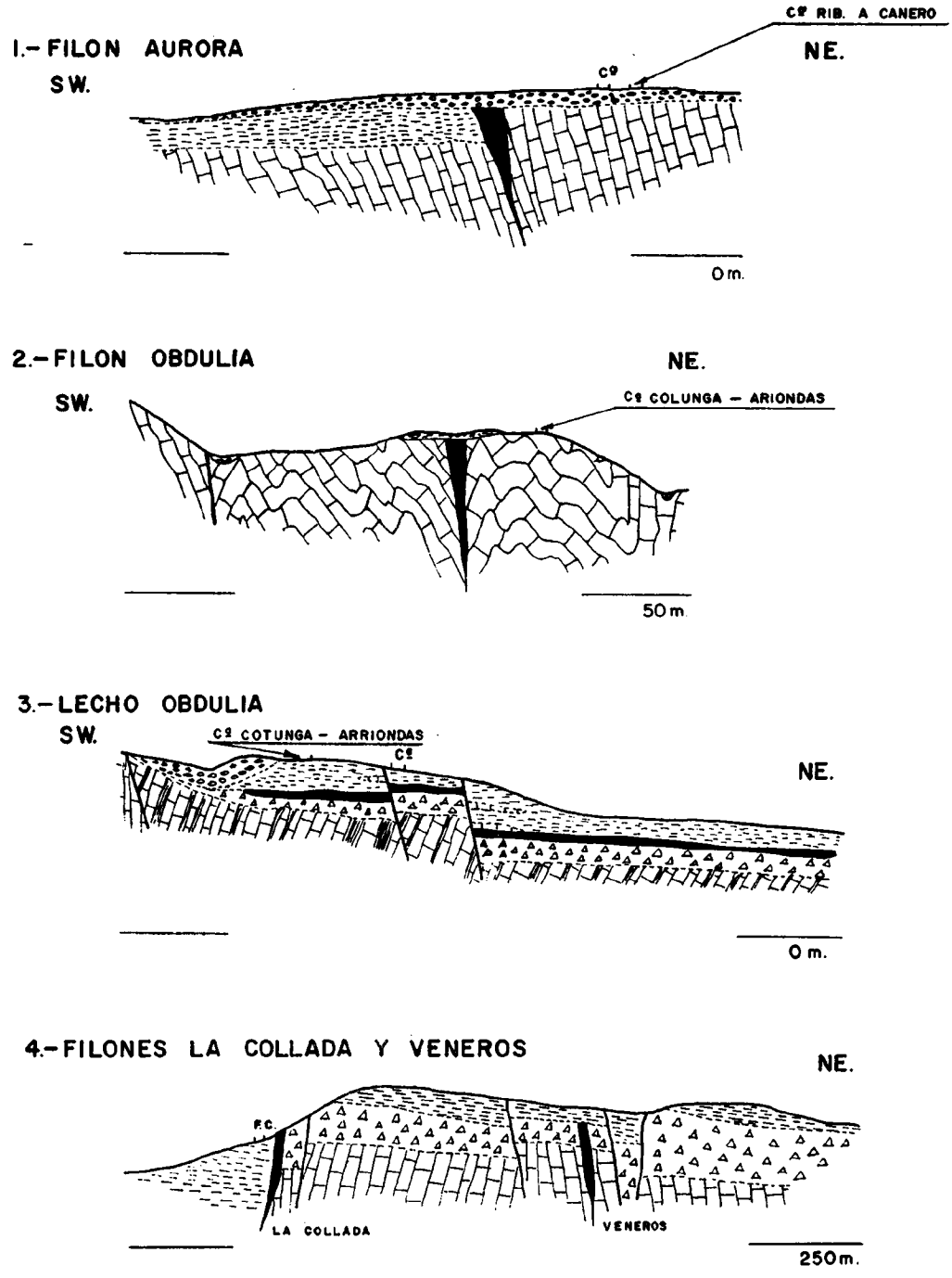


Figura 8.2-7

Reservas actuales

Las reservas en la totalidad en los yacimientos que explota Fluoruros, S. A., así como en los que actualmente se encuentran en fase de investigación, pueden cifrarse en: 2.550.000 t seguras, 3.000.000 t probables y 5.000.000 toneladas posibles.

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

En mina se están realizando investigaciones en los fi-taciones se realizan a cielo abierto.

En mina se están realizando investigaciones en los filones La Collada y Obdulia, para, una vez investigados, montar la instalación minera adecuada. Análogo caso es el del filón Veneros y mina San Lino, cuya explotación en mina ha de ir supeditada a la explotación previa del macizo superficial a cielo abierto.

El pozo Melfonso, sobre el filón Aurora, está perfectamente mecanizado con una máquina de extracción, skips e instalaciones auxiliares, y la investigación realizada por medio de galerías en dirección Pl-30, Pl-60 y Pl-120 (a 30, 60 y 120 m de profundidad) con recortes y chimeneas. La explotación de Pl-60 a Pl-120 en mina, hoy virgen, ha de ir también supeditada a la explotación de Pl-60 en superficie a cielo abierto.

Los métodos de explotación que se siguieron en otro tiempo en mina fueron los de cámaras almacén y niveles intermedios con recuperación posterior de los macizos para los filones encajados entre calizas y el método de niveles descendentes con hundimiento controlado para los que no tenían hastiales firmes (Fig. 8.2-8).

Para las zonas superficiales, filones entre margas y lechos, la explotación se realiza a cielo abierto por el método de bancos. Los bancos normalmente tienen una altura de 10 m, con pendientes de 45° y separación entre bancos de 4 m (Fig. 8.2-9).

Ventajas e inconvenientes del sistema

Método de cámaras almacén.

Ventajas: Explotación integral.
Seguridad.
Economía.
Regulación de la producción.

Inconvenientes: Hundimientos en superficie.

Métodos de bancos (cielo abierto).

Ventajas: Explotación integral.
Seguridad.
Economía.
Mecanización.

Inconvenientes: Adquisición de terrenos.
Penoso en invierno.

Grado de recuperación real del mineral

La recuperación en ambos métodos es prácticamente total.

Motivos de haberse elegido en métodos de explotación actual

Las ventajas enumeradas, sin que, prácticamente, se presenten inconvenientes.

Mejoras posibles en los métodos de explotación utilizados

No se encuentra mejor método de explotación a aplicar.

Instalaciones complementarias

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

En el lavadero de Caravia la trituración primaria se realiza mediante una quebrantadora de mandíbulas de 450 × 800 mm, y la secundaria, por otra de 250 × 200 mm, accionadas por motores eléctricos de 50 y 7,5 CV, respectivamente.

En el lavadero de La Collada la trituración primaria es análoga a la de Caravia y la secundaria se realiza mediante Cono Simons de 2' alimentado por motor eléctrico de 40 CV.

En la planta de flotación de Pinzales la trituración es análoga a la de La Collada, trituración primaria por quebrantadora de 10" × 20", y la secundaria, por cono Simons de 2', realizándose una molienda previa a la flotación por medio de molinos de bolas y de barras.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

El lavadero de Caravia, actualmente no es más que una planta de desenlodado. Consta esencialmente de un desenlodador Eagle Iron Works de 7' × 30', así como de una instalación de ciclones, espesador y cubas Expinmaq, para la recuperación de los finos. Su capacidad de tratamiento es 800 t/24 horas.

El lavadero de La Collada consta de una sección de desenlodado y trituración con un desenlodador e instalación de finos análogos a los de Caravia. Los gruesos, 6-25 milímetros, pasan a medios densos, obteniéndose tres productos: estéril, mixtos y concentrados.

Estos dos lavaderos proporcionan, en unión del mineral que se adquiere de terceros, la alimentación de la planta de flotación de Pinzales; esta mezcla, hoy día, arroja una ley media del 40 por 100 de F_2Ca.

Esta instalación es una planta completa de flotación, entre cuyas diferentes secciones, premolienda, molienda, flotación y filtración, existe una gran armonía. También los servicios auxiliares(calor, energía eléctrica y desendurecimiento de aguas son adecuados a la capacidad actual.

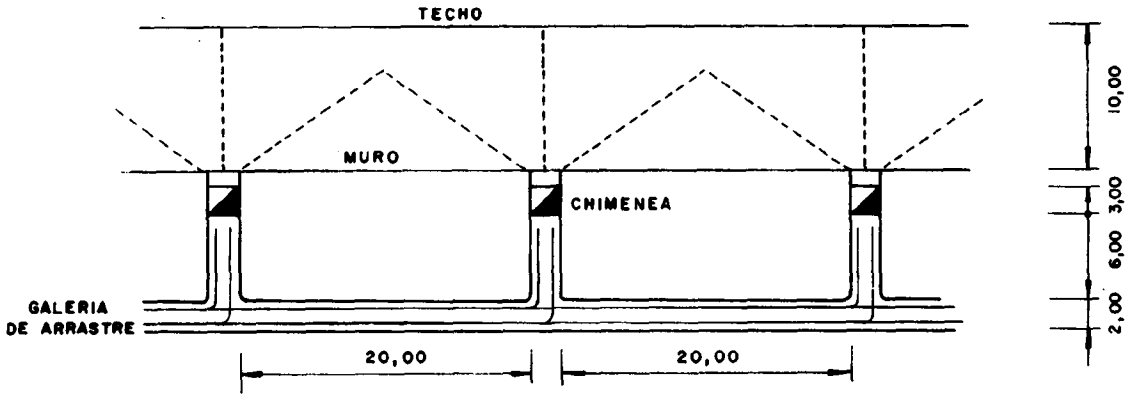
La capacidad de tratamiento es de 550 t/24 h, con un rendimiento que depende de la naturaleza de la alimentación, pero que se puede evaluar en el 78 por 100. La ley media del concentrado final es de 97,5 por 100 de F_2Ca.

Se proyecta completar con instalación para finos la planta de líquidos densos de La Collada, así como el montaje de una planta completa de líquidos densos en Caravia y la modernización de las celdas de flotación de Pinzales.

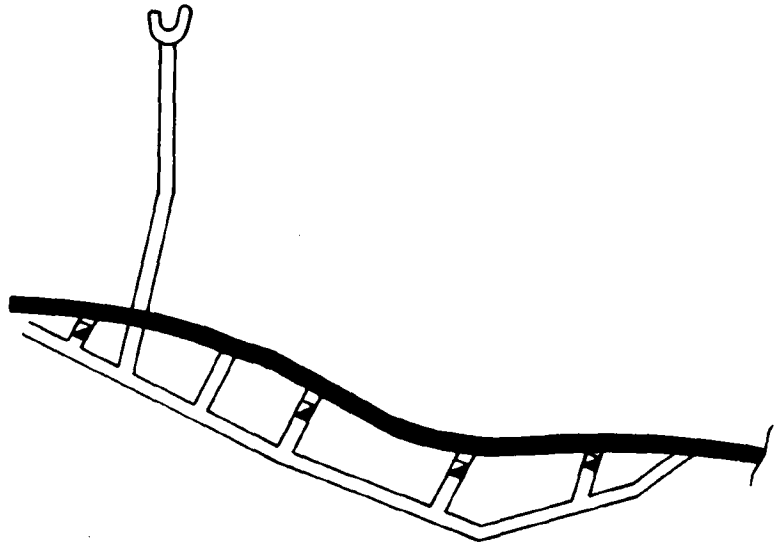
De esta forma será posible elevar la ley de alimentación a la planta de Pinzales y, por consiguiente, el rendimiento y la producción, a la vez que se obtendrá calidad metalúrgica en las plantas de Caravia y de La Collada.

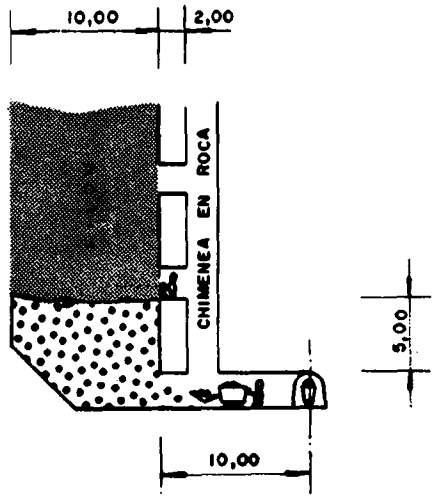
ESPATO FLUOR: MINA OBDULIA

Método de explotación por cámaras almacén



PLANTA





CORTE POR EL FILON

Figura 8.2-8

ESPATO FLUOR: REALIZACION DE LA EXPLOTACION A CIELO ABIERTO DEL FILON AURORA - NORTE. PERFIL LONGITUDINAL Y TRANSVERSAL

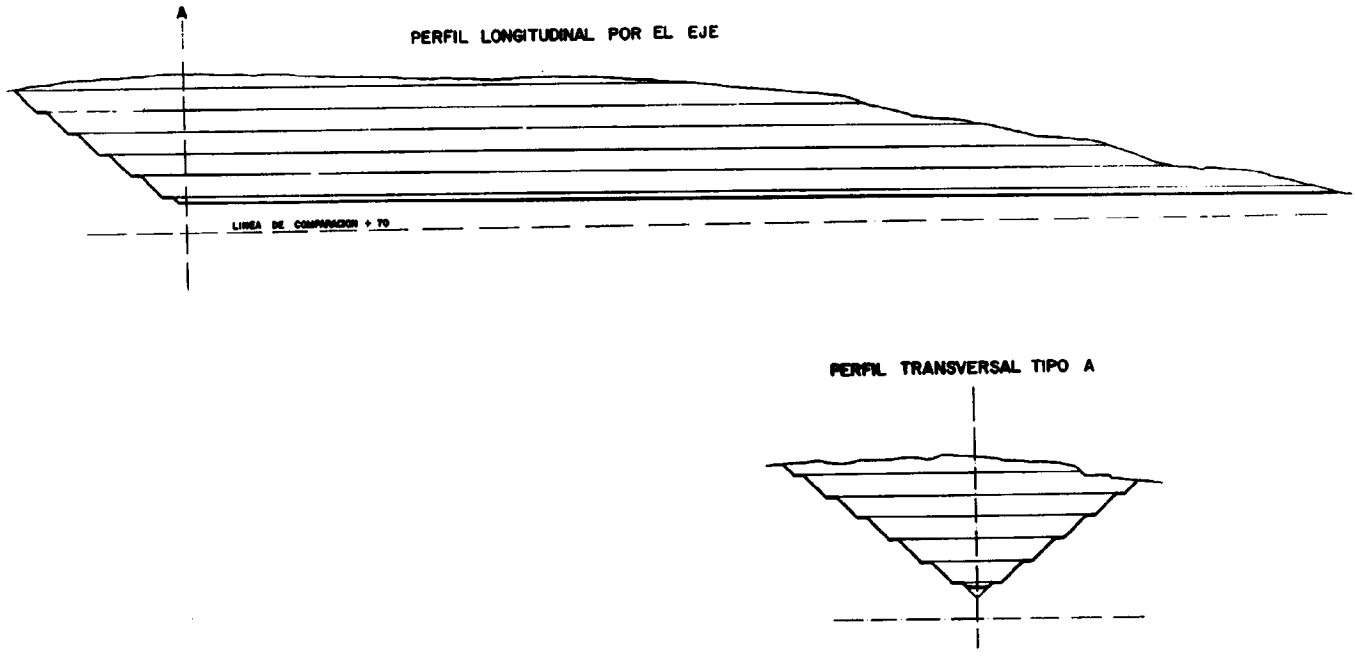


Figura 8.2-9

Breve descripción de los medios de transporte de mineral

Todo el movimiento de mineral se realiza por camiones contratados: de las explotaciones a las plantas de preconcentración de Caravia y La Collada, de éstas a la planta de flotación de Pinzales y de ésta al depósito de expedición en el puerto de San Juan de Nieva (Avilés).

8.2.1.3 **Arlós, S. A.**

La minería existente se compone de las siguientes concesiones:

Pepito, Recuerdo 6.°, 1.ª Ampliación a Pepito, 2.ª Ampliación a Pepito, 3.ª Demasía a Pepito, 1.ª Demasía a Pepito, 2.ª, 3.ª y 4.ª, y Asturias.

SITUACIÓN GEOGRÁFICA

El yacimiento o concesión en explotación se denomina Pepito, arrendado por la SIA, y con una superficie de 599,28 ha, está situado en Arlós (Llanera) y comunicado por carretera con los tres centros más principales: Oviedo, Gijón y Avilés.

De Oviedo dista aproximadamente unos 20 km; de Gijón, unos 30 km, y de Avilés, unos 13 km, en su mayor parte a través de carreteras de segundo y tercer orden.

La línea de ferrocarril más cercana (Oviedo-Avilés) dista aproximadamente 10 km, pero el transporte se realiza siempre por carretera desde Santa Cruz a Avilés.

Formación y génesis del yacimiento

Es un banco en las areniscas del Trías con posible origen hidrotermal, los tipos rocosos predominantes son las areniscas, margas, arcillas y conglomerados, atribuyéndose su formación a procesos de sustitución en los bancos de caliza.

DESCRIPCIÓN DEL CRIADERO

El volumen mineralizado tiene unas dimensiones de 500 × 300 × 2 m, las rocas de techo y muro son margas y calizas, y la forma del yacimiento es en lechos continuos, con algunas fallas que interrumpen o desplazan la mineralización; el rumbo y buzamiento predominante es de N-30°-O.

ANÁLISIS DE LOS MINERALES QUE LO FORMAN

La composición es la siguiente:

F_2Ca	40 por 100
SiO_2	50 por 100
SO_4Ba	6 por 100
CO_3Ca	2 por 100
Otros	2 por 100

Reservas actuales

De los datos obtenidos en los últimos años se deduce que las reservas existentes son las siguientes:

Seguras	500.000 t. con ley del 40 por 100
Probables	500.000 t, con ley del 40 por 100
Posibles	400.000 t, con ley del 40 por 100

ESTUDIO DE CADA YACIMIENTO

Descripción de los diferentes métodos de explotación

El sistema empleado es el de cielo abierto, con arranque de la montera.

Ventajas e inconvenientes del sistema

Las ventajas de un sistema de explotación a cielo abierto son numerosas; por ejemplo, una mayor seguridad en el

trabajo, aumento de la productividad, mejor concentración de las operaciones y sencillez de control y dirección, menor costo por tonelada de material arrancado, menor limitación de tamaño y peso de maquinaria y posibilidad de arranque por medio de grandes voladuras.

Inconvenientes, gran inversión de capital para la adquisición de maquinaria, inversión de los desmontes previos, desfavorable influencia de las condiciones meteorológicas y control de la estabilidad de los taludes.

Grado de recuperación del material

Puede estimarse del orden del 95 por 100.

Los motivos de haberse escogido el método de explotación actual es por ser el más idóneo y porque las condiciones del criadero permiten una mayor recuperación del mineral.

MEJORAS POSIBLES EN LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN UTILIZADOS

No se considera posible ninguna mejora, pero para un mejor conocimiento de las características del criadero se han ensayado métodos de prospección geofísica y sondeos a rotación con extracción de testigos.

INSTALACIONES COMPLEMENTARIAS

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

El todo-uno es transportado por medio de palas cargadoras desde el lugar de arranque a la tolva de recepción del material, de donde pasa, por medio de un alimentador vibratorio, a la machacadora primaria de 600 × 350. El material pasa a continuación a un vibrotamiz, que lo separa en dos tamaños, el inferior a 25 mm, que pasa a través de las mallas, y el superior, que es rechazado y nuevamente triturado, mediante una machacadora secundaria de 400 × 250.

Todo el mineral machacado pasa por medio de cintas a una tolva, de donde por medio de un alimentador pasa al molino de bolas, que lo muele hasta el tamaño adecuado para la flotación, siendo reciclados los tamaños superiores mediante un clasificador, pasando seguidamente a los procesos de lavado y concentración que se efectúan a través de un desenlodador lavador-clasificador, tanque acondicionador, 12 celdas de desbaste y 16 de relavado.

Breve descripción de los medios de transporte del mineral

Ya se ha descrito anteriormente que todo el transporte se realiza por medio de camiones.

8.2.1.4 Real Compañía Asturiana de Minas, S. A.

SITUACIÓN GEOGRÁFICA DE LOS YACIMIENTOS

La Real Compañía Asturiana de Minas beneficia la fluorita del mineral complejo de blenda, galena y fluorita, que explota en las Minas de Arditurri (filón Oportuna), de Oyarzun (Guipúzcoa). (Fig. 8.2 - 10.)

Arditurri de Oyarzum se encuentra cerca de San Sebastián (alrededor de 12 km) y del orden de 4 km de la carretera N-I, Madrid-Irún, a la altura de Lezo. (Fig. 8.2 - 11.)

FORMACIÓN Y GÉNESIS DEL CRIADERO

El filón Oportuna es de origen hidrotermal y la hipótesis genética admitida es que el batolito granítico de Peñas de Aya originó grandes grietas sobre las pizarras silurianas; en una de ellas, las aguas termales depositaron las soluciones que portaban, dando origen al filón Oportuna, que se describe.

DESCRIPCIÓN DEL CRIADERO

El filón tiene una corrida de 1 km, con potencia variable de 1 a 2 m y buzamiento medio de 45°, resultando perpendicular a la estratificación de las rocas encajantes, que son pizarras silurianas.

La fluorita se presenta hasta una profundidad media de 30 m. (Fig. 8.2 - 12.)

COMPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE LOS MINERALES QUE LO FORMAN

Las especies minerales presentes en esta mineralización son: fluorita, galena, siderosa y calcita en superficie y blenda, cuarzo y baritina en profundidad.

El todo-uno tiene una composición media de 4,30 por 100 Zn, 0,47 por 100 Pb y 20,19 por 100 F_2Ca.

RESERVAS ESTIMADAS

Las reservas actuales pueden estimarse en 100.000 t seguras con 23 por 100 en F_2Ca, 1.000.000 de t probables con 20 por 100 en F_2Ca y 2.000.000 de t posibles con 20 por 100 en F_2Ca.

ESTUDIO DE LA EXPLOTACIÓN

Descripción de los métodos de explotación actuales

El tipo de explotación es mixto.

La explotación subterránea se realiza por huecos y pilares, rellenándose la explotación a medida que ésta avanza.

Para dejar al descubierto la zona de más potencia del filón y la más peligrosa, la explotación se realiza a cielo abierto, mediante el desmonte de las pizarras del techo.

El arranque, en las labores del interior, se hace con perforadores Atlas y empujadores neumáticos.

En las labores a cielo abierto, para quitar el recubrimiento del filón se utiliza sonda Bohler de 80 mm de diámetro y la misma maquinaria de arranque que en los trabajos del interior. Tanto en el arranque a cielo abierto como en las explotaciones subterráneas los explosivos utilizados son: dinamita goma número 2, sabulita 0 y nagolita número 1 a granel.

La forma del transporte interior del mineral comprende las siguientes fases: el mineral de los frentes de arranque, por gravedad o mediante paleo pasa a tolvas que existen en los costados de las galerías de arrastre o transporte.

En las galerías que salen al exterior, mediante un mulo se transporta en trenes de 5 a 7 vagonetas de 3/4 m^3 que previamente se han cargado en las tolvas. En las galerías que no salen al exterior, las vagonetas cargadas son extraídas por un plano inclinado desde el nivel —125 m al —40, y desde este nivel al exterior (planta de concentración) por un pozo de extracción vertical.

ESPATO FLUOR: SITUACION GEOGRAFICA Y DETALLE DE CONCESIONES DE LA R. C. A. DE MINAS, S. A.

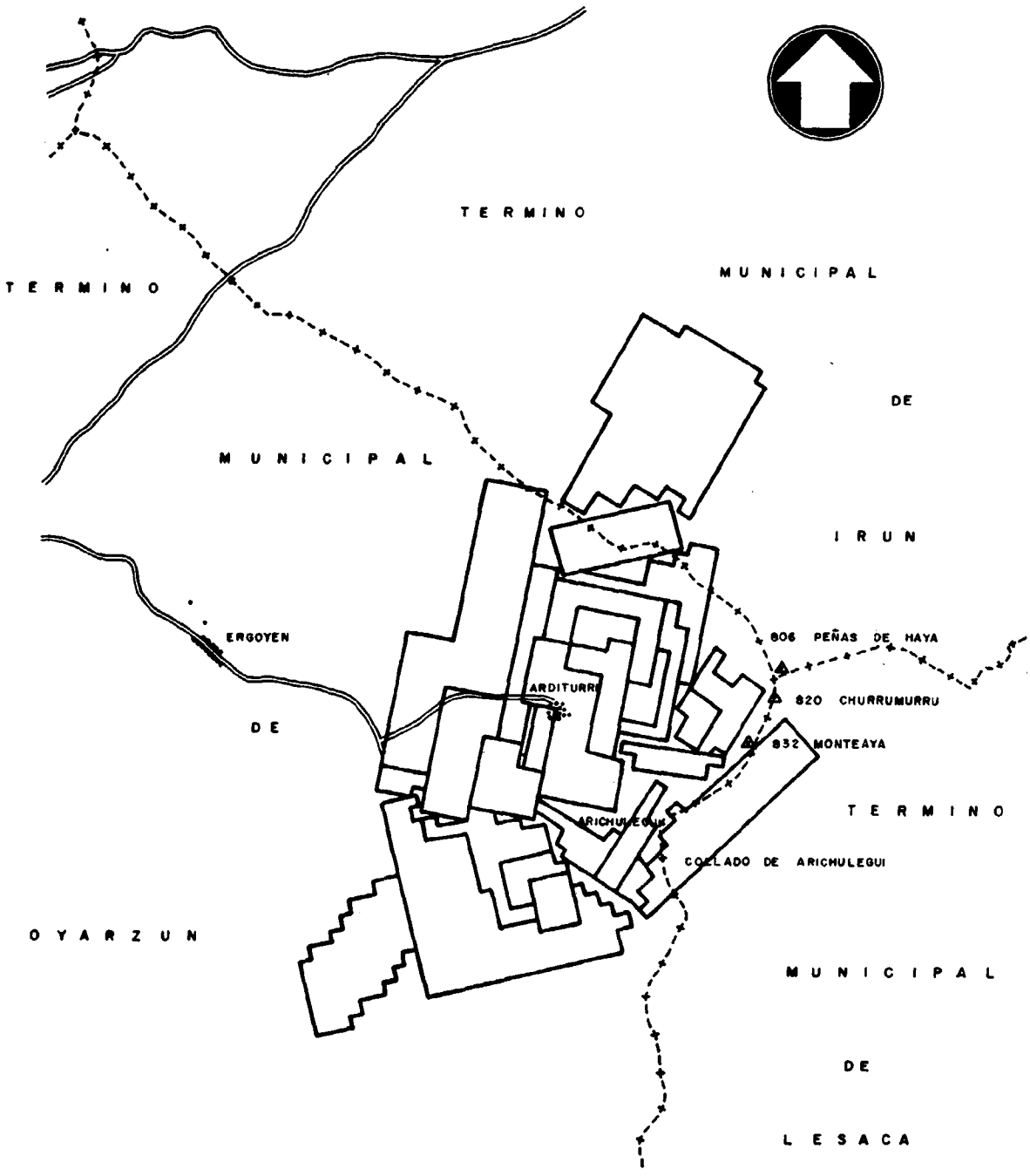


Figura 8.2-10

ESPATO FLUOR: SITUACION GEOGRAFICA DE LAS EXPLOTACIONES DE LA REAL COMPAÑIA ASTURIANA DE MINAS

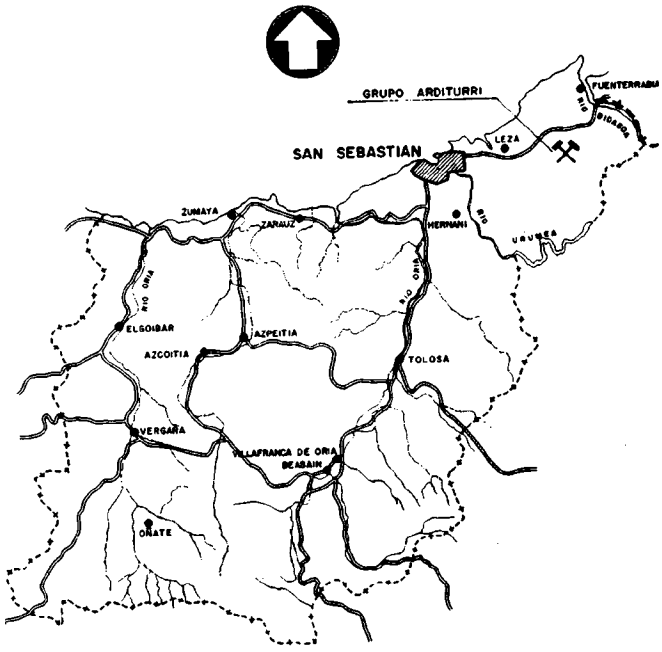


Figura 8.2-11

El cabrestante instalado en la boca del pozo de extracción (nivel 26) es de simple tambor con freno de mano y servo-freno, tiene cuadro indicador de recorrido y disparo automático en caso de sobrepasar el nivel de maniobra y está accionado por un motor Siemens de 55 CV.

Para establecer el circuito de ventilación, todas las labores están comunicadas por chimeneas. En la realización de chimeneas o avances en fondo de saco se emplea la ventilación artificial.

Para realizar el desagüe existe un socavón al nivel —15 m, que sale al nivel del río y constituye el desagüe natural.

Del nivel —125 m al —15 se bombea el agua en 3 escalones con bombas centrífugas.

El caudal de agua bombeada es de 0,014 m³/seg, y el desagüe natural significa 0,023 m³/seg.

Ventajas e inconvenientes del sistema de explotación empleado

Como ventajas del método de huecos y pilares con relleno se puede indicar que se trata de un método seguro, permite mecanización y se hace un buen aprovechamiento del mineral. Entre los inconvenientes, el principal es que la manipulación del relleno encarece el gasto de la explotación.

El método de explotación a cielo abierto presenta numerosas ventajas, tales como la de mayor seguridad en el trabajo, aumento de la productividad, mejor concentración de las operaciones y sencillez de control y dirección, menor limitación de tamaño y peso de maquinaria y posibilidad de usar explosivos para arranques por grandes voladuras.

Los inconvenientes más destacados son la gran inversión de capital para la adquisición de maquinaria apropiada, la gran inversión de desmontes previos, control de la estabilidad de taludes y la desfavorable influencia de las condiciones meteorológicas.

Grado de recuperación real del mineral

En la minería subterránea, el grado de recuperación se estima en el 85 por 100, y en las labores a cielo abierto, la recuperación es total.

Dado que el sistema de explotación dominante es el de huecos y pilares con relleno, la explotabilidad global del yacimiento alcanza el 90 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

En la minería subterránea, el tipo de explotación descrito es el clásico, dadas las características del yacimiento. En los últimos años, y gracias a la mecanización adquirida, se ha podido explotar a cielo abierto la parte superficial del filón.

MEJORAS POSIBLES EN LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN UTILIZADOS

No se ha considerado la posibilidad o conveniencia de utilizar otro sistema de explotación por razones de mayor seguridad, mejor aprovechamiento del mineral, posibilidad de aumentar la producción, mejorar el rendimiento o abaratar el costo de explotación.

INSTALACIONES COMPLEMENTARIAS

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes y preconcentrado

El todo-uno a través de una tolva de alimentación pasa a una criba fija que separa los tamaños que deben pasar a través de una machacadora de 30" × 18".

El material machacado, junto con la parte ya de tamaño adecuado, pasa a una tolva metálica intermedia, de la cual, mediante un alimentador pasa a un vibrotamiz de dos telas, se separan tres fracciones. La de mayor tamaño vuelve a la machacadora. La de tamaño intermedio es apta para preconcentrar por medios densos, y la más pequeña; la cual pasa directamente a molienda primaria previa la eliminación de tamaños irrecuperables, mediante draga y clasificador Atkins.

La instalación de preconcentración es un cilindro Wenco de 4' × 4'. El preconcentrado pasa a una trituradora giratoria Symons de 3'.

Después de la trituración el preconcentrado, junto con parte de la fracción de menor tamaño del todo-uno no preconcentrado pasa a molienda primaria en un molino de bolas de 2.100 × 1.500 mm, que trabaja en circuito cerrado con un clasificador Dorr duplex de 4,6" × 16,4. En este circuito es introducido el resto de la fracción de menor tamaño del todo-uno no preconcentrado.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

El mineral se concentra en el lavadero de flotación diferencial, obteniéndose los concentrados de galena, blenda y espato flúor de grado ácido.

La flotación de galena se utiliza en una máquina de flotación de 6 celdas y el agotamiento de la galena en otra máquina de 3 celdas.

ESPATO FLUOR: MINAS DE ARDITURRI

Plano horizontal y corte esquemático

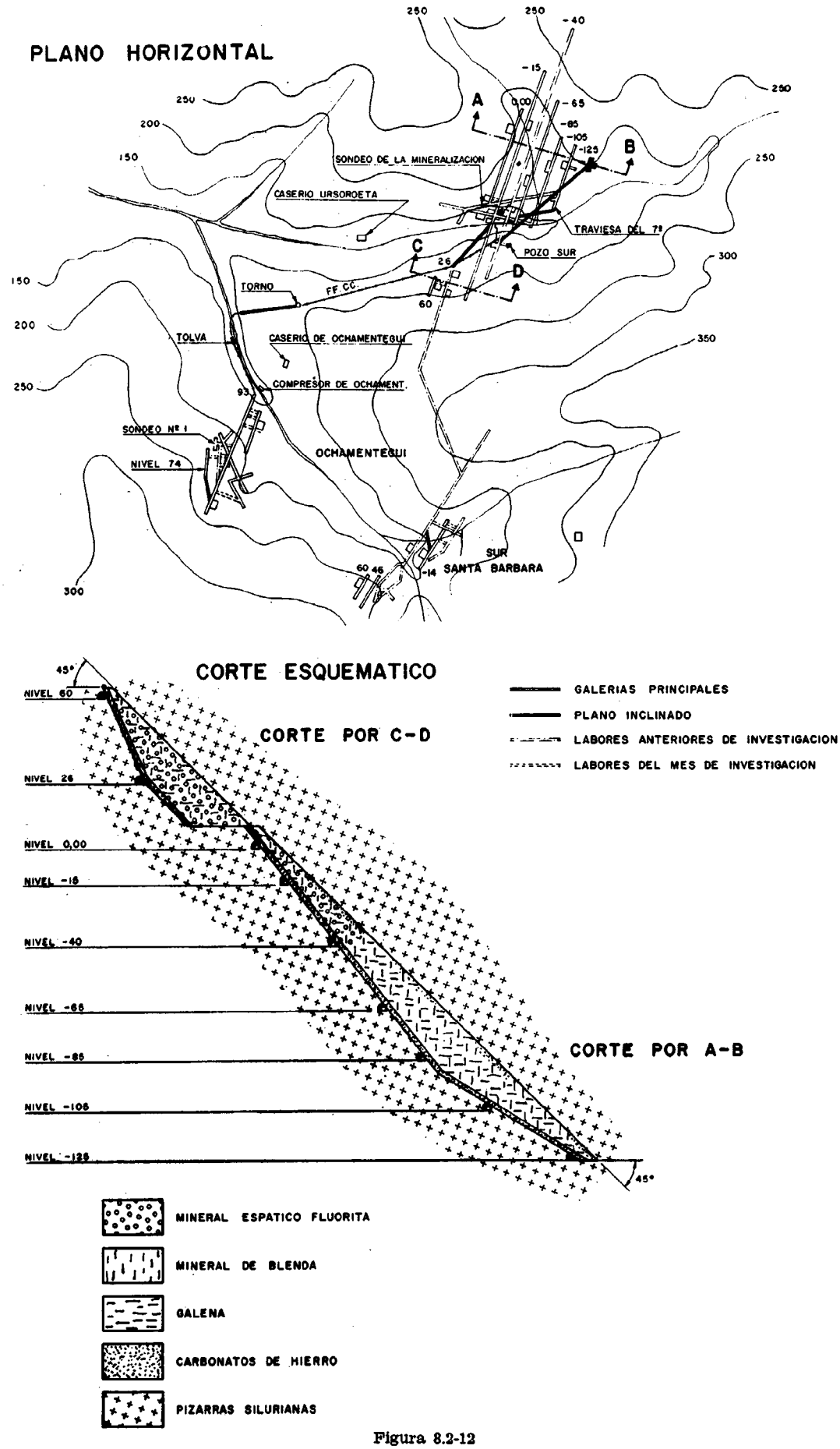


Figura 8.2-12

Después de una molienda intermedia se flotan conjuntamente la blenda y el espato para eliminar estériles. La flotación se hace en dos máquinas de 12 celdas en total.

El flotado global se muele nuevamente y previo acondicionamiento se flota la blenda en una máquina de 8 celdas y el agotamiento se hace en otra de 10 celdas.

Finalmente se flota el espato en un conjunto de 4 máquinas de flotación de 4, 8, 4 y 10 celdas, que comprenden las operaciones de eliminación de estériles, flotación propiamente dicha y agotamiento.

Breve descripción de los medios de transporte de mineral

La fluorita se transporta por camión a Pasajes, Villabona, Arrona, Olaverría y Lejona, y en barco de Pasajes, a EE. UU. y a Alemania Oriental.

8.2.1.5 Compañía de Explotaciones Minero-Industriales y Marítimas, S. A. (C. E. M. I. N. S. A.)

SITUACIÓN GEOGRÁFICA DE LA MINERÍA EXISTENTE

La Compañía de Explotaciones Minero Industriales y Marítimas, S. A., beneficia la fluorita de sus explotaciones de minerales complejos a base de galena, blenda y fluorita, ubicados en el término municipal de Carranza, poblado de Matienzo (a 1 km escasamente del ferrocarril Santander-Bilbao y muy cerca del límite con la provincia de Santander.) (Fig. 8.2 - 13.)

FORMACIÓN Y GÉNESIS DEL YACIMIENTO

Se trata de filones epigenéticos hidrotermales.

DESCRIPCIÓN DEL CRIADERO

(Fig. 8.2 - 14.)

Son varios filones subverticales (de alrededor de 70° de pendiente), con dirección sensiblemente N-S, cortando la estratificación casi perpendicularmente; tienen potencias metalizadas de aproximadamente 1 m y las rocas encajantes son calizas silíceas del Aptense. Se han reconocido desde los afloramientos en las cotas 383, hasta unos 169 metros de profundidad, aproximadamente.

COMPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE LOS MINERALES QUE LO FORMAN

El todo-uno tiene una composición media de 1,3 por 100 en Pb, 0,6 por 100 en Zn y 12 por 100 en F_2Ca.

La ganga tiene un 56 por 100 en SiO_2 y un 31,5 por 100 de carbonatos de cal, magnesia y otros.

RESERVAS ACTUALES

Las reservas actuales son de: 550.000 t vistas, 500.000 toneladas probables y 2.000.000 t posibles.

ESTUDIO DE LA EXPLOTACIÓN

Descripción de los métodos de explotación utilizados

(Fig. 8.2 - 15.)

Hasta el momento actual no se ha empezado la explotación propiamente dicha, pues únicamente se están haciendo las galerías en dirección en varios filones y en los distintos niveles que se preparan para la explotación. También se están perforando las chimeneas de comunicación de los diferentes niveles.

La explotación subterránea se proyecta hacerla en retirada desde el extremo norte y de arriba hacia abajo, empleando el método de cámaras almacén con las pequeñas modificaciones que sea necesario introducir para adaptarse a las peculiaridades del criadero. Las chimeneas no seguirán la dirección de la línea de máxima pendiente, sino que formarán un ángulo de 50° con las galerías en dirección.

Los afloramientos se explotarán a cielo abierto.

Ventajas e inconvenientes del sistema

Las ventajas e inconvenientes de los métodos de explotación anteriormente indicados son los clásicos para estos tipos de explotación.

Entre las ventajas del método de explotación subterránea, se puede indicar que se trata de un método seguro, y se hace un buen aprovechamiento del mineral.

El método de explotación a cielo abierto presenta específicas ventajas e inconvenientes que ya han sido indicados anteriormente en explotaciones de este tipo.

Grado de recuperación real del mineral

Dado que la explotación dominante será la subterránea, el grado de recuperación estimado para el total del criadero deberá ser del orden del 85 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Dadas las características del criadero, parece el método más aconsejable.

INSTALACIONES COMPLEMENTARIAS

Breve descripción de los sistemas de trituración y preconcentración existentes

El todo-uno a través de una tolva de alimentación de 120 t y de un alimentador Apron de 14 × 2.489 mm, pasa a una quebrantadora de 300 × 700 mm, donde se tritura a 40-50 mm.

El material por medio de un alimentador y una cinta de alimentación es llevado a un vibrotamiz de 3' × 16' con mallas a 5 y 50 mm.

La fracción de 5-50 mm es tratada en una instalación Wemco, de líquidos densos, con tambor separador de 6' × 6'.

La fracción 5 mm es tratada en un preparador de espiral de 18" y 13' de longitud, y en un tanque espesador de 20' y 10' de alto que separa fracciones irrecuperables.

Después de la instalación de preconcentración se tritura el preconcentrado en un triturador giratorio Barbitless BS 503 hasta un tamaño de media pulgada.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

La alimentación del molino del lavadero de flotación se hace con el preconcentrado triturado 1/2". El molino empleado es cilíndrico de 1,9 m y 1,9 m de longitud, que trabaja en circuito cerrado con un clasificador espiral de 36" × 19,3" de doble hélice.

ESPATO FLUOR: C. E. M. I. N. MINAS DE CARRANZA

Plano de situación

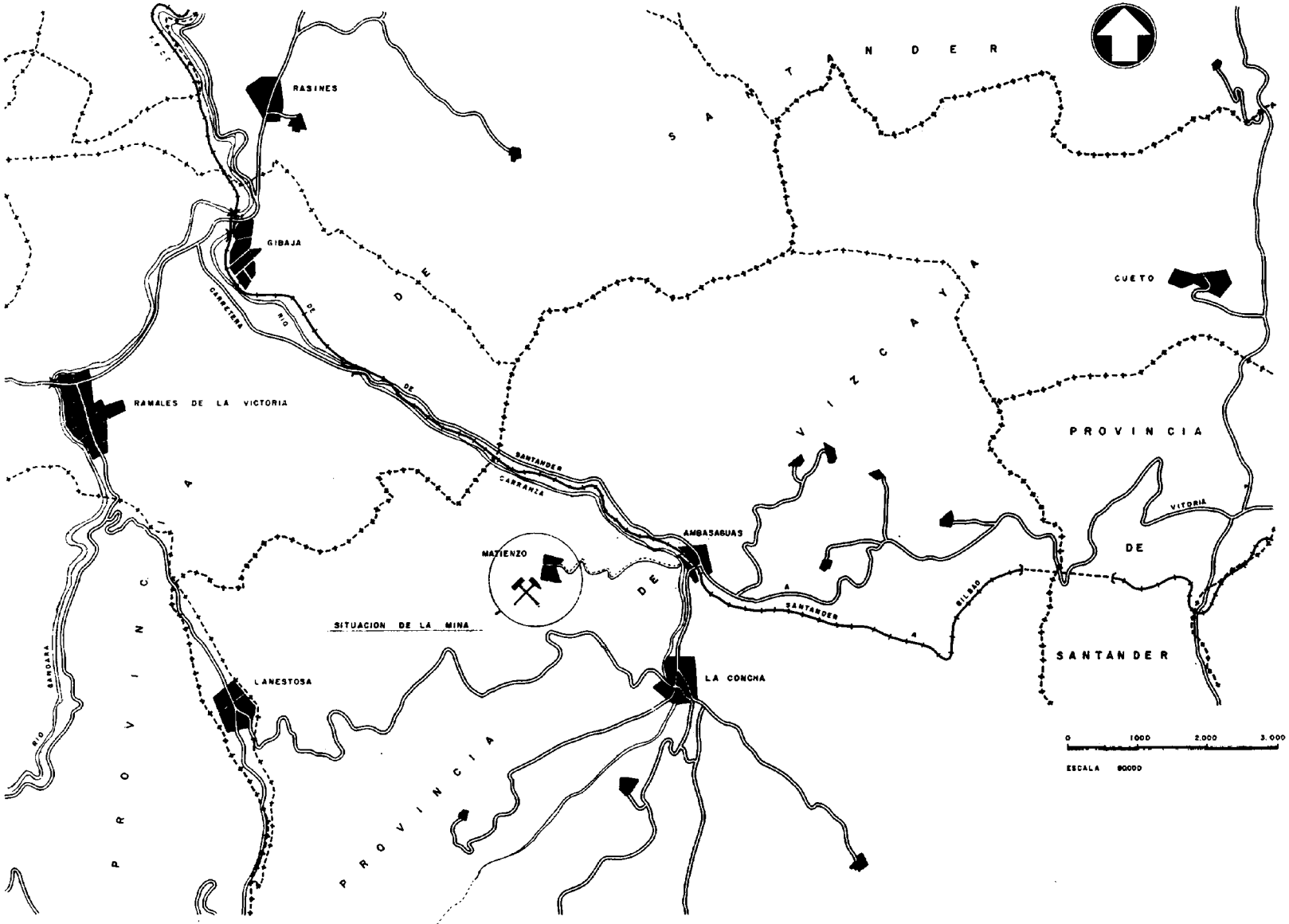
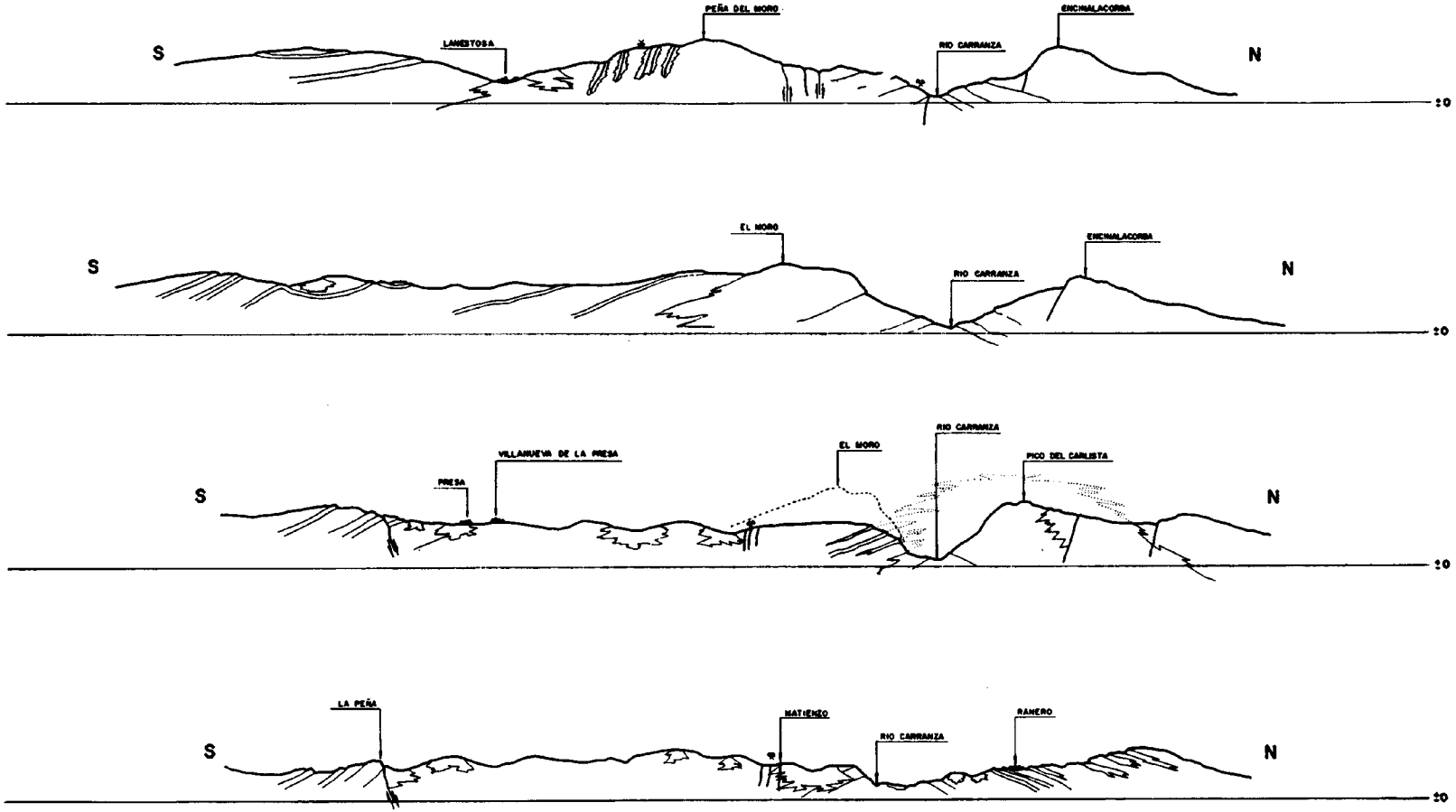


Figura 8.2-13

ESPATO FLUOR: C. E. M. I. N. S. A.

Diversos cortes geológicos en la zona de Carranza



FACIES PIZARROSO-DETRITICA (ALBENSE INFERIOR)

CALIZAS (URGONIANO)

FACIES PIZARROSO-DETRITICA (APTENSE SUPERIOR)

PIZARRAS-GABARROS CON LENTEJONES DE ARENA (APTENSE SUPERIOR DEL MEDIO)

CALIZAS Y MARGO-CALIZAS (APTENSE INFERIOR DEL MEDIO)

CALIZAS MUY FOSILIFERAS (APTENSE INFERIOR)

FACIES CONTINENTAL MARGO-DETRITICA CALIZAS (WEALDENSE)

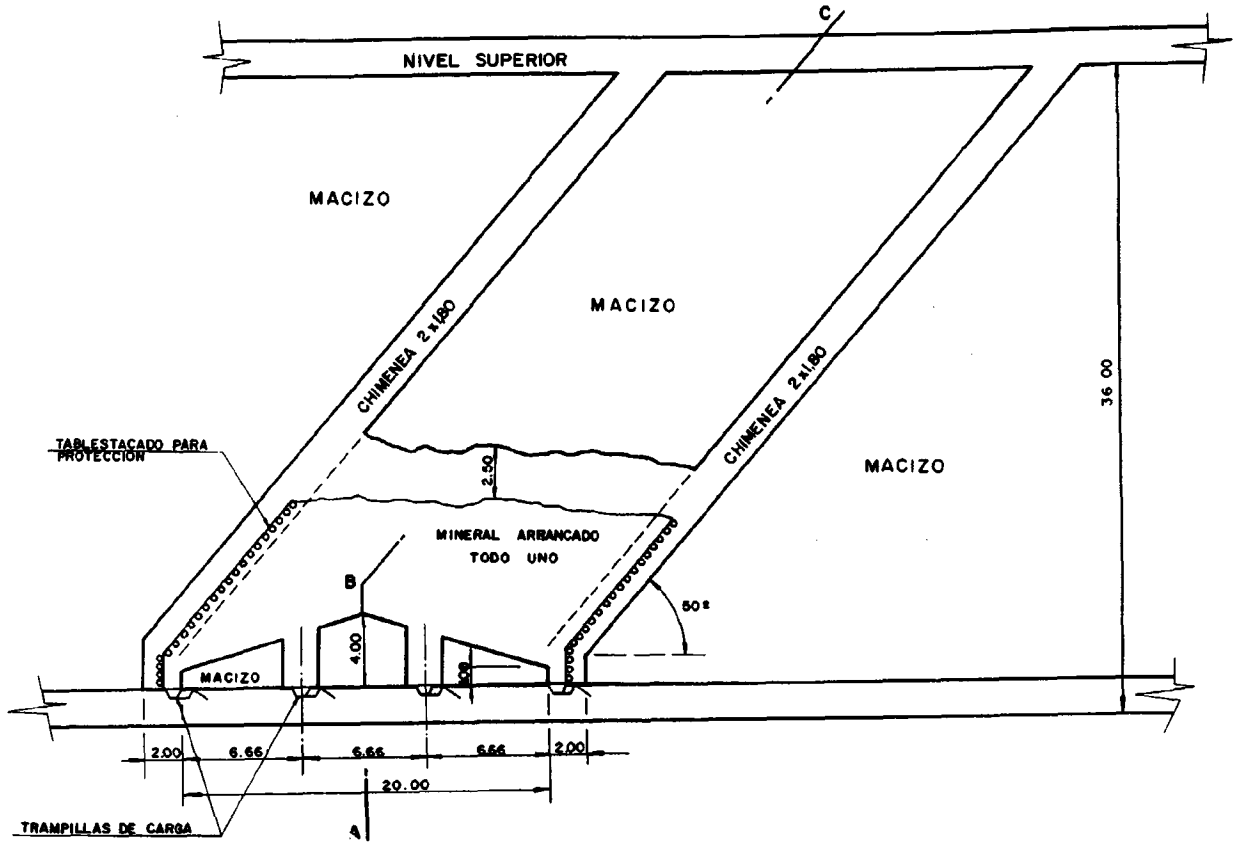
CALIZAS OSCURAS (VALAGINIENSE)

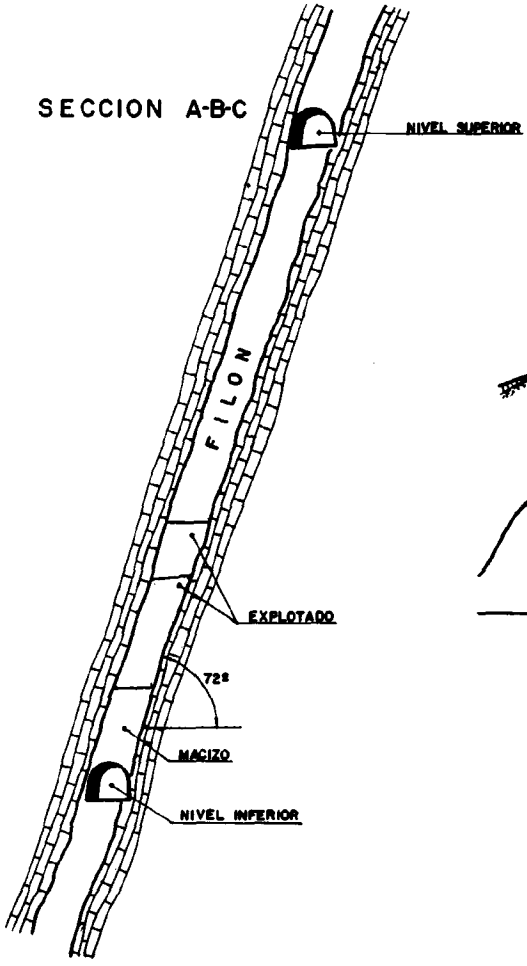
CALIZAS CON DOLOMIA (URGONIANO)

Figura 8.2-14

ESPATO FLUOR: C. E. M. I. N. S. A.

Detalle de los métodos de explotación de Carranza





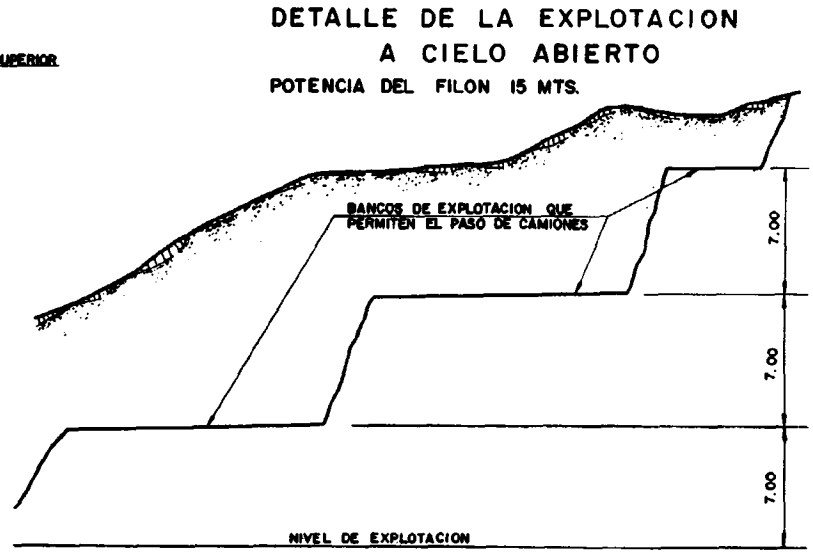


Figura 8.2-15

La capacidad del lavadero de flotación es de unas 100 toneladas/24 h, separándose en el mismo los concentrados de Pb, Zn y F_2Ca, por este orden.

Los concentrados que pueden obtenerse son 2 t/día en concentrados de Pb, 13 t/día en concentrados de Zn y 35 t/día en concentrados de F_2Ca.

El concentrado de fluorita es de un 97 por 100 en F_2Ca.

Breve descripción de los medios de transporte de mineral

El transporte de los concentrados se realiza por camión a Derivados del Flúor, S. A.

8.2.2 OBJETIVOS DEL SECTOR

8.2.2.1 Producción española

Existe en España constancia de la explotación del espato flúor desde finales del siglo XIX. Sin embargo, los primeros datos estadísticos, en los que se hace referencia al contenido en F_2Ca, son los de 1957. En el año 1959 aparece por primera vez la diferenciación entre espato de calidad ácido y espato de calidad metalúrgico en las estadísticas oficiales.

La tónica dominante en la producción española (cuadro 8.2 - 16) es la de un progresivo crecimiento. Como dato revelador puede tenerse en cuenta que de 1930 a 1969 la producción se ha multiplicado por 30, y solamente en la última década, de 1959 a 1969, se ha multiplicado por 3,5. Sin embargo, es de considerar que en los últimos años la empresa Fluoruros, S. A., ha comprado mineral bruto a otras empresas (minas de Villabona y Félix Cifuentes), haciendo constar la producción de éstos como producción propia, por lo que en las estadísticas oficiales, desde 1965 a 1969, existe un exceso en la producción de espato en la calidad metalúrgica que no es real. Pudiendo considerarse que la producción de espato metalúrgico durante los últimos años ha oscilado entre las 25.000 y 30.000 t.

Si se observa la producción del año 1969, distribuida por empresas (cuadro 8.2 - 17), se comprueba que sólo dos empresas acaparan el 72 por 100 de la producción y entre un grupo de once se completa el 95 por 100 del total.

Según las estadísticas del Ministerio de Industria, el mineral se extrae de doce provincias, entre las cuales sobresale por su gran producción Oviedo. En el cuadro 8.2 - 18 se representan los tonelajes obtenidos y los porcentajes respectivos durante 1969.

8.2.2.2 Producción mundial

La producción mundial del espato flúor, según los datos señalados en el artículo publicado en la revista «Economía Industrial» de abril de 1970, «Coyuntura de la minería metálica nacional 1960-1980», ha evolucionado de acuerdo con el cuadro 8.2 - 19. Estos datos difieren algo de los facilitados por el «Institute of Geological Sciences» de Londres, que han servido de base para el Estudio de Economía y Mercado, que forma parte del Programa Nacional de Investigación Minera, pero se considera que el cuadro antedicho es más completo, y, por tanto, se debe tomar como base del estudio.

8.2.2.3 Programa de producción estimado hasta 1980

Tomando en cuenta los datos facilitados por las diferentes empresas, se han confeccionado los cuadros 8.2-20 y 8.2-21, en los cuales se hace constar sólo los datos facilitados por las más representativas, haciendo una estimación para el resto.

De todo lo expuesto se deduce que la producción nacional en su conjunto alcanzará en 1975 la cifra de 375.000 t y que muy probablemente supere las 425.000 t para 1980, de seguir las actuales condicionees de mercado.

CUADRO 8.2-16

PRODUCCION NACIONAL

AÑOS	Mineral producido	Valor miles ptas.	Contenido (F_2Ca)	Calidad ácida	Calidad metalúrg.
1930	10.976	180	—	—	—
1931	6.017	356,5	—	—	—
1932	5.505	615	—	—	—
1934	5.500	550	—	—	—
1935	9.282	928	—	—	—
1936	7.195	719	—	—	—
1937	4.200	425	—	—	—
1938	3.596	491	—	—	—
1939	8.408	376	—	—	—
1940	9.097	455	—	—	—
1941	15.400	1.482	—	—	—
1942	16.297	1.622	—	—	—
1943	35.911	6.273	—	—	—
1944	55.595	10.822	—	—	—
1945	9.643	1.470	—	—	—
1946	8.712	2.081	—	—	—
1947	13.885	3.841	—	—	—
1948	42.549	8.948	—	—	—
1949	59.594	15.453	—	—	—
1950	33.168	18.183	—	—	—
1951	59.674	28.793	—	—	—
1952	62.504	37.970	—	—	—
1953	51.189	27.296	—	—	—
1954	73.511	49.024	—	—	—
1955	66.817	—	—	—	—
1956	73.737	56.626	—	—	—
1957	88.395	73.222	80.133	—	—
1958	90.485	82.059	82.893	—	—
1959	89.193	86.563	82.298	70.026	18.167
1960	111.019	113.164	101.030	79.907	31.113
1961	146.922	155.724	130.825	97.195	49.724
1962	199.887	169.700	129.494	100.131	49.878
1963	153.400	169.088	133.240	103.979	49.421
1964	149.681	188.291	137.937	123.314	26.367
1965	220.679	275.155	191.374	165.838	54.833
1966	222.550	289.864	195.647	165.003	57.547
1967	285.305	378.232	236.935	189.693	95.612
1968	309.294	441.210	246.848	190.964	118.330
1969	305.514	458.981	250.616	204.173	101.341

Unidad: t.

FUENTE: Estadística Minera y Metalúrgica de España.

8.2.2.4 Programa de inversiones y financiación

Para fijar mejor las ideas, se pasa revista, en primer lugar, a los datos facilitados por las diferentes empresas.

MINERSA

El plan de inversiones de Minersa se refiere a zonas ya trabajadas, aun cuando en la actualidad se encuentra estudiando otros puntos donde se considera existen posibilidades (cuadro 8.2-22).

CUADRO 8.2-17

PRODUCCION POR EMPRESAS EN 1969

Empresas	Producción	Porcentaje	Contenido	Acido	Porcentaje	Metalúrgico	Porcentaje
Minersa:							
Osor	23.422	10,12	22.836	22.836	11,67	—	—
Turón	15.533	6,71	15.071	15.071	7,71	—	—
Castillo de las Guardas	9.480	4,09	9.100	9.100	4,65	—	—
Sierra Almagrera	29.597	12,79	28.774	28.774	14,71	—	—
Americana	950	0,41	665	—	—	665	3,10
Oviedo	17.460	7,55	16.936	16.936	8,66	—	—
Fluoruros	68.361	29,54	66.652	66.652	34,08	—	—
Arlós, S. A.	16.773	7,25	16.243	16.243	8,31	—	—
Argüelles	9.973	4,31	8.849	6.587	3,37	2.262	10,55
Real C.a. Asturiana de Minas.	8.886	3,84	8.628	8.229	4,21	399	1,86
Fluoritas Asturianas	5.430	2,34	5.271	5.145	2,63	126	0,59
Sierra de Baza, S. A.	4.333	1,87	2.660	—	—	2.660	12,40
Tomás Garcés de los Fayos.	2.814	1,21	1.970	—	—	1.970	9,19
Minera de Navarra, S. A.	2.725	1,18	2.043	—	—	2.043	9,52
Cía. Vasca de Minas	2.670	1,15	2.536	—	—	2.536	11,83
Eduardo Pablo Pérez	2.566	1,11	1.925	—	—	1.925	8,98
Resto	10.417	4,51	6.859	—	—	6 859	31,98
TOTAL	231.390	100,00	217.018	195.573	100,00	21.445	100,00

CUADRO 8.2-18

PRODUCCION ESPAÑOLA POR PROVINCIAS Y ZONAS EN 1969

Provincias	PRODUCCION MINERAL VENDIBLE				CONTENIDO EN F_2Ca					
	Acido t.	Metalúrg. t.	Total t.	Porcentaje	Acido t.	Porcentaje	Metalúrg. t.	Porcentaje	Total t.	Porcentaje
Almería	29.597	—	29.597	12,79	28.774	14,71	—	—	28.774	13,31
Barcelona	—	263	263	0,11	—	—	197	0,96	197	0,09
Gerona	23.422	—	23.422	10,16	22.836	11,67	—	—	22.836	10,57
Granada	15.533	9.533	25.066	10,83	15.071	7,70	3.569	24,00	20.001	9,26
Guipúzcoa	8.472	414	8.886	3,84	8.229	4,22	399	1,94	8.628	3,99
Huesca	—	604	604	0,26	—	—	483	2,35	483	0,22
León	—	1.550	1.550	0,67	—	—	1.145	5,58	1.145	0,53
Madrid	—	450	450	0,19	—	—	180	0,88	180	0,08
Navarra	—	7.961	7.961	3,44	—	—	6.504	31,67	6.504	3,00
Oviedo	114.585	8.412	122.997	53,13	111.563	57,04	6.029	29,36	117.592	54,41
Sevilla	9.480	—	9.480	4,10	9.100	4,65	—	—	9.100	4,21
Vizcaya	—	1.114	1.114	0,48	—	—	668	3,26	668	0,31
TOTAL	201.089	30.301	231.390	100,00	195.573	100,00	20.535	100,00	216.108	100,00

ZONA	PRODUCCION MINERAL VENDIBLE				CONTENIDO EN F_2Ca			
	Acido t.	Metalúrgico t.	Total t.	Porcentaje	Acido t.	Metalúrgico t.	Total t.	Porcentaje
Norte	123.057	19.451	142.508	61,56	119.792	14.745	134.537	62,25
Nordeste	23.422	263	23.685	10,27	22.836	197	23.033	10,65
Sureste	45.130	9.533	54.663	23,62	43.845	4.930	8.775	22.57
Resto de España	9.480	1.054	10.534	4,55	9.100	663	9.763	4,52
TOTAL GENERAL	201.089	30.301	231.390	100,00	195.573	20.535	216.108	100,00

Por lo que respecta al programa de financiación, Minersa ha solicitado un crédito de 50.000.000 de pesetas en el Banco Industrial de Bilbao, que se hizo efectivo en julio de 1970. Cuenta también con la autofinanciación.

FLUORUROS, S. A.

La explotación a cielo abierto del filón Aurora Norte se realiza hoy en precario, limitándose a la pequeña área

CUADRO 8.2-19

PRODUCCION MINERA MUNDIAL DE ESPATO FLUOR

(Toneladas cortas)

	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Alemania	116.592	115.272	98.960	91.402	93.195	95.000
Francia	154.064	160.307	215.119	215.573	237.476	243.000
Italia	176.709	148.407	137.449	162.990	215.193	224.000
España	165.356	169.094	164.995	243.249	230.315	267.509
Inglaterra	80.358	96.342	114.199	128.750	138.891	—
Escandinavia	3.855	3.258	—	—	—	—
Europa Occidental (Total)	696.934	692.680	730.722	841.963	915.070	829.509
Europa Oriental (Total)	345.000	377.000	407.000	473.000	473.000	420.000
Total Europa	1.041.934	1.069.680	1.137.722	1.314.963	1.388.070	1.249.509
Canadá	75.000	85.000	96.000	112.000	79.000	88.000
Estados Unidos	206.000	199.948	217.000	240.932	253.000	295.643
Méjico	553.642	530.893	78.644	810.618	789.602	785.114
Total América del Norte	834.642	815.841	1.021.644	1.163.550	1.131.602	1.168.757
América del Sur	13.799	10.761	12.703	12.883	10.472	—
Asia	367.136	407.607	471.236	476.305	502.601	619.822
Africa	112.489	65.584	73.800	79.289	96.460	112.400
Oceanía	—	17	—	—	—	—
Total Resto del Mundo	493.424	483.969	557.738	568.477	609.533	723.222
TOTAL MUNDIAL	2.370.000	2.369.490	2.717.105	3.046.990	3.129.205	3.150.488

CUADRO 8.2-20

PROGRAMA DE PRODUCCION ESTIMADO POR LAS DIFERENTES EMPRESAS

Empresa	1971	1972	1973	1974	1975	1980
Minersa (Explot. actuales)	119.000	146 000	169.000	162.000	165.000	151.000
Fluoruros, S. A. (Explot. actuales)	100.000	100.000	125.000	125.000	150.000	175.000
Arlós, S. A.	20.000	20.000	20.000	20.000	20.000	25.000
R. C. A. M.	8.000	8.000	8.000	8.000	8.000	10.000
Ceminsa	5.300	6.000	6.000	6.000	6.000	8.000
Resto	20.000	22.000	22.000	25.000	26.000	54.000
TOTALES	272.300	302.000	350.000	346.000	375.000	425.000

Unidad: t.

NOTA: En el resto se han incluido los posibles resultados de la investigación que están realizando las empresas Minersa y Fluoruros, S. A.

CUADRO 8.2-21

PROGRAMA DE PRODUCCION ESTIMADO POR CALIDADES

AÑOS	Calidad ácida	Calidad metalúrgica	TOTAL
1971	237.300	35.000	272.300
1972	265.000	37.000	302.000
1973	310.000	40.000	350.000
1974	304.000	42.000	346.000
1975	330.000	45.000	375.000
1980	365.000	60.000	425.000

Unidad: t.

de terreno al sureste de la explotación que la Empresa ha podido adquirir sin solución de continuidad, obteniéndose unos precios de coste relativamente inaceptables.

Para el normal desarrollo del Proyecto aprobado, es necesaria la adquisición de todos los terrenos que comprende la explotación, las escombreras y las pistas de accesos.

Para la continuidad en la explotación en el lecho Obdulia y filón Veneros y para la puesta en explotación de la prolongación al noreste del filón Aurora (mina San Lino) es necesaria la adquisición de terrenos para explotación, escombrera y servicios, así como el arranque de los recubrimientos respectivos.

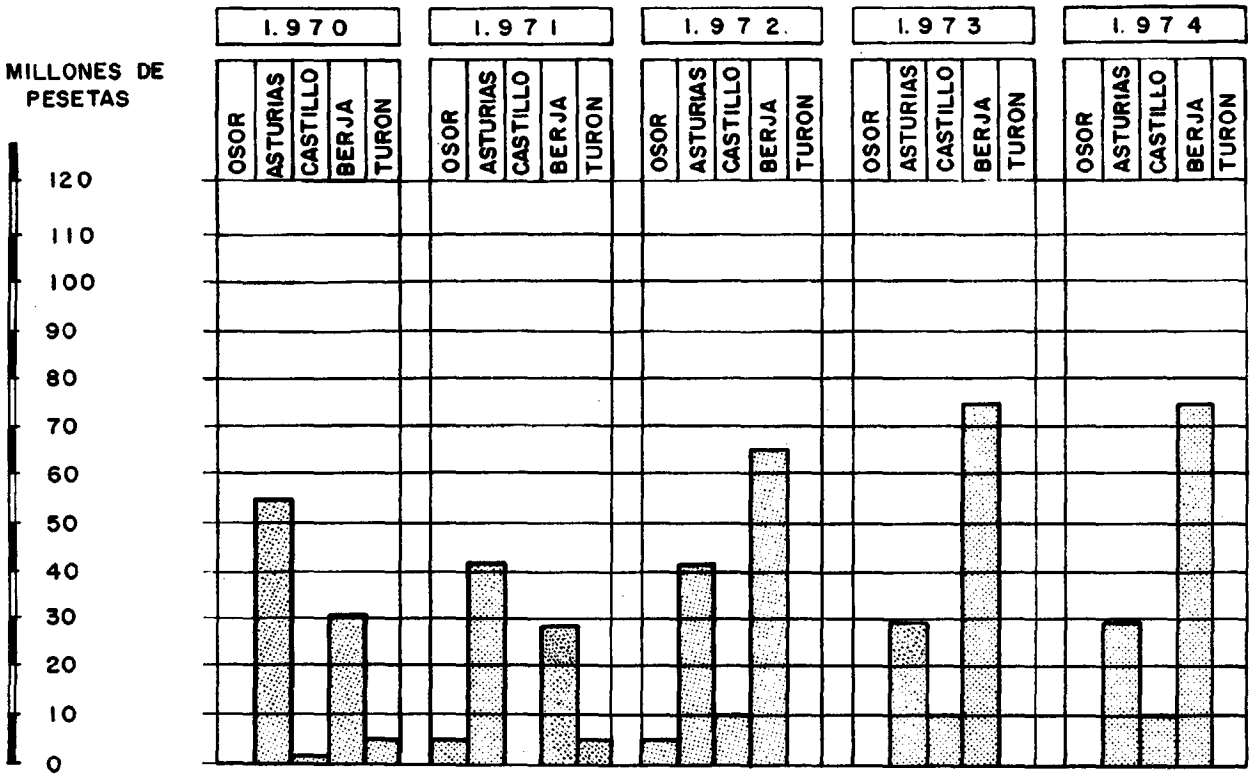
En cuanto a plantas de concentración y servicios auxiliares, se prevén las siguientes instalaciones:

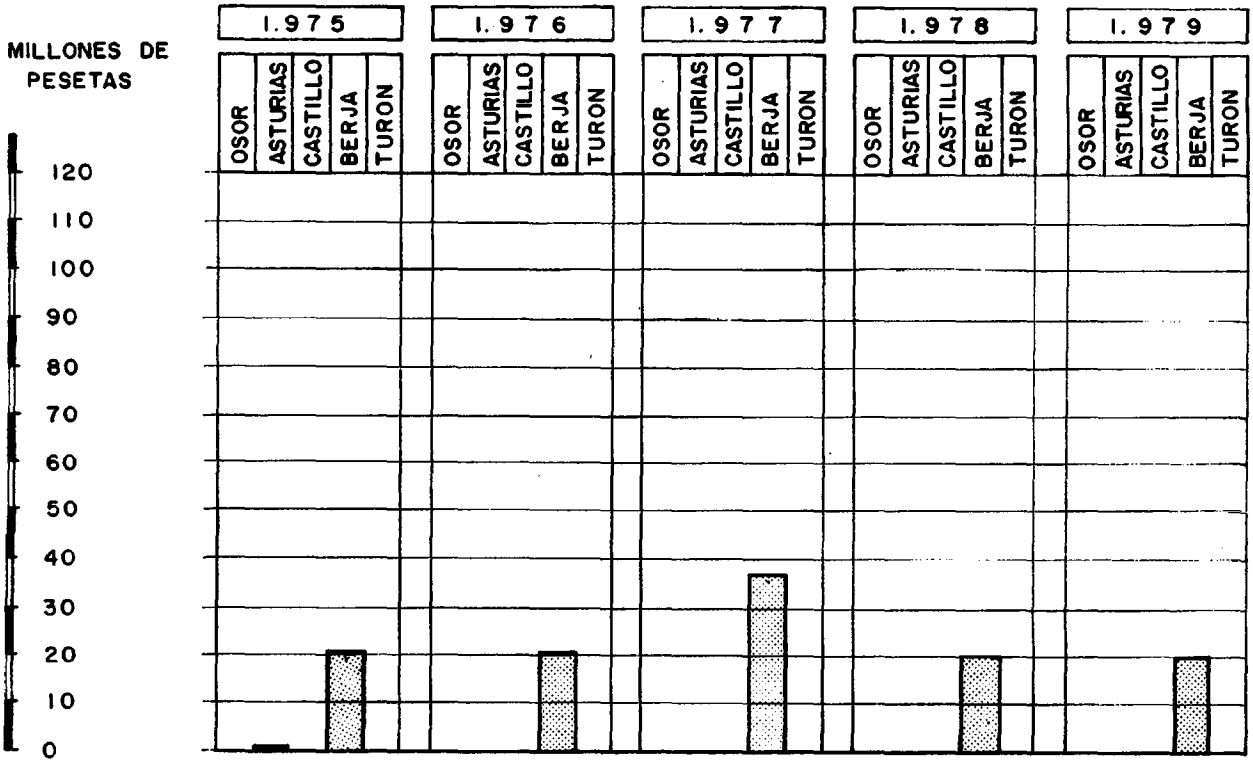
Instalación de una nueva planta de líquidos densos en Caravia, con una capacidad de 100 t/hora.

Instalación de una sección de concentración por líquidos densos en La Collada para tamaños de 0,8 a 0,6 milímetros, complementaria de la existente.

ESPATO FLUOR: MINERALES Y PRODUCTOS DERIVADOS, SOCIEDAD ANONIMA

Programa de inversiones





Modernización de las celdas de flotación en la planta de Pinzales.

Instalación de plantas clarificadoras de agua en La Collada y Pinzales, de acuerdo con las especificaciones exigidas por la Comisaría de Aguas del Norte de España, y la adquisición de terrenos para escombrera de estériles en Pinzales.

Todas estas inversiones, dedicadas a los grupos de Caravia, Collada y Pinzales, se cifran como se representan en el cuadro 8.2 - 23.

La empresa, para cumplir el programa anterior, precisa una financiación desarrollable durante los próximos seis años, y de la cual parte necesitaría del crédito oficial y parte sería cubierta con recursos propios.

ARLÓS, S. A.

Esta empresa tiene prevista la organización de los sondeos necesarios para un total reconocimiento de su criadero. Asimismo tiene un proyecto para la modernización de su planta de preparación.

El programa de financiación se piensa cubrir con la renta de los productos obtenidos de la mina.

CONCLUSIONES GENERALES

De acuerdo con las anteriores consideraciones, facilitadas por las empresas correspondientes, y teniendo en cuenta la influencia que dentro de la producción nacional se ha dado a cada una, se puede hacer un cuadro general de inversiones, que se cifra en:

Años	Millones de pesetas
1971	190
1972	160
1973	210
1974	220
1975	110
1976/80.....	700

En el cual se puede ver una fuerte inversión para el próximo cuatrienio, como consecuencia lógica de la coyuntura actual del mercado de demanda mundial, con una clara tendencia alcista.

Esta inversión debe ser, en parte, absorbida por las propias empresas con la autofinanciación, y, en parte, por el crédito oficial, ofreciendo ayudas a la exportación.

8.3 PROBLEMAS CON QUE SE ENFRENTA EL SECTOR

8.3.1 DE INFRAESTRUCTURA

8.3.1.1 Carreteras

No se pueden pasar por alto las grandes mejoras que en el capítulo de carreteras se han producido últimamente en España, dato éste muy importante, ya que un tanto por ciento muy elevado, por no decir la casi totalidad, del transporte de mineral se realiza por este medio.

Es, por tanto, fundamental para este tipo de minería el poder contar con unos firmes de carreteras que soporten los tonelajes que la carestía de los portes hace necesarios para que su traslado no encarezca de tal manera el producto que lo haga imposible para la venta.

Se ha indicado que ha habido una mejora grande en carreteras, pero esta mejora donde se ha notado más ha sido en las carreteras nacionales y de primer orden, pero no puede olvidarse que, por desgracia, la inmensa mayoría de esta minería se encuentra en lugares alejados, donde la comunicación es difícil. Es, por tanto, necesaria la mejora en las carreteras de segundo y tercer orden, donde existen actualmente límites de peso para camiones en los que únicamente pueden transportar cargas de hasta 10 t, que encarecen innecesariamente los portes y la mercancía, en definitiva.

No se debe olvidar que la mayoría de esta producción es exportada al extranjero y que pequeñas diferencias en el precio pueden hacerlo posible o no. Ante la pureza exigida al producto y los gastos que ello lleva consigo, imposibles de soslayar, si se quiere competir hay aquilatar al máximo los gastos de cualquiera de los demás capítulos.

8.3.1.2 Ferrocarriles

Se ha hablado ya de las exigencias de calidad, que son denominador común en el mercado internacional. Los peligros que entraña de contaminación el ferrocarril son evidentes e impide su uso, que se ve agravado con el transvase que es necesario realizar desde el camión al tren.

Por otro lado, las altas tarifas de este transporte hacen que hasta incluso no se exploten minas en el interior de la Península, o solamente se exploten cuando el precio del mercado sube, y no son raros los casos, como el de Minas Glorias, que han tenido que cerrar, con grandes pérdidas; por este motivo, para solucionar el problema el único medio posible es el de reducir las tarifas ahora vigentes por la RENFE, ya que no son suficientes las reducciones que se conceden en los casos de carga de grandes tonelajes.

Hoy día el costo que ha de soportar el mineral, para vagones de 50 t, es el de 1,20 ptas t/km, llegando hasta 1,40 ptas t/km o mayores tarifas cuando se emplean vagones inferiores a los de 20 t.

En consecuencia, por todos los factores expuestos, es completamente prohibitivo este tipo de transporte, por lo que ahora se circunscribe la explotación a aquellas instalaciones cercanas al litoral, lo cual no es lógico ni justo.

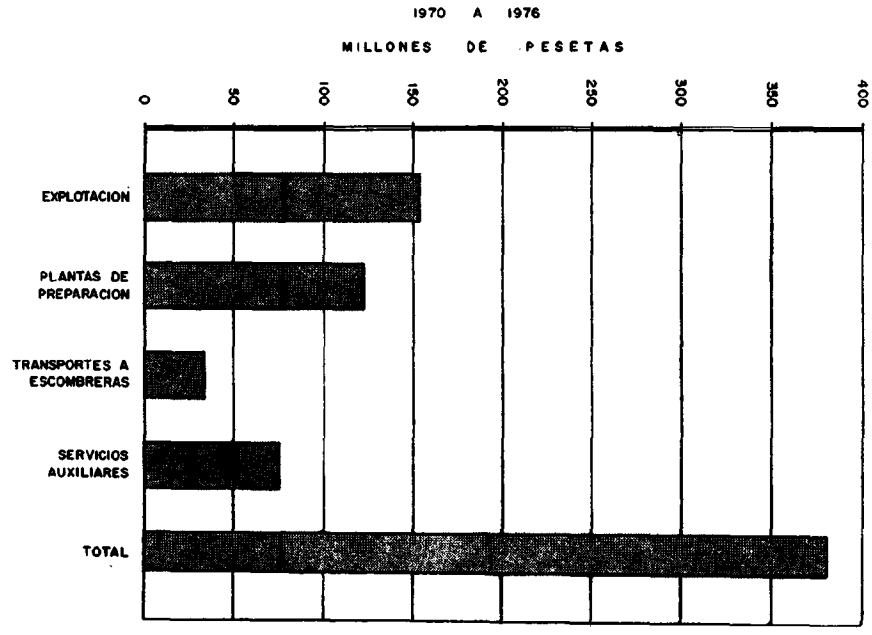
Todo ello supone un motivo grave de preocupación, que refuerza la necesidad de establecer una red de carreteras de segundo y tercer orden aceptables en las zonas mineras, y en aquellas en que el único medio posible sea el ferrocarril, esta obligatoriedad no debe de ser motivo para que se apliquen al mineral precios superiores a los que se aplican a otras mercancías. Un posible aliciente para el minero sería, además, una reducción de tarifas, según la suma de los tonelajes transportados.

8.3.1.3 Puertos

Ya se ha repetido que se exporta la casi totalidad de la producción española; de ahí la enorme importancia

CUADRO 8.2-23

ESPATO FLUOR: INVERSIONES PREVISTAS POR FLUORUROS, S. A., PARA LOS GRUPOS CARAVIA, LA COLLADA Y PINZALES



de que los puertos por donde tiene salida natural el mineral tengan un calado suficiente.

Desgraciadamente no es así, y, por ejemplo, el puerto de San Feliú de Guixols no permite cargas de barcos superiores a las 5.500 t, lo que supone un gran quebranto económico al no poderse pensar en realizar el embarque por Barcelona, no sólo por la mayor distancia, sino por el mayor costo de las instalaciones portuarias.

Un buen dragado del puerto, junto con una política de vigilancia sobre los vertidos, permitiría el atraque de barcos de 10.000 t, como ocurría antes de la guerra, y todavía en 1949 de barcos de 7.000 t.

El puerto de Avilés necesita mejoras en las instalaciones del puerto, con objeto de imprimir mayor rapidez a las cargas de los barcos de 10.000 t.

En Sevilla el problema es aún mayor al ser menores los calados y solamente permitir tonelajes de hasta 2.000 t, cifra que habla por sí sola sin mayores comentarios.

El embarque de mineral de la zona de Sevilla se debe efectuar por el puerto de Huelva, ya que, aunque queda alejado de los centros productores, el de Sevilla resulta antieconómico, y pudiera ser una solución, y de hecho así lo es, porque lo que se pierde en transporte por carretera, se gana en barcos de mayor tonelaje, ya que el primer puerto citado ocupa el quinto puesto en cuanto a mercancías cargadas se refiere. Sin embargo, dado que esta zona está sobresaturada, y que solamente los mineros de la zona producirán en 1980 un tonelaje que bordeará los 5 millones de toneladas, que se embarcarán por el puerto, sus instalaciones quedan anticuadas, sin olvidar que los accesos al mismo son difíciles, y que cuenta con una barra de grandes aportaciones de arena, que obligan a un dragado permanente. Es indudable que el puerto autónomo ha mejorado la barra, pero a pesar de ello no se han podido alcanzar los 10 m de calado en bajamar.

8.3.1.4 Instalaciones telefónicas

La mejora de las comunicaciones telefónicas ha sido notoria en España, en especial desde el establecimiento de las redes automáticas, que permiten la comunicación en forma directa entre las capitales sin dificultades y exentas de ruidos; quedan aún, sin embargo, focos como la Compañía de Explotaciones Mm. Indus. Mantimar, S. A., con grandes dificultades para la obtención de líneas, debiendo usar los de la central, distante 2 km.

Deberá intentarse una rebaja de presupuestos en aquellos casos en que la ubicación de las minas se encuentre en lugares apartados, así como mejoras en las instalaciones telefónicas mineras. La mayoría de las minas no tiene medios de conseguir estas ampliaciones, lo que complica extraordinariamente la comunicación en las mismas, en el caso de tener que atender cualquier eventualidad que un accidente, siempre posible, pudiera ocasionar.

8.3.1.5 Instalaciones eléctricas

También son de notar las mejoras en el suministro de energía, pero todavía son frecuentes los cortes de la misma, en caso de tormentas o lluvias. Como es de suponer, crea una situación difícil en las minas, problemas de desagüe, paradas en su extracción de mineral y, en especial, en la flotación, que necesita, como es sabido, de continuidad en el trabajo para conseguir buenos resultados. También son apreciables los conceptos anteriormente expuestos para las solicitudes de líneas en minas apartadas, con la consiguiente rebaja de presupuesto y, tal vez, con la colaboración estrecha de la Administración para resolver o paliar estas dificultades económicas.

8.3.2 SOCIALES

Es interesante esbozar los problemas sociales en esta rama de la minería, que, por otra parte, son generales a todos los tipos de industria.

Uno de los factores más importantes con que se enfrenta este sector es la existencia de un excedente de personal. Estos excedentes no pueden hacerse desaparecer de una manera brutal, pero tampoco olvidar que es absolutamente indispensable que las plantillas sean las justas para no tener sobre los costos un peso innecesario que los recargue.

Por otra parte, la mano de obra tiene una edad avanzada, en general (en estos momentos la edad media del personal obrero sobrepasa los 40 años), y es difícil encontrar trabajadores jóvenes que de una forma estable quieran trabajar en el interior.

La reestructuración de las empresas, adelantos técnicos, modernización de la maquinaria, obligan cada día más a disponer de personal cada vez más especializado. La minería a cielo abierto exige entregar a los obreros maquinaria de coste muy elevado, lo que hace necesario un grado de formación profesional cada día más alto, que en la actualidad no se encuentra. La formación de escuelas profesionales, privadas y públicas y la labor del PPO debe ser uno de los puntos básicos para estos logros, y la Administración debe ampararlos con más ahínco.

Toda máquina supone un conjunto de procesos estudiado que en funcionamiento permiten una economía; este objetivo no se conseguirá si quienes la vayan a manejar no conocen tales procesos y la forma práctica de manejarla.

La inversión para conseguir estos fines es necesaria, pero sólo encuentra graves dificultades económicas en la empresa privada minera, que, en general, es pequeña o mediana, y en contados casos de empresas grandes.

Es difícil dar soluciones, pero, entre otras, unas podían ser:

a) Posibilidad de eliminar el personal afectado por la mecanización.

b) Incentivos para una mayor participación del personal joven.

c) Ampliación de pensiones a los silicóticos de segundo y tercer grado en el porcentaje que se estimará oportunamente.

d) Creación de centros de formación profesional intensiva.

e) Escuelas de formación profesional en centros neurálgicos mineros.

f) Institutos laborales.

g) Universidades laborales.

h) Ayudas a empresas y entidades que organicen alguno de los apartados anteriores.

i) Becas.

Debe abordarse el tema del trabajo dominical. Existen trabajos en la minería interior y exterior que sólo exigen un mantenimiento de vigilancia, que no presentan problemas, pero hay otros, como son concretamente los

de beneficio y concentración, que exigen una práctica continuada.

No es éste un problema que afecte solamente a este sector, ya que son varios los sectores de la industria que presentan análogo problema, por lo que no se cree sea difícil conseguir esta continuidad en el trabajo, máxime cuando un sistema rotatorio y la facilidad del cumplimiento de los deberes religiosos los sábados no crea un problema insoluble.

8.3.3 ECONOMICOS

Las empresas de por sí han realizado una meritoria y sacrificada labor, muchas veces no compensada con los resultados obtenidos; una política fiscal bien diferenciada para las minas en general, en compensación de los riesgos extraordinarios del negocio, sería bien acogida.

La infinidad de cargas que pesan sobre ellas y el estar los yacimientos, en general, tan alejados y aislados de los centros urbanos, no han tenido la compensación de los factores fiscales de otras industrias. Se debe tener en cuenta que gran número de empresas corren con los gastos de mantenimiento de:

- Viviendas,
- Centros Sociales,
- Hospitales,
- Colegios,
- Economatos, etc.,

y no solamente limitados a una localidad determinada, sino en muchos casos extendidos a todas las localidades en que existen explotaciones. La carga económica que ello supone será cada vez más pesada y habrá que buscar la forma de traspasar parte de la responsabilidad a la Administración local.

Las dificultades de financiación para las inversiones son enormes, ampliadas por la falta de capitalización de las empresas.

La fórmula aplicada ha sido la autofinanciación y últimamente la concesión de créditos por la banca oficial, pero, desgraciadamente, es dudosa la situación en estos momentos.

Por lo general, las ayudas necesarias serían para:

- Mayor investigación de los yacimientos existentes, al objeto de aumentar las reservas seguras.
- Mejoramiento y creación de plantas de concentración.
- Mejoramiento y creación de plantas clarificadoras de agua.
- Maquinaria más moderna.

Al tratarse de un tema político-económico de gran altura, y aun afirmando que la técnica está implicada en el problema, no deben ser sólo los técnicos los encargados de resolverlo.

8.4 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

8.4.1 MERCADO EXTERIOR

En la actualidad existe un fuerte mercado de demanda, ya que en 1968 Japón importó 500.000 t de espato ácido, y Estados Unidos, 638.000 t, cifra esta última que equivale al 80 por 100 de su consumo.

De esta manera, el mercado mundial de espato flúor se distribuye para los años comprendidos entre 1962 y 1967, tal yocomo se indica en el cuadro 8.4-1.

España durante los años pasados fue un país exportador, y su balanza comercial se refleja en el cuadro 8.4-2. En él se puede notar que en los últimos años nos hemos situado como el segundo país del mundo por el volumen de nuestras exportaciones, inmediatamente después de Méjico.

CUADRO 8.4-1

MERCADO MUNDIAL DE ESPATO FLUOR

Países exportadores	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Méjico	460.908	492.368	618.761	670.380	731.456	744.335
Tailandia	6.852	15.624	38.055	47.140	72.507	124.120
Francia	43.471	45.836	57.699	84.968	87.001	107.381
Rep. Sudafricana	69.810	52.602	50.503	41.954	56.621	88.640
Italia	48.341	37.664	46.413	51.636	54.405	83.930
Corea del Sur	23.238	31.392	31.760	32.013	38.599	47.422

Países importadores	1962	1963	1964	1965	1966	1967
EE. UU.	532.044	495.646	614.226	729.059	784.416	814.170
Japón	100 629	126.856	203.573	168.851	220.710	353.207
Alemania Federal	64.581	46.642	59.773	109.095	118.441	116.572
Canadá	60.578	59.625	62.487	62.364	67.254	84.146
U. R. S. S.	78.900	89.500	130.400	114.500	93.400	83.067
Italia	7.998	9.778	14.559	5.587	14.612	32.346
Polonia	S. D.	22.000	26.400	29.784	39.579	29.961

Unidad: t.

FUENTE: Statistical Summary of Minerals Industries.

CUADRO 8.4-2

COMERCIO EXTERIOR DE ESPATO FLUOR

AÑOS	IMPORTACION		EXPORTACION	
	t.	Pesetas	t.	Pesetas
1965	—	—	154.569	244.974.172
1966	—	—	130.373	249.229.865
1967	0,720	9.615	171.220	346.901.263
1968	20	145.803	139.074	339.765.733
1969	2.360	6.499.000	202.971	493.896.000
1.er Sem. 1970	535	582.000	81.980	216.908.000

8.4.2 MERCADO INTERIOR

No ha habido posibilidad de hacer una determinación exacta del consumo español de espato flúor, pero partiendo de la base calculada para el año 1969, restando lo exportado de lo producido se puede hacer la siguiente estimación:

AÑOS	Acido t.	Metalúrgico t.
1965.....	20.000	22.000
1966.....	22.000	23.000
1967.....	23.000	24.000
1968.....	25.000	25.000
1969.....	26.000	26.000
1970.....	28.000	27.000

Estos valores evidentemente no pueden representar el consumo nacional de fluorita, que en ningún caso puede estar sujeto a oscilaciones de este tipo. La razón de las oscilaciones puede encontrarse en las diferencias de tiempo transcurridas desde que un mineral es extraído hasta que es exportado, lo cual puede pasar en años diferentes.

8.4.3 COMPETENCIA DE LOS MINERALES ESPAÑOLES EN EL MERCADO INTERNACIONAL

El consumo del mundo occidental se puede cifrar en unos 2.500.000 t/año de espato ácido y espato metalúrgico combinados.

Unos países son consumidores y exportadores, como Italia, donde, a pesar del gran consumo de Edison, Montecatini y otras empresas, su producción es sensiblemente mayor y arroja excedentes exportables.

Hay otra categoría de países en la que la producción es inferior a su consumo y son, por tanto, países importadores, como ocurre con Alemania, que tiene un consumo superior a las 250.000 t de ambas calidades combinadas y produce solamente unas 100.000 t combinadas de ambas calidades.

Estas dos últimas categorías, más aquellos países solamente consumidores, como el Japón, o solamente productores, como Méjico, sostienen el comercio internacional del espato flúor.

La situación actual del mercado, en todas las calidades, es favorable para los productores, debido al aumento de consumo, que puede cifrarse en un 15 por 100 anual acumulado, para la calidad ácida.

El primer consumidor de espato flúor es Estados Unidos, con un valumen consumido de 249.000 t de espato metalúrgico y 330.000 de espato ácido, solamente en el primer semestre de 1970.

El principal competidor de España en el mercado del espato ácido es Méjico, con una producción de 220.000 t de espato ácido en el primer semestre de 1970; sin embargo, sus posibilidades de aumentar la producción son mínimas.

El segundo competidor es Italia, con una producción de 200.000 t de espato flúor ácido, de las que consume del orden de 80.000, quedando un excedente exportable de 120.000 t. No se prevé tampoco expansión de producción, que ya ha sido incrementada en los últimos años, hasta alcanzar lo que parece, hasta ahora, un máximo.

La producción de Africa del Sur y de Tailandia, país éste que en 1968 ha triplicado su producción, poniéndose entre los cuatro mayores productores del mundo, cubre exclusivamente las necesidades de Japón. Estos dos países son, por razones geoeconómicas, los suministradores de dicho país.

En la situación actual del mercado, como antes se dice, son semejantes la producción y el consumo y, por lo tanto, toda aquélla puede ser colocada sin dificultades.

8.4.4 PREVISIONES DE MERCADO

Para el mercado exterior, partiendo de una base de un aumento de 400.000 t en el consumo en Estados Unidos, y 100.000 t, con cargo a la importación, en Alemania, se puede prever un incremento del mercado del 15 por 100 anual acumulado.

Sin embargo, este incremento en el consumo determina una tendencia alcista en los precios, motivo éste por el que diversos países, al parecer con esperanzas, estudian la sustitución de la fluorita por otros productos.

En su calidad de fundente, se intenta trabajar con bauxita y se procurará con cualquier otro producto de bajo costo, aun que el lecho de fusión no resulte tan fluido. En cuanto a la química del flúor, se ensaya la utilización del ácido fluorsilícico (en lugar del fluorhídrico), procedente de la fosforita, que no sólo es económica, sino que actualmente constituye una carga, ya que se precisa construir depósitos para almacenarla, con pérdida económica.

Por lo que se refiere al mercado interior, y siguiendo el estado actual, se pueden considerar los siguientes consumos:

AÑOS	Acido 10^3 t.	Metalúrgico 10^3 t.
1971.....	30	30
1972.....	33	32
1973.....	35	34
1974.....	37	36
1975.....	40	37
1980.....	55	45

Lo cual, si se cumplen los planes siderúrgicos previstos, no solamente se cumplirá, sino que, probablemente, incluso se supere en un porcentaje apreciable.

8.4.5 PRECIOS DEL MINERAL

Los precios de los últimos años, en dólares FOB por tonelada corta, son los siguientes:

Años	Dólares
1961	34
1962	33
1963	32
1964	28
1965	30
1966	33
1967	35
1968	38
1969	40
1970	43

Es interesante señalar la flexión de 1961-64, que coincide con un momento de disminución de la guerra fría en el mundo.

Para el próximo decenio se prevén:

Años	Dólares
1971	48
1972	50
1973	50
1974	52
1975	52
1976	54
1977	54
1978	56
1979	56
1980	58

Estos precios suponen una tendencia alcista, en los primeros años, que debe tender a estabilizarse, pues de lo contrario llegaría a límites prohibitivos.

8.5 RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES

8.5.1 RECOMENDACIONES

8.5.1.1 De orden técnico

Investigación de yacimientos.—Se debe intensificar la investigación minera en toda la Península, puesto que España, con una minería de plomo de gran esplendor en un pasado próximo, debe contar con reservas de verdadera importancia de fluorita, ganga normal en dicha minería.

Implantación de explotaciones a cielo abierto.—Debe fomentarse, en todo lo que sea posible, el establecimiento de las explotaciones a cielo abierto, con el fin de alcanzar mayores productividades y, en definitiva, menores costos, aumentando de esta manera la seguridad del personal y el aprovechamiento total del criadero.

8.5.1.2 De orden comercial

Fomentar las explotaciones, créditos a la exportación.—Será obligación de todos fomentar las exportaciones de fluorita, manteniendo, y si es posible mejorando, las facilidades para la misma, considerando el sector como un conjunto, de tal forma que se beneficien todas las minas que exporten, incluidas las pequeñas, de estas facilidades.

Precios.—Aunque dada la situación mundial del mercado de demanda no parece necesario, debería estudiarse la fijación de un precio mínimo que protegiera a la minería de un descenso brusco en la demanda o de cualquiera otra situación coyuntural.

8.5.1.3 De carácter social

Excedentes de personal.—Se bede aligerar, de una manera definitiva, a las empresas, de los excedentes de personal que hoy pesan sobre las mismas, encareciendo de una manera grande los costos. El sistema debe establecerse de tal forma que para 1975 el roblema esté totalmente resuelto.

Formación profesional.—Se deben establecer los necesarios centros de formación profesional, de forma que todos los obreros puedan recibir una formación adecuada. Dicha formación deberá empezar a los 16 años.

Trabajo dominical.—Debe establecerse una forma para que no sea necesario el paro dominical en aquellas instalaciones que sufren graves pérdidas por este motivo.

8.5.1.4 De carácter económico

Financiación

Será necesario dar facilidades y preferencias para financiar proyectos de rentabilidad asegurada.

Política fiscal

Creación de una figura de factor de agotamiento para disponer de cantidades que subsanen los problemas inherentes al agotamiento de los criaderos.

8.5.1.5 Relativas a la infraestructura

Carreteras

Mejorar, ensanchar y mantener todas las carreteras de segundo y tercer orden, que tanta importancia tienen para el transporte minero en diversas zonas de España.

Teléfonos

Solucionar los problemas de conexiones entre los diversos centros mineros aislados y la capital de la provincia correspondiente.

Puertos

Acelerar las construcciones de modernización de los puertos de Almería, Huelva, Avilés y Gerona, ya que éstos son los puntos de embarque lógicos para la fluorita.

8.5.2 CONCLUSIONES

8.5.2.1 Situación actual del sector

La producción actual de España es:

205.000 t de espato flúor ácido (97 por 100 F_2Ca).
30.000 t de espato flúor metalúrgico.

El consumo interior es de:

28.000 t de espato flúor ácido.
27.000 t de espato flúor metalúrgico.

Las reservas actuales son de:

14.100.000 t.

8.5.2.2 **Previsiones para 1975**

La producción será de 375.000 t, repartidas:

330.000 t de espato flúor ácido.
45.000 t de espato flúor metalúrgico.

El consumo interior será de:

40.000 t de espato flúor ácido.
37.000 t de espato flúor metalúrgico.

Las inversiones necesarias para conseguir el aumento de producción se cifran, desde 1971 a 1975, en:

Explotación: 890.000.000 de pesetas.

De estas inversiones se calcula que de la parte referente a explotaciones las empresas piensan solucionar el 50 por 100 con su autofinanciación, tratando de obtener el resto mediante crédito a medio y largo plazo.

8.5.2.3 **Proyección para 1980**

La producción se estima será de 425.000 t, repartidas:

365.000 t de espato flúor ácido.
60.000 t de espato flúor metalúrgico.

El consumo interior será de:

55.000 t de espato flúor ácido.
45.000 t de espato flúor metalúrgico.

De inversiones necesarias para conseguir estos aumentos aproximadamente se cifran, durante 1976 a 1980, en:

Explotación: 700.000.000 de pesetas.

9. ESTRONCIO

9.1 INTRODUCCION

9.11 MINERALES PRINCIPALES

Los principales minerales son el sulfato o celestina (SO_4Sr) y el carbonato o estroncianita.

Por calcinación del carbonato se obtiene el óxido de estroncio (SrO), y si se apaga con agua el hidróxido [Sr(OH)]; por reducción del sulfato con carbón se obtiene el sulfuro.

9.1.2 UTILIZACION

Las sales de estroncio se han venido utilizando en pirotecnia para comunicar a las llamas no luminosas un bello color rojo y como material estratégico para balas trazadoras; el óxido e hidróxido de estroncio se emplean para privar de azúcar a las melazas y el sulfuro para depilatorio y para preparar las llamadas «piedras luminosas», que, después de una exposición más o menos larga a la luz, fosforecen en la oscuridad con distintas coloraciones, según la naturaleza de las materias adicionales.

Actualmente se utiliza la celestina para la fabricación de tubos de televisión en color, por lo que tiende a aumentar su consumo con el desarrollo de ésta.

9.2 YACIMIENTOS

Los principales yacimientos mundiales se encuentran en Méjico e Inglaterra.

En España se cita la existencia de celestina o estroncianita en las provincias de Alicante, Almería, Cádiz, Granada, Guadalajara, Guipúzcoa, Jaén, Lérida, Logroño, Málaga, Murcia y Sevilla.

9.2.1 YACIMIENTOS NACIONALES

9.2.1.1 En explotación

El único yacimiento español en explotación del que se tiene conocimiento está ubicado en la provincia de Granada, en los términos de Malá y Alhendín, y se trata de la mina Aurora núm. 28.270, con una superficie demarcada de 38 ha (Fig. 9.2-1).

Sus propietarios son los Herederos de don Aurelio Fajardo Vilches y sus explotadores arrendatarios doña Reyna Bruno y don Enrique Fajardo, con domicilio en Molina, número 7, 2.° drcha, en Granada.

Se trata de un mineral con 60-80 por 100 de SO_4Sr, al que acompañan la barita, estroncianita y caliza. Su extracción se realiza a cielo abierto en frente de 60-70 m de longitud y 16 m de altura y la labor está suficientemente mecanizada.

El mineral se estría a bocamina, con lo que se enriquece hasta un 90-92 por 100 SO_4Sr y se transporta en camiones al puerto de Motril, situado a 85 km, por el que se exporta.

En la actualidad trabajan 20-25 obreros durante 10 meses de trabajo al año.

Existe una labor antigua, ya que la mina ha estado parada unos 20 años, desde 1945, que encierra una galería mineralizada a 100 metros por bajo el nivel actual de explotación, lo que permite pensar en un porvenir esperanzador para el laboreo del yacimiento.

9.2.1.2 En investigación

En la actualidad sólo se tiene conocimiento de un yacimiento en investigación situado en las proximidades de Fortuna (Murcia), constituido por el permiso de investigación Nuestra Señora núm. 21.154, de 80 ha, que tiene solicitado el pase a concesión de explotación, en el que se han efectuado una serie de calicatas, de las que ha extraído mineral con el 98 por 100 SO_4Sr y se piensa instalar un lavadero, a cuyo fin se está construyendo una estación elevadora de agua y tendiendo la línea eléctrica para el suministro de energía.

9.3 PRODUCCION

Dado el carácter estratégico que hasta la fecha tuvo este mineral, su producción ha experimentado los altibajos correspondientes a la época de guerra o paz, y así, la citada mina Aurora, única en explotación de la que hay datos, registró su cota más alta de producción durante la Segunda Guerra Mundial, en que se llegó a unas 30.000 a 40.000 t anuales, bajando rápidamente esta cifra hasta desaparecer y quedar parada la mina ante la falta de demanda y los fuertes stocks existentes en los Estados Unidos, a los que se iba dando salida periódicamente.

En la actualidad ha ido incrementándose la demanda paulatinamente, debido a dos causas principales: una, nuevas aplicaciones para su empleo en la fabricación de tubos para la televisión en color, y otra, la fuerte dismi-

ESTRONCIO: YACIMIENTOS DE ESTRONCIO

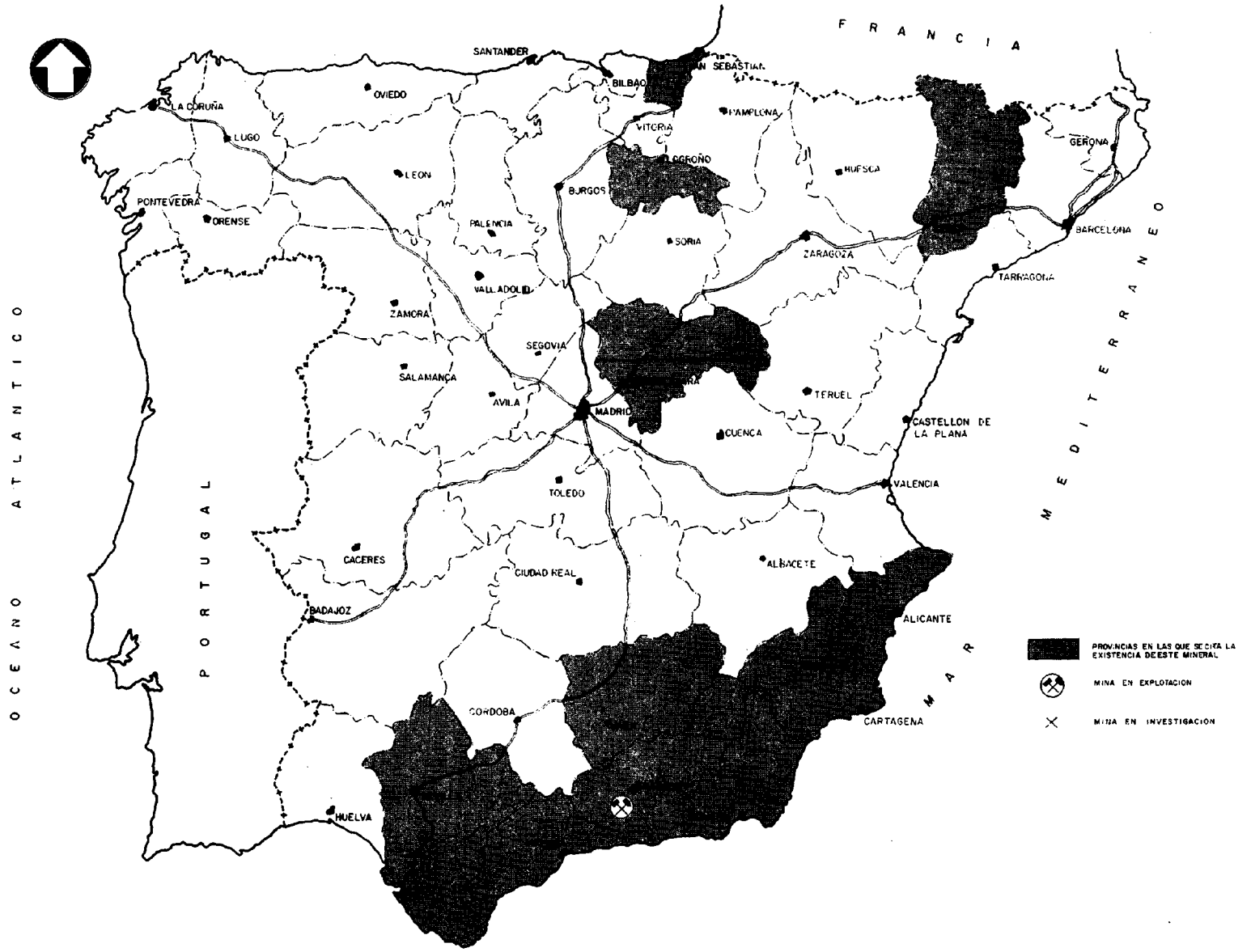


Figura 9.2-1

nución de los antes dichos stocks, que deben estar en trance de desaparecer, y así, la producción en los últimos años ha sido:

1967	600 t
1968	2.200 t
1969	5.000 t

Para 1970 se proyecta producir 8.000 t brutas, que estriadas a mano dan del 30 al 40 por 100 vendibles, o sea, entre 2.400 t a 3.200 t, de las que 150 a 200 se dedican al mercado nacional y el resto a la exportación.

9.4 COMERCIO EXTERIOR

No se conocen datos sobre importaciones, que no deben existir respecto a minerales, y, en todo caso, se limitan a algún compuesto muy especial del estroncio y en pequeña cantidad.

Las exportaciones han sufrido los altibajos correspondientes a la producción que se citan anteriormente, ya que casi toda ella se dedica a aquéllas, por ser muy pequeño el consumo nacional y así éste no rebasa anualmente las 150 a 200 t.

Actualmente, y debido a las causas ya citadas de nuevas aplicaciones para televisión y progresivo agotamiento de los «stocks» existentes en EE. UU., ha aumentado la demanda de estos minerales, sobre todo desde Alemania, y así, las cifras en los últimos años de las exportaciones han sido:

1965	2.300 t
1967	30-40 t
1968	2.500 t
1969	8.000 t

en cifras aproximadas; hay que hacer notar que estas cifras rebasan, en la mayoría de los casos, las correspondientes de producción debido a las existencias anteriores sin movimiento.

El precio FOB es de 19-20 $/t.

9.5 PERSPECTIVAS

Es natural que con el desarrollo llamado a tener la televisión en color y el agotamiento de los stocks actuales siga incrementándose la demanda, sobre todo si se implanta aquélla en España, por lo que es posible que las actuales cifras de producción sean ampliamente superadas hasta llegar a cifras que hoy parecen utópicas, como podría ser la de 50.000 a 100.000 t y aún mayores, por lo que se cree muy interesante el que se lleve a cabo una investigación a fondo en todo el territorio español, a fin de descubrir nuevos yacimientos, sirviendo de base para ello la relación de provincias en que se ha citado la existencia de estos minerales y que se incluye en el apartado de yacimientos.

9.6 POSIBILIDADES DE INCREMENTAR LA PRODUCCION

El único yacimiento en producción, la mina Aurora, tiene amplias posibilidades al existir la mineralización a 100 m por bajo del nivel actual, estando preparada y equipada para producir hasta 12.000 t anuales, y su propiedad manifiesta poder atender a sucesivos y previstos incrementos de producción con su propia financiación.

Una mejora, posible de llevar a cabo, sería lavar el mineral, ya que actualmente sólo se estría a mano por carencia de agua, que se encuentra a unos 5 Km del yacimiento, pero no se ha estudiado aún este asunto.

Por lo que respecta al yacimiento en investigación en la provincia de Murcia, es pronto aún para hablar sobre sus posibilidades, si bien parecen buenas por la calidad del mineral extraído, y sólo bastará que sea cierto el previsto incremento de la demanda para que se intensifiquen los trabajos tanto de investigación como de explotación, pues al parecer el propietario no tendría inconvenientes económicos para ello.

9.7 CONCLUSIONES

La producción actual española de minerales de estroncio se lleva a efecto de acuerdo con una corta demanda interior y algo más amplia exterior, pero existen posibilidades de incrementarla hasta límites prudenciales, sin ayuda del sector público, conforme dicha demanda vaya aumentando.

Parece previsible que a la vista de los datos actuales esta demanda, tanto en el interior como en el exterior, aumente hasta 5 ó 10 veces la actual, y aun mucho más, con el previsto desarrollo de la televisión en color, aun cuando no surjan nuevas aplicaciones.

De momento, y en el plazo del III Plan de Desarrollo, no parece necesaria la ayuda del sector público para el previsto incremento de producción de estos minerales.

Sí, en cambio, parece interesante que el Plan Nacional de Investigación Minera (PNIM) dedique alguna atención al descubrimiento e investigación de nuevos yacimientos, comenzando por las provincias en que se ha citado su existencia.

10. FELDESPATO Y PEGMATITA

10.1 FELDESPATO

10.1.1 GENERALIDADES

Feldespato es el nombre genérico correspondiente a un grupo de minerales compuestos por silicatos álcali-alumínicos; de éstos los más importantes tienen denominaciones propias muy comunes: microclino, ortosa, albita. Los dos primeros, que se representan por la fórmula $K_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 6\ SiO_2$, son espatos potásicos que contienen 16,9 por 100 de potasa (K_2O), pero no contienen sosa; la albita, por el contrario, es un espato sódico de fórmula $Na_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 6\ SiO_2$, con 11,9 por 100 de Na_2O, pero sin potasa. La mayoría de los feldespatos comerciales son mezclas de ambos tipos, comúnmente con alrededor de 9 por 100 de K_2O y 3 por 100 de Na_2O, además de algo de óxido de hierro, cuarzo libre y trazas de magnesia. Muchos feldespatos también contienen pequeñas cantidades de espato cálcico, conocido con el nombre de anortita, $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 6\ SiO_2$.

En la industria del vidrio se utilizan los feldespatos no sólo por ser sustancias aportadoras de alúmina Al_2O_3, sino por contener óxidos interesantes, como SiO_2, CaO, Na_2O y K_2O. La granulometría óptima se calcula entre 0,1 y 0,5 mm.

En la industria cerámica su papel principal es el de fundente, formando parte, finamente pulverizado, de las diversas pastas, según el tipo de cerámica deseada, en proporción que oscila entre el 10 y el 55 por 100.

10.1.2 CONSUMIDORES

En países desarrollados, el 55 por 100 se utiliza en la industria del vidrio, el 30 por 100 en la cerámica de casi todos los tipos y el resto en muy diversas aplicaciones, tales como aglomerante en la fabricación de carborundun, corindón y esmeril, dientes artificiales, tejas esmaltadas, en lavaderos de carbón como vehículo, pinturas antiácidas, aislantes de humedad, materiales alquitranados para cubiertas, pulimento de cristales, jabones desengrasantes, electrodos, como fuente de sales potásicas, abonos minerales, fungicidas, fertilizante de plantas y semilleros forestales, etc.

Con la creación de un «Centro de Orientación, Coordinación y Valoración Minera», tal como se propone en la monografía sobre el caolín, podría ampliarse el campo de consumo de los feldespatos, teniendo en cuenta la cantidad y calidad extraordinaria de nuestros yacimientos. Falta orientación técnica, tanto en los productores como en los consumidores actuales y potenciales.

10.1.3 ESTUDIO DE MERCADOS

Hay que insistir en la necesidad de conseguir datos estadísticos fehacientes y debidamente desglosados, sobre todo para aquellos minerales que por no figurar en primera fila, no han sido hasta ahora debidamente atendidos.

Y así, frente a las 43.735 t que figuran como producidas en 1969, según la estadística minera y metalúrgica de España, datos tomados directamente de tan sólo algunos productores, hacen ascender a 100.000 t por lo menos los feldespatos vendibles, con una gran demanda exterior, dada la calidad de estos minerales brutos, que en algunos casos han sido considerados como ya tratados, teniendo en cuenta sus índices en hierro y álcalis.

Según empresas extranjeras interesadas en invertir de 20 a 25 millones de pesetas en una planta de tratamiento y molturación de feldespatos, se podría exportar con toda seguridad de 40 a 50.000 t a países como Inglaterra, Alemania, Bélgica, Holanda, etc.

Sin embargo, se importa de Noruega, Sudáfrica, Francia (éste reexportado), dándose el caso curioso de que Italia exporta, a pesar de extraerlo a 800 m de profundidad, gracias a sus sistemas de tratamiento.

Inglaterra, cuyo contrato con Holanda caduca este año, está interesada en estos feldespatos, puesto que, careciendo de ellos, se ve obligada a utilizar pegmatitas. Noruega, la principal exportadora europea, con mucha diferencia sobre los demás países, dispone de minerales inferiores a los españoles debidamente tratados.

De las cuatro importantes naciones europeas exportadoras de feldespatos, todos ellos, a excepción del portugués, son inferiores a los españoles debidamente tratados, por proceder de pegmatitas de bajo contenido en alúmina, alto contenido sílice y bajo porcentaje potásico.

El hecho de que Europa es deficitaria de feldespato, es que Alemania Occidental ha tenido que montar últimamente una gran planta de flotación, valorada en 100.000.000 de DM, para extraer de sustancias pegmatíticas de contenidos mínimos un feldespato que aun después de flotado no alcanza las especificaciones exigidas por la moderna industria europea.

En el Reino Unido, el empleo del cornis stone, pegmatita descompuesta de bajísimo contenido en alúmina, potasa y sodio, solamente es aceptable para las pastas cerámicas, buscando con ello un bajo punto de fusión, mientras que la industria del vidrio, que entra dentro de la industria pesada inglesa, no dispone en Inglaterra de feldespatos aportadores de alúmina y álcalis en las cantidades precisas.

El feldespato potásico, que es aportador del complejo alúmina-álcalis, en la industria del vidrio en Europa, solamente tiene un sustitutivo, que es la alúmina hidratada, cuyo precio es dos veces y medio superior al del feldespato potásico natural debidamente tratado.

De igual manera la sienita nefelínica viene a querer sustituir a la aportación alúmina álcalis de los feldespatos, pero por su precio se hace prohibitivo, y generalmente es rehusado como antieconómico por las industrias del vidrio.

El consumo europeo de feldespato potásico se podría calcular en unas 450.000 t anuales, y el incremento de la industria en general está haciendo que esta cifra se supere constantemente.

Por ello se cree necesario estudiar mejor nuestros feldespatos, crear los canales convenientes de comercialización y exportación y apoyar la modernización y nueva creación de plantas de tratamiento adecuadas.

10.1.4 EXPLOTACIONES MINERAS

Las 41 concesiones vigentes, que cubren una superficie de 3.356 ha, vienen agrupadas en el mapa nacional de concesiones (Fig. 10.1 - 1). Las características de los criaderos pueden verse en las 29 fichas en las que se han resumido los planes de labores para 1970.

Como reservas mínimas se estiman 500.000.000 de m^3, aunque cálculos más optimistas suponen que se dispone de las 3/4 partes de las reservas europeas.

Los yacimientos más importantes en calidad y cantidad se encuentran en Galicia, Gerona y dentro del Coto Minero Nacional Carbonell (Córdoba). Este último, propiedad de la Junta de Energía Nuclear y arrendado por 10 años a la empresa Aislamic.

A continuación se dan algunos análisis de feldespatos y pegmatitas nacionales:

FELDESPATOS DE VIVERO Y NAVALLO:

P. F.	0,70 por 100
SiO_2	65,80 por 100
Al_2O_3	20,30 por 100
CaO	0,25 por 100
K_2O	10,80 por 100
Na_2O	2,40 por 100

ANÁLISIS RACIONAL:

Sustancia arcillosa	13,20 por 100
Cuarzo	8,0 por 100
Feldespato	80,2 por 100

FELDESPATO POTÁSICO ROSA DEL COTO MINERO NACIONAL CARBONELL (CÓRDOBA):

SiO_2	64 a 66 por 100
Al_2O_3	18 a 20 por 100
Fe_2O_3	0,15 a 0,25 por 100
CaO	Indicios
MgO	Indicios
K_2O	10 a 12 por 100
Na_2O	1 a 2 por 100
P. F.	0,4 a 0,6 por 100

FELDESPATO POTÁSICO BLANCO DEL COTO MINERO NACIONAL CARBONELL (CÓRDOBA):

SiO_2	67 a 69 por 100
Al_2O_3	17 a 18 por 100
Fe_2O_3	0,10 a 0,15 por 100
CaO	0,1 a 0,3 por 100
MgO	No se aprecia
K_2O	9 a 10 por 100
Na_2O	2 a 3 por 100
P. F.	0,4 a 0,5 por 100

FELDESPATO SÓDICO BLANCO DEL COTO MINERO NACIONAL CARBONELL (CÓRDOBA):

SiO_2	67 a 69 por 100
Al_2O_3	19 a 21 por 100
Fe_2O_3	0,15 a 0,25 por 100
CaO	Indicios
MgO	Indicios
K_2O	1 a 2 por 100
Na_2O	8 a 10 por 100
P. F.	0,2 a 0,3 por 100

FELDESPATO POTÁSICO - SÓDICO DE FUENTENEBRO (BURGOS):

SiO_2	70 a 73 por 100
Al_2O_3	14 a 17 por 100
F_2O_3	0,15 a 0,30 por 100
CaO	0,7 a 0,9 por 100
MgO	0,2 a 0,4 por 100
K_2O	6 a 8 por 100
Na_2O	2 a 4 por 100
P. F.	1,5 a 3 por 100

FELDESPATO FINLANDÉS (SEMEJANTE AL NORUEGO):

SiO_2	65,7 por 100
Al_2O_3	19,5 por 100
Na_2O	5,25 por 100
K_2O	8,8 por 100
CaO	0,25 por 100
Fe_2O_3	0,1 por 100
P. F.	0,2 por 100

FELDESPATO PORTUGUÉS:

SiO_2	65,5 por 100
Al_2O_3	18,0 a 19,0 por 100
Na_2O	2,0 a 3,25 por 100
K_2O	11,0 a 12,5 por 100
CaO/MgO	0,5 por 100
Fe_2O_3	0,08 por 100
P. F.	Resto

FELDESPATO ITALIANO:

SiO_2	70,06 a 71,05 por 100
Al_2O_3	17,90 a 18,70 por 100
Na_2O	9,60 a 10,20 por 100
K_2O	0,11 a 0,32 por 100
CaO	0,30 a 0,56 por 100
Fe_2O_3	0,08 a 0,21 por 100
P. F.	Resto

FELDESPATO: MAPA NACIONAL DE CONCESIONES

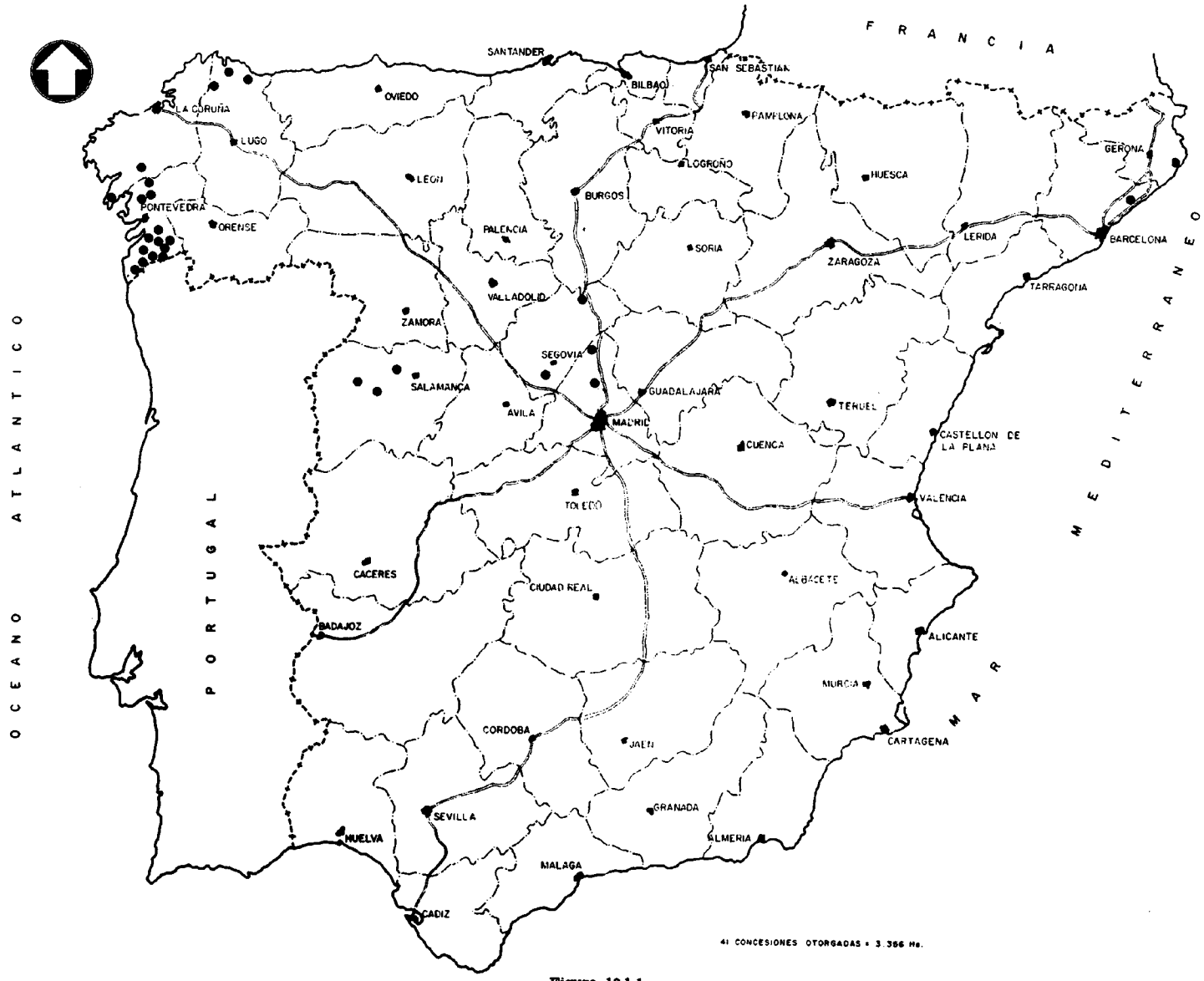


Figura 10.1-1

En 1969 trabajaron 17 minas o grupos mineros, con 118 obreros, de los que tan sólo 7 lo hicieron en interior, alcanzando una producción de 43.735 t de mineral vendible, valorada en 20.196.000 pesetas.

Con los planes de labores para 1970 se ha confeccionado el cuadro 10.1 - 2, distribuyendo las explotaciones por provincias y número de obreros. De 30 explotaciones, 27 tienen menos de 6 obreros, y prácticamente todas se llevan a cielo abierto.

Desde hace tan sólo unos años se han montado algunas plantas modernas de molienda.

En el cuadro 10.1 - 3 se da un resumen de producción desde 1957 a 1969.

CUADRO 10.1 - 2

DISTRIBUCION DE EXPLOTACIONES POR PROVINCIAS SEGUN NUMERO DE OBREROS

Número referencia	PROVINCIA	NUMERO DE OBREROS						TOTAL
		1 - 5	6 - 10	11 - 25	26 - 50	51 - 100	> 100	
1	Barcelona	1	—	—	—	—	—	1
2	Coruña	1	—	—	—	—	—	1
3	Gerona	1	—	1	—	—	—	2
4	Lugo	4	1	—	—	—	—	5
5	Madrid	2	—	—	—	—	—	2
6	Pontevedra	14	—	—	—	—	—	14
7	Salamanca	3	—	1	—	—	—	4
8	Segovia	1	—	—	—	—	—	1
		27	1	2	—	—	—	30

CUADRO 10.1 - 3

RESUMEN ANUAL DE LA PRODUCCION, CONTENIDO Y VALOR

Año	Número grup. min.	NUMERO OBREROS			POTENCIA INSTALADA		PRODUCT. VENDIBLE	
		Interior	Exterior	Total	Motores	C. V.	Toneladas	× 1.000 ptas.
1957	3	—	70	70	2	155	4.544	1.276
1958	3	—	66	66	14	250	5.282	1.297
1959	4	—	36	36	17	311	10.894	3.999
1960	6	—	36	36	16	260	12.115	3.209
1961	7	5	40	45	16	260	8.325	2.648
1962	9	—	42	42	18	290	8.400	2.661
1963	8	3	60	63	8	115	12.677	3.792
1964	10	17	39	56	16	205	16.730	3.809
1965	16	6	90	96	13	207	25.570	6.759
1966	19	—	143	143	25	385	50.618	14.793
1967	15	—	106	106	28	462	47.459	18.859
1968	15	—	109	109	38	948	47.269	20.161
1969	17	7	111	118	43	1.383	43.735	20.196

10.1.5 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. Se dispone de yacimientos y reservas abundantes y de buena calidad en explotación precaria, pero ya iniciada y en marcha ascendente.
2. Habiendo demanda de feldespatos en Europa se propone el apoyar a los actuales explotadores financiando la modernización de sus instalaciones, orientándoles técnicamente y creando un centro de canalización de mercados para este tipo de minerales.

10.2 DIQUES PEGMATITICOS O PEGMATITAS

Durante la formación de las rocas holocristalinas, al ir cristalizando los minerales que se separan primero, van éstos cediendo las sustancias volátiles que contienen (H_2O, Cl, F, B), las cuales quedan enriqueciendo el residuo que permanece fluido (magma residual) y ejercen notable influencia en el proceso de cristalización. Estas materias volátiles producen gran descenso del punto de fusión y los minerales, especialmente de cuarzo y feldespato, como consecuencia, quedan mucho tiempo fluidos. En el magma residual quedan también todas aquellas sustancias que no pueden ser recogidas por los primeros productos de cristalización, además de las que no cristalizan por sí mismas y de las que son especialmente solubles en las partes componentes volátiles. Entre ellas se encuentran principalmente uranio, wolfram, molibdeno, tierras raras, etc. Al enfriarse el magma ígneo y solidificarse lentamente, se contrae algo su volumen, y a través de su masa se forman huecos y grietas más o menos grandes. La presión que produce el peso de la roca sobre el magma (o lejía) residual hace que estos residuos fun-

didos, que estaban en reposo en el interior de la masa, penetren en los espacios huecos, miarolas (del griego mancha), y en las grietas de la roca ya consolidada o de la roca lateral, originando los llamados diques o filones pegmatíticos o pegmatitas. El magma residual, del que se forman las pegmatitas, contiene porcentajes de agua mucho mayores que los del magma primitivo, de donde resulta que tanto en constitución como en su modo de reaccionar se parece más a disolución que a masa fundida; circunstancia que hay que tener en cuenta al apreciar la condición peculiar de los filones pegmatíticos que los diferencia de las rocas ígneas corrientes. Como minerales principales de las pegmatitas se encuentran los mismos que constituyen la roca principal, que se formó de igual magma que ella, pero cristalizados generalmente en grandes tamaños. Una pegmatita granítica estará formada en su mayor parte por cuarzo, feldespato y mica.

Los cristales de cuarzo y feldespato pueden tener varios decímetros de longitud, y las placas de mica son a veces mayores de 30 centímetros de lado. Además del gran tamaño de sus cristales, tienen las pegmatitas otras condiciones propias. Sus minerales no se depositaron en el orden definido en que lo fueron los de las masas de rocas ígneas, sino que se formaron casi simultáneamente, y, por ello, se muestran con frecuencia estos filones con estructura en fajas, en las que los diferentes minerales forman distintas capas, situadas paralelamente a las paredes de la grieta. La distribución de los minerales dentro de la masa suele ser muy irregular; a veces está constituido el dique casi exclusivamente por feldespato y otras contiene solamente cuarzo puro. A lo largo de la parte central del dique existen con frecuencia cavidades y huecos que contienen cristales de los diferentes minerales.

Los minerales encontrados en los filones pegmatíticos se clasifican en tres grupos:

1.° Los que forman la masa principal, que, como se ha indicado, son los mismos que los principales de la roca ígnea de la que procede el dique pegmatítico.

2.° Una serie de minerales raros, pero muy frecuentes en las pegmatitas, y que se caracterizan porque contienen flúor, boro u oxhidrilo; entre ellos están el berilo, turmalina, topacio, apatito y fluorina.

3.° Los minerales que contienen elementos raros, como el litio, molibdeno, niobio, tántalo, tierras raras, etc., y uranio, estaño, wolframio y molibdeno. Son minerales poco frecuentes, pero que cuando aparecen lo hacen muchas veces en las pegmatitas. Los más importantes son la molibdenita, lepidolita, zinvaldita, espodumeno, columbita casiterita, monacita, uramnita y brannerita.

11. FOSFATOS

11.1 SITUACION ACTUAL DE LA MINERIA DE FOSFATO

11.1.1 MINERIA EN ESPAÑA PENINSULAR

Actualmente no existen minas de fosfato en producción, estando abandonadas las labores en aquellas que, en un tiempo, gozaron de cierta actividad.

Dentro de la antigua minería de fosfato en España hay que distinguir dos zonas principales: la de Cáceres y la de sierra de Espuña (Murcia), siendo la rimera la que alcanzó mayor importancia.

11.1.1.1 Zona de Cáceres

La zona de Cáceres corresponde a un polígono con vértices en Cáceres, Aldea Centerena, Cañamero, Logrosán y Torremocha, teniendo aproximadamente una longitud de 83 km en la dirección este-oeste y un ancho de 17 km. La superficie total es aproximadamente de 141.100 ha (Fig. 11.1 - 1).

En cuanto a la zona de ubicación de los filones, podemos referirnos a cuatro grandes grupos, los que en orden de este a oeste forman los sectores de Logrosán, Trujillo-Cáceres, Malpartida, Aliseda y Ceclavín-Zarza la Mayor, con otros dos sectores, donde los filones, por su corrida potencia y mineralización, son menos importantes, como los sectores de Casas de Don Dionisio, Montánchez y Valencia de Alcántara.

Del sector Logrosán destacó en importancia el filón Constanza, al que siguen, por la longitud de su corrida, los filones Mingote y Gingal. Del sector Cáceres, los filones Abundancia, Esmeralda, Eduardo, San Eugenio y San Sal-

FOSFATOS: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS

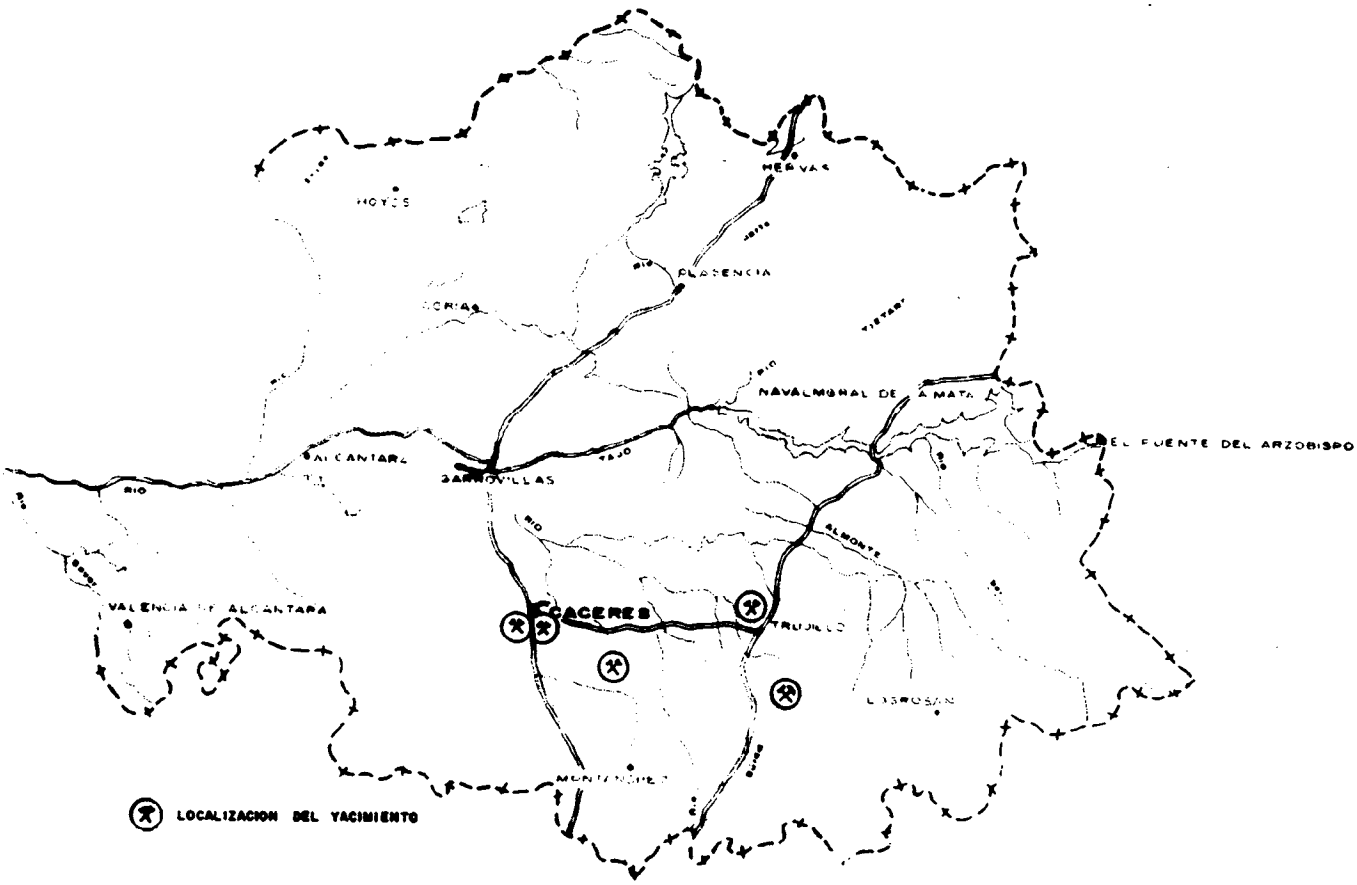


Figura 11.1-1

vador. De Zarza la Mayor, Consecuente, Amistad, Fortuna y Rica, y de Ceclavín, Providencia.

Por la roca en que encajan estos filones se distinguen filones que arman en granito, filones que arman en pizarras cambrianas y filones que arman en calizas devonianas o toman contacto con ellas.

Arman en granito los filones de los sectores de Trujillo, Malpartida, Ceclavín, Zarza la Mayor, Montánchez y Valencia de Alcántara; en pizarras los filones de Logrosán; en calizas devonianas, los de Aliseda; y entre esta misma formación y pizarras silurianas, el filón de la mina Abundancia de Aldea Moret.

Pese a la variación de la roca en que encajan los filones, es común a todos ellos la dirección NE a SO, y la asociación del cuarzo con la fosforita en la composición del mismo.

En cuanto a la génesis pueden incluirse en la fase hidrotermal de alta temperatura del ciclo ígneo, subsecuente enfriamiento y consolidación del magma granítico en que encajan o con el que están relacionadas, y con acceso a la superficie por las fracturas o diaclasas principales, a las que siguen en dirección.

Las muestras de mineral de Logrosán estudiadas al microscopio revelan como componentes fosforita palmeada y fosforita formando filoncillos entrecruzados con otros de cuarzo. En otras zonas, los cristales de cuarzo, muy abundantes, presentan extinción ondulante, siendo la textura de la roca brechoide cataclástica.

En cuanto a la producción, iniciada en 1866, se conocen las siguientes cifras:

Año	Producción
1866	9.304 de tres minas.
1870	27.978
1871	23.661 Logrosán, no tuvo produc.
1872	45.846 de 14 minas.
1873	44.750 Logrosán, no tuvo produc.

Unidad: t.

En el período 1880-1917 la producción fue de 1.000-9.000 t anuales, hasta que en el 1917 los filones Constanza, de Logrosán, y Abundancia, de Aldea Moret, producen conjuntamente.

Año	Producción
1917	21.265
1918	42.036
1919	24.242
1920	42.440
1921	37.614

Unidad: t.

teniendo el mineral de Logrosán una riqueza de 60-80 por 100 de fosfato tricálcico y Aldea Moret, 35-45 por 100.

A partir de 1921 vuelve a descender la producción, y sólo se mantienen en explotación las minas de Aldea Moret y Logrosán hasta el año 1944, en el cual se abandonan definitivamente las labores de esta última localidad, en la que se desmantelan todas las instalaciones, debido a que los reconocimientos efectuados en busca de nuevos campos de explotación no dieron resultados positivos y el mineral que quedaba era de ley inferior al 40 por 100 de fosfato tricálcico.

Se inician entonces las explotaciones a cielo abierto primero y subterráneamente después, en el sector Ceclavín-Zarza la Mayor, extrayéndose pequeños tonelajes con leyes de 55-60 por 100 de fosfato tricálcico. En 1949 se abandonan las labores por no ser rentable la explotación.

Por último, en 1956 se paralizan las explotaciones de las minas de Aldea Moret.

Resumiendo, la producción total de la zona de Cáceres en los 90 años comprendidos entre 1866, en que comenzaron las explotaciones, y 1956, en que se cerraron las últimas labores en actividad, fue de 1.174.925 t, con leyes muy variables que oscilan de 35-80 por 100 de fosfato tricálcico.

Los filones más importantes son Constanza y Abundancia. El primero ha sido reconocido en profundidad hasta 162 m, y sus reservas se estiman en 3,5 millones de t. El filón Abundancia, reconocido hasta una profundidad de 155 m, tiene unas reservas de 150.000 t. Hay que resaltar que el filón Constanza arma en pizarras hasta que ya en profundidad alcanza el granito, con cuya presencia está relacionada su génesis. Abundancia encaja en pizarras silurianas y calizas devonianas en toda la profundidad reconocida.

11.1.1.2 Zona Sierra de Espuña

Descubiertos estos yacimientos en el año 1921, están situados en la parte septentrional de la sierra de Espuña (Murcia), en el paraje denominado Prado Mayor, y en la ladera izquierda del barranco de Malvariche (Fig. 11.1 - 2).

FOSFATOS: SITUACION GEOGRAFICA DE LOS YACIMIENTOS

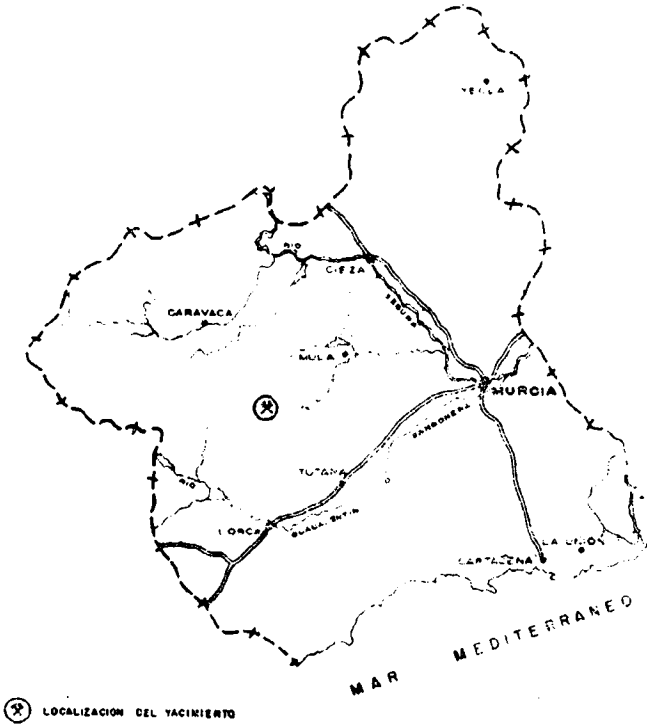


Figura 11.1-2

Sobre la caliza cretácea que constituye aquella parte de la Sierra se observa una estrecha zona de margas blancas tableadas con riñones de pedernal, margas infracretáceas que forman el techo y muro de la masa de fosfato.

A juzgar por el buzamiento y posición anormal estratigráfica que presentan las capas, el afloramiento del criadero debe ser un pliegue invertido.

La composición química es la siguiente:

P_2O_5	7,5 a 14 por 100
Carbonato de cal	37,4 por 100
SiO_2	21,2 por 100
$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	10,35 por 100
Flúor	Indicios.
Vanadio	0,25 por 100
Titanio	0,05 por 100

Al yacimiento se le atribuye una longitud de 8 km y una potencia media de 20 metros, aunque cerca de la superficie se reduce a 10 metros.

11.1.2 MINERIA DE LA PROVINCIA DEL SAHARA

A principios de 1947, el geólogo don Manuel Alía Medina, al estudiar en el laboratorio las muestras recogidas en una expedición geológica al entonces Sahara Español, encontró indicios de fosfato, de los cuales y de la analogía de las formaciones sedimentarias estudiadas, con las de Marruecos, dedujo la posibilidad de que existieran yacimientos de fosfato. En vista de ello, redactó un informe, con fecha 5 de abril de 1947, que elevó a S. E. el Jefe del Estado Español, comunicándole el descubrimiento de estos indicios, al mismo tiempo que se puso en relación con el Excmo. Director General de Marruecos y Colonias, que, informado del hallazgo, puso los medios necesarios para una expedición al Sahara que concretara más el asunto.

En el verano de 1947, el señor Alía Medina verificó esta nueva expedición, en la que encontró algunos niveles fosfatados en las reziones de Izic y Laabadilla, redactando un segundo informe que entregó personalmente a S. E. el Jefe del Estado Español.

A la vista de estos datos, el Gobierno encargó en octubre de 1947 al Instituto Nacional de Industria el estudio de las posibilidades de existencia de yacimientos fosfatados, explotables económicamente, en las zonas indicadas en los citados informes. A su vez, el Instituto Nacional de Industria encargó esta investigación a la Empresa Nacional Adaro de Investigaciones Mineras, iniciándose los trabajos con una expedición al Sahara en noviembre de 1947. En enero de 1948 se redactó un informe en el que se señalaban una serie de puntos como los más recomendables para iniciar la investigación, tales como Uad Laabadilla, la margen norte de la Laguna el Haura hasta el Jat y otros, casi todos ellos localizados en la zona de Izic, que es donde se habían visto en afloramiento los niveles fosfatados.

A finales de 1953, y después de una serie de trabajos de reconocimiento geológico en las citadas zonas, quedó delimitada la que se consideraba como más interesante, que era la ubicada en el escarpe oriental de la meseta de Izic. Durante los años 1954 y 55 se perforó un pozo en esta zona y se iniciaron labores subterráneas por galerías para estudiar el comportamiento del terreno y obtener muestras representativas.

Analizados los resultados poco prometedores de los estudios de concentración, las dificultades de una explotación subterránea y la baja ley de los niveles fosfatados en la zona considerada, como la más interesante, la Empresa Nacional Adaro emitió un informe negativo aconsejando la suspensión de los trabajos, por considerar no explotables económicamente los fosfatos reconocidos. A la vista de este informe, la Dirección del Instituto Nacional de Industria acordó que se suspendieran los trabajos en 1956.

En 1961, S. E. el Jefe del Estado Español decidió que era el momento de volver a considerar el asunto, ya que los espectaculares avances tecnológicos de los últimos años y las mejoras alcanzadas en el desarrollo del territorio del Sahara podrían haber variado las condiciones económicas.

En los primeros meses de 1961, el Instituto Nacional de Industria, por encargo de la Presidencia del Gobierno, acordó crear una Comisión Gestora que se ocupase de estudiar el asunto. Esta Comisión inició inmediatamente los trabajos, pero pronto se apreció que la magnitud de los trabajos a realizar requería la constitución de una sociedad que permitiera la necesaria agilidad administrativa. Esta empresa fue constituida el 4 de julio de 1962 con el nombre de Empresa Nacional Minera del Sahara Español, Sociedad Anónima, empezando inmediatamente una investigación geológica encaminada a estudiar todas las posibilidades de existencia de zonas interesantes desde el punto de vista de la sedimentación fosfatada en la provincia del Sahara.

Para ello se programaron y proyectaron una serie de campañas de geología sobre el terreno, con objetivos perfectamente definidos. La primera de estas campañas empezó el 13 de octubre de 1962 y terminó el 20 de diciembre del mismo año, siendo su objetivo fundamental la determinación de las características biogeológicas de la zona en la que se conocían indicios de fosfato; estas características geológicas y minerales fueron tan poco favorables, que no aconsejaron, partiendo de tales indicios, continuar las investigaciones.

Como resultado de los trabajos de esta campaña se estableció, basándose en la asociación de foraminíferos, la equivalencia cronoestratigráfica con las formaciones fosfatadas del Sahara y de Marruecos, y al comparar las condiciones sedimentarias de ambas cuencas, se dedujeron los tipos de ambientes de sedimentación que debían buscarse; por otro lado, los estudios sedimentológicos indicaron que en la época de formación de la serie fosfatada, la costa se hallaba al este y que, por lo tanto, en aquella dirección era de esperar que se encontrase una zona de menor profundidad y con características más favorables para una deposición de minerales de alta ley.

Determinadas estas direcciones más favorables de enriquecimiento, se realizó una segunda campaña de geología, iniciada el 20 de marzo de 1963 y terminada el 1 de junio del mismo año, orientada hacia el este, hasta los afloramientos del Paleoceno. Estos trabajos cristalizaron en el descubrimiento del yacimiento de Bu-Craa.

Posteriormente, y al mismo tiempo que se llevaba a cabo una campaña de reconocimiento del nuevo yacimiento mediante sondeos y pozos, se realizaron otras cuatro campañas de geología que tuvieron como finalidad reconocer detalladamente las formaciones paleocenas hasta el límite de afloramiento del Maestrichtiense superior a lo largo de todo el territorio.

El resumen de los trabajos efectuados en estas seis campañas es el siguiente:

Duración total de las campañas de campo (meses)	11
Hectáreas reconocidas	2.250.000
Perfiles geológicos confeccionados	79
Longitud total (km.) de estos perfiles.	521
Sondeos estratigráficos realizados	116
Número de metros profundizados en sondeos	4.500
Calicatas y pocillos	7

Además se confeccionó un mapa fotogeológico a escala 1:50.000, que cubre todo el yacimiento de fosfato.

11.1.2.1 Sector Imesleguen

El Uad Imesleguen ha cortado por erosión la serie desde el Paleoceno al Maestrichtiense superior. Afloran las capas paleocenas con los niveles fosfatados en el escarpe oeste del Uad, no atravesando al otro lado. Este Uad es el punto más oriental alcanzado por el Paleoceno, pues los reconocimientos hechos más al este (Yorf, Tror, Tififuinen, Hasi um Echgag, Tuerfat Sido Abdellah) así lo han confirmado. Se han encontrado y seguido tanto los niveles-guía litológicos como los micropaleontológicos de Laabadilla, que demostraron la continuidad de las capas del Paleoceno y Maestrichtiense. Los estudios estratigráficos muestran que la serie paleocena es homóloga de la de Izic, aunque representa una facies fosfatada diferente. Es una facies «shelf», es decir, de plataforma estable más costera; la serie fosfatada tiene un espesor menor (17 m, en Izic, 27) y paralelamente los niveles de fosfato son más potentes, las leyes más elevadas y están mejor definidos. A un espesor menor de la serie fosfatada corresponde un máximo de mineralización, fenómeno constatado igualmente en Marruecos y en otros yacimientos de Africa Occidental.

De los varios niveles considerados, en Imesleguen, sólo uno merece su estudio: se trata del nivel II-A y II-B, notablemente más enriquecido y potente que en el Izic.

11.1.2.2 Sector Bu-Craa

Este sector es continuación meridional de la «facies de borde» de Imesleguen, cuya correlación está asegurada por la microfauna (frondicularia y siphogenerinoides) y demás caracteres. El límite norte se ha fijado a partir del punto en el cual la intercalación de niveles estériles de sílex en la capa principal de fosfato la empobrecen; el sur viene marcado por la desaparición de la capa de fosfato paulatinamente invadida por arenas. Hacia el sur el recubrimiento es abundante: regularmente de 2-3 m de potencia, hamada y aluviones. Los afloramientos no son visibles y sólo se siguen mediante varios niveles-guía fotogeológicos y micropaleontológicos y por el uso de escintilómetros. Los sondeos hechos han permitido conocer la profundidad y la riqueza de la capa. El límite norte está definido por la intersección del nivel acuífero con el muro de la capa fosfatada principal.

El buzamiento es aproximadamente ONO y del orden de un 10 por 1.000. No obstante, al ser esta pendiente mayor que la topografía, las capas se encuentran cada vez a mayor profundidad hacia el oeste. El límite este lo señala la desaparición por erosión de la capa mineralizada. Hay una zona, comprendida entre este extremo y la línea que marca la erosión parcial, que sólo llega al techo de la capa, en la que el fosfato se encuentra en buenas condiciones para su extracción. Como en el resto de la cuenca, los niveles fosfatados importantes se encuentran entre el Paleoceno y el Maestrichtiense.

Existen dos capas de fosfatos:

a) La capa principal, formada por el conjunto de los niveles II-A y II-B, reunidos por la desaparición de los estériles intermedios. Su potencia alcanza los 5 y 6 m.

b) La capa inferior que corresponde al nivel III tiene una potencia sensiblemente menor (2 m) y desaparece hacia el sur de Bu-Craa ante la invasión de las areniscas.

El recubrimiento es eminentemente silíceo, a excepción de la parte superior, que está constituida por un conglomerado de cemento calizo que en ciertas zonas pasa a bancos de calizas. La parte silícea está formada principalmente, de abajo hacia arriba, por: sílex, con intercalaciones de arcillas y silexitas, con intercalaciones arcillosas, aunque en algunas zonas este orden esté alterado.

Este recubrimiento va aumentando hacia el noroeste, pudiéndose distinguir dos zonas:

a) En la parte central y septentrional, el aumento del recubrimiento es bastante regular.

b) En la parte meridional, el cambio de las condiciones topográficas da lugar a un incremento menor del recubrimiento, con lo que la relación de estéril a mineral de la capa es más favorable, a pesar de la menor potencia de esta última hacia el sur.

Sobre este sector se hizo un estudio sistemático, perforando en los vértices de una malla cuadrada de 1 km de lado. Con los datos de estos sondeos y pozos se confeccionaron 38 cortes geológicos longitudinales seriados, que cubren este sector de Bu-Craa de norte a sur.

El fosfato en Bu-Craa es de la «facies de borde» de Imesleguen, de tonos claros, limpio, con escasos restos de peces y un cemento arcilloso-margoso que no llega a consolidar la roca, quedando un mineral pulverulento, suelto y fácilmente beneficiable.

11.1.3. UTILIZACION DEL FOSFATO

Se presenta seguidamente un cuadro en el que aparecen detalladas las actuales aplicaciones del mineral de fosfato. En este sentido, hay que destacar que la mayor proporción corresponde a la industria de fertilizantes, que absorbe el 84 por 100 del consumo mundial de mineral (cuadro 11.1 - 3).

11.2 YACIMIENTO DE BU-CRAA

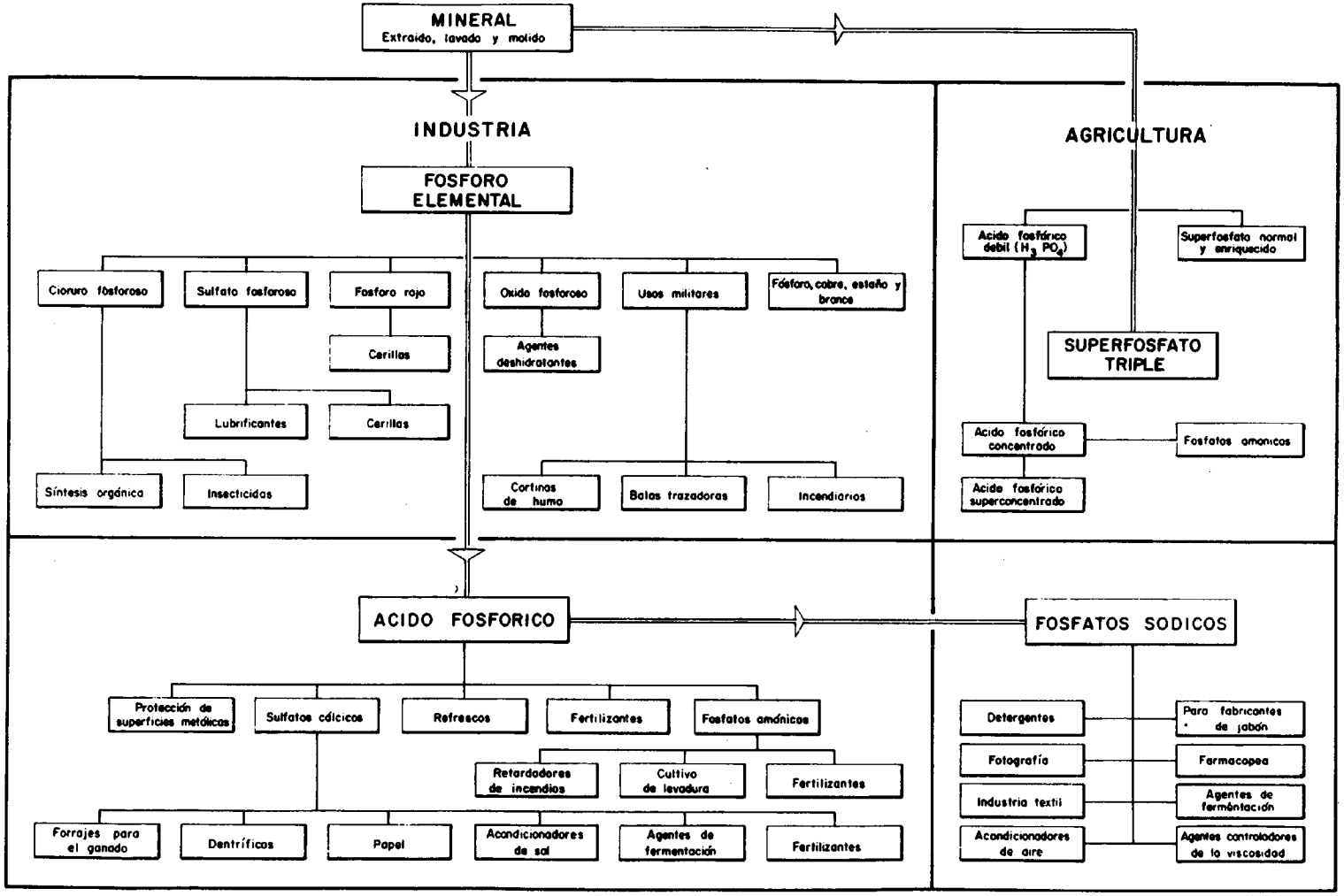
11.2.1. SITUACION GEOGRAFICA

El yacimiento se halla localizado en el sector Bu-Craa, en la parte comprendida entre los paralelos 26° y 27° y los meridianos 12° 30' y 13°, y a una distancia de 100 km aproximadamente de El Aaiun, capital de la provincia.

11.2.2 FORMACION Y GENESIS DE LA CUENCA DE FOSFATOS

En las líneas que siguen no se pretende establecer una teoría sobre la génesis de la cuenca de fosfatos de la provincia española de Sahara, sino recopilar las ideas más extendidas sobre la formación de los yacimientos sedimentarios de este mineral y encajarlas en lo posible con las características de la zona estudiada. Se llevará a cabo un

FOSFATOS: APLICACIONES ACTUALES DEL MINERAL DE FOSFATO



Cuadro 11.1.3

profundo estudio científico de esta formación de fosfatos cuando se hayan resuelto los más acuciantes problemas de la puesta en explotación del yacimiento.

Han abundado enormemente las teorías y discusiones sobre la formación de los yacimientos sedimentarios de fosfato. Ha habido partidarios de una génesis por acumulación de restos orgánicos y partidarios de la deposición química. Algunas escuelas han defendido la deposición continua, mientras que a otras les ha llamado la atención la abundancia de yacimientos de fosfato durante ciertas épocas y su falta en otras.

Durante el Congreso Geológico Internacional de Moscú de 1966, Kazakow expuso una teoría que parece acoplarse bastante bien a las características de los yacimientos de fosfatos, y aunque se ha discutido mucho y se ha completado con detalles que le dan mayor flexibilidad, sigue considerándose válida a grandes rasgos. En resumen, la teoría se basa en el aumento de la solubilidad de los fosfatos con la profundidad del mar, la baja temperatura, la disminución de pH y el aumento de la presión parcial de CO_2.

Si las corrientes hacen descender el agua fría, con alto contenido en P_2O_5, a la plataforma continental, al cambiar las condiciones de presión y temperatura precipita primero el carbonato cálcico y luego el fosfato. Siendo la deposición de fosfato un proceso continuo, en las largas épocas de duración de la corriente, la ley media del mineral de los depósitos dependerá de la relación entre la cantidad de fosfato precipitado y la cantidad de deposición de otros sedimentos. Así se comprende que, en las zonas donde la columna estratigráfica es más reducida, el fosfato sea más rico.

Kazakow ha deducido, haciendo un estudio comparativo en distintos yacimientos de fosfato, supone unos caracteres comunes que deben afectar a todos los yacimientos y que denomina «facies fosfatadas». Estos caracteres han sido modificados por Visse para darles una mayor flexibilidad y poderles adaptar mejor a todos los yacimientos. De las conclusiones de este autor se van a entresacar las que se refieren a yacimientos de tipo análogos al del Sahara:

a) Los fosfatos sedimentarios de origen marino no se forman en la zona litoral ni en la abisal, pero se pueden encontrar en el litoral a consecuencia de la acción de agentes dinámicos.

b) Casi siempre es distinto el lugar de formación del de acumulación, siendo capital la acción de las corrientes marinas en la distribución.

c) Como la génesis se produce en la zona neritica, en áreas de una amplia comunicación con alta mar, esta zona se encontrará en la plataforma continental o en zonas de borde de geosinclinales o cuencas de subsidiencia. Por tanto, se podrán encontrar los dos tipos siguientes de yacimientos:

11.2.3 YACIMIENTOS DE PLATAFORMA

Que se caracterizan por:

— Un color claro (debido a la pobreza en materias orgánicas).
— Una estructura nodulosa o pseudo-oolítica.
— Una frecuente asociación en glauconia.
— Pobreza en evaporitas.
— Numerosos elementos detríticos margosos (exoganga cuarzosa).

Este tipo de yacimiento, ligado a transgresiones marinas, está raramente acompañado de formaciones silíceas importantes.

11.2.4 YACIMIENTOS DE BORDE GEOSINCLINAL

Caracterizados por:

— Color oscuro.
— Estructura pseudo-oolítica.
— Exoganga en general arcillosa.
— Formaciones silíceas importantes.

Este tipo de yacimiento parece más ligado a regresiones que a transgresiones.

Por lo tanto, la cuenca de fosfatos del Sahara no se amolda totalmente a ninguno de estos dos tipos de yacimientos. Es del tipo de plataforma, pero contiene exoganga arcillosa, está ligado a formaciones silíceas importantes y en algunas áreas es oscuro, con características de borde geosinclinal. Según H. Salvan, las características de los yacimientos marroquíes son semejante a las de Imesleguen y Bu-Craa.

En general, la génesis del yacimiento se explica bastante bien con la teoría de Kazakow, aunque hay algunas características especiales que habría que explicar, como el cambio en el tipo de fosfato entre Izic y Bu-Craa, etc. En esta zona debía existir una amplia plataforma continental en proceso de hundimiento lento, es decir, con un mar transgresivo hacia el este.

Una corriente marina de agua fría, procedente de zonas profundas, ascendecería hasta la plataforma, ayudada probablemente por vientos constantes de componente E. El agua de esta corriente contendría una cierta cantidad de P_2O_5, CO_2 y cal; al disminuir la presión con el ascenso, comenzaría a precipitar el CO_3Ca, ya en la zona nerítica, y cuando ya hubiera precipitado gran parte de la caliza contenida, comenzaría la precipitación de fosfato. Al contener todavía el agua una cierta cantidad de carbonato precipitarían conjuntamente, dando origen a los fosfatos margosos de Izic, Itgui y Laabadila. Como esta precipitación se efectuaría en la zona nerítica, en la que, por abundar la materia orgánica, y dada la pobreza en oxígeno del agua fría procedente de mayores profundidades, era fácil la existencia de un ambiente reductor, se depositarían sedimentos oscuros muy orgánicos, fétidos y sería fácil la conservación de dientes y vértebras de peces.

En las zonas de altos fondos bañados por corrientes, el fosfato quedaría menos diluido entre los demás sedimentos y así se formaría el mineral de Izic.

Finalmente, al alcanzar las corrientes áreas menos profundas, el contenido en CO_2 habría disminuido enormemente y tendría lugar la precipitación de un fosfato más puro, que iría siendo transportado a una zona más litoral, donde reinaba un ambiente más oxidante y, por tanto, sería difícil la acumulación de restos orgánicos, dando lugar al tipo de fosfato de Bu-Craa e Imesleguen.

11.2.5 DESCRIPCION DE LAS CARACTERISTICAS GEOLOGICAS

La cuenca paleocena de la provincia de Sahara forma un arco que, partiendo de la costa en las proximidades de El Aaiun, llega a la de Villa Cisneros, con su extremo más

oriental en el Uad Imesleguen, hacia el meridiano 12° 40' O.

Esta cuenca, así esquematizada, coincide con los afloramientos del Terciario inferior que, formando una monoclinal de muy suave buzamiento y sin grandes señales de una tectónica propia, yace sobre un Cretáceo superior de similares características. La dirección de las capas del monoclinal sigue este amplio arco, y su leve buzamiento contribuye a la geomorfología de rasgos horizontales y subhorizontales que caracterizan esta zona, en la que los «Uads» desecan unas profundas entalladuras cuyos escarpes son magníficos cortes, sólo levemente ocultos bajo sus propios derrubios.

Esta circunstancia hace que las capas paleocenas que contienen los niveles fosfatados principales afloren en muchos lugares, en especial hacia el borde de la cuenca, o bien están a escasa profundidad bajo un leve recubrimiento de reg, aluviones o hamada calcárea.

De una cuenca fosfatada de estas dimensiones no cabía esperar que fuera uniforme, y así se ha confirmado. Aparte de una progresiva acentuación hacia el O de los caracteres pelágicos de la sedimentación, se han encontrado en los diversos sectores diferencias en la batimetría y consiguientes facies durante la deposición del fosfato.

La relación inversa que existe entre la potencia de la serie fosfatada y la riqueza y potencia de los niveles de fosfato en ella incluidos es consecuencia de la relación, también inversa, entre la deposición total de sedimentos terrígenos en la cuenca y el enriquecimiento en fosfato. Las zonas donde la serie es menos potente en su conjunto poseen riquezas elevadas de fosfato, que en ocasiones forma un mineral pulverulento apenas cementado.

La influencia de una tectónica infrayecente es mínima.

La conjugación máxima de factores favorables se da en el sector de Bu-Craa. El enriquecimiento progresivo de las capas de fosfato de la serie alcanza aquí su grado máximo; dos de los niveles fosfatados principales se unifican por desaparición de estériles intermedios; los afloramientos del Paleoceno son amplios y frecuentes; los recubrimientos son mínimos. Al sur de este sector se observa una paulatina desaparición de estos niveles fosfatados por una invasión vertical de una facies detrítica que más al N es sólo cretácica.

11.2.6 COMPOSICION DEL MINERAL

Dado que se trata de un yacimiento muy extenso, la composición del mineral varía de unas zonas a otras y por ello únicamente se dan los límites entre los cuales varía la composición. Estos son:

	L. máximo	L. mínimo
FTC	77,6	57,9
SiO_2	5,6	15,5
Insolubles	5,9	13,1
Fe_2O_3	0,21	0,42
Al_2O_3	0,48	0,98
CaO	51,2	44,6
F	3,70	2,83
SO_3	0,41	0,46
Na_2O	0,56	0,43
K_2O	0,06	0,12
MgO	0,60	0,49
CO_2	2,50	6,57
Soluble Cl	0,42	0,47

11.2.7 RESERVAS ESTIMADAS

a) Zonas sin erosionar, ni siquiera parcialmente (fosfato intacto):

Superficie mineralizada	253 km²
Volumen de mineral	918 millones m³
Tonelaje	1.600 millones t

b) Incluida la zona donde el fosfato se encuentra parcialmente erosionado:

Superficie mineralizada	268 km²
Volumen del mineral	953 millones m³
Tonelaje	1.700 millones t

En cuanto a leyes, estos tonelajes se reparten de la siguiente forma:

Con ley media inferior al 67,7 por 100 FTC	43 por 100
Con ley media entre 67,7 y 72,07 FTC	31 por 100
Con ley media superior al 72,07 FTC	26 por 100

11.2.8 EXPLOTACION

La puesta en explotación del yacimiento de Bu-Craa requerirá la ejecución de cinco grandes proyectos, que son:

Explotación minera.
Planta de tratamiento de mineral.
Transporte del mineral desde el yacimiento a la costa.
Cargadero de mineral con sus instalaciones de almacenamiento de concentrado.
Central eléctrica y línea de transporte.

Asimismo será necesario proceder a la construcción y montaje de una serie de instalaciones auxiliares, como depósitos reguladores de mineral, instalaciones de toma de agua del mar, puerto auxiliar, talleres, almacenes, oficinas, residencias y viviendas.

Es necesario destacar que muchas de estas instalaciones son debidas a las especiales características de la provincia de Sahara, en la que prácticamente se carece de infraestructura.

11.2.8.1 Fases del proceso productivo

El proceso de producción de mineral de fosfato se inicia con su arranque en mina, en una explotación a cielo abierto, empleando prevoladura y dragalina para el recubrimiento y rueda-pala para el fosfato.

El mineral arrancado se transporta en camiones de gran tonelaje a la planta de trituración primaria, en la que se elimina como estéril la fracción mayor de 10 mm.

A la salida de esta planta de trituración, el mineral se almacena en un depósito regulador de 300.000 t de capacidad inicial, ampliable a 600.000 t, situado en la cabecera del sistema de cintas transportadoras.

El transporte del mineral desde Bu-Craa a la costa (a 35 km de El Aaiun aproximadamente) se realiza por un sistema de cintas de 98 km de longitud, el cual vierte el mineral en un nuevo depósito regulador de 300.000 t de capacidad inicial, ampliable a 600.000 t.

De este depósito, el mineral pasa a la planta de tratamiento, donde, una vez realizada la clasificación, el producto concentrado es lavado con agua dulce, suministrada por una planta desalinizadora y secado seguidamente. Los estériles gruesos de la concentración son puestos en

escombrera mediante una instalación mecanizada, y los finos son arrojados al mar junto con el agua empleada en el proceso.

El producto concentrado seco es almacenado en un depósito cubierto, de una capacidad inicial de 300.000 t, ampliable a 900.000 t, desde donde es llevado por cintas transportadoras hasta las máquinas que cargan los barcos mineraleros, situados en las plataformas terminales del cargadero de mineral.

Las instalaciones principales de producción se completan en la central eléctrica que da energía tanto al complejo industrial de El Aaiun como al de Bu-Craa y sistema de transporte. Asimismo suministra el agua dulce necesaria para la planta de tratamiento del mineral. Las fases del proceso productivo y la ubicación de las instalaciones se representan esquemáticamente en los diagramas que se adjuntan (Fig. 11.2 - 1).

11.2.8.2 Breve descripción de los proyectos

Se incluye en este capítulo una breve exposición de cada uno de los proyectos principales, precisos para la puesta en explotación del yacimiento. Las instalaciones correspondientes se representan esquemáticamente en las figuras 11.2 - 2 y 11.2 - 3.

Explotación

Una vez finalizadas las labores de reconocimiento y confirmada la importancia del depósito, y tras efectuar una serie de estudios previos, se elaboró un programa de explotación experimental a cielo abierto, cuyos fines principales eran los siguientes:

- Suministrar mineral de las distintas zonas del yacimiento en cantidad suficiente para realizar ensayos a escala semi-industrial en planta piloto.
- Obtener un mejor conocimiento de las características del recubrimiento y de la capa de fosfato, a lo largo de todo el yacimiento, con relación a su arranque y extracción.
- Determinar la zona del yacimiento idónea para iniciar la explotación, de acuerdo con los resultados obtenidos de los puntos anteriores.
- Determinar los costes de arranque y rendimientos reales de los diversos tipos de máquinas utilizables para seleccionar el método de explotación más adecuado.

De la interpretación de los datos obtenidos en las campañas de investigación y reconocimiento sistemático del yacimiento se seleccionan dos zonas (Fig. 11.2 - 4) en las que se programó la apertura de 12 zanjas de 30×80 m², situadas de modo que sus resultados fueran representativos de las citadas zonas.

Para realizar estos trabajos se utilizó un equipo de maquinaria integrado por dos mototraíllas, dos tractores sobre orugas, una pala cargadora, una motoniveladora, una excavadora de rodete y una pala excavadora. Esta variedad de maquinaria cumplía el objetivo de conocer el comportamiento de cada una de ellas frente a las características de arranque del recubrimiento y el mineral. Los resultados de la explotación experimental, junto con los ensayos de concentración del mineral, realizados a escala semi-industrial, permitieron seleccionar como zona más adecuada para iniciar la explotación la comprendida entre las alineaciones BS y BZ (Fig. 11.2 - 4).

En la investigación del yacimiento se habían perforado pozos de reconocimiento para desmuestrar directamente la capa, en los vértices de 1 malla cuadrada de 1 km de lado, y sólo en la zona en que el fosfato se encuentra a menos de 25 m de profundidad. En la zona de mayor recubrimiento, las estimaciones fueron hechas a partir de los resultados obtenidos por sondeos, normales y de gran diámetro.

Seleccionada en principio la zona más adecuada para realizar la explotación minera, se amplió el reconocimiento de la misma mediante pozos para desmuestrar directamente la capa —en donde el recubrimiento está comprendido entre 25 y 40 m—, situados en los vértices de una malla cuadrada de 250 m de lado.

Por otra parte, de los resultados obtenidos en la ejecución de las zanjas y de la experiencia adquirida en explotaciones similares se llegó a la conclusión de que el empleo de dragalina, con prevoladura para el arranque del recubrimiento y excavadora de rodete para el arranque del mineral, era la solución más adecuada, tanto desde el el punto de vista técnico como económico.

Resumiendo, la explotación minera del yacimiento de Bu-Craa se hará a cielo abierto, siguiendo el método que, en líneas generales, consiste en los siguientes puntos:

El arranque del recubrimiento se hará con dragalina, que para la producción inicial de 3 millones de t anuales de concentrado tendrá una capacidad efectiva de desmonte de 13 millones de m³. La dragalina tendrá una capacidad de cuchara del orden de 49 m³ y alcance suficiente para desmontar 30 m de recubrimiento máximo con vertido directo.

Previamente al arranque se hará una prevoladura del recubrimiento, cuyo coste suplementario está ampliamente compensado por los ahorros que se derivan de la mayor disponibilidad y menor mantenimiento de la dragalina.

El estéril será vertido directamente sobre escombreras por la propia máquina de desmonte, obteniéndose de este modo los costes unitarios más bajos (Fig. 11.2 - 5).

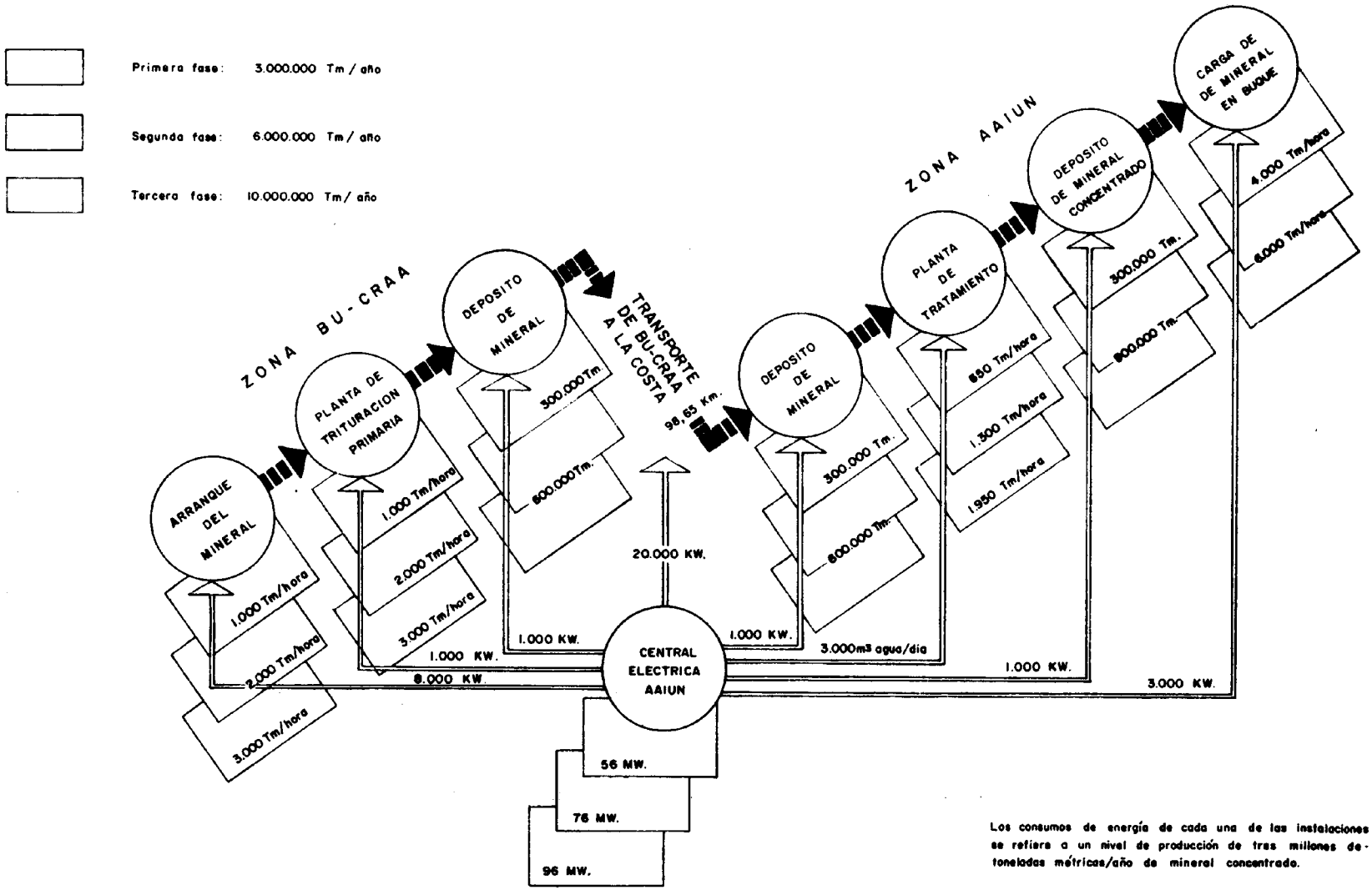
El mineral descubierto será arrancado mediante una excavadora de rodete, cuyo rendimiento horario de 560 m³ y cuya eficacia en este trabajo han sido comprobados en la explotación experimental.

El transporte en mina se hará mediante camiones de gran tonelaje, inicialmente desde el frente de arranque hasta la tolva de entrada a la planta de trituración primaria; cuando la distancia de transporte en camión lo haga antieconómico, se instalará un tramo de cinta transportadora, paralelamente al límite occidental de la explotación, cambiando el punto de descarga de los camiones, a fin de reducir la distancia de este transporte.

En resumen, para la fase inicial de producción de tres millones de concentrado anual, se utilizará un equipo de maquinaria compuesto por: dragalina, una excavadora de rodete y un equipo de perforación, así como la maquinaria auxiliar correspondiente (tractores, grúas móviles, etc.).

Está prevista la ampliación del equipo de maquinaria, con arreglo a las necesidades impuestas por el programa de producción, mediante la adquisición de dos nuevas dragalinas, dos excavadoras de rodete y los equipos de perforación y auxiliares correspondientes.

FOSFATOS: FASES DEL PROCESO DE PRODUCCION DEL MINERAL DE FOSFATO



Los consumos de energía de cada una de las instalaciones se refiere a un nivel de producción de tres millones de toneladas métricas/año de mineral concentrado.

Figura 11.2-1

FOSFATOS: VISTA DEL CONJUNTO DE LAS INSTALACIONES DE LA MINA

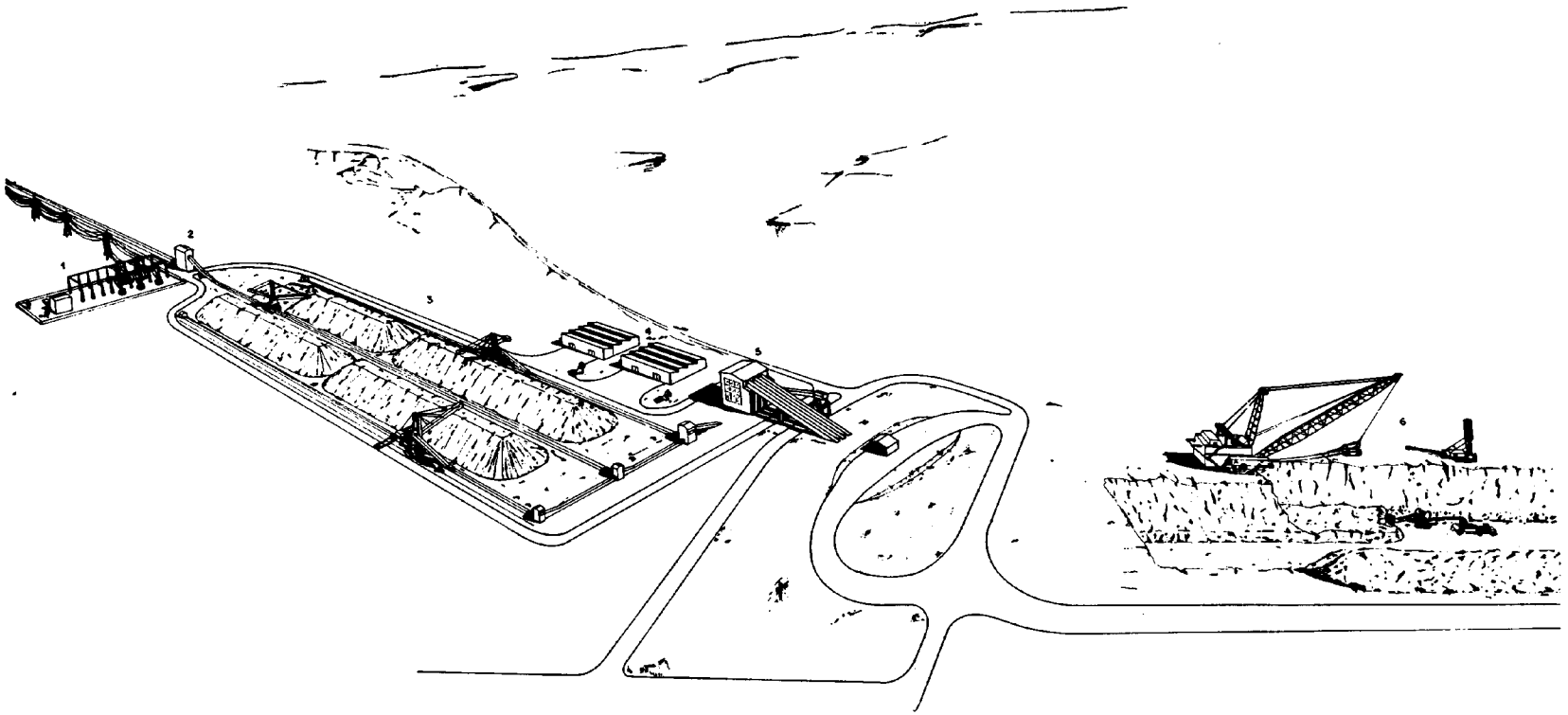


Figura 11.2-2

FOSFATOS: VISTA DEL CONJUNTO DE LAS INSTALACIONES DE LA PLAYA

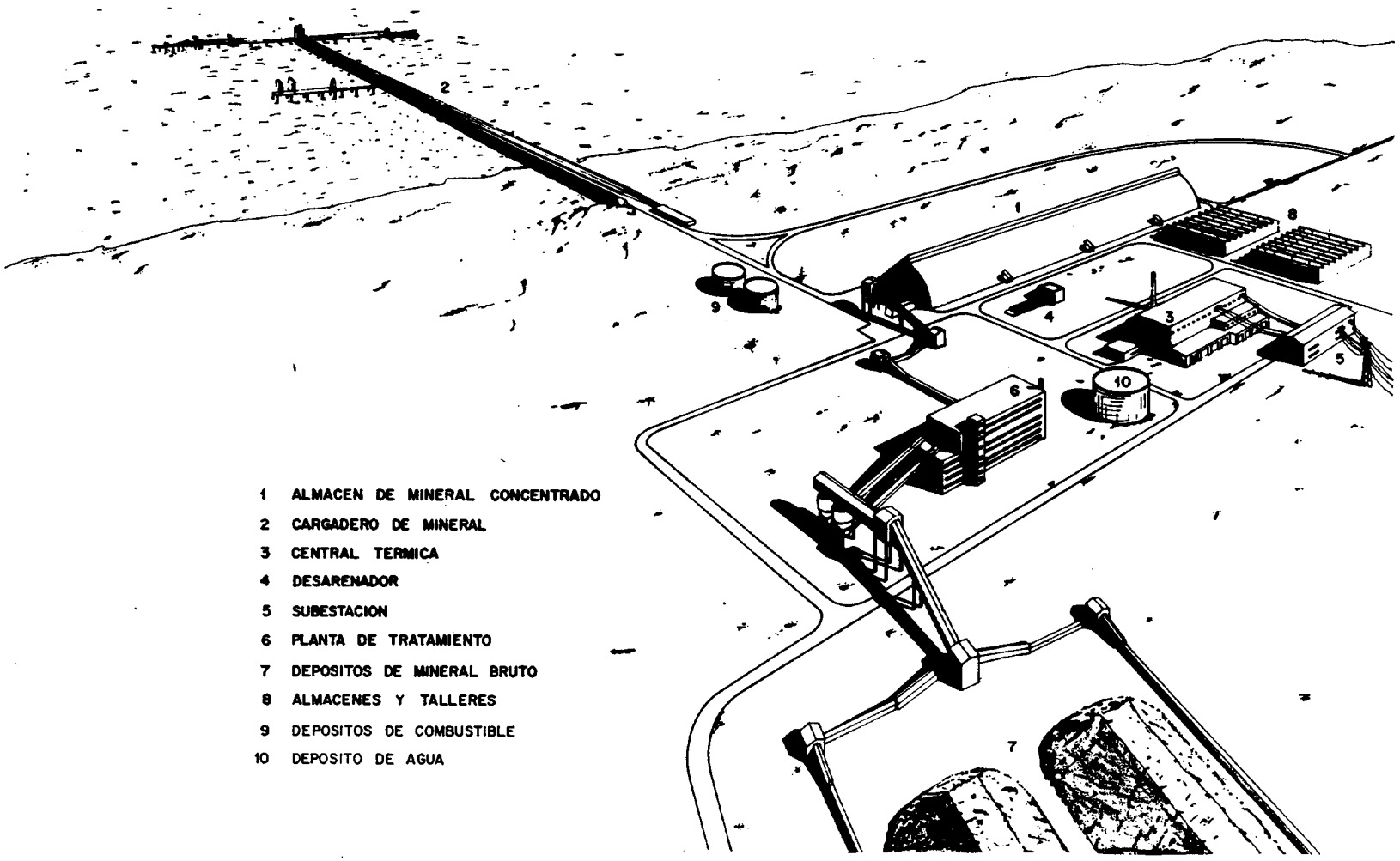


Figura 11.2-3

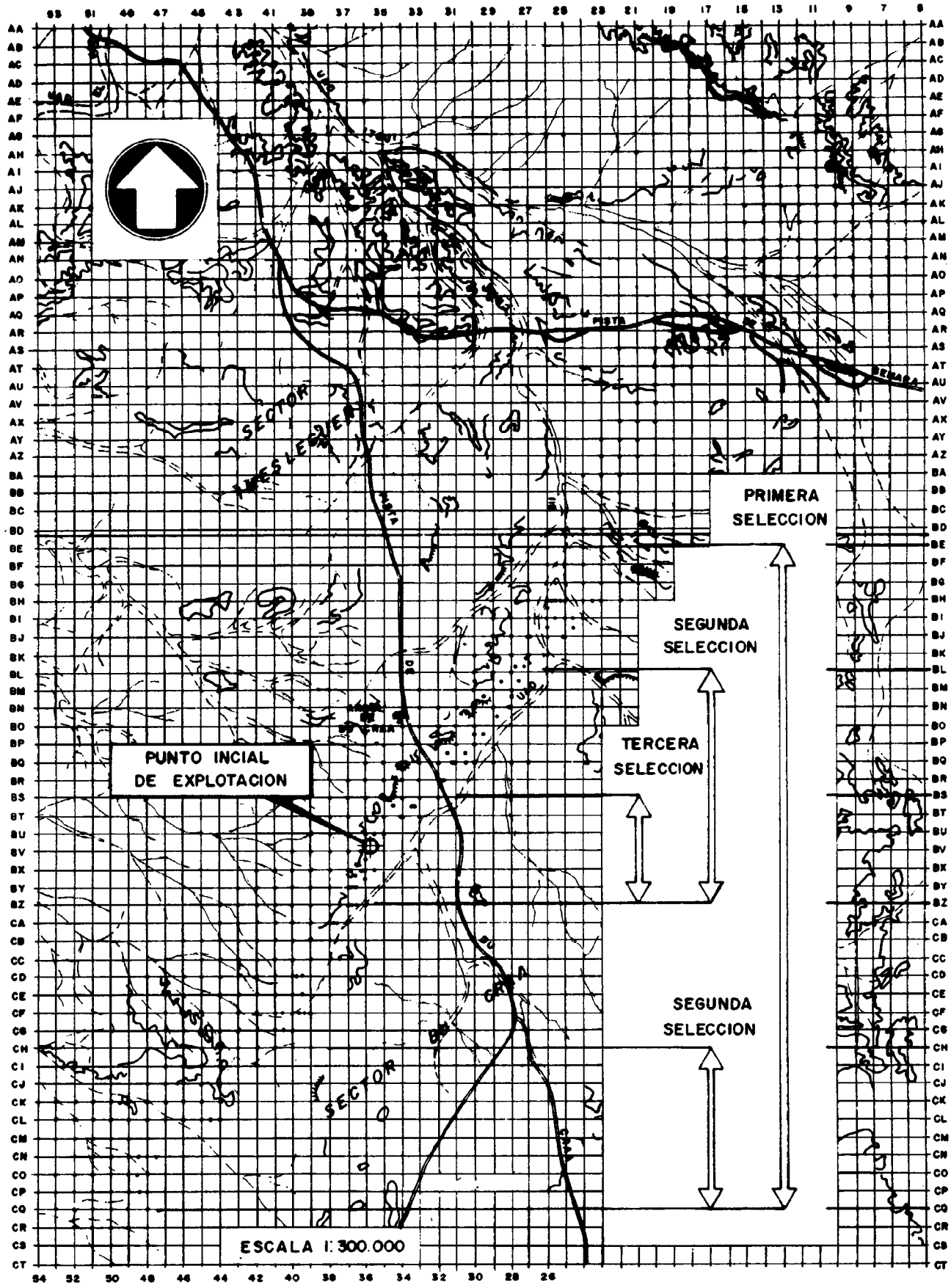

PRIMERA SELECCION
SEGUNDA SELECCION
TERCERA SELECCION
SEGUNDA SELECCION
PUNTO INCIAL DE EXPLOTACION
ESCALA 1: 300.000

Figura 11.2-4

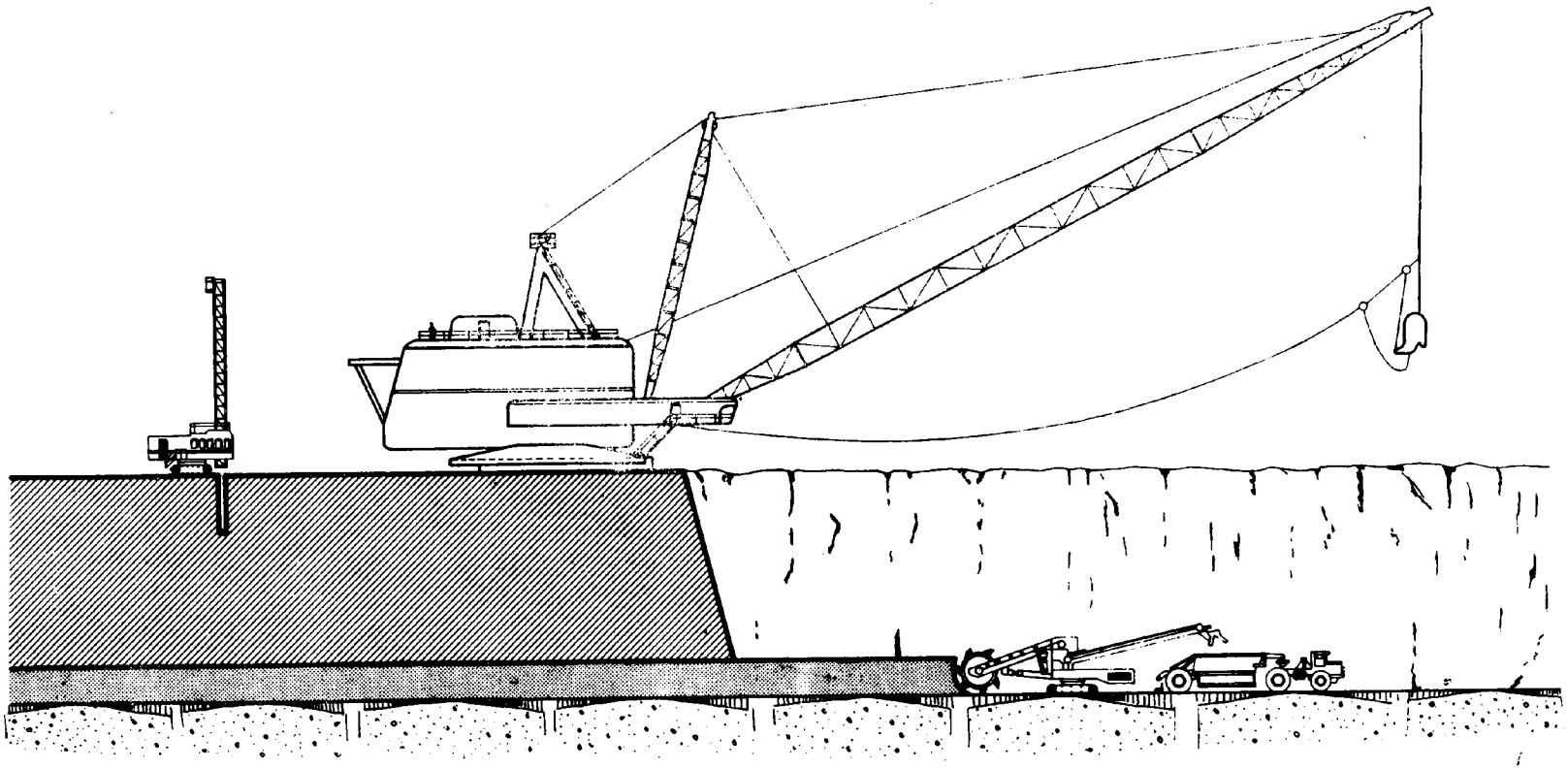


Figura 11.2-5

Antes de realizar el proyecto de la planta industrial de tratamiento, se juzgó conveniente ensayar a escala semiindustrial los distintos procesos de concentración investigados en el laboratorio.

A tal fin, se instaló una planta piloto, con capacidad de alimentación de 7,5 t/hora, en la que se efectuaron todos los ensayos precisos para determinar los esquemas básicos de concentración, tanto por vía seca como por vía húmeda, calculando los principales parámetros que intervienen en el proyecto de una planta industrial de tratamiento, así como los costes de concentración, en función del rendimiento en peso y en P_2O_5 para diferentes calidades de mineral comercial. Posteriormente, en esta misma planta piloto se comprobaron estos esquemas, tratando en marcha continua grandes tonelajes de mineral procedente de una serie de puntos del yacimiento, cuya situación fue cuidadosamente estudiada, al objeto de que los resultados obtenidos fueran plenamente representativos.

Simultáneamente se realizaron ensayos granulométricos del mineral procedente de una serie de pozos situados en los vértices de una malla cuadrada de 1 km de lado que cubre todo el yacimiento, que sirvieron para determinar las variaciones en riqueza y en peso porcentual de las distintas fracciones existentes en el mineral, así como determinar para cada calidad aquellas que deberían ser consideradas como concentrados y las que tenían carácter de estériles.

Del resultado de todos los ensayos se dedujo que el método más adecuado para tratar el mineral de Bu-Craa consistía en un proceso húmedo en el cual se separasen las distintas fracciones del mineral según sus tamaños, cubriendo las siguientes etapas:

1) Disgregación y separación de la matriz primitiva.
2) Limpieza superficial del oolito.
3) Separación selectiva de los tamaños de mayor ley.

La planta de concentración constará de dos unidades diferentes: la primera de ellas, denominada de trituración primaria, se situará en las proximidades del frente de arranque, y la segunda, denominada planta de tratamiento, se situará en la costa, emplazamiento condicionado por el gran volumen de agua necesario.

El tratamiento se inicia en la instalación de trituración primaria (Fig. 11.2 - 6), en la que se consigue una reducción del tamaño del mineral por debajo de 10 mm, separando al mismo tiempo las fracciones mayores que constituyen el primer estéril con abundancia de sílex. Para la primera fase de producción se ha previsto un módulo con una capacidad de 1.000 t/hora. Está prevista la ampliación de la capacidad con la colocación de otros dos módulos iguales al anterior, y con arreglo al crecimiento de la producción proyectada.

La planta de tratamiento en El Aaiun (Fig. 11.2 - 7) tiene en la primera fase de producción una capacidad anual de 4,5 millones de t de mineral bruto, estando prevista su ampliación, por adición de módulos iguales, hasta un má-

FOSFATOS: PLANTA DE TRITURACION PRIMARIA

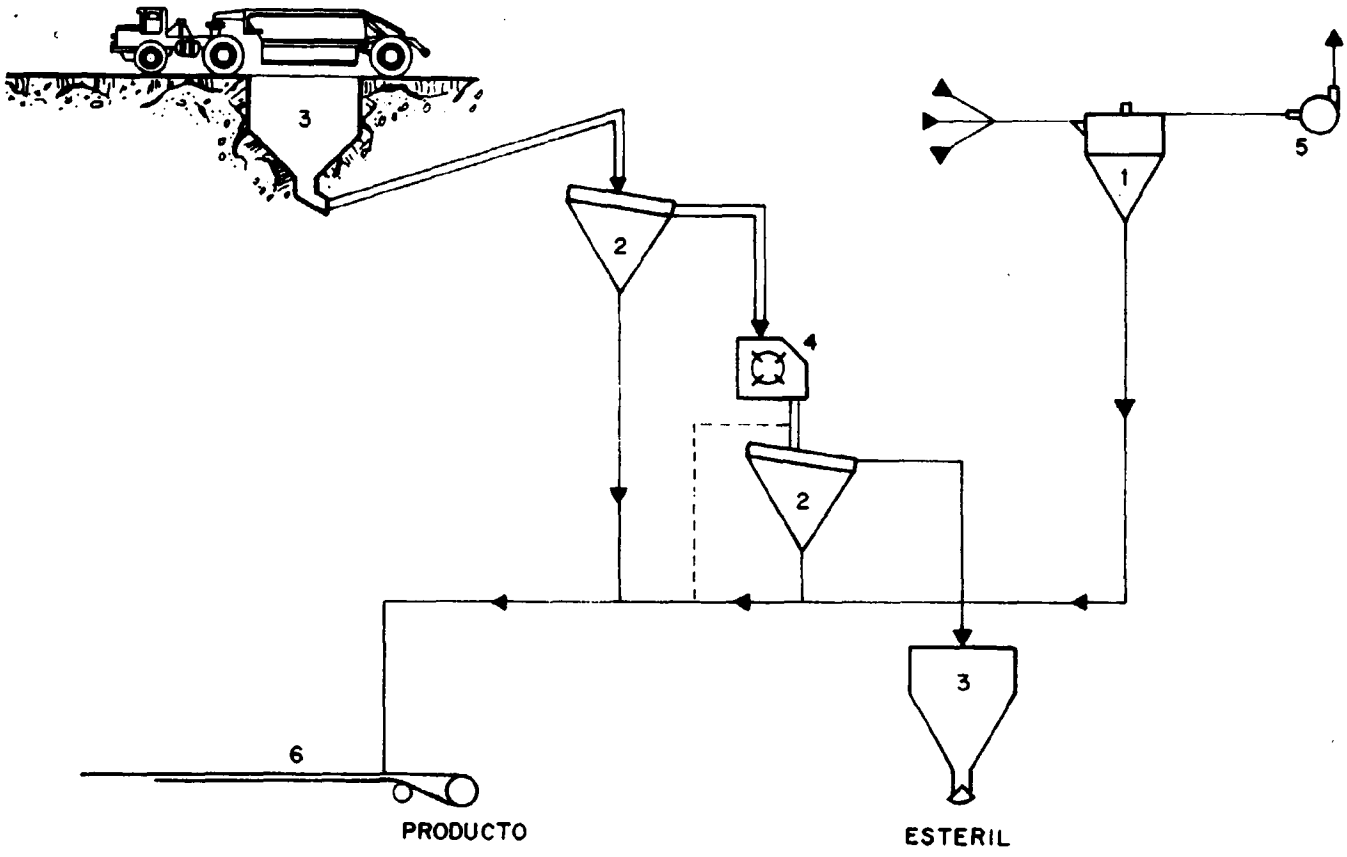


Figura 11.2-6

ximo de siete módulos, con arreglo a la evolución del programa de producción previsto.

Cada una de las líneas de tratamiento consta de las siguientes etapas de proceso:

Trituración y puesta en pulpa.
Clasificación húmeda y deslamado.
Desaguado y lavado.
Secado.
Clasificación en seco.

Trituración y puesta en pulpa

Tiene por objeto la separación definitiva de la fosforita de su ganga, así como su limpieza superficial con la separación de los componentes arcillosos. Esto se consigue mediante la utilización de trituradores de impacto, con adición de agua, complementándose esta operación con tambores lavadores.

Clasificación húmeda y deslamado

Después de la trituración selectiva, los tamaños mayores de 2,5 mm o 1,2 mm (según la procedencia del mineral) son fundamentalmente ganga silícea-calcárea; la separación de estos estériles gruesos se efectúa por medio de cribas vibratorias.

Los tamaños inferiores a 90 ó 50 micras, compuestos fundamentalmente por partículas arcillosas, deben ser eliminados del concentrado; esta operación se efectúa en dos etapas de hidrociclones.

Desaguado y lavado

Seleccionadas las fracciones granulométricas más interesantes, hay que proceder a la eliminación del agua del mar del proceso para evitar que el contenido en cloro sobrepase las especificaciones de venta del fosfato; esta operación se consigue con la utilización de centrífugas sobre las cuales se realiza un lavado con agua dulce.

Secado

Para llegar a la humedad del 1 por 100 se han elegido hornos de corriente ascendente a gases calientes que han demostrado mejores rendimientos térmicos.

FOSFATOS: ESQUEMA DE PLANTA DE TRATAMIENTO

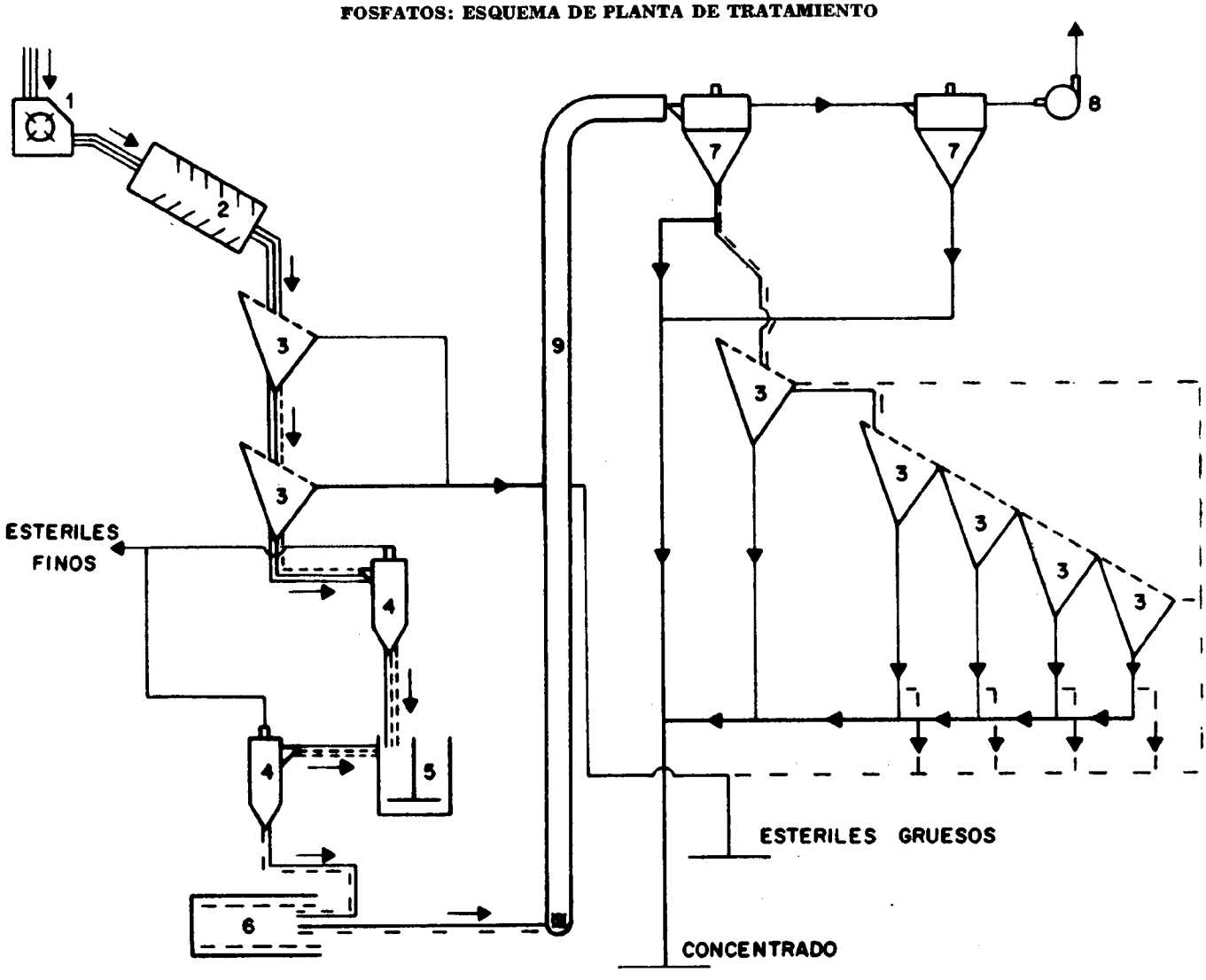


Figura 11.2-7

Clasificación en seco

Para conseguir las diferentes calidades de venta y satisfacer las fluctuaciones del mercado es necesario realizar un corte intermedio variable.

Esta operación se consigue mediante la utilización de trenes de criba de distinta malla.

Control y mando

La instalación está dotada de un sistema de mando a distancia, centralizado en la Sala de Mando, donde se encuentran también montados los sistemas de control, regulación y medida, tanto para las máquinas como para las diversas variables del proceso, siendo destacable de este tipo un espectrógrafo de difracción de rayos X, que permite el control permanente de la calidad del producto concentrado y de los estériles.

TRANSPORTE DE MINERAL DESDE LA PLANTA DE TRITURACIÓN PRIMARIA A LA COSTA

El sistema de cintas transportadoras cuyo emplazamiento general se representa en la figura 11.2 - 8 está constituido por tres alineaciones rectas: mina-Uad el Jat, cruce de Uad el Jat y Uad el Jat-costa, respectivamente, con los siguientes tramos:

1.º	Mina - Uad el Jat		33.514,560 m.
	Tramo 1a	7.914,560	
	Tramo 1	8.100,000	
	Tramo 2	7.700,000	
	Tramo 3	9.800,000	
2.º	Cruce del Uad el Jat		17.706,410 m.
	Tramo 4	10.761,410	
	Tramo 5	6.945,000	
3.º	Uad el Jat-costa		47.432,980 m.
	Tramo 6	9.020,000	
	Tramo 7	11.749,980	
	Tramo 8	9.720,000	
	Tramo 9	11.000,000	
	Tramo 10	6.943,000	
	TOTAL		98.653,950 m.

Existe un giro de 6° 20' 03" en la estación III y un giro de 4° 31' 11" en la estación V, como puede verse en figura 11.2 - 9.

A continuación se describen brevemente los diferentes elementos que componen este sistema de transporte.

Estructura

La estructura de los transportadores (Fig. 11.2 - 10) protege lateralmente a las estaciones de rodillos portantes y a la banda cargada. Hay una cubierta superior de chapa de acero ondulada. De esta forma se impide el ensuciamiento y el arrastre del mineral por el viento.

Banda

La banda es el tipo «steel-cord», es decir, con armadura de cables de acero, única admisible para las tensiones que se requieren en los tramos de estas longitudes. La velocidad de transporte será de 4,5 m/seg. Con una anchura de banda de 1.000 mm se alcanza el rendimiento previsto a 2.000 t/h.

Estaciones de rodillos

Las estaciones de rodillos son del tipo en guirnalda, y están situadas a intervalos de 4 m las portantes y 8 m las de retorno, con unos ángulos de artesa de 40° y 15°, respectivamente. El engrase es a muerte.

Cada tramo dispone de un vehículo de inspección, que permite detectar los rodillos defectuosos y efectuar su cambio sin detener la instalación.

Accionamiento

Cada uno de los once transportadores que integran el sistema tienen dos tambores motrices en cabeza y uno en cola. Los tambores de cabeza tienen, en general, dos unidades de accionamiento cada uno (Fig. 11.2-11). El tambor de cola lleva una sola unidad de accionamiento. Esta distribución permite hacer más flexible el arranque.

Cada unidad de accionamiento se compone de motor, freno regulable de doble zapata, acoplamiento hidráulico, reductor de velocidad y acoplamiento elástico.

Los motores tienen una potencia de 378 kW y el acoplamiento hidráulico les permite arrancar sin carga para, una vez alcanzada su velocidad de régimen, ir embragando gradualmente la transmisión. La potencia total instalada en el sistema es de 20.348 kW (19.278 kW de accionamiento y 1.070 auxiliares).

El dispositivo tensor, situado en cola de cada transportador, permite regular la tracción de la banda de acuerdo con las condiciones existentes durante el arranque y la marcha normal.

Control

Toda la instalación se acciona automáticamente desde el puesto de mando central situado en el extremo del sistema, en la zona del cargadero. En cada estación de transbordo hay un panel de control que registra todos los datos sobre el funcionamiento del tramo correspondiente. Esta información es también enviada automáticamente al puesto de mando central. Un computador permitirá programar la secuencia de arranques, cualquiera que sea el estado de carga de los tramos.

Comunicaciones

Una línea telefónica enlaza el puesto de mando central con cada uno de los edificios de transbordo, que también pueden comunicarse entre sí.

El puesto de mando central, los edificios de transbordo y los equipos móviles de conservación y reparaciones, están también unidos por un segundo circuito de comunicaciones con aparatos emisores y receptores de onda corta y ultracorta, que les permite mantener un enlace constante.

Energía eléctrica

Para alimentar al sistema se montará, paralelamente a la traza del transporte, una línea eléctrica con una tensión de 132 KV, de la que se derivarán las tomas para las estaciones de transbordo (Fig. 11.2 - 12).

En cada estación se instalará un transformador en baño de aceite de una potencia nominal de 2,5 M.V.A. y una relación de transformación de 132/6,3 KV. De dicha estación parte la línea de 6.000 V que alimenta a los motores de accionamiento.

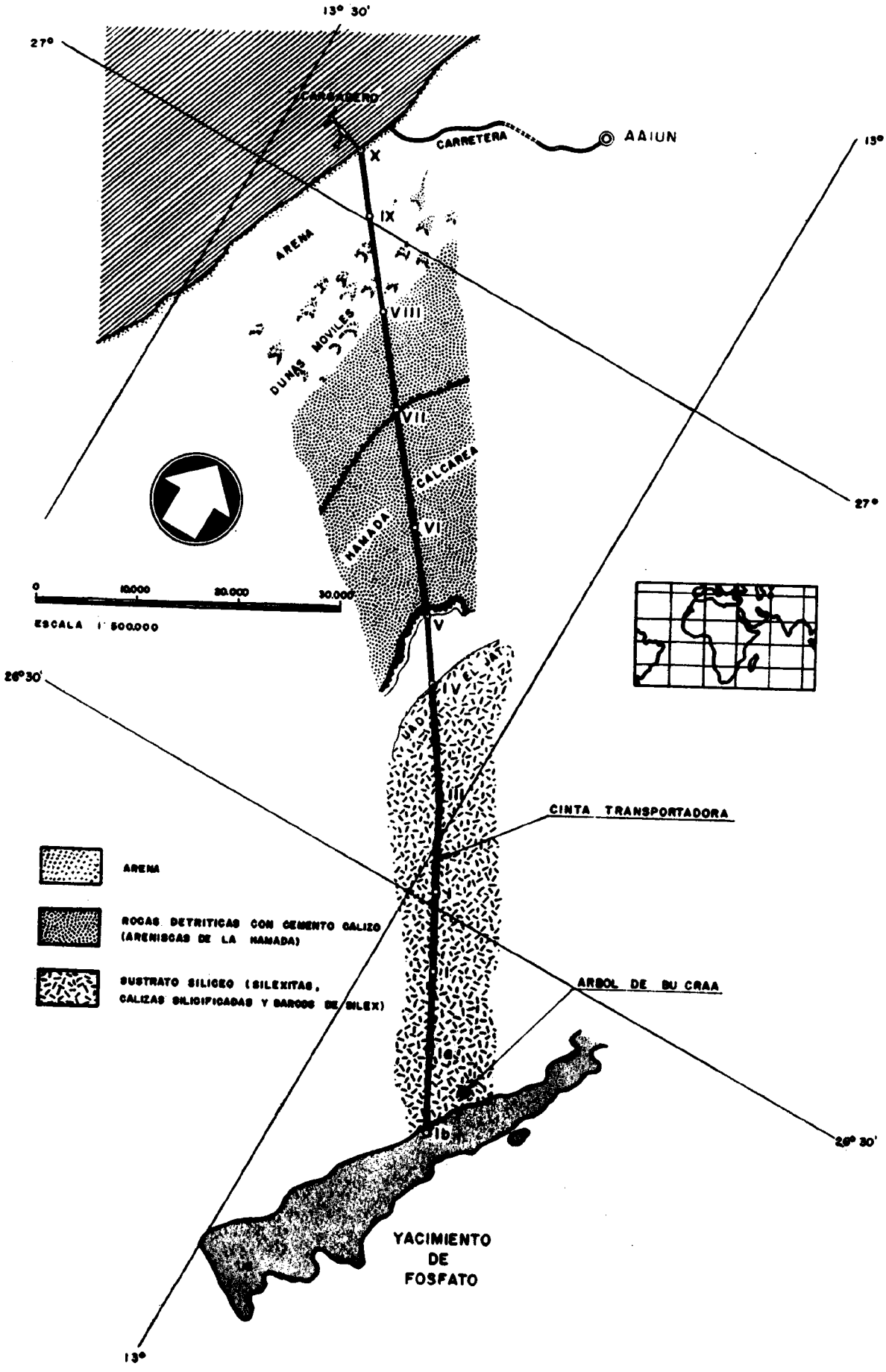
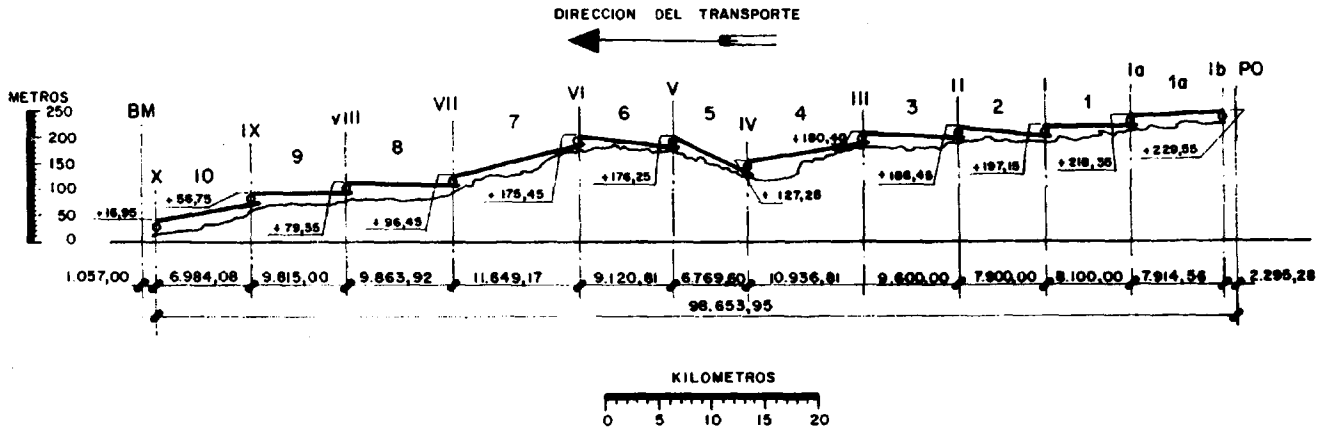

13° 30'
27°
CARBARERO
CARRETERA
AAIUN
X
IX
VIII
VII
VI
V
IV
III
II
Ia
Ib
ARENA
DUNAS MOVILES
CALCAREA
HAMADA
EL AAIUN
0
10.000
20.000
30.000
ESCALA 1: 500.000
13°
27°
26°30'
CINTA TRANSPORTADORA
ARBOL DE BU CRAA
ARENA
ROCAS DETRITICAS CON CEMENTO CALIZO (ARENISCAS DE LA HAMADA)
SUSTRATO SILICEO (SILEXITAS, CALIZAS SILICIFICADAS Y BANCOS DE SILEX)
YACIMIENTO DE FOSFATO

Figura 11.2-8

FOSFATOS: PERFIL Y TRAZA DE LA CINTA TRANSPORTADORA



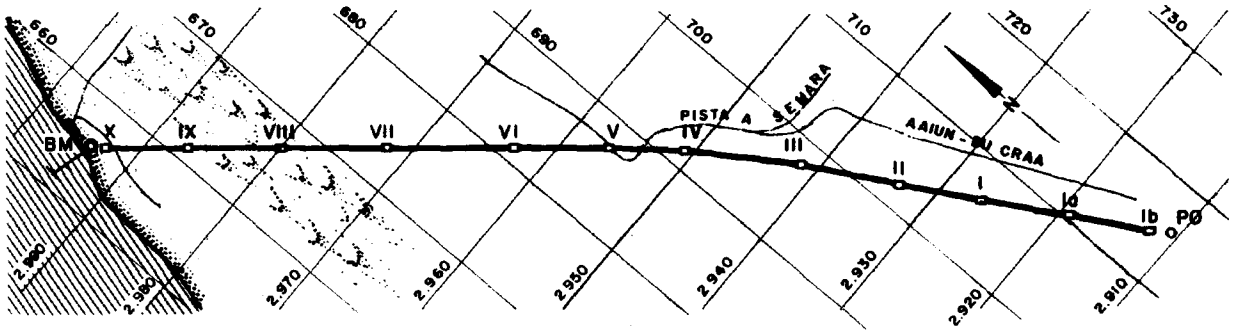


Figura 11.2-9

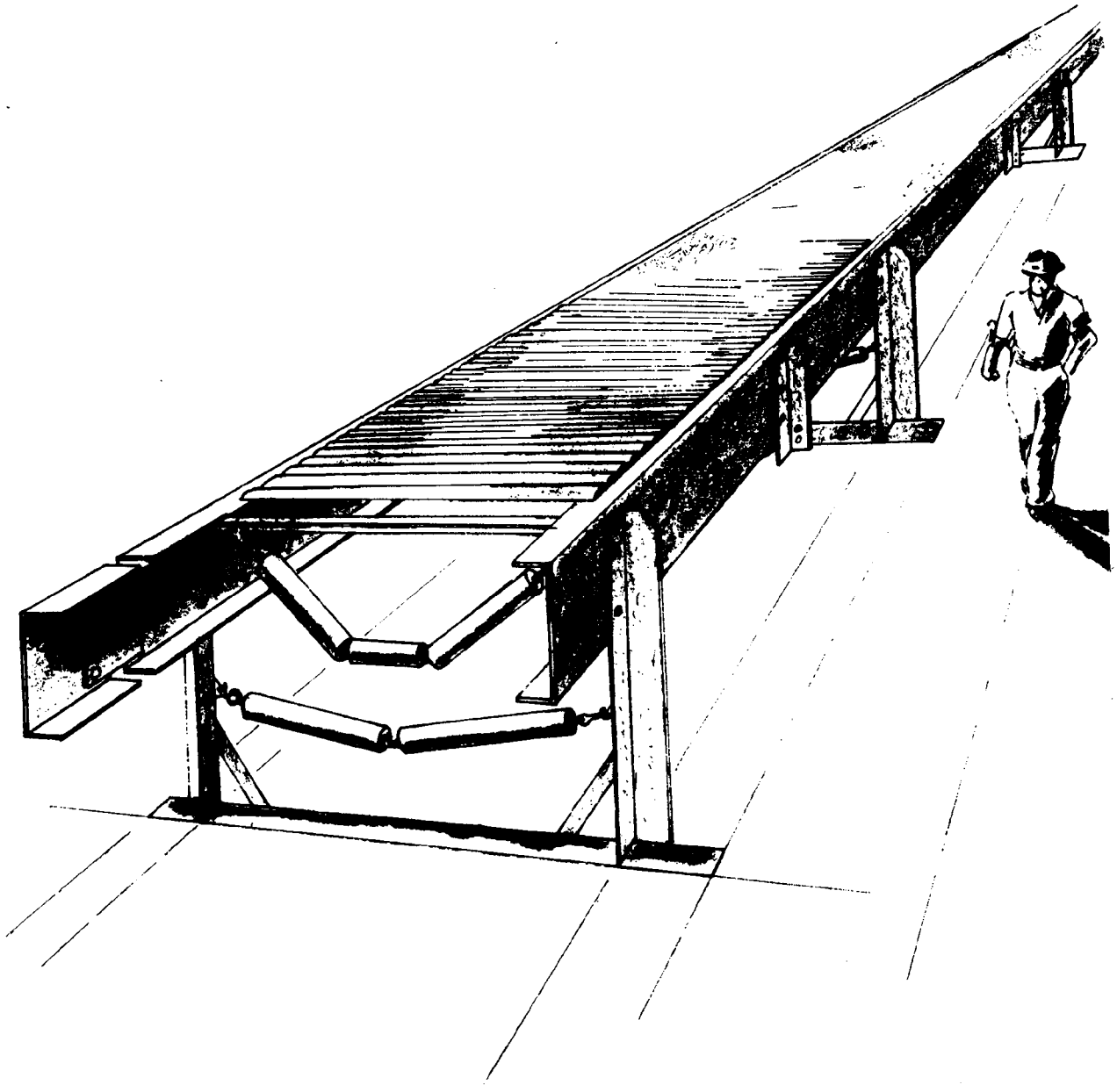


Figura 11.2-10

Un transformador auxiliar, también en baño de aceite, de una potencia nominal de 160 kVA y relación de 6.000/380 V sirve para la alimentación del accionamiento del tensor, bomba de aceite, puente-grúa, y las instalaciones de ventilación, sobre presión y eliminación de polvo. Con transformadores adicionales se atiende a la iluminación, panel de control y mando a distancia, estaciones de radio, etc.

CARGADERO DE MINERAL

Las instalaciones portuarias para el almacenamiento y carga de mineral, cuyo esquema general se representa en la figura 11.2 - 13, están constituidas en líneas generales por los siguientes elementos:

Almacén de mineral

Se ha previsto para la primera fase de producción un depósito, con una capacidad de almacenamiento de 300.000 t de mineral concentrado. Consta de una cubierta a base de placas onduladas de fibrocemento sobre correas prefabricadas de hormigón armado, apoyadas sobre arcos separados por el módulo constante de 7,60 m entre ejes de arcos consecutivos.

La alimentación se realiza por la parte superior del mismo mediante cintas transportadoras, y la salida por gravedad tiene lugar por la parte inferior sobre cintas situadas en tres túneles, ubicados debajo de la solera del almacén simétricamente respecto al eje longitudinal del mismo.

FOSFATOS: ESQUEMA DE ACCIONAMIENTO

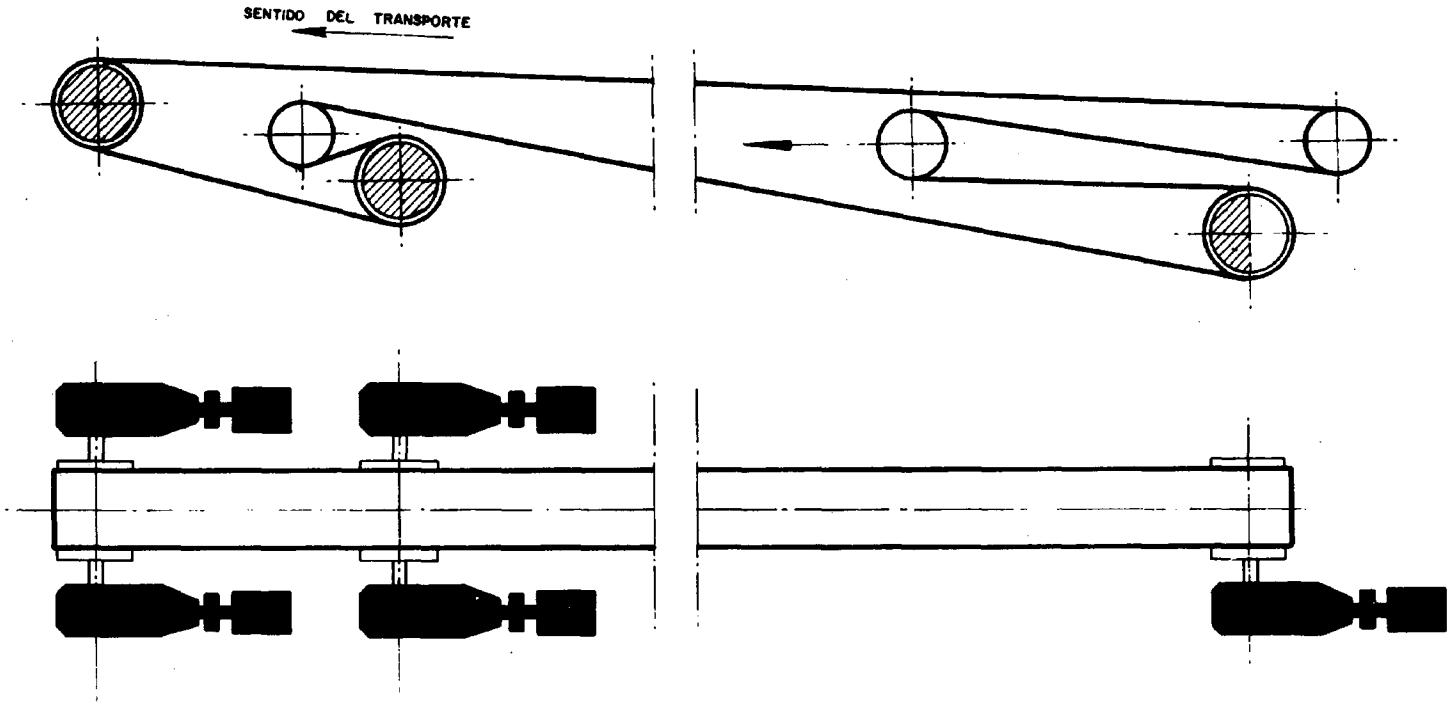


Figura 11.2-11

FOSFATOS: ESTACION DE TRANSBORDO

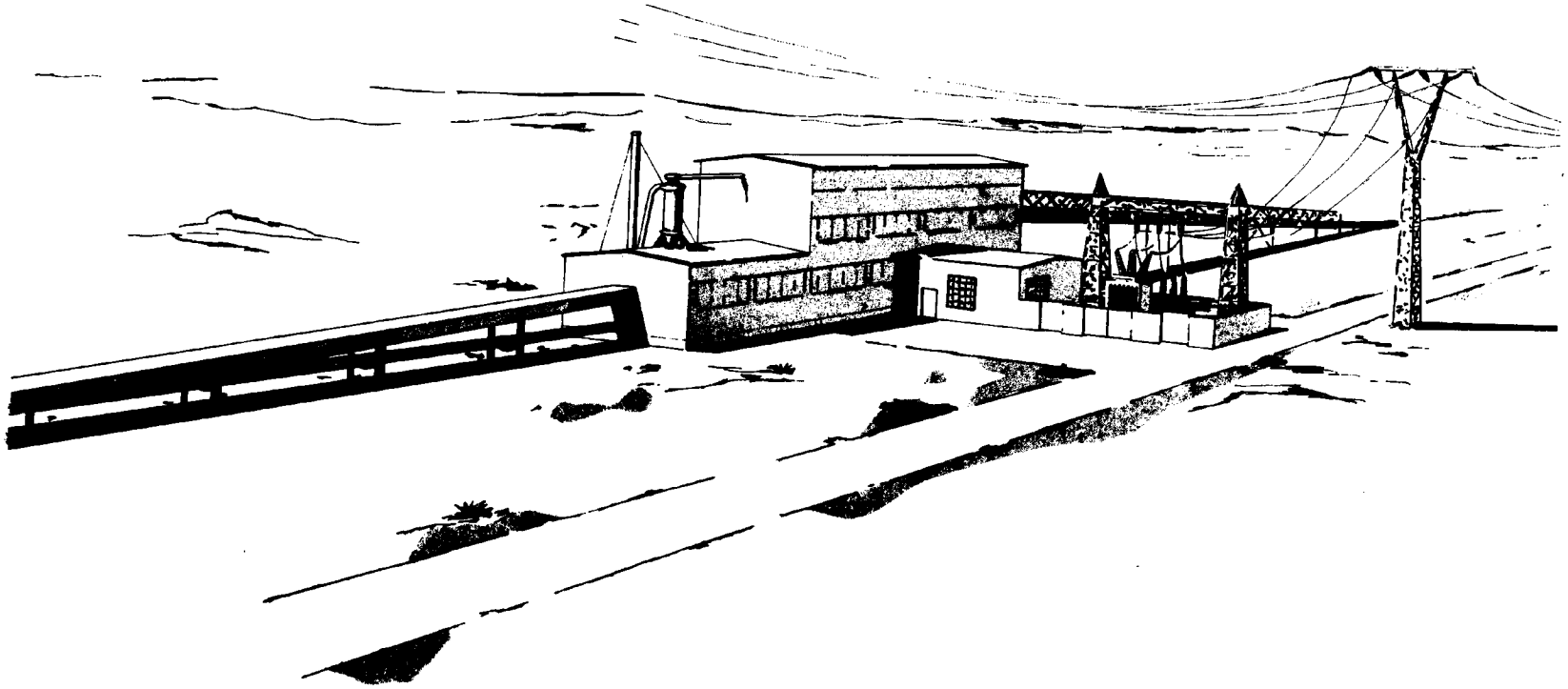


Figura 11.2-12

FOSFATOS: PERSPECTIVA DEL DEPOSITO Y CARGADERO DE MINERAL

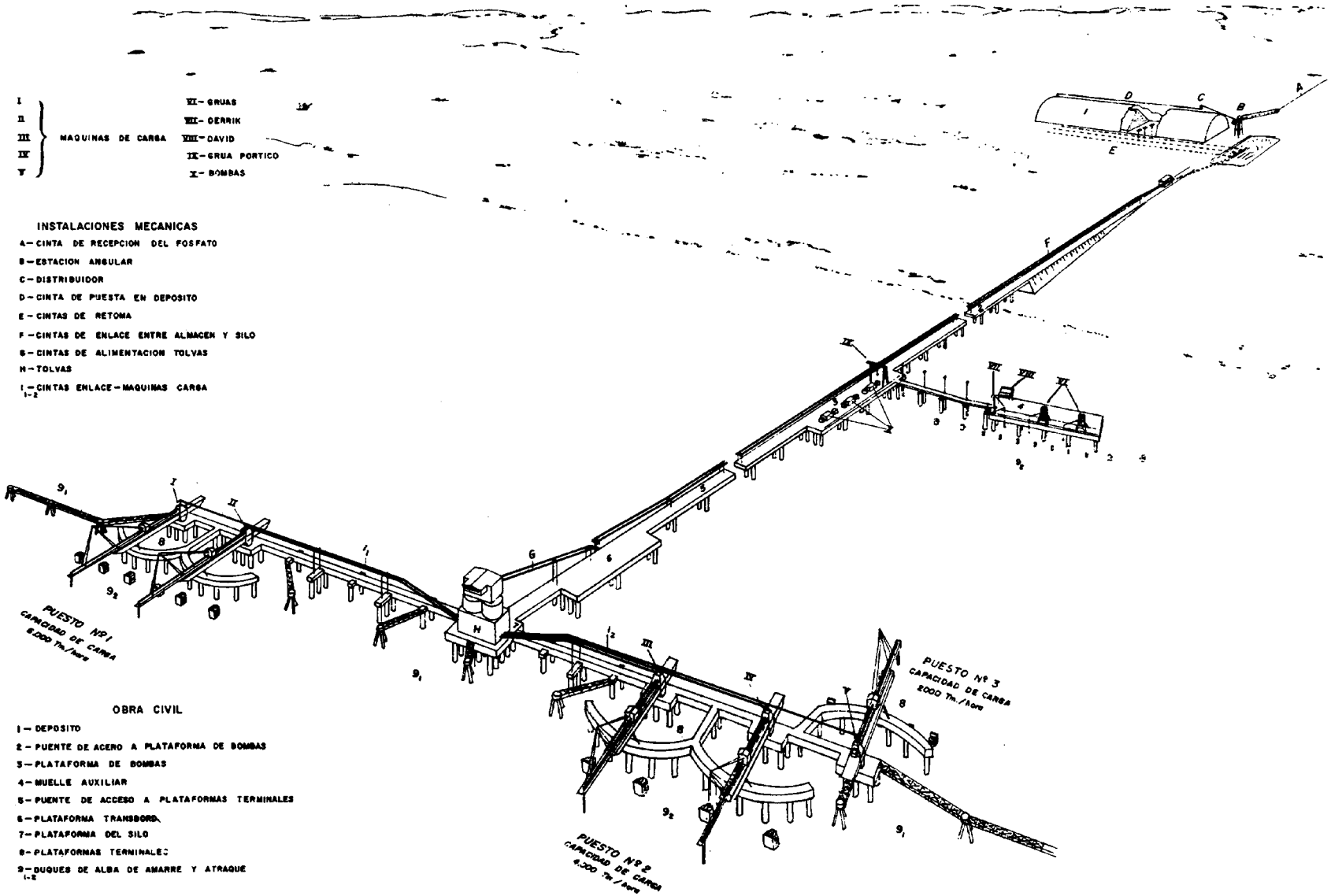


Figura 11.2-13

Las características del depósito son las siguientes:

Capacidad	300.000 t.
Longitud	341,67 m.
Número de arcos	46
Anchura	58 m.
Luz de los arcos	58 m.

Está prevista la ampliación de la capacidad hasta 900.000 t mediante constitución de dos nuevos depósitos y con arreglo al crecimiento proyectado de la producción.

Puente de acceso a plataforma de bombas

Consta de 35 tramos rectos de 45 m de luz cada uno, de los que seis corresponden a la parte sobre tierra firme y en la zona de rompientes.

La longitud total es, pues, de 1.575 m y la anchura es de 12,50 m; sobre él se colocarán dos cintas transportadoras, con una capacidad de carga de 4.000 t/h, ampliable a 6.000 t/h, con la colocación de una tercera cinta (en la última fase de producción proyectada), existiendo además una calzada de 3 m de anchura (Figuras 11.2 - 14 y 11.2 - 15).

La cimentación se establece por medio de pilotes huecos de hormigón pretensado de 2,50 m de diámetro, unidos, rígidamente, cada dos por un cabezal de hormigón pretensado, formando así pilas de apoyo de los tramos rectos.

La superestructura se compone de vigas prefabricadas pretensadas de 45 m de largo, existiendo cinco por tramo, excepto en los tramos 11 - 12 y 20 - 21, que van siete vigas en cada uno, y que constituyen dos puntos de cruce.

Plataforma de bombas

En esta plataforma, de 4.252,50 m² de superficie, se instalarán seis bombas para la toma de agua de mar para la refrigeración de la central y consumo de la planta de concentración de mineral.

Consta de un tramo de 22,5 m y tres tramos de 45 m, con una longitud total de 157,5 m y una anchura de 27 m (fig. 11.2 - 16).

La cimentación es doble de la del puente; es decir, cuatro pilotes y dos cabezales por pila.

La superestructura se compone asimismo de vigas prefabricadas, existiendo 11 de 22,5 m de luz en el primer tramo y 10 de 45 m en cada uno de los otros tres (figura 11.2 - 17).

Puente de acceso a plataformas terminales

Consta de 28 tramos rectos de 45 m cada uno, lo que hace una longitud total de 1.395 m.

La anchura del puente es de 11,5 m, con excepción de los tramos 67 a 65, que constituyen la plataforma de transbordo y que tiene una anchura de 14 m.

La cimentación es análoga a la del puente primero, esto es, dos pilotes y un cabezal por pila, y la superestructura se compone de cuatro vigas de 45 m cada una por tramo, con excepción del tramo 50 - 51, que lleva seis vigas de 22,5 m cada una.

Sobre él irán las tres cintas transportadoras, y existe una calzada de 2,50 m de anchura (fig. 11.2 - 18).

Plataformas terminales

Al final del puente existe una plataforma de 26,30 × 31 metros, donde van colocadas las dos tolvas de regulación de 1.200 t cada una.

De esta plataforma salen dos pasarelas de 3 m de anchura, una hacia el N y otra hacia el S. En la del N van instaladas dos máquinas para cargar buques de hasta 100.000 t. En la pasarela sur hay dos atraques; uno que permita cargar buques de hasta 40.000 t con dos máquinas cargadoras y otro, con una sola máquina cargadora, para buques de hasta 20.000 t (fig. 11.2 - 19).

El calado existente en estas plataformas terminales es de 17,50 m y la capacidad de carga de 4.000 t/h, ampliables a 6.000 t/h en el puesto de carga de la pasarela norte.

Instalaciones mecánicas

En los atraques de las plataformas terminales se instalarán, por tanto, cinco máquinas cargadoras, con una capacidad horaria de 2.000 t/h.

Cada máquina consta de una viga metálica de 74 m de longitud, uno de cuyos extremos gira alrededor de un eje y el otro extremo rueda sobre un raíl circular de 45 m de radio.

La velocidad de traslación es de 6 m/seg y la rotación completa se realiza en tres minutos.

CENTRAL ELÉCTRICA

Para la fase inicial de producción de mineral concentrado, el proyecto «Central eléctrica» consta de las instalaciones siguientes:

Central térmica

La central térmica está situada en la zona del cargadero, al oeste del almacén de mineral concentrado, según se indica en el croquis que se adjunta (fig. 11.2. - 20).

Un grupo turboalternador de 20 MW.

Tres grupos motor —Diesel— alternador de 12 MW.

Una planta desalinizadora de 3.500 m³/día.

Un grupo generador de arranque de 800 kW.

Estación de bombeo de agua de mar para la refrigeración de la central y para la alimentación de la planta desalinizadora y planta de concentrado de mineral.

Almacenamiento de agua dulce para la planta de concentrado del mineral.

Equipos de agua de servicios, aire comprimido, desmineralización, sistema contra incendios y otros equipos mecánicos auxiliares.

Las características más importantes del equipo principal son las siguientes:

Grupo de vapor

Capacidad de caldera: 100 t/h.
Características del vapor: 60 kg/cm² 455° C.
Combustible: Fuel-oil «Bunker C».
Rendimiento: 88,5 por 100.
Tipo de turbina: Extracción-condensación.
Rendimiento con extracción normal: 3.000 kcal/kWh.
Condensador refrigerado por agua de mar.
Caudal de refrigeración: 1 m³/s.

FOSFATOS: CARGADERO DE MINERAL

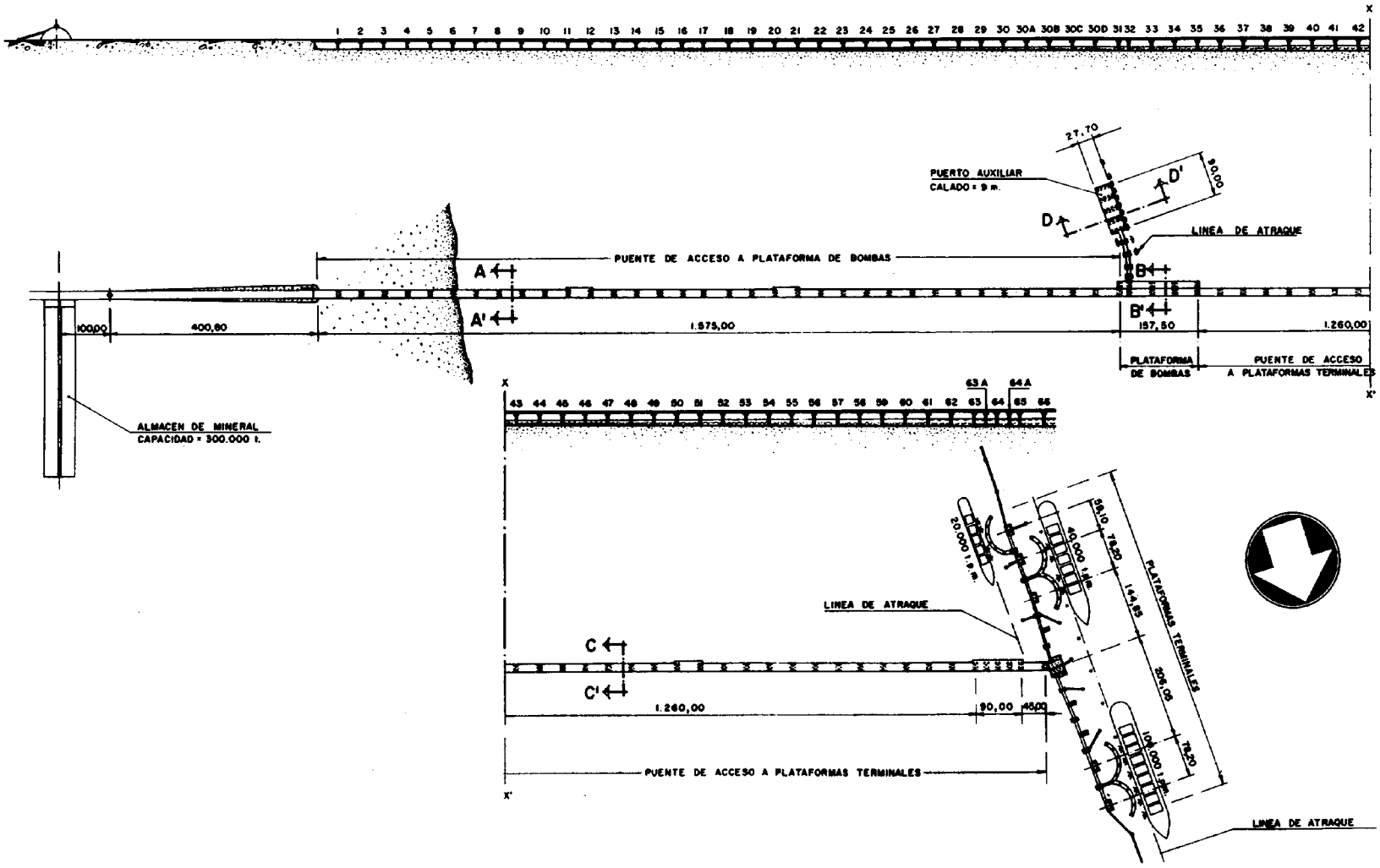


Figura 11.2-14

FOSFATOS: PUENTE DE ACCESO A LA PLATAFORMA DE BOMBAS. SECCION A-A

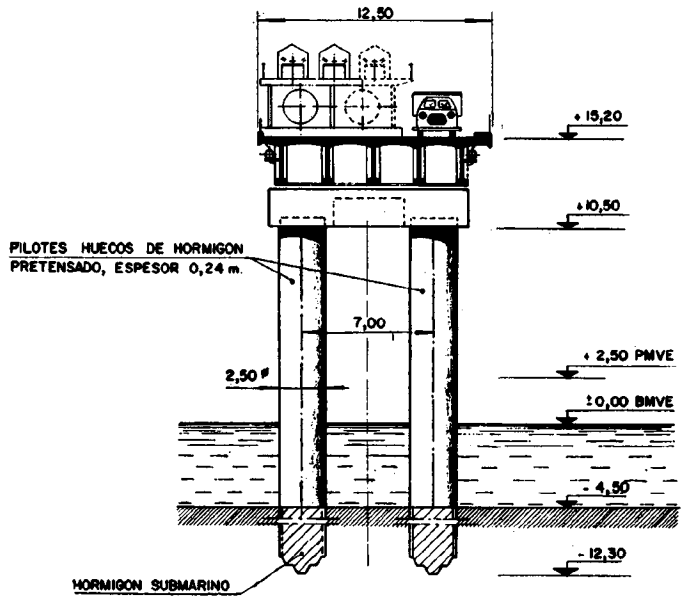


Figura 11.2-15

Grupos Diesel

Potencia unitaria: 12 MW.
Combustible: Fuel-oil «Bunker C».
Consumo: 250 g/kWh.
Motor tipo: Diesel de cruceta y dos tiempos.
Refrigeración por agua dulce en circuito cerrado.
Refrigeración del agua dulce por agua de mar.
Caudal de refrigeración: 0,2 m³/m.

Planta de desalinización

Tipo: Multi-flash.
Temperatura máxima de salmuera: 120° C.
Fuente de energía: Vapor de extracción de turbina.
Rendimiento: 80 kcal/kg de agua dulce.
Capacidad: 3.500 m³/día.

Grupo generador de arranque

Tipo: Grupo motor Diesel-alternador.
Potencia: 800 kW.
Combustible: Gas-oil.

Subestación de la central

Los cuatro grupos generadores están unidos en bloque a transformadores elevadores cuya tensión de salida es de 30 kV, que constituye el embarrado principal de la central. De este embarrado parten las distintas alimentaciones mediante la consiguiente elevación a 132 kV o reducción a 6 kV. En el propio edificio de la central están instaladas las distribuciones de 30 y 6 kV, así como los transformadores, mientras el sector de 132 kV está instalado en un edificio especial.

Del embarcado a 30 kV parten las siguientes alimentaciones:

Transformadores elevadores a 132 kV de 30 MVA.
Transformadores reductores a 6 kV de 6,3 MVA.
Planta de tratamiento.
Ultima estación de la cinta transportadora.
Línea a El Aaiun.
Reservas.

De los embarrados a 6 kV parten las alimentaciones siguientes:

Cargadero de mineral.
Bombas de toma de agua.
Bombas de refrigeración.
Bombas de combustión.

Además de estas distribuciones existen las de servicios auxiliares de la central con sus transformadores correspondientes.

Subestación a 132 kV

En un edificio independiente próximo al de la central se halla instalado el material del sector de 132 kV, con dos llegadas de los transformadores de 30 MVA y dos salidas para los dos circuitos de la línea de transporte.

Esta subestación se ha proyectado en edificio cerrado para evitar los efectos del medio ambiente sobre el aparellaje eléctrico y constituye la estación de partida de la línea de transporte a Bu-Craa.

Línea de transporte de energía

Para el transporte de la energía desde el lugar de generación en la zona del cargadero hasta los centros de consumo situados en Bu-Craa y en la cinta transportadora se ha previsto una línea de transporte a una tensión de 132 kV. Esta línea tiene su punto de partida en la subestación de 132 kV descrita anteriormente y su trazado corre paralelamente al sistema de cintas transportadora a una distancia de 40 m al sur de las mismas. La longitud de la línea es de 100 km y es de doble circuito, capaz cada uno de ellos de transportar una potencia de 30 MW. En servicio normal, uno de los circuitos estará destinado a la alimentación de las cintas transportadoras y el otro a la explotación. La alimentación al sistema de transporte se realiza a través de estaciones de transformación, que están situadas al lado de las estaciones de transbordo, disponiendo de una posible alimentación a ambos circuitos de la línea. En el origen del sistema de transporte se halla situado el extremo final de la línea, subestación de Bu-Craa, desde donde se realiza a tensión intermedia la distribución de energía a todas las instalaciones de la explotación minera.

Subestación de Bu-Craa

La subestación de Bu-Craa, situada, como hemos dicho anteriormente, en el punto inicial del sistema de cintas transportadoras, consta del equipo de transformadores necesarios para reducir la tensión a 30 kV, 6 kV y 380 V, respectivamente, para alimentación de los centros de consumo de la explotación.

Toma de agua de mar

La toma de agua de mar se realiza en la plataforma de bombas del cargadero, a una distancia aproximada de 1.800 m de la costa, por medio de tres bombas sumergidas. El agua se conduce a través de una tubería de 1.250 mm de diámetro hasta un depósito regulador situado al oeste del

FOSFATOS: PLATAFORMA DE BOMBAS

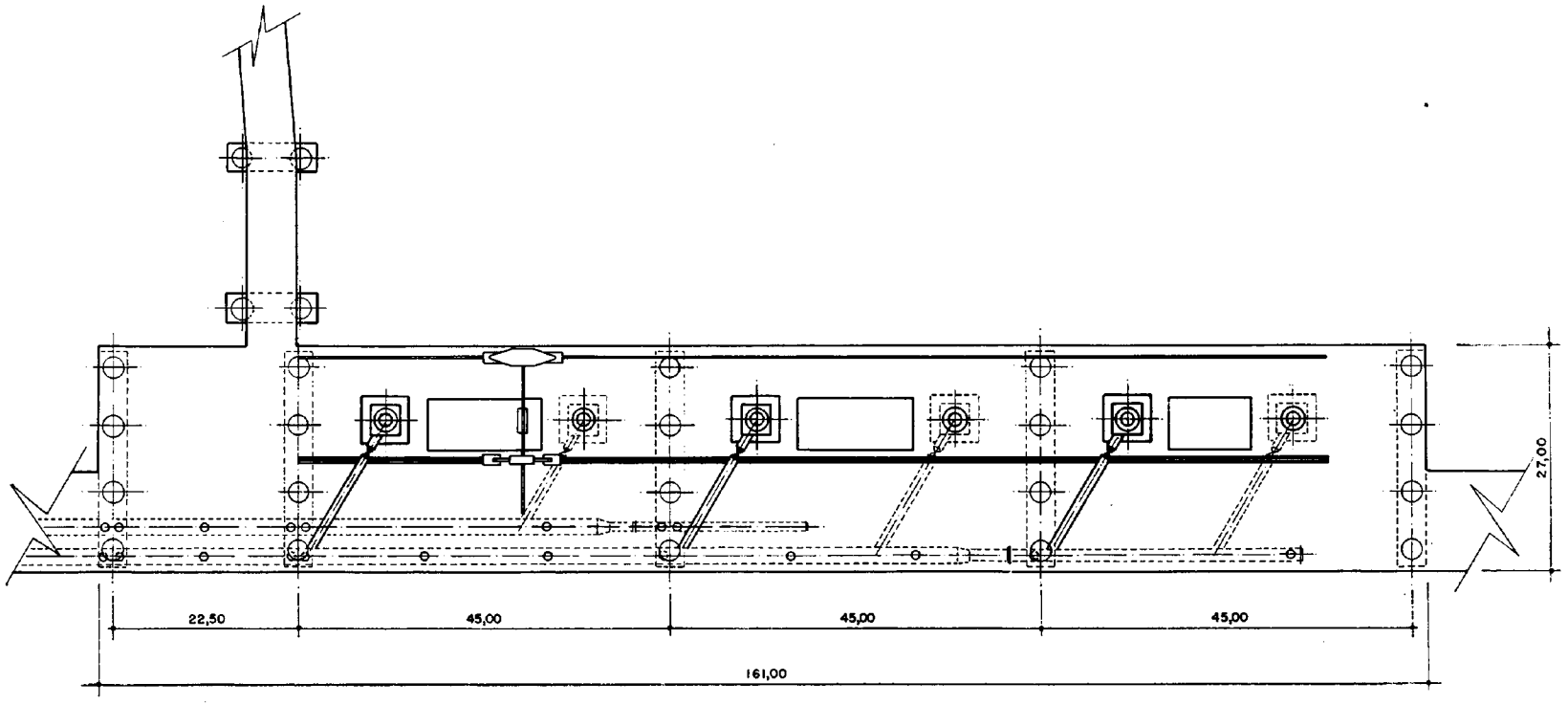


Figura 11.2-16

FOSFATOS: PLATAFORMA DE BOMBAS. SECCION B-B

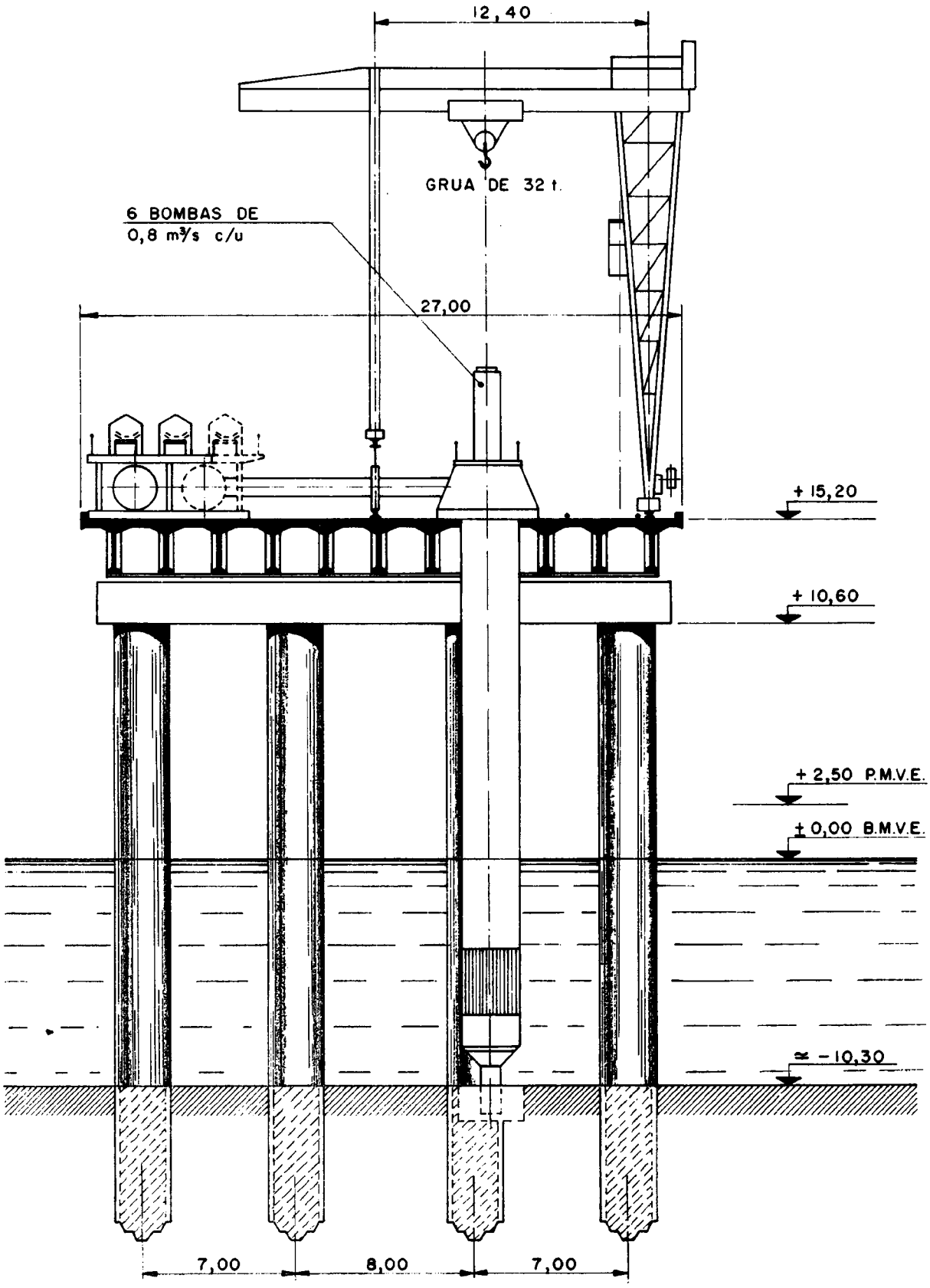


Figura 11.2-17

FOSFATOS: PUENTE DE ACCESO A LAS PLATAFORMAS TERMINALES.
SECCION C-C'

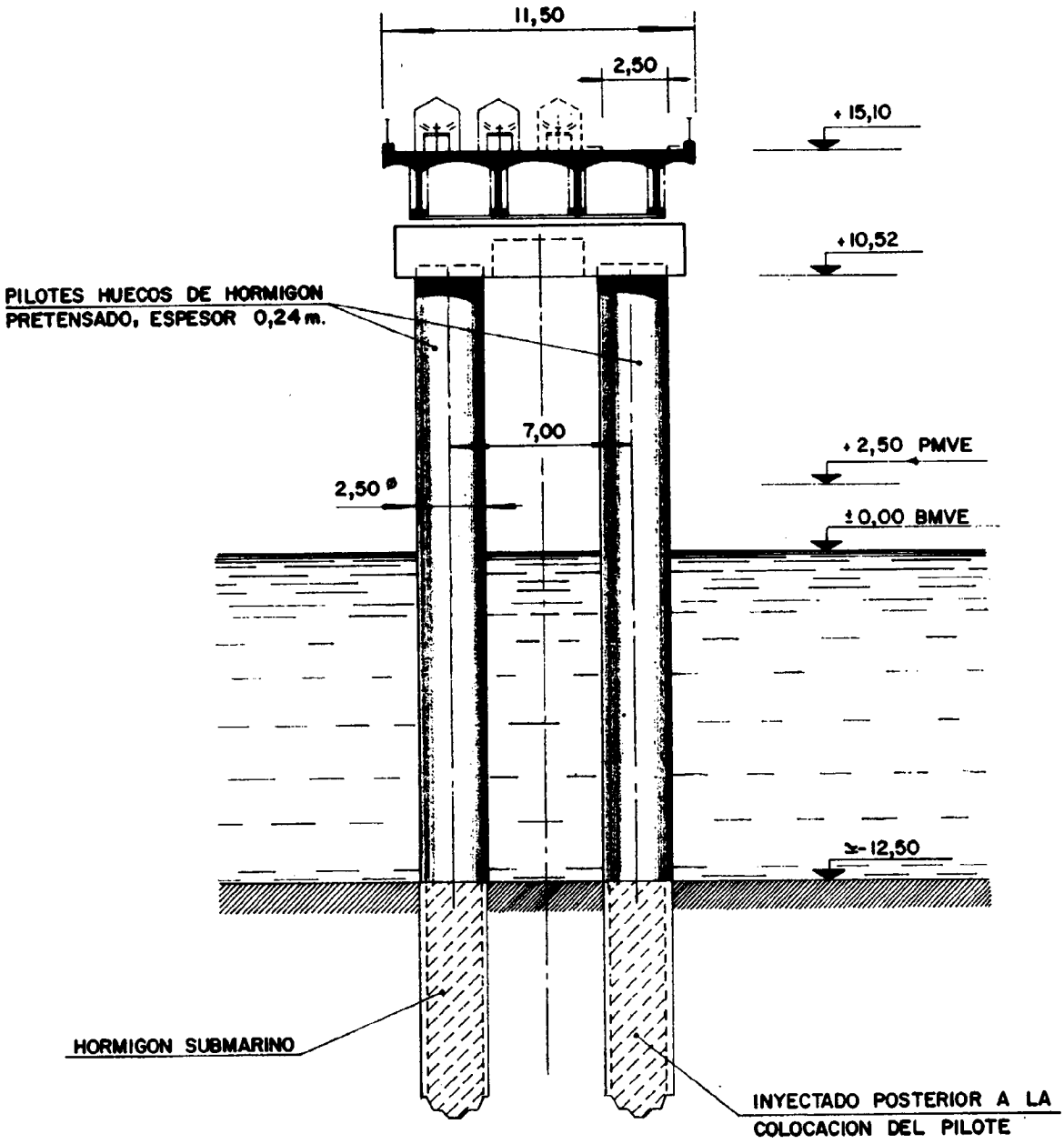
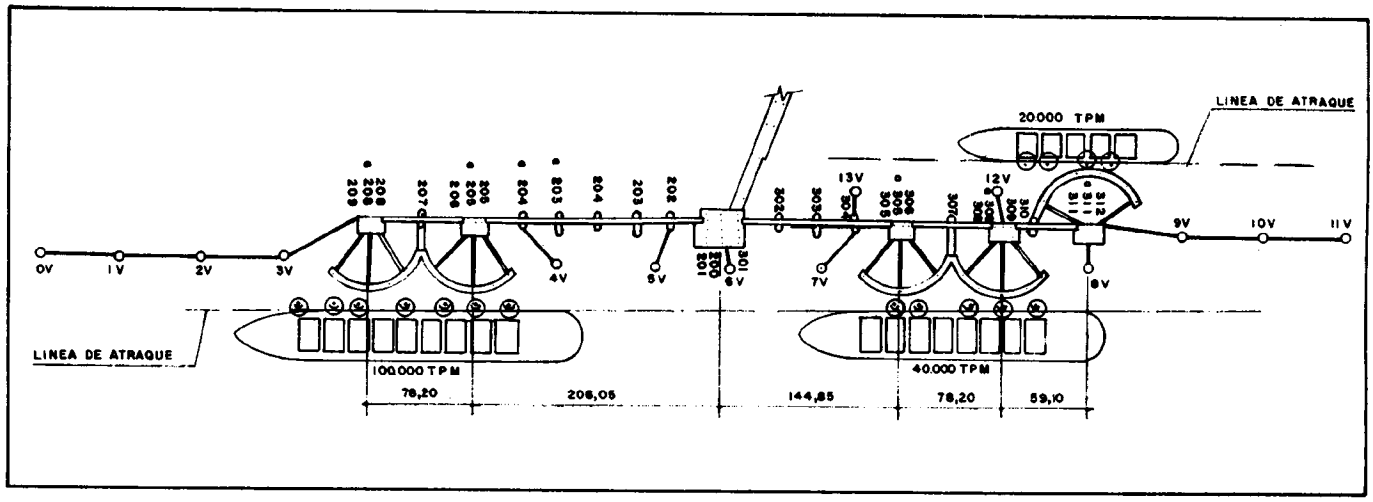


Figura 11.2-18



DUQUES DE ALBA DE ATRAQUE

DUQUES DE ALBA DE AMARRE

Figura 11.2-19

Almacén en las proximidades de la central. Este depósito sirve como regulador entre el bombeo de las bombas de toma y las necesidades de refrigeración de la central y al mismo tiempo se utiliza como depósito decantador para eliminar las partículas de arena que el agua puede traer en suspensión. A continuación del depósito y acoplado al mismo existe una estación de bombeo para la refrigeración de la central. El agua, una vez cumplida su misión de refrigeración, se conduce por un canal de descarga hasta el mar. A la altura de la planta de tratamiento se realiza una toma desde el canal de descarga para suministrar el caudal necesario para el proceso de concentración.

Están previstas sucesivas ampliaciones hasta alcanzar la potencia necesaria para la fase final de producción de mineral. Ello supondrá fundamentalmente la instalación de:

Dos nuevos grupos turboalternadores de 20 MW.

Dos nuevas plantas de desalinización de 3.500 m^3/día.

Ampliación de las subestaciones y estaciones transformadoras.

Duplicación del sistema de toma de agua de mar.

Instalaciones auxiliares

Considerando la infraestructura de la provincia de Sahara y las características especiales que presenta su territorio, las instalaciones necesarias auxiliares son las siguientes:

Depósitos reguladores de mineral

Para el normal desarrollo del proceso productivo es necesaria la existencia de dos depósitos descubiertos reguladores de mineral, situados en los extremos del sistema de cintas transportadoras, uno de la mina y otro de la costa. Su capacidad en la fase inicial de producción es de 300.000 t cada uno, estando prevista su ampliación a 600.000 t para las siguientes fases de producción programadas.

Muelle auxiliar

El muelle auxiliar se encuentra próximo a la plataforma de bombas del cargadero y está unido a ésta por un puente de acceso de 91 m de longitud y 6 m de anchura, con cimentación de dos pilotes y un cabezal de hormigón pretensado.

Al final de dicho puente de acceso se encuentra el muelle auxiliar propiamente dicho, cuya infraestructura se compone de cuatro pilotes y dos cabezales y la superestructura está formada por 14 vigas por tramo (figuras 11.2-21 y 11.2-22).

Las instalaciones mecánicas con que va equipado son:

Una grúa Derrick de 150 t.

Dos grúas pivotantes de 6 t.

Un pescante David para izar embarcaciones auxiliares de 15 t de elevación.

El calado existente en este muelle auxiliar es de 9 m, lo que permite el atraque de barcos de hasta 10.000 t.

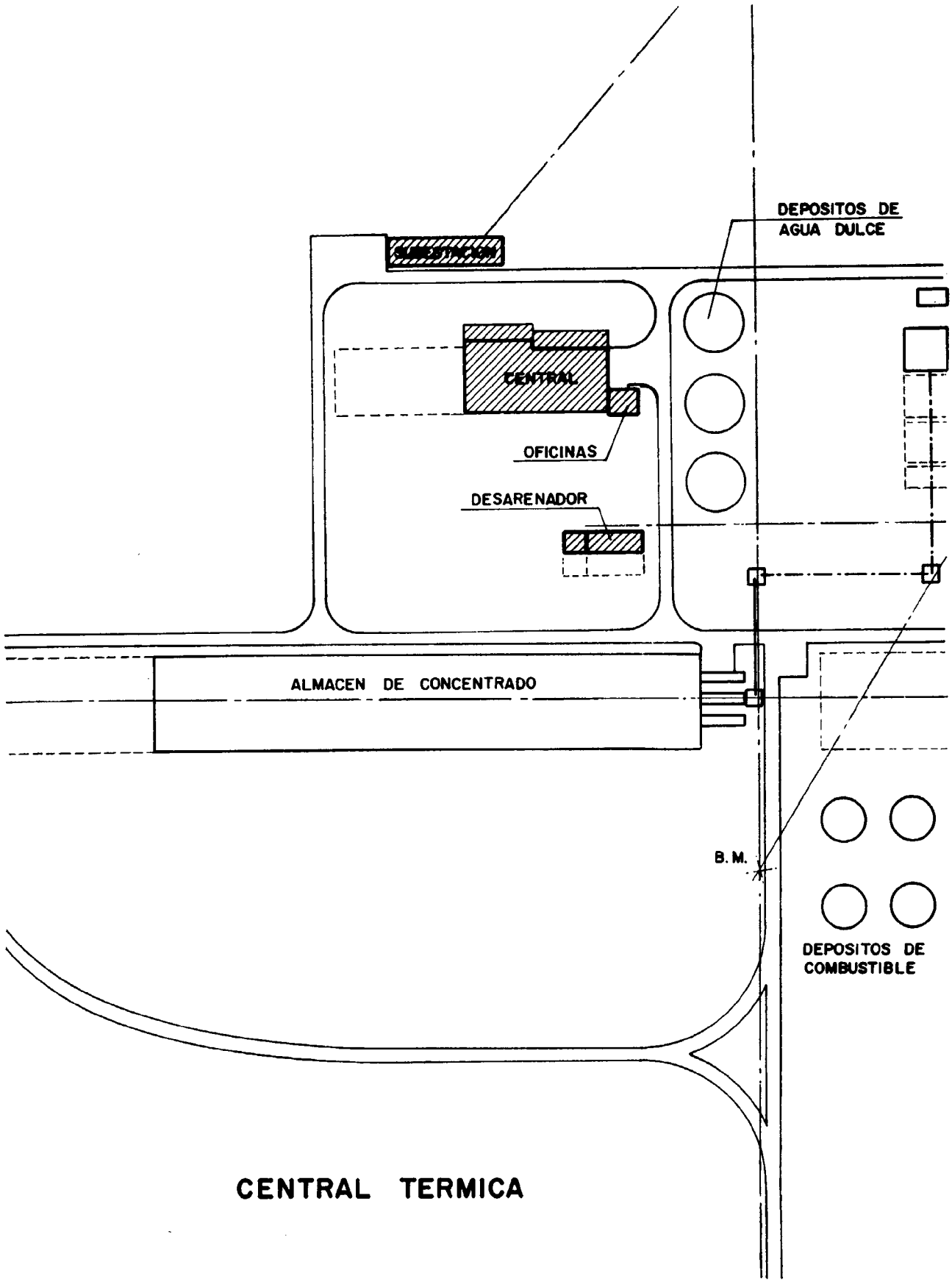


Figura 11.2-20

FOSFATOS: MUELLE AUXILIAR. SECCION D-D

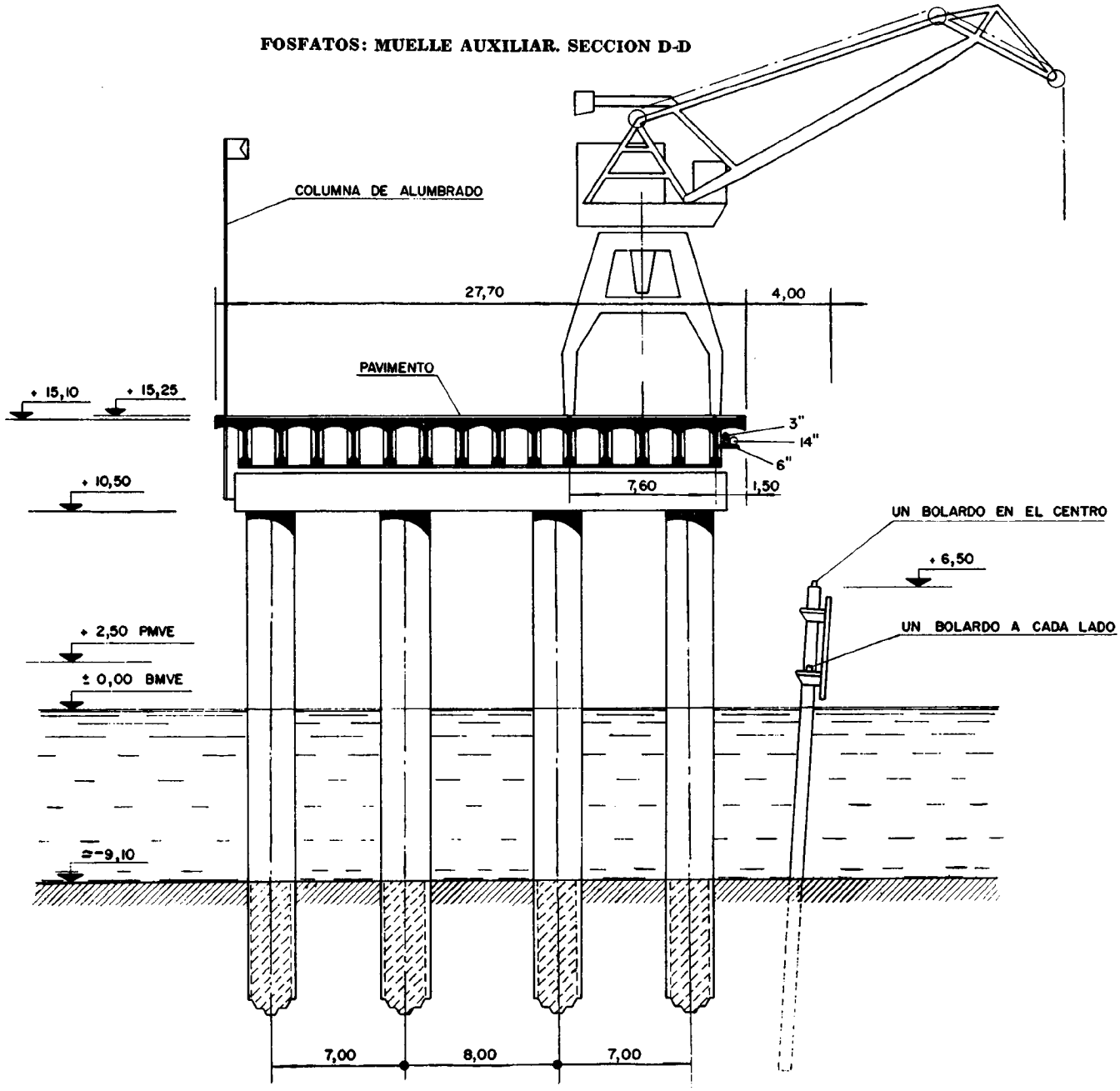


Figura 11.2-21

FOSFATOS: MUELLE AUXILIAR

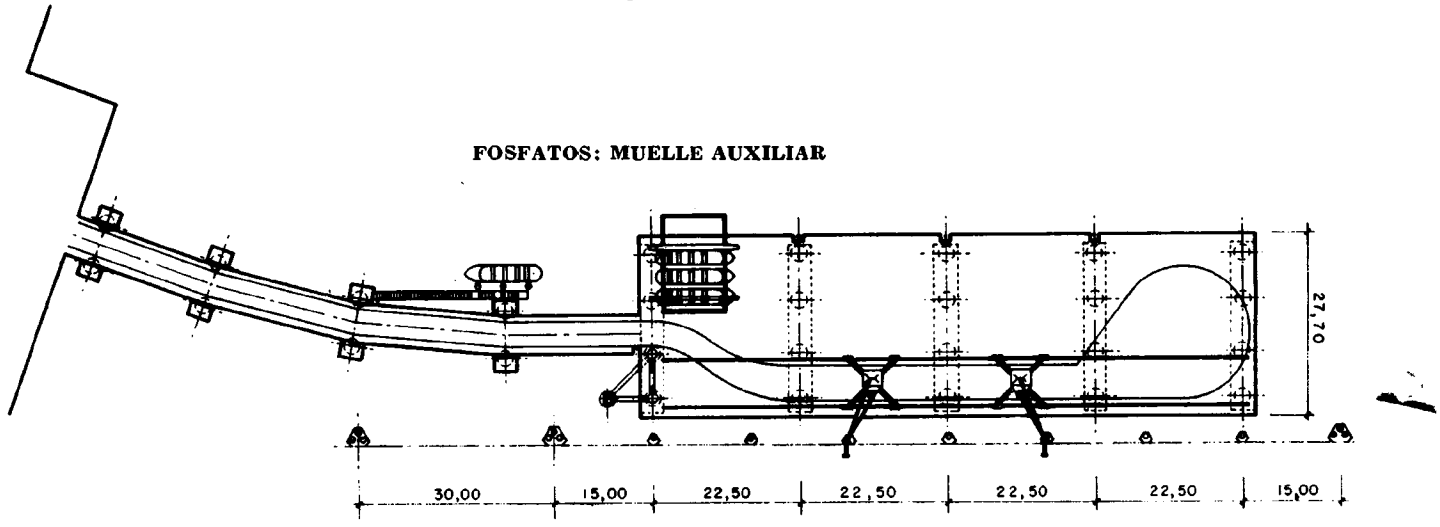


Figura 11.2-22

Otras instalaciones

Se incluyen en este apartado instalaciones tales como planta-piloto de concentración, carreteras, talleres, almacenes, oficinas, obras sociales, etc.

11.2.9 PROGRAMA DE PRODUCCION

11.2.9.1 En cantidad

Se ha previsto inicial la producción vendible a finales de 1972 con un ritmo equivalente a 3 millones de toneladas anuales, que pasará inmediatamente a ser de 4 millones de toneladas, para alcanzar, en progresión reciente, los 10 millones de toneladas anuales en un plazo máximo de diez años.

11.2.9.2 En calidad

Las características del yacimiento, las labores de preparación minera ya realizadas y la disposición de la planta de tratamiento con sus elementos auxiliares harán posible que el tonelaje de mineral vendible se reparta por igual entre mineral del 75 por 100 de ley en P_2O_5 y mineral del 80 por 100 P_2O_5.

Las posibilidades de alcanzar con buen rendimiento las leyes citadas y la calidad del mineral vendible han sido objeto de un completo programa de investigación.

En el yacimiento no sólo se realizaron las labores de prospección que se han descrito en apartados anteriores, sino que como complemento y comprobación de resultados se realizaron en zonas adecuadamente elegidas trece grandes zanjas de reconocimiento, que dejaron la capa de mineral al descubierto, permitiendo así un completo examen de todas sus características. De estas zanjas se extrajeron unas 50.000 t de mineral bruto, que fue tratado en la planta piloto instalada en la zona de Bu-Craa, obteniéndose en una serie de ensayos durante los años 68, 69 y 70 unas 38.000 t de mineral vendible de leyes diferentes, según programas experimentales cuidadosamente estudiados.

Muestras industriales de este mineral vendible en las calidades 75 por 100 P_2O_5 y 80 por 100 P_2O_5 fueron facilitadas a varios futuros utilizadores posibles, que lo ensayaron con resultados satisfactorios.

Para una mayor seguridad y garantía se contrató con el departamento de asistencia técnica de la división de fertilizantes de la firma inglesa Fison Ltd., un completo programa de ensayos a escala industrial para comprobar el comportamiento y resultados del fosfato de Bu-Craa como materia prima en la fabricación de ácido fosfórico, fosfato mono y diamónico y superfosfato normal y triple.

Este programa —realizado simultáneamente con las dos «calidades tipo» de 75 por 100 y 80 por 100 de ley en P_2O_5— se desarrolló a lo largo de seis meses durante el año 1970 en la Levington Research Station, de la casa Fisons, y sus resultados altamente satisfactorios corroboraron en todo las cualidades del mineral que ya se habían puesto de manifiesto en ensayos anteriores.

En informe Fisons, por la reputación mundial de dicha firma, cuyos servicios requieren regularmente los principales productores mundiales de mineral de fosfato, constituye prácticamente un certificado de garantía a la hora de juzgar cuál será el comportamiento del mineral de Bu-Craa en los procesos industriales.

11.2.9.3 Productos intermedios

Se denominan así el ácido fosfórico y el superfosfórico. Como es sabido, la diferencia fundamental entre uno y otro radica en el grado de concentración.

Mientras el ácido fosfórico tiene una ley de 54 por 100 de P_2O_5, el superfosfórico alcanza el 76 por 100. A la hora de valorar costes de transporte por unidad de P_2O_5, estas diferencias tienen una gran importancia.

Acido fosfórico

El ácido fosfórico puede obtenerse por vía húmeda y seca. El primer método, más frecuentemente empleado, da origen a un ácido más impuro, pero perfectamente adecuado para su empleo en la industria de fertilizantes. El segundo método da un ácido de gran pureza, utilizable en casi todos los procesos industriales.

La vía húmeda consiste en el ataque del fosfato con un ácido. Este, en general, es el sulfúrico, pero existen también procesos que utilizan el nítrico y el clorhídrico. Sin entrar en detalles de los procesos, se destacan aquellos factores que pueden tener importancia desde el punto de vista de comercialización del fosfato, y que son los siguientes:

Consumo de fosfato. Según las características del mismo puede variar entre 3 y 3,5 t por t de P_2O_5. Como se decía anteriormente, es el balance económico total del proceso el que cuenta, si se considera que tanto el fosfato como el ácido son los componentes fundamentales del coste total del fosfórico. De aquí la importancia clave que puede tener el emplazamiento de la planta con respecto a las fuentes de materias primas, ya que los costos de éstas varían grandemente, de acuerdo con la influencia de los transportes.

En cuanto a las características del fosfato, serán aconsejables:

Buena relación P_2O_5/CaO.
Poca materia orgánica.
Alta ley en P_2O_5.
Bajo contenido en cloro y óxidos de Fe y Al.
Buena reactividad, filtrabilidad y facilidad de molienda.

En la vía seca se obtiene fósforo elemental en horno eléctrico, tratando fosfato en nódulos o bloques con sílice y coque. El fósforo elemental obtenido puede ser transportado como tal, con gran economía de costo referido a la t de P_2O_5, o transformarse en ácido fosfórico, quemándole y añadiendo agua.

El ácido obtenido es de gran pureza y se justifica el proceso cuando la energía eléctrica es muy barata, pues son necesarios del orden de 6.000 kWh/t de P_2O_5, contra 150 en el proceso por vía húmeda.

En este método cuenta menos la impureza del fosfato, siendo, en cambio, exigencia ineludible el que se emplee en trozos o aglomerados. Es decir, que el fosfato de fina granulometría, que normalmente se utiliza en las industrias de fertilizantes, tendría que ser aglomerado para su empleo en el horno.

Acido superfosfórico

Es una simple concentración del ácido fosfórico, conseguido por cualquiera de los dos métodos.

11.2.10 PROGRAMA DE INVERSIONES A REALIZAR

Las inversiones necesarias se distribuyen en seis grandes grupos:

- — Explotación minera, que abarca toda la maquinaria de mina.
- — Concentración de mineral, comprendiendo la planta de trituración primaria en Bu-Craa y la planta rincial de tratamiento emplazada en el puerto.
- — Transporte de mineral, es decir, la cinta transportadora desde los depósitos reguladores situados a la salida de la trituración primaria en la mina hasta los depósitos reguladores emplazados en cabeza de la planta de tratamiento en el puerto.
- — Cargadero de mineral, comprendiendo los grandes depósitos cubiertos de mineral vendible, sus sistemas de almacenamiento y evacuación, los dispositivos mecanizados de carga sobre buque y toda la obra civil del puerto propiamente dicho.
- — Central eléctrica, que engloba no sólo la central productora de energía, sino también la planta potabilizadora, que deberá atender las necesidades de la planta de tratamiento.
- — Instalaciones auxiliares, es decir, todos los servicios de infraestructura industrial que ha sido preciso crear para conjugar las necesidades de la explotación con el nivel de desarrollo y densidad de población de la zona.

Para todo este conjunto el nivel de inversiones en inmovilizado cuando se hayan alcanzado los diez millones de toneladas anuales de mineral vendible ascenderá a 18.200 millones de pesetas.

Se parte para ello de una inversión ya realizada y en curso, que en diciembre de 1970 ascendía a 12.140 millones de pesetas y que tendrá un crecimiento en el tiempo paralelamente al aumento del ritmo de producción previsto, hasta alcanzar los 10 millones de toneladas anuales, que optimizan el conjunto de mina-instalaciones.

11.3 MERCADO DEL FOSFATO

11.3.1 INTRODUCCION

Antes de entrar en un estudio general del mercado mundial de fosfato parece conveniente hacer una exposición de los condicionantes del mismo, que podrían sintetizarse como sigue:

a) Su utilización como elemento nutriente en la agricultura, sin sustitución posible.

b) Necesidad de transformación de la materia prima para que el elemento nutriente pueda ser asimilado.

c) Consumo universal y zonas de producción limitadas.

A grandes rasgos, el comercio del fosfato está marcado por estas condiciones y, dentro de las fluctuaciones normales en este tipo de negocios, las líneas generales no han sufrido grandes alteraciones, existiendo, salvo excepciones, unos países típicamente productores y exportadores, en general poco desarrollados, y otros, sin producción propia, principales consumidores de las exportaciones de los primeros.

Salvo los casos de EE. UU. y la U. R. S. S., que son al mismo tiempo los primeros productores y consumidores del mundo, el resto de los países de fuerte consumo son exclusivamente importadores.

Asimismo, con la excepción de los dos países citados, no se da, en condiciones económicamente interesantes, la coincidencia en el país de yacimientos de fosfato, potasa y azufre, que junto con el nitrógeno son la base indispensable de una industria de fertilizantes completa.

Hasta ahora, España ha sido país productor y exportador de potasa y azufre, este último en forma de piritas. La industria del nitrógeno ha dado un paso espectacular y decisivo en los últimos años. Faltaba el cuarto elemento básico para conseguir una base sólida para una industria de fertilizantes. Con la puesta en explotación del yacimiento de Bu-Craa, en la provincia de Sahara, se presenta una oportunidad única para dar al país unas posibilidades en la industria de fertilizantes y sus materias primas, no fáciles de igualar.

Se examinan a continuación las características generales de la industria productora y transformadora; las tendencias de la producción y consumo; comercio mundial de fosfato y productos intermedios, para, dentro de este marco, tratar de analizar y valorar la posición española.

11.3.2 LA INDUSTRIA TRANSFORMADORA

De forma muy aproximada podría estimarse que el 85 por 100 del fosfato producido en el mundo se aplica a la agricultura como elemento nutriente de las plantas. El valor de los distintos abonos utilizados se mide en forma convencional, por su contenido en pentóxido de fósforo, P_2O_5 y porcentaje del mismo asimilable por la planta. Como quiera que el fosfato, en su estado natural, es escasamente asimilable por las plantas, todo el proceso industrial para la obtención de abonos fosfatados se reduce a una transformación, más o menos compleja, del fosfato natural, de forma que el P_2O_5 contenido en el mismo se transforme en formas solubles y asimilables. Hay, pues, una notable diferencia entre el fosfato y la potasa, ya que ésta, el K_2O, tanto en forma de cloruro como de sulfato, es directamente asimilable.

El hecho de que el mineral de fosfato haya de ser sometido a determinados procesos químicos, introduce un factor de complejidad si se sigue comparando con la potasa. En efecto, nunca habrá dos minerales exactamente iguales en sus características físicas y químicas, lo que hace que cada planta o cada proceso haya de tener un cierto grado de flexibilidad para trabajar con minerales de origen distintos, o bien supeditarse a muy pocos proveedores. Estas circunstancias obligan al productor a mantener un cierto nivel de uniformidad y especificaciones en su mineral.

11.3.2.1 La materia prima

La industria mundial del fosfato está basada esencialmente en la utilización del mineral fosfatado, formado por apatitos más o menos complejos. La explotación económica de un yacimiento depende principalmente de su volumen de reservas, geología, condiciones de transporte, características de concentración, etc.; pero, sin duda alguna, hay una tendencia creciente, sobre todo en países en vías de desarrollo, a buscar fuentes propias de sumi-

nistro de fosfato, que en cierto modo puedan dar independencia a su política de fertilizantes al margen de consideraciones económicas.

Los mayores yacimientos son de origen, directa o indirectamente, sedimentario; el fosfato se presenta frecuentemente bajo la forma de pequeños nódulos, cementados por carbonato cálcico; pero a veces el material de cementación ha desaparecido total o parcialmente, dejando libres los nódulos de fosfato. Existen también grandes reservas de apatito de origen ígneo y su explotación es, en general, más costosa que la de los yacimientos sedimentarios; pero, en compensación, el concentrado obtenido es más puro y de más alta ley.

Muy frecuentemente, el mineral fosfatado está asociado con arcilla, caliza, sílice, arenas y, en cantidades menores, con otras impurezas. Esto obliga, en la mayoría de los casos, a procesos de concentración y tratamiento para lograr un producto comercial. Desde el punto de vista de su utilización en los procesos de transformación, el mineral vendible debe reunir unas condiciones y características mínimas, que se resumen a continuación.

Ley

La ley mínima en P_2O_5 o FTC (fosfato tricálcico) está condicionada por los costes de manipulación y largos transportes, que obligan, por su bajo precio de venta, a mover un mínimo de estéril. Las leyes varían entre un límite inferior de 68 por 100 de FTC y un 84-85 por 100 para los apatitos y algunos minerales sedimentarios.

Resumiendo, el precio FOB del mineral, su manipulación, concentración y transporte condicionan su ley en P_2O_5.

Impurezas

La concentración mecánica del mineral no puede eliminar todas las impurezas. Unicamente se podrán establecer unos límites de acuerdo con la práctica y procesos que se sigan.

Las impurezas pueden tener una doble influencia, ya porque sean nocivas en sí, y prohibitivas a veces, o bien porque supongan un mayor gasto de productos, generalmente ácido sulfúrico, en los procesos. Las impurezas más frecuentes son:

Oxido de hierro y aluminio (Feral). Influyen en los dos sentidos; esto es, como agentes que consumen ácido y como agentes nocivos. En efecto, un exceso de Feral puede dar productos viscosos de colores anómalos con propensión a formar sedimentos, además de disminuir el rendimiento de la extracción. Como límite máximo tolerable puede admitirse el 3 por 100.

Oxido de magnesio. Un exceso del mismo tiende a dar productos demasiado viscosos.

Flúor. Si este elemento no está compensado por la sílice, puede formarse fluorhídrico altamente corrosivo; si los productos finales han de ser utilizados como bases para piensos, hay una limitación muy estrecha en el contenido de flúor.

Cloro. Su presencia sólo es perjudicial desde el momento en que el clorhídrico libre a que daría lugar es altamente corrosivo. Por la índole de los procesos no tiene influencia en la fabricación de superfosfatos, pero sí en el ácido fosfórico. Por encima del 0,1 por 100 se considera peligroso en este último proceso.

Materias orgánicas. La presencia de cierta cantidad de materias orgánicas determina la formación de espumas durante los ataques con ácidos. Puede evitarse añadiendo desespumantes; una calcinación del fosfato hace desaparecer también la materia orgánica.

Oxido cálcico. La relación P_2O_5/CaO es fundamental para determinar el consumo de ácido en el proceso. Este consumo será tanto más elevado cuanto mayor sea la relación en cuestión.

Humedad

Un grado de humedad superior al 3 por 100 hace al mineral de manipulación difícil y, sobre todo, origina serias dificultades en la molienda.

Reactividad

La rapidez y facilidad con que el mineral es atacado por los ácidos durante el proceso es fundamental para el dimensionado de las plantas y, en consecuencia, coste de las mismas. En general, los apatitos de origen ígneo son de reactividad inferior a los fosfatos de origen sedimentario.

Granulometría y molienda

Prácticamente, todos los procesos en vigor obligan a una molienda previa. La facilidad de molienda, medida en índice Hargrove, es un factor de importancia a la hora de valorar el fosfato.

Igualmente, la granulometría del producto comercial puede influir también en el precio del mismo, tanto como pueda contribuir a economía en la molienda.

Podría decirse que, en general, minerales como los apatitos, que han sido flotados, aunque duros, presentan a la entrega una granulometría muy fina.

Filtrabilidad

Una buena filtrabilidad de los cristales de yeso cuando se fabrica ácido fosfórico es fundamental. La falta de las características adecuadas obliga a veces a mezclar fosfatos de diferentes procedencias, de modo que las condiciones de filtrabilidad sean aceptables.

Por consiguiente, en las condiciones de tremenda competencia que hoy reina en el mercado, una buena filtrabilidad es factor que se valora en forma creciente.

En los seis puntos expuestos se ha tratado de resumir cuáles podrían ser los criterios básicos para valoración de un fosfato. Es el conjunto de todos ellos y la repercusión económica sobre el producto terminado lo que ha de decidir a comprar uno u otro concentrado. Por lo tanto, no tiene sentido hablar sólo de ley en P_2O_5 o de precios FOB por tonelada. La cuestión es más compleja y el comprador tendrá en cuenta precios en origen, flete y coste del proceso impuesto por las características del fosfato antes de decidir. Una vez más se ve que las cosas son aquí un poco distintas que en el caso de la potasa.

11.3.2.2 Aplicaciones y procesos

Podría hablarse de dos grandes líneas de aplicación del fosfato: en la agricultura y en la industria. En la pri-

mera, los productos fundamentales a obtener son los superfosfatos simples y triples, el ácido fosfórico y elementos derivados de éste. En la industria se tiende a la obtención del fósforo elemental del que pueden derivarse toda clase de productos. En la figura 11.3-1 se sintetiza la gama de productos que pueden obtenerse en ambos campos.

Una vez que se ha descrito ya la obtención del ácido fosfórico y superfosfórico como productos intermedios, sólo se mencionarán los fertilizantes.

FERTILIZANTES

Son, fundamentalmente, los superfosfatos normal y triple y los fosfatos amónicos.

Superfosfato simple

Su contenido en P_2O_5 es de 16 a 21 por 100 y se obtiene atacando el fosfato por ácido sulfúrico, pudiendo ser el proceso continuo o discontinuo.

El consumo de fosfato por tonelada de superfosfato varía, a grandes rasgos, entre 0,6 y 0,7 t, según la ley de la roca utilizada. No hay unas exigencias especiales en cuanto a las características químicas del fosfato, si bien tiene importancia su facilidad para la molienda, ya que el mineral ha de ser utilizado con una granulometría de 60 por 100 a 200 mallas Tiler.

Superfosfato triple

Su contenido en P_2O_5 puede ser del 43 al 48 por 100; de ahí su nombre con respecto al simple. Se obtiene atacando el fosfato con ácido fosfórico. El consumo de roca puede variar de 0,4 a 0,5 toneladas por tonelada de producto obtenido. En cuanto a las características del mineral, cabe hacer las mismas observaciones que en el caso anterior.

Fosfato amónico

Es una utilización directa del ácido fosfórico y, por lo tanto, nada hay que añadir a lo dicho sobre las exigencias del fosfato a utilizar.

11.3.3 LA INDUSTRIA PRODUCTORA

En este epígrafe se va a considerar la producción de fosfato como materia prima, prestando atención a la producción y capacidad por países y examinando aisladamente los principales productores.

El examen se limita al último decenio y las predicciones hasta el año 1975, estimándose que el período considerado, tanto en su aspecto histórico como futuro, es suficiente para dar una idea de evolución de la producción.

11.3.3.1 Producción mundial 1960 a 1969

En el cuadro siguiente se resumen la producción en el período indicado.

El incremento mundial en el período en estudio fue del 100 por 100, siendo, en particular, de un 86 por 100 para el mundo libre y de un 110 por 100 para el bloque socialista. La participación de los países comunistas en la producción total mundial ha pasado del 19,3 por 100 en 1960 al 21,3 por 100 en 1969:

Año	Bloque libre	Bloque socialista	Total	Variación porcentaje anterior
1960.....	32,74	7,86	40,60	
1961.....	35,24	8,60	43,84	+ 7,9
1962.....	36,68	9,15	45,73	+ 4,0
1963.....	38,22	10,02	48,25	+ 5,0
1964.....	43,77	12,96	56,73	+ 17,0
1965.....	48,18	14,48	62,66	+ 10,0
1966.....	57,62	16,35	74,02	+ 18,1
1967.....	58,39	15,21	73,60	— 0,6
1968.....	62,57	16,17	78,70	+ 7,0
1969.....	61,00	16,58	77,58	— 1,5

Unidad: Millones de t.

Por zonas geográficas, la estructura de la producción, ateniéndose a los tres últimos años, será la siguiente expresada en miles de t:

Zonas productoras	1967	1968	1969
EE. UU.	36.078	37.422	36.000
Africa del Norte	13.012	14.233	13.620
Africa Occidental	2.405	2.645	2.672
Oriente Medio	2.186	2.612	2.637
Islas del Pacífico	3.338	3.995	3.927
URSS	13.760	14.820	15.345
Varios	2.852	2.945	3.380
TOTAL	73.655	78.672	77.581

11.3.3.2 Capacidad de producción y utilización

El signo general de la industria de fertilizantes y de sus materias primas es el bajo índice de empleo de las capacidades totales de producción. Esto, que, como se dice, es general, está particularmente acusado en la minería del fosfato.

La capacidad actual puede estimarse como sigue:

EE. UU.	46,0
Africa del Norte	16,0
Africa Occidental	2,8
Oriente Medio	4,4
Islas del Pacífico	4,6
URSS	24,0
Varios	5,8
TOTAL	103,6

Unidad: Millones de t.

Como puede verse, esto supone un grado de utilización del 75 por 100, mientras que en el período medio 60-69 fue del 88 por 100.

11.3.3.3 Perspectivas futuras

En el cuadro 11.3-2 se da un estudio detallado de las capacidades mundiales estimadas hasta 1975, año en que, se cree, éstas alcanzarán la cifra de 137,46 M de t.

Si se comparan las producciones reales que prudentemente pueden esperarse en el período 70-75 y las capacidades en el mismo período, se deduce el grado de utilización real de la industria, que no es demasiado alto.

PRODUCCION, CAPACIDAD Y GRADO DE UTILIZACION 1970-75

Año	Producción	Capacidad	Utilización — Porcentaje
1970	87,53	106,60	82
1971	92,63	109,10	85
1972	99,67	113,40	88
1973	104,00	122,85	85
1974	109,50	127,90	86
1975	114,83	132,50	87

Unidad: Millones de t.

Puede temerse, a lo largo del período considerado, una persistencia de la situación de superproducción.

11.3.3.4 Principales productores

Hasta aquí se han dado cifras globales o con desgloses parciales. Se exponen, además, por países, sus características como productores.

Estados Unidos

Es el primer país productor y, hasta el último año, muy igualado con Marruecos en la cifra total de exportaciones. El principal estado productor es Florida, con el 75 por 100 del tonelaje nacional; Carolina y los estados centrales del noroeste dan el resto de la producción.

Se caracteriza la industria productora norteamericana por tener el soporte de un fuerte mercado interior y muy buena organización de ventas en el exterior. Los precios unitarios EE. UU. son desde hace tiempo los más bajos del mercado y han determinado, en cierto modo, la política de precios de los demás productores.

Con vistas al mercado mundial, sólo hay que considerar el fosfato de Florida, único que exporta. Se trata de un producto de leyes medias no muy altas, pero muy apreciado por sus características generales: uniformidad de las entregas, buena reactividad, impurezas razonables y ausencia de cloro. Hay que señalar que las leyes medias del fosfato de Florida van descendiendo. En efecto, si la calidad 75 por 100 FTC comprendía en 1963 el 36,2 por 100 de las exportaciones totales, ha bajado en 1969 al 21,2 por 100, teniendo un promedio en el período considerado de 29,3 por 100. Como contrapartida, la calidad 72 por 100, en los mismos períodos considerados, ha sido de 17 por 100, 35 por 100 y 22,5 por 100. No parece fácil para Estados Unidos mantener las exportaciones de calidades altas en el mismo nivel que hasta ahora.

Las capacidades en 1969-70 por compañías, en Florida, fueron las siguientes:

American Cyanamid	2,8
Borden	1,4
Cities Service	2,0
Conoco (AAC)	7,1
Grace	2,0
IMC	9,0
Mobil	3,5
Swift	3,2
Armour	2,0
Oxychem	3,0
Texas Gulf NC	3,0
Freeport	1,0
Total	40,0

Unidad: Millones de t.

En Florida, toda la explotación se hace a cielo abierto, mientras que en los estados del NO parte de la minería es subterránea.

Las exportaciones de Florida se hacen todas prácticamente por el puerto de Tampa, en el Golfo de Méjico, en el cual pueden cargar buques de hasta 30/35 tpm, con un rendimiento de carga de 1.800 t/hora.

En la actualidad no se tienen noticias de planes de expansión de ninguno de los productores. Ahora bien, no debe olvidarse que, en general, todas las minas están trabajando con bajo coeficiente de utilización y disponen de fuertes stocks. Además, hay que tener siempre presente que en las condiciones americanas un aumento de la capacidad de producción, si se considerase necesario, sería fácil de lograr en coste y en plazo.

Marruecos

Es con EE. UU. el primer país exportador. A diferencia de aquel país, el mercado interior no tiene gran importancia, aunque en los momentos actuales se considera la posibilidad de ampliar las industrias de abonos y productos intermedios de Safi, en cuyo caso el consumo interior puede aumentar considerablemente.

La actual capacidad de Marruecos puede estimarse en 12 millones de t, estando el país lanzado a un ambicioso proyecto de expansión, que contempla la posibilidad de llegar a 18 millones de t en 1975.

La explotación del fosfato marroquí se lleva a cabo por una sociedad estatal, Ofice Cherifienne Des Phosphates (O. C. P.), que se ocupa también de la comercialización.

Hay dos centros principales de explotación en Marruecos: Khouribga y Youssufia. La primera, con ocho centros de explotación, tiene aproximadamente el 75 por 100 de la capacidad total de producción. La explotación en Khouribga se hace a cielo abierto en un 45 por 100 del total, y en Youssufia, en un 30 por 100. La tendencia es aumentar las explotaciones a cielo abierto, pues los problemas de sostenimiento de techo, mecanización y dispersión en las explotaciones subterráneas son crecientes.

Hoy día, las dificultades a que tiene que hacer frente la O. C. P. son, fundamentalmente, de tipo económico, puesto que, por una parte, la explotación se encarece y, por otra, los precios de venta bajan continuamente, presionados por los productores americanos. Causa determinante de los aumentos de costo pudiera ser la mano de obra, creciente en número y exigencias. Se estima que en total la O. C. P. emplea del orden de 18.000 hombres.

La calidad del fosfato marroquí es considerada por todos los fabricantes como buena. Si existen algunas quejas, éstas se refieren, en general, a la falta de cumplimiento de las leyes en P_2O_5 contractuales. Marruecos vende fosfato de baja ley, 68-70 por 100 y también de alta calidad, 80-82 por 100, si bien esta última tiende a descender porcentualmente en el total de las ventas, que básicamente están formadas por leyes entre 72 y 77 por 100 FTC. Marruecos, al igual que Florida, exporta una calidad 75-77 calcinada.

Como se ha dicho, la política de O. C. P. es francamente expansiva, pretendiendo alcanzar los 18 millones de toneladas anuales. Para tales planes se han conseguido créditos exteriores de 135 millones de dólares, aunque, al parecer, el fracaso de Ben Guerir, aún reciente, ha frenado un poco los planes iniciales.

El fosfato marroquí se exporta principalmente por Casablanca (Khouribga) y, en forma menos intensa por Safi (Youssufia). El primer puerto carga ahora buques de 35-40.000 tpm, con rendimientos horarios de carga de 1.800 t. Las obras en curso prevén que, a partir de 1972, podrán atracar en los muelles de la O. C. P. buques de 60.000 tpm y cargar 2.500 t/hora. Safi puede recibir buques de 16-18.000 tpm y cargar con un ritmo de 1.000 t/hora.

En cuanto a reservas se calcula que están por encima de los 2.000 millones de t.

Túnez

Túnez es el tercer exportador tradicional, dentro de los países del mundo occidental. La actual capacidad de producción es de 3,4 millones de t, existiendo proyectos que según los interesados elevarán la capacidad a 4,2 en 1970, 5 en 1972 y 7,9 en 1976.

El problema del fosfato tunecino radica tanto en su baja calidad media como en los altos costes de explotación. La actual capacidad por calidades es del orden del 75 por 100 en leyes inferiores al 70 por 100. Las calidades 72 por 100 o superiores casi siempre se consiguen con el tipo llamado «epuré», que exige un tratamiento con ácido fosfórico para elevar la ley.

Factor favorable para las exportaciones tunecinas es su privilegiada situación en el área mediterránea, a la que puede servir por los puertos de Ssax y La Goleta con calados para buques de hasta 15-17.000 tpm.

Togo

Unicamente existe una mina explotada por la Compagnie Togoloise des Mines de Benin, en la que participan, en forma mayoritaria, capital francés y además la compañía americana Grace y el Gobierno togolés.

La capacidad actual es de 1,5 millones de t al año, esperándose se eleve en los próximos años hasta 2 millones. Aunque se trata de un material con muy buen mercado, no parece posible subir la producción por encima de estas cifras, debido a la escasez de reservas, que se estiman no son superiores a los 60 millones de toneladas.

Se trata de un fosfato de alta ley, 80-82 por 100 FTC, que, aunque con un contenido en cloro relativamente alto (0,1 por 100), no ha tenido, hasta ahora, problemas de utilización. Por otra parte, parece ser que la compañía se desenvuelve en buenas condiciones económicas.

Las exportaciones se hacen por el puerto de Kpemé, tipo «off-shore», que puede recibir buques de hasta 40.000 tpm y cargarlos con un rendimiento horario de 2.500 t.

Senegal

Por la clase y calidad del fosfato, capacidad productiva y reservas, las características son muy parecidas a las de Togo. También es explotada por una compañía con participación mayoritaria francesa, americana (IMC) y del Gobierno de Senegal. Ahora bien, parece ser que las condiciones en que se desarrolla la explotación son menos favorables que en Togo, y la compañía explotadora ha experimentado fuertes pérdidas últimamente. Un cambio en el método de explotación, que ahora está poniéndose a punto, se espera mejore los resultados, pero, de todas formas, no se cree que éstos cambien de forma radical.

Los planes de expansión prevén pasar de 1,5 millones de t al año. Las exportaciones se hacen por el puerto de Dakar, prearado para buques de 30.000 tpm.

URSS

Es el segundo productor mundial y primero del bloque comunista. Tanto desde un punto de vista puramente técnico, como comercial y económico, las condiciones son distintas de las de los países examinados hasta ahora. El Estado soviético es el único explotador de las minas y, por consiguiente, el mayor productor individual del mercado mundial.

La capacidad actual es de 24 millones de t, existiendo planes de expansión de gran alcance que prevén llegar a los 36 millones en 1975. Igual que EE. UU, la URSS cuenta con un mercado interno muy fuerte y en continuo crecimiento. Los excedentes han sido absorbidos hasta fechas recientes y en forma fundamental por los países satélites que, por sus especiales vinculaciones con Rusia, pueden considerarse como mercados dependientes. No obstante, en los últimos años el fosfato ruso ha ido conquistando mercados, principalmente en Europa Occidental. Siendo el fosfato de precio FOB más caro del mundo, el empleo por el Estado soviético de fletes políticos lo hace seriamente competitivo.

Cabe distinguir en Rusia dos tipos de minas, claramente diferenciadas. Las sedimentarias, en zonas interiores del país, y las de apatito, de origen ígneo, de la península de Kola. Las primeras destinan toda su producción, en general de leyes medias o bajas, al mercado interior.

Las explotaciones de la península de Kola pueden considerarse como uno de los esfuerzos y logros técnicos más notables de la minería actual. Trabajando en condiciones de clima durísimas, contra una naturaleza adversa, se ha desarrollado un complejo minero del mayor interés. La explotación se hace a cielo abierto y subterránea, y la salida del mineral se hace por ferrocarril hasta el puerto de Murmansk. Las reservas de Kola se estiman en 2.700 millones de t, de los cuales 400 son seguros, con leyes medias de 18,5 por 100 de P_2O_5. La capacidad será pronto de 25 millones de t. La preparación del mineral es cara, requiriéndose flotación para las leyes de hasta 84 por 100 FTC.

Islas del Pacífico

Las tres islas, Christmas, Ocean y Nauru, aunque geográficamente separadas, pueden considerarse como un conjunto, desde el punto de vista de su aportación al mercado mundial del fosfato. Este producto constituye, prácticamente, la única riqueza de las islas.

Se trata de un fosfato de alta ley (80-84 por 100) que, aunque rico en materias orgánicas, tiene buena aceptación en su mercado natural, que es Japón y Australia. Los fletes hacen difícil competir con este material en tales mercados, e igual razón hace que el mismo no tenga posibilidades en Europa y América.

Explotado y comercializado antiguamente el fosfato por la British Phosphate Commission, hoy día, con la independencia de Nauru, se ha logrado también una mayor autonomía comercial, llegándose a ciertos compromisos entre las islas y Australia, por medio de la antigua BPC.

La capacidad conjunta actual es del orden de 4,6 millones de t, pensándose en llegar a 5-6 millones en 1975, haciéndose esta ampliación únicamente en Christmas, pues

las reservas de Nauru y Ocean no permitirían fuertes aumentos de producción.

Concretamente, el grupo Mitsubishi, del Japón, ha invertido fuertes sumas en Nauru (20 millones de dólares).

OTROS PRODUCTORES

a) *Oriente Medio*

Israel, Jordania, Siria y la RAU tienen explotaciones de fosfato de calidad no muy alta, pero disfrutan de una posición muy favorable con respecto al importante mercado indio. Sus planes de expansión están condicionados y frenados por dificultades económico-políticas.

b) *Suráfrica*

Explota los interesantísimos apatitos de Palaborwa, de leyes bajas, pero concentrables, de forma que puedan abastecer el mercado interior, y quizás, en un futuro, pensar en exportaciones hacia el Indico y Pacífico.

c) *India y Brasil*

Ambos países luchan por conseguir una fuente autónoma de aprovisionamiento de fosfato, pero de momento las posibilidades se limitan a minas pequeñas y de baja ley, lo que no podrá independizarles, de cara a sus crecientes necesidades.

d) *Argelia*

Hoy, con una producción limitada, podría alcanzar en 1975 una capacidad del orden del millón de toneladas.

11.3.3.5 **Nuevos proyectos**

Sin duda alguna, lo más interesante y, desde luego, lo más avanzado, en cuanto a ejecución, es la explotación de Bu-Craa, en la provincia española de Sahara. Merece citarse también por lo ambicioso de los proyectos los siguientes:

PERÚ

En el desierto de Sechura existen yacimientos extensos y complejos de fosfato y potasa. Las leyes no parecen ser muy altas y las dificultades para la explotación grandes, entre otras razones por las condiciones geográficas.

Hasta hace poco, la compañía americana Kaiser estuvo interesada en Minera Bayobar, nombre de la presunta explotadora, pero parece haber desistido del negocio. Noticias no confirmadas hablan de que un importante grupo industrial japonés ha tomado una fuerte participación en «Minera Bayobar».

Todo cuanto se conoce sobre este tema es confuso, pero se habla de llegar a una producción de 10 millones de t al año, sin especificar fecha. No cabe duda de que si el proyecto se hace algún día realidad, con precios y calidades razonables, Perú podría tener una posición clave en el mercado del Pacífico.

AUSTRALIA

En el norte de Australia, en Qeensland, se han encontrado yacimientos de fosfato. Se ha invertido ya bastante capital en la investigación, y están interesados en el asunto compañías de la categoría de Broken-Hill. El problema parece ser las características desérticas de la zona y la distancia al mar, que es del orden de 600 millas.

11.3.4 MERCADO Y COMERCIO MUNDIAL DE FOSFATOS

11.3.4.1 Zonas de consumo

Las zonas de consumo más importantes están localizadas en los países desarrollados, integrados en las siguientes regiones geográficas: América del Norte, Europa Occidental, Europa Oriental, URSS, Oceanía y Japón, los cuales consumieron el 85 por 100 del total mundial.

En el cuadro siguiente se presenta el reparto de los 74,8 millones de t de fosfato comercial, consumidos en 1968 por áreas geográficas de desarrollo económico.

CONSUMO MUNDIAL DE FOSFATO EN 1968 EN LAS PRINCIPALES REGIONES

	Cantidad de consumo	Porcentaje sobre total
Países desarrollados	63,9	85,4
América del Norte	25,1	23,5
Europa Occidental	15,8	21,1
Europa Oriental	5,2	6,8
URSS	9,7	12,8
Oceanía	4,6	6,1
Japón	3,5	4,5
Países subdesarrollados	7,6	10,2
Europa Meridional	2,8	3,8
Africa	1,7	2,3
Sudamérica	1,1	1,4
Asia	2,0	2,7
Varios:		
Países comunistas en Asia	2,2	3,0
Suráfrica	1,1	1,4
	74,8	100,0

Unidad: Millones de t.

Dentro de los mercados de consumo, podemos considerar los siguientes tipos: mercados libres o no sujetos a control alguno (los de Europa Occidental principalmente); mercados cautivos o controlados (USA, URSS, Canadá, Australia y Nueva Zelandia, por los productores de las islas del Pacífico). Por último, los mercados semicautivos o semicontrolados, que son (América Central y el Japón, por los EE. UU.; Europa Oriental, por la URSS, aun cuando empieza ahora a comercializarse allí fosfato de Florida y de los productores de Africa del Norte y Oriente Medio).

En el período 1960-69, el consumo de mineral fosfatado pasó de 37,8 a 77 millones de t, lo que supone un incre-

mento absoluto del 103 por 100, equivalente a 39,2 millones de t. El crecimiento anual medio fue del 11,5 realmente significado. La estructura del consumo en dicho período se presenta en el cuadro siguiente, confeccionado con los datos recogidos de las importaciones realizadas por los países no productores y con los datos correspondientes a las ventas interiores (suministros locales) de los países productores.

EVOLUCION DEL CONSUMO MUNDIAL DE MINERAL FOSFATADO EN EL PERIODO 1960-68

Año	Bloque libre	Bloque socialista	Total mundial
1960	30,50 (80,6 %)	7,30 (19,4 %)	37,80
1961	32,10 (80,6 %)	7,70 (19,4 %)	39,80
1962	34,90 (79,6 %)	8,90 (20,4 %)	43,80
1963	37,75 (78,0 %)	10,65 (22,0 %)	47,40
1964	41,22 (74,3 %)	14,21 (25,7 %)	55,43
1965	46,02 (75,0 %)	15,39 (25,0 %)	61,41
1966	54,45 (76,0 %)	17,25 (24,0 %)	71,70
1967	55,67 (76,8 %)	16,80 (23,2 %)	72,58
1968	56,13 (74,8 %)	18,86 (25,2 %)	75,00
1969	57,50 (74,6 %)	19,50 (25,4 %)	77,00

Unidad: Millones de t.

Para el período 1970-1975, el incremento medio anual de la demanda de fosfato esperada en el mundo oscila entre el 6,7 por 100 y el 9,8 por 100 anual, según las distintas predicciones.

Una estimación prudente del consumo podría ser la siguiente:

1970	1975	Incremento en t.	Crecimiento medio anual Porcentaje
85,6	119,9	33,4	7,8

11.3.4.2 Exportaciones de fosfatos

En el período 1960 a 1969, las exportaciones experimentaron un crecimiento del 85 por 100, equivalente a 16,5 millones de t. Tomando como base la producción de dicho período, el porcentaje comercializado de la misma pasó del 48,1 por 100 al 46,4 por 100, valores ambos muy parecidos.

COMERCIO MUNDIAL DE MINERAL FOSFATADO EN EL PERIODO 1960 A 1968

Año	Cantidad exportada	Porcentaje que representó de la producción
1960	19.434	48,1
1961	20.410	46,7
1962	20.725	45,5
1963	23.749	49,2
1964	28.159	49,6
1965	29.023	46,3
1966	32.371	43,7
1967	33.110	45,0
1968	37.361	47,4
1969 (1) ...	36.000	46,4

(1) Phosphorus & Potassium (marzo-abril 70) señala para los exportadores del mundo libre un descenso del 3 por 100 en 1969 (30,2 millones de toneladas frente a 31,3 en 1968). Para el mundo comunista se ha tomado una cifra aproximadamente igual a la de 1968.

Unidad: Miles de t.

11.3.4.3 Principales zonas exportadoras

Los principales centros exportadores son, por orden de importancia, los siguientes: Africa del Norte (Marruecos), Estados Unidos, Rusia e islas del Pacífico.

En el cuadro más adelante expuesto, y para el período 1963 a 1969, confeccionado con los datos disponibles de cierta fiabilidad, se indican los tonelajes exportados e incrementos alcanzados en dicho período.

C. productores	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969	Var. porcentaje 1969/63
Marruecos	8.515	10.116	9.553	9.209	9.344	10.094	10.742 (1)	+ 26,1
EE. UU.	4.703	5.743	6.863	8.362	9.408	10.940	9.431	+ 100,0
URSS	2.157	2.848	3.492	4.478	4.655	4.895	5.300	+ 145,7
I. Pacífico	3.023	3.408	3.018	3.642	3.338	3.923	3.807	+ 26,0
Resto Produc. Norte Africa ...	2.299	2.269	2.418	2.433	2.346	2.712	2.210 (1)	— 4,0
Africa Occ.	931	1.491	1.803	2.286	2.024	2.322	2.347	+ 152,0
Oriente Medio	967	1.232	1.079	1.607	1.853	2.224	2.165	+ 123,8
Varios (2)	1.155	1.052	595	323	142	141	200 (e)	—
TOTALES	23.749	28.159	29.023	32.371	33.110	37.361	36.000	51,6

(1) Phosphorus & Potassium (marzo-abril 70).
(2) Curaçao, Méjico y algún país comunista.
(e) Estimada.

Unidad: Miles de t.

Del análisis del cuadro anterior se deduce que todos los centros productores, a excepción de algunos del Norte de Africa, incrementaron sus exportaciones en el período que se analiza. Incrementos muy significativos fueron alcanzados por los productores de Africa Occidental, la URSS, los de Oriente Medio y los de EE. UU. (Florida). Relativamente poco elevados fueron los de Marruecos y las islas del Pacífico. Túnez y Argelia conjuntamente registraron un ligero descenso.

El grado de participación de los principales centros productores (Marruecos, Estados Unidos, URSS e islas del Pacífico) en el comercio mundial fue en el período de 1963 a 1969 el siguiente:

GRADO DE PARTICIPACION (PORCENTAJE) EN EL COMERCIO MUNDIAL DEL PERIODO 1963-69

Centro productor	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969
Marruecos	35,8	35,9	33,0	32,4	33,1	27,0	29,8
EE. UU.	19,8	20,3	23,6	25,8	28,4	29,2	26,2
URSS	9,1	10,1	12,1	13,8	14,0	13,1	14,7
Islas del Pacífico	9,2	12,1	10,7	11,2	10,1	10,4	10,5
Resto Mundo	26,1	21,7	20,6	16,6	14,4	20,3	18,8
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Del anterior cuadro se desprende que el grado de participación de Marruecos en el comercio mundial descendió del 35,8 por 100 en 1963 al 29,8 en 1969; ocurriendo lo contrario en los EE. UU., donde se ha registrado un incremento significativo al pasar del 19,8 por 100 al 26,2 por 100.

En el año 1968 se dio la circunstancia que por primera vez EE. UU desposeyó a Marruecos del liderato como primer país exportador de fosfato en el mundo.

11.3.4.4 **Zonas importadoras**

Las principales regiones importadoras de fosfato son lógicamente aquellas carentes de yacimientos de dicho mineral. Por orden de importancia son las siguientes: Europa Occidental, Europa Oriental, Asia (Japón) y Oceanía.

En el cuadro siguiente se ha recogido la evolución experimentada globalmente en el período 1963-1968, por las importaciones de fosfato en las regiones más relevantes del mundo libre y socialista.

IMPORTACIONES DE MINERAL FOSFATADO EN EL PERIODO 1963-68

	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1968/63 Variación porcentaje
BLOQUE LIBRE							
Europa Occidental	11.784	13.445	14.476	14.975	15.515	17.474	+ 48,2
Asia (Japón)	2.840	3.262	3.350	3.873	3.889	4.812	+ 69,4
Oceanía	2.550	3.466	3.571	4.655	4.159	4.602	+ 80,4
América	1.797	1.907	1.987	2.723	3.428	3.047	+ 69,5
Africa	330	304	210	292	187	77	— 75,0
TOTAL	19.301	22.384	23.794	26.518	26.178	30.012	+ 55,0
BLOQUE SOCIALISTA							
Europa Oriental	3.123	3.931	4 098	4.685	5.230	5.914	+ 89,3
Otros	325	804	637	773	868	1.370	+ 321,5
TOTAL	3.448	4.735	4.735	5.458	6.098	7 284	+ 112,5
TOTAL MUNDO	22.749	27.119	28.529	31.976	33.276	37.296	+ 63,9

Unidad: Miles de t.

Del análisis del cuadro anterior se observa que en el período objeto de estudio Europa Oriental incrementó sus exportaciones el 48,2 por 100, equivalente a unos 5,6 millones de t, con un índice de crecimiento medio anual del 9,2 por 100 aproximadamente.

En Asia, el Japón es el país importador más representativo. El incremento aquí fue del 69,4 por 100.

En América, donde Canadá absorbe el 68,6 del total de importaciones de dicho continente, el incremento fue también importante.

En su conjunto, los países importadores del mundo libre incrementaron sus compras de fosfato en un 55,5 por 100, registrándose un crecimiento medio anual del 7,1 por 100.

En los países comunistas, los países de Europa Oriental experimentaron un crecimeinto del 89,3 por 100 en sus importaciones, siendo el crecimiento medio anual del 17,8, realmente importante.

11.3.4.5 **Perspectivas del mercado de exportación**

Ya se han hecho algunas previsiones sobre consumos globales, limitando la cuestión a la importación por zonas geográficas. Para 1975 podría establecerse el siguiente pronóstico:

América del Norte	4,0
Europa occidental y meridional	29,2
Europa socialista	8,3
Japón	4,0
Asia socialista	1,0
Asia libre	4,6
Latino-América	3,0
Africa	0,6
TOTAL	53,7

Unidad: Millones de t.

11.3.5 EL MERCADO DE PRODUCTOS INTERMEDIOS

Ya se han definido anteriormente lo que se entiende por productos intermedios. La cuestión se limita aquí al ácido fosfórico, que es el que, con las perspectivas actuales, parece tener mayor porvenir en el mercado.

11.3.5.1 El factor transporte

En el comercio de fertilizantes y de sus materias primas, el capítulo fletes tiene una importancia primordial. Una variación de dos dólares por t, variación por otra parte completamente normal en el mercado tan variable e imprevisible como el de fletes, puede cambiar el signo de la competencia entre los dos primeros exportadores.

Aceptando como buena la hipótesis de que muchos exportadores actuales deberán abrir nuevos mercados y que éstos han de ser, en buena parte, los países en vías de desarrollo, cabe considerar cómo éstos podrían importar el elemento nutriente P_2O_5, de forma que consiguieran el máximo de economía.

Limitándose a los principales importadores posibles, se da el caso de que, prácticamente, ninguno de ellos es productor de azufre o de fosfato, al menos no de ambos en cantidades suficientes. Las alternativas que se ofrecen son:

Importación de las materias primas para fabricación de los abonos fosfatados.

Importación del elemento intermedio.

Importación de los abonos terminados.

En los cuadros 11.3 - 3, 11.3 - 4 y 11.3 - 5 se detallan cifras comparativas de costes de producción local e importaciones, tomando como base un país tipo: India. Se destaca también la influencia de los fletes y se llega a las conclusiones siguientes:

Para situar en puerto indio las materias primas necesarias para una t de P_2O_5, en forma de fosfórico del 54 por 100, los fletes necesarios estimados serían:

50$ desde EE. UU.
53$ desde Marruecos (Cabo de Buena Esperanza).
35$ desde Marruecos (Canal de Suez).

Por t de fosfórico del 54 por 100, en puerto indio, se pagaría como fletes, almacenaje y manipulación:

24,3$ procedente de EE. UU.
17,0$ procedente de Marruecos.

Puede verse la gran influencia del flete y cómo para una fabricación local del fosfórico habría que partir ya de unas materias primas extraordinariamente caras. El transporte para fertilizantes es muy variable, según se haga a granel o en sacos, pero siempre más barato por t de P_2O_5 que si se compara con las materias primas.

CUADRO 11.3 - 3

FOSFATOS

COSTOS ESTIMADOS DE LAS MATERIAS PRIMAS POR TONELADA DE ACIDO FOSFORICO 54 POR 100 ENTRE 1970 Y 1980

En puerto indio

Localización de la planta	Origen del fosfato	Costo CIF fosfato	Costo CIF azufre	Total	Parte coste flete
Florida	Local 73-BPL	23,10	25,50	48,60	—
Méjico	Florida 73-BPL	28,05	19,00	47,00	4,95
Marruecos	Local 75-BPL	24,40	27,20	51,60	2,55
Túnez	Local 66-68 BPL	22,20	30,40	52,60	2,85
Aquaba	Local 66-68 BPL:				
	(A)	29,60	40,85	70,45	13,30
	(B)	29,60	36,10	65,70	8,55
	(C)	29,60	23,80	53,40	3,00
Europa Occidental	Florida 73-BPL	34,65	25,50	60,15	11,55
	Marruecos 75-BPL	36,30	25,50	61,80	8,25
	Florida 73-BPL	61,05	35,70	96,75	49,80
India	Marruecos 75-BPL:				
	(A)	69,30	35,70	105,00	53,10
	(B)	56,10	31,45	87,55	34,85
	Túnez 66-68:				
	(A)	70,30	39,90	110,20	59,50
	(B)	51,80	35,15	36,95	37,20
	Aquaba:				
	(A)	51,80	39,90	91,70	33,00
	(B)	51,80	35,15	86,95	29,06

(A) Suez cerrado.
(B) Suez abierto.
(C) Azufre de recuperación de refinería Golfo Pérsico.

FUENTE: T. E. O. C. D. E.

CUADRO 11.3 - 4

FOSFATOS

ESTIMACION DE COSTOS DEL ACIDO FOSFORICO IMPORTADO EN LA INDIA SEGUN PROCEDENCIAS (SUEZ ABIERTO)

En dólares/t. producto 54 por 100 vía húmeda

COSTOS	Marruecos	Túnez	Aquaba	Florida	Costo fabricación en India
Costo FOB fábrica	52,5	57,2	53,0	48,5	
Manutención local	1,5	9,8	1,5	2,8	
Costo FOB buque	54,0	59,0	54,4	54,3	
Costo transporte	11,0	10,0	8,0	17,0	
Manutención India	4,5	4,5	4,5	4,5	
Costo total India por:					
t. ácido	69,5	73,5	67,0	72,8	94/103 (a)
t. P_2O_5	128,7	136,1	124,1	135,0	172/190

(a) Variable según la procedencia de la materia prima.
FUENTE: O. C. D. E.

CUADRO 11.3 - 5

FOSFATOS

COMPARACION DE COSTOS DE TSP Y DAP GRANULADO, IMPORTADO O PRODUCIDO EN LA INDIA CON FOSFORICO IMPORTADO

PRECIOS FOB - CIF	66/67	67/68	69/70	Fabricación India
Precios FOB Golfo Méjico:				Precios FOB fábrica
D. A. P.	82,5	74,0	75,2	90,1
T. S. P.	58,1	50,7	45,7	66,2
Transportes buques no americanos:				
Flete USA-India	14,5	15,5-17,5	13,7-14,5	—
Precio CIF-India:				
D. A. P.	97,0	90,0	89,2	—
T. S. P.	72,6	66,7	59,7	—
Transporte buques americanos:				
Flete USA-India	35/39	51/56	45/48,5	—
Precio CIF-India:				
D. A. P.	120,5	126,0	91,7	—
T. S. P.	96,1	102,7	121,2	—

FUENTE: O. C. D. E.

11.3.5.2 Costos comparativos

Tomando, con todas las reservas posibles, los datos que se dan a continuación, podrían establecerse los siguientes precios para el ácido del 54 por 100, en puerto indio, según las procedencias:

	Dólares/t.
Acido de producción local, según procedencia de las materias primas	172/190
Acido importado de EE. UU.	135
Acido importado de Marruecos (Suez)	129
Acido importado de Marruecos (Cabo de B. Esperanza)	144
Acido importado de Túnez (Suez).	136
Acido importado de Túnez (Cabo de B. Esperanza)	156
Acido importado de Aquaba (Jordania)	124

En cualquier caso, se ve que la importación resulta ventajosa comparada con la producción local.

Por otra parte, siendo éste un tipo de industria que exige grandes inversiones con relación a los puestos de trabajo que crea, no parece sea la más interesante para países con pocos recursos.

11.3.5.3 Conclusiones

De todo ello parece deducirse que el tráfico de ácido fosfórico será creciente en los próximos años, y que muchos actuales exportadores de roca derivarán parcialmente hacia la exportación del producto intermedio. En el cuadro 11.3 - 6 se resumen las previsiones de oferta y demanda de ácido en el mundo hasta 1980. Del mismo modo, puede deducirse que la oferta total de ácido será de 3 millones de t de P_2O_5 y que solamente los países en vías de desarrollo necesitarán del orden de 2,5 millones.

Ahora bien, hasta el momento las adquisiciones de fertilizantes por los países en vías de desarrollo han estado muy ligadas a la ayuda, por parte de los países desarrollados, ayuda casi siempre condicionada y que ha creado una serie de mercados cautivos, que están pagando los fertilizantes y sus materias primas a precios considerablemente más altos que los vigentes en el mercado libre. De aquí las recomendaciones de la OCDE para liberar la ayuda, cosa que parece se va consiguiendo, aunque con gran lentitud.

CUADRO 11.3 - 6

FOSFATOS

OFERTA Y DEMANDA PREVISIBLE DE ACIDO FOSFORICO EN EL MUNDO ENTRE 1970 Y 1980 (EN MILES DE TONELADAS P_2O_5)

Oferta/demanda de ácido	69/70	70/71	71/72	72/73	73/74	74/75	75/76	80/81
1. OFERTA								
1.1 *Proyectos existentes o en construcción*								
1.1.1 Oferta total	300	610	800	940	940	940	940	940
1.1.2 Países en desarrollo (OF)	250	500	650	700	700	700	700	700
1.2 *Proyectos previstos hasta 1980*								
1.2.1 Oferta total	300	610	800	940	940	1.150	1.450	3.050
1.2.2 Oferta países en desarrollo	250	500	650	700	700	910	1.210	2.810
1.2.3 Oferta países en desarrollo (Proveniente de países desarrollo)	100	250	400	450	450	450	650	2.550
2. DEMANDA								
2.1 Demanda en países en desarrollos/proyectos decididos	—	25	100	180	310	450	545	610
2.2 Demanda total en países en desarrollo	—	25	150	280	450	750	945	2.500

FUENTE: O. C. D. E.

Por otra parte, se decía que probablemente muchos países actualmente exportadores de fosfatos tendrían que buscar nuevos mercados en los países en vías de desarrollo. Cabe preguntarse si este comercio, que descansa obligadamente sobre una base de tratados de intercambios, no se desarrollará mejor exportando el fosfórico.

En cualquier caso, no parece que un productor-exportador importante de fosfato pueda hoy ignorar la nueva circunstancia del mercado a que se vienen refiriendo estas notas. Circunstancia que hace considerar la exportación de ácido como un complemento necesario de la exportación de fosfatos.

11.3.6 EL MERCADO ESPAÑOL

El mercado español de fosfato tiene hoy importancia suficiente, dentro del conjunto mundial, como para interesar a cualquier productor. En el caso de un productor nacional, sin llegar al extremo de EE. UU. y URSS, cuyos propios mercados son muy superiores a los exteriores, estaría ante un mercado lo suficientemente importante como para constituir un apoyo o complemento de las exportaciones, de valor extraordinario.

11.3.6.1 Consumo nacional de fertilizantes y tendencias

España ha experimentado un aumento creciente en el consumo de los elementos fertilizantes N, P y K. Es al N a quien corresponde un índice de crecimiento más fuerte. La evolución del consumo de elemento nutriente por Ha puede verse en el cuadro siguiente:

CONSUMO EN KILOGRAMOS DE FERTILIZANTES POR HECTAREA

Año	N	P_2O_5	K_2O	Total
1965	24,8	20,4	6,4	51,6
1966	24,8	19,4	7,0	51,7
1967	28,2	20,8	9,3	58,2
1968	32,0	22,7	10,6	65,3
1969	46,1	24,8	13,3	74,2

Los índices de crecimiento fueron, por orden de importancia, de 107,8 por 100 para K_2O, 45,5 por 100 para N y 21,5 por 100 para P_2O_5.

Si se limita el examen a los abonos fosfatados, los consumos en España fueron los siguientes:

CONSUMO DE FERTILIZANTES FOSFATADOS EN ESPAÑA P_2O_5 E IMPORTACIONES DEL CONSUMO DEL SUPERFOSFATO

Año	Consumo total P_2O_5	Superfosfato	Porcentaje sobre total
1960	296.032	293.671	99.20
1961	312.099	305.248	97.80
1962	336.812	324.709	96.40
1963	312.795	300.798	96.17
1964	319.415	298.224	93.20
1965	330.209	300.824	91.11
1966	322.100	277.024	86.00
1967	350.000	256.410	73.20
1968	370.000	240.000	63.50

Unidad: t.

Del cuadro se deduce que hay un consumo creciente de P_2O_5 bajo la forma de abonos complejos.

Es interesante comparar el consumo de fertilizantes fosfatados por kg/Ha entre España, Francia e Italia:

PAIS	1965	1966	1967	1968	1969
Francia	40,9	42,3	46,8	50,7	s/d
España	20,4	19,9	20,8	22,7	29,8
Italia	23,9	27,0	27,6	27,6	s/d

Se observa una diferencia desfavorable a España, sobre todo si se compara con Francia. Esta comparación, hecha con Bélgica y Holanda, sería aún más desfavorable.

Parece probable, a la vista de la evolución general de consumo en España y en otros países europeos, que los consumos sigan creciendo moderadamente. De estudios recientes pueden sacar, como conclusiones prudentes, los siguientes consumos totales en toneladas:

Año	Consumo total P_2O_5	Superfosfato	Complejos
1971	450.000	215.000 (4 %)	235.000 (53 %)
1975	520.000	158.000 (30 %)	362.000 (70 %)

11.3.6.2 **Consumo nacional de mineral fosfatado y tendencias**

Las cifras totales de fosfato importadas son las siguientes:

Año	Tonelaje importado	Variación año anterior (porcentaje)
1960	1.032.504	+ 0,3
1961	1.002.203	— 3,2
1962	1.056.178	+ 5,3
1963	1.058.539	+ 0,1
1964	1.113.550	+ 5,1
1965	1.157.878	+ 3,9
1966	1.169.134	+ 1,0
1967	1.146.356	— 2,0
1968	1.287.550	+ 12,3
1969	1.380.000	+ 7,8

Unidad: t.

Hay un crecimiento no muy rápido, pero sí sostenido, de 3,2 por 100.

De acuerdo con las tendencias observadas, tanto en el consumo de mineral como de abonos. podría estimarse el consumo futuro como sigue:

Año	Consumo en t.
1971	1.470.000
1973	1.550.000
1975	1.640.000

Del mayor interés resulta el análisis por calidades del fosfato importado.

Calidad (porcentaje FTC)	1960	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
65 por 100 e inferior	23,84	21,00	21,38	24,22	14,59	11,18	8,12	14,83	8,25
70 por 100	43,71	46,77	25,64	29,00	24,05	34 40	35,28	31,02	29,50
73 por 100	—	—	—	—	5,22	3,49	10,65	13,84	15,70
75 por 100	33,15	32,00	52,64	46,78	55,94	50,93	45,95	46,51	46,35
80 por 100 y superior	—	—	0,23	0,50	—	—	—	—	0,20
	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Del cuadro se deduce una marcada tendencia hacia el consumo de calidades altas, entendiendo como tales la 73-75 por 100.

Si el análisis se hace por procedencias del fosfato, podría establecerse el cuadro 11.3 - 7.

La parte preponderante de las importaciones corresponde a las compras de fosfato marroquí, que ha vendido a España durante el decenio una cifra muy cercana al 10 por 100 del total de sus exportaciones. Por lo tanto, España es para Marruecos un cliente de primerísima categoría.

Han desaparecido las importaciones de Argelia, disminuyendo considerablemente las de Túnez, mientras que EE. UU. toma una posición muy fuerte en el mercado español. Asimismo, hay que señalar la presencia creciente de Israel, como una prueba más de la buena política comercial practicada por dicho país. Las importaciones egipcias deben considerarse, en general, como resultado de acuerdos tendentes a nivelar la balanza de pagos entre los dos países.

CUADRO 11.3-7

PROCEDENCIA

Año	Marruecos	Túnez	Argelia	Egipto	Jordania	EE. UU.	Togo	Senegal	Israel
1960	638.378	5.730	204.081	29.075	6.750	148.490	—	—	—
1961	742.143	4.650	205.980	—	—	47.030	2.400	—	—
1962	678.840	28.705	177.400	14.150	—	15.721	—	5.322	—
1963	736.945	51.655	168.215	35.210	—	66.514	—	—	—
1964	806.762	139.795	12.940	9.400	—	144.653	—	—	—
1965	932.979	129.514	—	—	—	295.383	—	—	—
1966	855.121	61.841	3.580	25.984	—	214.176	—	—	8.468
1967	676.251	136.246	—	33.802	—	275.077	—	—	21.460
1968	917.816	59.815	—	45.914	—	225.629	—	—	30.511

Unidad: t.

11.3.6.3 España en el mercado mundial

Siendo España, hasta hoy, país exclusivamente importador, interesa ver la incidencia de las importaciones hechas por España, sobre el total del comercio mundial de fosfato. Reduciéndose a la década pasada, tal participación sería:

Año	Importaciones españolas	Exportación mundial	Porcentaje participación española
1960	1,033	19,434	5,3
1961	1,002	20,410	4,9
1962	1,056	20,725	5,1
1963	1,059	23,749	4,5
1964	1,114	28,159	3,9
1965	1,158	29,023	4,0
1966	1,169	32,371	3,6
1967	1,146	33,110	3,5
1968	1,288	37,761	3,4
1969	1,380	36,000	3,8

Unidad: Millones de t.

La incidencia española es decreciente, consecuencia lógica de la entrada en el comercio mundial de nuevos mercados.

11.3.7 COMERCIALIZACION

Por lo escrito hasta aquí ya pueden esquematizarse unas primeras líneas de lo que es y puede ser el comercio mundial del fosfato. Si se intentara una panorámica general y se excluyera Oceanía, que puede considerarse prácticamente consumidor total de su propia producción, los actuales movimientos de fosfato podrían resumirse como sigue:

	Millones t.
a) *Exportación:*	
EE. UU. (excluyendo Canadá, como mercado cautivo)	8,9
URSS	5,2
Africa Norte	13,3
Africa Occidental	2,4
Oriente Medio	1,8
TOTAL	31,6
b) *Importaciones:*	
Europa Occidental	15,7
Europa Oriental	5,1
Japón	3,5
Países en desarrollo y varios...	7,3
TOTAL	31,6

Las características generales de los últimos años han sido:

- Mayores aumentos de la capacidad de producción que de consumo, lo que ha determinado:
  - Deterioración continua de los precios.
  - Fuertes stocks, sobre todo en Florida.
- Una lucha muy acusada por los mercados, sobre todo en la Europa Occidental, entre los dos primeros exportadores, EE. UU. y Marruecos, hecho que ha supuesto un cierto retroceso en el mercado por parte del segundo.
- Una cierta inestabilidad en los fletes, con acusada tendencia al alza, y alza sostenida en los últimos tiempos.

Estas circunstancias hacen que existan dos áreas que marcan la tónica del mercado: Florida y Africa del Norte, y al hablar de esta última hay que pensar fundamentalmente en Marruecos; vistas las cosas desde el lado consumidor, éste establece sus estudios económicos y decisiones de compra sobre precios CIF. Con este criterio, si hubiera que pensar en un centro de gravedad del mercado de fosfato, que permitiera establecer comparaciones, habría que localizar este punto en Rotterdam. Los fletes Florida-Rotterdam, muy a «grosso modo», y dentro de las fluctuaciones de los mismos, han sido siempre dobles que los de Marruecos-Rotterdam. Esto proorciona ya una técnica en cuanto a precios FAS o FOB en origen.

Ha habido, y habrá, muchas discusiones sobre la mejor calidad del fosfato, de una u otra procedencia, pero puede aceptarse como punto de partida que ambas, en leyes iguales, son aceptables igualmente para los fabricantes. Sobre esta base, parece que la posición americana será siempre más cómoda que la marroquí, por las razones siguientes:

- Los costes americanos son siempre inferiores a los marroquíes, que, según todas las apariencias, están llegando al límite de su capacidad de concesiones en materia de precios.
- La capacidad económica de los productores americanos es, en general, muy sólida, lo que les permite desarrollar una estrategia a largo plazo, a base de precios bajos, cambiando el dinero, si fuera necesario.

Como consecuencia, es previsible el retroceso de Marruecos en sus mercados tradicionales, no sólo ante el empuje americano, sino ante otros productores, como podría ser el Sahara Español. Por ello, es de esperar que Marrue-

cos intensifique su acción comercial con los países del Este y países en desarrollo.

Estos dos países marcan la línea general de acción en el mercado. Rusia tiene, según se ha visto, una influencia nada despreciable, pero la índole de sus organizaciones comerciales será siempre menos ágil, comercialmente hablando, que otros países de menos importancia como productores. A estos últimos hay que considerarlos siempre como elementos clave a la hora de los precios, pues para envilecer los precios de materias primas bastan pocas toneladas oportunamente colocadas.

Con esta introducción, que pretende dar una idea general de la tendencia de compras y ventas, puede entrarse en detalles de la mecánica de los mercados.

11.3.7.1 Competencia

Otra vez hay que considerar unas circunstancias muy diferentes de las que existen en el mercado de la potasa, pues mientras en éste existen acuerdos de cooperación, sobre todo en lo que a los productores europeos se refiere, en el fosfato la ley hoy imperante es la lucha de todos contra todos. Esta ha conducido, sin duda alguna, a la actual situación de superproducción y precios, que no se vacila en calificar como de absurdamente bajos. Sin duda alguna, una colaboración o entendimiento entre productores sólo podría reportar beneficios.

11.3.7.2 Mercados controlados

Algo se ha hablado ya de esto en epígrafes anteriores. Es un hecho con el que hay que enfrentarse. Esta vinculación de productores y consumidores puede ser de índole diversa:

a) Política.

Es, sin duda alguna, el tipo de mercado cautivo que existe entre Rusia y países satélites.

b) Económica.

Por interés del productor en las nuevas plantas consumidoras, caso muy frecuente entre los productores americanos y las nuevas industrias que van surgiendo en países en vías de desarrollo.

c) Geográfica.

La especial situación mutua hace imposible cualquier competencia de fletes, cual es el caso de las islas del Pacífico frente a Australia.

Esta cuestión de los mercados cautivos es una realidad que hay que aceptar y tener en cuenta para cualquier programación de ventas.

11.3.7.3 Fletes

En todo comercio de materias primas, los fletes tienen una importancia capital. Esto es especialmente cierto en el caso del fosfato, donde se tiene una materia prima de bajo precio por t y, en general, transporte a largas distancias.

Se decía antes que, para el comprador, lo que cuenta es el precio CIF, esto es, lo que realmente paga por la mercancía, puesta en su puerto. Así, pues, el productor ha de estar especialmente interesado en conseguir fletes lo más favorables posibles, de forma que en la suma precio FOB + flete, el primer sumando pueda ser lo más elevado posible.

Como se sabe, los fletes son sumamente variables en el tiempo y la circunstancia. Por ello, establecer una política de precios CIF requiere una gran prudencia, además de contratos de fletamento en plazos y condiciones adecuadas.

Cada día existe más la tendencia a comprar FOB, pues estando las compras centralizadas en pocas manos, el manejo de fuertes tonelajes anuales es acicate suficiente para el comprador. Este trabajo se efectúa con buques propios o, lo que es más frecuente, con buques en «time charter».

Cuando se ha hablado de los países productores, se ha hecho mención a los puertos de carga y capacidad de los mismos. En general, los puertos están preparados para cargar buques de tonelaje alto y medio en condiciones económicas. Ahora bien, las industrias de fertilizantes están, salvo contadísimas excepciones, situadas en zonas servidas por puertos de poca capacidad, por lo que la ventaja inicial que pudiera proporcionar el puerto expedidor no podría ser totalmente aprovechada al no existir las condiciones adecuadas de descarga.

Puede deducirse que las limitaciones de algunos puertos importadores impiden aprovechar a fondo las facilidades con que, en general, los productores han dotado a sus puertos.

Si se habla de coste de los fletes, hay que hacerlo con toda prudencia y sólo refiriéndose a cifras medias y orientativas, pues ya se ha dicho lo sumamente variables que son los mismos, en el tiempo y en las circunstancias. No obstante, se intenta dar a continuación un cuadro de fletes medios estimados entre puertos productores y zonas de consumo en el último año:

COSTE DE FLETES EN DOLARES POR TONELADA

ORIGEN	DESTINO								
	China R. P.	India	Polonia	Japón	Australia	Inglaterra	Francia	Holanda	Brasil
Casablanca	10,70	—	—	10,46	8,70	3,75	3,50	3,00	—
Sfax	11,30	—	3,40	—	—	—	—	—	—
Dakar	—	12,50	—	10,50	—	6,50	6,50	5,50	—
Kpeme	—	—	—	10,50	—	—	7,00	6,50	—
Kosseir-Aquaba	—	9,75	—	—	—	—	—	—	—
Christmas	—	—	—	3,80	3,75	—	—	—	—
Tampa	—	12,50	—	9,47	10,00	9,30	6,13	5,00	8,50

Para terminar con este tema hay que hacer notar que, por parte de los compradores, se considera como hecho muy normal las subidas de fletes, a veces en varios dólares/t, y esta subida, en general, se viene haciendo a costa de los productores de fosfato, por las circunstancias de precios CIF que antes se mencionaban.

11.3.7.4 Las compras

Puede hablarse de tres sistemas generales de compra de mineral:

a) Compra directa por los consumidores de fosfatos, siendo éste el procedimiento más corriente y practicado, entre otros, en los países compradores más importantes, como Inglaterra, Francia, Alemania RF, Italia, Bélgica, Holanda y España.

b) Compra a través de intermediarios por cuenta de los consumidores. Caso típico es Japón, que utiliza las grandes firmas comerciales; o también pequeños consumidores, como Inglaterra o Italia, que utilizan respectivamente la PRA o SICEA para sus compras.

c) Entidades estatales por cuenta de los consumidores. Predomina este sistema en los países comunistas o socialistas (Comercio de Estado) o en la India, donde una entidad estatal, STC, centraliza las compras.

11.3.7.5 Las ventas

Con independencia de los diversos procedimientos de compra que se siguen en los distintos mercados, cada uno de los principales exportadores mundiales de fosfato emplea, en términos generales, los mismos procedimientos de venta en todos los mercados. A grandes rasgos, este procedimiento puede describirse como de carácter centralizado en una o algunas oficinas de venta, que se complementan mediante representantes locales o regionales. La única excepción importante es la de la URSS, que negocia siempre a nivel de delegación comercial o semi-gubernamental, ya sea en el país en cuestión o en Moscú.

Existe la impresión general de que el sistema actual es grato a los compradores. Hubo un tiempo, en que los sistemas marroquíes, de gran rigidez de precios e imposición de condiciones CIF, produjeron cierto desagrado a los clientes, pero hoy día, ante un mercado en continuo endurecimiento, parece que Marruecos cambia de táctica y despliega una política comercial más fluida.

Se da gran importancia, por parte de los compradores, a un buen servicio de asistencia técnica, teniendo en este sentido muy buena reputación, tanto EE.UU como URSS, Marruecos, Túnez e Israel, que descuidaron en los primeros tiempos este servicio, tratan ahora de recuperar lo perdido.

Se analizan a continuación, en forma somera, las principales organizaciones de venta.

EE. UU.

IMC tiene su propia red de ventas, a escala mundial, con oficinas en Londres, París, Zurich, Hong-Kong, Melbourne y Quebec, así como agentes que la representan en otros países. Su gran experiencia en fertilizantes hace que su servicio de asistencia técnica sea especialmente apreciado.

Interore agrupa, hasta 1963, a siete productores americanos: Continental, Mobil, American Cyanamid, Armour, W. R. Grace, Swift y Smith Douglas. Aunque tuvo dificultades, por ser acusada de prácticas monopolíticas, sigue teniendo parte muy activa en las ventas de fosfato.

Otras empresas, sin tener propia red de ventas, han aprovechado las facilidades derivadas de venta de otros productos, como es el caso, por ejemplo, de GULF.

MARRUECOS

Hasta 1960, el fosfato de Marruecos se vendía conjuntamente con el de Túnez y Argelia, mediante el Comptoir des Phosphates de l'Afrique du Nord, con sede en París. Posteriormente, Marruecos se separó, al crearse la O. C. P., que no tiene una red internacional de oficinas como, en general, se ha visto tienen los productores americanos. En algunos países se mantienen agentes, pero, en general, las negociaciones se hacen en Rabat o en la oficina de París y, no pocas veces, se envían delegaciones de alto nivel a los países interesados.

ARGELIA, SENEGAL Y TOGO

Al deshacerse el Comptoir, se estableció la Unión Phosphatiere Africaine (UPHA), con sede en París, que comercializa los fosfatos de Argelia, Senegal y Togo.

Túnez, que en principio, formó parte de UPHA, se separó en 1965 de la organización.

TÚNEZ

Posee su propia organización de ventas, TUNIPHOS, con sede en París. Venden directamente con representantes o agentes en varios países.

JORDANIA

La Jordan Phosphate Mines Co. tiene su sede central en Jordania y agentes en varios países. Gran proporción de las ventas se hace mediante acuerdos bilaterales de intercambio.

ISLAS PACÍFICO

En su día, era la British Phosphate Commission la que comercializaba todo el fosfato de Christmas, Ocean y Nauru. Hoy día, con la independencia de Nauru, la BPC ha perdido mucha fuerza y se comercia más directamente con los países compradores, que son prácticamente Australia y Japón.

11.3.7.6 Precios y política de precios

TENDENCIAS Y DIFERENCIAS DE LOS PRECIOS

Hasta mediados de la década de 1960, era normal que existieran listas de precios en cuanto a los dos principales exportadores. Sin embargo, desde 1964, en el caso EE. UU., y desde 1966 en el de Marruecos, no se ha dispuesto de tales listas.

Dichas listas, aunque ya no sean aplicables, tienen interés, por una parte, debido a las diferencias de precio cotizadas según las calidades del mineral, y, por otra, a efectos de comparación y, finalmente por ser una indicación de las tendencias de los precios en el período a que las mismas se refieren.

LISTA DE PRECIOS DE FOSFATO DE FLORIDA EN DOLARES/TONELADA FOB

Ley	1960	Enero-Junio 61	Junio 61-Julio 64	Julio 64
64/66	6,66	6,91	6,81	7,49
66/68	6,96	7,21	7,11	7,82
68/70	7,62	7,87	7,77	8,56
70/72	8,13	8,43	8,37	9,16
71/73	—	8,69	8,59	9,45
74/75	9,14	9,65	9,40	10,34
76/77	10,16	10,67	10,42	11,46
80	—	—	—	13,97

LISTA DE PRECIOS DE FOSFATO DE MARRUECOS EN DOLARES/TONELADA FAS

Ley	1960-Junio 64		Julio 64-Junio 65		Julio 65-Octubre 66		Noviembre 66	
70/72	9,65	9,85	10,90	11,10	11,90	12,10	11,40	11,60
75/77	11,50	11,75	12,50	12,75	13,55	14,25	12,80	13,50
80/82	13,55	13,85	14,75	15,10	15,75	16,10	15,75	16,10

A partir de las fechas de terminación de los precios de la lista, las bajas han sido incesantes, lo que no quiere decir, ni con mucho, que los precios de la lista fueran nunca inmutables. Siempre hubo rebajas por fidelidad, cantidad, etc.

No puede hablarse de una ley que relacione precios y leyes. Si se examinan los precios de la lista para Florida, puede verse que en 1964 la prima por cada punto en más de ley FTC variaba desde 0,15 $ en las calidades inferiores hasta 0,50 $ en las superiores. Con respecto a Marruecos, las diferencias promediaron 0,35 $ entre leyes 70-75 y 0,55 $ entre 75 y 80. Sólo puede hablarse aquí de una tendencia o vía general, y nunca de una auténtica ley. Se estima razonable una diferencia del orden de 2 $/t entre fosfato del 75 y 80 por 100 FTC.

Naturalmente, no puede hablarse de precios únicos. Cada mercado, cada cliente, requerirá un precio, de acuerdo con las circunstancias de flete y suministro. A título puramente informativo se dan unos precios medios, que se considerarán como representantivos de los que actualmente rigen en los mercados.

Procedencia	Calidad — Porcentaje	Dólares/t.	
Rusia	75	9,50/10	FAS
Senegal	80	12/13	FAS
Togo	68/70	6	FOB
Nauru/Ocean	72	7	FOB
Túnez	75	7,75/8,25	FOB
Marruecos	82	14	FOB
Marruecos	80/82	11,50	FAS
Florida	80/82	11	FAS
Florida	82/84	13/14	FOB
Florida	72	7/8	FAS

Contratos

La duración de los contratos ha aumentado últimamente, aunque no en la medida que lo intentaron algunos productores, sobre todo Marruecos, en los comienzos de la década de 1960. Los contratos por seis meses, normales en la década anterior, no subsisten en la mayoría de los casos, no pudiendo alargarse demasiado, pues todos adivinaban que el mercado pasaría muy pronto a ser de compradores, cosa que los hechos han confirmado.

No obstante, se va acusando una tendencia creciente, sobre todo en compradores importantes, a celebrar contratos por tres a cinco años con precios revisables por campañas. Esto hace que la realidad se traduzca a contratos anuales con posibles opciones de renovación y reservas de la futura producción de los suministradores.

Es normal que los contratos incluyan cláusulas de penalización o rechazo y, de premio, en su caso, por los conceptos siguientes:

a) Humedad. Máxima generalmente admitida del tres por ciento.

b) Feral. Sobre una base específica contractualmente como contenido máximo de óxido de aluminio y hierro, se penaliza lo que excede de la misma, pudiendo ser rechazada la mercancía si excede en cierto límite.

c) Contenido en FTC. Normalmente se admite una desviación de ± 1 por 100 de la ley contractual, penalizándose por debajo de estas tolerancias y premiándose por encima.

Las revisiones por peso son normales, y sólo en casos muy especiales se tiene en cuenta otras impurezas, a efectos de penalización contractual.

Descuentos y rebajas

En los momentos actuales, las rebajas y descuentos están a la orden del día. Los criterios que se siguen son los siguientes:

a) Fidelidad. Repetir contratos, una continuidad en la utilización de una misma fuente de suministro, dan origen a descuentos muy sustanciales.

b) Cantidad. La compra de cantidades fuertes en una o varias campañas asegura al productor la estabilidad y regularidad de su negocio, factores muy a tener en cuenta a la hora de fijar precios.

Cada precio es, hoy en día, objeto de negociaciones individuales.

RESUMEN

La situación presente de la oferta y la demanda tiende a favorecer al comprador. Probablemente esto pueda cambiar a partir del año 1975. Por ello cualquier política comercial que hoy enfoque un productor de fosfato debe desarrollarse sobre las bases de:

— Máxima flexibilidad.
— Buen conocimiento del mercado.
— Política de fletes juiciosa.
— Calidad, regularidad y seriedad en los suministros.
— Buen servicio de asistencia técnica.

11.3.8 BU-CRAA Y EL MERCADO MUNDIAL

La aparición de un nuevo productor de fuerte capacidad, en un mercado actualmente saturado, plantea problemas. Sólo condiciones y circunstancias especiales pueden hacer que la llegada de un tal producto al mercado mundial, no origine dificultades para el mismo.

En el caso del fosfato de Bu - Craa, con planes de producción que suponen la puesta en el mercado de 3 M.t en 1973 y llegar a 10 M en un plazo de pocos años, el impacto ha de ser fuerte.

11.3.8.1 Factores favorables

Se intenta a continuación sintetizar los factores que se consideran favorables en el caso de Bu-Craa:

— Calidad del mineral, muy por encima de la media actual en el mercado.
— Reservas muy fuertes, que permiten abordar sin temor cualquier plan de explotación, por amplio que sea.
— Situación geográfica muy favorable con respecto a los mercados europeos, sudamericanos y asiáticos.
— Puerto de la máxima capacidad previsible.
— Explotación que no presenta problemas y que debe ser económica.
— Un mercado cautivo, como el español, de cierta entidad.

11.3.8.2 Competidores

Competidores han de ser todos los productores, pero más especialmente:

— Los que producen calidades análogas.
— Los que están situados en posición geográfica comparable.

Siendo las calidades a producir por Bu-Craa 75 y 80 por 100 FTC, habrá que ver quienes las producen. Además, el emplazamiento del puerto del Aaiun, en una situación céntrica del Atlántico, define también desde el punto de vista de transporte a los competidores.

Estos serían:

— Florida, para las calidades 73-77.
— Marruecos, para las calidades 75-80.
— Senegal y Togo, para su calidad única 80-82.

Teniendo en cuenta los fletes orientativos que se dan más adelante, se deduce:

— Se tendrá una posición de ventaja clara, con respecto a Florida, en España y área mediterránea.
— La misma ventaja existirá, pero menos marcada, en Brasil, Uruguay y Argentina, Europa Norte, Inglaterra y subcontinente indio.
— Posición equilibrada en Japón y Australia.
— Posición desfavorable en América del Norte y región del Caribe.
— Con respecto a Senegal y Togo, habrá ventaja inicial, prácticamente en todos los mercados, salvo los de Asia, donde los fletes dan una ligerísima ventaja a ambos.
— Con respecto a Marruecos, las condiciones son prácticamente las mismas en todos los mercados.

Estas afirmaciones se hacen sobre consideraciones de fletes, y pensando que los precios en origen han de ser comparativos para todos, en igualdad de condiciones.

11.3.8.3 Productos intermedios

Ya se ha puesto especial énfasis en un capítulo anterior, en la importancia creciente que adquiere el consumo de ácido fosfórico y, sobre todo, como el P_2O_5 tiende, en forma creciente, a transportarse bajo la forma de producto intermedio. En el caso de España, esta tendencia, aún en estado casi naciente, puede tener una enorme importancia.

Las dos vías tecnológicas de fabricación del fosfórico —vía húmeda y vía horno eléctrico— abren grandes posibilidades al desarrollo de una industria nacional de fertilizantes, donde el fosfato de Bu-Craa tendría un papel fundamental.

La vía húmeda, utilizando al ácido sulfúrico, apunta concretamente hacia un emplazamiento geográfico peninsular en la zona productora de azufre.

La vía horno eléctrico requiere un planteamiento más complejo, que bien pudiera basarse en un conjunto industrial de: Central de energía nuclear, planta potabilizadora y utilización de energía para la fábrica del fosfórico, lo que abre mucho más el abanico de emplazamientos posibles, sin reducirlo al ámbito peninsular.

11.3.9 CONCLUSIONES

A modo de resumen final, se establecen los que se creen han de ser los problemas principales con que han de tropezar la comercialización del fosfato español, y se establecen posibles soluciones.

11.3.9.1 Problemas

MERCADO

La aparición en el mercado mundial del mineral procedente de Bu-Craa, con unos tonelajes importantes —que son consecuencia obligada del planteamiento técnico-económico de la explotación— no es probable que coincida con una evolución de la demanda capaz de absorber su efecto perturbador, máxime si se tiene en cuenta que los demás países productores tienen previsiones de desarrollo.

Será necesario coordinar un inteligente esfuerzo comercial con oportunas medidas administrativas para colocar, en condiciones adecuadas, la producción de Bu-

Craa en un mercado que hoy está prácticamente saturado y cuya evolución hasta 1973 es difícil de prever con optimismo.

11.3.9.2 **Soluciones**

COLABORACIÓN

Una fórmula razonable de colaboración con los principales productores, dentro de los límites admisibles por la legislación internacional, parece ser un principio recomendable. Igualmente lo es, dentro de condicionantes similares, la consecución de acuerdos con grandes consumidores.

MERCADO INTERIOR

Sin pedir ninguna protección especial para el fosfato de Bu-Craa en el mercado nacional, protección que redunde en encarecimiento para el consumidor, debe estudiarse una fórmula que evite posibles maniobras de «dumping».

AYUDA A LA ADMINISTRACIÓN

Debiera ser tenido en cuenta el fosfato por las autoridades competentes a la hora de acuerdos bilaterales, operaciones carter, misiones comerciales y, en general, cuando se trate de comercio de Estado.

Igualmente en países de larga tradición comercial con España, para los que el país es cliente de cierta entidad, y además crónicamente deficitario, podría pedirse, en la medida que fuera posible, un apoyo para el fosfato español. Si hubiera que citar un caso, tan interesante como claro, éste sería Japón.

DESGRAVACIÓN

El fosfato debiera disfrutar de una desgravación a la exportación que, como mínimo, sería el 8 por 100, que es la que actualmente se aplica a la potasa.

FLETES

Sería de desear una política coordinada de fletes entre las empresas importadoras de carbón y mineral, principalmente hierro, y los exportadores de fosfato.

INTERCAMBIOS

Detallando aún más lo expuesto, parece posible establecer una política muy concreta de intercambios que combinan mercancías y, quizás, fletes, entre países importadores de fosfato o con fuerte necesidad del mismo, tales como Brasil, Japón, India, Polonia y Australia, que al mismo tiempo son, o pueden ser, proveedores de carbón, hierro y manganeso para la industria española.

ACIDO FOSFÓRICO

Debe considerarse la importación del P_2O_5 con el máximo valor añadido.

Esto pone de manifiesto la conveniencia de alcanzar progresivamente el más alto nivel posible en la fabricación nacional de ácido fosfórico utilizando como materia prima el mineral de Bu-Craa.

11.4 CONCLUSIONES GENERALES

1. La economía de la industria de fertilizantes se apoya básicamente en las condiciones de disponibilidad de cuatro materias primas: Azufre, nitrógeno, potasa y fosfato.

La posición de la industria española de fertilizantes está hoy sólidamente asentada en cuanto a producción nacional de las tres primeras, y todo hace prever que esta posición favorable no sufrirá un cambio de signo en el futuro. En cuanto al fosfato, las disponibilidades nacionales han sido hasta ahora prácticamente nulas, por lo que la totalidad de las necesidades del mercado español han venido siendo cubiertas por la importación.

2. La explotación del fosfato de Bu-Craa consolida indudablemente la posición de los fabricantes españoles de fertilizantes y coloca al país en condiciones óptimas en cuanto a seguridad y condiciones de abastecimiento de las cuatro materias primas fundamentales.

3. Es importante la repercusión que la explotación del fosfato de Bu-Craa ha de tener en nuestra balanza de pagos.

Al alcanzar su producción definitiva, la aportación en divisas será equivalente a unos 8.000 millones de pesetas anuales. A esta cifra se llegará mediante un crecimiento progresivo, que se iniciará ya desde el primer año de explotación del yacimiento.

4. Es igualmente trascendental la forma profunda en que la explotación del fosfato de Bu-Craa afectará al desarrollo económico y social de la Provincia de Sahara.

5. La responsabilidad del cumplimiento de los objetivos de producción, inversiones y rentabilidad de la explotación, que harán realidad las previsiones reseñadas anteriormente, corresponde al Instituto Nacional de Industria a través de la empresa Fosfatos de Bu-Craa, Sociedad Anónima.

Es evidente la absoluta necesidad de que el Instituto Nacional de Industria reciba los medios necesarios y previstos para el cumplimiento de aquellos objetivos.

6. Será deseable una especial atención y coordinación de los Ministerios correspondientes para asegurar en forma y tiempo oportunos el establecimiento de una infraestructura general en la Provincia de Sahara, coherente con el desarrollo previsto como consecuencia de la explotación del fosfato.

Esta colaboración puede consistir principalmente en:

a) Política de construcción de viviendas.
b) Política de servicios y medios de comunicación.
c) Política sanitaria y de instalaciones deportivas.
d) Política de enseñanza primaria, media y de formación profesional.

7. Igualmente será deseable que por parte del Ministerio de Comercio se contemple:

— La posibilidad de hacer intervenir el mineral de fosfato en los acuerdos bilaterales, en las opera-

ciones para equilibrar la balanza de pagos y, en general, en todas las operaciones comerciales con el exterior.

- La conveniencia de que el mineral de fosfato disfrute de una desgravación fiscal a la exportación, similar a la que se aplique a la potasa.
- Una estrecha vigilancia de los precios de importación para poder usar con la agilidad necesaria las medidas correctivas ante posibles situaciones de «dumping».

8. Necesidad de una política coordinada de fletes, capaz de aprovechar al máximo las posibilidades que ofrecen las operaciones combinadas de importación de materias primas, tales como carbón y mineral de hierro, con la exportación de mineral de fosfato.

12. GRAFITO

12.1 INTRODUCCION

El grafito, lápiz-plomo, plombagina, mina de plomo o carburo de hierro, que todos estos nombres recibe, se compone esencialmente de carbono, en mayor o menor proporción. Este contenido varía de unos yacimientos a otros desde un 20 por 100 en Europa hasta un 85 por 100 en Ceilán y Madagascar.

El grafito se utiliza para la fabricación de crisoles para fundición, de escobillas para motores eléctricos, de lápices, como lubricantes y para la fabricación de electrodos.

12.2 MINERIA DEL GRAFITO EN ESPAÑA

12.2.1 SITUACION GEOGRAFICA

En España existen yacimientos de grafito en las provincias de Orense, Lugo, León, Salamanca, Santander, Segovia, Avila, Toledo, Navarra, Sevilla, Huelva, Málaga, Granada y Jaén.

El grafito natural de estos yacimientos tiene un contenido muy bajo de carbono, por lo que encuentra pocas aplicaciones industriales. Además, la fabricación de grafito artificial, a partir del coque de petróleo, que ha sustituido en muchas industrias al natural, hace más difícil la salida al mercado del obtenido en mina. Este grafito artificial es más caro que el natural, pero su calidad es bastante superior.

12.2.2 YACIMIENTO DE BENAHAVIS

Está situado en la provincia de Málaga, a 10 km del término municipal de Benahavis.

Geológicamente está ubicado sobre la gran masa peridotítica que forma la sierra Bermeja y rompe las pizarras estratocristalinas, siguiendo su eje una dirección SO-NE.

El mineral se presenta en bolsadas dentro de la peridotita.

La composición del mineral es la siguiente:

grafito	86,20 por 100
hierro	2,20 por 100
cal	3,70 por 100
magnesia	2,88 por 100
residuos	3,20 por 100
alúmina	Indicios

La concesión data del año 1794 y es propiedad del Estado.

12.3 PRODUCCIONES

12.3.1 PRODUCCION MUNDIAL

La producción de grafito natural en el mundo ha seguido una línea apreciablemente descendente en los últimos años, debido principalmente a la utilización de otros elementos sustitutivos y de menor precio, y, por otra parte, a la producción de grafito de origen artificial en algunos países, y así la producción en 1967 representa aproximadamente el 50 por 100 de la obtenida en 1963. Esta disminución es debida fundamentalmente al notable descenso de producción de Corea del Sur, que en 1963 representó el 50 por 100 de la producción mundial, siendo en 1967 su participación inferior al 20 por 100.

Los datos de producción para el período 1962-1967, según el Instituto Geológico de Londres, son los siguientes:

PAISES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Corea Norte	65.000	70.000	70.000	70.000	75.000	75.000
URSS	55.000	55.000	59.000	59.000	64.000	64.000
Corea Sur	182.000	334.315	260.381	252.959	128.872	62.872
Méjico	28.565	29.519	29.857	39.775	38.140	40.047
Austria	87.872	98.016	100.622	84.401	78.283	31.043
China	40.000	40.000	40.000	40.000	40.000	30.000
TOTAL MUNDO	530.000	700.000	630.000	615.000	495.000	379.000

Unidad: t.

Por otra parte, se debe resaltar que en las cifras anteriores no se ha incluido la producción de Estados Unidos, la cual no se conoce por ser considerada de carácter confidencial. Se sabe, sin embargo, que en dicho país la producción de grafito artificial supera en importancia a la del grafito natural.

La producción de grafito natural en el mundo se distribuye normalmente en las siguientes formas: Amorfo y cristalino en polvo, o en escamas, a las que hay que añadir el producido por medios artificiales, casi siempre obtenido a partir de coque de petróleo, estando por ello incluido en algunos países como producto petroquímico.

12.3.2 PRODUCCION NACIONAL

La producción española de grafito es prácticamente nula, tanto en sus formas natural como artificial, por lo que la totalidad del consumo interior proviene de las importaciones de esta sustancia.

12.4 FACTORES ECONOMICOS

El grafito artificial, a pesar de ser más caro que el natural, lo sustituye en algunas ocasiones.

En muchas utilizaciones el grafito va siendo gradualmente sustituido por refractarios de alta temperatura.

El mayor problema de las industrias productoras de grafito natural es el limitado mercado existente para cada uno de los tipos producidos (cristalino y amorfo).

Algunos países que poseen pequeñas reservas de grafito de alta calidad no las explotan, debido a que los países consumidores prefieren ser suministrados por los países que poseen grandes reservas y que pueden asegurar la demanda por un largo período.

12.5 COMERCIO EXTERIOR

12.5.1 EXPORTACIONES MUNDIALES

Las exportaciones de grafito provienen generalmente de los países de mayor producción, fundamentalmente Corea del Sur, Méjico y Austria, existiendo también un comercio interior importante dentro del bloque comunista.

A continuación se incluyen los datos del Instituto Geológico de Londres para las exportaciones en el período 1962-1967.

EXPORTACIONES

PAISES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Corea Sur	46.631	46.667	42.045	48.102	55.183	50.422
Méjico	29.741	29.418	31.194	36.871	36.586	38.110
Austria	17.938	19.212	18.850	20.852	16.610	17.923
República Malgache	16.203	15.547	13.833	17.661	16.549	15.943
Ceylán	8.630	8.286	10.676	8.740	9.867	10.203
URSS	5.100	6.300	7.400	6.900	8.200	9.349
Alemania Federal	6.531	6.454	6.589	7.636	7.065	7.554

Unidad: t.

12.5.2 IMPORTACIONES MUNDIALES

Los países importadores son numerosos, casi todos con cifras de relativa importancia.

Destacan entre ellos Japón y Estados Unidos, que cubren entre ambos más del 50 por 100 del total de las importaciones en el mundo.

A continuación figuran los datos del Instituto Geológico de Londres:

IMPORTACIONES

PAISES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Japón	65.256	60.330	55.773	51.437	51.909	54.325
Estados Unidos	31.151	46.263	42.093	51.798	50.568	50.322
Alemania Federal	14.227	13.109	15.955	17.449	14.284	16.706
Italia	8.788	10.203	9.181	11.275	9.385	13.567
Reino Unido	8.732	7. 963	9.137	10.284	10.011	8.280
Alemania (Este)	4.511	5.399	5.482	5.447	4.379	5.460
Francia	4.788	5.014	4.375	4.928	4.803	4.805

Unidad: t.

12.5.3 EXPORTACIONES ESPAÑOLAS

Las exportaciones españolas de grafito son muy reducidas, siendo las siguientes para el período 1966-68, de grafito natural:

Años	Grafito natural	Grafito en crisoles	Total
1965	—	34	34
1966	—	36	36
1967	1	52	53
1968	—	45	45
1969 (E-J)	—	27	27

Unidad: t.

El valor de estas exportaciones fue el siguiente:

VALOR

Años	Grafito natural	Grafito en crisoles	Total
1964	—	155	155
1965	—	909	909
1966	—	1.528	1.528
1967	203	1.773	1.976
1968	10	1.976	1.986
1969	—	1.221	1.221

Unidad: Miles de pesetas.

Las exportaciones se reducen prácticamente a productos elaborados de grafito, con un precio medio de la t de grafito en crisoles importados de 46.100 pesetas, y en los crisoles exportados, de 44.000,5 en 1968.

A su vez se realizaron en este período algunas exportaciones de grafito artificial con los siguientes valores:

Años	Cantidad	Valor
1964.....	155	2.947
1965.....	96	3.201
1966.....	72	1.805
1967.....	31,2	3.779
1968.....	157,5	8.019

Unidades: t. y miles de pesetas.

Como se ve, los precios son muy irregulares al tratarse de ventas esporádicas de cantidades muy pequeñas, que unas veces serán elementos muy terminados y otras no.

12.5.4 IMPORTACIONES ESPAÑOLAS

Las importaciones españolas en el período 1964-1968 han sido las siguientes, según datos de las estdísticas de Aduanas.

Años	Grafito natural en escamas	Otros	Crisoles de filtro	Total
1964	349,0	460,0	85,0	894,0
1965	533,5	267,5	109,0	910,0
1966	762,5	178,9	133,0	1.074,4
1967	635,6	137,7	101,8	875,1
1968	754,6	95,5	100,1	950,2
1969 (E-J)...	404,0	97,0	104,0	505,0

Unidad: t.

VALOR

Años	Total	Grafito natural	Crisoles de filtro
1964	11.607	7.942	3.665
1965	13.732	8.524	5.208
1966	15.982	10.569	5.420
1967	13.128	9.175	3.955
1968	15.991	11.380	4.611
1969 (E-J)...	12.194	6.716	5.478

Unidad: Miles de pesetas.

Como puede apreciarse, las importaciones de grafito natural suponen del orden del 5 por 100 de las importaciones de grafito artificial obtenido fundamentalmente a partir de coque de petróleo.

12.6 DEMANDA

12.6.1 MUNDIAL

La demanda de grafito en el mundo es difícil de estimar; pero, dados los datos de producción y de comercio exterior, la demanda tiene un signo decreciente en los últimos años.

12.6.2 NACIONAL

En el caso de España, la demanda de grafito natural se obtiene directamente por diferencia de importaciones menos exportaciones, al no existir producción interior.

Estas cifras obtenidas de las estadísticas de comercio exterior dan como resultdo los siguientes valores para grafito natural en cualquiera de sus formas:

Años	Importaciones	Exportaciones	Demanda Ap.
1964	894,0	—	894,0
1965	910,0	34	876,0
1966	1.074,4	36	1.038,4
1967	875,1	53	822,1
1968	950,2	45	905,2
1969 (E-J) .	505,0	27	478,0

Unidad: t.

El incremento del consumo en el período 1964-1968 ha sido del orden de 100 t, con un máximo en el año 1966, que se superaron las 1.000 t de consumo, lo que prácticamente viene a indicar una estabilidad total en el consumo de grafito natural.

En cuanto al consumo de grafito de electrodos obtenido a partir de coque de petróleo, no se considera su demanda, al no haber incluido en este apartado los derivados del petróleo y haber sido obtenidas las cifras de importaciones mediante estimación de las partidas que aparecen englobadas en las estadísticas de comercio exterior.

12.7 PREVISIONES DE LA DEMANDA

Al no existir en la práctica producción nacional de grafito, no se harán en este apartado previsiones de la oferta, sino exclusivamente de la demanda.

Para ello nos basaremos en los datos de demanda, obtenidos en los últimos años, resultando las siguientes previsiones para el período 1970-1980.

Año	Demanda
1970	908
1971	912
1972	917
1973	922
1974	928
1975	934
1976	940
1977	947
1978	954
1979	962
1980	970

Unidad: t.

Como puede observarse y tal como era de esperar, las previsiones futuras de la demanda se mantienen a unos niveles muy similares a los actuales.

Evidentemente, este consumo deberá ser cubierto por medio de importaciones al no existir ningún tipo de producción interna.

12.8 CONCLUSIONES

A la vista de todo lo expuesto anteriormente se puede considerar lo siguiente:

1. El grafito natural existente en España no es de calidad suficiente como para poder competir con el del extranjero; para hacer posible esta competencia habría que montar plantas de enriquecimiento.

2. Del total del grafito importado, el 95 por 100 lo es del tipo artificial.

3. La demanda para el decenio 1970-1980 se prevé estabilizada en los niveles actuales.

4. El volumen de las importaciones se podría reducir con el montaje de industrias para la fabricación de grafito artificial, disponiendo de coque de petróleo, o con plantas para el enriquecimiento del grafito natural existente.

13. KIESELGUHR

13.1 SITUACION ACTUAL

Uno de los minerales que juegan un papel importante en el momento actual es el kieselguhr, también denominado diatomita, trípoli, tierra de infusorios, harina fósil, etc., debido a que es un producto mineral compuesto esencialmente de pequeños fósiles foraminíferos con dimensiones microscópicas y de naturaleza silícea; por sus propiedades físico-químicas se emplea en la depuración de agua y de líquidos, aumentando su consumo a razón de un 5 por 100 anual.

Otras aplicaciones son: aislamiento de estructuras, refractarios, y en la fabricación de abonos como revestidor de los granos de nitrato amónico, para evitar su aglomeración. También se emplea como soporte catalizador, como carga en la fabricación de plásticos y como absorbente.

Cada día se encuentran nuevas aplicaciones, debido a la investigación que realizan los principales productores de este mineral en el mundo.

13.1.1 SITUACION GEOGRAFICA

Hasta el momento, las zonas nacionales más importantes productoras de kieselguhr son: Jaén, Albacete, Alicante y Sevilla (FIG. 13.1 - 1).

Los tipos de kieselguhr explotados son de calidad media, sin llegar, hasta el momento, a buenos, si los comparamos con los procedentes de importación, principalmente de Estados Unidos, cuyas calidades, debidas a los procedimientos de obtención, son inmejorables.

Las localidades en que se explota el kieselguhr en España son: Porcuna, Andújar, Martos, Torredonjimeno, Mengíbar y Arjona, en Jaén; Elche de la Sierra y Liétor, en Albacete; Benahadux, en Almería; Lebrija, en Sevilla.

13.1.2 MINERIA DEL KIESELGUHR

El kieselguhr se explota a cielo abierto y de forma subterránea, ya que se presenta en capas horizontales de espesores variables, con más o menos recubrimiento.

Hasta el momento se pueden contar sólo tres o cuatro sociedades como productoras importantes de kieselguhr en España. Es un mineral de utilización relativamente reciente, pero que encuentra cada día nueva utilidad, por lo que su consumo y, en consecuencia, su producción aumentan constantemente.

Tres sociedades americanas, una danesa y otra francesa han impulsado la marcha ascendente, debido a la investigación que de su empleo han realizado ellas mismas.

En España hasta hace poco sólo había destacadas dos sociedades productoras, habiéndose establecido últimamente en Alicante una sociedad francesa que tiende a aumentar su producción y el correspondiente tratamiento.

13.1.3 FORMACION Y GENESIS DE LOS YACIMIENTOS

Los principales depósitos de kieselguhr se han formado a últimos del Mioceno o comienzos de la edad terciaria, cuando la actividad volcánica dio origen a aguas ricas en sílice. Esta circunstancia, unida a las condiciones ideales de luz solar y abundante vegetación, crearon un medio propicio para la proliferación de las diatomeas. Cada diatomea extraía sílice del agua y creaba dos envolventes diminutas de sílice con diversidad de formas imbricadas y a veces simétricas. La reproducción de estos individuos era por división celular, y se estima que con las condiciones ideales indicadas, uno de ellos podía producir en un mes mil millones de descendientes.

Unos yacimientos de kieselguhr son de origen marino y otros de «fresh water»; existen otros procedentes de zonas pantanosas o lagos poco profundos, que presentan contaminaciones de materia orgánica, como turba por ejemplo, que no ha tenido tiempo de descomponerse.

Los dos primeros tipos indicados son los más interesantes por su comportamiento en filtración, mientras que los de origen húmedo y contaminado sólo pueden emplearse como carga, relleno, etc., en diversas fabricaciones.

13.1.4 COMPOSICION DEL MINERAL

El kieselguhr se compone esencialmente de sílice amorfa en un 80 al 98 por 100, siendo el resto arcillas, caliza, dolomía, agua combinada, etc.

La presencia de materia orgánica desmerece el mineral.

Las propiedades de kieselguhr, que hacen su empleo cada vez más extenso, son: su estructura física, baja densidad aparente, porosidad, resistencia y elasticidad, ser inerte químicamente, baja conductividad térmica, color blanco, alto punto de fusión y una gran área superficial por unidad de peso. Sobre todo, su estructura porosa y la disposición de cada diatomea individual hacen que el kieselguhr sea de mejor o peor calidad como elemento para la ayuda en filtración.

Un buen elemento filtrante debe tener más del 90 por 100 de su volumen vacío y eliminar las partículas sólidas de tamaños hasta 0,1 micras. Influye también la velocidad de filtración obtenida y otras características requeridas para cada filtración en particular.

KIESELGUHR: YACIMIENTOS EN ESPAÑA

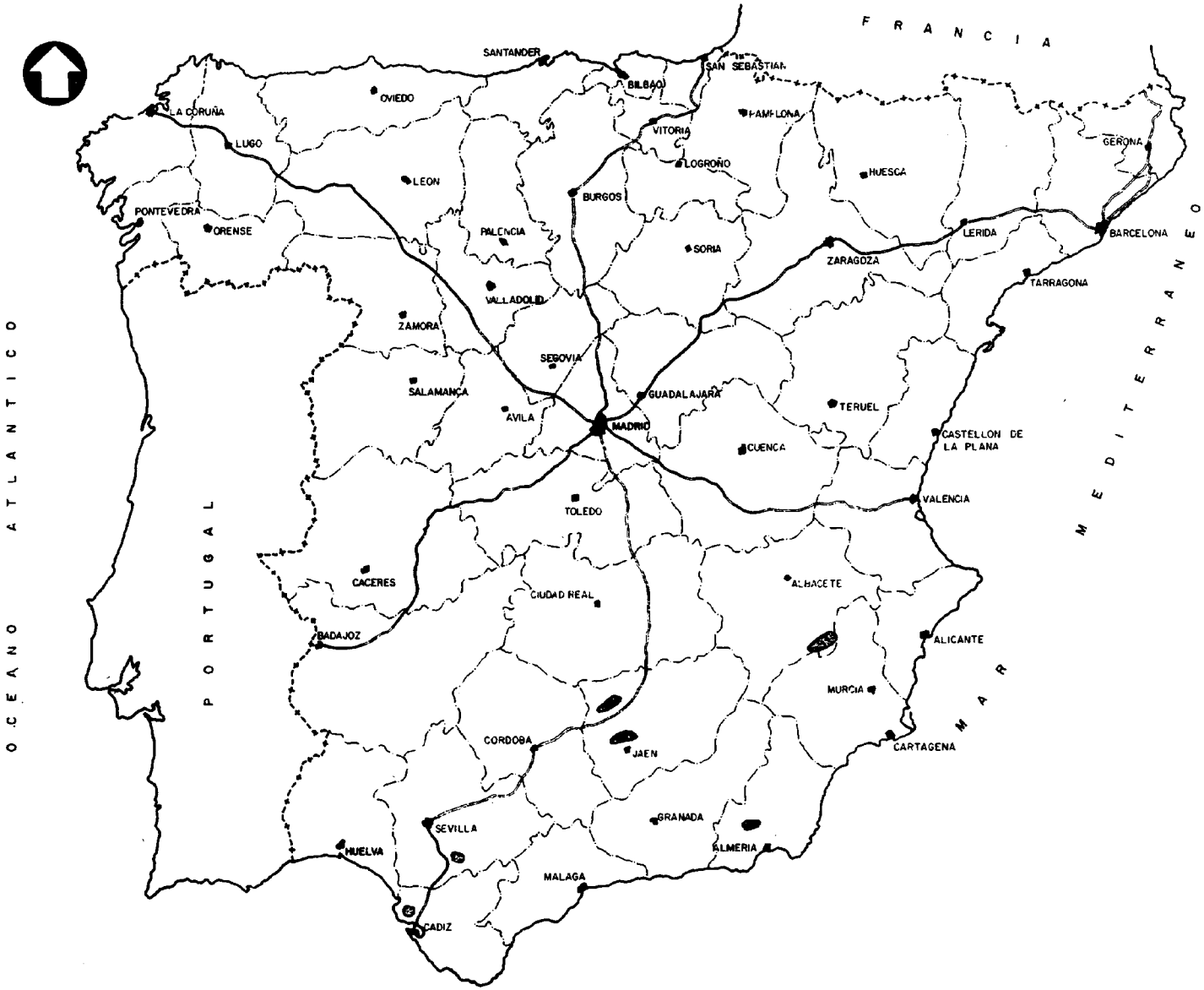


Figura 13.1-1

13.2 RESERVAS ESTIMADAS

Los pocos yacimientos existentes son bastante extensos, por lo que la producción de kieselguhr está asegurada durante muchos años. Sin embargo, no se han encontrado aún yacimientos de calidad lo suficientemente buena para competir con el de importación, lo cual es posible que pudiera lograrse si se llevara a cabo una buena investigación y la mejora de las instalaciones de preparación.

Tema importante sería conseguir la colaboración de los métodos americanos, cuyo proceso de obtención en lo que se refiere a elementos filtrantes se mantiene en secreto por los actuales fabricantes, que dominan el mercado.

13.3 PERMISOS DE INVESTIGACION Y CONCESIONES DE EXPLOTACION

Nombre de la mina	Municipio	Concesionario	Hectáreas	Situación
ALBACETE (Fig. 13.3-1)				
San Manuel	Elche de la Sierra	Rafael Portela A.	35	Concesión
San Jorge	Elche de la Sierra	Rafael Portela A.	20	Concesión
Rosa	Elche de la Sierra	Rafael Portela A.	40	Concesión
Lola	Elche de la Sierra	Rafael Portela A.	20	Concesión
Don Quijote	Liétor	Minera Safsa	33	Concesión
Sancho Panza	Liétor	Minera Safsa	27	Concesión
Cristóbal Colón	Liétor	Minera Safsa	21	Concesión
Mi Manolo	Liétor	Minera Safsa	19	Concesión
San Eduardo	Liétor	Minera Safsa	27	Concesión
San Manuel	Liétor	Minera Safsa	47	Concesión
Dulcinea	Liétor	Minera Safsa	32	Concesión
Por si acaso	Liétor	Minera Safsa	86	Concesión
San Joaquín	Elche de la Sierra	Rafael Portela	61	Concesión
Concha y S.	Elche de la Sierra	José Simó Bofarull	95	Concesión
Miguel	Elche de la Sierra	José Simó Bofarull	125	Concesión
Jorgito	Elche de la Sierra	Rafael Portela	48	Concesión
San Rafael	Elche de la Sierra	Rafael Portela	129	Concesión
Amelia y Josefa	Elche de la Sierra	Rafael Portela	100	Concesión
Jaime	Elche de la Sierra	José Simó Bofarull	56	Concesión
El Triunfo	Liétor	Alarcón Palacios	81	Concesión
Complemento	Liétor	Alarcón Palacios	105	Concesión
Sangil	Elche de la Sierra	Alarcón Palacios	187	Concesión
Matil. y Gertr.	Elche de la Sierra	Rafael Portelá	1.370	Concesión
Picanas	Hellín	Ramón F. Reyes	62	Concesión
Cenajo	Hellín	Victoriano Ville	31	Concesión
ALMERIA				
Piedra Negra	Benahadux	Minas de Gádor	40	Concesión
JAEN (Fig. 13.3 - 2)				
Santa Irene	Porcuna	CECA	84	Concesión
Virgen de la Capilla	Porcuna	CECA	49	Concesión
Ascensión	Andújar	CECA	196	Concesión
Luisito	Porcuna	CECA	155	Concesión
Maruja	Andújar	CECA	56	Concesión
Ana Mary	Porcuna	CECA	36	Concesión
Amp. a Maruja	Andújar	CECA	19	Concesión
Pilarín	Porcuna	José Alarcón P.	40	Permiso Inv.
El Carmen	Martos	Ricardo Morales T.	41	Concesión
Purita	Martos	Ricardo Morales T.	12	Concesión
Pepito	Mengíbar	Cementos Alba, S. A.	40	Concesión
Margot	Mengíbar	Cementos Alba, S. A.	42	Concesión
Virgen Guadalupe	Martos	Cementos Alba, S. A.	30	Concesión
Segunda Amp. Maruja	Andújar	CECA	14	Concesión
Blanca Nieves	Torredonjimeno	Eduardo Carreres	225	Concesión
Tercera Amp. Maruja	Andújar	CECA	18	Concesión
Amparo	Arjona	Luis Canis Matute	329	Concesión
Amp. a S. Luis	Porcuna	CECA	20	Concesión
SEVILLA (Fig. 13.3 - 3)				
Margarita	Lebrija	Manuel López Soria	13	Concesión
Nebrixil VIII	Lebrija	Antonio Ortega D.	12	Concesión
CADIZ (Fig. 13.3 - 4)				
La Milagrosa	Jerez de F.	Antonio Ortega D.	16	Concesión
Los Cuatro Socios	Jerez de F.	Antonio Ortega D.	16	Concesión
Ozanil	Jerez de F.	SER, S. A.	45	Concesión
San Rafael	Jerez de F.	SER, S. A.	11	Concesión
Azanil Dem.	Jerez de F.	SER, S. A.	13	Concesión
Paquita y Carmencita	Jerez de F.	Miner. de España	69	Concesión
La Esperanza	Jerez de F.	Rafael G. Rico	20	Concesión
Nebrixil VI	Jerez de F.	Antonio Ortega	12	Concesión
Los Angeles	Jerez de F.	Joaquín Arbona	96	Concesión
Ntra. Sra Castillo	Jerez de F.	Antonio Ortega	16	Permiso Inv.
Capicúa	Jerez de F.	Miner. de España	52	Concesión

KIESELGUHR: PROVINCIA DE ALBACETE

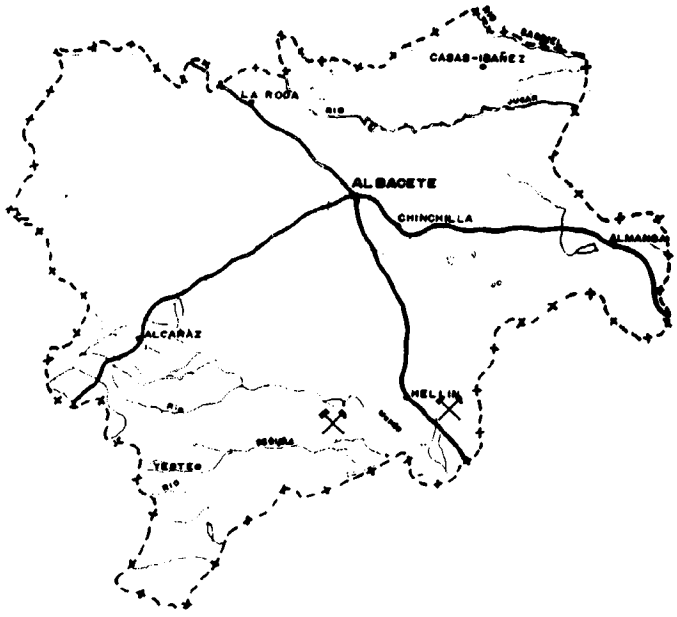


Figura 13.3-1

KIESELGUHR: PROVINCIA DE SEVILLA

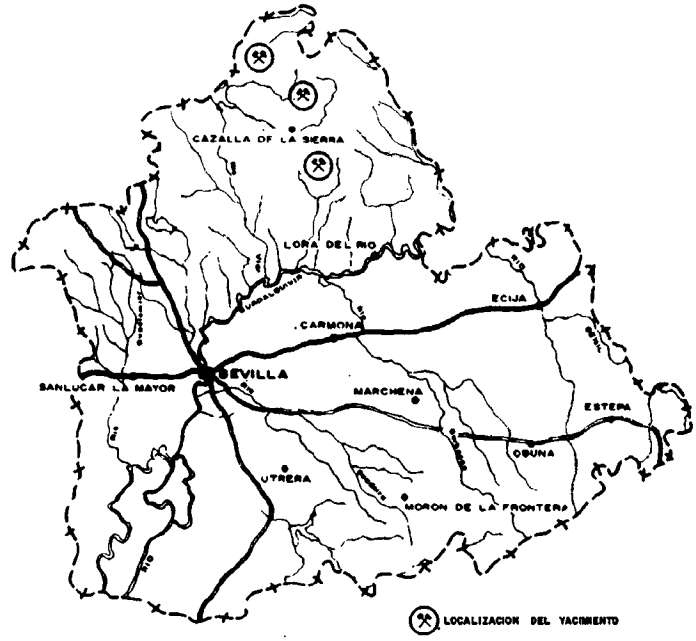


Figura 13.3-3

KIESELGUHR: PROVINCIA DE JAEN

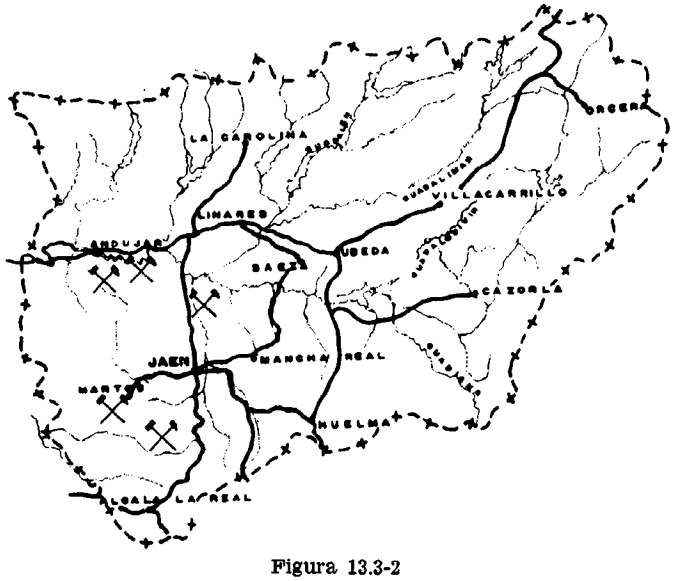


Figura 13.3-2

KIESELGUHR: PROVINCIA DE CADIZ

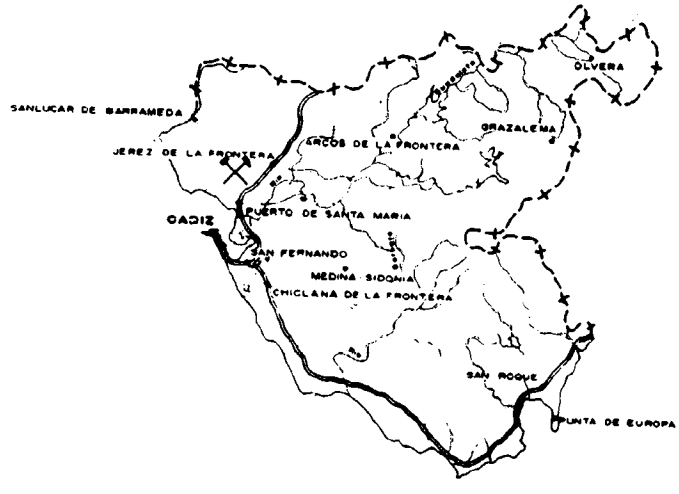


Figura 13.3-4

13.4 EXPLOTACION

La explotación de los yacimientos de kieselguhr se realiza a cielo abierto o de forma subterránea. La mayor o menor importancia y calidad de los mismos determina los medios a emplear. Se emplea, generalmente, en explotación a cielo abierto, el sistema de bancos, mediante arranque con excavadoras o pala excavadora. En los yacimientos de poca importancia, el trabajo se realiza manualmente, con o sin la ayuda de explosivos. En todos los casos hay que eliminar previamente la capa vegetal o tierra que los recubre.

Casi siempre, debido a la diversa calidad de las distintas zonas del yacimiento, se llevan varios frentes, cuya calidad se controla para hacer las mezclas debidamente. Los productos arrancados se amontonan con previo conocimiento y análisis de su composición, y así se obtienen los mejores productos para cada uso distinto.

Existen en Andújar unos yacimientos de kieselguhr, que se explotan de forma subterránea, mediante pozos y galerías. Su explotación es más costosa que a cielo abierto, pero la calidad de su mineral compensa los mayores costes.

13.4.1 VENTAJAS E INCONVENIENTES DEL SISTEMA

La explotación a cielo abierto ofrece la ventaja de poner de manifiesto las distintas partes del yacimiento, por lo cual se puede seleccionar el mineral a arrancar con un bajo costo de explotación. El sistema de arranque a cielo abierto permite secar el mineral dejándole expuesto al sol, aunque el verdadero secado se produce en los hornos respectivos y no antes.

No obstante, la mayor dificultad para llevar una explotación mecanizada es la falta de demanda de la producción, consiguiéndose con unos trabajos sencillos saturar las toneladas necesarias para el mercado.

13.4.2 MEJORAS POSIBLES EN LOS METODOS DE EXPLOTACION

La explotación a cielo abierto debe hacerse siempre que el espesor del recubrimiento lo permita por su escasa potencia.

La sustitución del método manual por el empleo de máquinas, tales como excavadoras, traíllas, etc., permite, si el tonelaje a extraer es el adecuado, abaratar enormemente los costos mediante un escarificado de la superficie, que se puede delimitar, en parte, por zonas de idéntica calidad.

Los métodos subterráneos más adecuados para explotar el kieselguhr son el de cámaras y pilares y el de macizos con recuperación.

13.4.3 GRADO DE RECUPERACION

La recuperación de kieselguhr puede considerarse entre el 65 por 100 y 75 por 100, aproximadamente, en el tipo de explotaciones a cielo abierto.

En la minería subterránea, el grado de recuperación que se obtiene no supera el 50 por 100.

13.4.4 BENEFICIO DEL MINERAL

En el caso de necesitarse bloques o ladrillos sólidos de kieselguhr pueden sacarse directamente del yacimiento con máquinas especiales. El ladrillo se seca en hornos de túnel adaptados para este fin; las piezas se remodelan con muelas de carborúndum, se inspeccionan y se envasan.

Se fabrican ladrillos o bloques prensados de trípoli partiendo de diatomita en polvo, con o sin aglomerante, mediante prensa adecuada, cuyas piezas se secan y calcinan en hornos de túnel.

Los polvos aislantes de kieselguhr se fabrican con la molienda en seco del producto y posterior calcinación o no.

La preparación de kieselguhr o diatomita para su empleo como elemento filtrante o ayudas de filtración comienza con una pulverización del producto en seco en molinos de impactos, seguido de una clasificación por aire y calcinación posterior. Los diferentes tipos existentes varían por el tamaño del grano en particular, por los métodos y temperaturas de calcinación y por el tratamiento químico seguido.

En la molienda del kieselguhr se cuida en gran manera el separar las diatomeas individuales de que se compone, con el mayor cuidado de no producir roturas de estas partículas.

Para obtener un tipo de diatomita, que empleado en filtración tenga una gran velocidad de filtración, se necesita elevar el tamaño de la partícula filtrante; para ello se procede a una sinterización de las diatomeas individuales en un horno. El alto contenido de sílice de kieselguhr le hace ser un material refractario y las partículas no se adhieren unas a otras, aun a gran temperatura, si no se utiliza algún agente fluidificante, normalmente un alcalí, como la sosa, por ejemplo. Este flujo calcinado se obtiene añadiendo del 3 al 10 por 100 en peso de sosa y calcinando la mezcla en un horno rotativo; la temperatura en el extremo de alimentación es de 150° a 200° C y la máxima a la salida de unos 1.000° C.

Este proceso aumenta la blancura del producto. La calcinación del kieselguhr hace de él un producto menos atacable químicamente por los ácidos y alcalís, pues destruye la materia orgánica existente; con ella también se convierten las impurezas contenidas en escorias fundidas, tales como el silicato de alúmina, que se elimina en un proceso posterior, y la calcinación con fluidificante mejora el producto para la filtración.

La calcinación cambia las características del producto en relación con su área superficial.

En términos generales, la calcinación del producto a alta temperatura produce un kieselguhr de gran velocidad de filtración, muy apreciado en ese campo.

Podemos distinguir, pues, tres productos de kieselguhr: natural, calcinado y calcinado con flujo fluidificante, cuyos análisis medios son:

	Natural — Porcentaje	Calcinado — Porcentaje	Calcinado con flujo — Porcentaje
SiO_2	86,8	91,0	87,9
Al_2O_3	4,0	5,0	6,0
Fe_2O_3	1,6	2,0	1,0
Ca O	1,7	1,4	1,0
Mg O	0,4	0,4	0,3
Pérdida al fuego	4,6	0,3	0,1

13.5 PRODUCCION

13.5.1 PRODUCCION NACIONAL

La producción de kieselguhr en los últimos años ha sido la siguiente:

	Toneladas
1964	4.729
1965	5.856
1966	7.787
1967	8.187
1968	8.128
1969	8.454

Unidad: t.

La producción es pequeña, pero va en aumento y en cinco años casi se ha duplicado. Existen pocas sociedades dedicadas a la explotación de este mineral, dos o tres de cierta importancia; el resto son mineros de muy poca producción.

El personal empleado en su extracción es de unos 40 obreros, y en preparación, 90 obreros aproximadamente.

El valor del mineral en el año 1969 representó seis millones de pesetas.

A pesar de su escasa importancia, como se verá más adelante, el futuro de este mineral en España es interesante.

13.5.2 PRODUCCION FUTURA

En los próximos años la producción nacional se supone que se duplicará de nuevo, como lo ha hecho en el año 1969 con relación al 1964. El mercado futuro es amplio y en la actualidad se realizan importaciones de calidades buenas de kieselguhr, que hay que tratar de evitar con la mejora de los sistemas de fabricación, llevando a cabo una sistemática selección de la calidad para hacer competitiva las tierras de diatomeas nacionales y, de ser posible, con el descubrimiento de nuevos y mejores yacimientos.

13.6 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

13.6.1 IMPORTACIONES Y EXPORTACIONES

El comercio de importación y exportación de kieselguhr en España queda reflejado en el siguiente cuadro:

KIESELGUHR

PAISES	1969			
	IMPORTACION		EXPORTACION	
	t.	Valor en miles de ptas.	t.	Valor en miles de ptas.
Alemania R. F.	410	3.608	291	941
Austria	4	33	—	—
Dinamarca	23	100	—	—
Francia	609	4.334	410	1.548
Italia	42	319	181	726
Países Bajos	10	212	135	536
Reino Unido	10	27	350	1.230
Bélgica	6	110	25	86
Argelia	3.846	3.551	—	—
EE. UU.	792	7.613	—	—
Australia	—	—	10	30
Marruecos	—	—	—	—

PAISES	1968			
	IMPORTACION		EXPORTACION	
	t.	Valor en miles de ptas.	t.	Valor en miles de ptas.
Alemania R. F.	383	2.954	150	502
Austria	—	—	—	—
Dinamarca	134	268	—	—
Francia	537	3.729	1.218	6.063
Italia	14	123	90	385
Países Bajos	10	209	105	381
Reino Unido	56	117	515	2.361
Bélgica	5	97	—	—
Argelia	5.821	5.912	—	—
EE. UU.	1.037	9.755	—	—
Australia	—	—	5	15
Marruecos	—	—	8	18

Como se observa, las importaciones superan a las exportaciones, no sólo en cantidad, sino, sobre todo, en el valor que ambas representan, siendo estas últimas muy superiores a aquéllas; se trata de calidades especiales de kieselguhr para filtraciones procedentes de Francia y Estados Unidos.

El empleo principal de kieselguhr es el de ayuda en la filtración y clarificación de líquidos en general. La importación de kieselguhr de esta calidad en España es superior a las 5.000 t/año. Como dato interesante se puede dar el de que el año 1966 se vendieron en Estados Unidos para fines de filtración unas 245.000 t y posteriormente han aumentado las ventas.

Otras aplicaciones importantes de la diatomita son servir de elemento aislante del frío, del calor y del sonido en la construcción; en la fabricación de abono, para revestir el gránulo e impedir su aglomeración; como soporte catalizador del níquel para procesos de hidrogenación, debido a su porosidad y alta área superficial, en la industria del petróleo, petroquímica y procesos químicos en general; como carga en la fabricación de pinturas, caucho, plásticos, papel, etc., y también como elemento absorbente para la limpieza de suelos; en forma de piezas como aislante y de limpieza; en la fabricación de productos de asfaltos y hormigones para mejorar la resistencia, el punto de reblandecimiento y su duración, etc.

Entre los principales productores de tripoli, cuya producción es del orden de 1,7 millones de t/año, podemos mencionar en primer lugar a los Estados Unidos, en donde existen doce compañías productoras, de las que se destacan tres o cuatro por sus operaciones mundiales, con una producción anual superior a las 600.000 t. Es el mejor kieselguhr del mundo, no sólo en su forma natural, sino, sobre todo, por el tratamiento que reciben sus tipos calcinados, cuyo proceso procuran guardar en secreto dichas compañías.

Dinamarca, otro gran productor mundial, con una producción de 200.000 t/año, aunque la calidad no es muy buena para ayudas de filtración, pero tiene su campo de ventas en aquellos otros usos en que el kieselguhr se emplea como aislante o carga de otros productos y como revestidor de abonos; dispone de un gran mercado en toda Europa, adonde exporta gran parte de su producción.

Otro importante productor de kieselguhr es Francia. Dos grandes sociedades producen buenas calidades de mineral empleados en filtración y clasificación, atendiendo el mercado nacional y exportando a Alemania, España, Italia, etc.

Alemania tiene yacimientos de kieselguhr que dan muy buena calidad de producto para ayuda en filtración, pero son poco extensos y sin grandes reservas. Debido al incremento del empleo de este mineral se ve forzada a importar de Estados Unidos, Francia y Dinamarca.

En los últimos años aparece en el mercado de kieselguhr Argelia, con muy buenos yacimientos y fábricas subsidiarias de Francia, adonde exporta mineral bruto, así como a Gran Bretaña.

Italia produce un kieselguhr blanco y de poca densidad, que en algunos casos es comparable al mineral americano, aunque menos rico en sílice (46-60 por 100).

Islandia dispone de diatomita procedente del fondo del lago Myratu y de fábrica de calcinación, filial de una empresa americana.

Gran Bretaña sólo dispone de un yacimiento de mala calidad, empleado como aislante. Importa grandes canti-

dades de kieselguhr de Estados Unidos, Dinamarca, Argelia, España, etc. Puede ser un gran cliente potencial para España.

Méjico es un importante productor, que cubre casi todas sus necesidades de kieselguhr y exporta a los países suramericanos, y quizás en el futuro llegue a exportar a Europa, ya que la calidad del mineral es buena.

Otro país productor es Canadá, con un kieselguhr que se emplea como aislante y revestidor. Sin embargo, la mayor parte de sus necesidades de kieselguhr las cubre con importaciones de Estados Unidos.

13.6.2 COMPETENCIA CON OTROS MINERALES

En el campo de la filtración, la diatomita encuentra la competencia de la perlita y otros productos artificiales. No obstante, la tendencia, por ahora, es usar cada vez más la diatomita en la filtración, aunque los campos de empleo de ambos son característicos de cada uno, con gran ventaja para el kieselguhr.

En otros usos, por ejemplo, como elemento revestidor de abonos nitrogenados, tiene la competencia del talco y, sobre todo, de la attapulgita. En pintura, caucho, etc., la del caolín, etc.

13.6.3 POSIBILIDADES DE AUMENTO DE MERCADO

El mercado español del kieselguhr tiene grandes posibilidades de triplicarse en pocos años, aunque sólo sea atendiendo al completo suministro de las diversas calidades requeridas para la filtración y evitar las correspondientes importaciones.

En el campo de la exportación se dispone de un mercado enorme en toda Europa, ya que ésta importa de EE. UU. grandes tonelajes, sobre todo Gran Bretaña, Alemania, Italia y Portugal, que pueden ser grandes consumidores de nuestro mineral en su calidad calcinada en bajo flujo, como ayuda filtrante.

13.6.4 PRECIOS

Kieselguhr bruto de baja calidad, ex fábrica zona Jaén, Albacete	700/900 ptas/t.
Kieselguhr molido (74 micras) de mediana calidad, envasado, ex fábrica	1.600 ptas/t.
Kieselguhr pulverizado inferior 44 micras de buena calidad, envasado, ex fábrica	2.500 ptas/t.
Kieselguhr calidad filtración, importado CIF puerto español	7.000/15.000 ptas/t.
Kieselgurr argelino, CIF	18/26 libras estéril.
Kieselguhr blanco, 200 mesh, separación por aire, FOB USA, envasado	1,25 centavos de dólar USA la libra de peso
Kieselguhr rosa y crema, FOB EE. UU.:	
Simple molido	2,90 centavos de dólar USA la libra de peso.
Doble molido	2,90 centavos de dólar USA la libra de peso.
Separación por aire	3,15 centavos de dólar USA la libra de peso.

13.7 CONCLUSIONES

Existen suficientes y calificados yacimientos de kieselguhr en España.

Las ventas de este mineral aumentan cada año.

El empleo más importante del kieselguhr es la filtración.

Hay que acordar con los productores de este mineral el estudio e investigación de las posibles clases a obtener de productos destinados a filtración para suministrar el mercado nacional y evitar importaciones o proyectarse con esos tipos seleccionados al mercado europeo, donde existe una gran demanda.

La creación de un servicio comercial, común con otros minerales no metálicos, ayudaría enormemente sus posibilidades de gestión.

14. MAGNESITA

14.1 SITUACION ACTUAL DE LA MINERIA DE LA MAGNESITA EN SU CONJUNTO

La magnesita es un mineral cuyo presente e inmediato futuro es muy brillante por la demanda mundial que existe actualmente en los tres campos de aplicación más importantes que posee: los refractarios, la agricultura y la obtención de magnesio metal para la industria.

La aplicación de la flotación a los minerales de baja ley ha aumentado considerablemente las reservas de este mineral.

En España se dispone de abundantes reservas muy localizadas, con la posibilidad de descubrir otros nuevos yacimientos.

En este campo de la magnesita se pueden considerar como productores destacados a dos sociedades, cuyo futuro puede llegar a ser de mucha importancia; los restantes productores no la tienen, por el momento, apenas.

14.1.1 SITUACION GEOGRAFICA

Los más importantes yacimientos de magnesita españoles están situados en las provincias de Lugo, Navarra, Madrid y Avila.

En Lugo, en la zona de Rubián, existe una gran formación, con abundantes reservas y mineral de alta calidad.

En Navarra existe una magnesita muy interesante, de menos ley que la anterior.

En Madrid y Avila, en la zona de El Escorial y Zarzalejo, con menor ley que las anteriores, son de poca importancia.

Otras zonas donde se encuentran magnesitas dolomíticas son Santander y Granada.

14.1.2 HISTORIA DE LA MINERIA

La historia de la minería de la magnesita, o giobertita, en España es relativamente reciente.

Se ha explotado, en su mayor parte, a cielo abierto, con alguna pequeña explotación subterránea.

La importancia creciente de su utilización se encamina a explotaciones de gran producción a cielo abierto.

14.1.3 FORMACION Y GENESIS

En general, los yacimientos de magnesita son masivos o compactos y cristalinos o espáticos.

La variedad más frecuente es la que se presenta en masas, en forma de capas, como resultado de la alteración de rocas ricas en magnesia de la familia de las peridotitas.

La variedad cristalina se encuentra en capas de gran potencia, simulando masas asociadas con calizas y dolomías, bajo forma sedimentaria, a veces armando entre pizarras que constituyen sus hastiales, como en Austria y Lugo.

La génesis del yacimiento se considera a veces como de inyección magmática y neumatolítica, por aportación y reacciones químicas en el seno de las aguas, presentándose en fuertes capas de análoga composición y con espesores variables encajados entre dolomías, como en Navarra.

Los terrenos geológicos son entre Cambriano superior o Siluriano.

Otras veces son de origen metasomático, debido a que en el estrato calizo sedimentado en forma marina la acción de las aguas o gases cargados de magnesio en disolución y con presiones y temperaturas elevadas desalojaron el calcio, que fue sustituido por magnesio, con formación de magnesita, como en Lugo, Austria, Quebec, etc.

14.1.4 COMPONENTES DEL MINERAL

La magnesita es un carbonato magnésico que teóricamente tiene 47,6 por 100 de MgO y 52,4 por 100 de CO_2. El mineral se presenta a menudo con contaminación de sílice, hierro, calcio; en otros casos hay abundancia de caliza, dolomía y también arcilla.

Un análisis químico típico de la magnesita cruda puede ser:

MgO	38-44 por 100
CaO	1-3 por 100
Fe 2O3	2-7 por 100
Al 2O3	1-3 por 100
Si O_2	1-4 por 100
CO_2	50 por 100

La riqueza en CO_3Mg del mineral que se encuentra en España varía entre el 70 y 90 por 100.

14.1.5 RESERVAS ESTIMADAS

En los dos yacimientos españoles más importantes, las reservas seguras son del orden de los 25 millones de t, estimándose las reservas probables en ellos en más de 100 millones de t.

14.1.6 RELACION DE CONCESIONES DE EXPLOTACION Y PERMISOS DE INVESTIGACION

Nombre de la mina	Municipio	Concesionario	Hectáreas	Situación
GRANADA				
Eduardito	Huétor	Angel Higuera	12	Concesión
El Tranco	Granada	José Jiménez G.	70	Permiso
San Francisco	Alhama de Granada	Enrique Guerrero	42	Permiso
LEON				
Potosí	Vegacervera	Ricardo Vierna	20	Permiso
LUGO				
Impensada	Incio	Magnesitas Rubian	356	Concesión
Rosita	Incio	Magnesitas Rubian	1.969	Permiso
Amp. a Impensada	Incio	Magnesitas Rubian	89	Permiso
MADRID				
Pilar	San Lorenzo Escorial	Produc. Magnes.	60	Concesión
Gloria	San Lorenzo Escorial	Produc. Magnes.	21	Concesión
Julianchi	San Lorenzo Escorial	Produc. Magnes.	20	Concesión
Sol	Zarzalejo	Produc. Magnes.	40	Concesión
Adela	San Lorenzo Escorial	Produc. Magnes.	69	Concesión
María del Carmen	Madrid	Jaime Fuster Otero	15	Concesión
Asunción	Santa María Alameda	Produc. Magnes.	20	Concesión
Rosario	Santa María Alameda	Produc. Magnes.	8	Concesión
Letra C	Navas del Rey	S. A. P. Dolomit.	1.425	Concesión
Letra D	Aldea Fresno	José Mitjans	450	Concesión
Amp. Letra D.	Villa Prado	José Mitjans	20	Concesión
El Molino	Somosierra	Manuel Rodríguez	43	Permiso
MALAGA				
Los Caracoles	Nerja	Minas de Gádor	38	Concesión
Finita	Coín	Juan Andrade	62	Concesión
OVIEDO				
Ntra. Sra. Carmen	Tineo	Fernando Guirado	305	Concesión
Magna	Salas	Dolores Rico	20	Concesión
Amp. a Magna	Riosa	Dolores Rico	79	Concesión
La Grande	Salas	Dolores Rico	140	Concesión
SANTANDER				
Aurora y Pilar	Campo Yuso	S. A. E. P. Dolomit.	66	Concesión
SEGOVIA				
Teresa	Vegas Matute	Magnesitas Españolas	50	Concesión

14.2 EXPLOTACION

14.2.1 DESCRIPCION DE LOS DIFERENTES METODOS

En Lugo se ha explotado de forma subterránea, pero debido a la gran potencia de las masas, se ha hecho muy difícil el laboreo, pasando a la explotación a cielo abierto a base de canteras en los puntos donde el recubrimiento por su poca altura lo permite. Pero debido a que la montera del recubrimiento aumenta y llega a 35 m o más, según avanza la explotación, el llevarla a cabo sin medio mecanizado era prohibitivo.

Actualmente, para incrementar la producción se va a pasar a explotar por escarificado, arrancando previamente la pizarra floja que cubre la capa, con espesores de 35 m o más, según se ha dicho, resultando los costos relativamente bajos.

En Navarra se lleva la explotación a cielo abierto por bancos descendentes con talud forzado y grandes voladuras. El volumen de roca arrancado supera las 300.000 t anuales. No se dispone de zonas llanas en donde depositar los estériles, por lo que posiblemente se tenga que desviar o cubrir un pequeño río para su utilización como escombrera. La explotación tiende a mecanizarse al máximo para disminuir cada vez más la mano de obra, que es cara.

14.2.2 VENTAJAS E INCONVENIENTES DEL SISTEMA

En Lugo se presenta como inconveniente las frecuentes lluvias que impiden un trabajo regular, aunque se trabaja la mayor parte del año; además, con la humedad se producen reblandecimientos del terreno, con los consiguientes desprendimientos. Otro inconveniente en esta zona es el minifundio de la propiedad del suelo, que complica considerablemente los acuerdos posibles con los propietarios, llegando a veces a tener que recurrir a la expropiación forzosa por falta de colaboración de los propieta-

rios y exigir éstos unos precios por metro de terreno muy superiores a su cotización real. La explotación a gran escala y por escarificación evitará el primer inconveniente, y el segundo con la colaboración de la Administración para que establezca un precio justo al terreno a ocupar.

14.2.3 GRADO DE RECUPERACION OBTENIBLE

El mineral es recuperable en un 90 por 100, aunque posteriormente su rendimiento en el tratamiento para obtener el óxido de magnesio se reduce al 45 por 100.

En algunas explotaciones, debido a la abundante ganga de dolomía, caliza, etc., la recuperación del mineral crudo es del 70 por 100.

14.2.4 BENEFICIO DEL MINERAL

Arrancado el mineral y llevado a la planta de tratamiento se tritura a tamaños adecuados para su calcinación posterior en hornos horizontales.

En el caso de que el contenido en sílice sea abundante y sea necesario eliminar gran parte de ella, así como la presencia de cal, esta eliminación se puede llevar a cabo por flotación con los reactivos adecuados.

Existen dos tipos principales de magnesita comercial: una, la simplemente calcinada, que da un producto de 75-85 por 100 de MgO, y la magnesita calcinada a muerte, cuyo porcentaje en MgO es muy superior, pudiendo llegar al 92-97 por 100 del contenido en óxido.

El primer tipo es más fácil de obtener por una calcinación a temperaturas entre 800 y 1.000° C.

La magnesita simplemente calcinada, después de su cocción se somete a un cribado para separar las distintas fracciones comerciales, que suelen ser: gránulos entre 1 y 3 mm, producto fino entre 0,1 y 1 mm y polvo inferior a 0,1 mm.

La magnesita calcinada a muerte exige temperaturas de 1.800 a 1.950° C y posterior sinterizado para su empleo en la industria de refractarios, temperaturas que no son fáciles de alcanzar.

Este segundo tipo puede obtenerse por un proceso de monococción o de doble cocción.

El proceso de doble cocción se utiliza principalmente en aquellas industrias que parten de las sales magnésicas obtenidas del agua del mar.

El «sintering» de magnesita obtenido es óxido magnésico inerte, producto fundamental para la fabricación de materiales refractarios, que resiste la hidratación, con una contracción o dilatación despreciable cuando se somete a variaciones de temperatura.

Existen diversas patentes europeas y americanas que protegen ciertos tipos de fabricación, exclusivos por el proceso en sí por los hornos empleados y por el tratamiento de sinterización.

Dado lo costoso de las instalaciones para obtención de la magnesita a partir del agua del mar, y dado que en España disponemos de un buen yacimiento de magnesita mineral en Galicia, se estudia el proceso correspondiente para obtener el «sintering» de magnesia partiendo de dicha materia prima.

Para llevar a cabo este proceso, hay que estudiar la influencia del tamaño del grano de constitución, exigiéndose moliendas por debajo de 10 micras y su correspondiente separación. La aglomeración del producto obtenido puede conseguirse por compactación con o sin presión, influyendo notablemente el aglomerante empleado. Es necesario que la temperatura de cocción, que oscila entre 1.600 y 1.950° C, y el tiempo correspondiente de sinterización sean adecuados. Los resultados óptimos se han logrado a 1.800° C y un tiempo de 60 minutos, influyendo en su mejor obtención una atmósfera reductora.

Las tendencias actuales van encaminadas a obtener productos de elevada pureza, aún a costa de tener que aumentar la temperatura y el tiempo indicado, y por ello es necesario una flotación previa del mineral para disminuir las impurezas, que pueden ser no sólo calcita y dolomía, sino también silicatos y compuestos de hierro, los cuales se encuentran en distintas proporciones, según la formación geológica de que se trate o el origen de los minerales de magnesio.

El proceso completo exige, pues, la depuración de la magnesita en su estado natural, bajo forma de carbonato magnésico, y también la depuración del óxido magnésico cáustico obtenido en la primera cocción, con objeto de obtener una materia prima para el «sintering» con elevado grado de pureza.

14.3 PRODUCCION

14.3.1 PRODUCCION ACTUAL

En los últimos años, la producción de magnesita viene representada en el siguiente cuadro:

	Toneladas
1964	93.326
1965	100.647
1966	109.822
1967	123.134
1968	250.590
1969	229.080

14.3.2 PRODUCCION FUTURA

En los años próximos la producción tiende a aumentar ante un mercado de la magnesita calcinada en demanda de mayores tonelajes. Las minas se preparan para ello, ya que durante los últimos doce meses las peticiones solicitando suministros de magnesita calcinada aumentan constantemente.

14.4 OBJETIVOS QUE SE PRETENDEN CUBRIR

En la actualidad, la magnesita sirve para obtener óxido magnésico cáustico y también magnesita refractaria.

Se tiende a aumentar ambas producciones con las instalaciones adecuadas, tendiendo a triplicar la producción de la primera y posteriormente estudiar a fondo la obtención del «sintering» de magnesia.

14.4.1 PROGRAMA PREVISTO EN LOS PROXIMOS AÑOS

Instalación de hornos de mayor capacidad y completar la depuración de la magnesita por flotación.

Se pretende a partir del yacimiento de Galicia, que posee una magnesita cristalina muy buena, pero contaminada con algo de sílice, depurar ésta por flotación e ir a la fabricación de magnesita calcinada a muerte.

14.4.2 PROGRAMA DE INVERSIONES A REALIZAR

Para aumentar la producción de magnesita simplemente calcinada se prevé una inversión de 50 millones de pesetas, y para obtener magnesita refractaria de buena calidad que pueda competir con la austriaca y exportarse a Europa y América se requiere otra inversión no inferior a los 500 millones de ptas.

14.4.3 PROGRAMA DE FINANCIACION

	Pesetas
Por el sector privado	100.000.000
Por créditos bancarios	150.000.000
Crédito oficial	300.000.000

14.5 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

El principal empleo de la magnesita es la obtención de productos refractarios para los hornos de las diversas industrias mineralúrgicas, químicas, etc., que requieren su utilización.

Otro empleo en estos años y en el futuro con incremento constante es en la agricultura y ganadería, como principal suministrador del ión magnesio. En efecto, las plantas, además de los elementos fundamentales, nitrógeno, fósforo, potasio y calcio, requieren magnesio, pues éste tiene notable influencia en la función clorofílica. El lavado de las tierras por las lluvias, en países de clima húmedo, así como las exigencias de dar mayores cantidades de forraje y plantas en general, empobrece en magnesio aquéllas, siendo necesario su aporte en forma supletoria, bien óxido magnésico, dolomía, sulfato de magnesio, etc., pero es la magnesia la que, en peso, posee mayor proporción de magnesio.

El ganado, y sobre todo el vacuno, necesitan el magnesio para evitar ciertas enfermedades, y para proporcionárselo se le suministra mezclado con el pienso corriente, o previamente incorporado a los piensos compuestos.

Las necesidades de magnesio metal, en sustitución del aluminio, debido a su menor peso y características físicas notables, aumentan constantemente en la industria aeronáutica, del automóvil, balística, etc.

Otros usos de magnesio son la fabricación de abrasivos, cemento Sorel, productos aislantes, etc.

La falta de fuentes de magnesio metal inducen a obtenerlo del agua del mar, realizándose instalaciones adecuadas para su obtención en diversos países, como Estados Unidos, Méjico, Inglaterra, Japón, etc.

14.5.1 MERCADO INTERIOR Y EXTERIOR

La magnesita tiene su mercado interior principalmente en la fabricación de refractarios.

No sucede lo mismo en Europa, donde se está empleando en el campo en gran diversidad.

El futuro de esta minería está en la fabricación de las calidades que ahora se importan de Austria, Grecia y EE. UU., y en la exportación a Europa y Estados Unidos de esas calidades a base de «sintering» de magnesia. Las dos principales productoras nacionales exportan actualmente la mayor parte de su producción a base de magnesia cáustica y «sintering» a Inglaterra, Alemania y países escandinavos.

14.5.2 COMPETENCIA CON OTROS MINERALES

En el mercado exterior se encuentra la competencia de la magnesita procedente de Austria, Grecia y Turquía, y a veces de China Continental y Corea, que llegan a Europa con precios políticos la mayoría de las veces. Los minerales en competencia con la magnesita son la dolomía, el sulfato magnésico, kieserita y la magnesita obtenida del agua del mar.

Las importaciones y exportaciones realizadas en los dos últimos años se reflejan en el cuadro siguiente:

PAISES	1969			
	IMPORTACION		EXPORTACION	
	t.	Valor en miles de pesetas	t.	Valor en miles de pesetas
Alemania R. F.	47	433	15.370	42.869
Austria	3.001	21.546	—	—
Dinamarca	—	—	406	1.070
Francia	4	76	—	—
Grecia	8.288	47.506	—	—
Irlanda	—	—	693	1.893
Italia	3.612	23.807	20	99
Noruega	125	389	—	—
Países Bajos	530	3.616	—	—
Portugal	—	—	23	145
Reino Unido	2.850	15.076	17.546	47.776
Checoslovaquia	2.517	12.963	—	—
Angola	—	—	4	23
Argentina	—	—	2.300	8.103
Estados Unidos	2.032	11.989	—	13
Corea del Norte	489	2.157	—	—
TOTAL	23.495	139.558	36.362	101.991

PAISES	1968			
	IMPORTACION		EXPORTACION	
	t.	Valor en miles de pesetas	t.	Valor en miles de pesetas
Alemania R. F.	36	340	2.066	6.381
Austria	4.315	26.817	—	—
Dinamarca	—	—	—	—
Francia	4,7	152	80	264
Grecia	0,1	0,762	—	—
Irlanda	—	—	—	—
Italia	9.497	50.502	—	—
Noruega	99	298	—	—
Países Bajos	339	2.308	—	—
Portugal	—	—	42	260
Reino Unido	2.956	15.251	9.933	27.454
Checoslovaquia	1.002	5.438	—	—
Angola	—	—	—	—
Argentina	—	—	501	2.073
Estados Unidos	727	9.742	—	—
Corea del Norte	—	—	—	—
TOTAL	18.976	110.848	12.622	36.432

14.5.3 POSIBILIDADES DE AUMENTO DE MERCADOS

Como queda indicado, las posibilidades de aumento de ambos mercados son notables, debido al continuo incremento de las industrias donde se utiliza la magnesita. Se importan en España tonelajes apreciables, que deben sustituirse por la de origen nacional, cuando se esté en condiciones de dar la calidad precisa.

14.5.4 PRECIOS

En el mercado español la magnesita bruta tiene un precio entre 400 y 600 ptas/t.

La magnesita calcinada caústica se ofrece a precios entre 2.800 y 3.500 pts/t. «ex fábrica».

La magnesita calcinada a muerte, entre 3.500 y 5.000 pesetas/t.

En cuanto a los precios exteriores, podemos reflejar los siguientes:

Magnesita cruda CIF	6 - 9 libras est.
Magnesita calcinada cáustica, molida CIF ...	19 - 26 libras est.
Magnesita calcinada a muerte, en pasta CIF.	20 - 27 libras est.
Magnesita refractaria en grano, en R. Unido.	22 - 25 libras est.
Magnesita calcinada a muerte, en grano, a granel, la t/corta FOB Nevada, EE. UU. ...	53 dólares
Magnesita ídem envasada	60 dólares
Magnesita íde a granel, Port Joe, Fla.	92 dólares
Magnesita calcinada cáustica, procedencia España CIF puerto inglés	50 dólares

14.6 PROBLEMAS CON QUE SE ENFRENTA EL SECTOR

14.6.1 INFRAESTRUCTURA

El principal problema con que se enfrenta el sector es la necesidad de ampliar sus producciones y llegar a dar una magnesita calcinada a muerte o refractaria obtenida en forma de «sintering», para lo cual debe realizar las inversiones necesarias y llevar a cabo con decisión su futuro planteamiento.

La mejora de las canteras se lleva a cabo por propia financiación, incluyendo el proyecto de grandes ampliaciones, fáciles de obtener cuando hay mercado. No sucede lo mismo con lo referente a las ampliaciones de las plantas de tratamiento, que exigen grandes inversiones, siendo necesario recurrir al crédito.

14.6.2 SOCIALES

La mano de obra se encuentra fácilmente, pero al estar las minas en parajes agrícolas, son los clásicos inconvenientes de atender al terruño o al ganado los que originan faltas al trabajo. No se necesita una gran especialización, excepto en algunos puestos de responsabilidad para dar la calidad necesaria, que por sí sola la máquina no puede prever.

14.6.3 ECONOMICOS

El problema económico existente es el de disponer las grandes inversiones requeridas para los proyectos de mediana y gran ampliación. El obtener magnesita refractaria requerirá ayuda superior para poder financiar las grandes inversiones previstas.

14.6.4 COMERCIALES

Para dar un mayor y más amplio impulso a la proyección europea de la magnesita española y poder competir con Austria, Grecia, etc., es preciso disponer de una sociedad comercial en los contactos internacionales para suministrar los pedidos justos, tanto en calidad, cantidad y plazo de entrega.

Las relaciones internacionales pueden lograrse mediante la asociación o delegación en grandes compañías que dominan el comercio mundial, y que estén ligados a sectores financieros que dominen la producción y asimismo el mercado.

14.6.5 OTROS

Problema muy importante en el sector de la magnesita es el de investigción técnica sobre los métodos de fabricación del producto de una forma continua para lograr los efectos de un factor de mejoramiento, con lo que la baza precio-calidad influirá en la proyección exportadora del sector, en competencia con otras naciones que ya estudian a fondo sus problemas, a fin de una mejor introducción en los mercados internacionales.

14.7 RESUMEN DEL SECTOR DE LA MAGNESITA

En España, y en dos zonas, principalmente Lugo y Navarra, existen abundantes reservas de magnesita.

El porvenir inmediato de este mineral es muy brillante, tanto en su variante de magnesita cáustica como en «sintering» de magnesia para refractarios, pues debe suministrar la totalidad del consumo nacional y evitar así las importaciones, e incrementar considerablemente las exportaciones que se realizan en la actualidad, ayudando de esa forma a la balanza de pagos, por lo que si se suman los ingresos posibles en divisas con las que no saldrían del país, suponen más de cinco millones de dólares anuales.

Para ello es necesario realizar unas inversiones del orden de 600 millones de ptas, cuya financiación debe provenir en su mayor parte del crédito oficial, mediante una acción concertada de este sector de la magnesita; no son suficiente para acelerar el desarrollo apuntado los créditos a la exportación de que ya dispone la magnesita.

15. MICA

15.1 GENERALIDADES

El nombre de mica se aplica a un grupo de minerales que son silicatos complejos de aluminio, álcalis, magnesia y hierro, variando la proporción de estos componentes que puede llegar a ser nula en alguno de ellos; están casi siempre presentes en las rocas cristalinas y constituyen un 4 por 100 de la costra rocosa de la Tierra.

Cristalizan en el sistema monociclico, aunque aparezcan a veces en forma de prismas pseudo-hexagonales, pero lo más corriente es encontrarlos en agregados escamosos fácilmente exfoliables en laminillas finísimas; su dureza es de 2 a 3 en la escala de Mohs, y su peso específico de 2,7 a 3,1, poseyendo un gran poder dieléctrico.

Las láminas de mica son más flexibles y elásticas que cualquier otro mineral, tienen un intenso brillo vítreo o perlado y su color varía, siendo, en general, blancas las que contienen potasio y negras las ferromagnesianas o magnesianas, y así existen la negra o biotita, la parda (flogopita), violeta (lepidolita), amarilla, verde (fuscita) e incoloras, como la moscovita, de la que pueden obtenerse láminas de más de 50 cm de lado, perfectamente transparentes.

15.1.1 UTILIZACION

Se utilizan las micas tanto en placas como reducidas a polvo.

Antiguamente se utilizaron las placas como vidrios para ventanas y también hoy se utilizan para cerrar mirillas en estufas y hornos, construir diafragmas sonoros, aspas de anenómetros, portaobjetos y sobre todo como material aislante en aparatos eléctricos, especialmente en condensadores; sin embargo, va siendo cada vez más desplazado su uso por el gran desarrollo de los materiales plásticos y cerámicos, que la sustituyen con ventaja. Las placas pequeñas de mica unidas por un aglomerante y convenientemente tratadas constituyen la micanita, que se vende en placas de hasta 1,50 m.

La mica triturada y en polvo se utiliza en la fabricación de electrodos, de papeles para las paredes, como lubricante en combinación con grasas y aceites, como absorbente de la nitroglicerina, en la fabricación de explosivos y como relleno de materias plásticas, baquelita, etc., a las que comunica su gran poder dieléctrico.

15.2 YACIMIENTOS

15.2.1 MUNDIALES

Los principales yacimientos mundiales de mica en placa se sitúan en la India, Brasil y República Malgache, y los de mica en polvo en Noruega, Argentina y Africa del Sur, existiendo también en otros países, como Estados Unidos y Canadá.

15.2.2 NACIONALES

En España, los yacimientos más importantes están situados en las pegmatitas de sierra Albarrana, dentro del actual Coto Minero Nacional Carbonell, que pertenece al Estado a través de la Junta de Energía Nuclear (JEN), que comienza a 16 km de Fuenteobejuna (Córdoba) (Figura 15.2 - 1).

Estos yacimientos, abiertos a socavón en la citada sierra, y, por lo tanto, con explotación de interior, poseen mica en gran cantidad y fueron explotados por la empresa Berilo y Radio Español, S.A. (BRESA) entre los años 1939 y 1945, extrayéndose muchos cientos de t que eran exportadas, en su mayor parte, a Alemania durante la II Guerra Mundial. Posteriormente se paralizaron estas explotaciones al quedar incluidas dentro del citado Coto que se concedió para la investigación y explotación por la JEN de los minerales radiactivos allí existentes, y al cesar estas explotaciones hacia el año 1956, la misma JEN explotó durante algún tiempo y vendió a la industria particular el producto extraído, en uno de dichos yacimientos de mica denominado Cerro de la Sal, hasta un total de 303 t de mica en láminas de diferentes tamaños, cesando en la explotación al liberalizarse las importaciones de mica por no poder competir ni en precio ni en calidad.

Aparte de estos yacimientos existen otros de menos importancia en su mayor parte complejos de mica y feldespato que se explotan para extraer este último producto y en los que la mica es un subproducto considerado en su mayor parte como desperdicios de mica, hasta el punto que no se hace estadística de esta producción, aunque es posible que se comercialice en pequeñas cantidades. Hacia los años 50 venían figurando pequeñas cantidades de 1 a 15 t producidas en la provincia de Salamanca.

Aparte de los yacimientos, hoy paralizados, existentes en la sierra Albarrana, de los que actualmente se tiene conocimiento que estén en explotación y sean complejos de feldespato y mica son los siguientes:

Provincia	Concesión	Término	Pertenencias
Salamanca	Julita - 2.393	Garcirrey	20
Salamanca	Juan Antonio - 2.492	Garcirrey	30
Salamanca	Alicita - 4.958 ...	Garcirrey	20
Salamanca	Albinita - 4.978 ..	Garcirrey	145
Salamanca	Margarita - 5.192	Garcirrey	205
Burgos	Aguacay - 3.320 .	Fuentenebro	19
Burgos	Nuevo San Miguel - 3.323 ...	Fuentenebro	9

En la provincia de Málaga se encuentran varios yacimientos que habiendo sido concedidos para la explotación de mica, el producto que se obtiene en realidad es ver-

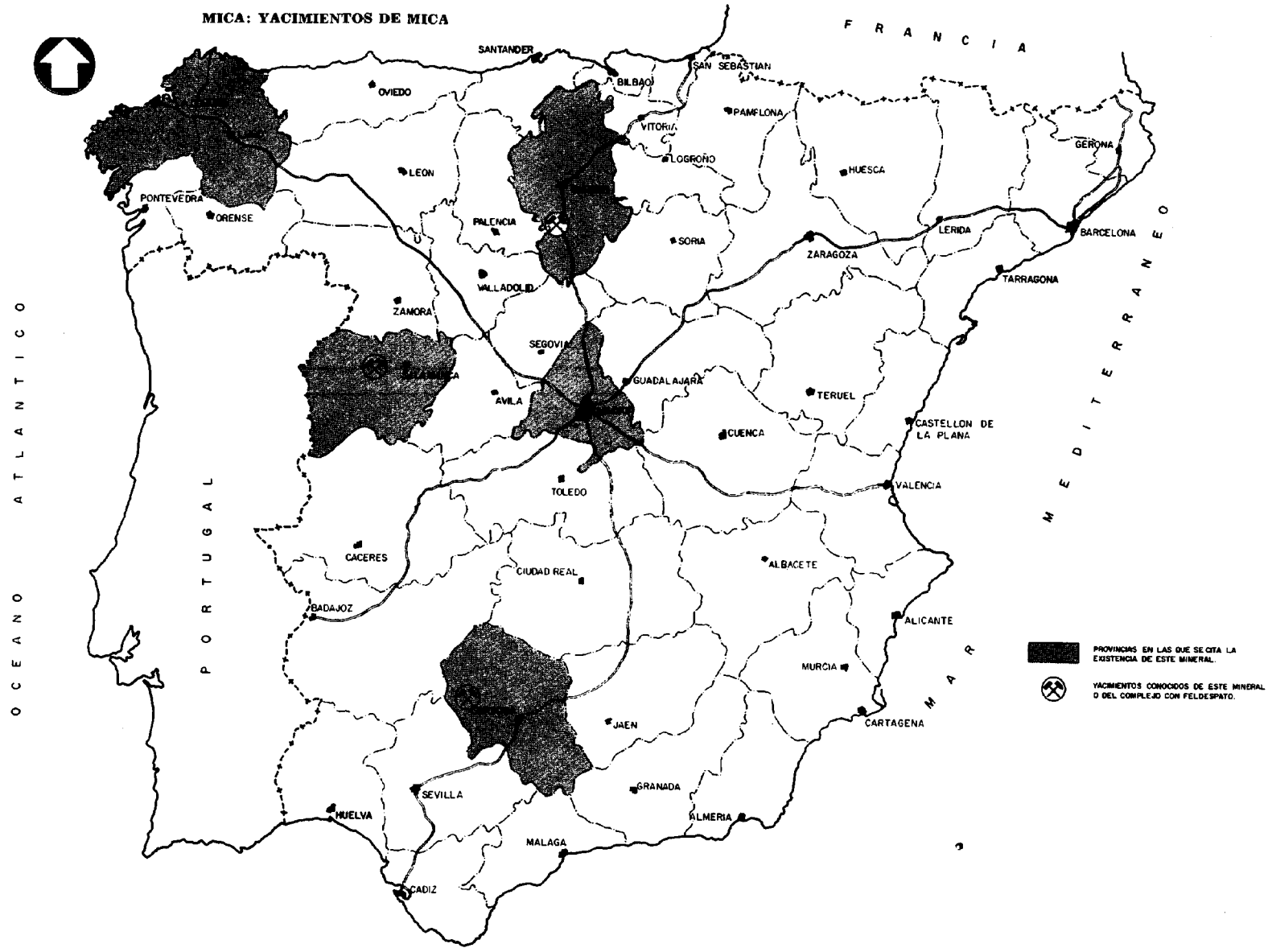

MICA: YACIMIENTOS DE MICA
FRANCIA
SANTANDER
BILBAO
SAN SEBASTIAN
OVIEDO
PAMPLONA
VITORIA
LOGROÑO
GERONA
HUESCA
LEON
PONTEVEDRA
ORENSE
PALENCIA
SORIA
LERIDA
BARCELONA
ZARAGOZA
TARRAGONA
VALLADOLID
ZAMORA
SEGOVIA
GUADALAJARA
AVILA
TERUEL
CASTELLON DE LA PLANA
CUENCA
TOLEDO
VALENCIA
CACERES
CIUDAD REAL
ALBACETE
BADAJOZ
ALICANTE
MURCIA
JAEN
CARTAGENA
SEVILLA
GRANADA
HUELVA
ALMERIA
MALAGA
CADIZ
OCEANO ATLANTICO
PORTUGAL
MEDITERRANEO
MAR
PROVINCIAS EN LAS QUE SE CITA LA EXISTENCIA DE ESTE MINERAL.
YACIMIENTOS CONOCIDOS DE ESTE MINERAL O DEL COMPLEJO CON FELDESPATO.

Figura 15.2-1

miculita, mineral producto de la alteración de la biotita y otras variedades de mica. Está compuesto por silicatos hidratados.

15.3 PRODUCCION NACIONAL

Las producciones dadas por la estadística oficial en los últimos años en España son:

Años	Toneladas
1947	12
1948	11
1949	9
1950	14
1951	12
1952	18
1953	13
1954	118
1955	201
1956	103

Unidad: t.

15.4 COMERCIO

En los últimos años el total de importaciones y exportaciones ha sido:

Años	Toneladas	Importaciones — Pesetas	Años	Toneladas	Exportaciones — Pesetas
1967	695	11.523.000	1968	13	18.000
1968	720	16.978.000	1969	23	243.000
1969	1.157	28.068.000			
(enero-marzo)	224	6.072.000			

Como se ve por estas cifras, las importaciones no tienen gran importancia económica, pudiéndose considerar nulas las exportaciones, sobre todo sabiendo como se dijo anteriormente que no se conocen yacimientos que produzcan mica de buena calidad en España y que las importaciones de polvos de mica y desperdicios de mica, que es lo que podría producir en mayor cantidad, tienen un bajo costo, ya que puesto en España el mineral procedente de Sudáfrica y la República Argentina vale a 4,50 ó 5 ptas/kg.

15.5 CONCLUSIONES

1. No se conoce en España ningún yacimiento de mica propiamente dicha que activando su explotación pueda producir mica de buena calidad, en placas, que evite las importaciones de este producto.

2. Las explotaciones en que se produce mica en España actualmente no son para extraer mica, sino feldespato, y, por lo tanto, no puede programarse una mayor obtención de mica de mala calidad, desperdicios de mica o mica en polvo, ya que al ser antieconómica su producción como tal dependerá siempre de la mayor o menor intensificación de las explotaciones.

3. Las antiguas explotaciones de mica de la provincia de Córdoba, al ser de minería de interior, no son económicamente explotables actualmente, dada la defectuosa calidad del producto obtenido y el bajo precio del mismo en el mercado.

4. Sólo podrían evitarse las importaciones actuales con el descubrimiento por el Programa Nacional de Investigación Minera de yacimientos con mica en placas de muy buena calidad y tamaño o volviendo a un régimen autárquico.

16. SALES POTASICAS

16.1 SITUACION GENERAL DEL SECTOR

16.1.1 INTRODUCCION

La producción de sales potásicas se encuentra actualmente localizada en dos zonas geográficas: Cataluña y Navarra. La primera se encuentra a su vez dividida en dos subzonas que corresponden a las cuencas de los ríos Cardoner y Llobregat, y se viene explotando prácticamente sin interrupción, desde hace más de cuarenta años. La explotación de Navarra es mucho más reciente y data de 1963.

16.1.1.1 Estructura de las empresas productoras

Esta clase de minería, y para que las explotaciones sean económicamente rentables, exige el ir cada vez a unidades de producción más grande, lo cual requiere un volumen de inversiones de mucha importancia. Estas razones explican y justifican el que toda la producción haya estado reducida solamente a cinco grupos mineros.

Siguiendo esta tendencia de concentración, las cinco empresas que explotaban respectivamente los cinco grupos mineros indicados se han reducido en la actualidad a tres, ya que Unión Española de Explosivos, S. A. —hoy Unión Explosivos Río Tinto, S. A.—, absorbió primero a Explotaciones Potásicas (grupo minero de Balsareny) y recientemente a Potasas Ibéricas, S.A. (grupo de Sallent).

Además, en los dos grupos mineros colindantes de Balsareny y Sallent, y al estar ambos en manos de una misma empresa, se ha programado una explotación conjunta, encontrándose en la actualidad en vías de desarrollo el proyecto de montar una unidad moderna de producción en la cuenca del Llobregat, con todo el grado de mecanización que permite el criadero. Por tanto, estos dos grupos se tratarán en conjunto en lo sucesivo.

Resumiendo, la producción actual de sales potásicas se halla concentrada en:

Unión Explosivos Río Tinto, S. A., con sus explotaciones de Cardona y Llobregat.

Minas de Potasa de Suria, S. A.

Potasas de Navarra, S. A., empresa del Instituto Nacional de Industria, con sus explotaciones en la sierra del Perdón, en Navarra.

16.1 1.2 Estimación de reservas

La estimación de reservas en un yacimiento presenta siempre ciertas dificultades, tanto por las propias del problema en sí, como porque frecuentemente los productores tienen diferentes criterios al interpretar su propia información; este problema se acusa a veces más al estimar las reservas inciertas con cifras más o menos probables, y otras veces al clasificar las reservas en los distintos grupos de seguras, probables e inciertas.

Se citará como referencia que don Agustín Marín, en su obra «Minería de la Potasa», daba como reservas para la cuenca catalana 500 millones de t de K_2O, de las que suponía que corresponden una tercera parte a silvinita y las dos terceras partes a carnalita. Para la cuenca potásica de Navarra, que en aquella fecha estaba todavía muy poco reconocida, daba la cifra de 20 millones de t de K_2O.

La información reconocida de los propios productores da como reservas actuales las siguientes:

	Millones de t.
Cardona:	
Reservas de silvinita:	
Seguras	30
Probables	300
Inciertas	300
TOTAL	630

se supone un grado de recuperación del 90 por 100 y que el mineral a explotar tenga una ley del 15 por 100 en K_2O.

	Millones de t.
Reservas en K_2O contenido:	
Seguras	4,0
Probables	40,5
Inciertas	40,5
TOTAL	85,0

	Millones de t.
Llobregat:	
Reservas de silvinita:	
Seguras	1,3
Probables	73,0
Inciertas	97,0
TOTAL	171,3

Se supone un grado de recuperación del 70 por 100 y que el mineral a extraer tenga una ley del 15,6 por 100 de K_2O.

	Millones de t.
Reservas en K_2O contenido:	
Seguras	0,14
Probables	7,97
Inciertas	10,59
TOTAL	18,70

	Millones de t
M. P. Suria:	
Reservas de silvinita:	
Seguras	0,8
Probables	5,0
Inciertas	157,0
TOTAL	162,8

Se supone un grado de recuperación del 80 por 100 y que el mineral a explotar tenga una ley del 16 por 100 en K_2O.

	Millones de t.
Reservas en K_2O contenido:	
Seguras	0,10
Probables	0,64
Inciertas	20,09
TOTAL	20,83

Potasas de Navarra

No se desglosan las reservas en seguras, inciertas y probables; se calculan separadamente las de silvinita y carnalita, ya que se explotan y tratan con independencia.

Se supone un grado de recuperación del 80 por 100 y que la ley del mineral a explotar tenga una ley del 16 y 12,5 por 100 para la silvinita y carnalita, respectivamente.

	Millones de t.
Reservas mineral:	
Silvinita	180
Carnalita	210

	Millones de t.
Reservas en K_2O contenido:	
Silvinita	23
Carnalita	21

En una segunda fase se proyecta la recuperación integral del yacimiento por disolución: esta explotación representará unas reservas adicionales de 19 millones de toneladas de K_2O.

El total de las reservas estimadas por los productores representa, por tanto: 187 millones de t de K_2O contenido en los minerales a explotar (sin considerar pérdidas en el proceso de concentración).

16.1.1.3 Tecnologías sobre concentración de sales potásicas

La silvinita, materia prima que habitualmente se emplea para la obtención del cloruro potásico comercial, es un cloruro doble de potasio y sodio; por tanto, el proceso de concentración consiste, en esencia, en la separación del cloruro sódico y las impurezas que pueden acompañar al mineral para obtener el cloruro potásico con el grado de pureza que sea posible.

Para conseguir este objetivo tradicionalmente se vienen empleando dos procedimientos: disolución y flotación.

El procedimiento de disolución está basado en el diferente grado de solubilidad del cloruro potásico en frío y en caliente. En el proceso de flotación, el mineral finamente molido, y en suspensión de agua saturada en ambos cloruros, se trata en una batería de celdas, empleando aminas como reactivo colector que hace flotar el cloruro potásico; se recogen separadamente unos mixtos que entran de nuevo en el circuito y un residuo de cloruro sódico que se elimina.

A continuación se indican brevemente las fases de que consta cada uno de los procedimientos:

Disolución:

— Disolución en agua caliente de la materia prima.
— Enfriamiento posterior y cristalización de las salmueras.

Concentrados potásicos:

— Centrifugado,
— Secado en hornos.
— Almacenaje.
— Expediciones.

Residuo sódico:

— Centrifugado o filtrado.
— Evacuación a escombrera.

Flotación:

— Desenlodado en celdas de flotación, espesadores y decantadores.
— Molienda en húmedo, en molino de barras.
— Flotación de baterías de celdas con adición de reactivos.

Concentrado potásico:

— Centrifugado.
— Secado en hornos.
— Almacenaje.
— Expedición.

Residuo sódico:

— Filtrado o centrifugado.
— Evacuación a escombrera.

La tendencia a utilizar el procedimiento de disolución o flotación ha variado con el tiempo; en general se empezó por disolución y se fue evolucionando hacia la flotación, si bien últimamente ha vuelto a ganar terreno la disolución y hoy día no hay un criterio definido, ya que en una decisión de este tipo es preciso tener en cuenta razones de muy distinta naturaleza, tales como: características del mineral, evolución técnica, exigencias comerciales en cuanto a calidades del producto, circunstancias económicas y locales, etc.

Como es natural, las características del mineral son un dato fundamental a tener en cuenta; para alcanzar la liberación total de los cristales de cloruro potásico y cloruro sódico, que permita su separación, hay que llegar en cada caso particular a un grado de molienda diferente. Estará, por tanto, más indicada la flotación en minerales como son los del yacimiento del Congo, con un alto grado de liberación, y que permiten una flotación directa en tamaño superior a 3,3 mm, mientras que en otros casos es preciso bajar a menos de 0,8 mm. Esta característica del alto grado de liberación tiene una doble influencia, ya que abarata el proceso de molienda y mejora la calidad del producto por su granulometría.

Otro factor a considerar es el mayor o menor contenido en sales de magnesio, que dificultan los procesos de concentración.

En general, los gastos de entretenimiento y conservación son más altos en una fábrica térmica que en una

flotación. Los fenómenos de corrosión al manipular lejías saturadas a alta temperatura son muy importantes, y la aplicación de nuevos materiales tales como el acero inoxidable y determinados plásticos han colaborado en el sentido de aminorar la gravedad de estos problemas en el proceso por disolución.

Desde el punto de vista comercial, es evidente que los clientes son cada vez más exigentes. La flotación, salvo el caso de minerales muy favorables, como el del Congo y Canadá, produce en general muchos finos y no permite obtener directamente los tamaños coarse y granular; frecuentemente hay que disponer una instalación complementaria de clasificación y compactación tipo Allis Chalmers u otro análogo, que además del encarecimiento del proceso no resuelve totalmente el problema. Por el contrario, la fábrica térmica por el procedimiento de cristalización al vacío, sistema Swenson u otro, permite conseguir una granulometría mucho más favorable.

En cuanto al aspecto económico, que siempre es fundamental en todo proceso industrial, la fábrica térmica en su conjunto es más cara en su primer establecimiento y generalmente también más cara en su mantenimiento. Este mayor coste puede estar compensado con un mejor rendimiento, que puede llegar al 92 por 100, si bien en la flotación también se pueden alcanzar los mismos resultados cuando las características del mineral son favorables.

Un factor importante a considerar y que puede ser variable según las circunstancias locales es el combustible y la energía eléctrica. La flotación tiene un consumo relativamente alto de energía eléctrica, mientras que la disolución requiere el disponer como instalación complementaria de una central térmica, la cual además del abastecimiento de vapor puede suministrar energía a la planta.

Por todas las razones indicadas, se comprende que no se puede decidir «a priori» sobre las ventajas e inconvenientes del proceso por disolución o por flotación y que en cada caso deben analizarse con todo detalle los factores que pueden entrar en juego para alcanzar los mejores resultados técnicos y económicos.

En los últimos años se ha utilizado en ocasiones el tipo de fábrica mixta. Evidentemente requiere que se trate de una unidad de producción suficientemente grande, y la idea está basada en que los resultados en la flotación son mejores si el mineral está exento de finos. En este caso, se separan del circuito de flotación los finos (por ejemplo, 0,2 mm) por medio de hidrociclones, y se envían a su tratamiento por disolución; también pueden enviarse a la disolución los mixtos procedentes de la flotación y los finos del secado.

Finalmente cabe señalar que algunas firmas como Lurgi y alguna americana han hecho ensayos para la concentración del cloruro potásico por separación electrostática; en principio la idea es atrayente, ya que, por tratarse de un procedimiento por vía seca, se suprimían los procesos de centrifugado y secado. Sin embargo, los resultados de los primeros ensayos fueron poco esperanzadores, ya que tanto el grado de concentración como el índice de recuperación eran muy bajos; se desconoce si más recientemente han podido mejorar los resultados, pero en todo caso hasta la fecha no ha tenido este sistema ninguna aplicación industrial.

En cuanto al caso concreto de los productores españoles, se emplean también los dos sistemas de flotación y disolución.

16.1.2. FORMACION Y GENESIS DE LOS YACIMIENTOS

La idea comúnmente admitida para la génesis de los yacimientos potásicos es la de precipitación de sales disueltas en mares interiores o con conexión restringida.

La descripción de la génesis de los yacimientos potásicos más moderna de que se dispone está incluida en un trabajo presentado a las III Jornadas Nacionales y Primeras Internacionales Minero Metalúrgicas, firmado por don Juan Melgar, de la E. N. Adaro. A dicho trabajo pertenecen los siguientes párrafos:

«Ya se ha dicho que a finales del Eoceno, por la emersión de los Pirineos y de la Cordillera Costera Catalana, la regresión de las aguas dejó al valle del Ebro formando una cuenca de sedimentación continental lagunar, alimentada por el Este por aguas marinas y que en ella se depositaron primero los depósitos salinos objeto de este estudio, y posteriormente los sedimentos detríticos oligocenos y los químicos y pelíticos del Mioceno.

Como la época de deposición de sales es relativamente muy corta, se puede decir que éstas deben estar siempre reposando sobre el Bartoniense y más probablemente sobre los sedimentos depositados en las zonas más profundas de este mar.

Tal como se ha dicho, estos ciclos fueron debidos a variaciones en la amplitud de la conexión con el mar abierto, depositándose yesos en los períodos de franca conexión y sales potásicas y magnésicas sólo en una época, relativamente muy corta, de conexión muy restringida.

Esta es una de las causas por las que los espesores y las áreas de deposición de sales potásicas deben ser menores que las de halita y éstas menores que las de yesos.

Las diferencias de profundidad de la cuenca dieron lugar a variaciones primarias de facies, depositándose de preferencia la silvinita y la carnalita en las partes más profundas y frías; este es otro motivo por el que estas sales ocupan menos extensión que la halita.

Se cree que ha tenido poca importancia la deposición de sales de segundo ciclo, disueltas de las márgenes, ya que se atribuyen las sales fajeadas en la parte superior del yacimiento a una disminución de concentración de las aguas por aumento de las dimensiones de la conexión.

Al clima desértico, propio para la deposición de sales, siguió otro lluvioso, tropical, y durante este período se depositaron los barros que protegieron el yacimiento y las margas, molasas y areniscas que lo recubren, como lo demuestran los restos de vertebrados encontrados en Calaf, Tárrega y Almatret, y los lignitos de Mequinenza, Calaf y Sampedor.

Al final del Oligoceno desapareció la conexión con el mar, y la cuenca quedó totalmente aislada. Durante el Mioceno se depositaron sedimentos lacustres finos, con gran cantidad de yesos, y en algunas zonas incluso halita y mirabilita. Es de suponer que estas sales provengan tanto de las aguas marinas residuales como del lavado de los sedimentos salinos, triásicos, ludenses y oligocenos.

En resumen, que los yacimientos evaporíticos ludenses de Cataluña y de Navarra fueron depositados en la misma cuenca. Las diferencias entre ambos se deben principalmente a que su historia posterior a la deposición ha sido distinta, pues mientras en Cataluña la subsidencia se produjo principalmente en el centro de la cuenca, entre el Pirineo y la Cordillera Costera Catalana, con lo que el yacimiento quedó totalmente enterrado hasta que fue elevado a la superficie, en los anticlinales, por los plegamientos, en Navarra el eje de la cuenca se iba des-

plazando hacia el Sur, a medida que progresaba la sedimentación, por lo que la parte Norte del yacimiento fue erosionándose y sólo ha llegado a nuestros días, el pequeño retazo del Sur de Pamplona. Su total destrucción fue evitada a tiempo, por la deposición de los conglomerados y molasas de la Sierra del Perdón, que protegieron los restos del yacimiento. También se ha visto que existe otra diferencia, que es el menor espesor de las capas evaporíticas en Pamplona, lo cual podría explicarse, porqué la zona del Perdón hubiese ocupado una posición relativamente marginal en la cuenca.»

Nota: Posteriormente en el Programa General de Investigación de las Reservas de Potasa, confeccionado por Adaro, se considera como dudoso que los yacimientos catalán y navarro fueran depositados en la misma cuenca.

16.2 RESERVAS A FAVOR DEL ESTADO

El yacimiento subpirenaico de sales potásicas se encuentra reservado a favor del Estado, y está encomendada al Instituto Nacional de Industria la investigación y explotación de los posibles yacimientos que puedan descubrirse.

Evidentemente, quedan exceptuadas las concesiones administrativas otorgadas con anterioridad, y que casi en su totalidad se encuentran enclavadas dentro del perímetro de la reserva.

El área total reservada es de 1.036.950 ha, y se encuentra dividida en diversas zonas numeradas por orden cronológico de su promulgación; en su conjunto abarcan prácticamente la parte norte del valle del Ebro, recubierta por el Oligóceno.

Las principales disposiciones legales que las definen, omitiendo las que han servido principalmente para prorrogar, su provisionalidad, son:

Zona I.—El Real Decreto de 1 de octubre de 1914 reservó provisionalmente 472.800 ha.

La Orden de 7 de septiembre de 1934 pasó a reserva indefinida la parte no reservada definitivamente.

La Orden de 18 de diciembre de 1950 autorizó al INI, para continuar las investigaciones, y le encargó la explotación de los posibles yacimientos.

Zona 2.—La Real Orden de 27 de julio de 1928 suspendió el derecho de registros, con designación de perímetro, que abarca 254.400 ha.

La Orden de 26 de julio de 1949 pasó la zona a reserva definitiva, y confío al INI su investigción.

Zona 3.—La Real Orden de 18 de junio de 1930 suspendió el derecho de registro, con designación de dos perímetros.

La Orden de 17 de junio de 1935 designó nuevamente los dos perímetros, que comprenden una superficie de 690.000 ha.

La Orden de 26 de junio de 1949 confió al INI su investigación.

Zona 4.—El Decreto de 14 de octubre de 1931 reservó definitivamente las 19.000 ha. del yacimiento del Perdon que se consideraban investigadas dentro de la zona 2.

La Orden de 26 de julio de 1949 cedió al INI su explotación.

Dentro de esta zona se han demarcado las concesiones que explota Potasas de Navarra, S. A.

Zona 5.—La Orden de 7 de septiembre de 1934 reservó definitivamente el perímetro que designa, dentro de la Zona 1, con una superficie de 359.100 ha. El resto de dicha zona se pasó a reserva indefinida.

Dentro de esta zona se encuentran las concesiones mineras de la cuenca catalana, con la siguiente extensión:

	ha.
Unión Explosivos Río Tinto, S. A.	28.326,84
Minas de Potasa de Suria, S. A.	18.180.20
Fodina, S. A.	25.929,24

Zona 6.—La Orden de 29 de octubre de 1949 reservó provisionalmente 33.600 ha, con designación de perímetro, y confió al INI su investigación.

Zona 7.— La Orden de 14 de octubre de 1950 reservó provisionalmente 185.750 ha, con designación de perímetro, y encomendó al INI su investigación.

16.3. ESTUDIO DE LAS PRINCIPALES EXPLOTACIONES NACIONALES

16.3.1 POTASAS NAVARRAS, S. A.

16.3.1.1 Análisis del criadero

SITUACIÓN GEOGRAFICA

La cuenca potásica del Perdón, concesión explotada por Potasas de Navarra, S. A., está situada en su borde norte, a unos 7 km al sur de la ciudad de Pamplona (Fig. 16.3 - 1), extendiéndose en un eje este-oeste desde la carretera general Pamplona-Zaragoza (en Noain) hasta muy pasada la carretera general Pamplona - Estella (zona de Undiano). En dirección norte-sur no se conocen los límites precisos hacia el sur, suponiéndose llegan o rebasan la carretera de Campanas a Puente la Reina, en la confluencia del regato de Eneriz con el río Arga. Por el norte el borte está bien delimitado, según se indica en el plano.

Además de las carreteras generales mencionadas, bordea el yacimiento en Noain, la linea general de Ferrocarril Barcelona-Pamplona-Irún.

FORMACION Y GENESIS DEL YACIMIENTO

Geológicamente pertenece este yacimiento al Eoceno superior, en la parte más baja del tramo Ludense, y corresponde a una de las posibilidades de formación del yacimiento, como es el hundimiento de bahías existentes en el mar continental, de la denominada fosa del Ebro, y formación de un rosario de lagos salados, que podrían extenderse de Navarra a Cataluña.

Está siendo muy discutida la teoría de esta correlación con los yacimientos catalanes, y, por tanto, la entrada de esta cuenca navarra con el mar abierto, por el Mediterráneo o el Atlántico. Aunque es seguro que no hay deposiciones salinas de Pamplona al Cantábrico y sí hay restos en dirección a Huesca.

Corresponde esta cuenca al tipo llamado Mediterráneo (en oposición al tipo Kara Bogaz) y ha estado sometida, durante su formación y posteriormente a la tectónica de los movimientos neoalpinos. Esta orogenia y la plasticidad de las evaporitas ocasionó series de anticlinales y sinclinales. Parte de los primeros han desaparecido por erosión posterior, y en consecuencia, la cuenca del Perdón ha quedado no sólo reducida de sus probables dimensiones originales, sino que quedó totalmente aislada de sus posibles vecinas.

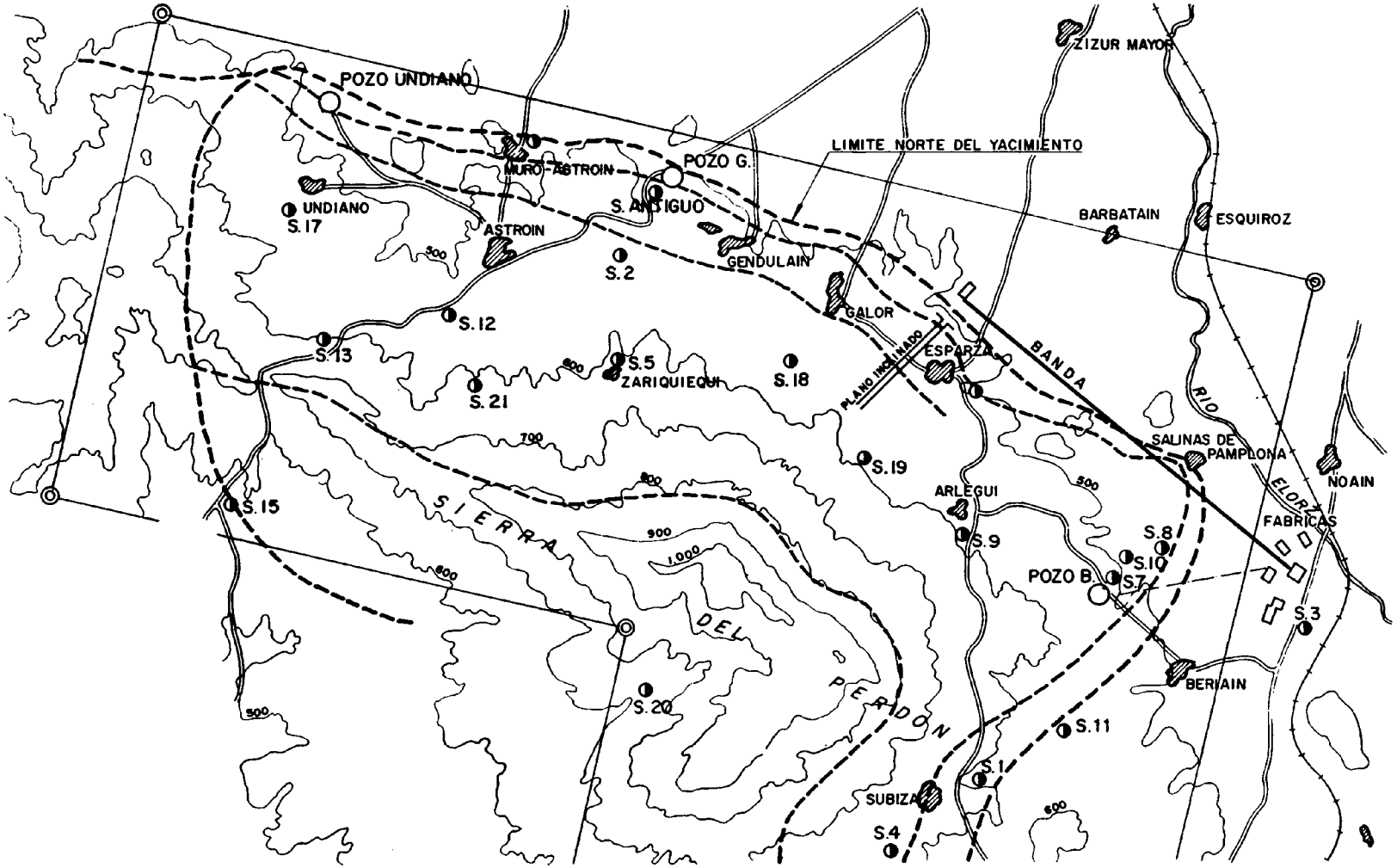

POZO UNDIANO
MURO-ASTROIN
POZO G.
LIMITE NORTE DEL YACIMIENTO
ZIZUR MAYOR
UNDIANO
S. 17
ASTROIN
S. ANTIGUO
BARBATAIN
ESQUIROZ
GENDULAIN
S. 2
S. 12
GALOR
S. 13
S. 5
ZARIQUIEGUI
S. 18
S. 21
ESPARZA
BANDA
PLANO INCLINADO
RIO
SALINAS DE PAMPLONA
NOAIN
ELORZ
S. 19
ARLEGUI
S. 15
SIERRA
S. 9
S. 8
S. 10
FABRICAS
POZO B.
S. 7
S. 3
DEL
PERDON
BERIAIN
S. 20
S. 11
S. 1
SUBIZA
S. 4
500
700
800
900
1.000
600

Figura 16.3-1

Al empezar la fase de evaporación y deposición de sales o evaporitas, por retirada del mar Eoceno, quedó en Pamplona (probablemente más al norte de la actual) una cubeta o sinclinal formada por margas grises del Bartoniense superior, que forman hoy la base del yacimiento. Más abajo hay unas intercalaciones calizo-arenosas, y luego continúa el Bartoniense con espesores de hasta 500 m.

El aislamiento de estos lagos y su correspondiente evaporación parcial dio origen a la saturación del agua marina en sus correspondientes sales y comenzó la precipitación de las mismas, empezando por las anhidritas.

Sobre el ciclo completo de deposiciones no hay posibilidad de decidirse por una de las varias teorías expuestas por diversos autores: Las irrupciones periódicas del mar por encima de la «barra» de separación; las cuencas laterales de preconcentración; la precipitación de sales potásicas sólo como carnalitas, siendo la silvinita un producto secundario, etc.

Más bien se cree que las condiciones fueron bastante diferentes para cada yacimiento como lo fueron las distintas eras y períodos geológicos en que se formaron, y, por tanto, las condiciones aquí requieren nuevas teorías o ciertas modificaciones, aún sin concretar.

DESCRIPCION DEL CRIADERO

Evaporitas

a) Una formación estratificada en láminas delgadas de anhidritas con lechos margosos de un espesor total de 0,70 a 1 m.

b) La primera deposición de sal común o ClNa con espesores variables hoy por la tectónica sufrida por el muro, pero con una media de 12 m, siendo los primeros 8 m de sal en masa bastante limpia y blanca (sal vieja) y el resto sal con cierta estratificación y filetes margosos en sal más oscura.

c) La formación silvinítica, en un ciclo que se repite 18 veces, alterna vetas rojas de silvinita muy rica con vetas de sal común y finos lechos de margas, con una potencia total media de 2 m. Hay dos o tres tipos de silvinita en la formación, y se denomina al conjunto «Capa A».

d) Una pequeña deposición, de menos de 1 m de espesor, que se denomina «Capa B», formada por sal común con dos intercalaciones de silvinita transformada.

e) Una formación carnalítica, constituida por ocho capas de carnalita roja de alta ley con potencias desde 2,50 m las inferiores a 0,60 m las superiores, separadas por capas de sal común y margas con potencia desde 0,20 m hasta 1,20 m.

El total da una potencia de unos 14 m, y se llama «Capa C».

f) Una potente formación llamada Sal de Techo, formada por estratificaciones alternas de vetas de sal común con vetas de marga plástica, aumentando hacia arriba la frecuencia de estas últimas. Tiene una potencia total media de 50 m.

Terrenos muertos

Por encima del conjunto descrito de evaporitas netas hay una serie de deposiciones mecánicas con escasas alternancias de yesos.

Tramo 1: Margas fajeadas, o sea estratificación de margas rojas y azules, plásticas e impermeables.

Tramo 2: Areniscas de Galar. Conjunto o alternancia de arenisca de cemento arcilloso, blandas, con margas gris-azuladas.

Tramo 3: Yesos y margas. Es una formación muy potente, que llega hasta la cumbre del Perdón.

Tramo 4: Areniscas y margas de Mañeru. Este tramo falta, por erosión en el Perdón, pero se le encuentra en la prolongación de la zona hacia el sur.

Tramo 5: Yesos, margas y arenisca gris. Como el anterior.

Tramo 6: Conglomerados y areniscas del Perdón. Esta formación clásica, correspondiente ya al Aquitaniense (Mioceno), corona la sierra del Perdón en formación discordante con el resto y se desparraman por el valle sur en potencias crecientes.

COMPOSICION Y ANALISIS DE LOS MINERALES QUE LO FORMAN

De momento, y sólo como minerales potásicos, se hace referencia a dos de ellos, la silvinita y la carnalita.

Silvinita

Aunque las vetas de silvinita tienen una ley alta en ClK «in situ», lo interesante es la composición media del mineral bruto silvinítico que se arranca en bloque de la Capa A y se envía a fábrica. Su composición media es:

ClK	26,10 por 100
ClNa	57,75 por 100
Carnalita	1,26 por 100
SO_4Ca	6,06 por 100
CO_3Ca	2,39 por 100
Insolubles	4,76 por 100
Otros	4,76 por 100

Carnalita

La explotación abarca las dos capas inferiores de carnalita con su sal intermedia. Por ello, aunque su ley en capa es bastante más alta, el mineral todo-uno para la fábrica baja en ClK y Cl_2Mg por la influencia del ClNa, o sea el mineral responderá a la fórmula: $ClK \cdot Cl_2Mg \cdot 6H_2O + ClNa$, con la siguiente composición media:

ClK	20,00 por 100
Cl_2Mg	23,00 por 100
ClNa	23,00 por 100
H_2O	26,04 por 100
SO_4Ca	3,00 por 100
Insolubles	4,50 por 100

RESERVAS ESTIMADAS

Ya en el año 1964 se hizo un estudio oficial y cálculo de cubicaciones para presentar al INI, basado en las reservas explotables de ClK en la silvinita y en las de carnalita, contando con explotar solamente las dos capas inferiores.

Se obtuvieron los siguientes datos:

	Toneladas ClK
De la silvinita	38.000.000
De la carnalita	35.000.000
TOTAL	73.000.000

Habría que descontar lo explotado en estos años, que son unos 2 millones de t ClK, y queda la reserva actual en 71 millones de t ClK.

Téngase en cuenta que, sólo se están considerando las reservas seguras, pues las totales darían:

	Toneladas ClK
De silvinita	46.000.000
De carnalita	57.000.000
TOTAL	103.000.000

Pero tanto las reservas probables como las inciertas dependen de la ampliación de las investigaciones en el futuro y de un nuevo método que permita el aprovechamiento integral del yacimiento.

16.3.1.2 Análisis de la explotación

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales.

Los métodos de explotación en silvinita y en carnalita son básicamente iguales.

Se trata de la explotación por tajo largo (de 200 a 300 m) usando, por ejemplo, en la silvinita:

Para el arranque

Rozadora integral A.B., de dos tambores de 1 m de diámetro. Corta en cada pasada una anchura de frente (en toda su altura) de 0,80 m y se desplaza mediante cabrestante hidráulico. Tiene una potencia total de 200 kW. Los tambores llevan picas de metal widia. Pesa unas 13 t y puede arrancar 150 t/hora.

Para el transporte en los tajos

Transportador blindado W.PF - 1 de racletas, instalado paralelamente al frente, con dos cabezas motrices de 40 kW cada una.

La rozadora descarga directamente al transportador y éste vierte (en la galería de cabeza o de pie de tajo, según los casos) en otro transportador metálico o de banda.

En galerías

Concentrado el mineral de varios tajos, va a transportadores de banda en galerías, y en serie de transportadares, hasta los generales de extracción de los planos inclinados de Esparza.

Los transportadores en galería son de banda de 800 milímetro, tipo rodillos suspendidos, y con velocidad de 2 m/seg., con cabezas de 75 ó 150 HP de capacidad de unas 600 t/hora.

En el plano Esparza toda la silvinita se extrae por un nuevo transportador de banda de 600 m de largo y 12° pendiente, con cabeza motriz de 400 HP, hasta su descarga y paso por la molienda primaria y su almacenamiento en hangar de mina.

Para el sostenimiento

Como a la explotación sigue el hundimiento controlado del techo inmediato, se trata de sostener éste en una línea paralela al frente del tajo en una anchura suficiente para las máquinas y el personal. Para ello se usa una línea de pilas hidráulicas del tipo llamado entibación autodesplazable, y en los tajos de silvinita se están usando dos tipos de diferentes constructores (casas españolas). Uno de los tipos consta de cuatro cilindros verticales por cada pila o bloque de 100 mm de diámetro y 850 mm de carrera, que se aprietan contra el techo por medio de piezas «sombrer», y con una presión de 94 t por cada pila y 200 mm de deslizamiento. Llevan un cilindro horizontal unido al transportador, que sirve tanto para el desplazamiento del transportador como el de la misma pila, avanzándolos hacia el frente después de cada roza. El otro tipo es semejante, aunque en construcción cerrada monobloque.

La central hidráulica para la línea de pilas usa una emulsión de agua con 10 por 100 de aceite a una presión de 300 kg/cm².

Después del desplazamiento de la línea de pilas, el techo inmediato se hunde (generalmente hay que forzar el hundimiento mediante barrenos de 2,50 m) y se va rellenando el hueco producido. Posteriormente, el techo superior va descendiendo lentamente, apoyándose sobre el relleno y comprimiendo éste hasta restablecer el equilibrio anterior, a los 400 ó 500 m del paso del frente.

Hay todo un sistema de control y aparatos colocados en el techo, terrenos inmediatos y superficie para medir y controlar en todo tiempo el comportamiento de terrenos y descensos que lleva a cabo una sección especial de mecánica de rocas.

Para los tajos de carnalita

Sirve casi la misma descripción, con algunas variantes.

La rozada de tipo diferente, una AB-16, es también de dos tambores, pero roza en ambas direcciones, y va montada sobre el mismo transportador blindado, que le sirve de carriles. Esto reduce la anchura de la calle de trabajo.

Las pilas hidráulicas son de un nuevo diseño, llamado de flecha y doble cilindro por unidad.

Se hace una roza de más altura que en la silvinita.

También hay que hacer observar que la explotación de la carnalita va avanzada con respecto a la de la silvinita, en una distancia estudiada, teniendo en cuenta las mejores condiciones de presiones, descensos de techo, etc.

VENTAJAS E INCONVENIENTES DEL SISTEMA

No es fácil de enumerarlos. Las ventajas principales son: Una gran y moderna mecanización que permite un rendimiento por hombre relevo de más de 30 t en tajos. Una mejora enorme en la seguridad del personal en los tajos, con gran disminución de los accidentes en entibaciones tradicionales con pilas de madera. Una uniformidad y normalización de materiales y métodos, etc.

Inconvenientes son pocos. La carestía del material en inversiones y mantenimiento. La menor flexibilidad que la mecanización tiene en adaptarse a los cambios bruscos y locales del yacimiento, dando en algunas ocasiones mineral todo-uno más pobre. El peso y volumen de los grandes equipos que hacen laborioso su desplazamiento e instalación, etc.

GRADO DE RECUPERACIÓN REAL DEL MINERAL

En silvinita es prácticamente el 100 por 100, si se exceptúan pequeños macizos entre galerías u otros.

En carnalita sólo se hará una recuperación del 50 por 100 por razones técnicas y económicas en esta primera fase. Posteriormente se estudiará la recuperación restante por método distinto.

MOTIVOS DE HABERSE ELEGIDO EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

Después de ensayos y estudios se ha considerado como el más conveniente para este yacimiento.

MEJORAS POSIBLES EN LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN UTILIZADOS

Por ahora no se tiene pensado ni estudiado la conveniencia o necesidad de sustanciales mejoras en los métodos, pero se dispone de un departamento especial de Organización y Mejoras, que se ocupa de ir poniendo más a punto el sistema actual.

16.3.1.3 Instalaciones complementarias

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS SISTEMAS DE TRITURACIÓN EXISTENTES (Fig. 6.3 - 2).

Dado que el mineral sale de la mina en tamaño relativamente pequeño, debido a las rozadoras de tajo, no se precisa instalación de quebrantado grueso, como suele haber en el interior de las minas. Por tanto, se reduce el tratamiento a dos moliendas en seco, que se realizan:

Una a la salida de la mina, mediante molinos de percusión, con su sistema de cribado y reciclaje para reducir a menos de 25 mm el mineral.

Otra similar a la entrada de las fábricas, para reducir a tamaños menores de 7 mm y situados entre éstas y los homogeneizadores y el almacenamiento de sales brutas.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS SISTEMAS DE LAVADO Y CONCENTRACIÓN

Siendo dos minerales distintos los que se tratan, se dispone de dos conjuntos de fábricas y anexos distintos para cada uno.

Silvinita

Es una fábrica del sistema tradicional de flotación.

Por tanto, en ella se encuentran las siguientes secciones principales:

Desquistaje o desenlodado previo del mineral usando celdas de atrición e hidroseparadores, de donde los lodos van a grandes decantadores y espesadores, para recuperación de las aguas madres limpias y evacuación de los barros. Se ayuda con reactivos y floculantes.

Molienda en húmedo en molinos de barras para reducir tamaños de 0,8 a 1 mm, conveniente para la liberación del ClK y su uso en flotación. Combinado con cribado en tamices vibrantes, espesadores, etc.

Flotación en celdas tipo Denver, realizado en tres o cuatro etapas hasta obtener un concentrado de más del 60 por 100 K_2O y un residuo de sal sódica como producto final y unos mixtos que vuelven al ciclo.

Espesado en tanques y filtrado en filtros de vacío de tambor, el residuo sólido de sal sódica se evacua a escombreras.

Los concentrados de sales potásicas se espesan y centrifugan hasta obtener una humedad del 4 por 100.

Se secan en hornos neumáticos y pasan al almacén para su expedición posterior.

Carnalita

Es una fábrica térmica en la que una vez separado el ClK del Cl_2Mg y su desenlodado, se somete a:

Disolución en caliente del residuo silvinítico y separación sólida del residuo de sal sódica.

Cristalización al vacío de las salmueras ricas y obtención del concentrado del ClK.

Filtrado y evacuación de residuos sólidos.

Centrifugado y secado de concentrados potásicos.

Evaporación flash de primeras salmueras y obtención de carnalita, que vuelve al circuito.

Evacuación y aprovechamiento de lejías magnesianas.

Almacenamiento y expediciones.

Central térmica de producción de vapor y 8.000 kW/hora de energía eléctrica.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS MEDIOS DE TRANSPORTE DEL MINERAL

Mineral bruto

Desde la bocamina en Esparza hasta la fábrica se realiza el transporte mediante una banda de 4 km en un solo tramo, tipo «steelcord», de una capacidad (ampliable) de 800 t/hora. Transporta alternativamente silvinita y carnalita (14.000 t/día) entre los grandes hangares de bocamina a los de entrada a fábricas.

Concentrados

Se hace por ferrocarril en vagones tolva de 56 t de capacidad y descarga automática hasta el puerto de Pasajes, a las instalaciones propias que posee la empresa: Almacenamiento y carga a barcos.

Para el mercado nacional se tienen instalaciones ya sea para carga a ferrocarril en vagones Renfe o en camiones de tonelaje variable.

16.3.1.4 Objetivos que pretende cubrir el explotador

EXTRACCIÓN REALIZADA

Sólo se comenzó la extracción de silvinita en el año 1963, y hasta principios de esta campaña 1970-71 se extrajeron 7.963.600 t de silvinita.

La extracción de carnalita ha empezado ahora.

PRODUCCIÓN ACTUAL

	Toneladas
Silvinita programada, total campaña 1969/70	1.700.000
Carnalita programada	750.000
TOTAL	2.450.000

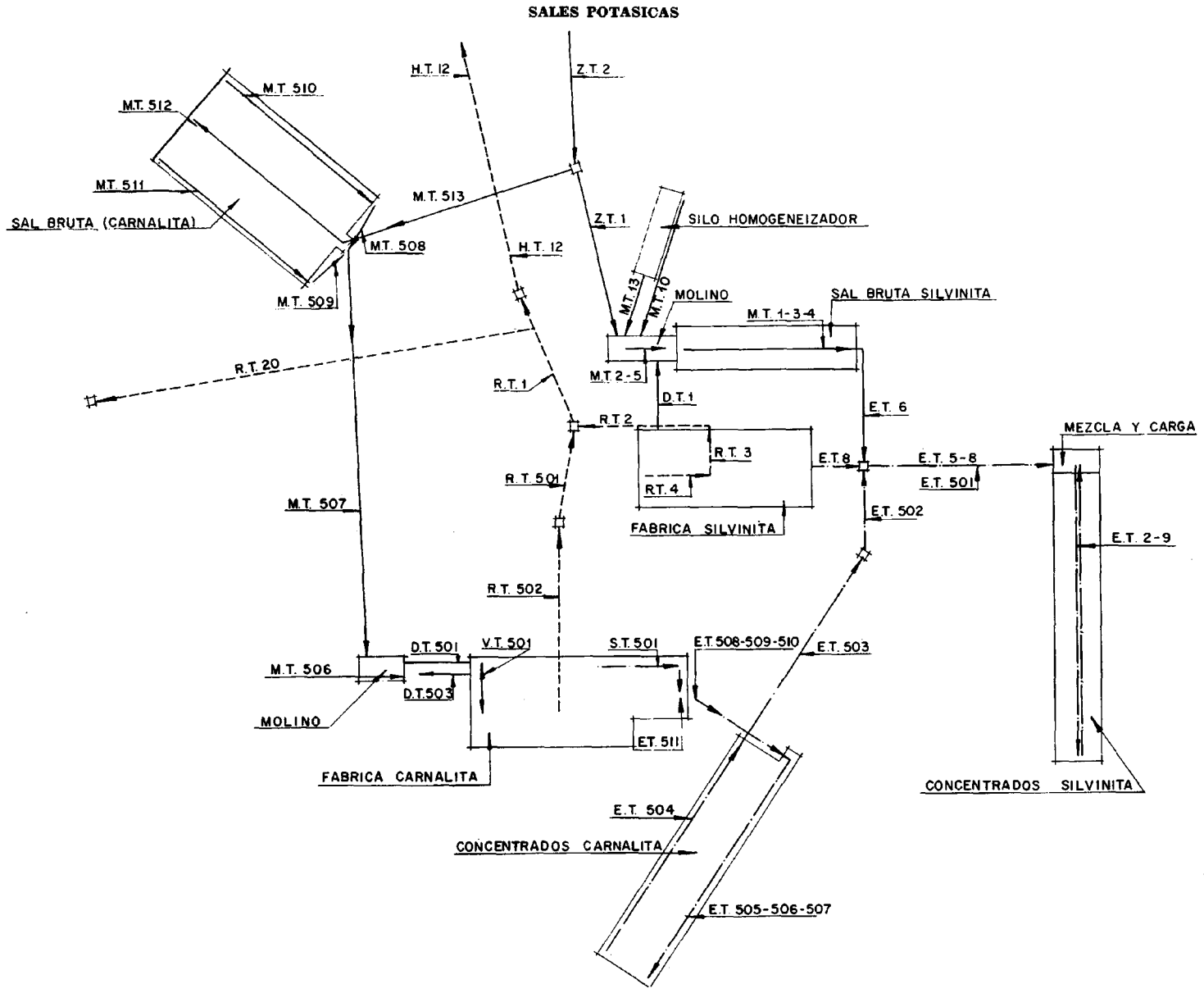

SALES POTASICAS
H.T. 12
Z.T. 2
M.T. 510
M.T. 512
M.T. 511
SAL BRUTA (CARNALITA)
M.T. 513
M.T. 508
M.T. 509
H.T. 12
Z.T. 1
SILO HOMOGENEIZADOR
M.T. 13
M.T. 10
MOLINO
SAL BRUTA SILVINITA
M.T. 1-3-4
M.T. 2-5
R.T. 20
R.T. 1
D.T. 1
E.T. 6
R.T. 2
R.T. 3
R.T. 4
E.T. 8
E.T. 5-8
E.T. 501
MEZCLA Y CARGA
R.T. 501
M.T. 507
FABRICA SILVINITA
E.T. 502
E.T. 2-9
R.T. 502
D.T. 501
V.T. 501
S.T. 501
E.T. 508-509-510
E.T. 503
M.T. 506
D.T. 503
MOLINO
E.T. 511
FABRICA CARNALITA
CONCENTRADOS SILVINITA
E.T. 504
CONCENTRADOS CARNALITA
E.T. 505-506-507

Figura 16.3-2

PRODUCCIÓN ÓPTIMA A ALCANZAR SEGÚN LA CAPACIDAD TOTAL DE LAS INSTALACIONES Y RESERVAS ACTUALES

	Toneladas
Silvinita	2.194.500
Carnalita	2.030.000
TOTAL (hacia 1973/1974)	4.224.500

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN ESTIMADO Y PREVISIÓN HASTA 1980

En potasa se llegará probablemente a la producción de 1.000.000 de t ClK/año.

PROGRAMA DE INVERSIONES A REALIZAR

No hay programa aún para 1980.

PROGRAMA DE FINANCIACIÓN

No hay programa aún para 1980.

Cuadro de producciones

	Toneladas ClK
Nula hasta 1963.	
Realizadas:	
Año 1963/1964	53.400
Año 1964/1965	121.200
Año 1965/1966	193.300
Año 1966/1967	290.500
Año 1967/1968	378.400
Año 1968/1969	369.500
Año 1969/1970	370.000
Previstas:	
Año 1970/1971	590.000
Año 1971/1972	720.000
Año 1972/1973	830.000
Año 1973/1974	880.000
Año 1974/1975	920.000
Año 1975/1976	960.000
Año 1980	1.000.000

16.3.2 MINAS DE POTASAS DE SURIA, S. A.

16.3.2.1 Análisis del criadero

SITUACIÓN GEOGRÁFICA

En Suria, 60 km al noroeste de Barcelona. (Fig. 16.3 - 3.)

FORMACIÓN Y GÉNESIS DEL YACIMIENTO

Típica de evaporitas. Sedimentario por evaporación. Por precipitación a partir de disoluciones sobresaturadas al desecarse un mar interior terciario.

DESCRIPCIÓN DEL CRIADERO

Se explotan dos anticlinales de ejes paralelos.

El más septentrional está situado en el extremo norte de Suria. Los buzamientos de sus dos flancos son diferentes: 70-80° en el norte, 40-50° en el sur.

El sur presenta un domo en su intersección con el río Cardoner, que ha acercado las capas explotables a la superficie. Su rama norte está fallada.

En la figura 16-3 - 3 pueden verse las curvas de nivel de ambos accidentes.

En estos anticlinales, la potencia del yacimiento es variable; al muro presenta una capa de sal de varios centenares de metros; sobre ella se encuentran la zona de silvinita, de unos 25 m, y al techo se encuentra una zona de carnalita, de unos 50 m.

La explotación se inició en la zona de carnalita, pero desde hace treinta años se explota únicamente la zona de silvinita.

El criadero actualmente en explotación está formado por dos capas, denominadas A la de muro y B la de techo, separadas por una capa de sal de potencia análoga a las anteriores y constituida por delgadas capas de sal de varios centímetros separadas por capitas de arcilla.

La capa A está a su vez constituida por tres: al techo y muro hay dos, formadas por capas alternas de silvinita y sal, que están separadas por otra de sal de unos 50 cm de potencia.

En la capa B pueden distinguirse dos zonas: al muro capas alternadas de sal y silvinita, al techo carnalita o transformación (silvinita de metamorfismo).

La distinta plasticidad de las capas que constituyen el yacimiento ha sido la causa de que las fuerzas que originaron los anticlinales formaran pliegues en ellas.

Estos pliegues constituyen concentraciones de mineral y son base de la explotación.

La figura 16.3 - 4 es un corte de las capas por un plano normal al eje de los pliegues, que permite formarse idea de la magnitud de éstos.

COMPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE LOS MINERALES QUE LO FORMAN

	Silvinita	Carnalita	Transformada	Sal gema	Silvina	Sulfatos (variables)
	Porcentaje	Porcentaje	Porcentaje	Porcentaje	Porcentaje	Porcentaje
ClK	95,2	26,4	64,8	0,5	97,7	7,0
Cl_2Mg	0,1	27,8	0,4	—	0,3	2,0
ClNa	4,5	43,0	34,0	95,5	1,7	50,0
So_4Ca	—	—	—	—	—	20,0
So_4K_2	—	—	—	—	—	18,0
Insolubles	0,2	2,8	4,8	4,0	0,3	—
Varios	—	—	—	—	—	3,0

RESERVAS ACTUALES

Las reservas de minerales potásicos pueden estimarse en:

Reservas seguras: $0,8 \times 10^6$ t, con una ley del 16 por 100 en K_2O.

Reservas probables: 5×10^6 t, con una ley del 16 por 100 en K_2O.

Reservas inciertas: 157×10^6 t, con una ley del 16 por 100 en K_2O.

SALES POTASICAS: MINAS DE POTASA DE SURIA. PLANO GENERAL DE SUPERFICIE

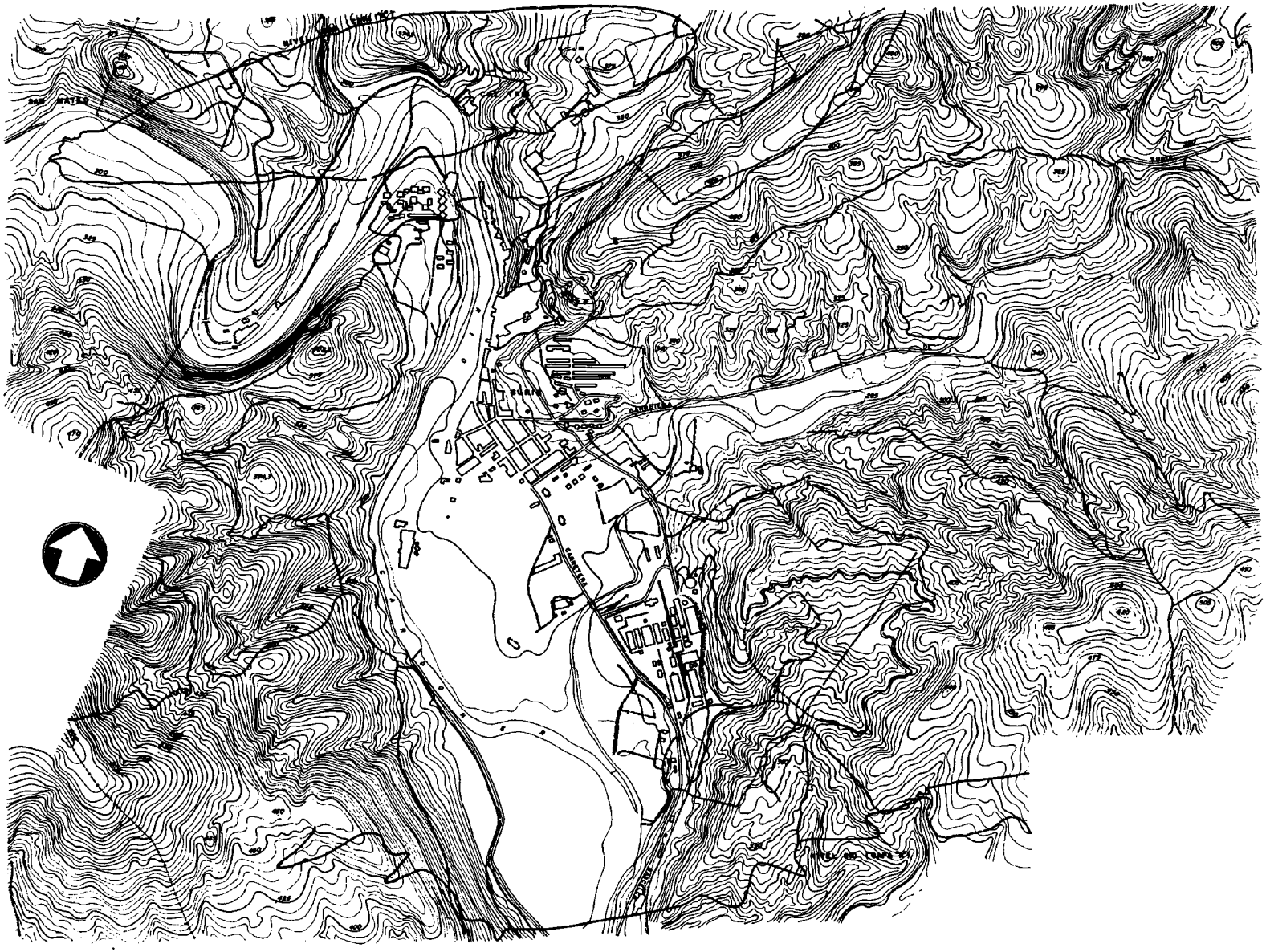


Figura 16.3-3

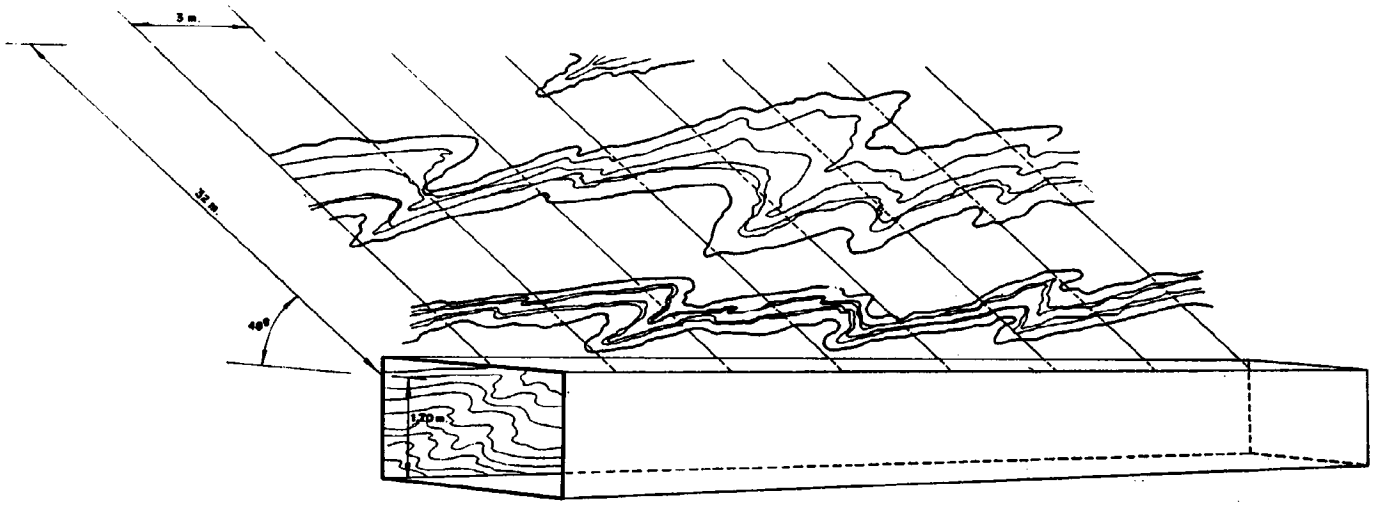


Figura 16.3-4

16.3.2.2 **Análisis de la explotación**

DESCRIPCIÓN DE LOS DIFERENTES MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN ACTUALES

El yacimiento se explota por el método de cámaras irregulares con sostenimiento provisional del techo mediante pilares y relleno de las cámaras al terminar su explotación.

Reconocimiento

Las concentraciones de mineral explotable están situadas en los pliegues de las cpas. Se localizan por medio de sondeos (de 25 m de longitud), realizados desde galerías trazadas perpendicularmente a los ejes de los pliegues.

En la figura 16.3 - 5 pueden verse delimitadas, mediante trazos verticales, las zonas explotables en las que se ubican las cámaras.

Preparación

La preparación de la cámara se realiza mediante una pertura, chimenea de 1,7 × 1,7 m de sección, que se abre en el eje inferior del pliegue, desde el nivel inferior al superior; se inicia desde la galería del nivel inferior con dos chimeneas: una para acceso del personal y otra para el cargue del mineral.

Si el eje inferior del pliegue no corta a la galería del nivel superior, la apertura se comunica con ella mediante otra chimenea.

Una vez comunicada la apertura a la galería superior se ensancha y ralza, rectificándola en lo posible.

La separación entre niveles es 50 m.

SALES POTASICAS

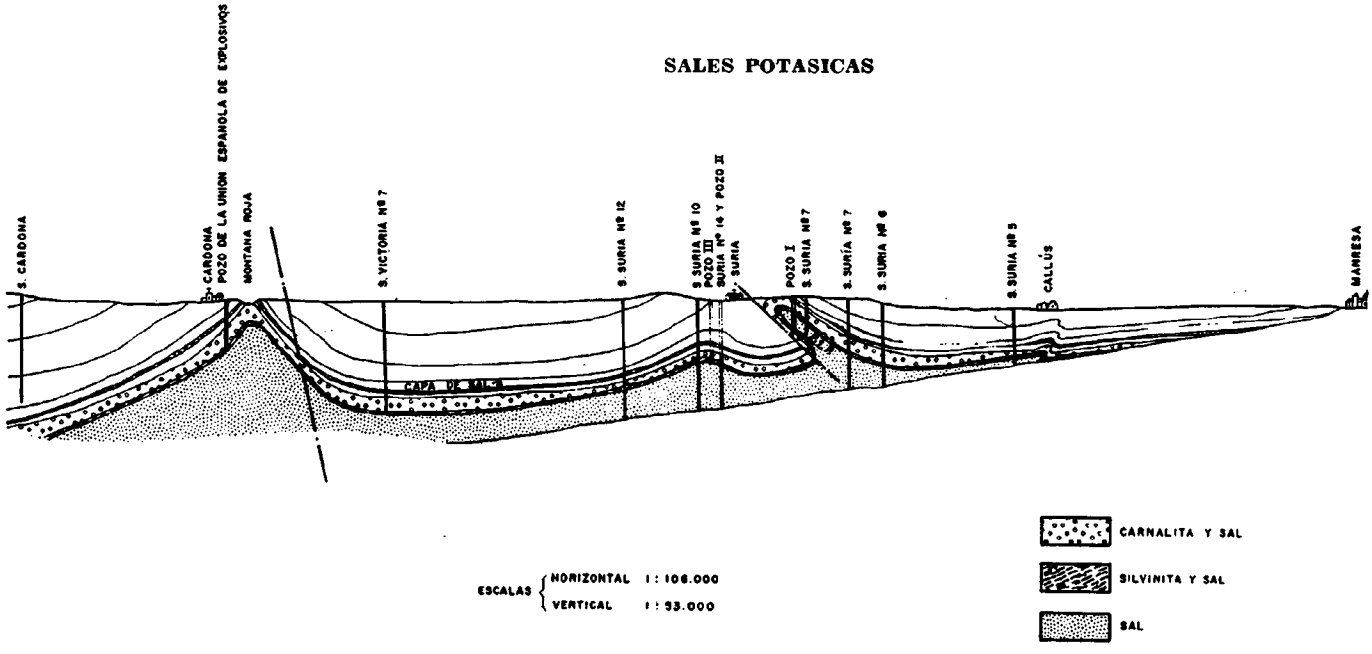


Figura 16.3-5

Explotación

El arranque es descendente, es decir, en retirada respecto de la apertura; así se facilita la evacuación de los gases de la pega.

Primero se ensancha y realza el extremo superior de la apertura hasta los límites explotables del pliegue y se avanza la explotación del mineral situado al techo de la capa hacia el nivel inferior, de manera que la superficie arrancada tenga la forma de un semicono, cuyo vértice esté situado en el extremo superior de la apertura, la base en el techo de la capa y la concavidad hacia la intersección de la apertura con el nivel superior.

El arranque continúa de forma tal que la nueva superficie cónica creada es la anterior trasladada hacia el nivel inferior paralelamente a la apertura.

La forma del hueco creado hace que el mineral arrancado se reúna en el vértice del cono. Desde allí un scraper situado en el extremo inferior de la apertura lo arrastra por ésta hasta la tolva de cargue situada en el nivel inferior.

El acceso del minero al punto de trabajo se hace por un paso que se conserva en uno de los paramentos del hueco explotado.

El techo se sostiene mediante pilares hasta terminar de explotación de la cámara. Después ésta se rellena hidráulicamente.

La ubicación de los pilares se hace basándose en la experiencia de la explotación.

Esta descripción corresponde a la explotación de un pliegue ideal.

Las irregularidades del yacimiento obligan a adaptar la explotación a las variaciones de los pliegues.

El arranque se realiza con explosivo, la perforación con perforadoras de mano ligeras y el arrastre del mineral con scrapers.

El mineral se carga en vagones y se transporta por locomotoras de acumuladores a una estación de basculación y trituración, triturándose a 100 mm.

La extracción se realiza con skips.

VENTAJAS E INCONVENIENTES DEL SISTEMA

Ventajas:

— Permite adaptarse a las irregularidades del yacimiento.
— Aprovecha la gravedad para el arrastre del mineral.
— Reduce al mínimo el arranque de sal.
— Es seguro.

Inconvenientes:

— Requiere máquinas ligeras y flexibles, por consiguiente poco potentes, dando una producción escasa por punto de trabajo, lo que origina una dispersión de las labores.
— Requiere importante mano de obra, ágil y fuerte.

GRADO DE RECUPERACIÓN REAL DEL MINERAL

Dada la irregularidad del yacimiento es difícil fijar una cifra.

Como orientación puede admitirse un 80 por 100.

MOTIVOS DE HABERSE ELEGIDO EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

Por las ventajas que presenta, ya que los inconvenientes tenían menos importancia en la época en que se adoptó.

16.3.2.3 Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

Los intentos de mejora del método para incrementar la producción, mejorar el rendimiento y reducir el coste, introduciendo máquinas potentes, no han tenido éxito.

Las tendencias actuales están dirigidas a mejorar el material de perforación y concentrar los puntos de cargue, sin modificar el método.

16.3.2.4 Instalaciones complementarias

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS SISTEMAS DE TRITURACIÓN EXISTENTES

Existe una trituración del mineral hasta 100 mm. Esta situada en el nivel de base de la explotación.

La instalación es diferente en los dos grupos.

En el grupo Cabanasas (anticlinal norte) funciona una machacadora Westfalia de mandíbulas, tipo WB-8, de 350 m^3/hora.

En el grupo Suria (anticlinal sur) se ha instalado una machacadora de rodillos Babbitlless, tipo BCS-34, de 200 t/hora.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS SISTEMAS DE LAVADO Y CONCENTRACIÓN

El mineral después del proceso de molienda a 1,8 milímetros en molinos de barras es tratado por el procedimiento de flotación utilizando como líquido una salmuera saturada en KCl.

Antes de la flotación propiamente dicha de la potasa se hace un desenlodado, flotando en una batería de celdas los lodos que acompañan al mineral.

Tanto el producto concentrado como los residuos se centrifugan para la recuperación de la salmuera y obtener al mismo tiempo un producto lo menos húmedo posible.

La potasa se termina de secar en unos secadores de tipo horno rotativo, y a continuación, con un cribado previo, se obtienen los tres tipos de potasa comerciales: coarse, semicoarse y fino.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS MEDIOS DE TRANSPORTE DEL MINERAL

El transporte del mineral desde los pozos de la planta de flotación se hace del siguiente modo:

Del grupo Suria, mediante transportadores de correa.

Del grupo Cabanasas, mediante un transportador aéreo de 1,5 km de longitud.

16.3.2.5 Objetivos que pretende cubrir el explotador

ETRACCIÓN REALIZADA

Años	Toneladas	Años	Toneladas	Años	Toneladas
1926	80.600	1941	247.331	1956	470.435
1927	216.140	1942	199.936	1957	476.039
1928	280.602	1943	203.855	1958	498.071
1929	247.978	1944	256.871	1959	508.285
1930	273.489	1945	267.971	1960	558.145
1931	203.654	1946	318.258	1961	615.160
1932	201.440	1947	397.200	1962	586.949
1933	166.279	1948	404.215	1963	649.830
1934	265.892	1949	338.448	1964	667.795
1935	237.513	1950	327.961	1965	741.933
1936	80.724	1951	342.081	1966	805.823
1937	—	1952	354.417	1967	910.147
1938	—	1953	371.282	1968	1.007.423
1939	—	1954	403.601	1969	1.089.201
1940	203.798	1955	432.952		

PRODUCCIÓN ACTUAL

Grupo Suria, 1.750 t. Grupo Cabanesas, 2.000 t.

PRODUCCIÓN ÓPTIMA A ALCANZAR SEGÚN CAPACIDAD TOTAL DE LAS INSTALACIONES Y RESERVAS CON QUE EN LA ACTUALIDAD SE CUENTA

250.000 t K_2O vendibles/año.

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN ESTIMADO CON LA SITUACIÓN ACTUAL DEL MERCADO Y PREVISIÓN HASTA 1980

1971	1972	1973	1974	1975	1976 - 1980
180.000	190.000	200.000	250.000	250.000	(dependerá de la coyuntura)

Unidad: t. K_2O

PROGRAMA DE INVERSIONES CON RELACIÓN A LOS CAPÍTULOS SIGUIENTES: EXPLOTACIÓN, TRANSPORTES, PLANTA DE PREPARACIÓN, TRANSPORTE DE MINERAL Y SERVICIOS AUXILIARES

	1969	1970	1971	1972	1973
Investigación	—	—	2	2	2
Labores de acceso	19,9	12,7	4	3	3
Labores de preparación.	0,4	3	3	3	3
Equipos de arranque y perforación	4,5	3	10	10	10
Elementos de transporte.	13	6,5	5	5	5
Instalaciones auxiliares..	1.5	0,3	0,5	0,5	0,5
Equipos de extracción ...	2,7	9	40	50	50
Planta de concentración.	6,6	17,4	9	5	5
Ingeniería civil	3,8	4.9	2	2	2
Varios	5,2	7,6	5	5	5
	57,6	64,4	80,5	85	85,5

Unidad: Millones de pesetas.

PROGRAMA DE FINANCIACIÓN

	1969	1970	1971	1972	1973
Autofinanciación millones ptas.)	57,6	64,4	80,5	85	85,5

CUADRO DE PRODUCCIÓN

Años	Total en t. de K_2O
1926-1939	220.204,7
1940	29.185,3
1941	36.324,8
1942	29.590,7
1943	31.302,9
1944	39.867,0
1945	41.733,5
1946	47.568,0
1947	57.528,5
1948	59.697,5
1949	52.677,0
1950	52.390,5
1951	53.447,6
1952	55.398,4
1953	56.262,0
1954	61.653,0
1955	65.041,0
1956	72.789,0
1957	71.795,0
1958	80.191,7
1959	80.628,5
1960	89.345,1
1961	98.629,9
1962	92.948,9
1963	103.425,6
1964	103.175,9
1965	122.543,6
1966	129.476,8
1967	140.538,0
1968	152.003,1
1969	152.813,0
	2.470.176,5

CUADRO DE PRODUCCIÓN 1968-1970-1975

	1968	1970	1975
t. K_2O	152.003	150.000 (*)	250.000

(*) Anormalidad laboral.

16.3.3 MINAS DE CARDONA (U. E. E.-RIO TINTO)

16.3.3.1 Análisis del criadero

SITUACIÓN GEOGRÁFICA

En la provincia de Barcelona, al noroeste de la capital; sobre la carretera Manresa-Basella, 30 km al noroeste de Manresa.

FORMACIÓN Y GÉNESIS DEL YACIMIENTO

Deposición salina en un mar en el que por el clima desértico la evaporación daba lugar a aumento en la concentración de las aguas hasta llegar a saturación, dando lugar a cristalización y sedimentación en el fondo del mar.

DESCRIPCIÓN DEL CRIADERO

Sobre las margas eocenas se encuentran potentes capas de sal gema; encima, sal con lechos de margas, y sobre ésta, capas de silvinita con potencia original entre

5 y 20 m; capas de carnalita; alternancias de sal común con margas, y por último, alternancias de margas y areniscas, que constituyen el manto de cobertura (figs. 16.3-6 A, B y C).

Un largo anticlinal de unos 6 km de longitud, con un diapiro salino situado en el eje del anticlinal, que en superficie tiene unos ejes de 2 km y 0,6 km, respectivamente. Al norte del anticlinal, las capas buzan a unos 25°-30°, y al sur, fuertes buzamientos; hacia el sinclinal, las capas están horizontales y tranquilas.

Composición y análisis de los minerales que la forman

La silvinita es mezcla física de cloruro potásico y sódico con contenidos medios en KCl de 24,2 por 100; el resto es cloruro sódico y un 0,5 por 100 silicatos insolubles; de todos modos, la anterior composición es una media de la zafra normal. La silvinita en sí tiene proporciones muy variadas de sus dos componentes; existe una variedad blanca, que en su casi totalidad es KCl.

La carnalita es un compuesto químico de fórmula: $Mg\,Cl_2\,KCl\,6H_2O$.

La sal gema es cloruro sódico prácticamente puro, con algún porcentaje de KCl, alrededor de 1 por 100.

Reservas actuales

Las reservas seguras pueden estimarse en 30×10^6 t de mineral con el 15 por 100 en K_2O. Las reservas probables están cubiertas en 300×10^6 t con el 15 por 100 en K_2O, y las reservas inciertas, en 630×10^6 t con el 15 por 100 en K_2O.

16.3.3.2 Análisis de la explotación

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Explotación de capa vertical por grandes cuarteles o cámaras de hasta 90 m de altura, divididos en pisos de 20 m; en cada entrepiso el tajo es un frente vertical con arranque por tiros verticales a toda su altura; los entrepisos inferiores, en adelanto con respecto a los superiores, produciéndose un escalonamiento; en el entrepiso, inferior, tolvas o embudos para almacenaje y carga (figuras 16.3-7, 16.3-8).

Ventajas e inconvenientes del sistema

Gran capacidad de arranque por sus tajos muy grandes, trabajar simultáneamente en varios y gran capacidad de almacenaje y carga en los embudos. Por tanto, gran concentración en la explotación. Explotación muy segura, por estar cada tajo protegido por el techo del superior.

Tiene el inconveniente de una larga preparación en varios niveles diferentes.

Grado de recuperación real del mineral

La recuperación del mineral es del 90 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Después de veinte años de ensayos se llegó a idear el sistema actual, tomándolo como definitivo por su seguridad, gran rendimiento en producción y admitir mecanización a fondo.

Mejoras posibles en los métodos de explotación utilizados

Disfrutando en la actualidad de las ventajas y mecanización del sistema de explotación logrado, y siendo los resultados satisfactorios, no existe el problema de cambio de método. Además, este método, después que en Cardona, ha sido adoptado en todas las minas verticales de potasa.

Instalaciones complementarias

Breve descripción de los sistemas de trituración existentes

Machacado por un molino de mandíbulas y a continuación molienda de cilindros en el interior; dos moliendas en molinos de martillos en el exterior hasta tamaño de 4 mm; molienda húmeda en molinos de barras hasta 1 mm.

Breve descripción de los sistemas de lavado y concentración

La concentración se realiza por flotación mediante un reactivo colector; flota al cloruro potásico; éste, a continuación, se centrifuga y se seca en contacto con gases calientes. Se utiliza en parte todavía el proceso por disolución, próximo a extinguirse, aprovechando las diferencias de solubilidad de los cloruros potásico y sódico, los cuales se separan, con posterior cristalización, filtración y secado de cloruro potásico.

Breve descripción de los medios de transporte de mineral

El mineral se transporta mediante un cable aéreo de de 1,70 km de longitud desde la mina al lavadero; en vías de ser sustituido por una galería inclinada provista de una cinta transportadora, que va desde el interior de la mina hasta el lavadero.

16.3.3.3 Objetivos que pretende cubrir el explotador

Extracción realizada

16.583.000 t.

Producción actual

Actualmente unas 850.000 t/año.

Producción óptima a alcanzar según la capacidad total de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta

1.900.000 t/año.

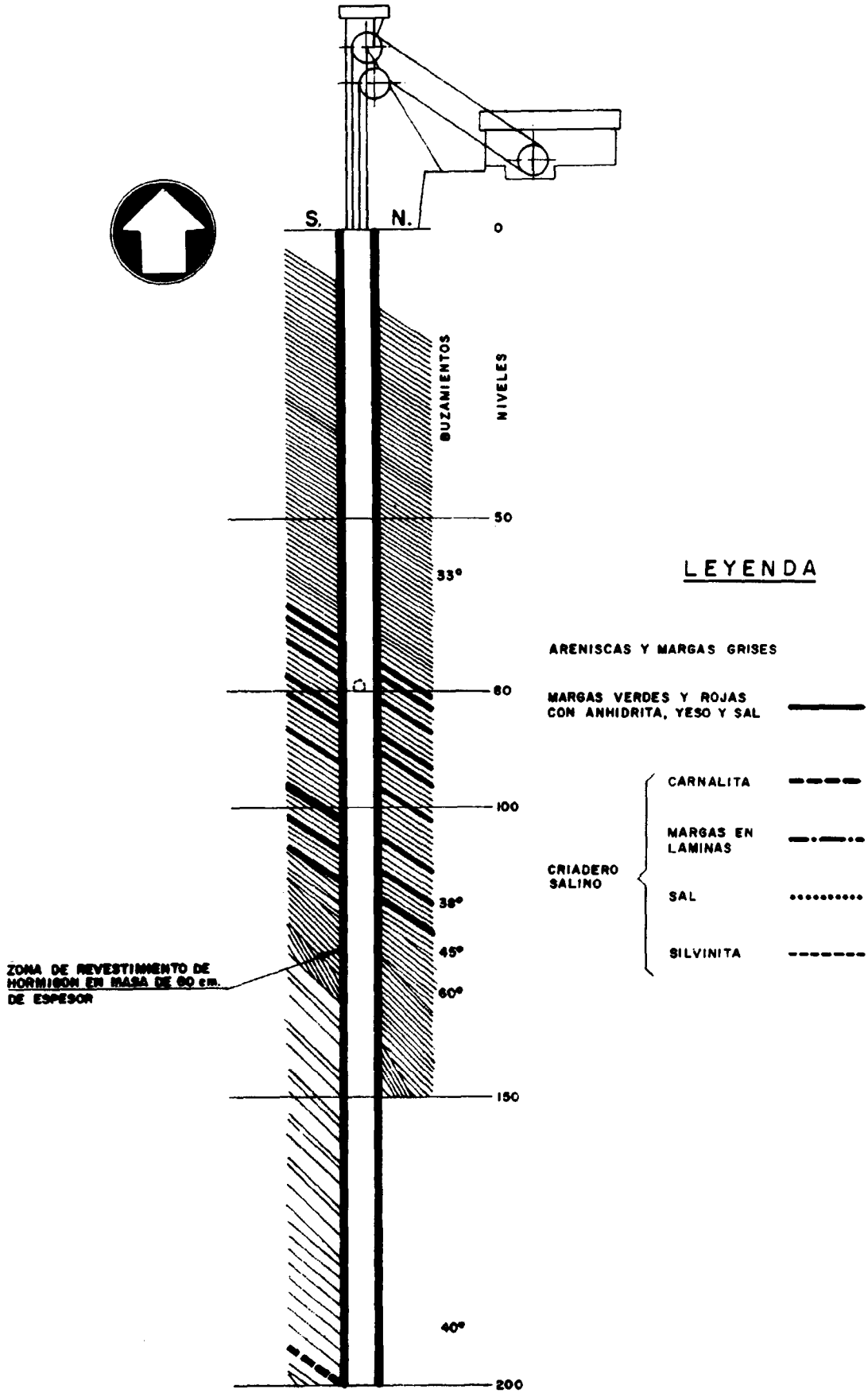


Figura 16.3-6 A

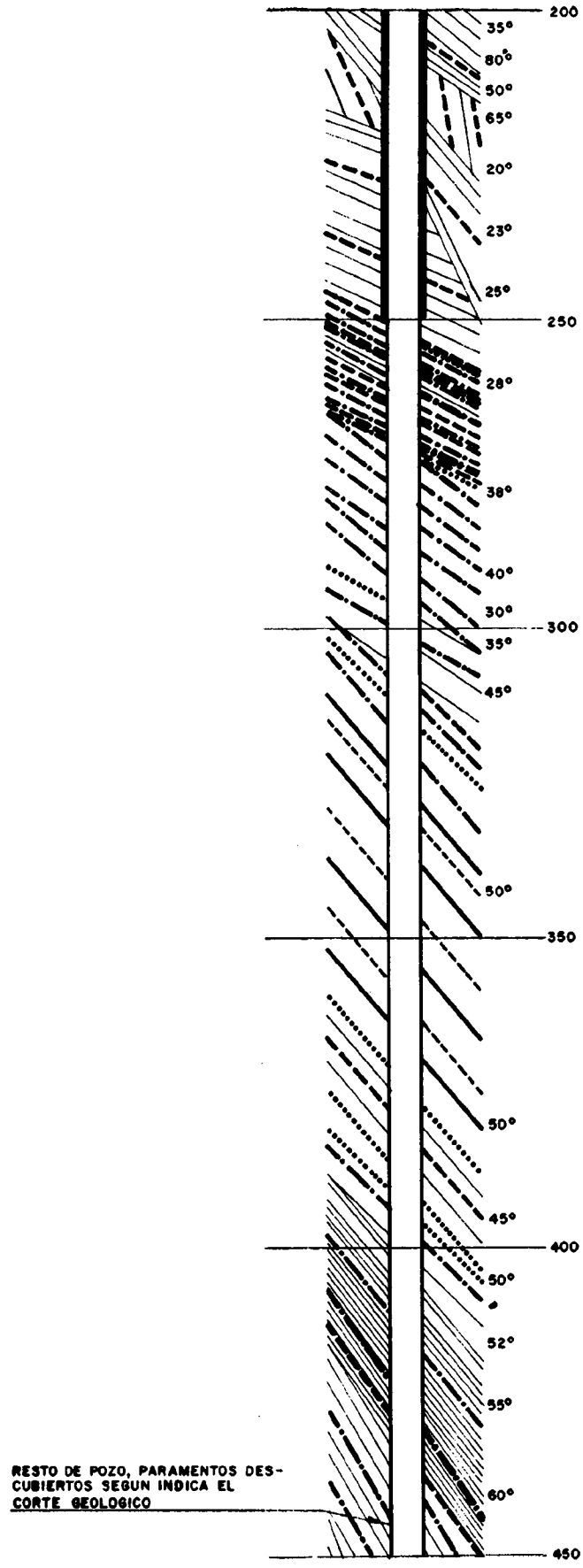


Figura 16.3-6 B

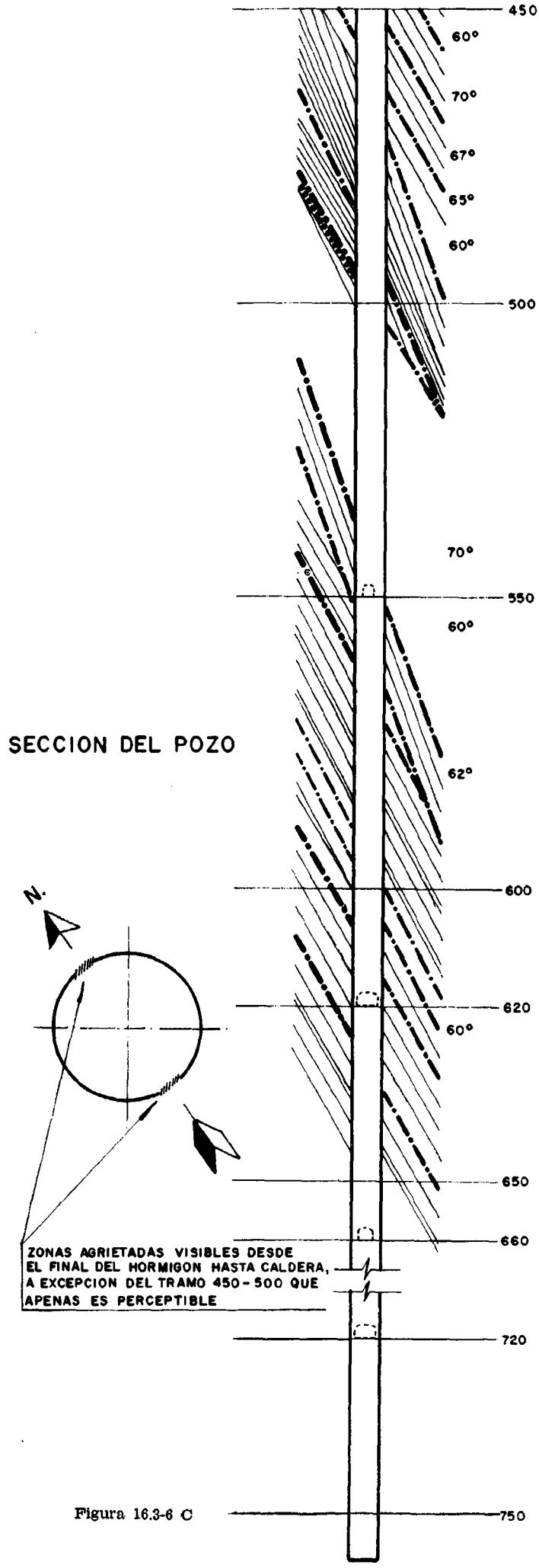


Figura 16.3-6 C

ESQUEMA DE LA EXPLOTACION DE CARDONA

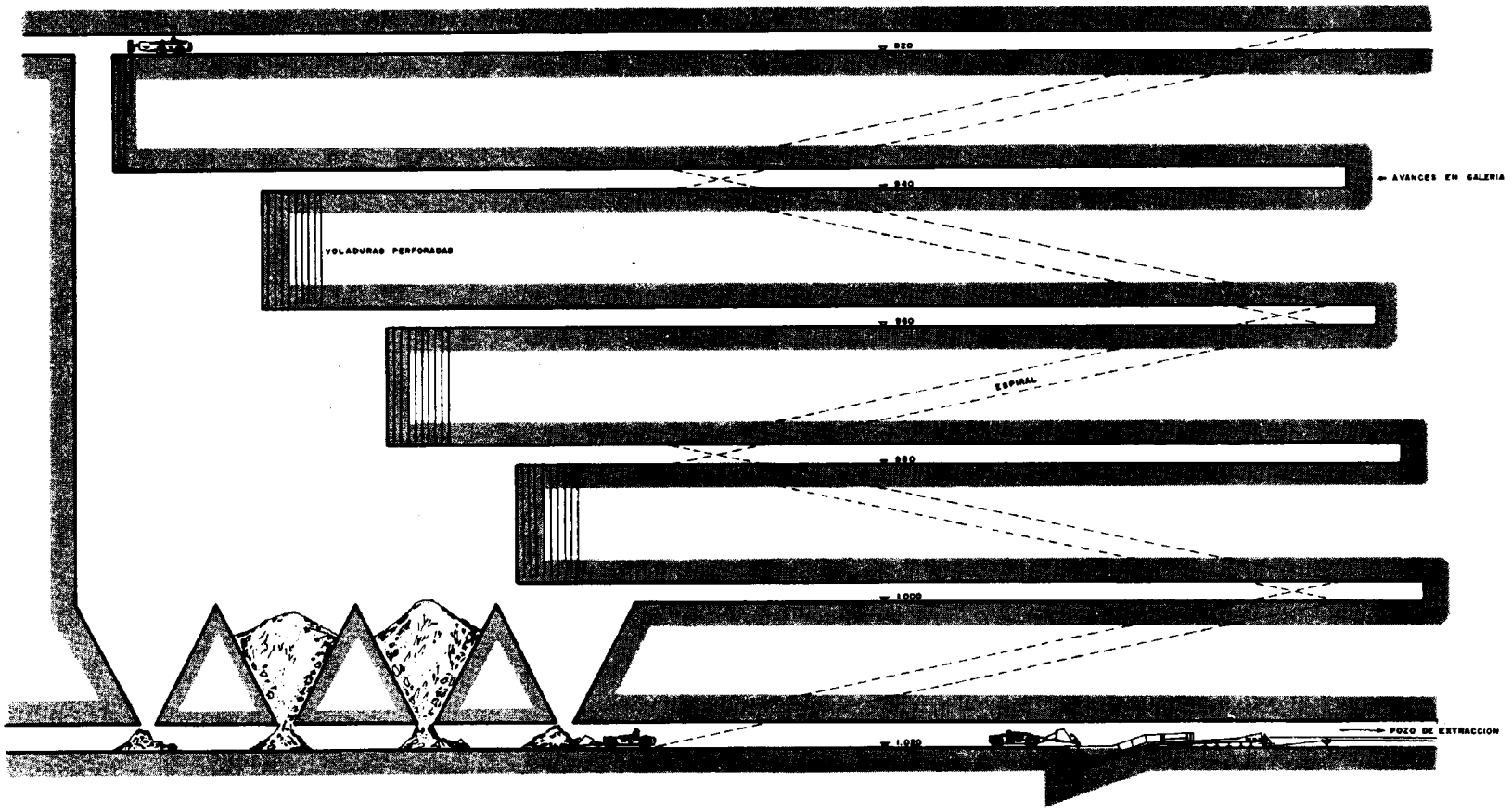


Figura 16.3-7

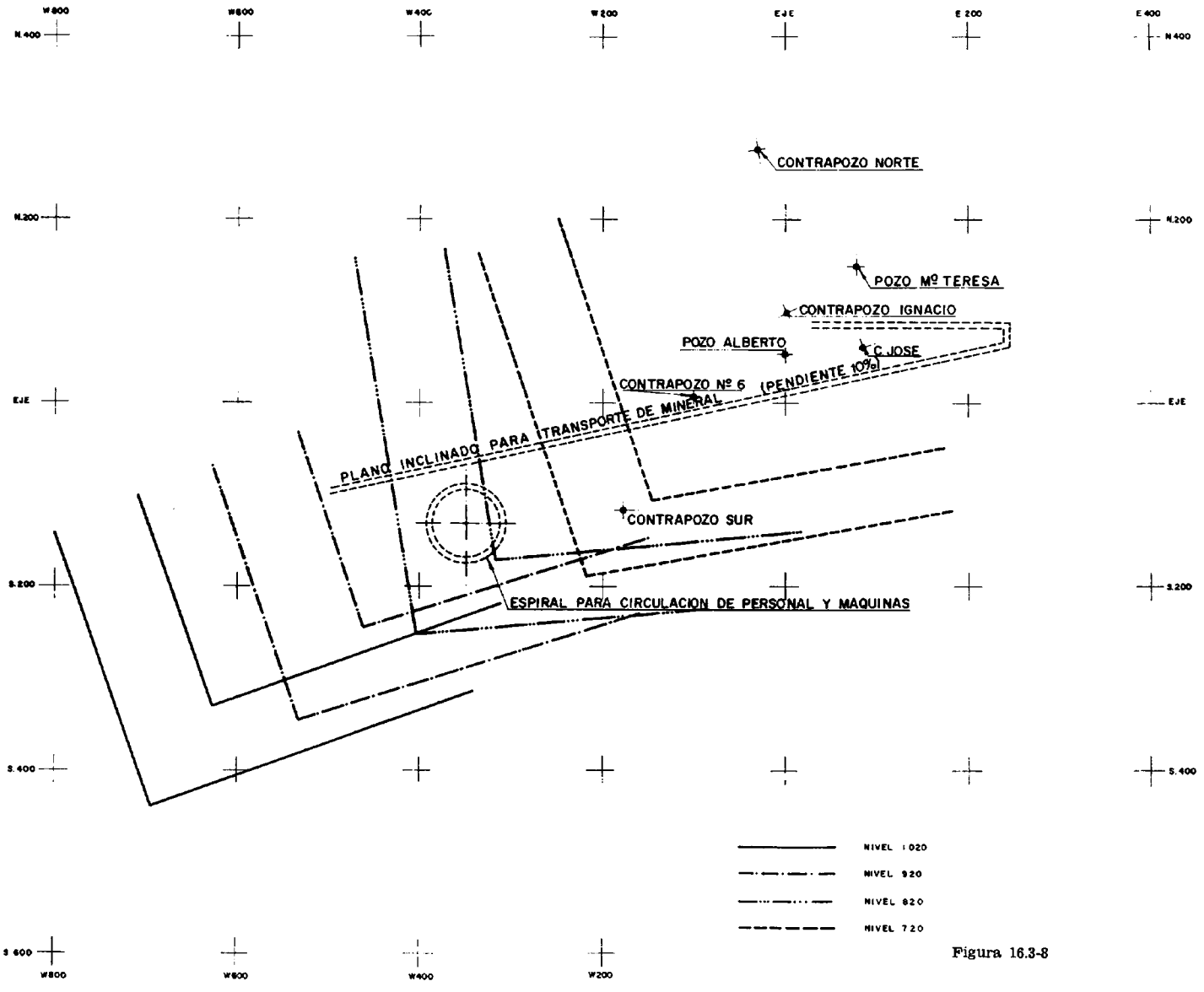

W800
W600
W400
W200
EJE
E 200
E 400
N 400
N 200
EJE
S 200
S 400
S 600
CONTRAPOZO NORTE
POZO Mª TERESA
CONTRAPOZO IGNACIO
POZO ALBERTO
C. JOSE
CONTRAPOZO Nº 6 (PENDIENTE 10%)
PLANO INCLINADO PARA TRANSPORTE DE MINERAL
CONTRAPOZO SUR
ESPIRAL PARA CIRCULACION DE PERSONAL Y MAQUINAS
NIVEL 1020
NIVEL 920
NIVEL 820
NIVEL 720

Figura 16.3-8

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN ESTIMADO CON LA SITUACIÓN ACTUAL DEL MERCADO Y PREVISIÓN HASTA 1980

A partir de 1972, 1.900.000 t/año.

En la segunda mitad de la década 1971-1980 se estima la posibilidad de alcanzar la producción anual de 3.800.000 toneladas.

PROGRAMA DE INVERSIONES A REALIZAR

Existe un programa de ejecución, con inversión de unos 140.000.000 de pesetas, para explotación, y otro para planta de preparación y servicios auxiliares, por importe de unos 145.000.000 de pesetas.

PROGRAMAS DE FINANCIACIÓN

El 20-30 por 100 autofinanciación. El resto, en plazos aplazados durante 5 años, acogiéndose a la línea de redescuento por bienes de equipo de fabricación nacional u otros sistemas.

CUADROS RESUMEN

Cuadro de producciones desde 1929 (año en que comenzó la explotación)

Años	Tonelaje extraído	Años	Tonelaje extraído
1929	2.299	1949	353.472
1930	12.067	1950	448.806
1931	46.976	1951	496.322
1932	190.271	1952	418.396
1933	279.025	1953	467.361
1934	353.545	1954	567.146
1935	357.712	1955	497.451
1936	171.346	1956	558.731
1937	25.084	1957	596.031
1938	32.256	1958	633.862
1939	84.299	1959	657.917
1940	195.478	1960	656.473
1941	226.272	1961	667.489
1942	252.354	1962	603.237
1943	269.388	1963	630.555
1944	273.708	1964	559.246
1945	313.873	1965	585.782
1946	354.767	1966	605.810
1947	380.147	1967	556.830
1948	385.935	1968	461.090

Cuadro de producción 1968-1970-1975-1980

Años	Tonelaje extraído
1968	662.960
1969	754.800
1970	850.000

Previsión 1970-1975

1.900.000 t.

Previsión 1975-1980

3.500.000 t.

Cuadro de inversiones

	Realizada en 1969	Previsiones para los próximos tres años
Investigación, acceso y preparación	—	12.076.000,—
Equipos de arranque y perforación	21.216.976,92	15.777.000,—
Equipos de extracción	963.980,76	91.989.000,—
Elementos de transporte y auxiliares	1.127.605,44	30.698.000,—
Plantas de concentración	18.978.185,37	154.467.000,—
TOTALES	42.286.748,49	305.007.000,—

16.3.4 MINA DEL BALSARENY (U. E. E.-RIO TINTO)

16.3.4.1 Análisis del criadero

SITUACIÓN GEOGRÁFICA

La bocamina principal de extracción se halla en el paraje de Vilafrúns, del término municipal de Balsareny, dentro de la concesión Emérica (Fig. 16.3-9).

FORMACIÓN Y GÉNESIS DEL YACIMIENTO

Típica de evaporitas. Sedimentario por evaporación.

Por precipitación a partir de disoluciones sobresaturadas al desecarse un mar interior terciario.

DESCRIPCIÓN DEL CRIADERO

Dos capas de silvinita, separadas por una de halita. El techo, carnalita. El muro, halita (fig. 16.3-10).

COMPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE LOS MINERALES QUE LO FORMAN

	Carnalita	Silvinita Capa B	Silvinita Capa A	Sal muro	Sal intermedia (sal entre dos)
Agua cristalización	27,56	—	—	—	—
Humedad	1,87	2,69	1,09	1,08	0,83
Insoluble	1,14	1,88	1,73	3,07	4.48
ClK	24,45	57,02	32,34	3,16	4.63
C_2O	15,44	36,02	20,43	2,00	2.93
ClNa	15,35	32,85	60,03	85,91	85,41
SO_4Ca	0.16	1,17	1,61	2,59	2,09
Cl_2Mg	28,39	3,14	1,15	1,12	0,74
So_4Mg	1,06	1,09	1,14	2,21	1,18

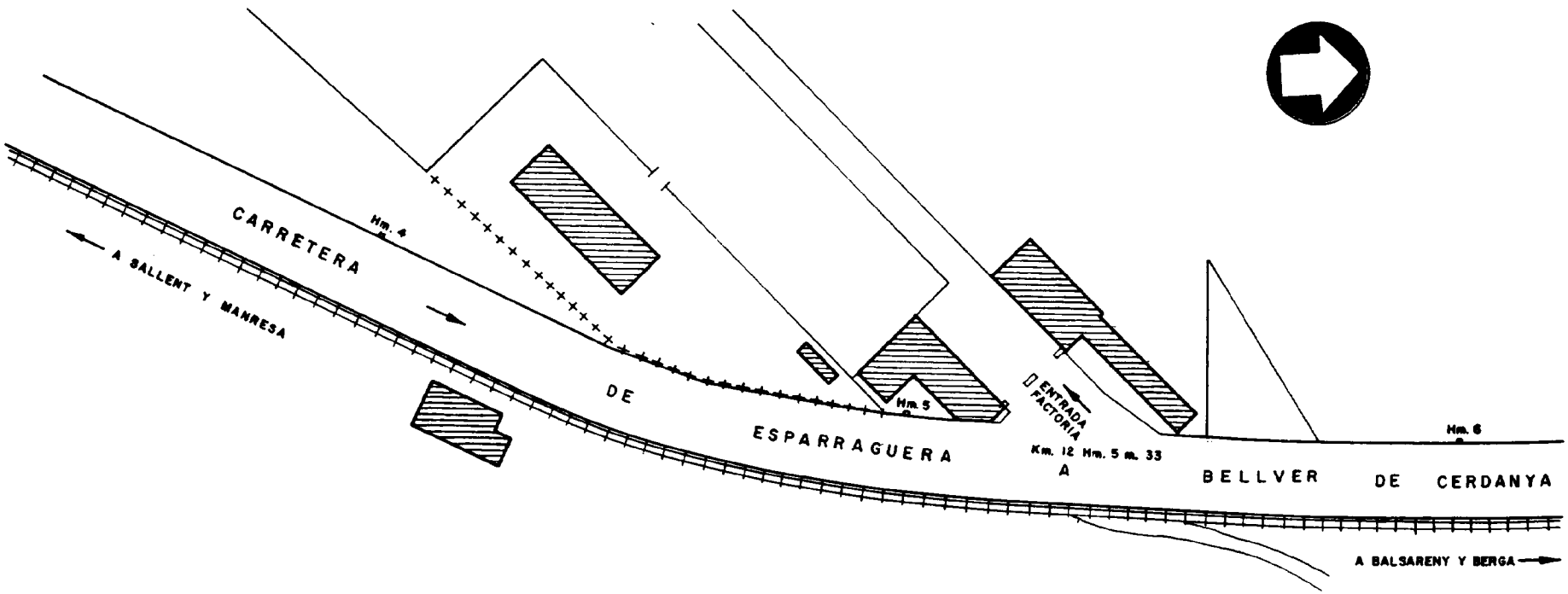

CARRETERA
DE
ESPARRAGUERA
Hm. 4
Hm. 5
Hm. 6
ENTRADA FACTORIA
Km. 12 Hm. 5 m. 33
A
BELLVER DE CERDANYA
A SALLENT Y MANRESA
A BALSARENY Y BERGA

Figura 16.3-9

PERFILES

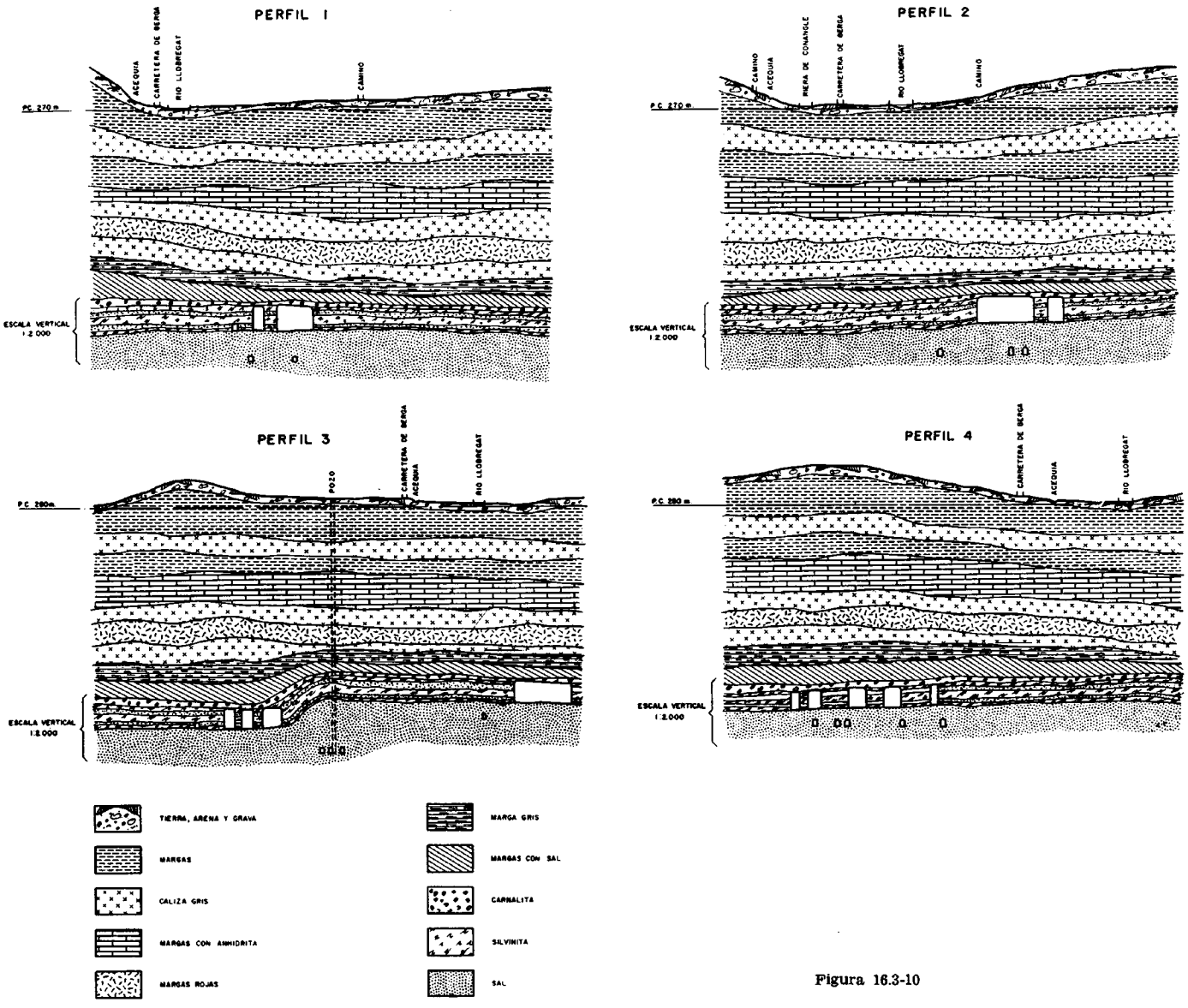


Figura 16.3-10

RESERVAS ACTUALES

	Seguras t.	Ley	Probables t.	Ley	Inciertas t.	Ley
Emérica ..... Sallent	650.000	15,6	51.000.000	15,6	65.000.000	15,6

Ley (porcentaje en K_2O).

16.3.4.2 **Análisis de la explotación**

DESCRIPCIÓN DE LOS DIFERENTES MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN ACTUALES

El trazado general se hace mediante dos galerías paralelas gemelas, una para transporte de mineral y otra para servicios generales de personal y maquinaria, todas ellas de 4×3 m², que dan acceso a los tajos. Son rellenados con minador continuo Joy 6 PM, que descarga sobre camiones lanzadera, también Joy, de 10 t, que a su vez descargan sobre los transportadores generales de banda.

Recientemente se está ensayando el avance en galerías con equipo compuesto por una rozadora para franquear la pega, un yumbo para barrenar y una pala tipo Scooptram, que carga el escombro y lo vierte sobre el transportador de banda.

Los tajos son de 300 m de longitud y 80 de anchura. A ambos lados de su longitud llevan sendas galerías: una de 3×4 m² en sal inmediata, para acceso de maquinaria, material y personal, y otra de 4×7 m², cortando verticalmente ambas capas de silvinita y de sal inmediata, equipada con los elementos de carga y transporte del tajo. Se explota por fajas de 6,40 m de anchura (calles), separadas por macizos corridos de 2 m de ancho.

Se arranca en primer lugar la sal inmediata con minador continuo. Un camión lanzadera la deja como relleno parcial en la calle anterior ya explotada. A continuación se arranca la capa superior por medio de barrenos perforados con yumbo o barrenadora de orugas Salzgitter, que cae sobre la capa inferior. Un scraper lleva el mineral sobre un transportador blindado. Por el mismo método se arranca y arrima la capa inferior.

El transportador blindado vierte sobre el transportador de banda del tajo, siguiendo ya directamente el mineral por todo el sistema de transportadores de banda hasta el pozo, que está equipado con skips.

VENTAJAS E INCONVENIENTES DEL SISTEMA

Dentro de un sistema altamente mecanizado, conserva una gran flexibilidad, que permite su adaptación a las frecuentes y graves irregularidades y esterilizaciones del criadero.

Se ha revelado con una aceptable rentabilidad durante su tiempo de funcionamiento y es legítimo suponer una notable mejora en este sentido, al integrarlo en una gran unidad productiva.

Su desventaja principal estriba en su coeficiente relativamente bajo de aprovechamiento del criadero en relación con el sistema tradicional.

GRADO DE RECUPERACIÓN REAL DEL MINERAL

El mineral se recupera en una cantidad aproximada al 70 por 100.

MOTIVOS DE HABERSE ELEGIDO EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

Los que se derivan de lo expuesto. Y de que no era posible la supervivencia de la explotación por el sistema tradicional.

16.3.4.3 **Mejoras posibles en los métodos de explotación utilizados**

POSIBILIDAD O CONVENIENCIA DE UTILIZAR OTROS SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN (POR MAYOR SEGURIDAD, POR MEJOR APROVECHAMIENTO DEL MINERAL, POR MÁS POSIBILIDAD DE AUMENTAR LA PRODUCCIÓN, MEJORAR EL RENDIMIENTO O ABARATAR EL COSTO)

No es aconsejable, por el momento, más que la ampliación masiva y continua mejora del actual sistema a medida que se vaya desarrollando a gran escala. Ello en cuanto a métodos de interior.

En cuanto a superficie, sustitución de la anticuada instalación de beneficio actual por disolución, por una moderna planta de flotación.

Todo ello en explotación conjunta con la vecina mina de Sallent.

DIFICULTADES PARA IMPLANTAR LOS NUEVOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Necesidad de grandes recursos financieros y de reconvertir al personal al necesario para un grado de mecanización muy intensa.

INVERSIONES NECESARIAS PARA LLEVARLOS A CABO

Quinientos millones de pesetas.

ESTIMACIÓN EN PORCENTAJE SOBRE EL SISTEMA ACTUAL DE LA MEJORA QUE SUPONDRÍA EN COSTO, EN RENDIMIENTO Y SU PRODUCCIÓN

	Porcentaje
El costo debe bajar un	32
El rendimiento debe subir un ...	37
La producción debe subir un ...	300

16.3.4.4 **Instalaciones complementarias**

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS SISTEMAS DE TRITURACIÓN EXISTENTES

La trituración primaria a menos de 500 mm se hace en el interior con machacadora de mandíbulas y molino de martillos.

La trituradora final del exterior deja el mineral a menos de 4 mm, preparado para la disolución.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS SISTEMAS DE LAVADO Y CONCENTRACIÓN

Se trata el todo-uno con agua caliente para disolver el ClK contenido. El enfriamiento posterior proporciona este ClK en forma finamente cristalizada. Secado final en secadores rotativos.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS MEDIOS DE TRANSPORTE DE MINERAL

Todo el transporte es por banda de goma.

El ClK obtenido se expide por ferrocarril y camiones.

16.3.4.5 **Objetivos que pretende cubrir el explotador**

Extracción realizada desde 1.º de enero de 1946

Años	t. silvinita
1946	6.646
1947	5.843
1948	37.313
1949	62.447
1950	61.301
1951	19.011
1952	—
1953	658
1954	51.751
1955	136.493
1956	166.607
1957	131.566
1958	176.769
1959	194.354
1960	190.321
1961	182.853
1962	188.853
1963	174.934
1964	120.957
1965	231.458
1966	252.344
1967	213.296
1968	246.617
1969	290.780

Producción actual de cada mina

42.000 t K_2O vendible al año.

Producción óptima a alcanzar según la capacidad total de las instalaciones decididas y reservas con que en la actualidad se cuenta

50.000 t K_2O.

Programa de producción estimado con la situación actual del mercado y previsión hasta 1980 (en t K_2O)

1970	1971	1972	1973	1974 y sigs.
42.000	50.000	50.000	50.000	125.000

Programa de inversiones a realizar con relación a los capítulos siguientes: Explotación, Transportes, Planta de preparación, Transportes mineral y Servicios auxiliares (en miles de pesetas)

Explotación	Transporte	Pl. prep.	Trans. min.	Serv. auxiliares
223.769	32.241	188.563	47.141	25.646

Programa de financiación

A crédito

CUADROS

Cuadro de producciones desde 1946

Años	Producción t. K_2O
1946	1.490
1947	1.161
1948	3.830
1949	5.302
1950	9.037
1951	1.500
1952	—
1953	—
1954	6.015
1955	17.512
1956	23.973
1957	17.848
1958	21.715
1959	25.937
1960	26.896
1961	27.890
1962	27.878
1963	25.261
1964	16.198
1965	33.701
1966	36.345
1967	30.003
1968	36.490
1969	36.394

Cuadro de producción 1968-1970-1975-1980

Años	t. K_2O
1968	36.490
1970	42.000
1975	125.000
1980	125.000

Cuadro de inversiones

Años	Pesetas
1970	30.144.000
1971	59.525.000
1972	329.418.000
1973	88.198.000
1974	10.075.000
TOTAL A INVERTIR.	517.360.000

16.3.5 MINA DE SALLENT (U. E. E.-RIO TINTO)

16.3.5.1 Análisis del criadero

Situación geográfica

La bocamina principal de extracción se halla en el paraje denominado El Cogulló, del término municipal de Sallent, a la distancia de un kilómetro de su poblado, que es el más próximo.

Formación y génesis del yacimiento

Típica de evaporitas. Sedimento por evaporación. Por precipitación a partir de disoluciones sobresaturadas al desecarse un mar interior terciario.

Descripción del criadero

Dos capas de silvinita, separadas por una de halita. El techo, carnalita. El muro, halita (Fig. 16.3-10).

Composición y análisis de los minerales que lo forman

	Carnalita	Silvinita Capa B	Silvinita Capa A	Sal muro	Sal intermedia (Sal entre dos)
Agua cristalización	27,56	—	—	—	—
Humedad	1,87	2,69	1,09	1,08	0,83
Insoluble	1,14	1,88	1,73	3,07	4,48
ClK	24,45	57,02	32,34	3,16	4,63
K_2O	15,44	36,02	20,43	2,00	2,93
ClNa	15,35	32,85	60,03	85,91	85,41
SO_4Ca	0,16	1,17	1,61	2,59	2,09
Cl_2Mg	28,39	3,14	1,15	1,12	0,74
SO_4Mg	1,06	1,09	1,14	2,21	1,18

Reservas actuales

	Seguras t.	Ley	Probables t.	Ley	Inciertas t.	Ley
Luis 1965 ..... Enrique 1966 .	650.000	15,6	22.000.000	15,6	32.000.000	15,6

Ley (porcentaje en K_2O).

16.3.5.2 Análisis de la explotación

Descripción de los diferentes métodos de explotación actuales

Aproximadamente cada 300 m se hace una galería en dirección, perpendicularmente a la cual se trazan planos según la máxima pendiente cada 120 m. Normalmente a estos planos se abren, a uno y otro lado, tajos de 60 m de corrida.

Sobre el trazado se hace una explotación por franjas (calles) de 6 m de anchura en toda la corrida del tajo. Se arranca primero la sal intermedia, que se deja como relleno parcial en la calle anteriormente explotada. A continuación se arranca la capa superior de silvinita, que cae sobre la inferior y es recogida por un scraper, que la deposita sobre un transportador blindado situado en el plano. Finalmente se arranca y transporta la capa inferior de silvinita de análoga forma que la superior.

El sistema de transporte en el plano comienza por un transportador blindado, como queda dicho, el cual recibe el mineral del scraper y lo transfiere sobre un transportador de banda.

Un sistema de transportadores de banda lleva el mineral a continuación hasta el pozo de extracción, equipado con skips.

Ventajas e inconvenientes del sistema

Las ventajas del sistema estriban en su gran flexibilidad, que permite una fácil adaptación a las frecuentes y profundas irregularidades y esterilizaciones del criadero, así como su excelente grado de recuperación.

El inconveniente es el gran requerimiento de mano de obra que entraña.

Grado de recuperación real del mineral

95 por 100.

Motivos de haberse elegido el método de explotación actual

Los que se derivan de lo expuesto anteriormente, unido a una buena rentabilidad en su momento y que ya no subsiste.

16.3.5.3 Mejoras posibles en los métodos de explotación utilizados

Posibilidad o conveniencia de utilizar otros sistemas de explotación

Por mayor seguridad, por más posibilidad de aumentar la producción, por mejorar el rendimiento y por abaratar el costo, se describe el sistema a adoptar.

Descripción del nuevo método de explotación

Se va a adoptar el siguiente:

El trazado general comporta galerías paralelas gemelas, una para transporte de mineral y otra para servicios generales de personal y maquinaria, todas ellas de 4×3 m^2, que dan acceso a los tajos. Son trazados con minador Joy 6 PM, que descarga sobre camiones lanzadera, también Joy, de 10 t, que a su vez descargan sobre los transportadores generales de banda.

Recientemente se está ensayando el avance en galerías con equipo convencional compuesto por una rozadora para franquear la pega, un yumbo para barrenar y una pala tipo Scoop-tram, que carga el escombro y lo vierte sobre el transportador de banda.

Los tajos son de 300 m de longitud y 80 de anchura. A ambos lados de su longitud llevan sendas galerías: una de 3×4 m², en sal intermedia, para acceso de maquinaria, material y personal, y otra de 4×7 m², cortando verticalmente ambas capas de silvinita y la sal intermedia, equipada con los elementos de carga y transporte del tajo. Se explota por fajas de 6,40 m de anchura (calles), separadas por macizos corridos de 2 m de ancho.

Se arranca en primer lugar la sal intermedia con minador continuo; un camión lanzadera la deja como relleno parcial en la calle anterior ya explotada; a continuación se arranca la capa superior por medio de barrenos perforados con yumbo o barrenadora de orugas Salzgitter, que cae sobre la capa inferior, y un scraper lleva el mineral sobre un transportador blindado. Por el mismo método se arranca y arrima la capa inferior.

El transportador blindado vierte sobre el transportador de banda del tajo, siguiendo ya directamente el mineral por todo el sistema de transportadores de banda hasta el pozo, que está equipado con skips.

DIFICULTADES PARA IMPLANTAR LOS NUEVOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Necesidad de grandes recursos financieros y de reconvertir al personal necesario para un grado de mecanización muy intensa.

INVERSIONES NECESARIAS PARA LLEVARLOS A CABO

Quinientos millones de pesetas.

ESTIMACIONES EN PORCENTAJE SOBRE EL SISTEMA ACTUAL DE LA MEJORA QUE SUPONDRÍA EN COSTO, EN RENDIMIENTO Y EN PRODUCCIÓN

El costo debe bajar un 47 por 100.

El rendimiento debe subir un 275 por 100.

La producción debe subir un 300 por 100.

16.3.5.4 Instalaciones complementarias

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS SISTEMAS DE TRITURACIÓN EXISTENTES

La trituración primaria se hace en la mina a menos de 50 mm.

En el exterior se hace una trituración secundaria a menos de 4 mm en molinos de martillos y una molienda fina a menos de 0,8 mm en molinos de bolas.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS SISTEMAS DE LAVADO Y CONCENTRACIÓN

Se concentra por flotación de lejías saturadas con reactivo principal a base de aminas. Secado final en secaderos rotativos.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS MEDIOS DE TRANSPORTE DE MINERAL

Todo el transporte es por banda de goma.
El ClK obtenido se expide por ferrocarril y camiones.

16.3.5.5 Objetivos que pretende cubrir el explotador

EXTRACCIÓN REALIZADA DESDE 1932

AÑOS	t. silvinita
1932 de oct. a dic.	18.177
1933	178.637
1934	161.192
1935	180.762
1936 hasta jun. inclu.	68.231
1937 sin datos	—
1938 sin datos	—
1939 de mayo a dic.	59.096
1940	126.695
1941	121.200
1942	102.271
1943	111.415
1944	118.268
1945	124.177
1946	120.295
1947	140.518
1948	165.280
1949	163.789
1950	175.265
1951	201.470
1952	191.543
1953	211.801
1954	201.044
1955	215.786
1956	248.895
1957	211.530
1958	232.043
1959	235.619
1960	264.300
1961	260.509
1962	202.953
1963	260.203
1964	263.336
1965	283.151
1966	232.695
1967	266.858
1968	313.301
1969	297.625

PRODUCCIÓN ACTUAL

42.000 t K_2O vendibles al año.

PRODUCCIÓN ÓPTIMA A ALCANZAR SEGÚN LA CAPACIDAD TOTAL DE LAS INSTALACIONES DECIDIDAS Y RESERVAS CON QUE EN LA ACTUALIDAD SE CUENTA

55.000 t K_2O.

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN ESTIMADO CON LA SITUACIÓN ACTUAL DEL MERCADO Y PREVISIÓN HASTA 1980 EN TONELADA K_2O

1970	1971	1972	1973	1974 y sigs.
42.000	30.000	22.000	55.000	125.000

PROGRAMA DE INVERSIONES A REALIZAR CON RELACIÓN A LOS CAPÍTULOS SIGUIENTES: EXPLOTACIÓN, TRANSPORTES, PLANTA DE PREPARACIÓN, TRANSPORTES DE MINERAL Y SERVICIOS AUXILIARES, EN MILES DE PESETAS

Explotación	Transporte	Pl. prep.	Trans. min.	Serv. auxiliares
215.982	30.000	187.999	47.001	19.999

PROGRAMA DE FINANCIACIÓN

A crédito.

CUADROS

Cuadro de Producciones desde 1932

AÑOS	t. K_2O comercial
1932 de oct. a dic.	3.272
1933	32.631
1934	43.478
1935	37.960
1936 hasta jun. inclu.	14.328
1937 sin datos	—
1938 sin datos	—
1939 de mayo a dic.	12.410
1940	28.542
1941	25.661
1942	19.896
1943	19.681
1944	23.084
1945	22.586
1946	27.501
1947	29.021
1948	32.281
1949	30.285
1950	35.864
1951	35.051
1952	36.836
1953	42.662
1954	38.709
1955	42.518
1956	48.312
1957	39.141
1958	44.809
1959	42.901
1960	49.729
1961	44.170
1962	35.475
1963	45.752
1964	46.930
1965	47.641
1966	38.351
1967	41.773
1968	51.704
1969	47.833

Cuadro de Producción 1968-1970-1975-1980

Años	t. K_2O comercial
1968	51.704
1970	42.000
1975	125.000
1980	125.000

Cuadro de Inversiones

Años	Pesetas
1970	13.736.000
1971	59.525.000
1972	329.417.000
1973	88.198.000
1974	10.075.000

16.4 COMERCIALIZACION DE LA POTASA

16.4.1 INTRODUCCION

En un análisis del mercado de la potasa, resulta imprescindible el examen previo de la producción mundial por la influencia y determinación que tiene sobre el producto. Este tiene las siguientes características:

— Es utilizado como materia prima y producto acabado al mismo tiempo.
— Se trata de un producto no sustituible por otros, lo que le deja exento de competencia de otros minerales.
— Consumo universal.

La industria española no ha sido nunca ajena a estos problemas de producción y mercado internacional, debido a su carácter eminentemente exportador. Esta actividad exportadora ha sido, y es, necesaria para alcanzar y mantener una capacidad de producción que permita unos costos a un nivel normal, así como introducir calidades (concentraciones más altas o nuevas granulometrías), cuyo consumo inicial en España sería insuficiente para una producción mínima.

Por otra parte, en ciertas épocas, los ingresos procedentes de las exportaciones han permitido a los productores españoles mantener, como se verá más adelante, un bajo nivel de precios en el mercado interior, inferior al practicado por otros productores en sus propios mercados interiores.

Esta política comercial favorable al mercado nacional ha sido ciertamente un factor decisivo para impulsar el consumo interior, habiendo contribuido a esta promoción la instalación y desarrollo de las nuevas fábricas de complejos en los últimos años.

Se debe añadir que los productores españoles de potasa han atravesado últimamente unos momentos de crisis en el mercado internacional, aún no totalmente despejado, sin contar, como otros productores europeos, con el apoyo de un mercado nacional de gran volumen y de precios altos.

La producción mundial de potasa está localizada en un número muy limitado de países, situados principalmente

en tres zonas: Europa Occidental, países socialistas y América de Norte. Fuera de estas áreas de producción quedan únicamente Israel y el Congo, este último país aún de escasa importancia. Cada una de estas tres zonas productoras indicadas representa un tercio de la producción total.

En el cuadro núm. 1 del Anejo 1 se indican las producciones por países obtenidas en la década 1960-61/1969-70 (se han considerado campañas agrícolas que comprenden el período 1 mayo-30 abril). Es de notar que los mayores incrementos de producción en los últimos años corresponden a América del Norte, por haberse iniciado en 1962-63 la explotación de los yacimientos canadienses de la provincia de Saskatchewan, considerados como los más ricos del mundo por un crecido número de compañías.

16.4.2 PRODUCTORES MUNDIALES

16.4.2.1 Enumeración

Es característica de la producción de potasa la concentración de compañías productoras. Ultimamente esta tendencia a la agrupación ha sido mucho más acusada por dos razones fundamentales:

1. La evolución mundial hacia unidades de explotación de mayor capacidad (se ha pasado de una capacidad óptima de 300.000 t K_2O/año a 500-600.000 t K_2O/año).

2. La necesidad de una mayor fortaleza en los últimos años de crisis internacional, que han supuesto un déficit continuo para varias compañías (por ejemplo: International Minerals, Dead Sea Works, etc.).

Esta última razón ha sido también la causa de que muchas compañías hayan diversificado la línea de sus productos (como, por ejemplo, International Minerals) o se hayan fusionado con firmas interesadas en otro tipo de negocios (por ejemplo, Potash Company of America con Ideal Cement Co.).

Se examina a continuación por países la situación de las compañías productoras:

Alemania Occidental

Prácticamente existen sólo dos compañías productoras: La BASF (Badische Anilin und Soda-Fabrik AG), que ha absorbido en 1969 a Wintershall AG, y posteriormente ha adquirido la mayoría de las acciones de Salzdetfurth y Kali-Chemie AG.

Es de notar que la BASF es uno de los más importantes fabricantes de complejos y que al absorber a una productora de potasa se convierte de este modo en un competidor de sus propios clientes, que adquieren potasa como materia prima para sus complejos.

La capacidad total teórica de las instalaciones actuales es de unos 2.600.000 t K_2O/año.

Francia

La propiedad y explotación de las minas francesas estaba, al principio de la década considerada, en manos de la compañía estatal Mines Domaniales de Potasse d'Alsace. En 1968, el Estado francés creó una organización única para la producción y comercialización de abonos (potásicos, nitrogenados y complejos) de firmas gubernamentales.

Los clientes de potasa extranjeros, generalmente productores de nitrógeno y fabricantes de complejos, han visto, como en el caso de Alemania, muy desfavorablemente esta unión, que en realidad sólo es efectiva en el plano comercial, pues la organización encabezada por Entreprise Minière et Chimique conserva la independencia de las compañías productoras (Mines de Potasse d'Alsace y Azote et Produits Chimiques). La postura de rechazo y desconfianza de los clientes se ha manifestado expresamente en algunos mercados, donde han encontrado como competidores de sus productos (fertilizantes nitrogenados y complejos) a sus suministradores de potasa.

El techo de la producción en Francia, según se expone en el Plan de Desarrollo, se sitúa en 1.700.000 t K_2O/año, debido sobre todo a la dificultad en la evacuación de los residuos. No obstante, se ha sobrepasado esta cifra algunos años por la venta de sales brutas o enriquecidas.

España

Los yacimientos españoles de potasa están situados en las cuencas Catalana y Navarra.

En Cataluña existían a principios de los años 60 cuatro compañías productoras: Unión Española de Explosivos, Minas de Potasas de Suria, Explotaciones Potásicas y Potasas Ibéricas. En los últimos años, Unión Española de Explosivos (ahora Unión de Explosivos Río Tinto) ha absorbido primero a Explotaciones Potásicas y más tarde a Potasas Ibéricas. La capacidad teórica actual es de 380.000 toneladas de K_2O/año. En un futuro próximo, realizando la ordenación del Llobregat, la capacidad se elevará a 600.000 t de K_2O/año.

En Navarra, la explotación del yacimiento está a cargo del Estado, a través de la empresa Potasas de Navarra, perteneciente al Instituto Nacional de Industria. La producción en esta zona se inició en 1963, alcanzando su capacidad de producción (250.000 t K_2O/año) en su primera fase (explotación de la silvinita) en 1967. La puesta en marcha de la segunda fase (explotación de la carnalita, con otras 250-300.000 t K_2O/año) ha dado comienzo en el mes de septiembre del año 1970.

Italia

La potasa italiana procede de Sicilia.

Las tres compañías productoras, Montecatini, SINCAT (Societe Industriale Catanese) y Societa Cali Potassici Trinacria —las dos últimas filiales del grupo Edison—, pertenecen a partir de la fusión Montecatini-Edison a un solo grupo.

La producción total italiana es bastante limitada, del orden de las 200.000 t K_2O/año, y parte sustancial de la misma la emplean los productores para la fabricación de sus propios abonos complejos.

Israel

Tanto la producción como la comercialización de la potasa del Mar Muerto corre a cargo de la compañía estatal Boad Sea Works. La evolución de la producción, que desde principios de la década considerada debía atravesar por tres fases de desarrollo, ha sido positiva, no obstante la difícil situación política.

En 1970-71 habrán llegado a la última fase, cuya capacidad teórica final es de 1,2 millones de t K_2O/año.

Rusia

Toda la producción rusa de los tres yacimientos actuales de las explotaciones de Ucrania, Bielorussia y Urales está centralizada y dirigida por el Estado.

La producción de Ucrania, antiguos depósitos pertenecientes a Polonia, es bastante reducida. En el yacimiento de Bielorussia existen tres unidades de explotación; la tercera, con una capacidad de 600.000 t K_2O/año, ha sido puesta recientemente en marcha y es objeto de un contrato concluido en 1963 con el Gobierno polaco. En virtud de dicho acuerdo, Polonia otorgó un crédito de $ 75 millones para la construcción de las instalaciones, crédito que será pagado por Rusia con la producción de potasa de dichas instalaciones.

El yacimiento de los Urales consta de dos unidades de explotación: Solikamsk y Berezniki, con una capacidad respectiva de 650.000 t K_2O/año y 800.000 t K_2O/año. En Berezniki se han construido unas nuevas instalaciones, cuya capacidad, se dice, es de 1,2-1,5 millones de t K_2O/año.

En total la capacidad teórica actual de Rusia puede situarse entre 4-4,5 millones de t K_2O/año.

Alemania Oriental

Como en el caso anterior, la producción y explotación de los yacimientos está a cargo del Estado. La capacidad de producción está en poco más de 2 millones de t K_2O/año, y ha sido alcanzada y superada por ciertas mejoras en las instalaciones.

Estados Unidos

Los yacimientos más importantes de Estados Unidos están situados en *Carlsbad (Nuevo Méjico)*, donde son explotados por varias compañías desde hace 35-40 años (la primera mina, propiedad de United States Potash Co., inició su producción en 1931), y, por tanto, las reservas están bastante agotadas, calculándose aún una duración de unos 10 años al ritmo actual de producción.

Se señala que U.S. Borax, propietaria de la primera mina antes indicada, ha cerrado ésta en 1968, vendiéndola después a U.S. Potash, que la explota actualmente al 40 por 100 aproximadamente de su capacidad anterior. Asimismo, la International Minerals ha debido reorganizar su mina en Carlsbad con una producción anual del 50 por 100 de la que tenía anteriormente.

Los yacimientos en Nuevo Méjico representan aproximadamente el 80 por 100 de la producción total de Estados Unidos. Se indican a continuación las actuales compañías productoras y sus capacidades teóricas de producción (en toneladas K_2O/año):

Compañía	Capacidad
Duval Corp. (filial de Pennzoil United)	400.000
Potash Co. of America (filial de Ideal Basic Ind.)	540.000
National Potash Co. (filial de Freeport Sulphur Co.)	320.000
Southwest Potash Corp. (filial de American Metal Climats)	540.000
Kermac Potash Co. (filial de Kerre McGee)	270.000
International Mineral Co.	200.000
U. S. Potash (antigua mina de U. S. Borax)	200.000

Otros yacimientos de mineral importantes son:

— California, explotados desde antes de 1920, con una capacidad actual de unas 180.000 t K_2O/año. La compañía productora es American Potash Co.

— Utah, explotados por Texas Gulf, con una capacidad de 300.000 t K_2O/año, no alcanzada aún por dificultades de producción, y Kaiser Chemical, con un ritmo teórico de 60.000 t K_2O/año.

— Great Salt Lake, cuya producción se ha iniciado por la compañía del mismo nombre, en la que posee el 49 por 100 la compañía alemana Salzdetfurth. La producción es únicamente de sulfato de potasa.

Canadá

Las reservas de potasa canadienses son las más importantes del mundo occidental, tanto en volumen como en riqueza del mineral. El primer intento de explotación fue hecho en 1951 por Potash Co. of America, con resultados negativos, debido a las dificultades —gran profundidad y filtraciones de agua— que presentaron los yacimientos. Estas dificultades no pudieron ser totalmente solventadas hasta 1965, en que Potash Co. inició la producción de su mina.

Es de resaltar el gran número de compañías, unas 40, que disfrutan de concesiones sobre dichos yacimientos, entre las que se encuentran todas las productoras estadounidenses de mayor importancia. Se indica a continuación la lista de compañías actualmente en producción y su capacidad teórica (en toneladas K_2O/año):

Compañía	Capacidad
International Minerals Co (dos unidades de explotación)	2.100.000
Potash Co. of America (filial de Ideal Basic Ind.)	400.000
Kalium (filial de Armour y PPG Industries)	840.000
Alwinsal (filial al 50 % de Potasse d'Alsace y Kali und Salz, donde se han integrado Wintershall y Salzdetfurth)	450.000
Allan Potash (U. S. Borax 40 %; Texas Gulf 40 %, y Swift 20 %)	800.000
Duval Corp (filial de Pennzoil United)	650.000
Cominco	640.000
Central Canada Potash (filial de Noranda Mines)	800.000

Congo

Los yacimientos en este país tienen la gran ventaja de encontrarse a 50 km de la costa. Su explotación comercial ha comenzado en 1969 por la compañía de Potasas del Congo, en la que el Estado francés disfruta de una participación mayoritaria a través del Bureau de Recherches Geologiques et Minières y de Mines Domaniales de Po-

tasses d'Alsace. Las participaciones por cada compañía se reparten de la siguiente forma:

	Porcentaje
República del Congo	15
Bureau de Recherches Geologiques et Minieres	36,125
Mines Domaniales de Potasses d'Alsace	36,125
Société des Pétroles d'Afrique Equatoriale	12,75

La capacidad teórica total es de 500.000 t K_2O/año, pero el ritmo actual es de sólo un tercio a causa de ciertas dificultades de explotación y de personal.

16.4.2.2 Productores de materias elaboradas

La producción de potasa está fundamentalmente dirigida a la agricultura, que consume el 95 por 100 de la misma, siendo utilizada por la industria química un 5-6 por 100, generalmente en forma de cloruro de alta concentración, 61-62 por 100 de K_2O.

También se consumen por la industria algunas cantidades de cloruro 60 por 100 y de nitrato potásico.

La producción destinada a la agricultura bien para su uso directo o para ser combinada con otras materias fertilizantes (nitrógeno y fósforo) en la fabricación de abonos compuestos o complejos se distribuye aproximadamente del siguiente modo:

Cloruro potásico 40 por 100 K_2O

Cantidades limitadas producidas por Alemania Oriental y Occidental y Francia, para ciertos mercados europeos y gran parte de la producción rusa para su mercado interior.

Cloruro potásico 50 por 100 K_2O

También cantidades limitadas producidas por Alemania Occidental, Francia y España para ciertos mercados de Europa.

Cloruro potásico 60 por 100 K_2O

Standard (0,2-0,8 mm); Coarse (0,6-1,6 mm); Granular 1,2-2,3 mm). Estas granulometrías son las más usuales y coinciden con las previstas en la futura fábrica de carnalita española. En el caso del granular, algunos productores tienen tamaños más gruesos (1,7-2,3 mm).

Esta calidad representa cerca del 90 por 100 de la producción total; generalmente el cloruro 60 por 100 standard es el utilizado más usualmente.

A mediados de la década de los 60, la introducción en el mercado internacional por los productores americanos de las granulometrías coarse y granular ha extendido su utilización de tal modo que en los momentos de exceso de oferta de cloruro standard se ha apreciado una escasez de estas granulometrías.

Otra tendencia es la de producir concentraciones mínimas superiores al 60 por 100 (en la nueva fábrica de Israel y en algunas canadienses el mínimo garantizado es el 61 por 100 K_2O).

Actualmente, todos los productores de potasa, excepción hecha de Italia, producen cloruro potásico mínimo 60 por 100 standard. En cuanto a las granulometrías coarse y granular las producen las compañías canadienses, las de Estados Unidos, Alemania Occidental, Francia, Congo, Israel (sólo coarse) y Alemania Oriental (sólo granular). España dispone actualmente en Cataluña del cloruro cribado (semicoarse y coarse), y a partir del otoño de 1970, de coarse y granular en Navarra, de la nueva fábrica de carnalita.

Sulfato potásico mínimo 48-50 por 100 K_2O

Representa un 8 por 100 aproximadamente de la producción mundial de K_2O.

Dado que el sulfato puede obtenerse a partir del cloruro potásico 60 por 100, existen compañías que sin ser productoras de potasa, es decir, sin disponer de mineral como materia prima, se dedican a la fabricación de este producto (este es el caso del Japón, Africa del Sur y España).

Entre las compañías mineras que producen este producto se encuentran: la BASF, en Alemania; Potasas de Alsacia, en Francia, a través de dos fábricas filiales instaladas en Bélgica que transforman el cloruro potásico de Alsacia, y en América, American Potash Co., Duval, IMC y Potash Co. of America. En Alemania Oriental, la compañía estatal. En Israel, Dead Sea Works, que había cerrado su fábrica de reducida capacidad en estos últimos años, ha vuelto a ponerla en marcha ante una esporádica escasez de este producto. En Italia, prácticamente toda la producción es de sulfato potásico, obtenido a partir de la transformación directa del mineral: kainita.

En España, el único productor que fabrica sulfato potásico es Unión Explosivos Río Tinto.

Sulfato potásico magnésico 26-28 por 100 K_2O

Producido únicamente por Alemania Occidental y algunas compañías americanas en pequeñas cantidades, que se encuentran incluidas en el 8 por 100 indicado para el sulfato potásico.

Nitrato potásico 44 por 100 K_2O

Este producto de elevado costo y, por tanto, rara vez utilizado en la agricultura, es producido principalmente en la actualidad por American Metal Climax (USA) y por la compañía estatal Haifa Chemicals (Israel), esta última con una capacidad de producción de 70.000 t K_2O/año.

Existen en el mundo occidental otros pequeños productores, pero todos de escasa importancia, en Estados Unidos, Francia y Alemania Occidental.

16.4.2.3 Previsiones de producción

Antes de abordar este tema es necesario puntualizar que en los estudios y previsiones que se realizan sobre potasa se utilizan a veces, indistintamente, tres conceptos totalmente diferentes:

- — Capacidad teórica: La capacidad de las instalaciones que podríamos llamar ideal en condiciones óptimas de rendimiento y que rara vez llega a alcanzarse.
- — Capacidad real o práctica: La que puede alcanzarse normalmente y que estimamos puede situarse entre el 90-95 por 100 de la capacidad teórica.
- — Producción realizada.

El único sistema válido para efectuar unas previsiones de producción de potasa consiste en examinar:

- — La evolución de las unidades de explotación que más o menos han alcanzado su capacidad real.

— Seleccionar y programar la puesta en marcha y desarrollo de los proyectos que, dada su situación y características, ofrecen una mayor certeza de realización.

En cuanto a las unidades en producción, las modificaciones a prever suelen ser mínimas y, frecuentemente, el agotamiento de las reservas se ve compensado en parte por la modernización de las instalaciones.

Por lo que se refiere a los proyectos, una vez definida la conveniencia de la explotación e iniciados los trabajos, el período necesario para la puesta en marcha de unos 3-4 años, y un plazo semejante a partir de la entrada en producción para alcanzar su capacidad real. Las inversiones son demasiado importantes para que este ritmo pueda ser alterado por las fluctuaciones de la demanda, particularmente de signo negativo. Normalmente, cuando esto sucede, los productores prefieren aumentar o disminuir sus stocks conservando una línea continua de producción.

Excepcionalmente, y por primera vez en la historia internacional de la potasa, en 1970 se incumple esta regla general. El 17 de noviembre de 1969, el primer Ministro canadiense de la provincia de Saskatchewan anuncia un plan de limitación de la producción de Canadá ante la difícil situación del mercado y la crisis por la que atravesaban las compañías canadienses productoras de potasa, algunas de ellas amenazadas de quiebra. Inicialmente, la reglamentación se efectuaba mediante cuotas trimestrales de producción a cada compañía, actualmente el Gobierno canadiense indica unas cuotas anuales, que pueden ser, no obstante, modificadas ligeramente por trimestres. La cuota anual total para 1970-71 representa un 45 por 100 de la capacidad teórica. Se desconoce la duración de este plan.

Por los motivos anteriores, no pueden realizarse sobre unas bases fundadas unas previsiones a largo plazo, pues en un período de 6 años en adelante se pueden decidir y poner en marcha unidades de explotación.

En consecuencia, y tomando como punto de partida unas estimaciones para 1970-71, se indican a continuación las previsiones para 1973-74 y las posibilidades máximas previsibles para 1975-76 (en miles de toneladas K_2O).

	1970/71	1973/74	1975/76
Alemania Occidental	2.330	2.500	2.700
Francia	1.750	1.750	1.750
Congo	200	450	540
España	620	900	1.100
Israel	500	800	1.000
Italia	150	200	300
Gran Bretaña	—	100	600
Holanda	—	—	100
Australia	—	50	100
	5.550	6.750	8.190
EE. UU	2.650	2.700	2.750
Canadá	3.200	5.000	7.500
	5.850	7.700	10.250
URSS	3.900	4.600	5.500
Alemania Oriental	2.300	2.700	3.200
	6.200	7.300	8.700
TOTAL MUNDIAL	17.600	21.750	27.140

En las estimaciones para 1970-71 se prevé para Canadá estrictamente la cuota total anunciada por el Gobierno canadiense, si bien sus posibilidades reales son superiores y creemos que existen probabilidades de que se aumente dicha cuota, que supone una reducción sobre la producción de 1969-70. Para España, se incluye una parte de producción originaria de la nueva fábrica de carnalita, en Pamplona, que se pondrá en marcha en el último tercio del año 1970.

Las previsiones de 1973-74 se han efectuado calculando el desarrollo de la capacidad real o práctica de las compañías, excepto para Canadá, donde la cifra indicada es inferior a la misma en un 20 por 100 aproximadamente, es decir, representa un 70 por 100 de la capacidad teórica total. Esta cifra es muy probable, bien porque siga existiendo una reglamentación del Gobierno canadiense, o porque surjan problemas —muy frecuentes en estos yacimientos— como el actual de Cominco, en que las recientes filtraciones de agua hacen imperativo el cierre de la mina durante varios meses.

Australia, si bien no es muy seguro que entre en producción, se incluye como posible tonelaje inesperado de algún otro país.

En España se ha supuesto que se inicie el desarrollo del plan del Llobregat.

En las previsiones o posibilidades para 1975-76 se estima que Canadá alcance la capacidad real de todas las compañías actualmente en producción, además de Sylvite of Canada, que entrará en funcionamiento a finales de 1970. Se incluye además un tonelaje reducido para Holanda, donde aún no ha sido decidida la explotación del yacimiento.

En los últimos años se han descubierto varios yacimientos sobre algunos de los cuales existen proyectos más o menos dudosos para una explotación futura.

Los países donde están localizados estos depósitos son Marruecos, Libia, Perú, Etiopía, Túnez, Polonia y Australia. Ninguno de estos yacimientos es digno de considerarse, ni por su importancia ni por las seguridades de su explotación, en una previsión de producción a medio plazo.

Se examinan, por tanto, a continuación únicamente aquellos proyectos que se encuentran en vías de realización o sobre los que existe una gran seguridad de que lo sean, pudiendo tener una influencia importante en el mercado internacional.

Gran Bretaña

Los yacimientos están situados en Yorkshire y en ellos se han interesado tres compañías:

— Cleveland Potash: En la que participan al 50 por 50 ICI y Charter Consolidated. A principios de este año, el Gobierno dio su autorización para que se iniciara la explotación de la concesión de la Cleveland, y ésta ha comenzado ya los trabajos preparatorios. La entrada en producción está prevista para finales de 1972, y la capacidad teórica final es de unas 600.000 t K_2O/año.

Es de notar que ICI es una de las mayores consumidoras de potasa en Europa —sus necesidades anuales son del orden de las 200.000 t K_2O— y, por tanto, el disponer de una producción propia supone su desaparición como cliente de los productores europeos.

— Whitby Potash: En la que participan al 50 por 100 la Shell y Ansar and Company. Esta compañía no ha obtenido la autorización del Gobierno para la puesta en marcha de su proyecto hasta el mes de mayo del año 1970. La entrada en producción está prevista para 1973-74, con una capacidad final de cerca de las 300.000 t K_2O/año.

Es lógico suponer que parte de la producción de esta compañía se destine al consumo de la fábrica de abonos complejos de Shellstar, filial en Inglaterra de la Shell, que como ICI es cliente de los productores europeos y concretamente de España.

— Yarkshire Potash: Filial de Río Tinto Zinc Corp., como en el caso de Whitby Potash la autorización del Gobierno no ha sido obtenida hasta mayo 1970, si bien con ciertas condiciones en cuanto a la evacuación de residuos, transporte del producto, etc.

La realización de estos proyectos no ofrece ninguna duda en cuanto a la Cleveland Potash; si es posible, sin embargo, que los otros sufran algún retraso o incluso en el caso de Yorkshire, como ya lo ha anunciado, que no lleguen a realizarse si los resultados de los trabajos de exploración no son favorables.

De todos modos, la producción de la Cleveland será suficiente para cerrar el mercado inglés, el más importante de Europa Occidental, a los productores europeos.

Es interesante resaltar que el Gobierno inglés subvenciona a las compañías productoras sus gastos de inversión, a fondo perdido, en un 40 por 100.

Holanda

Los depósitos de las localidades de Frise y Groningen de potasa en este país han sido recientemente descubiertos y contienen magnesio o potasa. La compañía interesada, que lleva adelantados sus trabajos de exploración, es la Shell. Aunque se estima que las reservas de potasa no son importantes, la Shell puede decidirse a su explotación como subproducto del magnesio. Por otra parte, la colocación de la potasa la tendría asegurada en su fábrica de complejos de Holanda.

Canadá

Como ya se ha indicado, las compañías que tienen concesiones en los yacimientos de Saskatchewan y no han comenzado su explotación son numerosas (unas 33 incluyendo a Sylvinite).

Los depósitos de potasa son lo suficientemente extensos y ricos en K_2O para considerar muy posible la explotación económica por varias de estas compañías, independientemente de las dificultades —profundidad, filtraciones de agua— que se derivan de la estructura de los yacimientos. No obstante, mientras subsista el plan actual del Gobierno canadiense de limitación de la producción, no existen probabilidades de que se autoricen nuevas instalaciones.

Solamente una compañía entrará en producción en breve fecha, pues sus trabajos estaban prácticamente terminados al anunciarse el plan Thatcher, en noviembre de 1969, Sylvite of Canada. Su aparición en el mercado está anunciada para otoño de 1970, y su capacidad final será de 650.000 t K_2O/año.

Otras dos firmas —Great Canadian y Lynbar— habían anunciado en 1968 su decisión de iniciar la explotación de sus concesiones, con una capacidad final de un millón y 540.000 t K_2O/año, respectivamente, pero por lo que se refiere a la primera no ha logrado todavía la plena autorización del Gobierno, y en cuanto a la segunda, es de suponer que encuentre aún dificultades legales, pues no se ha vuelto a tratar del comienzo de los trabajos anunciados para noviembre de 1970.

Rusia

Los yacimientos de este país son numerosos y sus reservas cuantiosas, aunque difíciles de determinar por falta de información fidedigna.

Los depósitos, aún sin explotar, están localizados en Siberia, la depresión del Caspio, el Golfo de Kara Bogaz y Asia Central (cerca de la frontera de Afganistán). Recientemente se ha hablado de la puesta en producción de este último, abriendo una mina en la región de Turkmenistán.

Es indudable, por tanto, que las posibilidades de este país son muy importantes, pero conviene señalar que sus necesidades de consumo son parejas y, por otra parte, no han solventado aún la limitación que supone la insuficiencia de su transporte interior; en la campaña pasada, las instalaciones de Soligorsk aumentaron peligrosamente sus stocks por falta de vagones.

Alemania Oriental

Para comenzar en 1970-71 se había anunciado la explotación de un nuevo depósito situado en Zielitz, cuya capacidad teórica sería de unas 750.000 t K_2O/año. No se conoce la situación real de estos trabajos.

16.4.3 MERCADO MUNDIAL

16.4.3.1 Ventas

Habitualmente, en los estudios que se realizan sobre el mercado internacional de la potasa se efectúa una correspondencia entre producción y consumo. Se cree, no obstante, más adecuado en un estudio eminentemente comercial el hacer esta correspondencia entre producción y ventas, por dos razones fundamentales:

1.ª Cuando se trata de consumo se suele tener en cuenta únicamente el consumo agrícola y no el de la industria química, porque para esta última no existen estadísticas y además representa solamente el 5 por 100 aproximado del consumo total de K_2O.

2.ª En las cifras de venta que suponen un mayor volumen están incluidos los stocks de los países consumidores, así como la pérdida en la manipulación de la mercancía.

Evolución de las ventas mundiales en los últimos años

Puede decirse que excepto en contados períodos de corta duración ha existido durante muchos años un perfecto equilibrio entre la producción y las ventas de potasa. Cierto es que este equilibrio se ha mantenido, principalmente en los primeros años de la década de los 60, a causa de los fuertes incrementos de los mercados interiores de los países productores y fundamentalmente por la explosión del consumo en el mercado de Estados Unidos.

Es solamente a principios del año 1967 cuando verdaderamente nos encontramos con un exceso de oferta en el mercado mundial de la potasa, motivado en gran parte por la aparición, no escalonada, de las nuevas producciones en el Canadá.

Debido a que sólo se dispone de estadísticas homogéneas en cuanto a fechas (campaña mayo-abril) para el mercado de exportación a partir de 1966-67, se indican a continuación las ventas totales del último quinquenio (en miles de toneladas K_2O).

	Mercado interior	Mercado exportación	TOTAL	Porcentaje ±
1965/66 ...	9.308,0	3.906,0	13.214,0	—
1966/67 ...	10.017,6	4.125,8	14.143,7	7,1
1967/68 ...	10.532,8	4.471,8	15.004,6	5,7
1968/69 ...	10.803,1	4.906,7	15.709,8	4,6
1969/70 ...	11.627,9	4.809,1	16.437,0	4,6

El incremento medio anual acumulado del quinquenio es del + 5,6 por 100.

CAPACIDAD DE ABSORCIÓN DEL MERCADO EN 1970-71/1975-76

Con relación al consumo agrícola de potasa, que como se ha dicho representa el 95 por 100 del consumo total, se han hecho muchos estudios sobre las necesidades futuras de potasa, siguiendo diferentes criterios: tendencia de la relación entre el K_2O y N; cálculo del consumo necesario para atender a la alimentación de la población mundial; cálculo del incremento anual acumulativo del consumo basado en los realizados en los últimos años, etc.

La Tennessee Valley Authority, uno de los organismos más competentes en esta materia, ha realizado un informe, publicado en junio de 1970, sobre capacidad de producción y necesidades mundiales de fertilizantes en los próximos años. En dicho informe ha tomado como base un incremento anual acumulativo del 5 por 100 para estimar el consumo futuro de potasa.

Partiendo de unas ventas de 16.437.000 t K_2O en 1969-1970, y tomando una tasa acumulativa de aumento del 6 por 100, que se cree razonable y que se puede alcanzar, pues incluye un 5 por 100 de aumento del consumo más un 1 por 100 aproximado de pérdida en la manipulación y stocks, se llega a las siguientes previsiones de ventas:

	Toneladas K_2O
Campaña 1970/71	17.400.000
Campaña 1971/72	18.500.000
Campaña 1972/73	19.600.000
Campaña 1973/74	20.700.000
Campaña 1974/75	21.900.000
Campaña 1975/76	23.300.000

Las peculiaridades de los diversos países importadores imponen unos sistemas de venta diferentes en cada mercado, y así se distingue:

— Contratación a largo plazo. Practicada con aquellos clientes que requieren un volumen sustancial y un suministro regular.
— Contratación anual
— Concursos. Este sistema es utilizado en particular por los países donde existe monopolio estatal de compra.
— Operaciones esporádicas.

Las condiciones de venta difieren también según las exigencias de los clientes y las posibilidades de transporte existentes; ventas FOB, C&F o CIF (excepto en algún caso aislado y excepcional, las ventas FOR mina son inexistentes en comercio exterior). Asimismo, las modalidades de pago son muy variadas.

La forma usual de presentación del producto es a granel. A principios de los años 1960 se vendían, no obstante, tonelajes sustanciales de ensacado, en pequeñas partidas, pero el encarecimiento del producto, por los fletes más altos para el envasado, y el desarrollo del consumo, que permite partidas de mayor tonelaje, han acelerado la tendencia en favor del granel, que representa actualmente más del 90 por 100 de las exportaciones.

La industria española, a causa de la diversificación de sus exportaciones, practica todos los sistemas de venta enunciados, si bien la mayor parte de sus suministros al exterior están asegurados mediante contratos anuales o a largo plazo, pues la política comercial de las dos sociedades ha sido crear una clientela estable y regular.

16.4.3.2 **Mercado**

La característica más acusada del comercio exterior de la potasa es precisamente su internacionalidad, determinada por el reducido número de vendedores y la multiplicidad de países compradores con concentración dentro de cada uno de ellos de unidades compradoras. Una consecuencia de esta situación es la sensibilidad del mercado que puede reaccionar inmediatamente ante la actividad de un solo vendedor, la aparición de un nuevo productor en una zona de consumo, etc.

SUMINISTRADORES

La tendencia a la concentración que se aprecia en los productores se manifiesta asimismo en las organizaciones comerciales. Efectivamente, en la mayoría de los países existe una sola organización comercial: en Alemania Occidental, la Verkaufsgemeinschaft Deutscher Kaliwerke; en Francia, la Société Commerciale des Potasses et de l'Azote, que comercializa además la potasa del Congo; en Italia, SEIFA; en Israel, Dead Sea Works; en Alemania Oriental, Bergbau Handel, y en Rusia, Sojuzpromexport.

La única excepción es América, donde la sola unificación que se produce es la venta por la compañía madre, de la producción de sus filiales o del porcentaje correspondiente a la participación en otras compañías (es de notar que la mayoría de las compañías de EE. UU. tienen filiales productoras en Canadá). A principio de los años 60, en EE. UU. existía una organización comercial, la Potash Export Association, que agrupaba a la mayoría de los productores para sus ventas exteriores, pero se disolvió a mediados de la década pasada.

Esta tendencia a la agrupación se manifiesta, también, entre los países productores en una unificación de su política comercial y en la promoción conjunta de los mercados en vías de desarrollo. Así, los productores europeos comercializan en algunos países su potasa a través de los mismos canales de distribución y cooperan en una organización, el Instituto Internacional de la Potasa, en el

fomento del consumo de fertilizantes mediante Misiones, y en la investigación y divulgación de las técnicas agronómicas a través de congresos internacionales y publicaciones.

Los productores americanos —estadounidenses y canadienses— se encuentran también asociados a una organización semejante, el American Potash Institute, y últimamente con motivo de la intervención del Gobierno canadiense han unificado su política comercial.

Una particularidad en el mercado internacional de la potasa es, con excepción de Estados Unidos, el monopolio por las compañías nacionales de sus mercados interiores, bien por imposición estatal, en el caso de Rusia, Alemania Oriental y Francia, bien por una situación de hecho ante la mayor fluidez de suministro y menor costo de transporte, que determina la proximidad de un yacimiento, como es el caso de Alemania Occidental, Canadá, etc. En Francia, la Société Commerciale des Potasses et de l'Azote disfruta, además del monopolio de venta de potasa en el país, de un derecho de importación del 1 por 100 sobre el valor de los complejos importados que contienen potasa.

Por otra parte, se da el caso de que la mayoría de las compañías suministradoras, sobre todo aquellas que tradicionalmente han tenido más influencia en el mercado internacional —Francia, Alemania Occidental y Alemania Oriental— tienen unos mercados interiores de gran volumen, con precios generalmente altos y estables, situación ésta que les sirve de apoyo, particularmente en los momentos de crisis en la exportación, asegurando una gran parte de sus ventas.

La posición de la industria española es muy diferente, pues el mercado nacional, donde el consumo de K_2O por hectárea es aún uno de los más bajos del mundo, y especialmente de Europa, representa sólo un porcentaje limitado de sus ventas.

Se indican a continuación las ventas totales de los países productores de potasa y la proporción que representan sus ventas interiores (en miles de toneladas K_2O):

Campaña 1968/69

	Ventas totales	Ventas interiores	Porcentaje vent. int. respecto ventas totales
Alemania Occidental	2.351,3	1.217,3	51,7
Francia	2.044,2	1.272,2	62,2
España	580,6	200,9	34,6
Italia *	165,4	132,1	79,8
Israel	357,0	10,0	2,8
Alemania Oriental	2.200,0	1.620,0	73,6
Rusia	3.150,0	2.660,0	84,4
EE. UU./Canadá	5.216,4	3.768,8	72,2

* Año natural 1968. Ventas interiores incluye consumo propio productores.

En Alemania Oriental y Rusia, las ventas interiores incluyen las realizadas a los países del telón de acero, de las que tienen el monopolio de venta.

EE. UU. y Canadá se consideran conjuntamente, ya que, como se ha dicho, la mayor parte de las compañías productoras tienen filiales en los dos países.

Por añadidura, los precios practicados en el mercado español se encuentran a un nivel mucho más bajo que los cotizados en otros países productores europeos, como puede apreciarse por el cuadro anexo número 2, donde se recogen datos publicados por la FAO.

Es importante señalar que son muy frecuentes las ayudas estatales para las exportaciones de potasa a determinados países en desarrollo, que dan origen a un monopolio de hecho sobre estos mercados, en favor de las compañías nacionales del país que presta la ayuda; se citará como casos más destacados los créditos concedidos por Alemania a Ceilán, aprovechados por VDK, y el monopolio de suministro en los últimos años de los mercados de la India, Corea y Vietnam por las compañías americanas, a través de los créditos AID (EE. UU.) y del Gobierno canadiense.

La industria española no se ha visto nunca beneficiada con una situación semejante, dada la ausencia de créditos del Estado español a países consumidores de potasa con destino a las importaciones de dicho producto.

Estas situaciones artificiales de monopolio son uno de los factores, además de la disponibilidad de las calidades adecuadas, que influyen y atenúan la distribución lógica de los suministros de los países productores por zonas geográficas, atendiendo a una mayor facilidad y más bajo costo de transporte. Es de notar en este aspecto que la proximidad geográfica no presupone siempre una ventaja en el transporte.

En el cuadro anexo número 3 se indican los porcentajes de participación de los productores en las zonas de importación, por continentes.

Importadores

Como se ha dicho anteriormente, siendo este producto de consumo universal, en principio todos los países exceptuando los países productores, importan potasa. Excepcionalmente, algunos países productores son también importadores, como en el caso de Estados Unidos, donde, por razón de las grandes distancias y el elevado costo del transporte por ferrocarril existe una zona, la costa atlántica, abastecida por importaciones procedentes de Europa, Israel y Canadá.

Generalmente, la evolución del consumo de potasa va paralela al desarrollo del país y, por tanto, el área de mayor volumen es Europa, como puede apreciarse por las estadísticas que se indican a continuación (en miles de toneladas K_2O):

	1965/66	1966/67	1967/68	1968/69	1969/70
Europa	2.065,2	2.176,3	2.214,0	2.511,9	2.508,4
América	452,9	561,2	631,0	631,3	600,4
Asia	1.055,8	1.092,4	1.290,7	1.373,8	1.261,1
Africa	153,7	132,8	174,9	196,0	186,2
Oceanía	176,5	150,9	153,8	166,7	203,1
Total	3.904,1	4.113,6	4.465,2	4.879,7	4.759,2

Europa: Se han deducido las importaciones realizadas por países productores (Francia y Alemania), cuya producción nacional cubre ampliamente y con exceso su consumo, ya que se trata de suministros extraordinarios y en cierto modo artificiales.
Asia: Japón representa más del 50 por 100 de las importaciones totales.

Paralelamente a lo que sucede entre los suministradores, se observa una concentración entre las compañías compradoras, que se ha producido bien por la absorción de las pequeñas firmas, bien por el monopolio de las compras por el Estado (caso de Argelia, Corea, Marruecos, Finlandia, etc.).

Incluso en aquellos países donde existen varios compradores el mercado está en realidad dominado por uno o dos más importantes, como en los casos de Gran Bretaña por ICI y Fisons, Colombia por Abocol, Portugal por CUF y SAPEC, Chile por Nitrato de Chile, etc.

La industria española frente al exterior

La industria española ha tenido desde sus comienzos un carácter netamente exportador, debido, como se ha indicado anteriormente, a la insuficiencia del consumo nacional para absorber un nivel de producción que permitiera unos costos normales.

Se exponen a continuación las cifras de producción y exportación y los porcentajes que ha representado esta última en el período 1960/61-1969/70 (en toneladas K_2O):

Años	Producción	Exportación	Porcentaje
1960/61	264.966	188.463	71,13
1961/62	257.777	163.120	63,28
1962/63	234.036	136.478	58,13
1963/64	277.390	170.485	61,46
1964/65	306.068	190.583	62,26
1965/66	385.325	253.039	65,66
1966/67	455.607	292.576	64,21
1967/68	524.872	370.555	70,59
1968/69	551.581	379.683	68,83
1969/70	537.917	329.374	61,23

En los próximos años, y si se cumplen los programas de desarrollo de la producción, esta proporción aumentará, si bien ligeramente, pues el consumo del mercado nacional se encuentra en plena evolución y absorberá gran parte de los incrementos de producción.

El valor en divisas de las exportaciones de potasa ha representado tradicionalmente el 2 por 100 aproximado del valor total de las exportaciones de España. Ultimamente, esta proporción se ha visto reducida a poco más de un 1 por 100, como consecuencia de la crisis internacional de precios de los tres últimos años. Es de prever que a partir de esta campaña la situación comience a normalizarse.

La comercialización de la potasa en el exterior se realiza, en el caso de Navarra, directamente por la compañía productora, Potasas de Navarra, S. A., y en el de los yacimientos catalanes a través de una sociedad comercial, Potasas Españolas, S. A., que agrupa a las compañías productoras.

La posición de España con relación a los demás países exportadores de potasa se aprecia claramente en los cuadros anexos números 4.a y 4.b, donde figuran los tonelajes totales exportados y los porcentajes que representan en el período 1960/61-1969/70. Con pequeñas variaciones, el porcentaje de España ha sido del 7 por 100.

La política comercial de las dos sociedades es netamente europea, en el sentido de que está coordinada con la de los otros productores europeos, al utilizar, principalmente en los países de esta zona, los mismos canales de distribución.

Asimismo, tanto Potasas Españolas como Potasas de Navarra son miembros del Instituto Internacional de la Potasa, con sede en Suiza, y colaboran con Francia, Alemania Occidental, Italia e Israel en la promoción del consumo de fertilizantes en los países agronómicamente más retrasados.

En varios países de ultramar, particularmente en los de Suramérica, las dos sociedades venden bien directamente o a través de un representante propio.

Por lo que concierne a la distribución de las exportaciones, ha sido siempre una política de las dos sociedades el diversificar los suministros a un mayor número de mercados, si bien manteniendo en todo momento una preferencia, o sea, un mayor porcentaje de las exportaciones totales en sus suministros a los mercados europeos, para los que está favorablemente situada (Navarra, a través de Pasajes, para el norte de Europa, y Cataluña, a través de Barcelona, para Portugal y el Mediterráneo).

Se indica a continuación la evolución de los porcentajes, según continentes (en toneladas K_2O):

	1960/61	Porcentaje	1965/66	Porcentaje	1969/70	Porcentaje
Europa	115.588	61,3	212.800	84,0	268.719	81,6
América	35.091	18,6	28.080	11,1	32.582	9,9
Asia	—	—	12.159	4,9	25.013	7,0
Africa	37.784	20,1	—	—	3.060	0,9
Total	188.463		253.039		329.374	

En el cuadro anexo número 5 se detalla la distribución de las exportaciones españolas de potasa por mercados en el período 1960/61-1969/70.

Es de resaltar la importancia que tiene y tendrá, sobre todo en el futuro, el disponer de una pluralidad de calidades, para mantenerse sobre todo en los países americanos, donde los procesos de fabricación de complejos exigen unas granulometrías diferentes a las utilizadas en las instalaciones europeas.

Panorama actual del mercado y perspectivas

En los primeros años del período que se considera, 1960/61-1969/70, el mercado internacional de la potasa se encontraba en una situación estable, tanto por el equilibrio de la oferta/demanda como por el mantenimiento de los precios.

En 1966, la anunciada aparición de los nuevos productores canadienses, cuyos yacimientos pueden considerarse

los más ricos del mundo, produjo una reacción psicológica en el mercado que originó una baja de precios antes de que existiera un exceso de oferta. Exceso que fue real en 1967.

Esta situación continuó agravándose en los años siguientes. La alteración del mercado se extendió no sólo a los mercados tradicionales de los productores americanos —Estados Unidos, Asia y Oceanía—, sino a Europa, como consecuencia de la competencia de un productor: IMC. Competencia que dio lugar a una lucha de precios.

En 1969, la situación del mercado era crítica; muchas compañías productoras estaban operando con pérdida en los últimos años, y particularmente International Minerals, cuyas ventas en Europa suponían unos gastos insostenibles y había cerrado su último ejercicio (año fiscal 1968-1969) con una pérdida de 20,6 millones de dólares.

Ante las difíciles perspectivas que se avecinaban, el Primer Ministro de Saskatchewan toma una resolución radical el 17 de noviembre de 1969 y anuncia un plan de reglamentación de la producción y venta, mediante cuotas, con un precio mínimo FOR fábrica que suponía un aumento substancial sobre los que estaban practicando las compañías canadienses.

Este plan ha comenzado a producir sus efectos, y a partir de 1970 los precios han reaccionado positivamente en todos los mercados.

Para la campaña fertilizante 1970-1971, las cuotas de producción impuestas por el Gobierno de Canadá a sus productores representan una producción algo inferior, incluso a la obtenida en la campaña anterior. Esto supone, por tanto, la posibilidad de reducir sus stocks, que, a finales de 1969-1970, eran aún muy elevados (más del 20 por 100 de la producción).

En consecuencia, las perspectivas para esta campaña se presentan favorables. Para los años siguientes, es decir, a corto plazo, será necesario, para consolidar el restablecimiento del equilibrio, que el plan Thatcher continúe. Es decir, que el aumento de la producción canadiense se programe gradualmente.

Sobre la base de estas condiciones, las perspectivas que se ofrecen a la industria española en sus exportaciones son también positivas. Es de resaltar que aun en los años de crisis los productores españoles han conseguido colocar todas sus disponibilidades, reduciendo incluso el nivel de sus stocks a unas cifras increíblemente mínimas.

Por tanto, contemplando los proyectos actuales de expansión de la industria española y su programación escalonada, puede afirmarse que España no tendrá problema para dar salida a su producción en los próximos años. A corto plazo, con una marcada preferencia en Europa, donde disminuirá o desaparecerá la presión americana, y en un futuro más lejano es de prever un aumento en los suministros a Suramérica, por el mayor desarrollo de estos mercados y la probable aparición de Gran Bretaña como productor de potasa, que limitará las posibilidades de exportación no sólo a este país, sino tal vez a Irlanda.

En todo caso será necesario conservar una posición competitiva no sólo en cuanto a costo de producción, ya que no es posible asegurar la estabilización de los precios, sino en las facilidades de transporte y disponibilidad de las calidades adecuadas.

Evolución de los precios en 1960/61-1970/71

Por los motivos enunciados anteriormente, es imposible hablar de un precio internacional en la potasa. Lógicamente, los distintos sistemas de venta presuponen precios diferentes en cada caso.

De todos modos, y aun situándose a distintos niveles, sí se puede hablar de una evolución general de precios, pues la concentración y sensibilidad del mercado de la potasa hacen que se extiendan a la mayor parte de los países las corrientes de alza o de baja.

En el período considerado 1960/61-1970/71, las primeras campañas se caracterizan por una estabilidad de los precios y ciertas elevaciones de reducida cuantía, debido al aumento normal de los costos de producción.

A principios de 1966-67, la aparición de los nuevos productores canadienses, IMC y Kalium, y la decisión de éstos de competir en los mercados tradicionales europeos a cualquier precio, originaron una tendencia a la baja, que continuó, aún más acusada, hasta 1969. Es interesante destacar que en un principio la baja de precios no se debe a un exceso de disponibilidades mundiales, que sólo se produce a mediados de 1967-68.

A finales de 1969, el Plan del Ministro de Saskatchewan, señor Thatcher, imponiendo un precio mínimo de Can. $ 33,75 por t corta de K_2O FOR mina a los productores canadienses, da un giro total a la tendencia de los precios. En la campaña 1970-71, el alza es general, si bien más atenuada en los mercados que no dependen exclusivamente de los productores americanos.

La evolución de los precios de exportación de la industria española, como puede observarse a continuación, está de acuerdo con la general del mercado internacional.

Indices de precios medios obtenidos por la industria española en 1960/61-1970/71:

	Porcentaje
1960/61	100,0
1961/62	108,7
1962/63	108,3
1963/64	111,0
1964/65	118,6
1965/66	123,1
1966/67	120,2
1967/68	112,5
1968/69	108,7
1969/70	106,7
1970/71 estimación	115,5

El volumen de entregas por ferrocarril se mantiene estable en conjunto, especialmente para los suministros desde la cuenca navarra, donde se ha incrementado ligeramente tanto en cifras absolutas como relativas (44 por 100 de las entregas en 1967 contra 46 por 100 en 1968). El transporte por ferrocarril desde Navarra se hace directamente por Renfe y resulta más barato que desde Cataluña para las provincias del noroeste, centro y sur de la Península. Estas entregas comprenden una buena parte de cloruro 50 por 100 para uso directo en la agricultura.

Por el contrario, en la zona de Levante, abastecida desde Cataluña, el empleo del ferrocarril ha disminuido

considerablemente, y ha pasado del 12 por 100 del total de entregas en 1967 al 3 por 100 en 1969. Por ser ésta una zona mucho más reducida en extensión, el camión se ha impuesto sobre el ferrocarril como medio de transporte a puntos del interior. Las expediciones que todavía se efectúan por este medio se hacen por vía de Ferrocarriles Catalanes hasta San Vicente de Castellet, donde las minas catalanas tienen montado un almacén regulador y de transbordo a Renfe.

El auge extraordinario del camión se explica en parte por la rapidez y facilidad de recepción y descarga que ofrece este medio de transporte, lo que permite a fábricas y mayoristas limitar sus stocks al mínimo imprescindible. Otra circunstancia favorable al empleo del camión es la ausencia de tarifas fijas en razón de la distancia. El usuario puede obtener así condiciones muy ventajosas en determinados casos, como son, por ejemplo, los viajes de retorno. El camión representa actualmente el 50 por 100 del transporte en los suministros a mercado interior desde Navarra y casi un 60 por 100 en los de Cataluña.

La mercancía despachada por vía marítima tiene que soportar un transporte previo por ferrocarril desde la mina al puerto de embarque, y los gastos de puesta a bordo y descarga. Aun así, esta forma de transporte es la indicada para suministros a zonas costeras lejanas cuando el volumen de pedidos hace factible su utilización, y ello a pesar de que los fletes de cabotaje son en proporción más altos que los del comercio de exportación.

La expansión de la industria de compuestos en detrimento del uso directo de la potasa en la agricultura, situación que se acentuará todavía más en el futuro, producirá cambios en el transporte interior al concentrar el consumo en las fábricas. El emplazamiento de éstas en la costa con preferencia al interior hace prever un incremento del transporte por mar, aunque la fuerte subida de los fletes, que se cree será muy duradera, puede desviar una parte del transporte al camión. De otro lado, la flota española actual, parte de la cual es muy vieja y tendrá que ser desguazada, es insuficiente en buques de tamaño pequeño, que son los utilizados en el tráfico de la potasa por cabotaje.

16.4.4. MERCADO NACIONAL

16.4.4.1 Situación actual

En el mercado interior el cloruro potásico es en la actualidad comercializado solamente por Potasas de Navarra, para la producción de la cuenca navarra, y Potasas Españolas, para la producción de la cuenta catalana.

El cloruro potásico se sirve para uso directo en la agricultura; para la fabricación del sulfato potásico, producto que posteriormente será empleado en la agricultura; para la fabricación de abonos compuestos; o para usos industriales sin ninguna relación posterior con el sector agrario.

Cuando la mercancía se sirve para uso directo, suele emplearse cloruro potásico con una concentración del 50 por 100 en K_2O. La cantidad de producto que se vende en estas condiciones ha ido decreciendo continuamente en términos relativos, habiendo pasado de suponer un 42 por 100 del total de K_2O consumido en España durante la campaña 1966-67 a representar un 23 por 100 durante la campaña 1969-70.

Este cloruro potásico se comercializa en casi su totalidad a través de mayoristas distribuidores.

El cloruro potásico que se destina a la fabricación de sulfato se sirve solamente a S. A. Cros, Unión Española de Explosivos, Industrias Químicas Canarias o a alguna sociedad filial de las primeras. En algún caso el sulfato potásico se utiliza a su vez como materia prima para la fabricación de abonos compuestos, aunque en su mayor parte se dedica a uso directo en la agricultura, al igual que el cloruro potásico 50 por 100, siendo distribuido de forma similar.

Durante la campaña 1966-67 el consumo de K_2O en forma de sulfato representó un 25 por 100, cifra que pasa a ser del 24 por 100 en la campaña 1969-70.

El cloruro potásico destinado directamente a la fabricación de compuestos sólo se vende a los fabricantes de estos productos, que son del orden de una decena, siendo en este renglón donde se ha producido la máxima expansión, habiéndose pasado de 16.521 t de K_2O en la campaña 1966-67, lo que representó un 12 por 100 del consumo, a 86.228 t de K_2O en la campaña 1969-70, lo que significa un 37 por 100.

Dentro del consumo de K_2O en forma de compuestos hay que citar las cantidades que se utilizan como consecuencia de los abonos compuestos importados.

Estas cantidades, que comenzaron suponiendo 4.762 t K_2O en la campaña 1964-65, fueron aumentando ininterrumpidamente hasta 1969-70, en que totalizan 18.916 t K_2O, es decir, aproximadamente un 8 por 100 del consumo interior en dicha campaña.

Estos compuestos importados se comercializan habitualmente por los importadores tradicionales de abonos nitrogenados. Hay que mencionar que desde que se promulgó el Decreto fijando el depósito previo a la importación en el mes de noviembre de 1970 no se han vuelto a conceder licencias de abonos compuestos, por lo que en la actualidad las entradas de abonos compuestos son mínimas al haberse ido agotando las licencias que disponían del período anterior los importadores.

Por último, existe una cierta cantidad de cloruro potásico que se destina a actividades que no tienen ninguna relación con la agricultura, como puede ser la fabricación de nitrato potásico para la industria, la limpieza de hornos, etc. Este consumo se mantiene más o menos estable en términos absolutos (19.003 t K_2O en la campaña 1966-67 y 18.965 t K_2O en la campaña 1969-70), decreciendo, por tanto, su importancia en términos relativos y suponiendo en la actualidad del orden del 8 por 100 del consumo nacional de K_2O. El producto que se destina a estos usos se vende directamente a los fabricantes interesados, que apenas exceden de media docena.

Durante el año 1969 la distribución del consumo de potasa por provincias fue la que figura en el cuadro número 6 incluido en anejos, expresado en t K_2O, e incluyendo el cloruro potásico empleado en uso directo y en forma de abonos compuestos y el sulfato potásico.

Las cifras que figuran en entregas para uso directo, corresponden a datos de los productores de potasa. Las entregas en forma de abonos comuestos son las facilitadas por el Club de Abonos Compuestos. Por último, las ventas de sulfato potásico son datos del Minis-

terio de Agricultura. Según el mismo, la cifra de t K_2O consumida en forma de sulfato es de 29.040 t K_2O, mientras que los productores entregaron para su fabricación 51.718 t K_2O. Una parte de esta diferencia se debe a pérdidas de fabricación, stocks e incorrecciones estadísticas, que no se pueden modificar por no disponer de otros datos.

Se dan las cifras del año natural 1969 por disponer de datos del Club de los Complejos por años naturales.

En cuanto a la proporción granel-ensacado, en el cuadro siguiente se puede observar el aumento del porcentaje que se sirve en sacos para usos directos, mientras que para usos no directos se sirve a granel, prácticamente en su totalidad. (En t producto).

	1960/61		1969/70			
	50 por 100	60 por 100	50 por 100	Porcentaje	60 por 100	Porcentaje
Granel	97.684	33.109	67.756	— 30,6	272.254	+ 722,3
Sacos	14.380	259	36.200	+ 151,7	1.892	+ 630,5
TOTAL	112.064	33.368	103.956	— 7,2	274.146	+ 721,6

El porcentaje calculado es sobre su correspondiente anterior.

Durante el año 1969 el consumo de potasa se distribuyó de la siguiente forma entre los cultivos que se citan

Año 1969

	ha	t. K_2O
Trigo	3.604.100	36.041
Cereal pienso otoño	2.828.600	28.286
Cereal pienso primavera	788.800	9.465
Leguminosas alimentación humana.	462.200	4.622
Leguminosas pienso	519.200	4.154
Patata	325.000	16.250
Remolacha azucarera	169.700	25.455
Algodón y textiles	200.700	26.091
Forrajeras	656.000	11.152
Praderas temporales	425.500	6.383
Frutales	305.837	24.467
		192.366
Otros cultivos		5.570
TOTAL		197.936

La evolución del consumo de K_2O en España en el período 1960/61-1969/70 ha sido como sigue:

Años	Ventas nacionales de ClK	Importado en compuestos	Total	Porcentaje
1960/61	77.381	—	77.381	+ 10
1961/62	97.701	—	97.701	+ 26
1962/63	98.618	—	98.618	+ 1
1963/64	105.407	—	105.407	+ 7
1964/65	108.214	4.762 (1)	112.976	+ 7
1965/66	123.600	7.336 (1)	130.936	+ 16
1966/67	127.213	10.270	137.483	+ 5
1967/68	151.008	10.628	161.636	+ 17
1968/69	200.937	16.198	217.135	+ 34
1969/70	212.082	18.916	230.998	+ 6

(1) Corresponde al año natural.

El desglose de este consumo según calidades y utilización en las últimas campañas ha sido el siguiente:

	1966/67	1967/68	1968/69	1969/70
Cloruro 60 y 50 por 100 K_2O	57.691	60.113	59.276	52.090
Sulfato	28.950	28.976	36.164	45.448
Compuestos nacionales:				
K_2O en forma de sulfato	5.048	6.681	8.018	9.351
K_2O en forma de cloruro	16.521	44.289	79.444	86.228
K_2O importado en compuestos	10.270	10.628	16.198	18.916
Total utilizado en agricultura	118.480	150.687	199.100	212.033
Cloruro en usos industriales	19.003	10.949	18.035	18.965
TOTAL	137.483	161.636	217.135	230.998

16.4.4.2 **Competencia con otros minerales interiores y exteriores**

Puesto que el único producto que puede sustituir al cloruro potásico es el sulfato potásico para uso directo en la agricultura, o bien los abonos compuestos que asimismo contienen K_2O en forma de cloruro potásico o en forma de sulfato, las cantidades de cloruro potásico, expresadas en K_2O, vendidas por los productores coinciden con el K_2O que va a ser consumido para usos agrícolas, si se exceptúan las exiguas cantidades que se venden para usos industriales.

Por consiguiente, las ventas de cloruro potásico seguirán la misma tendencia que el consumo de K_2O en el mercado nacional, no existiendo, por tanto, ningún producto que le pueda hacer competencia.

16.4.4.3 **Posibilidades y aumento del mercado interior**

Las cifras de consumo del mercado interior, considerando como consumo anual el consumo aparente, obtenido sumando al K_2O vendido por los productores nacionales de potasa, el K_2O en forma de compuestos importados ha pasado de 69.308 t K_2O en el año 1960 a 229.454 t K_2O en el año natural de 1969.

Aunque los aumentos han sido espectaculares en las últimas campañas (en la década de los años 40 y a principios de la siguiente se mantuvo estacionario), las posibilidades de crecimiento del mercado interior son considerables. Si bien es difícil dar una cifra sobre el consumo óptimo de la agricultura española, las distintas previsiones que se conocen, oscilan entre 500 y 700.000 t K_2O anuales.

Para los próximos años se puede prever que el mercado continuará aumentando a una tasa del orden del 7 por 100, tasa que naturalmente no será en absoluto uniforme, ya que no podemos evitar que, como medio de producción para la agricultura, el consumo de cloruro potásico variará cada año en función de la situación agrícola, situación financiera de los agricultores, etc.

Teniendo en cuenta lo anteriormente expuesto, se puede hacer una previsión aproximada para el próximo decenio, sujeta a las variaciones imprevisibles, en la forma siguiente:

Años	t K_2O
1970	250.000
1971	270.000
1972	280.000
1973	310.000
1974	335.000
1975	360.000
1976	385.000
1977	410.000
1978	445.000
1979	470.000
1980	500.000

A partir de este último año estimamos que los aumentos en el consumo nacional de cloruro potásico se producirán en forma cada vez más lenta.

Estos aumentos, en relación con los diversos cultivos, se pueden producir en la forma siguiente:

Trigo: A pesar de que se prevé una disminución de la superficie cultivada, en favor principalmente de los cereales para pienso, aumentará su consumo de abonos, muy bajo actualmente en relación con sus necesidades, aumento que compensará con creces la disminución de superficie.

Cultivos dedicados a la alimentación animal: Teniendo en cuenta el aumento previsto en el consumo de productos animales, deberá aumentar asimismo la producción de estos cereales no solamente cultivando una mayor superficie, sino elevando la dosis de abonado hasta ahora empleadas, muy por debajo de sus necesidades. Por ejemplo, el nivel actual de abonado de la cebada y centeno es del 30 por 100 de sus necesidades reales. Para el maiz este nivel es del 54 por 100. Para las leguminosas grano, del 17 por 100. Los cultivos forrajeros se abonan al 10 por 100 de sus necesidades reales y los prados naturales al 6,6 por 100.

En estas circunstancias se comprende que el aumento de abonado en estos cultivos debe ser notable, aunque no se produzca muy rápidamente por las circunstancias en que los mismos se desenvuelvan.

Patata: Tiende a disminuir algo su superficie cultivada, pero deberán aumentarse los rendimientos unitarios a base de forzar las dosis de abonado. No obstante, no influirá mucho en los aumentos previstos.

Algodón y textiles: Se pueden hacer análogas consideraciones que para la patata.

Remolacha azucarera: El nivel de fertilización de este cultivo es de los más altos en España, alcanzando un 80 por 100 de sus necesidades reales. No obstante, teniendo en cuenta la demanda de azúcar prevista para los próximos años, será preciso elevar su fertilización en el 20 por 100 restante y además aumentar algo su área de cultivo.

Frutales: Se pueden hacer análogas consideraciones que para la remolacha. Su nivel de fertilización actual es del 84 por 100, no bastando alcanzar el 16 por 100 restante para atender la demanda prevista, por lo que deberá aumentar su área de cultivo. En el caso concreto de los agrios, esta última es la única solución para aumentar las producciones, ya que se ha llegado a rendimientos unitario muy difíciles de superar, debido a su alto grado de fertilización y prácticas de cultivo.

Entre otros cultivos en los que deberá aumentar el nivel de fertilización se encuentran los siguientes:

Olivo: Las cifras medias que se pueden obtener en este cultivo no son muy significativas por la irregularidad de su nivel de fertilización. En algunas zonas este nivel es correcto, e incluso superior a las necesidades, mientras que en otras zonas, muy extensas, es muy inferior. Bastará para alcanzar las cifras de demanda extender la fertilización a estas últimas zonas.

Viñedo: Al igual que en el olivo, se considera suficiente elevar el nivel de fertilización, cifrado en el 50 por 100 de sus necesidades reales. Por tanto, no aumentará el área de este cultivo.

Lógicamente, y teniendo en cuenta lo expuesto anteriormente en relación con los cultivos, el aumento del consumo de abonos en general y de potasa en particular se reflejará de forma más acusada en aquellas regiones dedicadas al cultivo de cereales, leguminosas y forrajeras, es decir, las dos Castillas y las provincias del norte de España, de marcada tendencia ganadera. Actualmente se va a comenzar una extensa campaña de demostrciones de abonado en praderas naturales y artificiales por el Ministerio de Agricultura en colaboración con el Servicio de Extensión Agraria, que comprenderá 17 provincias del norte, y que de dar los resultados esperados supondrá un paso muy importante para conseguir el aumento comentado en esta zona.

Asimismo este aumento deberá reflejarse en la zona olivarera, excepto en zonas de las provincias de Jaén, Córdoba y Sevilla, donde el nivel de fertilización ha alcanzado las cifras máximas, y por otra parte en las zonas vitícolas, excepto Cádiz, donde también los niveles de fertilización son muy altos.

Por el contrario, es difícil que se produzca aumentos en las regiones catalana y levantina, donde los cultivos de agrios, hortícolas y arroz son los de más elevado nivel de fertilización. No obstante, se puede p r o d u c i r este aumento, escaso, por el aumento del área de cultivo de agrios y hortalizas.

16.4.4.4 **Reglamentación**

Con respecto a la Legislación de Abonos, la nueva Orden de 10 de junio de 1970, referente a «ordenación y control de productos fertilizantes y afines», aportará notablemente ventajas. En primer lugar, sustituye a la de 1950, completamente anticuada y desfasada con respecto al actual mercado de abonos. Por otra parte, pone orden en la definición de los distintos fertilizantes, hasta ahora muy confusa, y supone un paso muy importante para conseguir la elevación de la riqueza media de los fertilizantes, con la ventaja consiguiente de ahorro en transporte, mano de obra en manipulación y distribución, y gastos de almacenamiento.

16.4.4.5 **Precios interiores**

Los precios del cloruro potásico en el mercado interior han sido excepcionalmente bajos como consecuencia de una política de apoyo a la agricultura, que ha tratado de evitar por todos los medios las elevaciones de los costos de producción, con objeto de que no se produjeran alzas en el índice de los precios pagados por los agricultores.

En otros países, tanto productores como importadores, también se ha tratado de que los precios de los fertilizantes no fueran excesivamente altos, siguiendo una política de subvenciones estatales. En España estas subvenciones han recaído sobre los productores de potasa.

Tradicionalmente el precio de los productores de potasa en el mercado nacional ha sido muy inferior a sus precios medios de exportación.

Aunque en las primeras campañas de los años 60 se produjeron ciertas alzas, todavía en 1966-67 el precio de mercado interior continuaba sin ser superior al de exportación (ver cuadro anejo número 7). Esta situación anómala demostraba que los productores nacionales seguían, de una forma indirecta, subvencionando a la agricultura, pues todos los demás productores de potasa mundiales mantenían unos precios interiores superiores a los de exportación, como es lo lógico en todo comercio internacional.

Esta situación comenzaba a ser grave para la industria española de potasa, pues ante el desarrollo que había tenido el mercado nacional y los continuos incrementos de consumo la cantidad que percibían de menos por el mantenimiento de los precios bajos suponía cada vez una cifra mayor, con su correspondiente incidencia en los resultados de las empresas.

A pesar de ello, en noviembre de 1966, y a requerimiento del Ministerio de Comercio, los productores se comprometieron a mantener inalterados los precios interiores del cloruro potásico durante un año.

Habiéndose producido al finalizar este período la devaluación de la peseta, y promulgado el decreto de congelación de precios, el cloruro potásico continuó con sus precios inalterados; situación que no ha cambiado hasta la fecha, ya que su precio se encuentra dentro de la clasificación de «precios máximos».

Por consiguiente, en los momentos actuales los productores continúan vendiendo el cloruro potásico en el mercado interior a los mismos precios que en el año 1966, precios que ya se indicó anteriormente eran excesivamente bajos, a pesar de los aumentos que durante este período se han producido en los distintos componentes de coste. Si se compara la evolución del coste de vida en España, cuadro núm. 8, y la de los precios interiores de potasa, cuadro núm. 7, se observa cómo en 1962-63/1969-70 el alza general fue de un 61 por 100 aproximadamente, mientras que los precios de los fertilizantes potásicos aumentaron únicamente en un 23 por 100 en el mismo período y continuando estacionarios en la actualidad.

La situación es aún más grave si se considera que, por una parte, durante este período de tiempo el mercado interior ha experimentado unos incrementos de consumo verdaderamente notables y que, por otra, los precios de exportación, debido a la coyuntura internacional por la que atravesaba el sector potásico, han sufrido un notable descenso.

De todo lo anterior se deduce la ineludible necesidad de reajustar los precios del cloruro potásico en el mercado interior con la máxima urgencia.

16.4.4.6 **Sistema de venta**

El sistema de venta que actualmente tienen los productores españoles es el de precio en fábrica, habiendo un precio base al que se aplican distintos descuentos en función del tonelaje que anualmente se retira. Así se produce una economía en el precio total pagado por el agricultor, al utilizar la fuente de suministros más cercana. Otra ventaja de este sistema es la facultad de poder el cliente elegir el medio de transporte más conveniente.

Con frecuencia se ha estudiado la posible adopción del sistema de precio único en destino, modalidad adoptada por los productores franceses.

Esta situación, sin embargo, difícilmente podría ser abordada si existe más de una sociedad comercializadora, ya que en tal caso las dos tendrían que ponerse de acuerdo para fijar el mismo precio único en destino, lo que llevaría consigo además una serie de acuerdos para distribuirse la clientela y posibles compensaciones de la sociedad mejor localizada a la que lo estuviera peor, todo lo cual entrañaría una serie notable de dificultades.

Este sistema sería más fácil de establecer con una única sociedad que comercializara toda la producción de cloruro potásico. En este caso podría fijarse un precio único en destino y servir a cada cliente desde el punto en que los gastos de transporte fueran más reducidos.

Sin embargo, se producirían alteraciones en el mercado, ya que los consumidores, que actualmente están en zonas alejadas, verían reducirse considerablemente el precio de compra, mientras que los ubicados en zonas próximas a las minas se encontrarían con una inesperada alza de precio.

Al margen de esto, la fijación del precio único no presentaría grandes problemas para aquellos clientes que retiran la mercancía por ferrocarril y por vía marítima, ya que se podría calcular aproximadamente el precio medio de transporte a todos estos puntos fijando el precio único en destino, incrementando al precio de fábrica vigente los gastos medios del transporte así calculados.

El problema, sin embargo, se complica al considerar las retiradas por camión. Efectivamente, al efectuarse el transporte por camión por cuenta del cliente, la sociedad comercializadora desconoce absolutamente su coste. Por otra parte, las variaciones de los precios de este medio de transporte son considerables, pues frecuentemente se aprovechan los retornos o bien el cliente utiliza camiones propios.

Otra consideración a hacer en el sistema de venta actual es la ausencia de contratación, con el consiguiente perjuicio para las compañías productoras que no pueden realizar una previsión de ventas y programa de sus entregas. El cliente está habituado a pasar los pedidos a medida de sus necesidades, exigiendo unos plazos de entrega mínimos, y esta situación produce unos movimientos punta de la mercancía, que son, además, imprevisibles.

16.4.5 UNIFICACION COMERCIAL

16.4.5.1 Exposición de las razones de la unión

Siguiendo la tendencia internacional de concentración, tan acusada en el mercado de la potasa, los productores de potasa españoles iniciaron, hace algún tiempo, conversaciones para llegar a una unificación comercial. Esta unidad, asegurada desde 1936 por Potasas Españolas, S.A., se había visto quebrada con la aparición de la nueva producción de Navarra, que llegó a representar un 40 por 100 aproximadamente de la producción total, comercializada directamente por la compañía productora.

La Administración española, consciente de las ventajas de esta unión, de una gran importancia frente al exterior, ha sido en cierto modo la promotora de estas negociaciones, que han llegado a feliz término.

Es de resaltar que España es el único productor europeo que no había unificado, en una organización comercial, sus ventas de potasa.

Las ventajas que se derivan de la existencia de una sola organización comercial han sido ya comentadas indirectamente en este estudio, y son tan evidentes que sólo queda resumir las más destacadas.

16.4.5.2 Frente al exterior

- Dimensión exportadora a escala internacional. En efecto, en las estadísticas anejas puede observarse cómo España representa el 7 por 100 de la exportación mundial, con una posición semejante a la de Israel y superior a la de la mayoría de las empresas norteamericanas; pero existiendo dos sociedades, el volumen de cada una sería inferior al de cualquier exportador.
- Por el hecho de tener iguales clientes, el suministro se puede hacer desde el punto más conveniente, con el consiguiente ahorro de fletes y un servicio más rápido.
- Mejor distribución y racionalización de calidades, tanto en la producción como en el suministro.
- El mayor volumen de entregas por mercado justificaría en algunos de ellos la creación de agencias propias.

16.4.5.3 En el mercado interior

- Mejor servicio al cliente por la facultad de elegir el punto de suministro más favorable en cada momento, no sólo por una mayor proximidad, sino por la disponibilidad de calidades o medios de transporte.
- Una asistencia más completa al cliente en el aspecto agronómico.
- Iguales condiciones que en el punto 3.° para el mercado exterior.

16.5 PROBLEMAS CON QUE SE ENFRENTA EL SECTOR

16.5.1 PROBLEMAS DE INFRAESTRUCTURA

16.5.1.1 Distribución de suministros interiores

La localización de la industria potásica española en dos cuencas diferentes, una en Navarra y otra en Cataluña, facilita el abastecimiento de cloruro potásico al mercado inferior y permite al consumidor aprovisionarse de la fuente de suministro más conveniente para él.

Esta última condición es esencial en el sistema de precios en fábrica vigente en nuestro mercado interior, siendo el costo de transporte lo que determina con carácter general las zonas de suministro de cada una de las dos cuencas.

Existen tres modalidades de transporte: ferrocarril, camión y vía marítima. El consumidor puede elegir así el sistema de transporte más adecuado a sus necesidades.

La estructura actual de costos de transporte de nuestro mercado interior hace aconsejable el empleo del ferrocarril para la expedición de tonelajes reducidos a puntos de consumo lejanos, en tanto que el camión es el medio más común para distancias relativamente cortas. La vía marítima se impone por su economía en las distancias más grandes para tonelajes importantes, especialmente para el abastecimiento de fábricas de compuestos y de sulfato potásico de gran consumo, situadas en el litoral.

Tomando como referencia los tonelajes efectivos de cloruro potásico entregados al mercado interior en los tres últimos años, se observa que las tres modalidades de transporte han intervenido en la siguiente proporción:

	1967		1968		1969	
	t efectivas	Porcentaje	t efectivas	Porcentaje	t efectivas	Porcentaje
Ferrocarril	60.196	22	57.476	16	61.990	16
Camión	106.728	39	166.502	47	211.661	55
Vía marítima	106.003	39	130.858	37	109.095	29
TOTALES	272.927	100	354.836	100	382.746	100

En cualquier caso, el ferrocarril seguirá desempeñando un importante papel en los suministros al mercado interior, a pesar de que suelen presentarse problemas de escasez de vagones, especialmente durante la campaña remolachera, que coincide con los meses de enero, febrero y marzo, de gran demanda de cloruro potásico en el mercado nacional. Hasta ahora esta situación no ha presentado carácter de suma gravedad por su corta duración.

Asimismo, otro problema de este medio de transporte es el mal estado de conservación de los vagones Renfe, origen de numerosas roturas en el ensacado, que ocasionan frecuentes protestas en los clientes.

Es, pues, preciso se subsanen cuanto antes las deficiencias que se observan actualmente en el servicio de Renfe.

16.5.1.2 Transporte mina/puerto

Los envíos de potasa de las minas a los respectivos puertos de carga absorben una gran parte de las salidas de fábrica, como corresponde a la atividad predominantemente exportadora de la industria potásica española, actividad que se desarrolla exclusivamente por vía marítima y a la que hay que añadir el apreciable volumen de entregas al mercado interior por esta misma vía.

El puerto de carga de la cuenca de Navarra es Pasajes, realizándose el transporte desde la mina de Beriain por la Renfe, con un recorrido de 156 km. Se emplean vagones-tolva de 56 toneladas, inicialmente propiedad de la mina y actualmente de un «pull» creado entre la mina y Renfe, que cuenta con un parque de 26 unidades. Se envían diariamente dos convoyes a Pasajes, de unos 12 vagones cada uno. Está previsto incrementar el número de vagones disponibles de acuerdo con las necesidades futuras.

En la cuenca catalana, la potasa se expide al puerto de carga, Barcelona, desde las estaciones de Suria, Sallent y Balsareny, utilizando los servicios de la Compañía de Ferrocarriles Catalanes. Se emplean vagones de 12 toneladas, que pertenecen en parte al ferrocarril y en parte a las minas (111 unidades). El transporte desde la mina de Cardona a la estación de Suria se realiza actualmente por camión. La distancia hasta Barcelona es de 82 kilómetros desde Balsareny, 79 km. desde Sallent y 77 km. desde Suria.

En los últimos tres años, el transporte mina/puerto de las dos cuencas ha representado los siguientes tonelajes, que suponen los porcentajes del total de entregas que se indican asimismo:

Años	t. efectivas	Porcentaje del total de entregas
1967	684.994	80
1968	767.881	77
1969	685.812	71

El desarrollo de la producción potásica española en los próximos años incrementará considerablemente el transporte mina/puerto. Sobre la base de las previsiones de producción para 1975 se puede estimar que en ese año será necesario situar en los puertos de carga una cantidad del orden de 1.400.000 t efectivas (aproximadamente el 75 por 100 del total de entregas).

Estas cifras señalan claramente la importancia del transporte mina/puerto para la industria potásica. Es vital que esta industria cuente con los medios adecuados, y con este fin los productores españoles se han esforzado en dotar sus instalaciones en las fábricas y en los puertos con un eficaz sistema de carga y recepción de vagones. Pero no se podrá conseguir la fluidez necesaria en los envíos sin la colaboración efectiva de los medios públicos de transporte empleados, es decir, de Renfe y Ferrocarriles Catalanes.

Es de notar a este respecto que las expediciones al puerto de Pasajes sufren en ocasiones demoras motivadas por la falta de material de tracción de Renfe o por largas paradas en espera de vía libre para los trenes. Asimismo a partir de la creación del «pull» mencionado anteriormente, los servicios de mantenimiento y reparación funcionan muy defectuosamente, y de no corregirse estas anomalías en el servicio pueden producirse graves trastornos en el abastecimiento del puerto, especialmente cuando el aumento de disponibilidades de mercancía exija una mayor fluidez en el transporte.

En cuanto a Ferrocarriles Catalanes se espera que modernice su material y aumente sus efectivos para poder dar un servicio que permita alcanzar las cifras de transporte previstas.

16.5.1.3 Transporte marítimo

El transporte marítimo en el comercio de la potasa constituye en muchos casos el concepto más alto del capítulo de costos de la mercancía situada en destino y es factor decisivo en la competencia en los mercados del exterior.

Con sus dos puertos de embarque en dos áreas geográficamente tan diferentes: Pasajes, en el Cantábrico, y Barcelona, en el Mediterráneo, la industria española está en condiciones de competir, incluso ventajosamente en muchas ocasiones, con los fletes que obtienen otros productores. El puerto de Pasajes es la vía indicada para las exportaciones al norte de Europa y su situación es también buena para los suministros a la costa atlántica de Estados Unidos y a toda América del Centro y Sur. Barcelona domina el Mediterráneo y su radio de acción se extiende al continente americano y Africa. Si el Canal de Suez se abre de nuevo a la navegación algún día, Barcelona sería también el puerto de embarque a las zonas del Indico y el Pacífico, si la potasa española precisa estar presente en esos mercados.

En Pasajes se dispone de una instalación que consta de un almacén, con una gran automatización dentro del mismo para la conducción de la potasa, tanto en operación de descarga de vagones como de carga a buque, y de dos pórticos de carga, que permiten un ritmo de 800 t/hora. La longitud del muelle de carga es de 180 metros. La capacidad de almacenaje es de unas 40.000 t para una a tres calidades, por lo que cuando se llegue a la plena producción, lo que supondrá exportar 700 - 800.000 t/año, con siete calidades, la capacidad de almacenaje se reducirá a 20.000 t, lo que ya hace prever la clara necesidad de una ampliación del actual almacén. A este respecto se piensa que la ampliación de este almacén podrá realizarse aprovechando el terreno que está sin ocupar al lado de la instalación, por lo que es necesario obtener una nueva concesión de la Junta de Obras del Puerto.

Asimismo existen dificultades de atraque, ya que en el muelle de esta instalación se han afincado tres empresas más, que crean dificultades por tener puntos comunes de carga y descarga. Además de esto, suelen atracar buques de chatarra y troncos, que por ser muy lenta la descarga imposibilitan la operación de carga de potasa incluso durante varios días.

El actual límite de calado del puerto es de 25 pies, totalmente insuficiente, e impide el atraque de buques de más de 8.000 t, con la consiguiente limitación de las posibilidades de fletamento. Desgraciadamente, los trabajos que se llevan a cabo para aumentar el calado del puerto no progresan a ritmo satisfactorio.

En Barcelona se acometió el pasado año la construcción del nuevo hangar, cuya primera fase se espera esté terminada en la primavera de 1971. En esta primera fase se dispondrá de una capacidad de almacenamiento de 90.000 t y un ritmo de carga superior a 1.000 t/hora. La longitud del muelle de atraque será de 350 metros y no existirá problema de calado, pues se podrán recibir buques de hasta 35.000 toneladas de capacidad.

Como se ve, los productores españoles, conscientes de la necesidad de contar con buenos servicios han prestado especial atención a sus instalaciones portuarias, haciendo cuantiosas inversiones, que solamente pueden ser rentables con la utilización sin trabas de los medios disponibles. Por esta razón es necesario terminar con el problema que plantea frecuentemente la ocupación de los muelles de carga de la potasa por buques ajenos a este tráfico. La potasa debe tener prioridad, dada la cuantía del tonelaje que se mueve por los puertos y la importancia de esta industria en la exportación española.

Es, por tanto, del mayor interés, especialmente en el caso de Pasajes, que se amplien las concesiones de explotación de los muelles para aumentar la capacidad de almacenamiento y la línea de atraque en la medida que requieran las futuras producciones de potasa en España.

Finalmente, se debe señalar un grave inconveniente con el que se enfrentan ambos puertos de Barcelona y Pasajes para la distribución de sus exportaciones a los diversos mercados del mundo, y es la falta de líneas regulares.

Los diversos productores de potasa del mundo que exportan a través de puertos como Rotterdam, Amberes, Vancouver, Ashdod, cuentan con los magníficos servicios de estas líneas, que les permiten una gran fluidez, sobre todo para los pequeños embarques de graneles y principalmente de material ensacado.

Esta limitación de nuestros puertos impide el acceso de la producción española a los diversos mercados que se abastecen casi exclusivamente a través de las líneas regulares.

16.5.2 PROBLEMAS COMERCIALES

Se detallan de la forma más extractada posible las dificultades más importantes con las que tropieza el comercio de exportación:

— Imposibilidad de obtener con rapidez del I. E. M. E. las divisas necesarias para el pago de los fletes, por exigirse documentación que no puede presentarse al mencionado organismo hasta pasados varios días de efectuado el embarque. Esto supone que en numerosos fletamentos no se puede cumplir con los términos de pago que los armadores exigen.

— Desventaja con los productores de Francia, Alemania, EE. UU., Canadá, al no contar con ayuda crediticia a largo plazo.

— Signo desfavorable para la exportación en la mayoría de los «clearings» con países importantes consumidores de potasa, como Polonia, Colombia, Marruecos, etc.

— Imposibilidad, por lo menos hasta el momento, de ligar de algún modo en un cierto momento las exportaciones de potasa con el comercio de Estado.

— Excesiva rigidez en el control de las divisas producto de las exportaciones de potasa, que frecuentemente limitan la capacidad de maniobra comercial y que, por otra parte, impiden reducir los costos bancarios, al no poder arbitrar las divisas, sacando el máximo provecho de las mismas, no sólo al evitar las comisiones bancarias, sino también el beneficio de los mejores cambios de las bolsas internacionales.

Los problemas correspondientes al mercado nacional pueden resumirse como sigue:

— Importaciones de K_2O en forma de abonos compuestos. Esta importación se ha podido llevar a cabo, en primer lugar, debido a que la producción interior era insuficiente y, en segundo lugar, debido a los precios de «dumping» que practicaban los productores extranjeros para sus exportaciones a España.

  En la actualidad, la producción nacional de abonos compuestos puede considerarse como suficiente, estando bien abastecido el mercado sin necesidad de importaciones, máxime si se consideran los planes de expansión que esta industria tiene.

— En la distribución por ferrocarril es problema frecuente la escasez de vagones, especialmente en los meses punta. Asimismo el general mal estado de conservación de los vagones Renfe produce numerosas roturas en el material ensacado, siendo causa de muchas reclamaciones.

— En las entregas por camión se producen con frecuencia congestiones en los puntos de carga por falta de coordinación entre los receptores y las compañías transportistas.

— Dificultad de efectuar las necesarias previsiones de suministro a corto y largo plazo, tanto para la industria como para el uso directo, pero principalmente para este último.

  En usos industriales, normalmente no existen contratos a largo plazo que permitan conocer las necesidades futuras de las industrias.

  En uso directo se trabaja siempre sobre pedidos, que se reciben pocos días antes de tener que ser suministrados, imposibilitando así la programación no sólo del ejercicio, sino incluso de la distribución mensual. Esta anarquía se debe principalmente a la estructura del mercado, en donde los almacenistas que canalizan la mayoría de las necesidades de los agricultores no disponen de almacenes, limitando su acción a ser meros intermediarios de los diferentes pedidos.

  A esto se une que la agricultura española, eminentemente dependiente de las condiciones climatológicas, hace que el agricultor no inicie las gestiones de aprovisionamiento de potasa hasta el momento preciso.

16.6 CONCLUSIONES

La potasa es indispensable como elemento nutritivo de las plantas y, por tanto, para la agricultura española, bien para uso directo o como materia prima para la fabricación del sulfato de potasa y de los abonos compuestos y complejos.

La exportación de potasa es un renglón muy importante en la balanza de pagos.

España cuenta con importantes reservas de potasa en Cataluña y Navarra.

Se trata de una industria básica, que exige fuertes inversiones. Su problemática social, debido a la importancia del factor de mano de obra y sus efectos multiplicadores en otros sectores (transportes, industrias de transformación, agricultura, etc.), imponen se le dé por la Administración un trato favorable desde todos los puntos de vista.

A pesar de preverse a plazo medio un exceso de oferta en el mercado mundial, España debe proseguir sus planes de expansión, quizá algo matizados, ya que los aumentos, si bien son importantes en cifras relativas, lo son menos en cifras absolutas. Además, se trata de un sector en el que España tiene una gran tradición y experiencia tanto industrial como comercial y la situación de las minas españolas, cercanas a los puertos de embarque de Barcelona y Pasajes, es favorable de cara a la exportación.

El consumo de potasa en España es francamente bajo, no sólo en relación con el consumo de nitrógeno y ácido fosfórico en nuestro propio país, sino comparándolo con el de los otros países del Mercado Común.

El Ministerio de Agricultura debe desarrollar un plan de promoción en favor de la potasa, para lo cual contará con la ayuda de los productores. Estos, por su lado, emprenderán una acción de propaganda y divulgación, con sus propios medios.

Contar con un consumo nacional importante es trascendental para la industria potásica española. En caso contrario, este sector se encontraría demasiado expuesto a los avatares del mercado internacional.

El precio de la potasa en España está estabilizado desde el año 1966, encontrándose muy por bajo del que rige en los países del Mercado Común. Es, por tanto, necesario reajustar los precios de la potasa en España con la máxima urgencia.

Ante la competencia exterior es preciso conservar una posición competitiva, no sólo en cuanto a costo de producción, sino también en cuanto a facilidad de transporte y disponibilidad de las calidades requeridas por la clientela.

Importancia especial debe darse a los medios de transporte y a las instalaciones portuarias, habida cuenta del gran volumen de mercancía que se ha de mover.

Independientemente del tonelaje que se despachará hacia el interior del país por camión y RENFE, puede estimarse que una vez realizados los planes de producción habrá que situar en los puertos de Pasajes y Barcelona aproximadamente 1.400.000 t anuales. Para ello se precisa la colaboración de Renfe y de Ferrocarriles Catalanes, tal como se especifica en el apartado 16.5 del presente trabajo.

La capacidad de almacenamiento que tiene Potasas de Navarra en Pasajes es francamente insuficiente a la vista de las nuevas producciones. Es preciso obtener una nueva concesión de la Junta de Obras del Puerto y la exclusiva o, por lo menos, la prioridad absoluta de la utilización de los muelles.

En Barcelona se está construyendo un nuevo hangar con suficiente capacidad de almacenamiento y ritmo de carga. También en este caso es preciso que la utilización del muelle no sea interferida por el atraque de barcos ajenos a la potasa.

Un inconveniente para introducir la potasa española en muchos mercados de Ultramar es la insuficiencia de líneas regulares que hagan escala en Pasajes y Barcelona.

El Plan Nacional de Minería aprueba la decisión de unificación comercial de todas las minas de potasa españolas. Esta es la única forma de tener una dimensión adecuada a escala internacional.

Es necesario agilizar toda la mecánica referente al crédito a la exportación y al seguro de crédito a la misma. Asimismo se precisa la ayuda del I. E. M. E. con el fin de obtener con gran rapidez las divisas necesarias para pagos de fletes.

Se debe estar en condiciones de ligar las exportaciones de potasa con el llamado comercio de Estado, así como tener una situación prioritaria en las exportaciones a países consumidores de potasa con los cuales se mantienen acuerdos de «clearing»: Polonia, Colombia, Marruecos, etc.

Es preciso modificar el actual tipo de desgravación fiscal a la exportación para la potasa, incrementándolo hasta el 13 por 100.

Debe mantenerse la reciente política de impedir la importación de potasa, en forma de abonos compuestos, por cuanto dichas importaciones se efectúan a precios de «dumping», y la producción española es más que suficiente para atender las necesidades del agro español.

A N E J O

CUADROS ESTADISTICOS DE POTASAS

CUADRO 1

PRODUCCION MUNDIAL

(En miles de t K_2O)

	1960/61	1961/62	1962/63	1963/64	1964/65	1965/66	1966/67	1967/68	1968/69	1969/70
España	265,0	257,8	234,0	277,4	305,8	385,2	455,6	524,8	551,6	537,0
Alemania Occidental	1.901,7	1.983,7	2.050,0	2.035,9	2.247,0	2.431,1	2.190,7	2.142,3	2.238,3	2.286,0
Alemania Oriental	1.650,0	1.650,0	1.700,0	1.750,0	1.750,0	1.800,0	1.900,0	2.000,0	2.200,0	2.200,0
Francia	1.580,7	1.691,9	1.660,0	1.797,2	1.778,0	1.827,8	1.787,3	1.777,5	1.696,6	1.749,0
Italia	53,2	87,3	90,0	118,5	138,8	150,0	166,1	102,5	87,6	83,0
Rusia	1.300,0	1.350,0	1.400,0	1.600,0	1.750,0	2.150,0	2.550,0	2.850,0	3.200,0	3.400,0
Israel	81,6	85,0	87,0	110,0	200,0	290,0	330,0	300,0	300,0	400,0
EE. UU.	2.045,0	2.329,0	2.402,6	2.604,9	2.746,0	2.917,5	3.095,0	2.627,6	2.550,0	2.592,0
Canadá	—	—	250,0	700,0	1.050,0	1.750,0	2.150,0	2.800,0	2.860,0	3.508,0
Congo	—	—	—	—	—	—	—	—	—	61,0
TOTAL	8.877,7	9.434,7 + 6,3 %	9.873,6 + 4,6 %	10.993,9 + 11,3 %	11.965,6 + 8,8 %	12.981,6 + 8,5 %	14.624,7 + 12,6 %	15.124,7 + 3,4 %	15.684,1 + 3,7 %	16.546,0 + 5,5 %

CUADRO 2

PRECIOS PAGADOS POR EL AGRICULTOR EN ALGUNOS MERCADOS EUROPEOS EN DOLARES POR 100 KILOS DE K_2O EN FORMA DE CLORURO, EN SACOS

	1960/61	1961/62	1962/63	1963/64	1964/65	1965/66	1966/67	1967/68	
España	5,6	6,0	6,6	7,4	7,4	7,9	8,0	7,3	Cloruro 50 por 100.
Alemania	6,7	7,0	7,1	7,9	8,0	8,0	8,0	8,0	Cloruro 50 por 100.
Francia (*)	7,3	7,5	7,7	8,2	9,1	9,1	9,1	9,3	Cloruro 60 por 100.
Italia	9,9	10,2	9,9	10,4	11,0	11,4	11,5	10,6	Cloruro 50 por 100.
Bélgica	7,7	8,3	8,3	8,2	8,2	8,7	8,4	8,1	Cloruro 60 por 100.
Holanda	9,1	8,9	9,1	8,9	9,2	9,4	9,4	9,3	Cloruro 60 por 100.

(*) Francia: Precios a granel hasta 1963/64 y en sacos a partir 1964/65.

NOTAS: Se han tomado solamente los países productores de potasa o que por su proximidad y pertenecer al Mercado Común pueden ser representativos.
Los precios son los pagados por los agricultores en la estación de ferrocarril más próxima, excepto en Italia y Holanda que lo son en explotación, y se refieren a un período de doce meses que empieza el 1 de julio.

Datos publicados por la FAO, anualmente.

CUADRO 3

MERCADO MUNDIAL DE EXPORTACION EN TONELADAS K_2O

Porcentajes de participación en mercados por productores y continentes

	España	Italia	EE. UU./Can.	Alemania Or.	URSS	Israel	Alemania Oc.	Francia
EUROPA								
1960/61	6,8	1,0	1,4	26,3	6,8	3,6	28,2	25,9
1961/62	7,2	0,1	1,2	24,4	9,6	3,2	26,9	27,4
1962/63	7,1	0,2	2,9	24,6	9,8	3,6	26,6	25,2
1963/64	7,2	—	1,5	26,6	9,0	3,3	26,5	25,9
1964/65	8,1	1,2	1,4	23,4	3,9	6,7	29,6	25,7
1965/66	10,2	1,8	1,5	22,3	7,5	7,8	26,8	22,1
1966/67	10,6	1,4	8,5	18,9	9,5	9,1	22,3	19,7
1967/68	11,7	0,6	8,3	19,0	10,9	4,2	24,3	21,0
1968/69	9,8	0,3	11,1	16,1	11,0	3,5	24,7	23,5
1969/70	10,1	0,7	8,5	15,5	12,7	9,4	24,3	18,8
AFRICA								
1960/61	—	—	17,1	3,9	1,6	6,3	37,3	33,8
1961/62	—	0,2	9,7	1,5	2,1	9,2	31,8	45,5
1962/63	0,4	—	9,2	—	—	7,4	38,5	44,5
1963/64	1,9	0,7	23,2	0,7	—	5,9	31,6	36,0
1964/65	5,2	2,5	16,2	0,4	—	7,1	33,2	35,4
1965/66	8,1	4,6	15,4	0,4	—	5,6	32,8	31,1
1966/67	13,3	4,1	18,4	22,8	—	4,7	23,0	33,7
1967/68	18,8	3,4	14,6	22,3	—	6,2	26,1	28,6
1968/69	21,7	2,9	4,6	22,5	1,5	5,6	32,8	28,4
1969/70	11,8	4,2	12,6	23,8	—	8,8	31,9	26,9
ASIA								
1960/61	4,9	0,9	35,3	3,3	13,2	1,3	20,4	20,7
1961/62	3,6	1,6	41,3	4,5	15,7	1,7	16,5	15,1
1962/63	—	1,1	45,9	6,1	20,7	1,5	7,9	16,8
1963/64	—	2,2	51,3	5,5	10,6	0,8	14,1	15,5
1964/65	—	1,2	58,4	5,8	9,5	3,8	11,0	10,3
1965/66	—	1,4	58,9	5,5	7,4	5,7	12,2	8,9
1966/67	0,4	0,9	57,5	7,4	8,4	4,3	12,9	8,2
1967/68	0,8	0,6	57,4	9,0	9,8	4,1	9,4	9,0
1968/69	0,1	—	60,7	9,5	10,0	6,2	7,9	5,6
1969/70	—	—	62,4	5,5	11,7	8,4	7,1	5,0
AMERICA								
1960/61	9,3	0,7	20,1	6,2	4,5	0,8	30,0	28,4
1961/62	4,9	2,4	23,9	3,3	6,4	0,6	29,1	29,4
1962/63	5,4	3,6	9,4	1,9	10,4	2,5	31,8	25,0
1963/64	8,2	2,5	15,3	3,8	7,8	2,3	26,4	33,7
1964/65	6,6	3,3	28,4	4,0	1,4	5,0	27,1	24,2
1965/66	6,2	3,9	27,9	3,5	1,6	5,5	29,5	21,9
1966/67	6,0	2,3	23,1	1,3	4,8	5,9	29,3	27,3
1967/68	12,2	2,9	17,1	5,1	7,2	10,6	26,1	18,8
1968/69	7,8	2,6	25,6	7,2	7,9	10,8	31,7	6,4
1969/70	4,6	2,8	40,7	6,6	5,0	10,4	21,1	8,8
OCEANIA								
1960/61	—	0,3	32,4	5,5	—	4,1	36,4	21,3
1961/62	—	3,2	48,7	—	—	—	17,2	30,9
1962/63	—	0,1	36,2	—	5,3	—	44,7	13,7
1963/64	—	0,5	32,8	—	12,2	1,1	31,1	22,3
1964/65	—	0,3	78,4	—	—	—	10,5	10,8
1965/66	—	0,3	83,6	—	—	1,9	10,7	3,5
1966/67	—	—	96,0	—	—	—	2,1	1,9
1967/68	—	0,6	92,1	—	2,6	—	2,1	2,6
1968/69	—	0,8	80,3	—	5,9	—	10,7	2,3
1969/70		0,9	90,4	—	5,9	—	2,0	0,8

CUADRO 4 a

EXPORTACIONES MUNDIALES DE POTASA EN EL PERIODO 1960/61-1969/70 Y PORCENTAJE QUE REPRESENTA CADA PAIS EXPORTADOR

(En miles de t. K_2O)

	1960/61		1961/62		1962/63		1963/64		1964/65	
	t K_2O	Porcentaje	t K_2O	Porcentaje	t K_2O	Porcentaje	t K_2O	Porcentaje	t K_2O	Porcentaje
España	188,5	6,2	163,1	5,5	136,5	4,7	170,5	5,1	190,6	5,5
Francia	752,3	25,0	764,5	25,7	735,5	25,1	840,9	25,4	748,3	21,4
Alemania Occidental	822,3	27,1	737,4	24,7	697,9	23,8	808,4	24,4	839,9	24,1
Alemania Oriental	475,0	15,7	439,0	14,7	432,5	14,7	490,4	14,8	512.0	14,7
EE. UU.	450,0	14,8	477,5	16,0	404,8	13,8	416,1	12,6	560,0	16,1
Rusia	231,1	7,6	296,0	9,9	354,4	12,1	309,6	9,4	161,0	4,6
Canadá	—	—	—	—	55,6	1,9	159,0	4,8	255,0	7,3
Israel	80,0	2,7	75,2	2,5	86,7	2,9	83,6	2,5	169,6	4,8
Italia	28,0	0,9	29,0	1,0	28,6	1,0	33,8	1,0	53,0	1,5
TOTAL MUNDIAL	3.033,2	100,0	2.981,7	100,0	2.932,5	100,0	3.312,3	100,0	3.489,4	100,0

CUADRO 4 b

(En miles de t. K_2O)

	1965/66		1966/67		1967/68		1968/69		1969/70	
	t K_2O	Porcentaje	t K_2O	Porcentaje	t K_2O	Porcentaje	t K_2O	Porcentaje	t K_2O	Porcentaje
España	253,0	6,6	292,6	7,1	370,5	8,4	379,7	7,4	329,4	6,6
Francia	717,7	18,8	720,5	17,6	742,5	16,8	740,0	14,4	665,2	13,3
Alemania Occidental	866,2	22,7	826,1	20,1	861,1	19,4	996,7	19,4	926,6	18,5
Alemania Oriental	524,2	13,7	503,1	12,2	566,5	12,8	619,3	12,1	557,4 *	11,2
EE. UU.	492,0	12,9	631,0	15,4	599,5	13,5	580,0	11,3	577,7 *	11,6
Rusia	245,3	6,4	337,0	8,2	415,0	9,4	561,0	10,9	504,1 *	10,1
Canadá	393,0	10,3	455,3	11,1	600,8	13,6	867,6	17,0	950,0 *	19,0
Israel	250,7	6,6	284,7	6,9	221,2	5,0	346,9	6,8	431,1	8,6
Italia	74,7	2,0	56,4	1,4	46,8	1,1	38,2	0,7	54,7	1,1
TOTAL MUNDIAL	3.816,8	100,0	4.108,7	100,0	4.423,9	100,0	5.129,4	100,0	4.996,2	100,0

(*) Estimaciones.

NOTAS: No se incluyen las exportaciones de Rusia y Alemania Oriental a países del telón de acero.
Los suministros de Canadá a Estados Unidos y viceversa no se consideran exportaciones.

CUADRO 5

EXPORTACIONES ESPAÑOLAS DE POTASA

(En t. K_2O)

	1960/61	1961/62	1962/63	1963/64	1964/65	1965/66	1966/67	1967/68	1968/69	1969/70
Bélgica	17.261	16.741	11.556	12.937	14.324	18.625	8.205	6.705	5.403	—
Holanda	8.374	7.932	8.112	8.150	10.452	16.163	10.005	7.038	7.080	2.565
Inglaterra	33.553	31.442	28.772	36.739	28.616	45.524	21.119	28.105	26.887	32.837
Irlanda	—	—	—	1.085	8.941	8.447	19.826	12.826	22.369	20.456
Italia	14.220	11.348	8.209	13.573	25.995	30.837	36.924	37.152	20.457	13.317
Noruega	30.915	34.947	34.661	37.530	40.114	51.070	53.968	45.697	55.569	54.926
Portugal	7.095	7.522	12.509	13.663	15.693	13.025	16.859	18.252	17.128	18.442
Dinamarca	4.170	5.898	4.809	2.130	2.055	—	—	1.266	1.764	—
Grecia	—	—	750	297	—	—	750	700	2.300	1.875
Finlandia	—	—	—	—	1.089	6.699	630	660	—	1.530
Polonia	—	—	—	—	1.860	9.210	41.997	67.075	85.124	121.553
Suecia	—	—	—	—	5.295	9.462	10.720	10.674	2.760	—
Francia	—	—	—	—	—	3.738	15.588	21.661	39.115	6.306
Chile	—	—	3.000	11.400	1.200	7.800	9.000	12.300	5.700	11.010
EE. UU.	31.851	22.930	23.675	20.810	25.296	19.680	14.396	39.682	14.700	—
Cuba	—	—	—	9.600	2.400	—	3.150	—	—	—
Uruguay	—	—	—	—	—	600	—	—	—	—
Colombia	—	—	—	—	—	—	7.200	19.950	18.348	13.631
Venezuela	—	—	—	—	—	—	—	3.048	3.600	—
Canadá	3.240	—	—	—	—	—	—	—	—	—
México	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2.853
Brasil	—	—	—	—	—	—	—	—	7.140	—
Perú	—	—	—	—	—	—	—	—	300	—
Puerto Rico	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1.633
Argelia	—	—	—	1.584	3.664	3.482	2.730	4.208	8.300	8.225
Marruecos	—	—	425	737	1.747	2.860	3.969	3.110	3.630	3.455
Túnez	—	—	—	250	1.298	375	—	—	—	—
Guinea	—	—	—	—	—	—	—	—	180	—
Rodesia	—	—	—	—	544	816	—	—	—	—
Sudáfrica	—	—	—	—	—	4.626	11.021	25.764	30.600	11.700
Líbano	—	—	—	—	—	—	3.300	2.282	1.230	3.060
Ceilán	—	—	—	—	—	—	1.219	—	—	—
India	—	—	—	—	—	—	—	2.400	—	—
Japón	37.784	24.360	—	—	—	—	—	—	—	—
TOTAL	188.463	163.120	136.478	170.485	190.583	253.039	292.576	370.555	379.683	329.374

CUADRO 6

CONSUMO EN ESPAÑA DE CLORURO POTASICO PARA LA AGRICULTURA

Año 1969 (en t. K_2O)

PROVINCIAS	Uso directo	Agrícolas compuestos	Sulfato	Total consumo
Alava	400	1.388	139	1.927
Albacete	813	1.530	46	2.389
Alicante	1.695	1.666	2.596	5.957
Almería	435	383	865	1.683
Avila	120	875	10	1.005
Badajoz	2.032	5.542	94	7.668
Baleares	490	233	264	987
Barcelona	2.504	1.685	1.785	5.974
Burgos	1.810	2.950	102	4.862
Cáceres	1.050	2.352	132	3.534
Cádiz	—	2.597	19	2.616
Canarias	—	—	—	—
Castellón	682	791	1.490	2.963
Ciudad Real	1.679	2.508	15	4.202
Córdoba	495	6.779	198	7.472
Coruña	228	1.063	788	2.079
Cuenca	136	1.519	39	1.694
Gerona	118	326	171	615
Granada	396	2.259	355	3.010
Guadalajara	529	1.221	8	1.758
Provincias africanas	—	—	—	—
Guipúzcoa	245	142	123	510
Huelva	50	312	5	367
Huesca	239	2.090	178	2.507
Jaén	816	1.867	122	2.805
León	2.888	1.400	60	4.348
Lérida	1.968	3.290	1.796	7.054
Logroño	2.036	349	223	2.608
Lugo	273	380	85	738
Madrid	660	2.400	4.029	7.089
Málaga	1.243	1.441	379	3.063
Murcia	137	567	3.325	4.029
Navarra	1.368	903	144	2.415
Orense	280	236	29	545
Oviedo	1.121	52	1.070	2.243
Palencia	900	1.808	35	2.743
Pontevedra	102	82	35	219
Salamanca	415	2.268	10	2.693
Santander	3.586	46	8	3.640
Segovia	209	897	—	1.106
Sevilla	7.329	15.674	1.632	24.635
Soria	323	786	—	1.109
Tarragona	2.202	3.257	666	6.125
Teruel	261	938	8	1.207
Toledo	600	3.748	56	4.404
Valencia	4.773	2.627	4.685	12.085
Valladolid	1.224	4.178	94	5.496
Vizcaya	474	488	2	964
Zamora	940	1.288	5	2.233
Zaragoza	694	3.461	1.120	5.275
TOTAL	52.964	94.642	29.040	176.646
IMPORTACIONES COMPUESTOS	—	—	—	21.290
				197.936

CUODRO 7

INDICE DE PRECIOS MEDIOS DE LA INDUSTRIA ESPAÑOLA DE POTASA EN EL MERCADO NACIONAL Y EN EL EXTERIOR

	Mercado interior	Exportación
1962/63	100,0	114,4
1963/64	107,8	117,2
1964/65	114,9	125,3
1965/66	118,8	130,4
1966/67	122,9	127,0
1967/68	123,1	118,8
1968/69	123,2	114,9
1969/70	123,2	112,7
1970/71 (estimación)	123,2	122,0

CUADRO 8

INDICE DEL COSTE DE VIDA EN ESPAÑA

Años	Indice
1960/61	100,0
1961/62	104,1
1962/63	114,8
1963/64	118,4
1964/65	138,3
1965/66	146,0
1966/67	156,7
1967/68	166,2
1968/69	169,0
1969/70	175,6

Datos elaborados por el Instituto Nacional de Estadística.
Base 1968 = 100.
Se han trasladado a abril 1961 = 100.

17. SALES SODICAS

17.1 SAL COMUN

17.1.1 GENERALIDADES

17.1.1.1 Introducción

Con la palabra «sal» se designaba en un principio al residuo resultante de la evaporación del agua del mar. Más tarde esta palabra se hizo extensiva por los químicos para referirse a todas las combinaciones de una base con un ácido, combinaciones que se denominan «sales».

El cloruro de sodio, que pasó a denominarse y sigue ahora llamándose sal común, o la sal, es una sal química en cuya molécula-gramo (mol) una valencia-gramo de metal sodio está combinada con una valencia-gramo de cloro, la primera electropositiva y la segunda electronegativa, con un contenido de 60,6 por 100 de cloro y 39,4 por 100 de sodio.

El cloruro de sodio es una sal anhidra, y solamente cuando precipita por debajo de 15° C lo hace con dos moles de agua, ClNa, $2H_2O$, y los cristales en este caso tienen forma prismática, aunque el cloruro de sodio cristaliza en el sistema cúbico o en cristales de forma cúbica, con seis planos diagonales de simetría, que en determinadas condiciones dan lugar a su ruptura en seis partes en forma de tolva o pirámides, cuyas bases son las caras del hexaedro y sus vértices el centro del cubo. El peso específico de un cristal de cloruro sódico es de 2,17, y la solución saturada a 25° C contiene 26,5 por 100 de sal, con un peso específico de 1,20, lo que tiene influencia en los procesos de cristalización en las soluciones en reposo.

La solubilidad del cloruro de sodio en agua, entre 0° y 100° C, es la siguiente (término medio de múltiples ensayos y experiencias de varios investigadores):

Temperaturas Grados	Gramos de ClNa en 100 grs. H_2O	Gramos de ClNa en 100 grs. de solución
0	35,6	26,25
10	35,7	26,30
20	35,8	26,36
25	36,1	26,52
30	36,3	26,63
40	36,6	26,79
50	36,7	26,84
60	37,3	27,17
70	37,8	27,43
80	38,2	27,65
90	38,9	28,01
100	39,7	28,42

De los datos señalados en el cuadro anterior resulta evidente que para separar el cloruro de sodio de una disolución en agua es necesario recurrir a la evaporación, por no ser posible obtener resultados prácticos por enfriamiento de la salmuera saturada.

Haciendo algunas consideraciones retrospectivas sobre el principio o comienzo de la industria salinera en el mundo, cabe señalar en primer lugar que la sal, por ser necesaria para la subsistencia del hombre o ser indispensable para la nutrición del organismo humano a razón de unos 6 a 8 kilogramos por año, ha debido constituir en los tiempos primitivos un motivo instintivo de preocupación. La sal existe en mayor o menor proporción en toda la vida animal o vegetal y no debió de constituir problema grave para el primer hombre omnívoro el suministro del cloruro sódico necesario para su salud corporal, mientras se alimentaba de carnes de animales, aves y peces, y de alimentos vegetales crudos. Los animales herbívoros dependían igualmente de la sal que encontraban, en cantidades muy pequeñas, en los pastos de que disponían, y por ello su instinto les conducía hacia las zonas de marismas y de pastos en terrenos pantanosos, que estarían especialmente poblados. Pero tan pronto como el hombre descubrió la forma de hacer fuego y empezó a tomar alimentos cocidos, que perdían en la cocción del orden del 70 por 100 de su contenido natural de sal, le fue necesario suplir la deficiencia de sal indispensable para su organismo y hubo de proporcionársela como un condimento o alimento nutritivo por separado de su dieta normal alimenticia, siendo en ese período cuando acudiría a los «salegares» o «lamederos de sal» para satisfacer sus necesidades; pero no se sabe cuál era ese período, aun cuando hay quien lo considera anterior al Paleolítico inferior.

Tampoco se conoce cuándo la sal llegó a ser objeto de una industria, o a constituir un artículo de comercio. Por los hallazgos de semillas y fragmentos de utensilios encontrados en las cavernas habitadas por el hombre prehistórico, se supone que hace muchos miles de años que la sal era empleada en la cocción del trigo y la cebada y otros alimentos. Se sabe que hace 3.500 años en la antigua Troya se comía salazón de pescado. Las primeras menciones escritas en chino sobre la sal se encuentran en los anales o crónicas del emperador Yu, hace más de 4.000 años, exigiendo a la provincia de Shantung el suministro de sal a la Corte. Según la ley Levítica, promulgada hace 3.500 años, la carne objeto de las ofrendas religiosas era sazonada con sal. La sal fue considerada como símbolo de justicia en tiempos de Pitágoras; testimonio de amistad entre los pueblos árabes no se sabe desde qué épocas; objeto de diversos ritos religiosos en China, Egipto, etcétera, y aún en el cristianismo en la actualidad. Plinio y Agrícola ya hicieron referencia a las Salinas de los Griegos y de los Egipcios. Los romanos pagaban en sal, al menos en parte, a los legionarios, retribución que de-

nominaban salarium, del que se han derivado nuestras palabras salario y soldada y también seguramente la palabra sueldo.

La sal común es una sustancia que, por su gran abundancia, se ha llegado a considerar como el quinto elemento de la Naturaleza, en la que está muy extendida; el agua del mar la contiene en disolución en cantidades prácticamente ilimitadas y en el interior de la tierra existe en cantidades considerables en estado sólido.

17.1.1.2 **Origen de la sal**

Las rocas contienen compuestos minerales, en los que el sodio y el potasio figuran como componentes en cantidades relativamente sensibles. Bajo la acción de las aguas de lluvia que se arroyan sobre la superficie de la tierra y se infiltran en el suelo, y de otros agentes meteóricos, dichos compuestos se van alterando y los metales alcalinos se separan bajo la forma de sales solubles, formando soluciones más o menos diluidas, que van a incorporarse a las aguas de los océanos y mares interiores.

Según Clafk y Vernawsky, las rocas que componen nuestro planeta contienen aproximadamente los siguientes elementos, que solamente se señalan a título orientativo:

		Porcentaje
Oxígeno	O_2	50,00
Silicio	Si	26,00
Aluminio	Al	7,40
Hierro	Fe	4,20
Calcio	Ca	3,55
Sodio	Na	2,40
Potasio	K	2,35
Magnesio	Mg	2,35
Hidrógeno	H_2	1,00
Otros	—	0,75
		100,00

El agua del mar, como se verá después, tiene un contenido en sodio muy superior al del potasio, porque los sílico-aluminatos de potasio de las rocas primitivas son más resistentes a los efectos de aquellos agentes y algo también porque las sales solubles de potasio formadas van siendo fijadas en parte por los vegetales durante el recorrido de las aguas en su trayecto hacia los mares.

La reiteración ininterrumpida del proceso, desde que empezaron las condensaciones del vapor de agua del exterior del sólido terrestre hasta nuestros días, ha dado origen a esta fuente inagotable de cloruro de sodio, el agua del mar.

La salinidad o contenido total de sales disueltas en el agua del mar es diferente, según se trate de los grandes océanos o de mares más o menos interiores, y aun en los océanos varía aquélla con la profundidad, con sus proximidades a las regiones polares o ecuatoriales, y, naturalmente, se dejan también sentir sensibles variaciones en las zonas más o menos contiguas a las desembocaduras de los ríos caudalosos.

A título de curiosidad se señala a continuación la variación de la salinidad del agua del Atlántico con la latitud de las muestras estudiadas y expresada en gramos por mil gramos de agua de mar:

40° Norte	35,8 por 100	40° Sur	34,65 por 100
35° Norte	36,46 por 100	35° Sur	35,35 por 100
30° Norte	36,79 por 100	30° Sur	35,72 por 100
25° Norte	36,87 por 100	25° Sur	36,20 por 100
20° Norte	36,47 por 100	20° Sur	36,54 por 100
15° Norte	35,92 por 100	15° Sur	36,79 por 100
10° Norte	35,62 por 100	10° Sur	36,45 por 100
5° Norte	34,78 por 100	5° Sur	35,75 por 100

En el Ecuador, 35,67 por 100

Como estos estudios de la salinidad, así como los relativos a la clorinidad (contenido en cloro), han sido y son objeto de amplias, intensivas y extraordinariamente interesantes campañas de investigación oceánica, ajenas al objetivo de este trabajo, solamente se señalan a continuación, en composición molecular, los contenidos apreciables de sales, en gramos por litro de agua de mar de diferentes lugares más o menos próximos a nuestras costas.

Sales (gr/lit.)	AGUA DEL OCEANO	AGUA DEL MAR MEDITERRANEO		
	Término medio (según Dittmar)	En Cette (según Usiglio)	En San Carlos de la Rápita	Frente a Torrevieja
Peso específico	1,0280	1,0258	1,0279	1,0293
CO_3Ca	0,12	0,11	0,12	0,11
SO_4Ca	1,26	1,40	1,55	1,45
SO_4Mg	2,26	2,54	2,23	2,52
Cl_2Mg	3,35	3,30	3,64	3,76
Cl Na	27,33	30,18	26,97	30,44
Cl K	0,74	0,51	0,74	0,76
Br Na	0,08	0,57 (?)	0,09	0,09
Sales totales	35,14	38,61	35,34	39,13
Agua	992,86	987,19	992,56	990,17
	1.028,00	1.025,80	1.027,90	1.029,30

Las otras fuentes de suministro de sal común son los yacimientos salinos sólidos existentes entre los terrenos sedimentarios de la corteza terrestre (sal gema) y los manantiales de aguas saladas.

Ultimamente también se está procediendo a la obtención de la sal común, como un subproducto de los yacimientos salinos complejos (sódico-potásico-magnésico-cálcicos).

Los yacimientos de sal gema y los complejos salinos, en síntesis, deben su origen a insaculaciones y aislamientos de grandes masas de agua de mar, motivadas por los acontecimientos geológicos en el transcurso de los tiempos que dieron lugar a la formación de lagos y mares interiores, y que bajo la evaporación atmosférica han llegado a su desecación, o a concentraciones suficientes, para depositar parte de los contenidos salinos disueltos en sus aguas, entre ellos el cloruro de sodio, en masas ingentes, a veces superiores a las contenidas en las primeras aguas en un principio aisladas del mar, porque tales lagos siguieron recibiendo nuevas aportaciones de cloruro de sodio con las entradas de aguas continentales, en volúmenes inferiores a los evaporados por la acción atmosférica. También existen otros depósitos o yacimientos de cloruro de sodio formados por efectos de la evaporación de las aguas de lagos puramente continentales o interiores, con aportaciones de cloruro sódico en análogo

proceso al antes indicado para el agua del mar o procedentes de disoluciones de formaciones salinas de cloruro de sodio depositadas en períodos más antiguos.

Tales depósitos de sal gema son más o menos profundos, según la antigüedad de la época geológica de su formación, a menos que fenómenos geológicos posteriores los hayan aproximado a la superficie terrestre o los hayan hecho aflorar.

Los manantiales salados, como fuentes de sal común, son debidos, en general, a las aguas dulces infiltradas en el subsuelo, que van disolviendo sales en su recorrido, principalmente cloruro de sodio, y que afloran o se alumbran, con determinadas y variables concentraciones, en condiciones tales en que, por evaporación natural (solar) en climas adecuados o artificial con combustibles baratos, resulta económica su explotación.

17.1.2 PROCEDIMIENTOS DE OBTENCION DE LA SAL COMUN

El procedimiento empleado en cada caso para la obtención de la sal ha dependido principalmente de la clase de yacimiento o fuente de posible suministro a disposición de las condiciones climatológicas de la región y de la existencia de energía o combustibles adecuados en cantidad y precio.

De acuerdo con todo lo anteriormente señalado, las explotaciones salineras se pueden dividir en tres grandes grupos:

— Salinas marítimas.
— Salinas de manantial.
— Yacimientos de sal gema.

17.1.2.1 Salinas marítimas

El proceso de obtención de la sal común a partir del agua del mar está basado en los siguientes hechos: si se somete el agua del mar a evaporación natural al aire libre, a temperatura ambiente durante las estaciones calientes de nuestras costas, el contenido de carbonato de calcio, junto con el pequeño contenido de óxido de hierro existente se precipita totalmente antes de llegar a los 16° Bé. El sulfato de calcio empieza la precipitación a los 15° Bé y su contenido se reduce a cero a los 29° Bé, aunque debe destacarse que su precipitación masiva termina hacia los 22° Bé, con una precipitación del orden del 75 por 100 del total contenido inicial. El cloruro de sodio empieza a precipitar a los 25,6° Bé de forma masiva, y al llegar a los 29° Bé se han depositado por cada m^3 de agua de mar unos 21,7 kgs de los 30 kgs que contiene, y después sigue la precipitación lentamente, quedando a los 35° Bé unos 2,5 kgs. El sulfato de magnesio inicia su precipitación de forma sensible hacia los 29° Bé; hasta esa graduación su precipitación equivale a un 0,3 por 100 de la del cloruro de sodio. El cloruro magnésico empieza a precipitar a los 27° Bé y continúa gradualmente. La precipitación del cloruro potásico empieza después de los 35° Bé, etc.

Para aprovechar debidamente el proceso de evaporación antes señalado y la influencia en el mismo de los factores meteorológicos, la obtención de la sal a partir del agua del mar se realiza en unos establecimientos llamados «salinas marítimas», consistentes generalmente en un conjunto de estanques o depósitos construidos en terrenos bajos y llanos situados en áreas más o menos inmediatas al mar, de marcada impermeabilidad por la presencia de arcillas, que se agrupan en varias series, para el contenido y la evaporación de soluciones en diferentes escalones de concentración. Tales terrenos suelen ser escogidos en zonas alejadas de montañas, propensas a las lluvias fuertes, y de desembocaduras de ríos caudalosos, cuyas aguas diluyen en exceso el agua del mar en los lugares de toma o alimentación.

Se inundan los de la primera serie o agrupación con agua del mar, y después y sucesivamente, a medida que va aumentando su concentración por la evaporación bajo la acción del viento y del calor solar, se van trasvasando las salmueras a los grupos de balsas de los escalones siguientes, en orden ascendente de concentración, hasta alcanzar la inmediata a la de saturación en cloruro de sodio dentro del sistema.

Estos depósitos de concentración, en el argot salinero, se denominan calentadores. Estos calentadores, en general, se suelen agrupar en cuatro o cinco escalones, y no es necesario un gran esmero en su construcción. Aprovechando los sobrantes de tierras de los allanamientos del suelo se forman los muros de separación entre depósitos, y anchos muros para vías de transporte y comunicación entre las diferentes agrupaciones o para presuntas necesidades de los servicios. Al primer gran calentador o primera agrupación, que suele y debe ser la de piso más bajo, para recibir, a ser posible, por gravedad los grandes volúmenes de agua de mar, se suele llamar nodriza, y en ella decanta el agua de mar en gran parte las materias orgánicas o inorgánicas que lleva en suspensión y se precipitan los pequeños contenidos de óxidos de hierro y de carbonato de calcio. En las series siguientes de calentadores precipita masivamente y en forma de yeso ($SO_4Ca.\ 2H_2O$) la mayor parte del sulfato de calcio contenido.

Los depósitos del último grupo de concentradores se suelen llamar calentadores de cabecera, porque ya de ellos van a pasar las salmueras a los depósitos de cristalización de la sal, por ello denominados cristalizadores.

Los cristalizadores, en cambio, son construidos con todo cuidado, con los pisos lo más perfectamente nivelados y apisonados, y los muros de separación y de cierre protegidos por sus caras exteriores con materiales que eviten el ensuciamiento de la sal, que ha de ser objeto principal de toda atención. Tales protecciones o revestimientos se realizan con los materiales adecuados más abundantes y baratos existentes en la región, generalmente madera o piedra. En España suelen hacerse muros con piedra en seco, bien careada en sus paramentos exteriores o muros de hormigón ciclópeo con mezclas antiácidas en los últimos tiempos. Se establece una red bien estudiada de canales de trasvase y distribución, con las adecuadas instalaciones de elevación, y otra de recogida de aguas madres residuales, que en general suelen ser vertidas en el mar si no son utilizadas para el aprovechamiento de las otras sales o elementos que todavía contienen.

Las elevaciones de las salmueras suelen hacerse por medio de bombas centrífugas o bombas sumergidas, a veces de tipo rudimentario, fabricadas de artesanía, pero de gran rendimiento, dadas las pequeñas diferencias de nivel existentes. Todavía hay salinas que también utilizan el tímpano, que es una rueda de madera, con compartimientos generalmente en espiral, desde el exterior hacia el centro y que son de buen rendimiento para pequeños desniveles de uno o dos metros (Fig. 17.1-1).

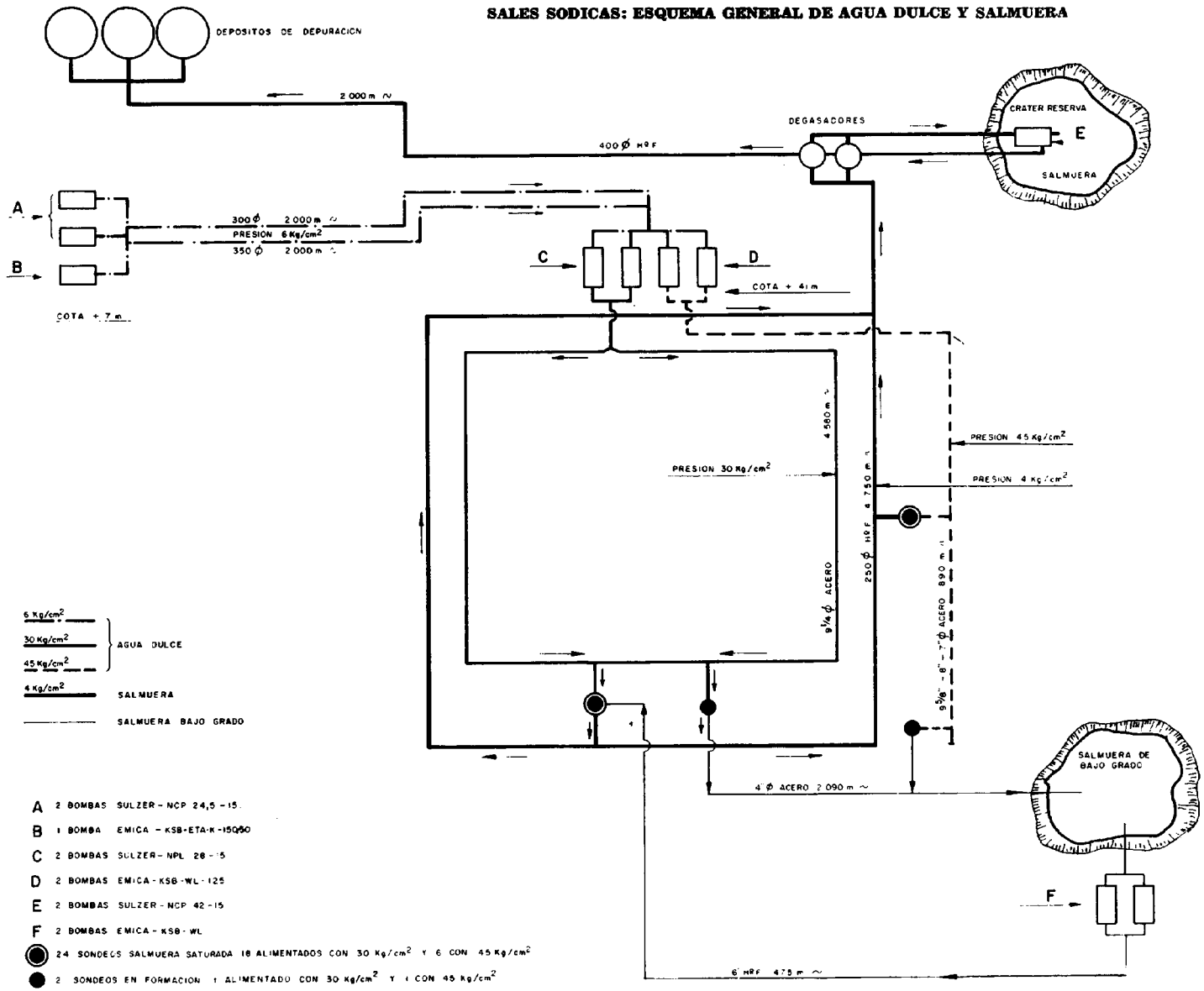

SALES SODICAS: ESQUEMA GENERAL DE AGUA DULCE Y SALMUERA
DEPOSITOS DE DEPURACION
2 000 m ~
400 Ø HºF
DEGASADORES
CRATER RESERVA
E
SALMUERA
A
B
300 Ø 2 000 m ~
PRESION 6 Kg/cm²
350 Ø 2 000 m ~
COTA + 7 m
C
D
COTA + 41 m
4 580 m ~
PRESION 30 Kg/cm²
9¼ Ø ACERO
250 Ø HºF 6 750 m ~
PRESION 45 Kg/cm²
PRESION 4 Kg/cm²
9⅝" - 8" - 7" Ø ACERO 890 m ~
4" Ø ACERO 2 090 m ~
SALMUERA DE BAJO GRADO
F
6" HºF 475 m ~
6 Kg/cm²
30 Kg/cm²
45 Kg/cm²
AGUA DULCE
4 Kg/cm²
SALMUERA
SALMUERA BAJO GRADO
A 2 BOMBAS SULZER - NCP 24,5 - 15
B 1 BOMBA EMICA - KSB-ETA-K-150/50
C 2 BOMBAS SULZER - NPL 28 - 15
D 2 BOMBAS EMICA - KSB - WL - 125
E 2 BOMBAS SULZER - NCP 42 - 15
F 2 BOMBAS EMICA - KSB - WL
24 SONDEOS SALMUERA SATURADA 18 ALIMENTADOS CON 30 Kg/cm² Y 6 CON 45 Kg/cm²
2 SONDEOS EN FORMACION 1 ALIMENTADO CON 30 Kg/cm² Y 1 CON 45 Kg/cm²

Figura 17.1-1

La recogida o recolección de la sal suele hacerse de diferentes formas, según las posibilidades topográficas, dimensiones de las explotaciones y medios económicos y de todas clases a disposición. Se viene haciendo la extracción manualmente en muchas salinas, y el transporte, en general, por vagonetas, con tracción animal o mecánica, hasta las eras o lugares de apilamiento, pasando por las instalaciones de lavado en las explotaciones que existen. La recogida o extracción también se hace mecánicamente, en algunas salinas de técnica más avanzada, con máquinas de diferentes tipos, en general objeto de patente de cada empresa.

Los lavaderos también suelen ser diferentes:

Unos, basados en trómeles desenlodadores y con clasificación por tamaños (sales tromeladas).

Otros constan de dos fases:

Una primera, formada por batidores giratorios horizontales en forma helicoidal, montados en artesones fijos de fondo cilíndrico, en los que la sal avanza en contracorriente de soluciones menos concentradas, formadas por mezclas de aguas madres y aguas de mar, que de esta forma se llevan disueltas y en suspensión las impurezas contenidas en la sal extraída (lodos, yeso y sales magnésicas precipitadas), y una segunda fase formada por varios transportadores de rasquetas en serie, con fondos de chapa de acero perforada, que reciben en sus cabezas una lluvia de soluciones diluidas que sustituyen a las concentradas, embebidas o retenidas por la sal en la primera fase, y que son así separadas de la misma a través de los agujeros de los fondos perforados, quedando de este modo el producto con un contenido relativamente pequeño de humedad, procedente de tales soluciones más diluidas, con lo que la sal final queda limpia y blanca y con muy pequeño contenido de otras sales ajenas al cloruro de sodio.

En algunas salinas, para el lavado y depuración de la sal extraída, se utilizan últimamente grandes centrifugadoras con capacidad de tratamiento de gran tonelaje por hora, basadas en los mismos principios e iguales finalidades que las antes descritas para los lavaderos helicoidales. Con estas nuevas instalaciones se obtiene un cierto ahorro de mano de obra.

Los apilamientos se realizan en unas salinas por planos inclinados con cabrestantes para la subida y bajada de las vagonetas; en otras, por elevadores de cangilones montados en pórticos, provistos de cintas transportadoras con avance hacia el exterior, en proporción a la altura que se desea dar a la pila y habida cuenta del talud natural del producto; en otras, por cintas inclinadas; y en otras, con grandes cucharas arrastradas por cabrestantes.

Los desapilamientos, transporte y envío para los diferentes lugares de consumo, dependen de la importancia del establecimiento y grado de mecanización posible en cada caso.

Los desapilamientos de la sal suelen hacerse en forma manual o mecánica sobre vagonetas o camiones, para su ulterior embarque en vagones de la red nacional, o en muelles con destino a los barcos, mediante gabarras o directamente por equipos mecanizados, según se haya de hacer en mar libre o dentro de puertos con muelles de atraque para los buques.

La capacidad de producción de una salina marítima por m^2 de superficie depende esencialmente de las condiciones meteorológicas de la zona de su emplazamiento, siempre que estén bien estudiados y calculados los diferentes aspectos técnicos necesarios en cada caso y se disponga de personal especializado para el control diario del sistema, con el densímetro en la mano, que se ha de manejar con todo cuidado y atención para que todos los escalones de concentración y los depósitos de cristalización trabajen en una perfecta coordinación, manteniendo siempre inundadas todas y cada una de las áreas que comprende el escalón correspondiente, mediante los trasvases necesarios y oportunos de las salmueras de cada grado de concentración.

La distribución de las superficies de calentadores y cristalizadores de una salina marítima, el número de escalones de concentración y los más adecuados agrupamientos de los diferentes niveles de la misma dependen en cada caso de diferentes factores regionales.

Las características topográficas del terreno, en orden al mínimo movimiento de tierras necesario y del que dependerá, en ocasiones, y en buena parte, el carácter económico de la explotación.

La salinidad del agua del mar en el lugar de toma.

Las condiciones meteorológicas de la región, principalmente las siguientes:

- Evaporación del agua destilada durante el año, conocida y estudiada por meses, y cada día si es posible.
- Temperaturas máximas, mínimas y medias del aire en las diferentes épocas y días de cada año.
- La humedad relativa del aire, también en las diferentes épocas y días del año.
- La velocidad del viento, máxima, mínima y total durante cada día y época del año.
- Las lluvias medias máximas mensuales durante el año, con las máximas en 24 horas, durante cada mes, etc., etc.

Con todos estos datos a la vista, y teniendo en cuenta los coeficientes de evaporación para cada grado Beaumé de densidad de las salmueras marinas; los coeficientes de reducción de volumen para cada grado en cada gama de concentración de las mismas; que de los unos 30 kg de cloruro de sodio contenido, por ejemplo, en un m^3 de agua normal del Mar Mediterráneo, se precipitan unos 21-23 kilogramos hasta alcanzar una concentración de 29-30° Bé., etc., etc., resultará relativamente fácil proyectar debidamente aquella distribución.

Principales salinas marítimas en explotación

Entre las salinas marítimas existentes en España merecen especial mención las salinas de Torrevieja y La Mata, propiedad del Estado, por ser la salina marítima más importante de España y de Europa, y también por tratarse de una salina natural, con un proceso especial de explotación.

Las salinas están formadas por dos lagunas naturales: la denominada de Torrevieja, por su proximidad al pueblo de este nombre, tiene una superficie mojada de unos 14 km^2 y una cuenca hidrográfica de unos 127 km^2, y la llamada de La Mata, por su proximidad al poblado del mismo nombre, que tiene unos 7 km^2 de superficie mojada y unos 32 km^2 de cuenca hidrográfica.

Ambas lagunas están comunicadas con el mar por medio de un canal (acequión) provisto de unas primeras compuertas en el lugar de las respectivas tomas de agua

de mar, para la posible regulación de los volúmenes admitidos según las necesidades diarias en cada época del año, y de unas segundas compuertas de seguridad, situadas a cierta distancia de las primeras. El agua entra por gravedad, porque ambas lagunas tienen su fondo a nivel inferior del nivel medio del mar en unos 2,50 m. En el Mediterráneo, por esa zona de Levante y Sudeste español, las oscilaciones de nivel ocasionadas por las mareas son sólo de unos 10-15 cm.

Ambas lagunas están situadas a la orilla del mar y separadas de éste por unas lomas de unos 5-10 m de altura la de Torrevieja y algo más la de La Mata, y anchura de unos 600 m la primera y unos 1.000 m la segunda, que están constituidas por terrenos dunosos, que parecen ser los que constituyen la barra de cierre de dos entrantes del mar, que motivaron su insaculación. Al cabo de los tiempos, las actuales lagunas están rellenadas; la de Torrevieja, con arcillas plásticas, cienos amarillentos compactos y cienos negros untuosos, alternados con varias capas de sal de diferentes coloraciones y condiciones físicas, alguna de hasta 30-40 cm de espesor, estando cubierta la última capa de sal dura, por las más recientes aportaciones de lodos y barros introducidos por los arroyamientos de las aguas de lluvias de carácter tormentoso, caídas en las áreas de su cuenca hidrográfica; y la de La Mata, por capas de gran espesor de lodos y barros cubiertos, según las catas realizadas, por una capa de sal sucia e impura, de espesor variable de 60 a 80 mm, recubierta a su vez por otra de lodos recientes.

En ambas lagunas, en la actualidad, el fondo es completamente plano en casi toda su extensión, lo que ha permitido mecanizar la extracción de la capa de sal de la laguna de Torrevieja, única en la que se deja precipitar la sal, utilizando la de La Mata solamente como concentrador, trasvasándose las lejías concentradas por medio de un canal de comunicación entre las dos y de una instalación de bombeo adecuada. Existe otra instalación de bombeo para el trasvase en sentido contrario, en aquellos casos de inundación por agua de lluvia en la laguna de Torrevieja, en los que resultaría afectada la posibilidad del ciclo anual salinero, para reducir al mínimo las mermas de producción de sal en la campaña.

Proceso de producción de sal en Torrevieja

Dicho proceso se ha de llevar a cabo en un solo vaso —la laguna de Torrevieja—, manteniendo siempre una mínima altura de lejías salinas suficiente para realizar el transporte de la sal extraída mecánicamente del fondo de la laguna, por medio de embarcaciones de poco calado, hasta las instalaciones de lavado, depuración y apilamiento. En tales circunstancias deben ser tenidos en cuenta, y bien conocidos, todos los agentes que influyen en el sistema químico que se trata de manejar, procurando llevar una marcha más o menos sistemática de todas las operaciones. A tal efecto debe ser tenido en cuenta que el sistema químico recibe y se le restan elementos influyentes en su composición y en la posible marcha del proceso. Recibe agua dulce por vías diferentes: agua de lluvia por gota directa; agua por condensaciones de la humedad del aire; agua de lluvia arroyada en la superficie de su cuenca hidrográfica (con barros y algunas sustancias disueltas por lavaje del suelo); y agua de lluvia de infiltración en la cuenca hidrográfica, por vía subterránea. Recibe agua de mar, por alimentaciones directas voluntarias y por infiltración a través de la barra (en parte disolviendo algo de sal de las capas de sal dura del fondo, que se encorpora así al sistema líquido. Por último recibe también, por trasvase de la laguna de La Mata, salmueras de mayor o menor concentración metódica de agua de mar. Se le restan: agua pura, por evaporación; sal, objeto de la explotación, que lleva aparejadas algunas cantidades, relativamente pequeñas, de sulfato de calcio y de las otras sales contenidas en las aguas madres embebidas entre la masa de sal extraída y no eliminadas en el lavadero, e indudablemente sales más solubles que el cloruro de sodio y también cloruro de sodio por difusión capilar, seguramente hacia el mar, a través de la barra; todo esto por separado de las sales de magnesio y de bromo, que son objeto de producción y aprovechamiento especial.

Es evidente que tales aportaciones y sustracciones ejercen influencia en el sistema o criadero, y por tanto sobre la marcha del proceso y el método a seguir para el mejor desarrollo posible del ciclo anual salinero.

El proceso anual puede dividirse en los cuatro períodos siguientes, a partir de la finalización de la campaña de explotación o de extracción de la sal, final del ciclo:

1.° Período de dilución o alimentación

Empieza con las alimentaciones masivas de agua de mar, coincidiendo con el final de la extracción de sal, en general en el mes de diciembre de cada año. En este período se disuelve la sal cristalizada y no extraída y se diluyen las aguas madres concentradas, dejando el sistema líquido a unos 22° Bé.

2.° Período de concentración

Empieza cuando se termina la alimentación masiva de agua de mar y termina al alcanzar las salmueras el punto de saturación en cloruro de sodio.

3.° Período de cristalización

Se inicia con la aparición de los primeros cristales de sal común, que suele ser durante el mes de abril, y acaba con el principio del período último, de extracción. En realidad este período es más largo, pues la cristalización continúa durante el siguiente período hasta que entradas de agua de lluvia diluyen las aguas madres, interrumpiendo la cristalización o precipitación de la sal, que aún puede reanudarse antes del final del ciclo. Solamente para una ordenación de los trabajos y mejor entendimiento de la marcha es por lo que se hace esta separación. En todo caso, una vez alcanzados los 29-30° Bé se empieza de nuevo una alimentación con agua de mar y/o con salmueras de la La Mata, para no rebasar aquella concentración, manteniendo alturas mínimas de aguas madres adecuadas y necesarias para el transporte de la sal, y que a su vez hacen que continúe precipitando el cloruro de sodio. Y, por último,

4.° Período de extracción

Que empieza con la recolección de la sal y acaba con el final de estas labores o con el principio de las alimentaciones masivas de agua de mar del ciclo siguiente. La recolección se suele iniciar cuando la capa de sal precipitada alcanza un espesor adecuado para el trabajo con efectividad de las máquinas de extracción o volvedoras.

Al terminar una campaña de extracción de sal, en la laguna queda una gran cantidad de sal cristalizada en la campaña, que no se ha sacado, y un volumen, mayor o menor, de aguas madres concentradas, que no suelen pa-

sar normalmente de los 29-30° Bé. Estas aguas madres son normales de concentración, pero si se añadiera a la laguna todo el agua dulce que se evapora desde antes de llegar a la saturación en cloruro de sodio, se mezclaría con las aguas madres y se disolvería toda la sal cristalizada en el proceso anterior de concentración, pero para volver a ser aquella solución metódica le faltaría toda la sal común extraída y la solución sería anormal. En la práctica, lo que se añade es agua del mar en un volumen tal que, con otras adiciones de salmueras de la laguna de La Mata, se suministra al sistema el cloruro de sodio extraído en la campaña anterior, pero siempre dentro de los límites de la capacidad total de evaporación efectiva durante un año en ambas lagunas (ya que la de La Mata actúa durante todo el año de calentaldor o concentrador), puesto que esta capacidad total de evaporación es la que en definitiva determina la capacidad de producción anual de sal de la explotación.

Tales alimentaciones de la laguna de Torrevieja se han de hacer en tal forma y medida que con las masivas de agua de mar iniciales de la campaña se asegure la disolución total de la sal residual de la precipitada y no extraída en el ciclo anual anterior y que no descienda de unos 22-23° Bé la concentración de la mezcla de soluciones resultante, para que con la evaporación práctica en el período siguiente de primavera y verano se cumpla el ciclo salinero anual, contando a su vez con las restantes entradas de mar y de La Mata.

En tales condiciones, el sulfato de calcio contenido en las aguas del mar y de La Mata introducidas precipita instantáneamente, en su mayor parte en forma de agujas pequeñísimas, que quedan en el fondo de la laguna, y sólo en mínimas proporciones precipita después lentamente en forma de pequeñas puntas de flecha también en el fondo de la laguna, desde los 22-23° Bé, hasta alcanzar la saturación en cloruro de sodio, precipitando después, ya conjuntamente con ése, hasta su total agotamiento a los 29° Bé. Este es el motivo por el que la sal de Torrevieja está casi exenta de sulfato de calcio, ya que el que pueda ir pegado, por el piso, a la leva de sal extraída es fácilmente eliminado en las dos fases del lavadero descrito anteriormente, por contar Torrevieja con uno doble, del tipo del batidor helicoidal, y una serie de tres transportadores de rasquetas, con riegos de soluciones diluidas y agua de mar, que eliminan a la vez, por disolución, las sales de magnesio precipitadas con la sal y, por escurrido y sustitución, las contenidas en las aguas madres que acompañan a la sal que viene de la laguna (figura 17.1-2).

Pero debe observarse que si bien con las alimentaciones de la laguna principal, en definitiva con agua del mar, puede reponerse la cantidad de cloruro sódico extraída al sistema, resulta que también se introduce cada año una gran cantidad de otras sales, sobre todo de magnesio y de potasio, que lógicamente deben ir acumulándose en el vaso en casi su totalidad, porque la concentración se interrumpe antes de la precipitación masiva de las mismas. Pero tampoco en la realidad sucede así, ya que seguramente por fenómenos de diálisis y/o de difusión capilar a través del fondo de la laguna, y sobre todo a través de la barra de cierre y separación, deben de existir unos intercambios de iones, acentuados con las variaciones de alturas en la laguna, que tienden a homogeneizar las soluciones hasta un determinado grado en cada ciclo anual, más lejano de la plena homogeneización cuanto mayor es la extracción de sal dentro de la capacidad máxima de producción de las salinas. Por ello la anormalidad de las soluciones ha sido poco acusada mientras la extracción media anual en período largo no ha rebasado las 200-250.000 t; pero cuando dicha producción media ha superado sensiblemente dichas cantidades, las soluciones de trabajo se han visto más concentradas en sales de magnesio y de potasio, llegando ya a mermar las posibilidades del proceso normal del ciclo, procediendo entonces evacuar al mar determinados volúmenes de aguas madres, a través de un canal construido a tal efecto, para permitir una homogeneización admisible en el proceso de producción, y esto todavía llegando al punto de saturación en cloruro de sodio, con concentraciones cada vez más elevadas. Desde los 25,6° Bé, en la evaporación metódica de agua de mar (en salina corriente), hasta los 26,1-26,2° Bé, y más tarde, en la última época aludida, alcanzando ya los 26,7-26,8° Bé, cada vez con menores contenidos en cloruro de sodio y mayores proporciones de las otras sales. A continuación, se expone la composición media de tales lejías:

Componentes (grs/l.)	Agua de mar = 4, 1.° Bé. p. e. = 1,0293	Salmuera a 22° Bé. p. e. = 1,17988 Final de entradas	Aguas saturadas a 26, 1.° Bé. p. e. = 1,2204	Ultimas aguas saturadas a 27° Bé. p. e. = 1,23018	Aguas madres a 29, 1.° Bé. p. e. = 1,2527
Co_3Na_2	0,032	$Mg(OH)_2$ 0,23	0,24	0,19	0,45
Co_3Ca	0,113	CO_3Mg 0,37	0,15	0,31	0,30
SO_4Ca	1,453	0,24	0,37	0,24	—
SO_4Mg	2,519	46,85	31,01	40,94	64,75
Cl_2Mg	3,732	74,35	61,06	61,85	104,59
Cl K	0,762	14,87	9,29	13,31	19,72
Br Na	0,089	Br_2Mg 1,60	1,00	1,42	2.28
Cl Na	30,442	180,45	232,58	207,05	173,58
Sales totales	39,144	318,96	325,70	325,31	365,67
H_2O	990,156	860,92	894,70	904,87	887,03

Se puede apreciar que la solución de 22° Bé, al final de las entradas de agua de mar en la laguna, es completamente anormal; la relación de su contenido en cloruro sódico y el de las otras sales de magnesio y potasio así lo acreditan, y se viene a confirmar lo que se señalaba anteriormente en relación con su aproximación a la composición de la solución metódica al llegar a la saturación en cloruro de sodio, en el transcurso del invierno, con lluvias y las máximas alturas en la laguna.

La capacidad de producción de estas salinas se puede determinar teniendo en cuenta que la evaporación anual de agua dulce en Torrevieja es de unos 3.000 mm y las

LAGUNA DE TORREVIEJA: SONDEOS

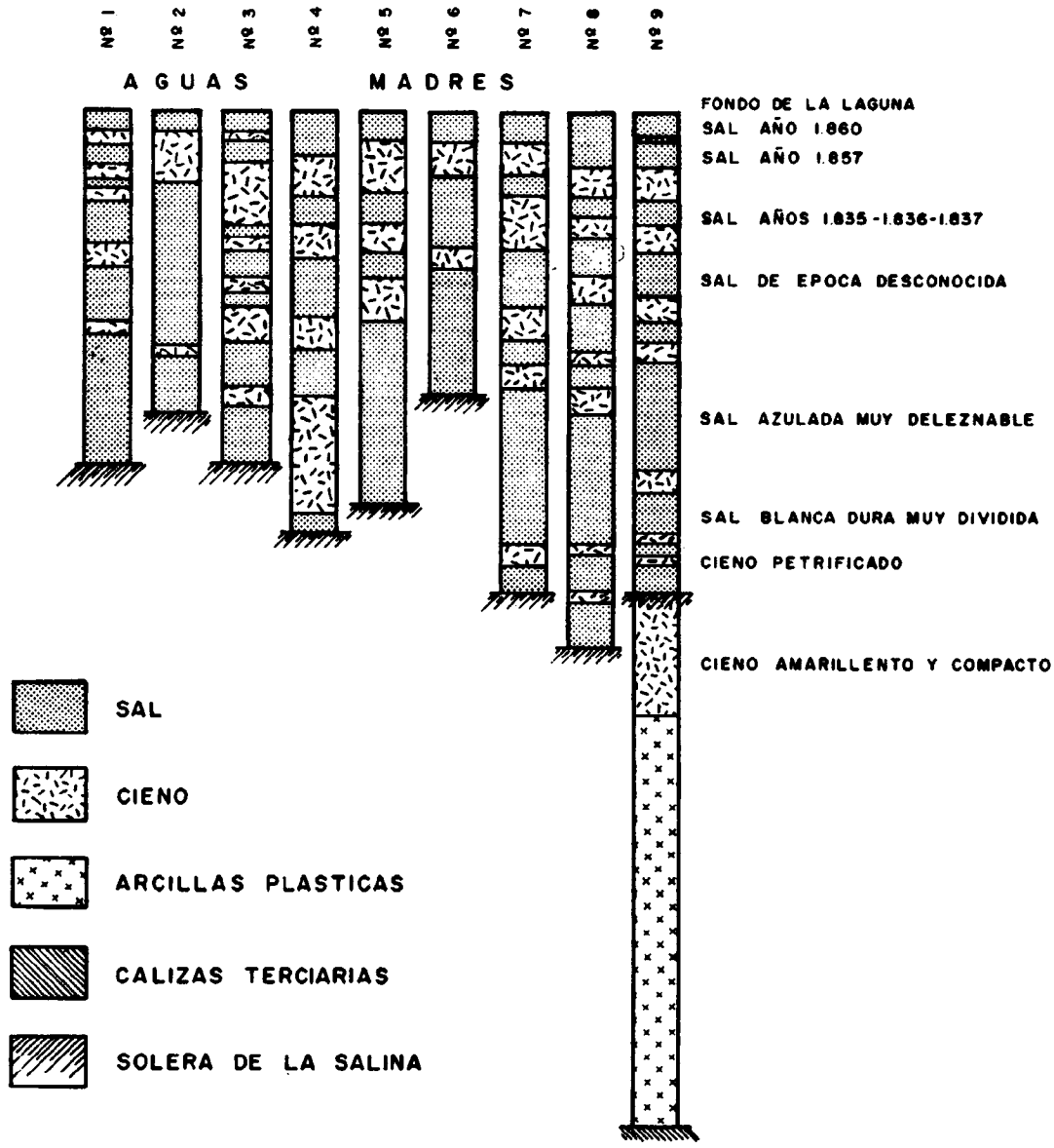


Figura 17.1-2

entradas medias por lluvia directa y por arroyamiento son de unos 500 mm anuales; que los coeficientes de evaporación para la laguna de Torrevieja, entre 22-23° y 29-30° Bé, es aproximadamente el 60 por 100 del de la laguna de La Mata, para 12-13° a 18-19° Bé, resultando así para la superficie total de ambas lagunas una evaporación práctica de unos 13 millones de m^3, que equivalen anualmente a una posible entrada de cloruro de sodio, con un volumen análogo de agua de mar, de 18 × 30 equivalente a 540.000 toneladas, es decir, que se puede contar con una producción media anual de unas 500-550.000 t.

Recolección de la sal y su transporte a lavadero

Antes de empezar la extracción de la sal se señaliza en la laguna una retícula de cuadrados de 600×600 m y rectángulos de 300 × 600 m (Fig. 17.1-3), con una superficie total de 684 ha, para regularizar y sistematizar la marcha de las máquinas de extracción.

Cuando el espesor de la sal lo permita (unos 40 mm) se comienza la cosecha con unas máquinas denominadas volvedoras, de las que se dispone de tres en funcionamiento y una de reserva. Consisten en unas palas rascadoras con sistema de persiana y cinta transportadora, montadas en un chasis sujeto a dos grandes flotadores y arrastradas por un sistema de orugas que se apoyan sobre el fondo de la laguna y son accionadas por un motor diesel refrigerado por aire.

Las máquinas volvedoras realizan pasadas en línea recta, dentro de cada cuadrado o tajo de recolección, hasta barrer la superficie reseñada en la citada figura 17.1-3. La sal extraída es depositada en una tolva de carga de las barcas de transporte mediante elevadores adecuados.

El transporte se realiza en unas dobles barcas de fondo plano y poco calado, ya que la mínima altura de aguas en la laguna, en el transcurso de la campaña, es de unos 400 mm., arrastrándose cada serie de 10 dobles barcas por un remolcador, también de fondo plano y poco calado, con motor diesel, que acciona ruedas de paletas laterales. El número de remolcadores que operan es de 15.

Breve descripción de los sistemas de lavado y depuración

La sal, tal como sale de la laguna, contiene también, según se dijo antes, en una mayor o menor proporción, sales cálcicas o magnésicas, así como lodo procedentes de su piso, lo que representa serios inconvenientes para su utilización. Es, por tanto, indispensable lavar esta sal y eliminar las impurezas (Fig 17.1-4).

El sulfato cálcico, precipitado en forma de cristales finísimos, se separa fácilmente arrastrado por las aguas del lavado en la forma anteriormente mencionada, ya que su asociación con el cloruro de sodio es de tipo físico y no químico.

No ocurre lo mismo con las sales magnésicas, las cuale van precipitando junto con la sal, y en especial cuanto más elevada es la graduación de las lejías, teniéndose que recurrir para su eliminación a una ligera disolución parcial del producto.

A la vista de lo expuesto anteriormente es preciso realizar el lavado en dos fases. Una de ellas consiste en someter a la sal a un fuerte batido con lejías concentradas, las cuales eliminan por arrastre los lodos y la mayor parte del sulfato cálcico.

En la otra fase, que se realiza con lejías diluidas, se da un riego sobre la sal, disolviendo y eliminando la mayor parte de las sales magnésicas contenidas.

Además, y con el fin de mejorar la eliminación de las sales magnésicas, se da a la sal un riego final con agua de mar, que la limpia de las lejías.

La sal contenida en las barcas de transporte es descargada por medio de un basculador, y elevada desde el nivel de la salina por medio de unos elevadores de cangilones hasta la tolva de entrada de la instalación de lavado y depuración.

La instalación de lavado y depuración propiamente dicha comprende dos lavaderos gemelos, de una capacidad unitaria de 200 t/h, formado cada uno de ellos por un canal en el que gira un transportador helicoidal, el cual recibe la sal de una tolva situada en la cabeza del mismo, haciéndola voltear y avanzar hacia su extremo final, donde cae en un foso al pie de un elevador de cangilones de chapa perforada, lo que permite separar, en un recorrido ascendente, la mayor parte de las lejías salinas.

Cada elevador vuelca la sal en el principio de una serie de tres escurridores transportadores de rasquetas, cuya misión es que en su recorrido la sal pierda la lejía de lavado que la impregna, permitiendo darle al final del trayecto un riego de agua de mar que acaba de limpiarla, llegando a quedar completamente escurrida y limpia.

Breve descripción del sistema de apilamiento y desapilamiento

La sal que procede del lavadero se eleva, por medio de una cinta inclinada, hasta otra giratoria que la reparte en la zona central de un parque de apilamiento en forma de semicírculo, de 176 m. de radio, sobre el que se forma el montón de sal, denominado garbera, que alcanza en la periferia hasta los 18 m. de altura.

El apilamiento se efectúa por medio de cucharas de 3,5 m^3 de capacidad, arrastradas por cables accionados por cabrestantes situados en la base de tres torres móviles que se desplazan sobre dos carriles periféricos y tienen unos 25 m de altura, con un peso de 200 t.

Para el desapilamiento de la sal se invierte la posición de las cucharas, y en esta forma se lleva la sal hacia el centro del parque, en donde existe una tolva para la alimentación de una cinta, que la lleva a su vez a otro transportador de cinta, también horizontal, de 150 m de longitud, seguido de otro inclinado de 40 m que alimenta las instalaciones de molturación y carga.

Taller de molturación e instalaciones de carga

Estas instalaciones comprenden seis silos para la carga de vagones de 2 m^3 de capacidad, que transportan la sal gruesa a granel por un ferrocarril minero hasta las instalaciones de carga de buques en el puerto. La sal todouno antes de su descarga en los silos pasa por dos grandes cribas vibrantes para separar la sal extraguesa, llamada «Kurkutch».

Enlazado con la cinta de alimentación de estos silos existe un sistema de cintas transportadoras para alimentar cuatro molinos trituradores, en los que se obtienen los tamaños denominados «salazón» y «fomento», así como una batería de molinos de piedras horizontales para obtener las calidades más finas (cero, corriente y extrafina).

Contigua a esta nave de molturación se halla la de ensacado y carga de camiones y vagones de ferrocarril de la red nacional. Para las expediciones por este último medio se dispone de una vía apartadero que llega hasta el muelle de carga, contiguo a la nave de ensacado.

SALES SODICAS: SALINAS DE TORREVIEJA

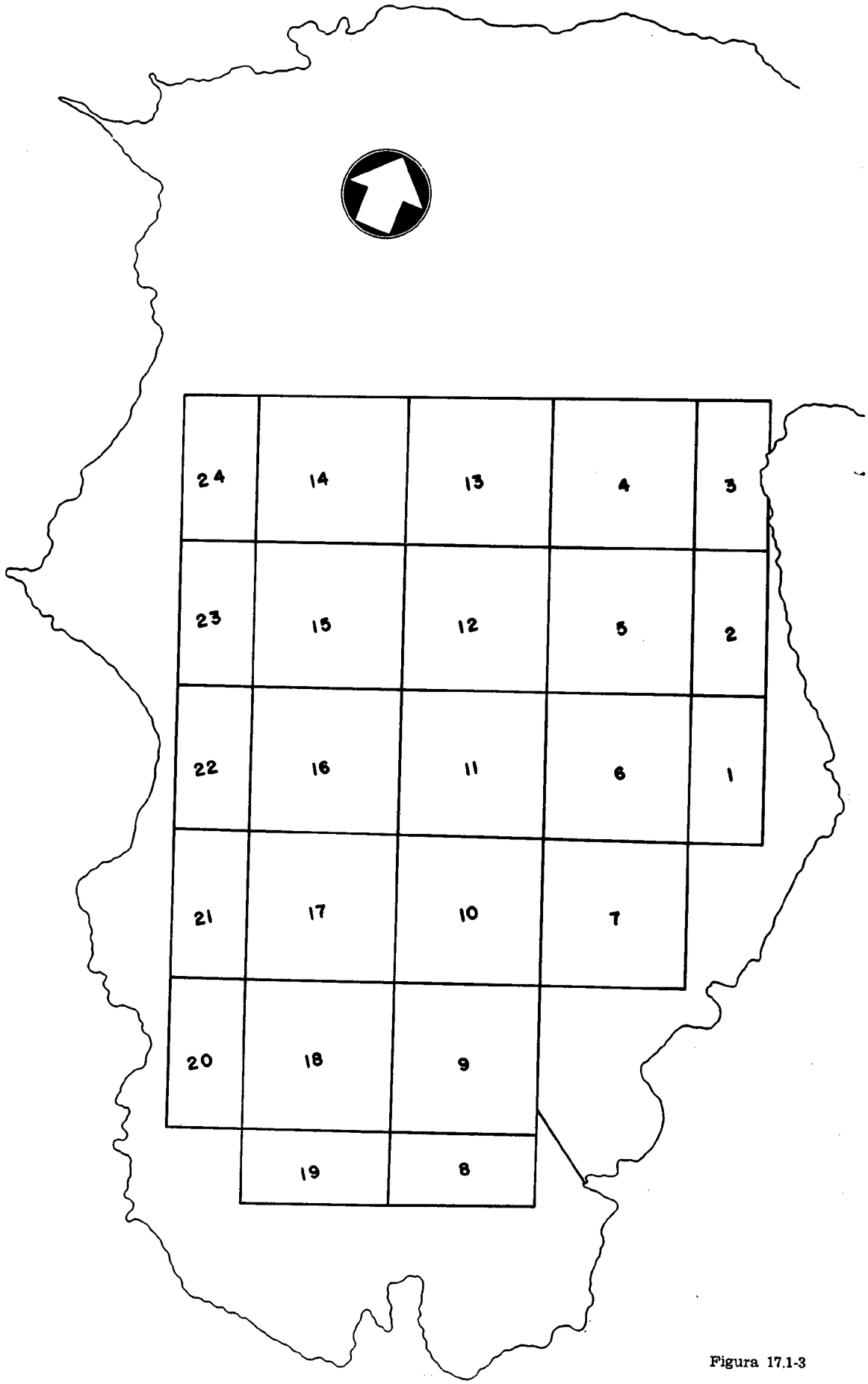


Figura 17.1-3

SALINAS DE TORREVIEJA Y LA MATA: ESQUEMA GENERAL DE PROCESO Y OBTENCION DE LA SAL

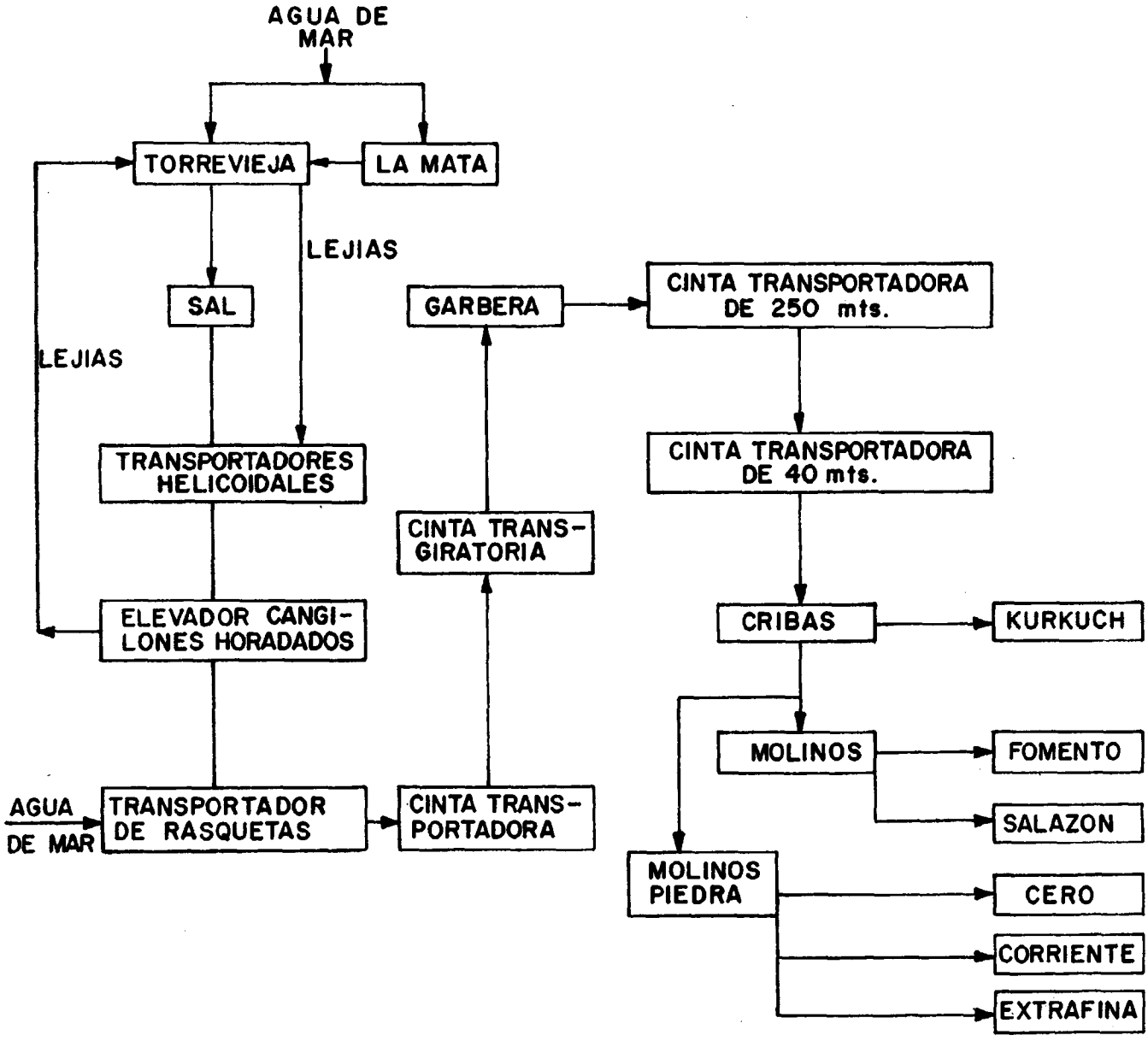


Figura 17.1-4

Las expediciones por mar se efectúan en el muelle de la sal, del que se ha hecho mención anterior. Cuenta este muelle con un parque de reserva de sal capaz para 20.000 toneladas. El embarque se hace por medio de cuatro equipos. El ritmo de carga para buques de sal gruesa a granel alcanza fácilmente las 3.000 t por turno de 8 horas, contando cada equipo con una estibadora, establecida en el extremo del tubo telescópico de descarga, para repartir la sal por toda la bodega.

Análisis de la sal

El análisis de la sal obtenida en Torrevieja, una vez lavada y apilada, es el siguiente:

	Sal húmeda	Producto seco
SO_4Ca	0,159	0,163
SO_4Mg	0,204	0,209
Cl_2Mg	0,257	0,263
Cl Na	96,891	99.342
H_2O	2,467	—
Residuo insoluble	0,022	0,023
	100.000	100.000

Cuadro de producciones y previsión

Producción: Años 1968-1970-1975-1980

Años	Producción
1968	419.556
1969	376.527
1970	464.257
1971	500.000
1972	600.000
1973	800.000
1974	800.000
1975	1.000.000
1980	1.000.000

RESTO DE SALINAS MARÍTIMAS

El resto de las salinas marítimas están distribuidas por las provincias de Barcelona, Tarragona, Alicante, Murcia, Almería, Cádiz, Huelva, Baleares, Las Palmas y Santa Cruz de Tenerife.

De todas éstas, la producción de las mayores oscila entre las 20.000 y 50.000 t. anuales, teniendo el resto unas cosechas inferiores.

Algunas salinas marítimas han desaparecido, debido al valor que han adquirido los terrenos donde estaban situadas, por la enorme promoción turística, y se cree que algunas de las existentes irán desapareciendo en plazo relativamente breve.

Además, las producciones, bajas de por sí en muchas de ellas, se ven afectadas enormemente en cuanto las condiciones climatológicas no son favorables, produciéndose la consiguiente pérdida económica.

Enumeración por provincias

ALICANTE

Salinas de Martulas, término de Santa Pola. Explota: Salinera Española, S. A. Capacidad de producción: 1.500 t.

Salinas de Bonmatí, término de Santa Pola. Explota: Salinas de Bonmatí, S. A. Capacidad de producción: 35.000 t.

Salinas de Bas del Port, término de Santa Pola. Explota: Enrique Cuervo-Arango y otros. Capacidad de producción: 45.000 t.

Salinas Marítimas de Calpe, término de Calpe. Explota: Buigues Hnos. Capacidad de producción: 1.400 t.

ALMERIA

Salinas de Cabo de Gata, término de Almería. Explota: Salinas del Mediterráneo, S. A. Capacidad de producción: 35.000 t.

Salinas de Roquetas, término de Roquetas. Explota: Salinas del Mediterráneo, S. A. Capacidad de producción: 45.000 t.

Salinas de San Juan de los Terreros, término de Pulpí. Explota: Almacenes Ortega, S. A. Capacidad de producción: 6.000 t.

BALEARES

Salinas Mallorquina, S. A., término de Muro. Explota: Salinera Mallorquina, S. A. Capacidad de producción, 4.000 t.

Salinas de S'Avall, término de Ses Salines. Explota: Jorge Dezcallar Maysi. Capacidad de producción: 6.000 t.

Salinas de Campos, término de Campos del Puerto. Explota: Salinas de Levante, S. A. Capacidad de producción, 20.000 t.

Salinas Vellas, término de Mercadall. Explota: Bartolomé Martí Piris. Capacidad de producción: 50 t.

Salinas de Formentera, término de San Francisco Javier (Formentera). Explota: Salinera Española, S. A. Capacidad de producción: 20.000 t.

Salinas de Ibiza, término de San José (Ibiza). Explota: Salinera Española, S. A. Capacidad de producción: 60.000 t.

BARCELONA

Salinas de Cubellas, término de Cubellas. Explota: Jorge Pino Altirain. Capacidad de producción: 150 t.

CADIZ

Salina San Enrique, término de Chiclana de la Frontera. Explota: Juan, Carmen y Pedro Vélez García. Capacidad de producción: 960 t.

Santa Teresa la Nueva y San Salvador, término de Chiclana y San Fernando. Explota: Suc. de José Barberá. Capacidad de producción: 800 t.

Santa Teresa de la Paz y Santa Catalina, término de Chiclana de la Frontera. Explota: Francisco y Luis Barberá. Capacidad de producción: 900 t.

Salina San Gabriel y San Ricardo, término de San Fernando. Explota: Manuela Moreno de Bea. Capacidad de producción: 900 t.

Salina Molineta, término de Puerto Real. Explota: Antonio López Relinque. Capacidad de producción: 335 t.

Salina Polvera y Aurora, término de Puerto Real. Explota: Eduardo López Relinque. Capacidad de producción: 650 t.

Salina Dulce Nombre, término de Puerto Real. Explota: Ambrosio López Relinque. Capacidad de producción: 450 t.

Salinas San Carlos y Santa Teresa, término de Sanlúcar de Barrameda. Explota: Salinas San Carlos y Santa Teresa. Capacidad de producción: 2.270 t.

Salina San José y San Enrique, término de Chiclana. Explota: Juan Ruiz Rodríguez. Capacidad de producción: 700 t.

Salina Molino San José, término de San Fernando. Explota: Mariano Lobo Gracián. Capacidad de producción: 360 t.

Santísima Trinidad la Nueva o el Ratón, término de Puerto Real. Explota: Fernando Partillo Ruiz. Capacidad de producción: 270 t.

San José y Animas, término de Puerto Real. Explota: José María Abad Sanz. Capacidad de producción: 405 t.

Salina San José de Barbanera, término de Puerto Real. Explota: Manuel y Pedro Salas Garau. Capacidad de producción: 1.300 t.

Salinas Varias, términos de San Fernando-Chiclana-Puerto Real. Explota: Salinera Española, S. A. Capacidad de producción: 30.000 t.

Santa Ana de Bartivás, término de Chiclana de la Frontera. Explota: Ana Ruiz Marian. Capacidad de producción: 500 t.

El Pópulo y San Diego, término de Puerto Real. Explota: Joaquín Ruiz-Serrano. Capacidad de producción: 450 t.

Salinas Nuestra Señora del Rosario, término de Sanlúcar. Explota: Aprovechamiento Marinas, S. A. Capacidad de producción: 8.000 t.

San Eugenio, término de Chiclana. Explota: Vda. e Hijo de Ruiz Velázquez. Capacidad de producción: 5.800 t.

Salina Barbenera, término de Puerto Real. Explota: Ricardo López Relinque. Capacidad de producción: 175 t.

Salina Angeles Custodios, término de San Fernando. Explota: Salvador Palau Colomina. Capacidad de producción: 1.300 t.

Tres Amigos, término de San Fernando. Explota: Sucesores de Luis Arnac. Capacidad de producción: 4.500 t.

Nueve salinas, términos de San Fernando-Chiclana-Puerto Real y Cádiz. Explota: Salinera Gaditana, S. A. Capacidad de producción: 40.000 t.

San Paulino, término de Barbate de Franco. Explota: Consorcio Nacional Almadrabero. Capacidad de producción: 110 t.

Salina Nuestra Señora del Pilar, término de Puerto Real. Explota: Manuel López Relinque. Capacidad de producción: 600 t.

Esperanza, término de Puerto Real. Explota: María Jesús Lehaiza Sesa. Capacidad de producción: 700 t.

Sagrada Familia, término de Puerto Real. Explota: Concepción Ruiz Martínez. Capacidad de producción: 900 t.

San Vicente y Regla, término de San Fernando. Explota: José Ruiz Velázquez. Capacidad de producción: 1.200 t.

Imposible, término de Puerto Real. Explota: Angeles Ruiz Coto. Capacidad de producción: 900 t.

Molino de Ossio, término de Puerto Real. Explota: José Ruiz Coto. Capacidad de producción: 2.200 t.

San Francisco de Asís y San Felipe, término de San Fernando. Explota: Manuel Ruiz Coto. Capacidad de producción: 3.000 t.

Cinco salinas, términos de Chiclana y Puerto Real. Explota: Salinera Chacartegui, S. A. Capacidad de producción (1964): 10.000 t.

San Juan Crisóstomo, término de Chiclana. Explota: Antonio Galera Barrios. Capacidad de producción: 300 t.

Cinco salinas, término de Cádiz. Explota: Salinera del Sur, S. A. Capacidad de producción: 10.000 t.

Salina el Aguila, término de Puerto Real. Explota: Encarnación Gil de los Reyes. Capacidad de producción: 600 t.

Salina «Hacienda Chica», término de Puerto Real. Explota: Aniceto Ramírez Rey. Capacidad de producción: 1.015 t.

Salina Los Hermanos, término de Chiclana. Explota: Manuel Bea Gutiérrez. Capacidad de producción: 800 t.

HUELVA

Pozo del Camino, término de Isla Cristina. Explota: José Tejero Vázquez.

Puntal y Guano, término de Isla Cristina. Explota: José Tejero Vázquez. Capacidad de producción: 700 t.

Isla del Moral, término de Ayamonte. Explota: Herederos de M. Borrero. Capacidad de producción: 2.000 t.

Mariana, término de Ayamonte. Explota: Antonio Concepción Reboura. Capacidad de producción: 360 t.

Santa Rita, término de Ayamonte. Explota: Antonio Concepción Reboura. Capacidad de producción: 720 t.

Bacuta núm. 1, término de Huelva. Explota: Herederos de José María Amo. Capacidad de producción: 350 t.

Salina San Isidoro, término de Almonte. Capacidad de producción: 400 t.

Salina San Rafael, término de Ayamonte. Explota: Pérez y Feu, S. R. C. Capacidad de producción: 990 t.

La Primera, término de Huelva. Eplota: Hdros. R. Mirabent Baraa y F. Mirabet. Capacidad de producción: 1.910 t.

Salina Los Astures, término de San Juan del Puerto. Explota: Hdros. de Antonio Sánchez. Capacidad de producción: 190 t.

La Xixtia, término de Isla Cristina. Explota: Román Pérez Caballero. Capacidad de producción: 50 t.

Salina San Rafael, término de Ayamonte. Explota: Rafael Lehaiza. Capacidad de producción: 1.000 t.

Salina Biomaris 1.ª, término de Huelva. Explota: Rita Mila Nieves. Capacidad de producción: 300 t.

Salina Cuatro Aguas, término de Huelva. Explota: Francisco de la Cruz. Capacidad de producción: 1.500 t.

Salina de Cardeñas, término de Huelva. Explota: José Luis de la Corte. Capacidad de producción: 2.000 t.

Salina Jesús del Gran Poder, término de Ayamonte. Explota: Antonio Vázquez Gómez. Capacidad de producción: 400 t.

Salinas de Punta Umbría, término de Punta Umbría. Explota: Hermanos de la Corte. Capacidad de producción: 250 t.

Salina de Isla Bacuta, término de Huelva. Explota: Hermanos de la Corte. Capacidad de producción: 400 t.

Salinas El Astur, término de Cartaya. Explota: Salinera Onubense, S. A. Capacidad de producción: 400 t.

Salina Bacuta núm. 2, término de Huelva. Explota: Salinera Onubense, S. A. Capacidad de producción: 600 t.

MURCIA

Salinas del Pinatar, término de San Pedro del Pinatar. Explota: Salinera Española, S. A. Capacidad de producción: 70.000 t.

Salinas de Cabo de Palo, término de Cartagena. Explota: Salinera Catalana, S. A. Capacidad de producción: 10.000 t.

Salinas de Punta Galera, término de San Javier. Explota: Adolfo Martínez Torregrosa. Capacidad de producción: 1.500 t.

Salinas de Calblanque, término de Cartagena. Explota: Salinas de Calblanque, S. A. Capacidad de producción: 3.000 t.

LAS PALMAS

Salinas El Majo, término de Teguise. Explota: Rodolfo Alonso Prieto. Capacidad de producción: 350 t.

Salina Orsola, término de Haria. Explota: Vda. de Bartolomé Arroyo Arroyo. Capacidad de producción: 200 t.

Salina de Yagabo, término de Arrecife. Explota: Juan Betancort López. Capacidad de producción: 1.200 t.

Salina Los Mármoles, término de Arrecife. Explota: Hdros de Pedro Cabrera, Capacidad de producción: 300 t.

Salina de Janubio, término de Yarza. Explota: Herederos de Pedro Cerdeña Armas. Capacidad de producción: 1.300 t.

Salina de Vegueta Espino, término de Teguise. Explota: Hdros. de José María Delgado García. Capacidad de producción: 500 t.

Salina Hoya del Cangrejo, término de Arrecife. Explota: Frigoríficos de Arrecife, S. A. Capacidad de producción: 500 t.

Salina Rosa del Viejo, término de Puerto del Rosario. Explota: Fuerteventura, S. L. Capacidad de producción: 750 t.

Salina Caleta Fustes, término de Antigua. Explota: Carmen García. Capacidad de producción: 200 t.

Salina Punta Mujeres, término de Haria. Explota: Hermanos González Ramírez. Capacidad de producción: 300 t.

Salinas Las Caletas, término de Teguise. Explota: Santiago Hernández. Capacidad de producción: 200 t.

Salina Maneje, término de Arrecife. Explota: Domingo Hernández Hernández. Capacidad de producción: 200 t.

Salina de Janubio, término de Yarza. Explota: Sucesores de Jaime Lleó. Capacidad de producción: 3.000 t.

Salina de Matagorda, término de Arrecife. Explota: Lloret y Linares, S. L. Capacidad de producción: 1.500 t.

Salina de Puerto de Naos, término Arrecife. Explota: Lloret y Linares, S. L. Capacidad de producción: 300 t.

Salina Los Marmoles, término de Arrecife. Explota: Inés Márquez de Garriga. Capacidad de producción: 350 t.

Salinas de Janubio, término de Yarza. Explota: Padrón Lleó. Capacidad de producción 2.500 t.

Salinas de Playa de Tío Joaquín, término de Teguise. Explota Francisco Rivero Vega. Capacidad de producción 150 t.

Salina Islote del Francés, término de Arrecife. Explota ROCARSA. Capacidad de producción: 250 t.

Salina de San José, término de Arrecife. Explota: Herederos de Eulogia Rodríguez. Capacidad de producción: 900 t.

Salina Playa Bastián, término de Teguise. Explota: Nicolás Toledo y Hermanos. Capacidad de producción: 300 t.

Salina Los Charcos, término de Teguise. Explota: Herederos de Guillermo Toledo. Capacidad de producción: 300 t.

Salina de Toledo, término de Arrecife. Explota: Tomás Toledo. Capacidad de producción: 300 t.

Salina de Caleta Fusté, término de Antigua. Explota: Carmen García. Capacidad de producción: 200 t.

Salina La Garita, término de Telde. Explota: Cesáreo Morales López. Capacidad de producción: 100 t.

Salina Pie de Montaña, término de Aguimes. Explota: Nicolás Melián Martel. Capacidad de producción: 20 t.

Salina Arienaga, término de Aguimes. Explota: Antonio Abad Alemán. Capacidad de producción: 20 t.

Salinas, término de Teguise. Explota: José Pérez Fierro. Capacidad de producción: 200 t.

Salinas de Arinaga, término de Aguimes. Explota: Manuel Viera Gutiérrez. Capacidad de producción: 50 t.

Salinas de Bocabarranco, término de Aguimes. Explota: Juan Lozano Morales. Capacidad de producción: 50 t.

Salinas de Jable de Arinaga, término de Aguimes. Explota: Martín Saavedra Medina. Capacidad de producción: 60 t.

Salinas de Hoya de Puerto Naos, término de Arrecife. Explota: Hdros. de A. Santos Negrín. Capacidad de producción: 150 t.

Salinas de Arinaga, término de Aguimes. Explota: Juan Arteles Ramuin. Capacidad de producción: 20 t.

SANTA CRUZ DE TENERIFE

Salinas de La Jaquita, término de Guía de Isora. Explota: Félix Reyes Martín. Capacidad de producción: 100 t.

TARRAGONA

Salinas de La Trinidad, término de San Carlos de la Rápita. Explota: Cía Española de Investigación y Fomento Minero, S. A. (INFOSA). Capacidad de producción: 40.000 t.

Salinas de San Antonio, término de Amposta. Capacidad de producción: 1.500 t.

RESUMEN DE CAPACIDAD TOTAL POR PROVINCIAS

PROVINCIAS	Núm. salinas	Toneladas
Alicante (incluida Torrevieja)	5	582.900
Almería	3	86.000
Baleares	6	110.050
Barcelona	1	150
Cádiz	68	153.250
Huelva	20	14.620
Murcia	4	84.500
Las Palmas	33	16.720
Santa Cruz de Tenerife	1	100
Tarragona	2	41.500

PRODUCCIÓN EN LOS ÚLTIMOS AÑOS

Años	Toneladas
1957	832.376
1958	875.677
1959	774.126
1960	840.079
1961	967.053
1962	995.433
1963	984.523
1964	1.171.912
1965	1.041.071
1966	928.343
1967	901.516
1968	908.205
1969	771.141

Unidad: t.

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

CUADRO 17.1 - 5

SALINAS DE TORREVIEJA

PRODUCCIONES Y PERDIDAS POR ARRASTRE DE LLUVIAS ANUALES

AÑOS	DATOS AÑO NATURAL	
	Producción ejercicio	Total lluvia y arrastres
1934	214.025	448,3
1935	298.619	168,2
1936	197.702	223,3
1937	93.020	309,0
1938	12.386	410,5
1939	180.153	201,1
1940	215.337	322,06
1941	92.549	586,7
1942	143.537	384,0
1943	184.779	400,3
1944	103.924	362,8
1945	170.427	152,3
1946	173.130	580,5
1947	211.343	161,8
1948	253.459	555,4
1949	31.384	961,9
1950	339.122	174,9
1951	357.630	264,5
1952	352.492	234,2
1953	390.053	189,0
1954	254.018	561,2
1955	294.526	268,2
1956	294.205	244,7
1957	378.326	298,1
1958	424.462	210,0
1959	313.985	510,4
1960	408.837	175,6
1961	452.267	69,6
1962	475.502	239,1
1963	521.383	130,5
1964	596.922	219,9
1965	476.670	420,4
1966	411.868	193,1
1967	380.196	355,7
1968	419.556	328,1
1969	376.527	329,2
1970	464.257	143,9

17.1.2.2 **Salinas de manantial**

Los manantiales salinos están casi siempre situados en terrenos salíferos del Keuper, o muy cerca de ellos, y en terrenos salíferos terciarios a veces con disolución simultánea de sulfato sódico y de cloruro sódico.

En España abundan estos manantiales, aunque su explotación es rudimentaria, obteniendo producciones bajísimas, consumidas en su mayor parte en mercados locales.

El sistema de producción de la sal es por evaporación solar en balsas construídas al efecto.

RELACIÓN DE SALINAS POR PROVINCIAS

ALAVA

Salinas de Añana, término municipal de Salinas de Añana. Explota: Comunidad de Propietarios de Sales. Capacidad de producción: 4.000 t

ALBACETE

Salinas de Pinilla y la Marta, término de Alcaraz. Explota: Antonio González Contreras. Capacidad de producción: 1.200 t.

Salinas La Esperanza, término de Ayue. Explota: Herederos de Preciosos Roldán. Capacidad de producción: 5 t.

ALICANTE

Salinas Salero Viejo, término de Villena. Explota: Salero Viejo. Capacidad de producción: 1.650 t.

Salinas Salero Nuevo, término de Villena. Explota: Federico Requena Bonastre. Capacidad de producción: 1.800 t.

Salinas Carmen, término de Villena. Explota: Antonio Coloma Company. Capacidad de producción: 2.100 t.

CORDOBA

Salinas de Duernas, término de Córdoba. Explota: María Jesús Español. Capacidad de producción: 800 t.

Salinas Puente de Montilla, término de Aguilar de la Frontera. Explota: Carmen Luque Díaz. Capacidad de producción: 200 t.

Salinas Ntra. Sra. de la Antigua, término de Aguilar de la Frontera. Explota: Vda. de Fernández Pérez. Producción: 60 t.

Salinas Ntra. Sra. de los Remedios, término de Aguilar de la Frontera. Explota: Rafael Lovera Sánchez. Capacidad de producción: 210 t.

Salina Cuesta Palomas, término de Baena. Explota: Andrés de Prado Santaella. Capacidad de producción: 300 t.

Salina Ntra. Sra. de la Esperanza, término de Cabra. Explota: Francisco Pacheco Marín. Capacidad de producción: 200 t.

Salinas Arias, término de Cabra. Explota: Patricio Osuna Castro. Capacidad de producción: 5 t.

Salina Dehesa de Carril, término de Lucena. Explota: A. Isidro Roldán Ariza. Capacidad de producción: 43 t.

Salina Lucena. Término de Lucena. Explota: J. José Guerizo Rueda. Capacidad de producción: 25 t.

Salina Ntro. Padre Jesús del Calvario, término de Montilla. Explota: Francisco López Romero. Capacidad de producción: 180 t.

Salina Jesús Nazareno, término de Aguilar de la Frontera. Explota: Diego Molina Ortiz. Capacidad de producción: 5 t.

Salina La Encarnación, término de Monturque. Explota: Herederos de Francisco Romero Varo. Capacidad de producción: 175 t.

Salina Hacienda de Las Zaballas, término de Priego de Córdoba. Explota: Industrias E. Montoro. Capacidad de producción: 215 t.

Salina San Juan de Dios, término de Rute. Explota: José Moreno de Luna. Capacidad de producción: 350 t.

Salina Tejas Coliradas, término de Baena. Explota: Victoriano Barea Peralvarez. Capacidad de producción: 450 t.

Salina Encarnación, término de Montilla. Explota: Antonio Aguilar Díaz. Capacidad de producción: 35 t.

CUENCA

Salina Valsalobre, término de Valsalobre. Explota: Hijos de M. Sanz. Capacidad de producción: 14 t.

GUADALAJARA

Salina Jerónimo, término de Traid. Explota: Arcadio Ortega. Capacidad de producción: 5 t.

Salinas de Imón y de la Olmeda, término de Imón y la Olmeda. Explota: Sal. de Imón y la Olmeda. Capacidad de producción: 8.000 t.

Salina El Porvenir, término de Terzaga. Explota: Mariano Núñez Hernández. Capacidad de producción: 50 t.

Salina La Escuadra, término de Cercadillo. Explota: Francisco de la Riba Ramón Capacidad de producción: 600 t.

Salina de San Juan, término de Saelices de la Sal. Explota: Gregorio Escolano. Capacidad de producción: 400 t.

Salina La Victoria, término de Riba de Santiuste. Explota: Angel Carrión. Capacidad de producción: 50 t.

Salina La Amistad, término de Bujalcayado. Explota: Condominio de Salinas de Bujalcayado. Capacidad de producción: 800 t.

Salina La Constancia, término de Rienda. Explota: Herederos de Pablo Latova. Capacidad de producción: 150 t.

Salina Estanislada, término de Alcuneza. Explota: Salinera Española. Capacidad de producción: 275 t.

Salina La Inesperada, término de Ocentejo. Explota: Prudencio del Amo Moreno. Capacidad de producción: 60 t.

Salina La Esperanza, término de Paredes de Sigüenza. Explota: Hijos de Jessú Muñoz. Capacidad de producción: 240 t.

Salina La Concha, término de Carabias. Explota: Cirueches, S. A. Capacidad de producción: 80 t.

Salina Felisa, término de Torrevaldealmendras. Explota: Miguel Mínguez. Capacidad de producción: 20 t.

JAEN

Salina Lola, término de Alcaudete. Explota: Andrés Martínez Moreno Capacidad de producción: 60 t.

Salina Los Ruedos y la Cruz, término de Ubeda. Explota: Isabel Martos Barón. Capacidad de producción: 50 t.

Salina El Brujuelo, término de Jaén. Explota. Herederos de Ramón Porros. Capacidad de producción: 12 t.

Salina San Carlos, término de Jaén. Explota: Francisco Martín León. Capacidad de producción: 350 t.

Salina Don Benito: término de Jaén. Explota: Luis Yera Fuentes. Capacidad de producción: 300 t.

Salina La Junta de Peñaflor, término de Jaén. Explota: Manuel Yera Fuentes. Capacidad de producción: 30 t.

Salina La Colorá, término de Jaén. Explota: Antonio Tello Valero. Capacidad de producción: 20 t.

Salina Los Cuartos, término de Jaén. Explota: Diego López Serrano. Capacidad de producción: 10 t.

Salinas Las Chicas, término de Jaén. Explota: Vda. Florentino García Pérez. Capacidad de producción: 35 t.

Salina San Cayetano, término de Jaén. Explota: Vda. Florentino García Pérez. Capacidad de producción: 15 t.

Salina Miguel Padilla Lerma, término de Jaén. Explota: Miguel Padilla Lerma. Capacidad de producción: 25 t.

Salina Juan Jiménez Delgado, término de Jaén. Explota: Juan Jiménez Delgado. Capacidad de producción: 10 t.

Salina Sebastián López Cobo, término de Jaén. Explota: Sebastián López Cobo. Capacidad de producción: 10 t.

Salina Cristóbal López Raya, término de Jaén. Explota: Cristóbal López Raya. Capacidad de producción: 10 t.

Salina Matías Pérez Martínez, término de Jaén. Explota: Matías Pérez Martínez. Capacidad de producción: 15 t.

Salina Barranco Hondo, término de Jaén. Explota: Luis Yera Fuentes. Capacidad de producción: 100 t.

Salina San Luis, término de Jaén. Explota: Luis Bonilla Valderrama. Capacidad de producción: 60 t.

Salina Colcovao, término de Jaén. Capacidad de producción: 10 t.

Salina Cuesta Salina, término de Jaén. Explote: Juan Megías. Capacidad de producción: 9 t.

Salina Cerro Molino, término de Jaén. Explota: Alfonso Martínez. Capacidad de producción: 8 t.

Salina Martín Agraz, término de Jaén. Explota: José Jorro. Capacidad de producción: 11 t.

Salinas Martín García Lanzas, término de Mancha Real. Explota: Martín García Lanzas. Capacidad de producción: 80 t.

Salina Serafín Aranda Martín, término de Mancha Real. Explota: Serafín Aranda Martín. Capacidad de producción: 65 t.

Salina del Risquillo, término de Mancha Real. Explota: Manuel Sánchez. Capacidad de producción: 30 t.

Salina La Salinilla, término de Mancha Real. Explota: Vicente Delgado. Cauacidad de producción: 9 t.

Salina San José, término de Torredonjimeno y Torredelcampo. Explota: Felipe Gómez Cruz. Capacidad de producción: 180 t.

Salina San Fernando, término de Torredelcampo y Torredonjimeno. Explota: Felipe Gómez Cruz. Capacidad de producción: 35 t.

Salina del Fraile, término de Torredonjimeno y Torredelcampo. Explota: Pedro Sanz Larrea. Capacidad de producción: 30 t.

Salina El Mayorazgo, término de Torredonjimeno y Torredelcampo. Explota: Manuel Bailén. Capacidad de producción: 25 t.

Salina Montón de la Tierra, término de Torredonjimeno y Torredelcampo Explota: Francisco López Fernández. Capacidad de producción: 20 t.

Salina Pajarero, término de Torredonjimeno y Torredelcampo. Explota: Eugenio Horno Anguita. Capacidad de producción: 70 t.

Salina Pedro Gil, término de Torredonjimeno y Torredelcampo. Explota: Fernando Ortega Mayorazgo. Capacidad de producción: 15 t.

Salina Cerro Conejo, término de Villadompardo. Explota: Francisca López Sabalete. Capacidad de producción: 35 t.

Salina Mataborricos, término de Escañuela. Explota: Juan y José Martínez Portillo. Capacidad de producción: 25 t.

Salina De la Orden. término de Porcuna. Explota: Manuel Casado Aguilera. Capacidad de producción: 60 t.

Salina Los Morenos, término de Higuera de Calatrava. Explota: Fernando Romero. Capacidad de producción: 17 t.

Salina del Rincón, término de Alcaudete. Explota: Manuel López Alba. Capacidad de producción: 15 t.

Salina Cerro del Esparto, término de Alcaudete. Explota: Antonio Contreras. Capacidad de producción: 10 t.

Salina La Chilla, término de Hinojares. Explota: Rafael Jiménez Canis. Capacidad de producción: 125 t.

Salina del Mesto, término de Hinojares. Explota: José María Sánchez. Capacidad de producción: 80 t.

Salina de Almosillas, término de Quesada. Explota: Antonio Pérez. Capacidad de producción: 20 t.

Salina Veleta y los Rosales término de Quesada. Explota: José Ramón Munuera. Capacidad de producción: 11 t.

Salina Romegoso, término de Quesada. Explota: Diego Dueñas Herrera. Capacidad de producción: 25 t.

Salina Belerda, término de Quesada. Explota: Romualdo Martínez. Capacidad de producción: 10 t.

Salina del Poncel, término de Peal de Becerro. Explota: José Muñoz Rejas. Capacidad de producción: 35 t.

Salina Arroquina, término de Peal de Becerro. Explota: Pedro Yera Carrascosa. Capacidad de producción: 25 t.

Salina El Marqués, término de Peal de Becerro. Explota: Pedro Yera Carrascosa. Capacidad de producción: 37 t.

Salina El Prior, término de Peal de Becerro. Explota: Ildefonso Yera Carrascosa. Capacidad de producción: 35 t.

Salina de Rosealo, término de Peal de Becerro. Explota: Ildefonso Yera Carrascosa. Capacidad de producción: 30 t.

Salina de Los Arcos, término de Cazorla. Explota: Rafael Alcalá. Capacidad de producción: 9 t.

Salina La Rambla, término de Jódar. Explota: Juan José Ramírez. Capacidad de producción: 10 t.

Salina de Llano de Las Casas, término de Ubeda. Explota: Luis Valero Aguilar. Capacidad de producción: 20 t.

Salina de la Sancha, término de Jódar. Explota: Antonio Berenguer Herrera. Capacidad de producción: 10 t.

Salina de Montenegro, término de Baeza. Explota: Diego Vera Fuentes. Capacidad de producción: 56 t.

Salina de Sombrerete, término de Baeza. Explota: Manuel Yera Fuentes. Capacidad de producción: 40 t.

Salina La Cueva, término de Baeza. Explota: Manuel Ruiz. Capacidad de producción: 25 t.

Salina Villapardillo, término de Baeza. Explota: Antonio Palomares. Capacidad de producción: 20 t.

Salina Corvera, término de Bedmar. Explota: Manuel Ruiz. Capacidad de producción: 11 t.

Salina Barranquillo, término de Bedmar. Explota: Ildefonso Cobo Ramírez. Capacidad de producción: 25 t.

Salina La Espantá, término de Bedmar. Explota: Andrés Martos Caballero. Capacidad de producción: 10 t.

Salina El Neveral, término de Bedmar. Explota: Ildefonso Vergas Peña. Capacidad de producción: 12 t.

Salina Cristóbal Adán Peña, término de Bedmar. Explota: Cristóbal Adán Peña. Capacidad de producción: 7 t.

Salina La Junta de los Ríos, término de Bedmar. Explota: Miguel Viedma Navidad. Capacidad de producción: 19 t.

Salinas de La Raja, término de Bedmar. Explota: María Cuadros Fuentes. Capacidad de producción: 15 t.

Salina La Caridad, término de Jimena. Explota: Don Ramón Biezma Espinosa. Capacidad de producción: 30 t.

Salina Los Barrancos, término de Jimena. Explota: Miguel Moreno. Capacidad de producción: 25 t.

Salina Las Escuelas, término de Jimena. Explota: Francisco Yera Fuentes. Capacidad de producción: 100 t.

Salina Don Calixto, término de Jimena. Explota: Pilar Gómez Guzmán. Capacidad de producción: 30 t.

Salina Cortijo de Las Tinadas, término de Jimena. Explota: Luis de Dios Guzmán. Capacidad de producción: 14 t.

Salina Los Saleros de Arriba y de Abajo, término de Hornos de Segura. Explota: Antonia Blanco Martínez y Compañía. Capacidad de producción: 11 t.

Salina Canoda de Zafra, término de Fuente del Rey. Explota: Antonio Tello. Capacidad de producción: 30 t.

Salina de Platero término de Jaén. Explota: Manuel Gutiérrez Sánchez. Capacidad de producción: 25 t.

Salina Chinchilla, término de Ubeda. Explota: José Anglis Catena. Capacidad de producción: 9,5 t.

Salina de La Vega de la Salina, término de Ubeda. Explota: Angel Fernández. Capacidad de producción: 7 t.

HUESCA

Salina La Esperanza, término de La Fueva. Explota: Salinares Armisén. Capacidad de producción: 300 t.

LERIDA

Salina Ofita, término de Gerri de la Sal. Explota: Comunidad de Fabricantes de Sal. Capacidad de producción: 1.000 toneladas.

LOGROÑO

Salina Santa Bárbara de Henesa, término de Haro. Explota: Dionisio Pérez Grijalba. Capacidad de producción: 900 toneladas.

MADRID

Salina Vicente, término de Ciempozuelos. Explota: Manuel Muñoz Charles. Capacidad de producción: 280 t Cl Na, 40 t SO_4 Na_2.

MURCIA

Salina del Príncipe, término de Jumilla. Explota: Pascual Oliveros Fernández. Capacidad de producción: 30 t.

Salina Sangonera La Seca, término de Sangonera La Seca. Explota: Herederos de Julia Fano Martínez. Capacidad de producción: 200 t.

SEVILLA

Salinas de Valcargado, término de Utrera. Explota: Salinas de Valcargado, S. A. Capacidad de producción: 200 t.

Salina San Francisco, término de Pruna. Explota: Salina San Francisco. Capacidad de producción: 50 t.

Salinas de Balmaseda, término de Ecija. Explota: Manuel Molinero Moreno. Capacidad de producción: 550 t.

Salina María, término de Osuna. Explota: Juan Sánchez Gómez. Capacidad de producción: 10 t.

SORIA

Salinas de Medinacelli (Eloísa y Santiago), término de Salinas de Medinacelli. Explota: Victoriano Hernangil Hernangil. Capacidad de producción: 1.300 t.

TERUEL

Salina Sucesores de Rafael Campillo, término de Arcos de las Salinas. Explota: Sucesores de Rafael Campillo. Capacidad de producción: 153 t.

VALENCIA

Salina Angelina, término de Gestalgar. Explota: Santiago Valero Cervera. Capacidad de producción: 48 t.

Salina San Javier, término de Cofrentes. Explota: Francisco Gavidia Pardo. Capacidad de producción: 450 t.

RESUMEN POR PROVINCIAS

PROVINCIAS	Núm. salinas	Producción t.
Alava	1	4.000
Albacete	2	1.205
Alicante	3	5.550
Córdoba	16	3.255
Cuenca	1	15
Guadalajara	13	10.730
Jaén	74	2.870
Huesca	1	300
Lérida	1	1.000
Logroño	1	900
Madrid	1	280
Murcia	2	230
Sevilla	4	810
Soria	1	1.300
Teruel	1	153
Valencia	2	500

PRODUCCIÓN EN LOS ÚLTIMOS AÑOS

Años	Toneladas
1957	7.247
1958	16.577
1959	17.652
1960	14.313
1961	18.168
1962	18.325
1963	14.200
1964	18.794
1965	20.477
1966	17.249
1967	22.822
1968	24.207
1969	14.531

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

17.1.2.3 Yacimientos de sal gema

A continuación se exponen unas ideas generales sobre la historia geológica de la península y la formación de los yacimientos de sal gema en España.

Hablando en términos generales, puede decirse que la mitad occidental está constituida por materiales prehercinianos. Formaciones de tipo y edades análogas deben constituir el basamento de los materiales mesozoicos y cenozoicos, que afloran la mitad oriental de la península.

La historia geológica del ámbito peninsular debió ser, en rasgos amplios y generales, relativamente uniformes hasta que tuvieron lugar los plegamientos hercinianos a fines del carbonífero superior, plegamientos, por lo general, violentos.

Estos plegamientos arrastraron consigo, en la mitad occidental de la Península, un intenso magmatismo ácido, que originó extensos metamorfismos y que, por decirlo así, inmovilizó la mitad occidental del territorio español, que en adelante jugó un papel tectónico meramente pasivo.

Por el contrario, la mitad oriental, antehercínica, de la península, no obstante su aparente similitud estratigráfica y aun tectónica con la occidental en aquella época, empezó a funcionar, a la terminación de los plegamientos hercinianos, como zona de hundimiento donde se depositaron espesores variables, y a veces muy importantes, de sedimentos marinos y continentales, que en algunas regiones adquirieron categoría de geosinclinal y que, al finalizar el Eoceno, empezaron a funcionar tectónicamente, dando origen a las cadenas Pirenaicas, Ibéricas, Costero-Catalanas y Béticas.

En este ámbito sedimentario, persistente desde los comienzos del Mesozoico hasta finales del Oligoceno o del Mioceno, es donde se enclavan la mayor parte de los yacimientos salinos españoles y, desde luego, los más importantes.

La mitad occidental de la península se ve, sin embargo, invadida parcialmente por mares someros, con la transgresión Cenomanense, iniciada ya en el Albense, que persiste hasta finales del Senonense.

Finalmente, domina durante el Mioceno, en extensas zonas de la península, un régimen lagunar que da lugar a la precipitación de materiales salinos, en general de reducido espesor, pero que ocupan grandes superficies, tanto en la mitad occidental como en la oriental de la península.

Resumiendo, se puede decir que los materiales salinos que tienen importancia en el suelo español por su volumen y por su aprovechamiento industrial corresponden a tres épocas geológicas: Triásico, tránsito del Eoceno al Oligoceno y Mioceno. Los depósitos salinos del Triásico corresponden a mares muy someros, epicontinentales, en tránsito a régimen lagunar. Los del tránsito del Eoceno al Oligoceno corresponden a surcos sedimentarios en cambio definitivo de régimen marino a continental. Los del Mioceno son lagunas continentales.

El Triásico está formado por tres pisos: Buntsandstein, Muschelkalk y Keuper.

El Buntsandstein es de formación marina en el seno de las aguas poco profundas de la plataforma costera. Carece de depósitos salinos de importancia.

El Muschelkalk, aunque en general está constituido por un banco calizo, en algunas zonas se desdobla en dos bancos carbonatados con intercalaciones de evaporitas.

En cambio, el Keuper es en España una formación eminentemente salífera. Está constituido por margas abigarradas, muy yesíferas y salinas.

Se encuentra, en el fondo de casi toda el área de la zona oriental de la península, separado del Buntsandstein por un espesor, en general, débil de Muschelkalk.

En su mayor parte los afloramientos de sal no son visibles en la superficie del terreno. Sin embargo, su presencia se denota por la frecuente existencia de manantiales salinos.

Dotado el Keuper como lo está, por la índole de sus materiales, de una gran plasticidad, constituye el material diapírico por excelencia. Sujeto, bien sea a la acción de las presiones de los plegamientos alpídicos o a la carga de las pesadas coberturas sedimentarias que se van depositando encima, juega un papel importante en la tectónica cenozoica.

Transcurren una serie de épocas geológicas, con formaciones yesíferas importantes, y es en el tránsito de régimen marino a continental, del Eoceno al Oligoceno, en la margen sur de las cadenas Pirenaicas, sobre todo, y en general en el valle del Ebro, donde las formaciones salíferas adquieren de nuevo verdadera importancia.

Este tránsito representa la culminación de un proceso regresivo, iniciado durante el Luteciense superior, de manera que el Bartoniense es ya continental en algunas regiones subpirenaicas y litoral de Navarra. Al mismo tiempo, el eje de la depresión se desplaza hacia el sur, de modo que al final del desarrollo de este proceso, en el tránsito

del Ludiense al Oligoceno. queda un mar, largoy y estrecho, cerrado por el oeste a la altura de Estella (Navarra), que ocupa el borde septentrional del valle del Ebro, y limita con el bloque o masa del Ebro. La comunicación con el mar abierto tiene lugar por el Este.

Los movimientos alpídicos, iniciados durante el Eoceno, y que van elevando de los fondos de los surcos geosinclinales las futuras cadenas —Pirenaicas, Ibéricas y Costero-Catalanas—, al final de aquel período dejan aislado del mar libre, sin comunicación con él salvo en episodios efímeros, el espacio comprendido entre aquéllas y que constituye ahora la depresión del Ebro.

Sometido este mar aislado a un régimen de intensa evaporación, se produce una precipitación salina general que tapiza de potentes masas de anhidritas y yesos la mayor parte del fondo de la depresión. En su margen norte se deposita, además, sal común, y en sus dos extremidades, en ámbitos más locales, sales potásicas.

Con el fin del Oligoceno, cesa la actividad tectónica. La sedimentación es tranquila y durante el Mioceno, se depositan arcillas y margas con sales.

El Trías es, en España, de facies germánica en general.

El Keuper contiene evaporitas, margas abigarradas, yesos y sal común.

Localización de los yacimientos

ALICANTE

Salina Segunda Terrible, término del Pinoso: Explota: Nueva Cía. Arrendataria de Salinas de Torrevieja. Capacidad de producción: 8.000 t.

BURGOS

Salina Hoyuelo, término de Poza de la Sal. Explota: José María Barrón Ruiz. Capacidad de producción: 35 t.

Salina Traseastro, término de Poza de la Sal. Explota: Félix Tamayo. Capacidad de producción: 20 t.

CADIZ

Salina Cristo Rey, término de El Gastor. Explota: Ildefonso Gigato Menacho. Capacidad de producción: 300 t.

CASTELLON

Salina Agustina, término de Saceñet. Explota: Manuel Ganza Veintimilla. Capacidad de producción: 160 t.

GRANADA

Salina de Loja, término de Loja. Explota: Alfonso Pérez González. Capacidad de producción: 800 t.

Salinas de Malahá, término de Malahá. Explota: Mariano Pérez Martínez Victoria. Capacidad de producción: 1.200 toneladas.

NAVARRA

Mina Santa Isabel, término de Cendea de Gal. Explota: Benjamín Goñi Laberto. Capacidad de producción: 100 t.

Salinas Corcuera, término de Lerín. Explota: Salinas de Corcuera. Capacidad de producción:400 t.

Salina San Guillermo, término de Obanos. Explota: Cooperativa Salinera «San Guillermo». Capacidad de producción: 182 t.

SANTANDER

Sondeos de Polanco, término de Torrelavega. Explota: Solvay y Cía., S. A. Capacidad de producción: 1.000.000 t.

Salinas del Norte, término de Cabezón de la Sal. Explota: Salinas del Norte. Capacidad de producción: 10.000 t.

ZARAGOZA

Salina La Miguela, término de Torres de Berrellen. Explota: Sales de Monzón, S. A. Capacidad de producción: 7.800 t.

Salina La Perla, término de Remolinos. Explota: Industrial Salinera Aragonesa, S. A. Capacidad de producción: 10.000 toneladas.

Salina María del Carmen, término de Remolinos. Explota: José Orbea Grandes. Capacidad de producción: 16.000 toneladas.

Salina Los Jazmines, término de Torres de Berrellen. Explota: Sales de Monzón, S. A. Capacidad de producción: 270 t.

Salina La Invencible, término de Barranco del Contal. Explota: Miguela Marcos e Hijos. Capacidad de producción: 7.000 t.

Salina Secano, término de Remolinos. Explota: Mariano Pola Melero. Capacidad de producción: 1.200 t.

Salina El Angel, término de Torres de Berrellen. Explota: Antonio Araiz Marco. Capacidad de producción: 510 t.

Salina El Cisne, término de Remolinos. Explota: Antonio Araiz Marco. Capacidad de producción: 650 t.

Salina Angelines, término de Remolinos. Explota: Angeles Araiz Pérez. Capacidad de producción: 5.000 t.

Salina María Cleofá, término de Remolinos. Explota: Sal Cupido, S. L. Capacidad de producción: 2.700 t.

Salina La Real, término de Remolinos. Explota: Sociedad Anónima Purasal. Capacidad de producción: 46.000 t.

Salina Angeles, término de Torres de Berrellén. Explota: Alejandro de la Cal. Capacidad de producción: 5.000 t.

Resumen por provincias

PROVINCIAS	Núm. salinas	Producción t.
Alicante	1	8.000
Burgos	2	55
Cádiz	1	300
Castellón	1	160
Granada	2	2.000
Navarra	3	685
Santander	2	1.010.000
Zaragoza	12	102.130

Proyecto de explotación del yacimiento del Pinoso (Alicante)

Ante el aumento de consumo de sal en el mercado interior motivado por el progresivo desarrollo de la industria química, para poder mantener los mercados exteriores y no depender exclusivamente de las condiciones climatológicas, se ha abordado la puesta en marcha de un proyecto para alimentar la laguna de Torrevieja con lejías procedentes del yacimiento del Pinoso (Fig. 17.1-6).

SALES SODICAS: SITUACION GEOGRAFICA DE LAS SALINAS DE TORREVIEJA Y LA MATA Y YACIMIENTO DE PINOSO

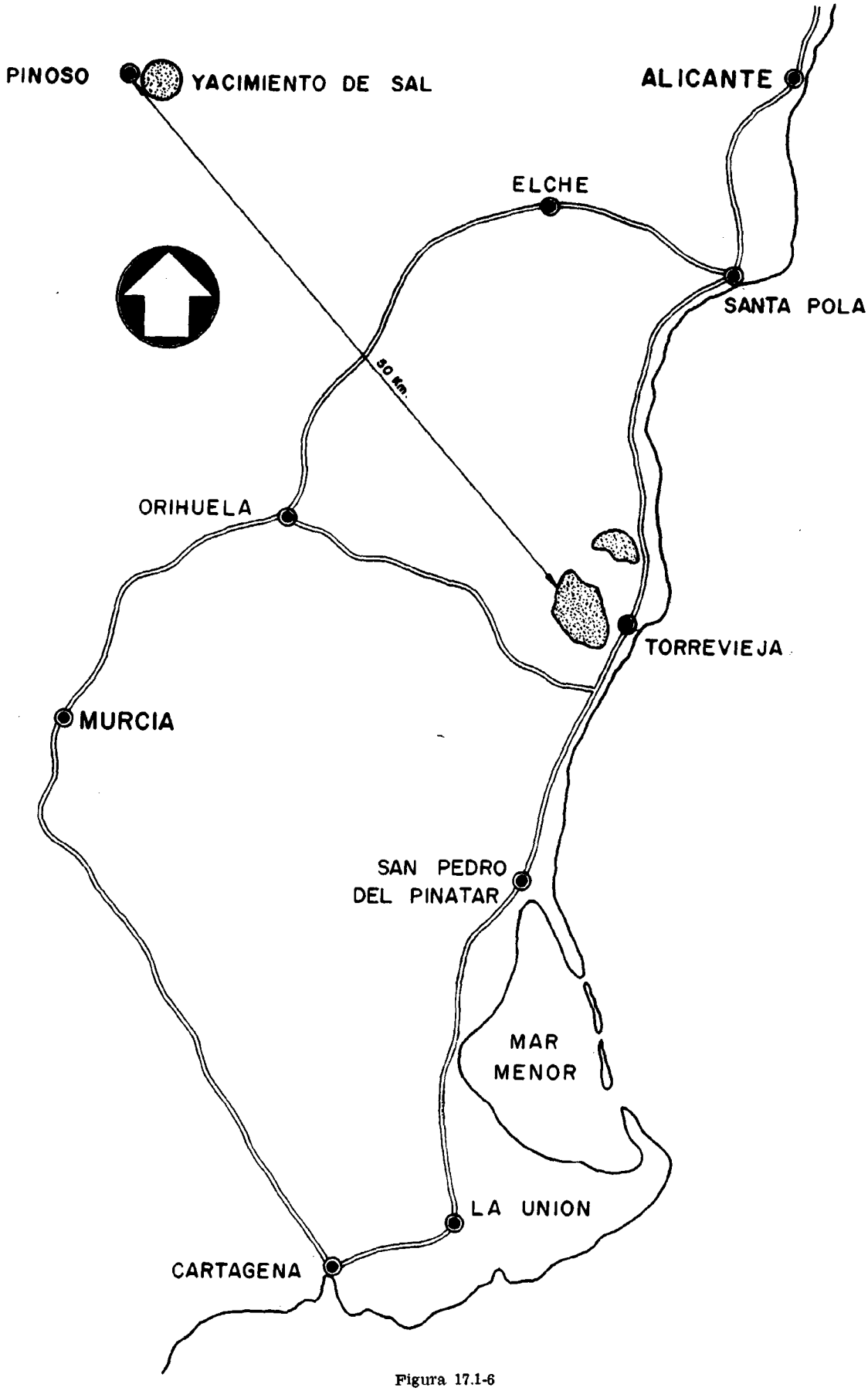


Figura 17.1-6

Este proyecto consta de dos fases. Una primera de disolución de la sal y una segunda de transporte de las lejías hasta Torrevieja.

La lejía se obtendrá mediante inyección de agua a presión en sondeos perforados en la masa salina, disolución de la sal y recuperación de la misma en el mismo sondeo (figura 17.1-7). Esta lejía, con una densidad de 22 Bé y un contenido de unos 250 gr/1 de Cl Na se recogerá de todos los sondeos perforados y se pasará por desgasadores y decantadores para eliminar los insolubles. Una primera decantación se habrá realizado dentro del mismo sondeo al tener la lejía una velocidad ascensional lo suficientemente lenta como para producir el depósito en el fondo de gran parte de los insolubles.

Una vez purificada, se almacenará en un gran depósito, que actuará como regulador de la alimentación a Torrevieja.

SONDEO PARA EXPLOTACION POR DISOLUCION. FUNDAMENTO DISOLUCION VERTICAL

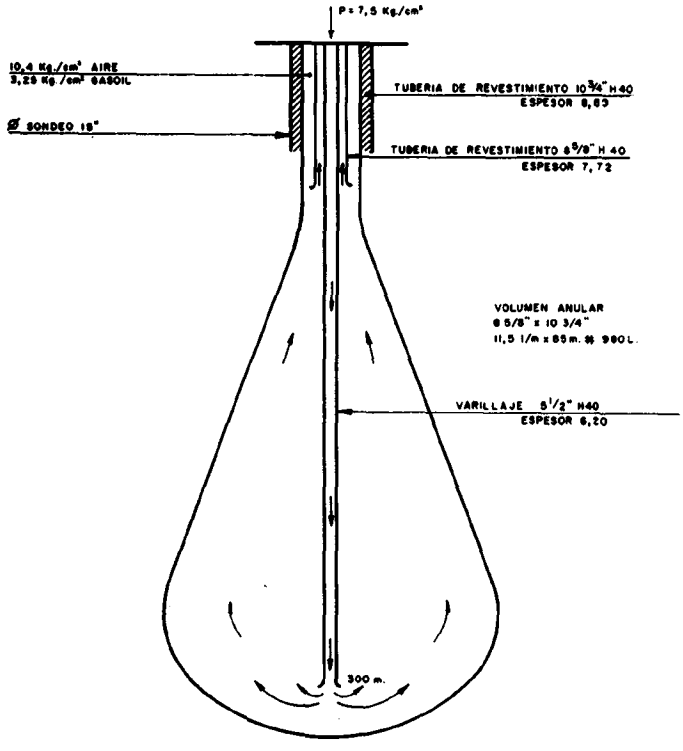


Figura 17.1-7

Esta se efectuará a través de una tubería de unos 50 kilómetros desde el yacimiento del Pinoso hasta la laguna de Torrevieja.

Para la realización de este proyecto se precisa una inversión de 374 millones de pesetas, de los cuales 131 son aportacion del Estado, siendo el resto por cuenta de la iniciativa privada.

Con la puesta en marcha de este plan se pasará en Torrevieja a una producción de un millón de toneladas anuales, representando un aumento de más del 100 por 100 sobre la actual.

YACIMIENTO DE POLANCO (SANTANDER)

El yacimiento de sal gema de Polanco está situado en las cercanías de Torrelavega, en la provincia de Santander, al norte de la misma (Fig. 17.1-8).

Está comunicado por carretera con todas las capitales de provincia norteñas y por ferrocarril con la línea Madrid-Santander.

El yacimiento pertenece al Keuper, que aflora en algunas zonas. Se trata de un anticlinal, cuyo eje tiene la dirección SO-NE, limitando al norte por una falla de la misma dirección, mientras que al sur se extiende con ondulaciones bajo un recubrimiento de terrenos más recientes. Otro anticlinal transversal corta al anterior (figura 17.1-9).

La tectónica del yacimiento es complicada debido a su origen diapírico y no se conoce bien la sucesión de terrenos del Triásico. El techo de la sal es muy variable. El muro no ha sido alcanzado todavía, a pesar de haberse perforado hasta 1.300 metros.

El yacimiento es de sal gema, de riqueza variable de unos sondeos a otros y a distintas profundidades. Se podría tomar como ley media del yacimiento el 70 por 100 de sal. Asimismo, son muy variables los estériles. Abundan las arcillas, dolomías, margas, yesos, areniscas y calizas.

Las reservas seguras son de unos 90 millones de toneladas, obtenidas de estudios mediante sondeos. Pero esta cifra se incrementa en 50 millones más teniendo en cuenta la investigación hecha en una superficie de 65 ha.

Actualmente, y desde hace mucho tiempo, el yacimiento se explota por sondeos, con una inyección de agua, y obtención, por disolución, de salmuera. Estos sondeos están espaciados para dejar entre las cámaras formadas unos macizos de protección.

No se ha previsto ningún cambio en cuanto a sistemas de explotación.

La salmuera obtenida se utiliza para la fabricación de sosa, salvo una pequeña parte que se dedica a la obtención de sal de mesa.

La producción prevista para los próximos años será la siguiente:

Años	Toneladas
1971	1.100.000
1972	1.100.000
1973	1.100.000
1974	1.100.000
1975	1.100.000
1980	1.500.000

YACIMIENTO DE SAL GEMA DE REMOLINOS (SANTANDER)

Estos yacimientos están situados en las cercanías de Zaragoza en la orilla norte del río Ebro (Fig. 17.1-10).

Son de origen miocénico, formados por sedimentación del mar interior que quedó formado tras la orogénesis alpídica.

Las reservas se pueden estimar en los yacimientos en explotación en unos 16 millones de toneladas, quedando por investigar varios más.

En la zona de Remolinos (Zaragoza) se explotan varios yacimientos por el sistema de cámaras y pilares.

Las producciones son del orden de 50.000 toneladas anuales, disponiendo de instalaciones de trituración y la-

YACIMIENTO DE SAL GEMA DE POLANCO: PLANO DE SITUACION

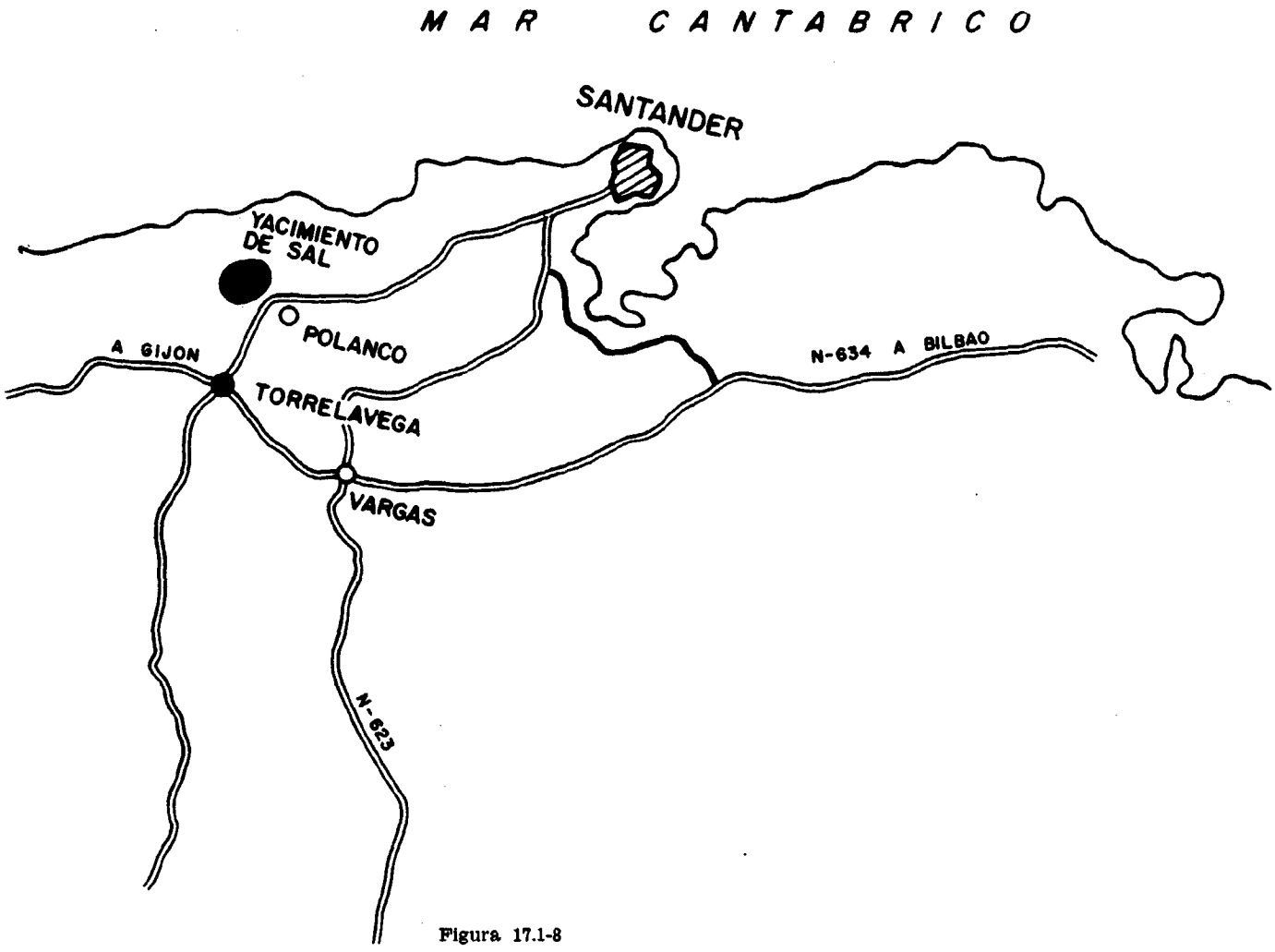


Figura 17.1-8

vaderos. Para el transporte hasta las estaciones de ferrocarril, algunas disponen de cables aéreos (Fig. 17.1-11).

SAL GEMA EXTRAÍDA DE LOS COMPLEJOS SALINOS

Todos los yacimientos españoles dedicados a la explotación de sales potásicas tienen sal común en mayor o menor proporción. Sin embargo, su aprovechamiento es casi nulo en la actualidad.

Algunas empresas, como Potasas de Navarra, S. A., y Potasas de Suria, S. A,. tienen proyectos para la puesta en marcha de lavaderos de flotación para el beneficio de la sal común.

El proyecto de Potasas del Suria, S. A., que se pondrá en breve en marcha, prevé unas producciones con arreglo al cuadro siguiente:

Años	Toneladas
1971	100.000
1972	150.000
1973	170.000
1974	190.000
1975	200.000

YACIMIENTO DE SAL DE REMOLINOS Y TORRES DE BERRELLEN: PLANO DE SITUACION

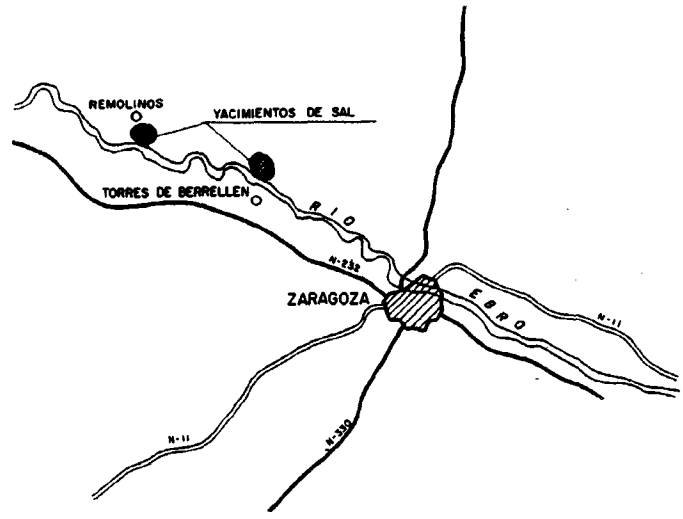


Figura 17.1-10

YACIMIENTO DE SAL GEMA DE POLANCO: SONDEOS

Curvas de nivel del techo de la sal

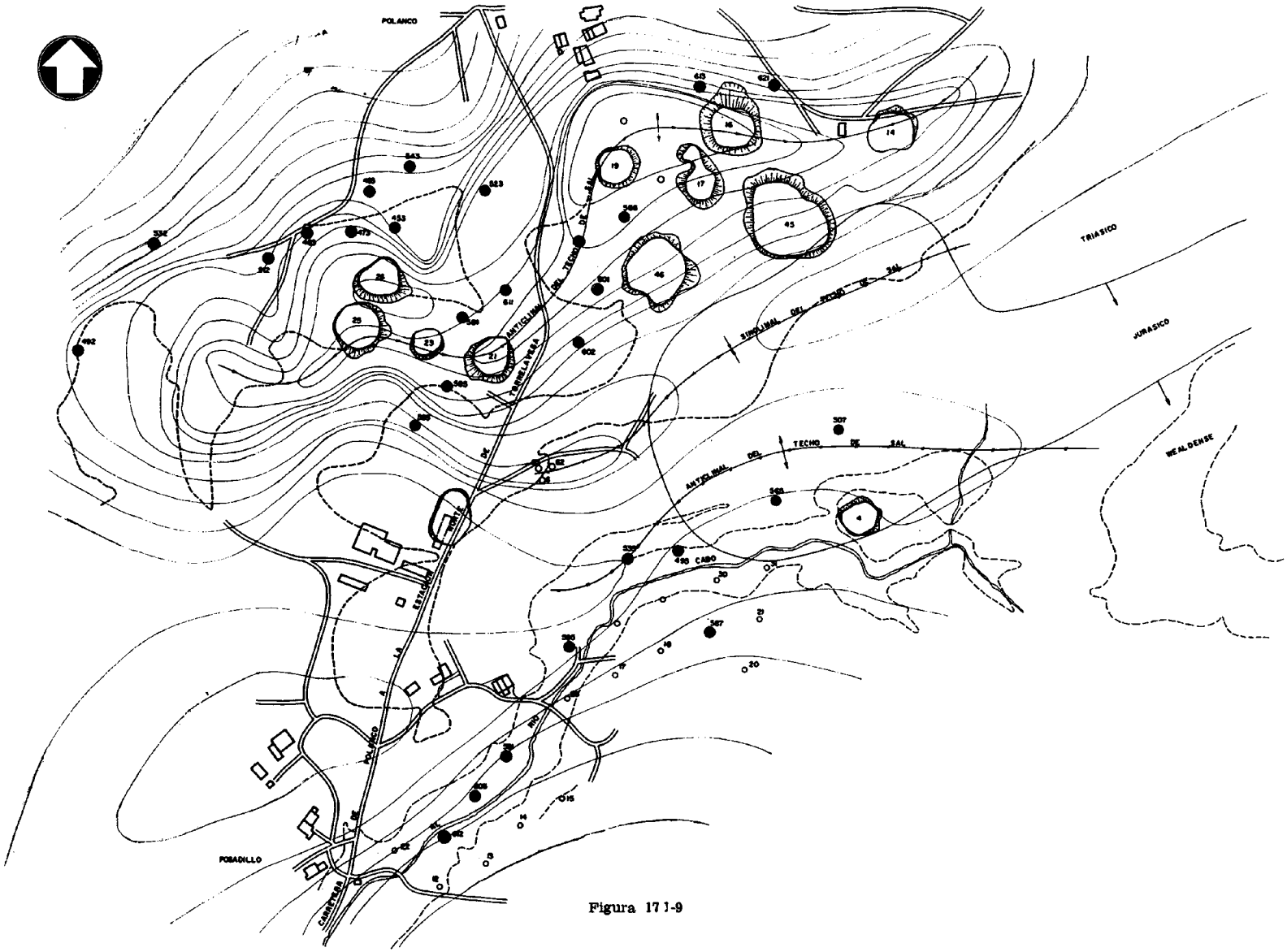


Figura 17.1-9

LAVADERO POR FLOTACION: ESQUEMA DE TRATAMIENTO

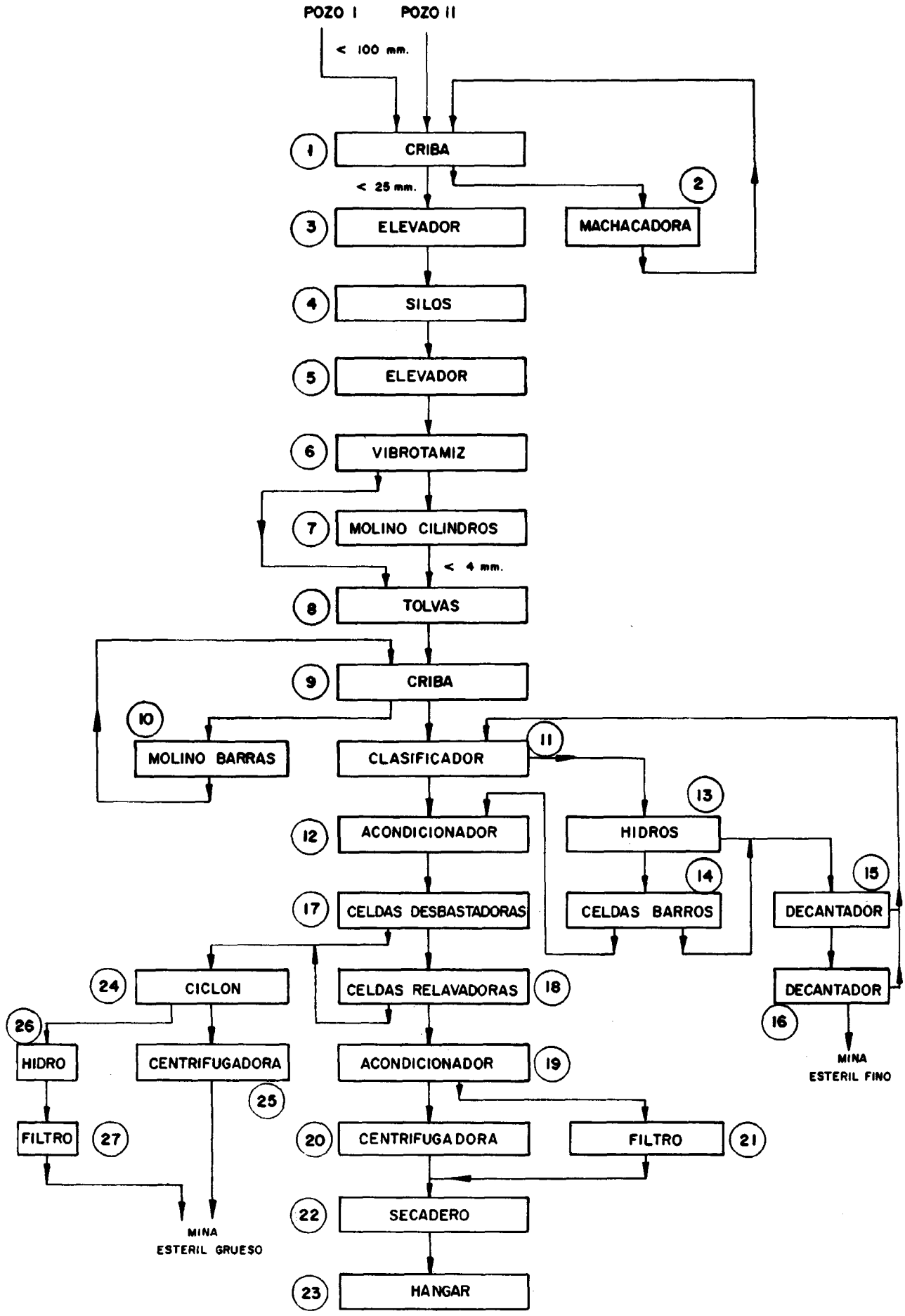


Figura 17.1-11

Para este proyecto se hará una inversión de 20.000.000 de pesetas.

La influencia en la producción de los demás proyectos estará en función del mercado y será muy poco importante.

PRODUCCIÓN EN LOS ÚLTIMOS AÑOS

Años	Toneladas
1957	512.835
1958	560.085
1959	559.125
1960	536.500
1961	614.293
1962	626.088
1963	699.390
1964	733.395
1965	795.040
1966	808.435
1967	846.815
1968	911.348
1969	1.076.321

17.1.3 OBJETIVOS A CUBRIR POR EL SECTOR

17.1.3.1 Estructura del sector

Durante el año 1969 existieron en España 154 empresas productoras de sal común en sus tres modalidades: de sal marina, sal de manantial y sal gema. El total de la producción para el mismo año fue de 1.861.993 t.

Solamente dos empresas: Solvay & Cía., S. A. (1.011.955 toneladas) y Nueva Cía. Arrendataria de las Salinas de Torrevieja, S. A. (376.527 t) produjeron el 74 por 100 del total nacional, lo que da idea del minifundio restante.

17.1.3.2 Producción española en la última década

La serie histórica de la producción española, desglosada en los productos que la componen, es la que se detalla seguidamente:

Años	PRODUCCION			Total Sal
	Sal marina	Sal gema	Sal manantial	
1959	774.126	559.125	17.652	1.350.903
1960	840.079	536.500	14.313	1.390.892
1961	967.053	614.293	18.168	1.599.504
1962	995.433	626.088	18.325	1.639.846
1963	984.523	699.390	14.200	1.698.113
1964	1.171.912	733.395	18.794	1.924.101
1965	1.041.071	795.040	20.477	1.856.588
1966	928.343	808.435	17.249	1.754.027
1967	901.516	846.815	22.822	1.771.153
1968	908.205	911.348	24.207	1.843.762
1969	771.141	1.076.321	14.531	1.861.993

Unidad: t.

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

En el cuadro anterior puede notarse que mientras que la producción de sal gema ha seguido un ritmo creciente, la sal común procedente de las salinas marítimas o de los manantiales ha variado de un año a otro según las condiciones climatológicas.

17.1.3.3 Programa de producción previsto

Para calcular el programa de producción se ha tomado como base las producciones de 1968, ya que 1969 fue un año con malas condiciones climatológicas. Así, pues, se han hecho los siguientes cálculos:

	Toneladas
Producción nacional 1968	1.850.000
Incremento de Salinas de Torrevieja a 1971	80.000
Incremento de Solvay y Cía. a 1971	245.000
Incremento de Potasas de Suria	100.000
Para 1971	2.275.000
Incremento previsto en Torrevieja	100.000
Incremento Potasas de Suria	50.000
Para 1972	2.425.000
Incremento previsto en Torrevieja	200.000
Incremento Potasas de Suria	20.000
Para 1973	2.645.000
Incremento Potasas de Suria	20.000
Para 1974	2.665.000
Incremento Torrevieja	200.000
Incremento Potasas de Suria	10.000
Para 1975	2.875.000
Incremento de Solvay y Cía, para 1980	400.000
Otros	50.000
Para 1980	3.325.000

De todos estos cálculos se ha obtenido una serie en la cual no se ha considerado exista la probabilidad de ampliación en las pequeñas instalaciones. Al mismo tiempo, esta serie estará sujeta a las inclemencias climatológicas en un 50 por 100 de la producción, aproximadamente. Así, pues, el programa previsto, distribuido de la siguiente forma, será:

Años	Manantial	Marinas	Gema	Total
1971	25	990	1.260	2.275
1972	25	1.090	1.310	2.425
1973	25	1.290	1.330	2.645
1974	25	1.290	1.350	2.665
1975	25	1.490	1.360	2.875
1980	75	1.490	1.760	3.325

Unidad: Miles de t.

17.1.3.4 Mercado exterior en la última década

Las estadísticas de comercio de la Dirección General de Aduanas engloban bajo el concepto de sal común a las sales marinas, sal gema y sal de manantial sin especificar de qué clase se trata. Teniendo en cuenta los datos procedentes de la citada fuente los tonelajes de exportación e importación fueron los siguientes:

Años	Exportación	Importación
1959	483.720	—
1960	248.669	—
1961	484.656	11
1962	511.281	60
1963	465.628	206
1964	334.437	395
1965	404.010	501
1966	319.044	858
1967	301.040	813
1968	321.939	1.297
1969	273.284	1.817

Unidad: t.
FUENTE: Dirección General de Aduanas.

Los datos expuestos parecen ofrecer una tendencia a la baja de nuestras exportaciones, mientras que las importaciones muestran una subida sin que su magnitud puede considerarse excesiva, dado el saldo favorable aun en el total de las cantidades intercambiadas; a pesar de ello parece aconsejable aumentar la atención sobre el porqué del descenso en la exportación.

Los principales mercados destinatarios de nuestras exportaciones son: Japón, Italia, EE. UU., Dinamarca, Canadá e Islandia.

Se destaca que España ocupa el séptimo lugar entre los países exportadores del mundo.

17.1.3.5 Consumo aparente de sal común en la última década

El consumo aparente de sal en España, estimado a base de los datos de producción y de comercio exterior, evolucionó, en la última década, de la siguiente forma:

Años	Consumo
1959	967
1960	1.142
1961	1.115
1962	1.128
1963	1.233
1964	1.590
1965	1.453
1966	1.434
1967	1.471
1968	1.524
1969	1.590

Unidad: Miles de t.

Del cuadro anterior se deduce que el consumo aparente español de sal común creció a mayor ritmo hasta 1964, manifestándose desde ese año una cierta estabilidad.

Como distribución del consumo español de sal por destinos finales, puede darse, a título indicativo, la siguiente:

DISTRIBUCION DEL CONSUMO DE SAL

ACTIVIDADES	Porcentaje sobre consumo total
Industria química	59,75
Ganadería	4,47
Pesquerías e industrias de elaboración de pescados	15,45
Curtido de pieles	1,79
Elaboración de carnes	1,22
Industria láctea	0,65
Industria del pan	5,69
Preparación de aceitunas	0,49
Industrias de helados	0,26
Fábricas de galletas	0,23
Conservas vegetales	0,11
Otras industrias de alimentación	0,63
Consumo doméstico	0,85
Varios	3,41

FUENTE: Comisión Asesora Ind. Química.

En el cuadro precedente puede verse cómo la industria química es el principal sector consumidor de sal en España, de donde puede deducirse que su futuro desarrollo será uno de los principales condicionantes de la marcha que ha de experimentar el consumo nacional de esta sustancia.

En lo que respecta a la evolución del consumo en el sector químico, éste parece aumentar en los últimos años, según puede deducirse del siguiente cuadro:

SECTOR QUIMICO

Años	Consumo	Porcentaje sobre el consumo total
1962	655	58
1963	750	60
1964	837	56
1965	900	62
1966	945	66
1967	1.020	69
1968	1.065	70

Unidad: Miles de t.
FUENTE: Comisión Asesora Ind. Química.

Esta evolución corrobora el fuerte desarrollo experimentado por la industria química española en los últimos años

17.1.3.6 Previsiones de consumo y mercado exterior

Las previsiones en este campo se han calculado a partir de las cifras de producción estimadas, suponiendo una tendencia ligeramente alcista en las exportaciones. Así, pues, se ha confeccionado el siguiente cuadro:

Años	Producción	Exportación	Consumo
1971	2.275	300	1.975
1972	2.425	350	2.075
1973	2.645	450	2.195
1974	2.665	450	2.215
1975	2.875	500	2.375
1980	3.325	500	2.825

Unidad: Miles de t.

17.1.3.7 Inversiones

Las inversiones en este campo se han calculado en función de los proyectos existentes en la actualidad, añadiendo unas ciertas cantidades para modernización de las instalaciones actuales.

Años	Torre-vieja (Pinoso)	Torrevieja (otras instalaciones	Salinas marítimas	Salinas interior	Potasas de Suria	Total
1970 ...	68	—	—	—	—	68
1971 ...	200	—	5	5	10	220
1972 ...	106	10	5	5	4	130
1973 ...	—	10	5	5	2	22
1974 ...	—	10	5	5	2	22
1975 ...	—	10	5	5	2	22
	374	40	25	25	20	484

Unidad: Millones de pesetas.

17.1.3.8 **Financiación**

Todas las inversiones que haya en este campo se cubrirán por la autofinanciación, a excepción de los proyectos ya en curso, y para los cuales ya se ha obtenido ayuda del Estado, tal como el proyecto Torrevieja-Pinoso.

17.1.4 DATOS PARA LA COMERCIALIZACION DE LA SAL COMUN

17.1.4.1 **Producción mundial de la sal**

Siendo raro el continente en que no existan yacimientos de sal, podría decirse que casi todos los países del mundo medianamente industrializados producen sal, habiéndose distribuido tradicionalmente esta producción con arreglo a las distintas formas en que pueden obtenerse, que son las que se detallan.

Por países, ha sido la representada en el cuadro 17.1-12.

PRODUCCION MUNDIAL DE ClNa — CUADRO 17.1-12

	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
EE. UU.							
Sal gema	6.898	7.451	7.637	8.759	9.000	10.412	11.304
Sal en disolución	14.677	15.647	16.399	17.864	19.061	19.639	22.000
Sal evaporación	4.146	4.260	4.198	4.397	4.496	4.722	4.139
China Continental	10.000	10.000	10.000	13.000	13.000	13.000	15.000
URSS	8.400	9.409	9.940	9.400	9.400	9.400	11.011
Alemania Federal							
Sal gema	4.488	5.151	5.318	5.024	5.041	5.084	6.402
Sal en disolución	502	s. d.	543	1.140	1.189	1.134	1.223
Sal manantial	340	357	393	431	564	581	502
Reino Unido							
Sal gema	477	752	693	723	1.080	692	1.064
Sal manantial	1.260	1.389	1.347	1.428	1.455	1.391	1.300
Salmuera	4.244	4.251	4.598	4.738	4.732	4.918	5.332
Canadá							
Sal gema	1.667	1.464	1.675	2.298	2.034	2.698	2.400
Otras sales	1.605	1.739	1.886	1.949	2.059	2.036	2.031
India							
Sal gema	4	3	3	3	—	—	—
Otras sales	3.820	4.469	4.573	4.625	4.437	4.399	5.044
Francia							
Sal gema	677	749	834	1.053	927	873	170
Sal manantial	2.266	2.291	2.357	2.218	2.421	2.392	2.901
Sal marina	1.247	595	778	1.108	1.044	1.516	1.000
Méjico	1.271	1.205	1.754	2.165	2.360	3.278	3.444
Italia							
Sal gema	1.704	1.862	2.000	2.095	2.083	2.538	2.626
Sal marina	1.116	889	s. d.	s. d.	s. d.	s. d.	s. d.
Polonia							
Sal gema	598	635	650	663	750	817	969
Sal manantial	238	242	265	281	287	289	300
Otras sales	1.205	1.221	1.291	1.316	1.334	1.342	1.365
Rumania	1.454	1.611	1.780	1.984	2.014	2.026	2.368
Alemania Este	2.000	2.046	2.046	1.860	2.000	2.000	1.970
Holanda							
Sal	1.242	1.456	1.571	1.681	1.828	1.895	2.414
Brasil							
Sal marina	1.221	1.097	742	1.181	1.418	1.023	1.449
Japón	865	735	879	835	837	958	938
Argentina							
Sal gema	s. d.	s. d.	s. d.	3	4	s. d.	s. d.
Otras sales	506	170	385	713	876	—	—

Unidad: Miles de t.

Las cifras anteriormente expresadas indican claramente la situación de la oferta mundial de la sal.

Estados Unidos se sitúa a la cabeza de la presente lista con unas cifras de producción muy elevadas, que hicieron que en el año 1967 los tonelajes producidos por los norteamericanos representaran un 30 por 100 de la oferta mundial.

A este país le siguen en la presente lista China Continental, U. R. S. S. y Alemania Federal con unos porcentajes ya muy inferiores sobre el total de la producción mundial (el 11, el 8 y el 6 por 100, respectivamente).

Entre los principales países productores de sal del mundo, España figura en la posición número quince, inmediatamente detrás de Holanda, para los datos antes expuestos referidos a 1967.

17.1.4.2 Comercio mundial

Las tendencias del comercio internacional de sal son las que se expresan a continuación, distribuidas por años y países:

EXPORTADORES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Méjico	1.047	991	1.428	1.576	836	2.717
Holanda (sal refinada)	724	850	944	964	1.039	1.134
Alemania Federal	780	876	857	946	930	997
Bahamas	155	106	221	414	520	711
EE. UU.	594	251	531	615	592	605
Reino Unido	320	363	357	399	447	415
India	168	192	279	269	234	282
Túnez	129	263	192	372	271	274

Unidad: Miles de t.

Entre los países tradicionalmente exportadores destacan, pues, Méjico y Holanda.

Los principales países importadores son:

IMPORTADORES	1962	1963	1964	1965	1966	1967
Japón	2.611	2.901	3.584	3.487	3.771	4.362
EE. UU.	1.227	1.354	2.089	1.576	1.626	2.538
Bélgica						
Sal común	585	648	701	672	722	818
Sal refinada	95	113	110	109	111	110
Suecia	587	628	661	733	820	811
Canadá						
Sal para pesquerías	43	60	41	46	—	—
Sal refinada	1	—	—	—	455	—
Otras sales	176	237	321	348	—	
Finlandia	270	263	302	321	370	347
Noruega						
Sal común	141	102	91	126	137	113
Sal refinada	102	158	157	165	165	152
Dinamarca						
Sal gema	68	90	83	101	153	107
Sal refinada	76	78	80	89	84	39

Unidad: Miles de t.
FUENTE: Statistical Summary of Industries.

Entre los países importadores destaca Japón, cuyas importaciones suponen casi el 40 por 100 del total.

17.1.4.3 Precios

Los precios de la sal común en España para los años sobre los que se dispone de información presentan la siguiente evolución:

PRECIOS DE SAL COMUN

	1951	1954	1957	1960	1965
Sal lavada	172,00	202,50	262,00	263,00	353,00
Sal salazón	183,00	210,00	277,50	278,00	368,00
Sal fomento	184,50	211,00	278,50	279,00	369,00
Sal cero	188,00	215,00	282,50	293,00	383,00
Sal corriente	200,00	230,00	290,00	310,00	400,00
Sal extrafina	207,50	240,00	295,00	320,00	410,00

Unidad: Pesetas/t.
FUENTE: Precios máximos oficiales para la venta de sal. Producción de Torrevieja.

17.1.5 CONCLUSIONES

A la vista de todo lo anterior, se llega a las siguientes conclusiones.

1. En cuanto a reservas de sal común, España cuenta con unas posibilidades ilimitadas.

2. Estas reservas pueden clasificarse en cuatro grupos:

— Salinas marítimas.
— Yacimientos de sal gema.
— Manantiales salinos.
— Yacimientos salinos complejos en los que la sal aparece como subproducto.

3. Dentro de los dos primeros grupos existen explotaciones de gran importancia, cuyo nivel técnico de laboreo se encuentra a la altura de los más avanzados internacionalmente. Como ejemplo del primero, puede citarse las Salinas de Torrevieja y de la Mata, en la provincia de Alicante, y en cuanto al segundo, el beneficio del yacimiento de sal gema de Polanco en la provincia de Santander.

4. Además de las explotaciones antes citadas, existen dentro de los dos primeros grupos un gran número de explotaciones de tipo artesanal con tendencia natural a desaparecer.

Los factores principales que contribuyen a dicha desaparición, dentro de las del primer grupo, son: la importante revalorización de los terrenos marítimos provocada por el turismo, y la dificultad de mecanizar y mejorar rendimiento en una gran parte de ellas. Por lo que respecta a las del segundo grupo, el encarecimiento y escasez de mano de obra es causa del abandono de las mismas.

5. Por lo que se refiere al tercer grupo, ninguno de los aprovechamientos de manantiales salinos existentes en nuestro país tiene posibilidad de pervivencia y, por tanto, ha de contarse con su desaparición en plazo relativamente breve.

6. Respecto al aprovechamiento de la sal común como subproducto de los yacimientos salinos complejos, es tema que está siendo estudiado por algunas empresas, existiendo, al parecer, planes concretos para producción de sal común. No obstante, estos aprovechamientos habrán de tener siempre el carácter de consumo propio y no se considera lleguen a representar una proporción importante dentro de la producción total del país.

7. La evolución de la demanda del mercado interior de sal común presenta una línea claramente ascendente, totalmente en consonancia con la trayectoria seguida por otros países más desarrollados. Este crecimiento de la demanda está provocado, principalmente, por el progresivo consumo de cloro por las industrias químicas que se instalan con destino principalmente a la producción de plásticos.

8. Los importantes proyectos que hoy día se encuentran en ejecución por las empresas, con vistas al aumento de la producción de sal común en nuestro país, aseguran plenamente, en el futuro, el abastecimiento normal de este producto en el mercado interior.

9. La avanzada tecnología que se utiliza en estos proyectos, garantiza el que los precios de costo serán plenamente competitivos en el mercado exterior. Como la entrada en producción de estos proyectos garantiza no solamente el adecuado abastecimiento del mercado interior, sino un importante excedente de sal común durante los primeros años, esa competencia de precios permitirá re-

CUADRO 17.1 - 13

CONSUMO DE SAL, EN TODAS SUS FORMAS, EN ALGUNOS PAISES DE EUROPA, ESTADOS UNIDOS Y JAPON, DE 1950 A 1960

(Miles de toneladas)

PAISES	1950	1953	1955	1958	1960	1961		1963	1964	1965	1966
Austria	—	—	—	—	210	195	215	231	244	—	—
Bélgica - Luxemburgo	315	384	456	420	537	523	592	658	713	682	734
Bulgaria	144	88	33	112	87	126	149	105	—	—	—
Checoslovaquia	—	—	327	—	414	448	611	631	590	—	—
Alemania Oriental	983	—	1.522	1.778	1.785	1.999	1.658	1.737	2.077	1.890	1.780
Francia	2.117	2.253	2.447	2.776	3.050	2.993	3.056	3.201	3.358	3.278	3.358
Hungría	—	—	—	—	—	55	61	63	74	—	—
Italia	—	—	—	—	—	—	—	2.769	2.820	2.437	2.376
Noruega	—	85	87	93	103	106	121	135	148	145	146
Polonia	456	650	705	945	1.371	1.403	1.440	1.466	1.509	—	—
Portugal	—	—	—	74	—	—	370	121	128	128	—
Rumania	416	527	566	732	1.045	1.330	1.477	1.637	—	—	—
Suecia	—	—	—	300	350	380	400	450	475	514	535
Alemania Occidental	—	—	—	2.827	3.384	3.400	3.568	3.961	4.218	4.420	4.660
Japón	—	—	—	1.700	2.260	2.454	—	—	—	—	—
Estados Unidos	—	—	—	15.217	15.635	—	—	—	—	—	—

FUENTE: Comisión Económica para Europa. ONU.

cuperar y ampliar los mercados exteriores que ha sido preciso abandonar estos últimos años debido al aumento de la demanda nacional.

10. La ejecución de los proyectos en curso supondrá una inversión total de unos 500 millones de pesetas y se espera que el año 1973 pueden haberse iniciado la producción de todos ellos. El Estado participará en este esfuerzo con las cifras de unos 130 millones de pesetas, con los cuales financiará parte del proyecto que se relaciona con su propiedad patrimonial de Torrevieja. El resto de la inversión correrá a cargo de la iniciativa privada.

11. La infraestructura del país, que atiende al sector de producción de sal común, se considera suficiente en cuanto a transportes e instalaciones eléctricas se refiere. Unicamente se acometerá el tendido, como ya se ha expuesto al tratar concretamente del proyecto del Pinoso, de una tubería de una longitud aproximada de 50 kms.

12. La selectividad natural que se va produciendo en el sector con el cierre de las explotaciones marginales da lugar a algún excedente de mano de obra que siempre es de poca importancia, puesto que así lo son los aprovechamientos que se abandonan.

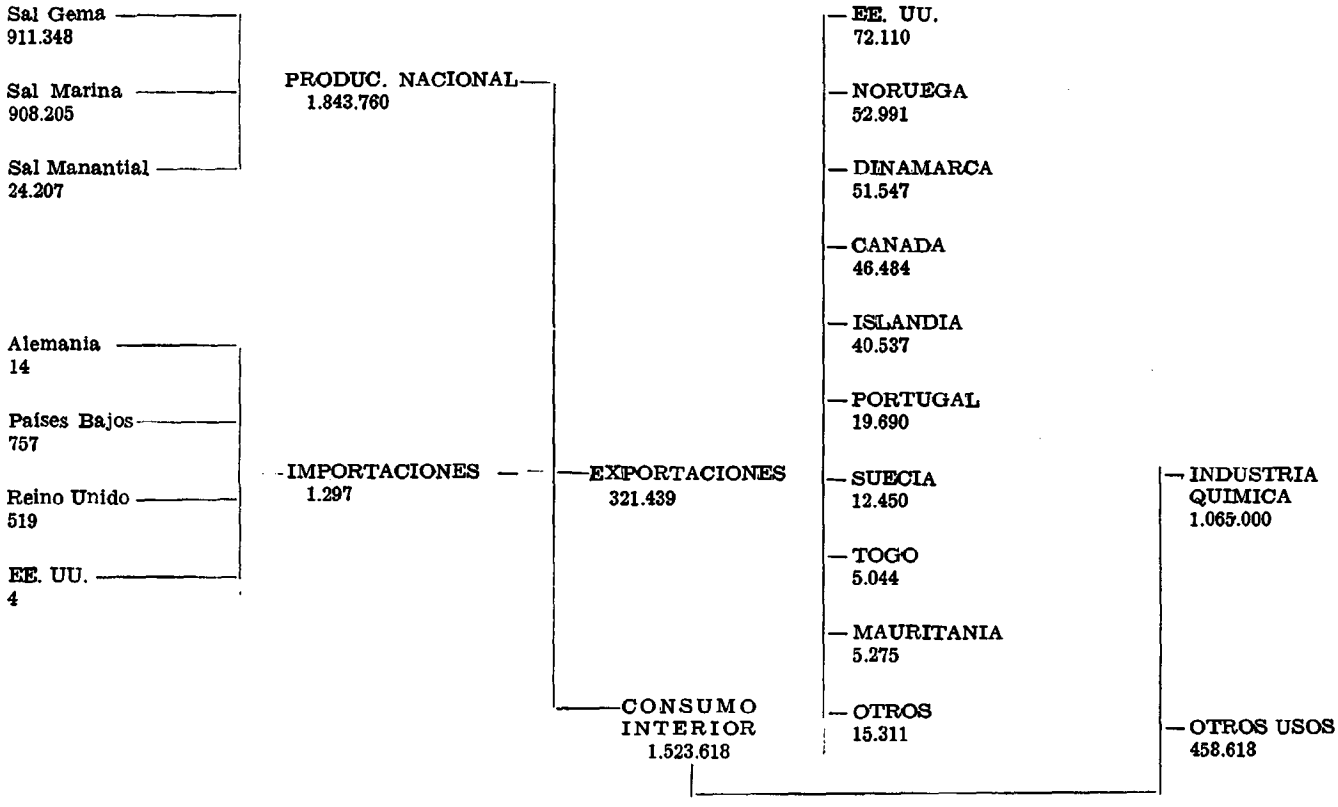
En el proyecto de incorporación del yacimiento de Pinoso a las salinas de Torrevieja, que es el que únicamente por su importancia podía tener alguna repercusión laboral, no la presentará precisamente por el hecho de que la producción, aumentada de una manera sustancial, se obtendrá prácticamente con la misma plantilla de personal que en la actualidad.

El resto del sector, en aquella parte que por sus circunstancias y volumen de producción subsistirá en el futuro, puede considerarse que actualmente se encuentra reestructurado.

13. No presenta dificultad alguna la financiación de las inversiones incluidas en los proyectos que actualmente se encuentran en desarrollo.

CUADRO 17.1-14

ESQUEMA DEL CONSUMO DE SAL EN ESPAÑA Y OFERTA Y DEMANDA DEL EXTERIOR (1968)



17.2 SULFATO SODICO

17.2.1 GENERALIDADES

17.2.1.1 Introducción

El sulfato sódico que se obtiene en España procede de una de las siguientes fuentes:

Como producto directo en la minería.
Como subproducto de la industria química.

Como producto directo de la minería se obtiene de dos tipos minerales:

Thenardita (SO_4Na_2).
Glauberita ($(SO_4)_2CaNa_2$.

En la industria química se obtiene, como subproducto, en los siguientes procesos:

Fabricación de ácido clorhídrico.
Fabricación de dicromato sódico.
Fabricación de fenol.
Fabricación de rayon.

De todo el sulfato sódico que se produce hoy día en España, un 90 por 100 se obtiene como producto directo de la thenardita y la glauberita.

17.2.1.2 **Utilización**

El consumo del sulfato sódico anhidro se distribuye entre las siguientes industrias:

INDUSTRIAS	Porcentaje total producción
Detergentes	56
Papeleras	21
Vidrio	10
Sulfuro sódico	5
Colorantes	2

El 6 por 100 restante se distribuye en un 4 por 100 para la exportación y un 2 por 100 para varios.

17.2.1.3 **Minería**

La minería de este producto se circunscribe a las explotaciones de thenardita y glauberita. Esto data de muy antiguo y se extraía el mineral mediante apertura de cámaras por medios manuales, aprovechando los afloramientos de las capas.

Los yacimientos de la thenardita y glauberita que existen en España son de edad miocena, formados por precipitación en lagos continentales.

17.2.2 DESCRIPCION DE LA MINERIA EXISTENTE

17.2.2.1 **Thenardita**

La thenardita se encuentra en distintos puntos de España: en Espartinas (Madrid), en Alcanadre (Logroño), Mediana, Terrer y Calatayud (Zaragoza) y en Villarrubia de Santiago (Toledo).

En la actualidad sólo se encuentran en producción dos minas: en la provincia de Madrid, la mina «Vicente», propiedad de don Manuel Muñoz, en el término municipal de Ciempozuelos, y que en 1968 dio una producción de 50 t de mineral lavado, con una ley de 97 por 100 de SO_4Na_2, mientras que en 1969 no dio producción.

En la provincia de Toledo está la mina El Castellar, propiedad de Aprovechamientos Salineros, S. A., en el término de Villarrubia de Santiago. Esta mina constituye la base de la producción nacional, ya que es la única que tiene una explotación continua y en 1969 tuvo una producción de 99.946 t. de mineral lavado, con una ley del 69 por 100 en SO_4Na_2.

DESCRIPCIÓN DE LA MINA EL CASTELLAR

La Empresa Aprovechamientos Salineros, S. A., explota la mina El Castellar, sita en Villarrubia de Santiago (Toledo); está comunicada a través de carreteras locales con las nacionales de Madrid a Albacete, Cádiz y Valencia (véase fig. 17.2-1). También dispone de estación de ferrocarril en la línea de Madrid a Valencia, por Cuenca.

Analizando un corte estratigráfico del yacimiento se puede ver la disposición del techo y muro de la capa, así como la misma (véase fig. 17.2-2).

Los elementos que lo forman son:

— Margas y sulfato hidratado como techo.
— Thenardita, thenardita con glauberita y margas como capa.
— Margas y sal gema como muro.

SULFATO SODICO: ESTUDIO GEOGRAFICO DE LAS MINAS DEL CASTELLAR

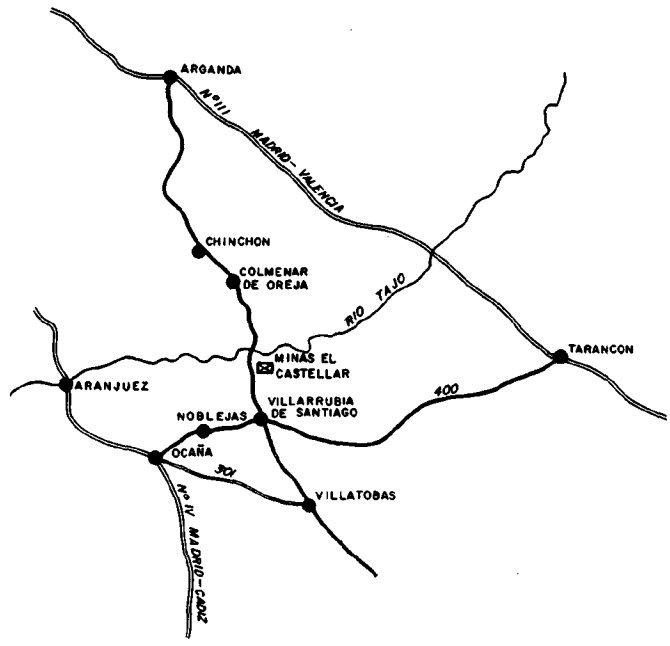


Figura 17.2-1

SULFATO SODICO: CORTE DE LA CAPA DE THENARDITA

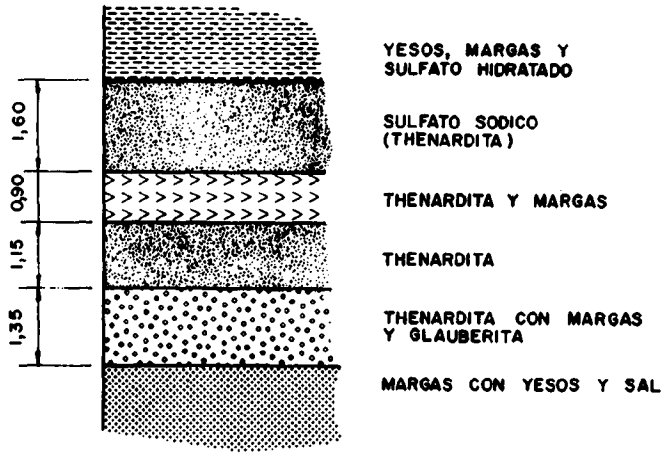


Figura 17.2-2

La composición media del todo uno explotado es la siguiente:

SO_4Na_2	68,6 %
SO_4Ca	18,3 %
ClNa	0,7 %
Margas	10,4 %
Humedad	2,0 %

Las reservas del mineral calculadas, solamente en la zona actualmente en explotación y reconocida mediante labores directas y sondeos mecánicos con recuperación de testigos, se puede cifrar en unos 10.000.000 de toneladas. Pero considerando los estudios realizados en toda la zona mediante prospecciones geoeléctricas se estima que sobrepasan los 200 millones de toneladas.

La mina de El Castellar es de las llamadas de montaña. El socavón construido debajo de la capa se utiliza para galería de arrastre en la extracción del mineral, entrada

de personal, evacuación de aguas y circuito de ventilación. En el piso superior radica el yacimiento de thenardita, utilizándose el desnivel existente entre ambos para coladores de almacenamiento y regulación de mineral arrancado para su extracción por la galería de arrastre (Fig. 17.2-3).

SULFATO SODICO: ESQUEMA DE LAS MINAS EL CASTELLAR. EXPLOTACION POR CAMARAS Y PILARES

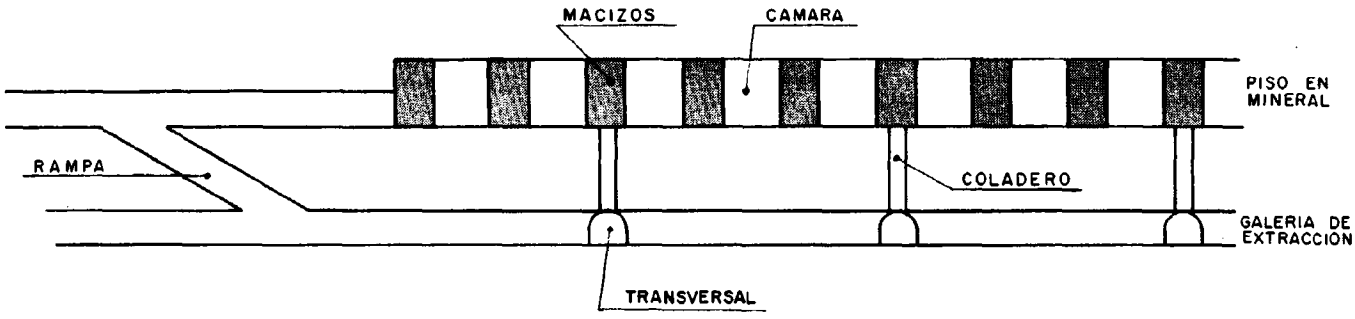


Figura 17.2-3

El laboreo se realiza por el sistema de cámaras y pilares en retirada, previa apertura de unas galerías de preparación en mineral, paralelas y distantes entre sí lo suficiente para permitir la explotación en un ancho de 9 a 10 metros en toda su longitud y dejar entre cada dos cámaras un macizo de protección de unos 3 m de espesor.

Estas galerías, que luego serán cámaras, parten de unos transversales, también en mineral, distantes entre sí unos 140 m, abriéndose las galerías a ambos lados en una longitud de 70 m. Para evitar los fondos de saco, y por tanto una ventilación defectuosa, estas galerías se comunican con la inmediata anterior, ya abierta en sus 140 metros. cada cierta distancia, dando lugar a los pilares de sostenimiento.

En altura, se abre la galería con unos 2,50 m, llevándose en retirada un realce hasta los 5 m.

Este sistema de explotación está sancionado por la experiencia, dando un aprovechamiento óptimo del yacimiento. Además, por las características mecánicas del mineral, y habida cuenta de que no se arranca toda la altura de la capa, no se precisa la utilización de madera para entibación, salvo en contados casos.

Por la topografía del terreno de cobertura, el único problema que se presenta a veces es el de el agua. Pero con una eliminación a través de pozos hasta el piso inferior, desde donde se le da una salida natural hasta la bocamina, se elimina éste.

La ventilación es natural a través de socavones.

El mineral se extrae en un 85 por 100, quedando el 15 por 100 restante como pilares y parte superior no extraída como techo de las cámaras.

No se tiene pensado el utilizar otro sistema de explotación, pero sí mecanizar el arranque, carga y transporte en mayor grado del que está ahora, con el fin de obtener un aumento de la productividad. La mecanización actual representa la utilización de un jumbo perforador, palas eléctricas para la carga del mineral, dumpers de gas-oil para el transporte hasta coladeros y locomotoras de gas-oil para el transporte al exterior. El arranque se hace con pega eléctrica y con martillo perforador también eléctrico.

Se ha previsto la construcción de una nueva salida para el mineral, haciéndolo por rampa con cinta transportadora hasta una estación de machaqueo.

Para realizar todas estas mejoras, acompañadas de las necesarias en las plantas de beneficio del sulfato sódico anhidro, se realizará una inversión de 120 millones de pesetas.

La trituración del todouno se produce en bocamina, mediante unos molinos de martillos instalados antes de una cinta transportadora que alimenta un silo de almacenamiento (Fig 17.2-4).

SULFATO SODICO: MINAS EL CASTELLAR. ESQUEMA DE DISOLUCION DEL THENARDITA

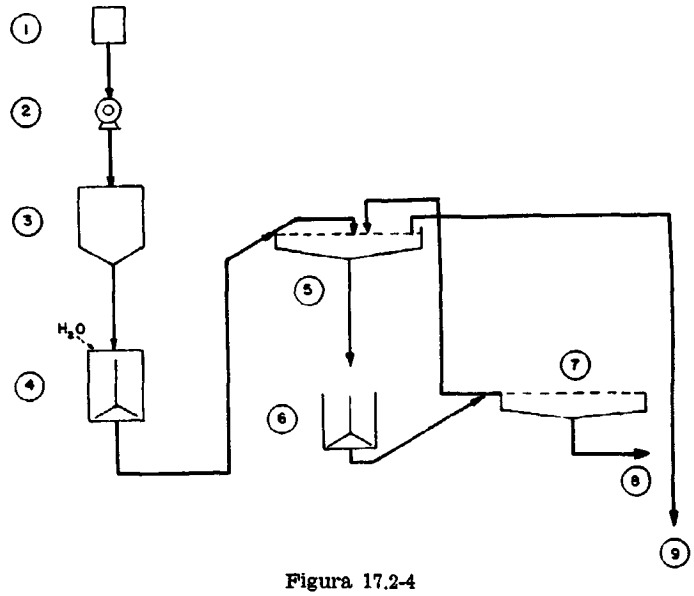


Figura 17.2-4

La obtención del sulfato sódico anhidro se realiza en tres fases netamente diferenciadas. En la primera fase se realiza la disolución estática del mineral por lixiviación en contra corriente, en la que se disuelve la mayor parte de la thenardita, sin producirse el desdoblamiento de la glauberita en sulfato sódico y sulfato cálcico. En la segunda fase se produce la separación de los residuos proce-

dentes de la batería de disolución, incorporándose el rebose a la primera fase y retirándose los residuos en forma de yeso. En la tercera fase se obtiene el producto anhidro, con una pureza del 99 por 100, a partir de la disolución procedente de la primera fase, mediante la utilización de evaporadores de simple efecto (Fig. 17.2-5).

SULFATO SODICO: MINAS EL CASTELLAR. ESQUEMA DE OBTENCION DEL SULFATO SODICO ANHIDRO

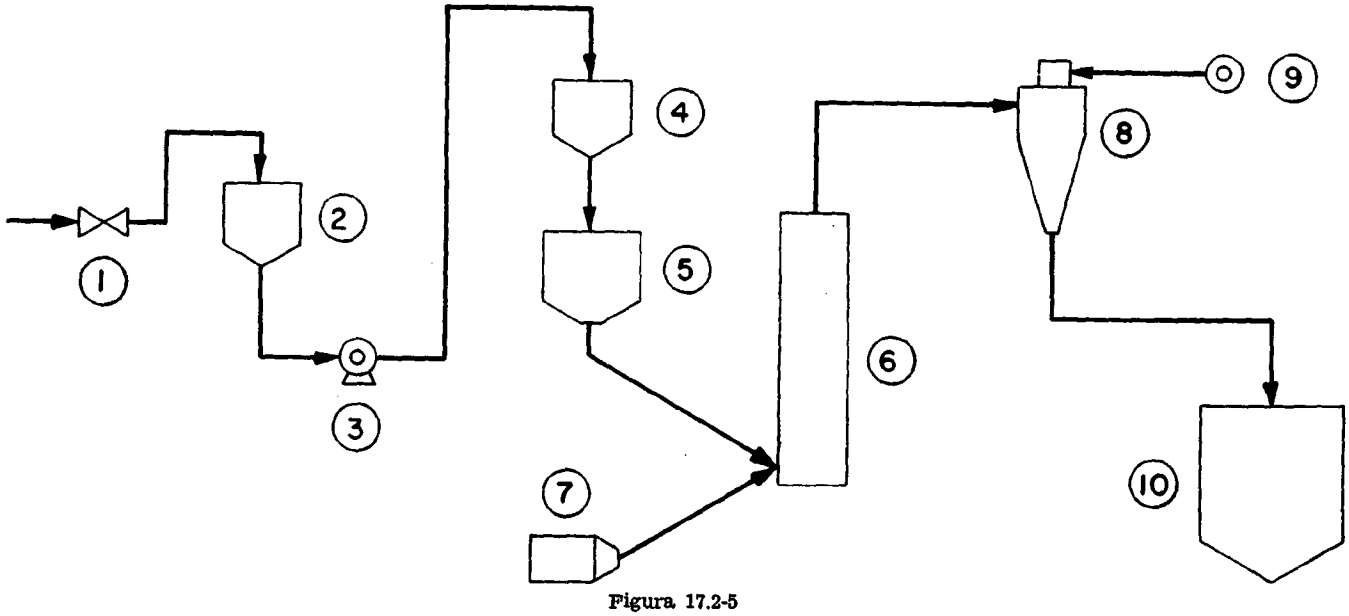


Figura 17.2-5

Hasta 1957, año en que la producción pasó a un nivel elevado, las producciones habían sido de un orden muy bajo, dado que los sistemas de arranque y planta de beneficio eran bastante rudimentarios.

La producción actual de la mina, que es casi el 99 por 100 de la producción total, es de unas 135.000 toneladas de mineral bruto, con un contenido de sulfato sódico de 85.000 toneladas (cuadro 17.2-6).

CUADRO 17.2 - 6

PRODUCCION DE MINERAL BRUTO Y CONTENIDO EN SULFATO SODICO

Años	t mineral	t contenido
1957	29.344	20.990
1958	23.143	16.154
1959	22.390	15.630
1960	24.237	16.862
1961	25.700	17.646
1962	29.517	20.219
1963	47.603	32.494
1964	60.463	41.598
1965	58.248	39.725
1966	58.500	39.780
1967	77.094	52.038

PROGRAMA DE PRODUCCION

Años	t mineral	t contenido
1968	88.353	61.732
1969	99.947	69.483
1970	135.000	85.000
1975	155.000	99.000
1980	200.000	132.000

Considerando que con la mecanización actual la mina está al tope en producción con la mecanización prevista, se podrá conseguir un 48 por 100 más sobre la producción actual.

Previamente los aumentos de consumo para el año 1980, se puede cifrar la producción para ese año en unas 200.000 toneladas.

PRODUCCIÓN EN LA ÚLTIMA DÉCADA

Las producciones en mineral obtenidas en la última década han sido las siguientes:

Años	Producción
1959	22.471
1960	24.272
1961	25.744
1962	29.557
1963	47.663
1964	60.519
1965	58.305
1966	58.540
1967	76.904
1968	88.403
1969	99.946

Unidad: t.

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

17.2.2.2 Glauberita

La única mina de glauberita existente en España está situada en Cerezo del Río Tirón, al oeste de la provincia de burgos. y por tanto solamente se hará la descripción de la misma.

DESCRIPCIÓN DE LA MINA RIOTIRÓN

La empresa Criaderos Minerales y Derivados, S. A. (CRIMIDESA), explota la mina Riotirón. en el paraje de Valdebuñuelos, en Cerezo de Río Tirón (Burgos).

El yacimiento es de edad miocénica. Son cuatro las capas principales, cuyos espesores, enumerados en orden descendente, son de 2, 8, 4 y 2 m, respectivamente.

Entre la glauberita hay unas intercalaciones de 6 m de margas, 25-30 m de margas y yesos y 8-10 m de los mismos materiales. Actualmente se explota la capa de glauberita de 8 m de potencia.

Las reservas se cifran de la siguiente forma:

	Toneladas
Seguras	18.000.000
Probables	2.000.000
Posibles	22.000.000

El análisis del mineral explotado es el siguiente:

	Porcentaje
Glauberita	68,5
Anhidrita	29,4

El grado de recuperación real del mineral es del 96,8 por 100.

El mineral se extraía por el método de cámaras y pilares. Para el arranque se utilizaban explosivos en barrenos hechos con martillos perforadores eléctricos. Una vez arrancado el mineral se transportaba hasta la galería principal mediante scrapers y pancers.

Este año se ha empezado a explotar a cielo abierto, en espera de poder aumentar la producción y la seguridad.

El método consiste en utilizar las mismas cámaras que antes se hacían en el interior y que ahora, después de quitar la capa superior de estériles, se hacen en el exterior, protegiendo luego la cámara de las heladas con una capa superior de tierra.

PRODUCCIONES EN LA ÚLTIMA DÉCADA

Las producciones, en mineral vendible, del 63-65 por 100 de SO_4Na_2, en la última década han sido las siguientes:

Años	Producción
1959	3.360
1960	3.160
1961	2.640
1962	4.060
1963	5.300
1964	8.600
1965	9.400
1966	10.100
1967	12.837
1968	14.250
1969	16.700
1970	22.506

Unidad: t.

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

17.2.3 OBJETIVOS A CUBRIR POR EL SECTOR

17.2.3.1 Estructura

Durante 1969 existieron en España una empresa productora de thenardita y una empresa productora de glauberita. Estas empresas fueron:

Thenardita.—Aprovechamientos Salineros, S. A. Mina «El Castellar», Villarrubia de Santiago (Toledo). Mineral vendible: 99.946 t.

Glauberita.—Criaderos Minerales y Derivados, S. A. (CRIMIDESA). Mina «Riotirón», Cerezo de Río Tirón (Burgos). Mineral vendible: 16.700 t.

17.2.3.2 Producción española en la última década

La serie histórica de la producción española de sulfato sódico procedente de minerales, desglosada en las dos fuentes y tomando como unidad la t de mineral vendible, que oscila entre el 60-65 por 100 de SO_4Na_2 en el caso de la glauberita y entre el 70 por 100 en el caso de la thenardita, es la siguiente:

Años	Thenardita	Glauberita
1959	22.471	3.360
1960	24.272	3.160
1961	25.744	2.640
1962	29.557	4.060
1963	47.663	5.300
1964	60.519	8.600
1965	58.305	9.400
1966	58.540	10.100
1967	76.904	12.837
1968	88.403	14.250
1969	99.946	16.700

Unidad: Tonelada de mineral vendible.

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

En el cuadro anterior puede notarse el gran crecimiento de producción habido en los últimos años, debido al aumento en la demanda por el fuerte incremento sufrido por la industria de los detergentes principalmente.

17.2.3.3 Programa de producción previsto

Para calcular los programas de producción se ha consultado, en el caso de la thenardita, sólo a la empresa Aprovechamientos Salineros, S. A., ya que la producción de la mina de Ciempozuelos en 1968 sólo fue de 50 t de SO_4Na_2.

Años	PRODUCCION		CONTENIDO SO_4Na_2	
	Thenardita	Glauberita	Thenardita	Glauberita
1971	135.000	28.500	83.500	20.000
1972	140.000	34.100	85.500	24.000
1973	145.000	40.000	89.500	28.500
1974	150.000	46.000	92.700	32.600
1975	155.000	52.700	102.000	37.000
1980	200.000	60.000	123.500	48.000

Unidad: t.

Ahora bien, como existe aproximadamente un 10 por 100 más de sulfato sódico que se produce por vía química, la producción total de esta sustancia se puede fijar de la forma siguiente:

Años	Producción SO_4Na_2
1971	113.000
1972	120.000
1973	130.000
1974	140.000
1975	145.000
1980	190.000

Unidad: t.

17.2.3.4 **Consumo. Previsiones de mercado**

Durante los últimos años la producción ha coincido con el consumo, si se exceptúan los años de 1969 y 1970, en que se han exportado 2.000 t cada año de glauberita del 99,3 por 100 de SO_4Na_2.

Las previsiones para la próxima década serán las siguientes:

Años	CONSUMO			Exportación (Crimidesa)
	Thenardita SO_4Na_2 Cont.	Glauberita SO_4Na_2 Cont.	SO_4Na_2 incl. v. Quím.	
1971	83.500	16.000	109.000	10.000
1972	85 500	18.500	114.500	12.500
1973	89.500	21.500	123.000	7.000
1974	92.700	24.700	132.100	7.900
1975	102.000	28.400	136.400	8.600
1980	123.500	39.000	181.000	9.000

Unidad: t.

17.2.3.5 **Inversiones**

Las inversiones a realizar en el sector en la próxima década son las siguientes:

Años	Thenardita	Glauberita	TOTAL
1971.....	10.000.000	8.000.000	18.000.000
1972.....	30.000.000	9.000.000	39.000.000
1973.....	40.000.000	9.000.000	49.000.000
1974.....	30.000.000	10.500.000	40.500.000
1975.....	5.000.000	11.000.000	16.000.000
1980.....	5.000.000	55.000.000	60.000.000

Unidad: Pesetas.

17.2.3.6 **Financiación**

Las empresas cubrirán sus inversiones por medio de la autofinanciación y créditos procedentes de la banca privada.

17.2.4 DATOS PARA COMERCIALIZACION DEL SULFATO SODICO

17.2.4.1 **Thenardita**

Se da el nombre de thenardita al sulfato sódico anhidro SO_4Na_2, mineral que abunda en todo el mundo. Contiene un 44 por 100 de Na_2O y un 56 por 100 de SO_3.

Se obtiene en nuestro país en una instalación minera situada en Toledo; en dicha explotación trabajan 150 hombres, con una extensión de 1.432 ha.

17.2.4.2 **Glauberita**

La glauberita (Na_2 So_4 Ca So_4) es el sulfato anhídrido doble de calcio y de sodio y está compuesto en un 51,1 por 100 de Na_2SO_4 y un 48,9 por 100 de Ca So_4.

Su destino y utilizaciones finales se encuentran paralelas a las ya señaladas anteriormente cuando se ha hablado de la thenardita, para lo cual se procede a separar la sal sódica del calcio.

La única mina productora de glauberita, según la Estadística Minero-Metalúrgica, en España está ubicada en la provincia de Burgos —año 1969—, dando ocupación a 51 personas. Existen labores de interior y exterior.

Sin embargo, según la estadística de Hacienda, existen tres concesiones más, dos situadas en Tarragona y otra en Barcelona, ocupando una extensión de 111 ha, que no están en explotación.

17.2.5 CONCLUSIONES

A la vista de todo lo expuesto anteriormente se pueden determinar las siguientes conclusiones:

1. España cuenta con suficientes reservas de minerales de sulfato sódico como para hacer frente a cualquier aumento de la demanda tanto del mercado interior como una posible del exterior.
2. Estas reservas se distribuyen principalmente en yacimientos de thenardita y glauberita. También se puede obtener como subproducto en ciertas fabricaciones, aunque en algunas de ellas, como la fabricación del ácido clorhídrico, tienda a disminuir al obtenerse dicho ácido directamente como subproducto de los hidrocarburos.
3. El aumento del mercado interior se ha previsto con tiempo, encontrándose en pleno desarrollo planes de ampliación de la producción. La tecnología utilizada en estos planes, a la altura de las más avanzadas en otros países, garantiza la obtención de un producto final de calidad tal que puede competir en el mercado exterior.
4. La financiación de estos proyectos corre a cargo de la iniciativa privada.
5. En cuanto a problemas de carreteras, instalaciones eléctricas, etc., no los presenta el sector. Tampoco presenta problemas de índice laboral, ya que el desarrollo de los planes de ampliación se resolverán prácticamente con las mismas plantillas.

18. TALCO

18.1 SITUACION ACTUAL DEL TALCO

Existe una creencia general de que el talco es un mineral que se utiliza principalmente en la higiene de la infancia, ignorando u olvidando su gran importancia industrial en la fabricación de productos cerámicos, pinturas, cargas, refractarios y otros muchos usos.

Con el término genérico de talco se designan diversas especies minerales: carniola esteatita, rensselarita, pirofilita, asbbestiono agalita, talcosa, verdolita, jaboncillo (seaptstone), talco lava, cal francesa, etc., que representan diversas clases de talco más o menos puras, con pequeñas diferencias en sus propiedades específicas. En la práctica, la diferencia se encuentra en el fin a que va destinado el producto, valorándose su blancura, finura e impurezas.

El talco es un mineral no metálico de bajo precio, aunque algunas de sus clases, blanca, micronizada y pura, tienen precios de venta elevados.

En España, el talco que se explota no tiene el grado de blancura necesario para una revalorización del producto y evitar las importaciones que de esas clases realiza la industria farmacéutica y cosmética.

18.1.1 SITUACION GEOGRAFICA DE CADA ZONA

Los puntos donde se ha localizado talco o sus variedades en España son las provincias de León, Gerona, Málaga, Barcelona, Coruña, Badajoz y Almería.

En León, existen explotaciones muy importantes en Puebla de Lillo y Valdeluquero

En Gerona, en Figueras, Massanet de Cabrenys, Junquera, Bajol y Darninos.

En Málaga, en los municipios de Mijas, Ojén y Benahavís.

En Barcelona, en Piera y Campellas.

En La Coruña, en Moeche, Curtis y Sobrado de los Monjes.

En Badajoz, en Egea.

En Almería, en Lújar.

18.1.2 COMPOSICION DEL MINERAL Y PROPIEDADES

El talco es un silicato hidratado de magnesio, de fórmula $H_2OMg_3 (Si\ O_3)_4$, cuyo análisis químico medio es:

SiO_2	63,5 por 100
MgO...	31,7 por 100
H_2O	4,8 por 100

El mineral de talco se presenta contaminado con mayor o menor cantidad de impurezas, tales como cuarzo, dolomita, magnesita, tremolita y óxido de hierro.

El aspecto físico del talco es el de un mineral blando, foliado o compacto, en forma masiva y de colores blanco, gris o verde. Con menos frecuencia su aspecto es el de formas planas con agregados cristalinos, y a veces de tipo micáceo o fibroso.

Sus propiedades físicas son:

Dureza: 1 a 3,5 de la escala de Moh's.
Densidad real: 2,6 a 2.8.
Punto de fusión: 6 (escala de fusibilidad), o cono Seger 17.
Indice de refracción: 1.539 a 1.589.
Raya: blanca.
Fractura: irregular en la variedad masiva.
Transparencia: de translúcido a opaco.
Tenacidad: sectil a quebradizo.
Tacto: graso.

18.1.3 FORMACION Y GENESIS DE LOS YACIMIENTOS DE TALCO

El talco es un mineral secundario, resultante de la alteración de otros silicatos que contienen magnesio, u ocasionalmente de carbonatos. La roca original pudo haber sido sedimentaria o ígnea y, por tanto, proceder de serpentina, tremolita, piroxenita u otras. En muchos yacimientos no se completa la alteración y aparecen en el talco estos minerales originarios. Los depósitos de talco tienen forma irregular de masas más o menos lenticulares y su explotación se realiza bien de forma subterránea o a cielo abierto, según se presenta el yacimiento.

18.2 EXPLOTACION

18.2.1 DESCRIPCION DE LOS DIFERENTES METODOS DE EXPLOTACION

En España, la minería del talco es del tipo subterráneo en las provincias de Gerona y León y a cielo abierto en las demás.

No existe un método sistemático para explotar subterráneamente el talco y en cada caso se lleva a cabo el más conveniente a las necesidades del explotador. Sin embargo, el más aplicado es el de cámaras y pilares, o simplemente abriendo galerías en la masa de mineral mediante tramos o tajos ascendentes a todo lo ancho, seguido de relleno completo.

18.2.2 PRODUCCION ACTUAL

La producción de talco en los últimos años ha sido la siguiente:

Años	Toneladas
1965	27.817
1966	29.055
1967	31.290
1968	29.027
1969	33.728

18.2.3 GRADO DE RECUPERACION OBTENIBLE

El mineral bruto recuperado del yacimiento representa más de un 75 por 100 de aprovechamiento del criadero. En algunos casos este porcentaje excede del 88 por 100. e incluso puede llegar al 95 por 100, según los tipos de mineral que se presenten.

18.2.4 PRODUCCION FUTURA

La producción de talco o esteatita y sus variedades tiene tendencia a incrementarse con un coeficiente de aumento anual acumulativo del orden del 10 por 100.

18.2.5 RELACION DE PERMISOS Y CONCESIONES DE EXPLOTACION PARA MINERAL DE TALCO

Nombre de la mina — Municipio	Concesionario de la mina — Domicilio	Superficie — Hectáreas	Concesión o permiso
Arriondoganeán. Mijas	Macho Fernández, Luis. CL Cervantes	12,00	Concesión
María del Pilar. Ojén	Espada Fernández, Juan. MN Ojén	12,00	Permiso
La Inesperada. Mijas	González Carrasco, José. CL Angel	14,00	Concesión
Talcollofar. Curtis	Ind. Arsenicales Rdas., S. L. CL Ramón Sagra	18,00	Concesión
Esperanza Seg Fra. Mijas	Gonzalo Carrasco, José. CL Angel	18,00	Concesión
Acarramendi. Mijas	Macho Fernández, Luis. CL Cervantes	19,00	Concesión
Reyes. Ojén	Min. y Molturaciones, S. A. CL Edison	20,00	Concesión
Majestuosa. Benahavís	Espada Fernández, Juan. CL Ojén	20,00	Concesión
Amp. a Costa de Sol. Benahavís	Espada Fernández, Juan. CL Queipo de Llano	21,00	Concesión
Femapro primera. Puebla Lillo	Rodríguez Méndez, Manuel Lázaro. MN Boñar	21,00	Permiso
Talquita. Piera	Bonet Costa, Francisco. CL Baños Nuevos	25,00	Permiso
Ceferino. Moeche	Fernández Valiño, Eduardo. CL Rúa Petín	27,00	Concesión
Mina Blanca. Ojén	Espada Fernández, Juan MN Ojén	36,00	Permiso
Esperanza Fra Prim. Mijas	Gonzalo Carrasco, José. CL Angel	39,00	Concesión
La Confronita. Massanet	Costa Mach, Ramón y otro. MN La Bajol	40,00	Permiso
San Esteban. Benahavís	Espada Fernández, Juan. CL Queipo de Llano	45,00	Concesión
La Vall. Puerto Selva	García Vigil, Avelino. MN Barcelona	54,00	Permiso
Esperanza. Piera	Vila Ninot, Ramón. PJ DR y Molits	56,00	Permiso
Primavera 15. Puebla Lillo	Sdad. Española Talcos, S. A. MN Madrid	80,00	Concesión
Primavera 14. Puebla Lillo	Sdad. Española Talcos, S. A. MN Madrid	96,00	Concesión
Primavera Unica. Valdeluguero	Sdad. Española Talcos, S. A. MN Madrid	98,00	Concesión
Francisco. Moeche	Fernández Valiño, Eduardo. CL Rúa Petín	100.00	Concesión
Femapro Segunda. Puebla Lillo	Rdguez. Mnez., Manuel Lázaro. MN Boñar	109,00	Permiso
Amp. Montserrat. Junquera	Cargol Molas, José. CL Lope de Vega	159,00	Permiso
Ampliación a Cusi. Bajol	Cementos Talcos Cusi. MN Figueras	165,00	Permiso
La Moreneta. Junquera	Dalfo Mendoza Eustaquio. MN Armentera	168,00	Permiso
María. Mijas	Espada Fernández, Juan. MN Ojén	182,00	Permiso
Primavera 13. Puebla Lillo	Sdad. Española Talcos, S. A. MN Madrid	198,00	Concesión
Ferrerías. Moeche	Fernández Valiño, Eduardo. CL Rúa Petín	200,00	Concesión
Femapro Octava. Puebla Lillo	Rodríguez, Manuel Lázaro. MN Boñar	299,00	Permiso
Santa Rita Casia. Campellas	Sabat Cairo Dolores. MN Barcelona	400,00	Permiso

MINERAL DE TALCO, AÑO 1969

Denominación	Núm. Cons.	Superficie — Hectáreas
Perm. invest. General	14	1.726,00
Conces. explot. General	17	1.025,00
No definida	—	—
SUMA TOTAL	31	2.715,0

18.2.6 BENEFICIO DEL MINERAL

El mineral de talco se trata en plantas de preparación, a donde llega el mineral todo-uno procedente de la mina. La preparación consiste esencialmente en la molienda en seco y separación por aire.

El todo-uno se moltura en machacadoras de mandíbulas, seguido de una trituración en molinos de rodillos o cono Symons. El mineral triturado se seca en secaderos rotativos y posteriormente se pulveriza en molino tipo Raymond, seguido de una separación por aire, o bien en molinos cónicos tipo Hardinge.

El producto fino obtenido se envasa en sacos de 50 kg. Otros tipos de talco granular se obtienen por tamizado en vibros adecuados.

Para obtener calidades más depuradas y finas se somete a los productos pulverizados a doble o triple separación por aire, con rechazo de los estériles. Los tipos de talco micronizados se obtienen en molinos de energía flúida, llegándose a finuras inferiores a 20 micras, e incluso de 1 a 5 micras.

En el caso de que se desee separar totalmente el talco de las impurezas minerales que le acompañan se recurre a la molienda en húmedo, seguida de la flotación conve-

niente. Es preciso estudiar la composición mineralógica de la ganga asociada al mineral de talco para que los reactivos sean adecuados. A veces las especies acompañantes son de gran valor, por ejemplo níquel, magnesita, tremolita, etc.

18.3 OBJETIVOS QUE SE PRETENDEN CUBRIR

En primer lugar se pretende obtener un talco de calidad adecuada que evite las importaciones, en competencia de calidad y precio, y suministrar el consumo nacional sin necesidad de salida de divisas. Para esto se requiere una investigación sostenida hasta encontrar las zonas más aptas para su posterior aprovechamiento.

Después, y una vez abastecido el mercado nacional, es preciso proyectarse al exterior, principalmente al sureste de Europa, Inglaterra, países africanos y probablemente América del Sur.

18.3.1 PROGRAMA PREVISTO EN LOS PROXIMOS AÑOS

Mejorar las explotaciones para tener un precio de coste por tonelada inferior al actual, mecanizando el arranque.

Modernización de las fábricas de concentración mediante sistemas mecánicos de separación por aire y utilizar cada vez más el proceso de micronización por energía flúida.

18.3.2 PROGRAMA DE INVERSIONES A REALIZAR

Las inversiones a realizar pueden resumirse en los siguientes puntos:

	Pesetas
Preparación de labores	7.200.000
Explotación y reconversión de labores	25.400.000
Concentración y varios	3.750.000
TOTAL	36.350.000

18.3.3 PROGRAMA DE FINANCIACION

La inversión prevista de financiación, parte por recursos propios de las empresas interesadas, otra obtenida del crédito privado y una tercera parte del crédito oficial, distribuidas las cantidades como siguen:

	Pesetas
Recursos propios	13.850.000
Crédito privado	11.300.000
Crédito oficial	11.200.000
TOTAL	36.350.000

18.4 COMERCIALIZACION DEL MINERAL

Las industrias consumidoras de talco exigen cada vez más mejor calidad y menor precio del producto, a la vez que determinan unas especificaciones mínimas a cumplir por los suministradores. Estas especificaciones no son uniformes, al ser diferentes los usos a que se destina el producto. Entre los más destacados a que se destina el talco o sus variedades pueden citarse: pinturas, cerámica, refractarios y como carga en muchas fabricaciones, tales como la del papel, caucho, insecticidas, preparación de cosméticos. fertilizantes, plásticos, asfalto, textil, etc.

Las especificaciones generales que se exige conocer del talco son:

— Análisis químico completo.
— Solubles en ácido, tales como el CaO.
— Color o blancura.
— Brillo.
— Valor pH.
— Densidad real.
— Densidad aparente.
— Granulometría.
— Cantidad retenida por un tamiz elegido.
— Tamaño medio de partícula.
— Tipo y forma de partícula.

En la fabricación de pinturas, el talco se emplea como producto inerte extendedor y de carga. Las especificaciones varían de unos fabricantes a otros, teniéndose en cuenta principalmente el color, la blancura, absorción y finura. En pinturas se exige una finura cien por cien inferior a 74 micras (200 mesch), y a veces 99 por 100 inferior a 44 micras (325 mesch). En este tipo de fabricación, el talco laminado se usa como extendedor y pigmento, y la variedad fibrosa (conocida por los nombres de asbestina, tremolina, etc.) se emplea como agente de suspensión para evitar la sedimentación.

Para pinturas blancas y tintes de calidad superior, se requiere un talco de extremada blancura y finura, lo que exige una micronización previa y poder obtener una película de pintura lisa.

El talco micronizado tiene un gran mercado potencial en el desarrollo de las fabricaciones del caucho, así como en la fabricación de revestimientos superficiales.

Algunos tipos de talco y esteatita en masa se emplean en la fabricación de artículos preformados para su uso en refractarios, productos químicos y eléctricos. Los bloques de esteatita se conforman fácilmente por torneado o corte, y calentados a temperaturas del orden de 1.000° C durante seis horas se convierten en un material muy duro con muy poca contracción, que se denomina talco «lava», con muy buenas propiedades aislantes.

El talco molido se emplea también en la fabricación de productos cerámicos, constituyendo elemento muy importante en esmaltes, refractarios, porcelanas eléctricas y azulejos, y en pequeñas cantidades para aumentar la trasparencia y tenacidad de la porcelana. Para estos usos la finura del talco es cien por cien inferior a 150 micras (100 mesch).

El talco de calidad procedente de Italia se considera muy apropiado en la industria textil para la carga y blanqueado de ciertos productos, aunque por su elevado precio se sustituye por el de procedencia francesa.

El talco se emplea en pequeña cantidad en la industria del cosmético y limpieza, por su fluidez, absorción y facilidad de mezcla con otros productos. Para este fin el talco debe poseer una finura cien por cien inferior a 100 mesch y 98 por 100 a través de 200 mesch, no exigiéndose productos más finos y micronizados por el peligro que presenta su inhalación. Este tipo de talco debe estar exento de variedades granulares o fibrosas y ricas en tipos laminares y no debe estar contaminado por carbo-

natos, por lo que para este uso se llega a la flotación del mineral para que no contenga más de 1 por 100 de estos contaminantes y menos del 2 por 100 de óxidos de hierro y aluminio. Por este procedimiento se obtiene también un producto de extremada blancura.

En general, el mercado del talco no está bien definido, siendo imposible señalar las tendencias del consumo al existir muchas clases, tipos y usos que lo enmascaran. Su precio es relativamente bajo, imposible de elevación, ya que el usuario puede encontrar sustitutos de aquél si fuera económicamente necesario.

No obstante, el mercado tiende a exigir finuras cada vez más pequeñas, más precisas, y un impecable color blanco. Como existen multiplicidad de consumidores, y para evitar las fluctuaciones de la demanda, el mercado productor amplía el número de clientes y tipos de industrias, para que los efectos perturbadores de aquéllas no afecten o sean mínimos para los explotadores.

Los principales explotadores de talco en el mundo se reflejan a continuación:

PAISES	1965	1966
Estados Unidos	800.000	—
Francia	198.000	191.000
India	150.000	154.000
China	150.000	—
Italia	120.000	112.000
Corea del Sur	85.000	108.000
Noruega	80.000	78.000
Austria	76.000	—
Canadá	61.000	60.000
Alemania O.	31.000	33.000
Australia	20.000	20.000
Reino Unido	10.000	9.000
Africa del Sur	9.500	9.000

En Estados Unidos existen yacimientos de talco en los estados de Nueva York, California, Vermont y Georgia y otros.

En China, en Pearl Harbor, en la Manchuria, en Chekiang y otras provincias.

En Francia existe un yacimiento a cielo abierto en Luzenac (Pirineos), con una producción anual superior a las 200.000 t/año.

En Alemania son importantes los yacimientos de Baviera.

En Italia se produce un talco muy blanco, procedente de los yacimientos existentes en los Alpes italianos, cerca de Perosa, y otros.

18.4.1 MERCADO INTERIOR Y EXTERIOR

El mercado interior del talco absorbe el tonelaje producido, estimándose que la demanda influirá sobre el aumento de producción, por lo que la oferta, aun siendo sostenida, se incrementará para no incidir sutancialmente sobre los precios. No existe, prácticamente, exportación.

Los talcos de calidad, en blancura y finura, se importan de Italia, Francia y Noruega principalmente, difíciles de sustituir mientras no se encuentre en España el yacimiento adecuado.

El comercio exterior, durante el año 1969, queda reflejado en el siguiente cuadro:

PAISES	IMPORTACION		EXPORTACION	
	Toneladas	Miles de pesetas	Toneladas	Miles de pesetas
Austria	11,000	—	—	—
Alemania R. F.	0,384	—	—	—
Francia	1.227,001	5.293,176	—	—
Italia	832,000	5.093,000	—	—
Noruega	1.066,000	5.148,000	—	—
India	289,000	1.298,000	—	—
Reino Unido	138,000	631,000	1,000	1
EE. UU.	116,000	837,000	—	—
Bélgica	40,000	396,000	—	—
Países Bajos	2,000	16,000	0,015	1
Argentina	—	—	6,000	25
Perú	—	—	1,000	18
Rep. Dominicana	—	—	0,65	6
TOTAL	3.721,385	18.840,176	8,665	51

En años anteriores, las cifras de importación y exportación en España de productos de talco o esteatita han sido las siguientes:

Años	IMPORTACION		EXPORTACION	
	Toneladas	Miles de pesetas	Toneladas	Miles de pesetas
1965	2.185	9.438	1,04	6,0
1966	2.530	10.845	0,625	1,9
1967	2.456	8.846	12,000	46,5
1968	2.729	12.188	28,3	164,3

Las exportaciones que se han realizado hasta el momento reflejan los envíos que se realizan en plan de prueba a posibles clientes extranjeros. Es preciso aumentar la comercialización hacia el exterior para compensar la balanza de pagos, ya que las importaciones sólo podrán eliminarse en el caso de encontrar un buen yacimiento de talco con blancura y calidad precisas, y esto no es siempre posible.

18.4.2 COMPETENCIA CON OTROS MINERALES

En muchas aplicaciones industriales el talco aumenta la competitividad de otros minerales inertes, tales como el yeso, caolín, barita, kieselguhr, attapulgita, bentonita, mica, cianita, cuarzo, wolastonita, etc.

Por ejemplo, en la fabricación de pinturas para exteriores el talco se prefiere al yeso o la barita cuando se prevé la existencia de un fenómeno de abrasión. Sin embargo, no es aconsejable la utilización del talco en pinturas de alto brillo debido a que puede producirse el efecto «flatting».

Para evitar el fenómeno de aglomeración de los abonos simples y complejos se emplea el talco, debido a su bajo precio, pero es sustituido cada vez más por otros productos de mayor poder de absorción y efecto antiaglomeramente. como la attapulgita o el kieselguhr.

No obstante, y a pesar de tener varios minerales competitivos, esto es la prueba más clara de sus múltiples posibles aplicaciones, y por ello sus posibilidades son enormes.

18.4.3 POSIBILIDADES DE AUMENTO DE LOS MINERALES DE TALCO

Además de los usos que se mencionan, se necesitarían muchas hojas para especificar todos los empleos posibles. Aparte de los más destacados existen otros de menor importancia imposible de mencionar. Basta indicar que su aplicación es siempre posible si no existen otros minerales de menos precio.

Por ello, si aumenta su productividad, se mejora la calidad y se ofrece a un precio verdaderamente competitivo, las ventas probables de talco se incrementarán notablemente. Es problema de calidad y comercialización.

18.4.4 PRECIOS INTERIORES Y EXTERIORES

En el mercado español, el talco del tipo normal industrial con finura inferior a 150 mallas se vende a precios que oscilan entre las 800 y 1.300 ptas./t. Otras calidades más finas tienen mayores precios.

Los precios CIF Reino Unido, de diversas procedencias, son:

	Libras esterlinas/t.
Noruego	9½ - 16
Francés finamente molido	17 - 33
Italiano tipo cosméticos	27 - 41
Chino	19 - 23
Talco para carga	10 - 12
Talco para pinturas y cerámica	20 - 30
Talco micronizado	60 - 70

18.5 SINTESIS DE LA MONOGRAFIA DEL TALCO

18.5.1 ESTRUCTURA DEL SECTOR EN 1969

El sector del talco o esteatita en España es de poca importancia, con una producción en el año 1969 de 33.728 toneladas, obtenidas por siete Sociedades y distribuidas geográficamente en las provincias de Almería, Gerona y León.

El valor de la producción de mineral vendible fue de 20.058.000 pesetas. Para ello, el personal ocupado es de 142 personas entre técnicos y obreros.

Los datos anteriores, reflejados por provincias, se distribuyen de la forma siguiente:

	León	Gerona	Almería
Producción	17.008	15.335	1.385
Valor en miles de pesetas.	8.504	10.593	961
Horas hombre trabajadas.	98.840	146.960	38.040
Coste del personal	4.051	6.961	345
Potencia instalada en CV.	99	162	32

Las principales empresas del sector son:

— Sociedad Española de Talcos, S. A., en León.
— Hijos de Pablo Pagés, S. A., en Gerona.
— Cementos y Talcos Cusi, S. R. C., en Gerona.
— Echevarría y Acosta, S. R. C., en Almería.

El número total de minas denunciadas es de 31, con una superficie de 2.751 ha, de las que 14 minas están denunciadas y se encuentran en período de investigación, con una superficie de 467 ha, y las otras 17 son concesiones de explotación, con 1.025 ha, distribuidas en las provincias de León, Gerona, Almería, La Coruña, Málaga, Barcelona y Badajoz.

Las cuatro principales empresas dedicadas a la extracción o esteatita representan más del 90 por 100 de la producción obtenida, pudiéndose considerar el sector con un grado de concentración muy aceptable.

18.5.2 OBJETIVOS DE PRODUCCION

El talco obtenido de las minas españolas no es de suficiente calidad para competir en el mercado. No obstante, dada la diversidad y posibilidad de usos, las necesidades de este mineral van en aumento. Por ello, las previsiones de producción y personal en el período 1970-1980 pueden estimarse según indica el siguiente cuadro:

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1980
Producción	36.200	38.600	41.100	43.400	45.300	49.000	63.000
Personal	149	160	178	180	180	180	190

18.5.3 INVERSIONES

El capital previsto para ampliar la producción y mejorar la calidad del talco producido se desglosa, según el cuadro siguiente:

	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1980
Extracción	300.000	1.000.000	1.500.000	1.300.000	600.000	500.000	2.000.000
Fabricación	2.400.000	6.000.000	4.000.000	3.000.000	2.000.000	2.000.000	6.000.000
Varios	250.000	600.000	800.000	500.000	300.000	300.000	1.000.000
TOTAL	2.950.000	7.600.000	6.300.000	4.800.000	2.900.000	2.800.000	9.000.000

18.5.4 FINANCIACION

El capital necesario para financiar la ampliación de la producción del talco, provendrá en un 30 por 100 de autofinanciación y el resto, mediante créditos de banca privada y oficial, respectivamente, en otros 25 por 10 y 45 por 100 del montante requerido por las inversiones.

18.5.5 MERCADO INTERIOR Y EXTERIOR

La producción nacional de talco es suficiente para atender la demanda interior en cantidad, pero no en calidad, por lo que, mientras no se encuentren los yacimiento apropiados para responder a unas especificaciones de blancura y finura. España será subsidiaria en este mineral de Italia, Francia, Noruega.

No habrá, mientras tanto exportación, excepto de calidades inferiores de talco y será difícil luchar con la competencia que ofrecen los países antes indicados.

Las importaciones tienden a aumentar al ser cada vez mayores las exigencias específicas del talco requerido por la industria.

18.5.6 LINEAS DE POLITICA ECONOMICA DEL SECTOR

Se deduce obviamente, que la política de este sector del talco, deberá tender a mejorar la calidad, para evitar las importaciones. Para ayudar a este propósito, se requiere una mayor investigación hasta encontrar el yacimiento adecuado en calidad suficiente, que permita, no sólo eliminar las necesidades importadoras, sino acceder a la posibilidad de exportación.

18.5.7 RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES

Es necesaria una mayor investigación para encontrar el mineral de talco apropiado, para lo cual el P. N. I. M, debe recoger en sus futuras actuaciones, la de tener presente las ventajas que ofrece, disponer de un talco de calidades y del que España es deficitaria.

Las plantas de preparación, deben disponerse para llegar a obtener talco micronizado, con blancura apropiada, cuyo precio en el mercado es altamente remunerador.

Para poder, en su día, salir al mercado internacional, los productores de talco deben asociarse en un cooperativismo comercial, que represente sus intereses exteriores, con pequeños gastos. para lo cual podrían incorporarse a otros productores de minerales no metálicos.

19. VERMICULITA

19.1 GENERALIDADES

La vermiculita es una variedad del grupo de las micas, producto de su alteración, y está compuesta de silicatos hidratados de alúmina, hierro, magnesio, potasio, etc., pudiendo darse como un análisis típico, susceptible de ligeras variaciones de los componentes, el siguiente:

SiO_2...	39,5 por 100
Al_2O_3...	12,0 por 100
MgO...	23,0 por 100
Oxidos de hierro..	7,0 por 100
K_2O	2,0 por 100
CaO...	1,5 por 100
TiO_2	1,0 por 100
Agua libre o combinada	12,0 por 100
Otros	2,0 por 100

Sus cualidades más acusadas son: color amarillento o pardo, inodora a cualquier temperatura, inatacable por la humedad o los ácidos, completamente inerte, no deteriorando los materiales en contacto con ella y siendo inalterable su volumen a través del tiempo, así como no produciendo irritaciones en la vista ni en la piel por carecer de polvo.

Tiene la propiedad de que al calcinarse a temperaturas superiores a los 400° se evapora su agua molecular y aumenta su volumen primitivo entre 10 y 30 veces; a 950° se expande y sus partículas toman la forma de pequeños cilindros retorcidos que parecen gusanillos, de donde deriva su nombre.

Una vez exfoliado el mineral sólo pesa 100 gm por dm^3 por lo que su densidad es 10 veces menor que la del agua y 6 que la de la arena, conteniendo millones de minúsculas celdillas. que son en su conjunto eficacísimas barreras al paso del calor, la electricidad y el sonido.

19.2 UTILIZACION

La vermiculita se ha venido utilizando para agregados plásticos, por ser mineral de poca densidad, extraordinariamente divisible y apto para combinarse con yeso, argamasa, morteros de cemento, enlucidos, etc., y por lo tanto se ha empleado en el ramo de la construcción por la reducción de peso a soportar por las fundaciones, llegándose hasta un 90 por 100, y así se ha aplicado a la construcción de hormigones ligerísimos, protección contra incendios, construcción de hogares para hornos, frigoríficos y morteros aislantes acústicos, de monteras y viseras de gran vuelo y poco peso, elementos de casas prefabricadas, protección contra incendios, aislamiento de mamparos de toda clase de buques, fabricación de refractarios, acondicionamientos de aire y aislamiento de sonidos y de calor, polvos extintores de incendios, como extendedor de pinturas y para la obtención de lubricantes.

En algunos de estos usos ha disminuido su consumo en agregados plásticos, debido al incremento de la fabricación de muros secos, pero se ha desarrollado, en cambio, en la fabricación de tejidos impermeables, como conductor de productos químicos para el cuidado de los céspedes, control de mosquitos y productos horticultores, y así el volumen de ventas para estos nuevos usos aumenta paulatinamente y compensa la disminución por utilizaciones en desuso.

19.3 YACIMIENTOS

19.3.1 YACIMIENTOS MUNDIALES

Los dos mejores yacimientos de vermiculita de alta calidad están en Palabora, en Transvaal (Africa del Sur) y en Libby (Montana, U. S. A.), existiendo también en otros países, como Rusia, Brasil, Marruecos, etc.

19.3.2 YACIMIENTOS NACIONALES

En España existe una serie de concesiones de explotación para mica vermiculítica, y en realidad debe ser una vermiculita por sus características conocidas. Estos yacimientos están divididos en dos grupos, pertenecientes a las Sociedades Cía. Minera del Enebral, S. A., y Vermiculita, S. A., todos en la provincia de Málaga, y cuya relación es la siguiente:

19.3.2.1 Cía. Minera del Enebral, S. A.

	Número	Térm. municipal	Hectáreas
Asfaltex I	5.685	Benahavís	200
Asfaltex II	5.987	Benahavís	40
Asfaltex III.....	6.013	Júzcar	69
Vermita.....	5.397	Ojén	220
Hessiphalt	5.701	Ojén	20
Ramón	5.744	Ojén	175
Virgen del Carmen	5.929	Ojén	110
Jor	5.934	Ojén	40
María.....	5.945	Ojén	242
Ntra. Sra. del Pilar	5.946	Ojén	566
San José	5.931	Mijas	27
Victoria	5.930	Mijas	96

19.3.2.2 **Vermiculita Ibérica, S. A.**

	Número	Térm. municipal	Hectáreas
Mina Espada	5.883	Ojén	24
Juan	5.894	Ojén	24
Cristina	6.092	Ojén	24
Virgen del Carmen.	5.982	Ojén	57
Monchi	6.060	Benahavís	125
Alejandro	6.061	Benahavís	169
Progreso I	6.062	Benahavís	195
Progreso II	6.063	Benahavís	207
Progreso III	6.075	Benahavis	40

Todos estos yacimientos están en aluviones y excepto alguno, como Asfaltex, no trabajan o lo hacen esporádicamente.

19.4 PRODUCCION

La producción mundial de vermiculita va sufriendo incrementos paulatinos en el transcurso de los años, y así en U. S. A. pasó de 290.000 t cortas en 1968 a 300.000 t en 1969, siendo la de Africa del Sur en este último año de 112.000 t cortas, siendo los principales consumidores el Reino Unido, Italia, Alemania y U. S. A.

En España, las producciones en los últimos años han sido de:

1967	104 t.
1968	520 t.
1969	487 t.

El mineral español tiene el inconveniente de ser extraordinariamente duro, lo que ocasiona el que se comporte mal al tratamiento térmico para su separación en partículas, por lo que es sustituido en gran parte por el importado de Sudáfrica, y de ahí la poca importancia del tonelaje producido a pesar de tan numerosas concesiones, ya que resulta mucho menos económico para su empleo que el importado.

19.5 COMERCIO EXTERIOR

Sólo hay datos de importaciones, las cuales han sido efectuadas desde Sudáfrica en los últimos años a razón de unos 3.500 kg./mes, lo que supondrá de 40 a 50 t./año, por un importe de 200 a 300.000 ptas./año sin gastos de transporte.

19.6 CONCLUSIONES

ENUMERACION DE CONSIDERACIONES

— No tiene hoy gran importancia en España, por su volumen económico, el empleo de la vermiculita.

— Sin embargo, dadas las perspectivas de aumento gradual de consumo, convendrá intensificar las explotaciones, hoy casi paralizadas, con la resolución de los problemas que pueda presentar la dureza del mineral con vistas a su subsiguiente proceso de desintegración con vistas a su utilización industrial.

—No solicitan sus actuales productores ayuda de ninguna clase del sector privado para llegar a conseguir lo citado en la conclusión anterior.

— Puede ser interesante llegar a una investigación a fondo de las posibilidades españolas en cuanto a descubrimiento de nuevas reservas, sobre todo si el mineral descubierto fuera de menor dureza que el que se conoce en las actuales concesiones de explotación, labor que podría incluirse, aunque no con carácter preferente, en el P. N. I. M.