



Universidad
Politécnica de Madrid



**ESCUELA TÉCNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS Y ENERGÍA**

EL INTERÉS ECONÓMICO Y ESTRATÉGICO DEL
APROVECHAMIENTO DE METALES RAROS Y MINERALES
INDUSTRIALES ASOCIADOS, EN EL MARCO ACTUAL DE
LA MINERÍA SOSTENIBLE: LA MINA DE PENOUTA
(ORENSE, ESPAÑA)

TESIS DOCTORAL

AUTOR:

D. FRANCISCO GARCÍA POLONIO

INGENIERO DE MINAS POR LA UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID

2015



DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y MINERA
ESCUELA TÉCNICA SUPERIOR DE INGENIEROS DE MINAS
UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID

EL INTERÉS ECONÓMICO Y ESTRATÉGICO DEL
APROVECHAMIENTO DE METALES RAROS Y MINERALES
INDUSTRIALES ASOCIADOS, EN EL MARCO ACTUAL DE LA
MINERÍA SOSTENIBLE: LA MINA DE PENOUTA (ORENSE,
ESPAÑA)

AUTOR:

D. FRANCISCO GARCÍA POLONIO

INGENIERO DE MINAS POR LA UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID

DIRECTOR:

JOSE LUIS SANZ CONTRERAS

DR. INGENIERO DE MINAS POR LA UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID

2015

A Maite, Carlota, Macarena y a mis Padres, Antonio y María Jesús.

AGRADECIMIENTOS

De todas las tareas implicadas en la etapa de redacción del presente trabajo, sin duda la más grata y humanizadora, corresponde a la elaboración de este agradecimiento. La redacción de estas líneas, renueva en mi memoria la inestimable ayuda y el constante apoyo prestados por quienes me han acompañado en esta aventura. A todos ellos quiero expresarles mi agradecimiento.

En primer lugar, quisiera agradecer a mi Director de Tesis, Prof. José Luis Sanz Contreras, quien, con su esfuerzo y paciente comprensión, me ha permitido disfrutar de sus consejos a lo largo de todos estos años de amistad. Sus observaciones e indicaciones, siempre exigentes, han constituido para mí una ayuda inestimable, también en mi maduración profesional.

A todo el personal de Strategic Minerals Spain, por la ayuda inestimable, quienes en repetidas ocasiones, no dudaron en ampliar su jornada laboral para ayudarme en el desarrollo de esta Tesis sobre la Mina de Penouta.

Un agradecimiento muy especial merecen mi esposa, mis hijas y en especial mis padres, pues fueron ellos quienes me animaron a embarcarme en esta empresa hace ya más de veinte años. No quiero olvidarme de la paciencia, y el cariño con que mi familia y amigos han aceptado mi dedicación egoísta a este trabajo, ha sido una muestra más de su incondicional amor y confianza, me han proporcionado mucho aliento, y comprensión cuando lo necesitaba.

RESUMEN

El objetivo principal de esta Tesis es estudiar la posible viabilidad de la Mina de Penouta. El trabajo de la Mina de Penouta ha de tratarse desde un punto de vista multidisciplinar, lo que conlleva, indudablemente, la utilización de multitud de técnicas y áreas de conocimiento. En todo trabajo minero existen unos objetivos básicos que atienden a aspectos geológicos, como son la definición de los límites del yacimiento, su cubicación, la realización de modelos en 3D y modelos de bloques. Sin embargo, el propio entramado metodológico utilizado en la valorización del yacimiento es un factor coadyuvante para ir más allá en algunos aspectos concretos que constituyen todo estudio minero.

En este sentido, desde un punto de vista metalogenético, el yacimiento de la Mina de Penouta presenta hoy en día un enorme potencial para abordar y dar respuesta a temas científicos abiertos que no son fácilmente soslayables con toda la información que se ha recopilado en las labores prospectivas. Entre estos temas de candente actualidad, y que se consideran también un objetivo clave de este trabajo, cabe citar el establecimiento de un modelo metalogenético del yacimiento para este tipo de mineralización, que contemple los siguientes aspectos: (i) el papel jugado por el diferente comportamiento del Sn, Nb y Ta en el magma o la fase fluida a partir de los cuales se originan, (ii) establecer cual o cuales han sido los procesos que dan lugar al enriquecimiento del Ta, Nb y Sn en la Mina de Penouta, elementos extremadamente escasos en la naturaleza, (iii) explicar por qué existe una variabilidad en las leyes de estos elementos, (iv) establecer cuál puede ser el granito precursor a partir del cual se ha generado un granito tan poco frecuente como el leucogranito de Penouta, lo que sin duda podría constituir en sí mismo un criterio de exploración altamente útil.

Es importante no dejar de lado los procesos metalúrgicos que se abordan en este trabajo, aspectos implícitamente esenciales para conseguir que el trabajo sea económicamente viable. El desarrollo de estos procesos representa un grandísimo reto, y

por añadido un claro objetivo en este trabajo, ya que, por un lado, el material de partida a procesar presenta bajas leyes, lo que obliga necesariamente a una optimización en el procesado del material a tratar sin precedentes. Por otro lado, cabe tener en cuenta que la minería de Nb y Ta cesó hace más de 20 años en nuestro país, tiempo en el que han ido surgiendo nuevos métodos y equipos que podrían ser incorporados en el proceso metalúrgico, pero que en la actualidad no existe información disponible que permita establecer su validez y aplicabilidad en la minería del Nb y Ta con las características del material de partida de la Mina de Penouta.

Ya que la optimización del procesado metalúrgico por métodos gravimétricos, magnéticos y electrostáticos puede tener limitaciones, sobre todo en el aprovechamiento de las escombreras con bajas leyes de corte para los minerales metálicos, se ha barajado la posibilidad de la aplicación de técnicas siderúrgicas que complementen a una parte de las técnicas metalúrgicas de obtención de concentrados metálicos vendibles. Dado lo novedoso de la utilización de esta técnica en la minería del Nb, Ta y Sn, la falta de información es su gran hándicap, por lo que solo poder valorar en sí su aplicabilidad, con todo lo que conlleva su puesta a punto representa un reto y un objetivo ambicioso en este trabajo.

No cabe duda que otro objetivo importante en este trabajo es la optimización de los procesos de flotación, aplicables a los minerales industriales que se espera beneficiar.

De igual modo en el siglo XXI el compromiso con la sostenibilidad debe tenerse en cuenta en todas las fases de un estudio minero y ser valorados en los estudios de previabilidad o viabilidad de la puesta en marcha de proyectos.

En todo este contexto, un estudio minero debe proporcionar un equilibrio entre los aspectos económicos, medioambientales y sociales mediante la adopción de métodos de diseño y construcción que sean respetuosos con el medio ambiente, que eviten vertidos y que sean sensibles a las necesidades presentes y futuras de la comunidad social.

ABSTRACT

The main objective of this Thesis is to study the feasibility of the Penouta Mine. The Penouta mining project needs to be treated from a multidisciplinary point of view, leading to the use of numerous analytical techniques and knowledge. All mining projects focus on several basic aims attending to geological features, as definition of the ore limits and measuring, development of 3D models and block models.

In this sense, from the metallogenic point of view, the Penouta deposit has currently high potential to address and answer open scientific issues that are not easily treated with all the information that has been gathered during the exploration jobs. Among them, being also a key objective of this work, are also considered the establishment of a metallogenic model of the reservoir for this type of mineralization, including the following: (i) the role of the different behaviour of Sn, Nb and Ta in the magma or fluid phase from which they originate, (ii) to establish the processes that lead to the enrichment of Ta, Nb and Sn in Penouta Mine, as these elements are really scarce in nature, (iii) to explain the reason for the wide variability in the grades of these elements, (iv) to establish the precursor granite from which the rare Penouta leucogranite have generated, which undoubtedly would constitute itself a highly useful exploration criteria.

It is important not to ignore the essential metallurgical processes addressed in this work, which are essential to make the project feasible. The development of these processes is a great challenge, adding a clear objective to this work, as the feed material has low grades, which necessarily requires an optimization in the processing techniques. Furthermore, it should be noted that mining of Nb and Ta ceased more than 20 years ago in our country. During this time new methods and equipment have been developed, which could be incorporated into the metallurgical process, but today there is scarce information available in order to establish its validity and applicability in Nb and Ta mining with the characteristics of the material of the Penouta Mine.

Since optimization of the metallurgical process by gravimetric, magnetic and electrostatic methods can have limitations, especially in the processing of tailings with low cut-off for metallic minerals, it has been considered the possibility of applying melting techniques to complement the metallurgical process to obtain saleable metal concentrates. Given the novelty of using this technique in Nb, Ta and Sn mining, the lack of information is the main handicap, so that the only assessment of the applicability of this technique represents a challenge and an ambitious aim in this work.

There is no doubt that another important objective in this work is the optimization of flotation processes applicable to industrial minerals that are expected to obtain.

In the same way, the commitment to sustainability must be considered in all phases of a mining study in the XXI century, and needs to be assessed in the pre-feasibility or feasibility studies for the implementation of mining projects.

Throughout this context, a mining study should provide a balance among economic, environmental and social issues by implementing design and construction methods that are respectful with the environment, avoiding mining wastes and being sensitive to the present and future needs of the social community.

ÍNDICE

1. Introducción	1
1.1. Estudio y evaluación de un proyecto minero.....	1
1.1.1. Consideraciones previas sobre minería.....	1
1.2. Carácter singular de un proyecto minero.....	5
1.1.1. Agotamiento de los recursos.....	5
1.1.2. Situación de los yacimientos y periodos de desarrollo de los proyectos.....	7
1.1.3. Capital de inversión y costes de producción.....	12
1.1.4. Riesgo económico.....	14
1.1.5. Indestructibilidad de los productos.....	16
1.1.6. Incidencia del medio ambiente.....	16
1.2.6.1. Los principios de sostenibilidad.....	17
1.3. Localización del área del proyecto minero.....	23
1.4. Antecedentes mineros, estado actual de la explotación minera y su entorno.....	24
1.5. Antecedentes medioambientales y socio-económicos del proyecto.....	34
1.6. Objetivos.....	37
1.7. Metodología conceptual de un proyecto minero.....	41
1.7.1. Datos generales.....	41
1.7.2. Datos básicos del yacimiento.....	42
1.7.3. Elección del método de explotación.....	44
1.7.4. Elección del proceso de tratamiento.....	45
1.7.5. Definición de la capacidad de producción.....	47
1.7.6. Identificación de aspectos críticos.....	47
2. Estudio del Yacimiento de la Mina de Penouta.....	49
2.1. Revisión de la geología de la zona.....	50
2.1.1. Geología regional.....	50
2.1.1.1. Serie de viana do bolo.....	52
2.1.1.2. Formación “ollo de sapo”.....	55
2.1.1.3. Ortogneises graníticos tipo covelo.....	57
2.1.2. Geología estructura.....	58
2.1.3. Geología del depósito.....	59
2.1.3.1. Leucogranito albitico.....	60
2.1.3.2. Diques aplítico-pegmatíticos.....	63
2.1.3.3. Greisen.....	64
2.1.3.4. Venas de cuarzo.....	65
2.1.4. Mineralización.....	66
2.2. Trabajos de exploración e investigación.....	70
2.2.1. Trabajos realizados en la sección b.....	71
2.2.1.1. Sondeos de exploración.....	71

2.2.1.2. Calicatas de exploración.....	75
2.2.2. Trabajos realizados en la sección c.....	77
2.2.2.1. Revisión de sondeos históricos.....	77
2.2.2.2. Sondeos de exploración.....	79
2.2.2.3. Testificación geológica.....	82
2.2.2.4. Estudios geotécnicos.....	82
2.2.2.5. Cartografía de la antigua galería de transporte.....	93
2.2.2.6. Muestreo de roca.....	94
2.2.2.7. Análisis químico.....	97
2.2.2.8. Control de calidad (Qa/Qc).....	100
2.2.2.9. Estudios petrográficos y mineralógicos.....	103
2.2.3. Modelo conceptual del yacimiento de penouta.....	110
2.2.3.1. Forma de yacer del granito de penouta.....	110
2.2.3.2. Variaciones químico-mineralógicas en los minerales de la mena y de la ganga en el granito de penouta.....	111
2.2.3.3. Variaciones composicionales de los elementos que componen la mena y la ganga en el granito mineralizado.....	121
2.2.3.4. Génesis del yacimiento de penouta.....	127
2.2.3.5. Posibles procedencias del granito de penouta.....	134
3. Mineralurgia y metalurgia.....	135
3.1. Antecedentes históricos en la mina de penouta.....	135
3.2. Análisis de los procesos de tratamiento mineral en la historia de la mina.....	138
3.2.1. Año 1976.....	138
3.2.2. Año 1979.....	142
3.2.3. Año 1985.....	147
3.3. Pruebas con nuevos métodos y equipos de proceso.....	153
3.3.1. Ensayos con concentradores centrífugos.....	153
3.3.2. Ensayos de separación gravimétrica.....	156
3.4. Ensayos pirometalúrgicos.....	163
3.4.1. Introducción.....	163
3.4.2. Estado del arte.....	163
3.4.3. Caracterización del concentrado inicial de casiterita.....	166
3.4.4. Obtención del estaño mediante reducción carbotérmica.....	170
3.4.4.1. Mediante horno de inducción.....	170

3.4.4.2. Mediante horno estático de gas.....	176
3.4.4.3. Recuperación de Nb y Ta.....	178
3.5. Ensayos para la recuperación de los minerales industriales.....	183
3.5.1. Ensayos llevados a cabo.....	184
3.5.1.1. Ensayos de hidrociclado.....	184
3.5.1.2. Ensayos de flotación.....	185
3.5.1.3. Ensayos de obtención de caolín.....	187
3.5.1.4. Ensayos tecnológicos.....	188
3.5.1.5. Conclusiones.....	190
4. Estudio de las características ambientales y socioeconómicas.....	191
4.1. Introducción.....	191
4.2. Información ambiental del estudio pre-operacional.....	193
4.2.1. Estudio de los hábitats y figuras de protección.....	193
4.2.2. Estudio de la climatología.....	194
4.2.3. Estudio de las aguas.....	196
4.2.3.1. Estudio de las aguas superficiales.....	200
4.2.3.2. Estudio de las aguas subterráneas.....	211
4.2.4. Estudio de los suelos.....	215
4.2.5. Estudio de la flora.....	218
4.2.6. Estudio de la fauna.....	225
4.2.7. Estudio de la calidad atmosférica.....	229
4.2.7.1. Estudio de partículas sedimentables.....	229
4.2.7.2. Estudio de ruido.....	231
4.2.8. Estudio del paisaje.....	232
4.2.9. Conclusiones del estudio pre-operacional ambiental.....	235
4.3 viabilidad y beneficios ambientales del proyecto.....	239
4.3.1. Factores que favorecen la viabilidad ambiental.....	239
4.3.2 beneficios ambientales.....	248
4.4 información socioeconómica del estado preoperacional.....	251
4.4.1 panorama socioeconómico en Galicia.....	251
4.4.2 panorama socioeconómico local.....	252

5.	Estudio de mercado de los minerales y metales de la mina de Penouta.....	265
5.1.	Usos del estaño y los metales raros.....	265
5.1.1.	Estaño.....	265
5.1.1.1.	Propiedades del estaño (Sn).....	266
5.1.1.2.	Obtención del Sn a partir de la casiterita.....	268
5.1.1.3.	Aplicaciones.....	271
5.1.2.	Tantalio.....	273
5.1.2.1.	Propiedades del Ta.....	274
5.1.2.2.	Aplicaciones del Ta.....	277
5.1.3.	Niobio.....	279
5.1.3.1.	Propiedades del Nb.....	280
5.1.3.2.	Aplicaciones del Nb.....	282
5.2.	Estudio de mercado de los metales raros (Sn, Ta y Nb).....	284
5.2.1.	Recursos y reservas mundiales de tantalio.....	284
5.2.2.	Recursos y Reservas mundiales de niobio.....	286
5.2.3.	Recursos y reservas mundiales de estaño.....	288
5.2.4.	Mercados a nivel mundial.....	288
5.2.4.1.	Mercados de tantalio.....	288
5.2.4.1.1.	Producción primaria.....	293
5.2.4.1.2.	Abastecimiento secundario.....	302
5.2.4.2.	Mercados de niobio.....	303
5.2.4.2.1.	Minerales de niobio	303
5.2.4.2.2.	Ferroniobio para aceros de alta resistencia y baja aleación.....	305
5.2.4.2.3.	Otros productos de niobio.....	306
5.2.4.3.	Mercados de estaño.....	308
5.2.5.	Precios a nivel mundial.....	312
5.2.5.1.	Precios de tántalo.....	312
5.2.5.2.	Precios minerales de niobio.....	316
5.2.5.2.1.	Ferroniobio.....	318
5.2.5.2.2.	Otros productos de niobio.....	321
5.2.5.2.3.	Pronósticos de precios para 2017.....	321
5.2.5.3.	Precios de estaño.....	323
5.2.6.	Situación nacional actual.....	324
5.2.6.1.	Recursos y reservas de estaño en España.....	325
5.2.6.2.	Reservas de tantalio y niobio.....	328
5.2.6.3.	Mercados.....	329
5.2.6.3.1.	Mercados de Sn.....	329
5.2.6.3.2.	Mercados de Ta	331
5.2.6.3.3.	Mercados de Nb.....	332
5.2.6.4.	Producción nacional de metales raros.....	333
5.2.6.4.1.	Producción primaria.....	333

5.2.6.4.2 producción secundaria.....	336
5.3. Estudio de mercado de los minerales industriales.....	337
5.3.1. Feldespato y arenas feldespáticas.....	337
5.3.1.1. Panorama nacional.....	337
5.3.1.1.1. Producción minera. Perspectivas.....	337
5.3.1.1.2. Reservas y recursos nacionales.....	342
5.3.1.1.3. Comercio exterior.....	342
5.3.1.1.4. Abastecimiento de la industria nacional.....	345
5.3.1.2. Panorama mundial.....	345
5.3.1.2.1. Producción minera.....	346
5.3.1.2.2. Los precios.....	349
5.3.2. Mica.....	351
5.3.2.1. Producción minera nacional. Reservas y recursos.....	351
5.3.2.2. Comercio exterior.....	351
5.3.2.3. Abastecimiento de la industria nacional.....	354
5.3.2.4. Panorama mundial.....	354
5.3.2.5. Tipos y usos de la mica.....	355
5.3.2.6. Producción minera.....	356
5.3.2.7. Los precios.....	358
5.3.3. Sílice (industrial).....	360
5.3.3.1. Producción minera nacional reservas y recursos.....	360
5.3.3.2. Comercio exterior.....	365
5.3.3.3. Abastecimiento de la industria nacional.....	375
5.3.3.4. Panorama mundial.....	375
5.3.3.5. Los precios.....	378
5.3.4. Características de los productos obtenidos.....	379
5.3.4.1. Mica.....	380
5.3.4.2. Feldespato.....	380
5.3.4.3. Cuarzo.....	381
5.3.5. Usos de los productos obtenidos.....	381
5.3.5.1. Mica.....	381
5.3.5.2. Feldespato.....	382
5.3.5.3. Cuarzo.....	382

6.	Recursos, modelización, evaluación y planificación minera.....	383
6.1.	Modelización y cálculo de recursos.....	383
6.1.1.	Introducción.....	383
6.1.2.	Cálculo y clasificación de recursos.....	386
6.1.3.	Certificación de recursos mediante ni 43-101.....	387
6.1.3.1.	Estimación de recursos de minerales industriales.....	398
6.1.4.	Método de explotación.....	402
6.1.5.	Optimización minera.....	403
6.1.6.	Diseño de corta preliminar.....	412
6.1.7.	Inventario mineral.....	413
6.1.8.	Planificación minera.....	414
6.1.9.	Alternativas de desarrollo de corta.....	419
6.1.9.1.	Desarrollo de la zona norte y avance hacia el sur.....	419
6.2	gestión de estériles.....	421
6.2.1.	Introducción.....	421
6.2.2.	Tipos de estériles.....	421
6.3.	Gestión de aguas.....	423
6.3.1.	Gestión de agua de proceso.....	423
6.3.2.	Gestión de agua de drenaje.....	424
6.4.	Estimación de costes, selección de equipos.....	429
6.4.1.	Costes de la operación minera.....	430
6.4.1.1.	Ratios de producción.....	431
6.4.1.2.	Horas de producción.....	435
6.4.1.3.	Costes de contratista.....	435
6.4.2.	Costes de planta de proceso e infraestructura.....	436
6.4.3.	Costes medioambientales, rehabilitación.....	436
6.4.4.	Costes generales.....	437
6.4.5.	Resumen de costes de operación (Opex).....	439
6.4.6.	Inversiones de capital.....	443
6.5.	Modelo económico. Evaluación del proyecto.....	445
6.5.1.	Ventas de mineral.....	446
6.5.2.	Parámetros económicos para la evaluación.....	447
6.5.3.	Resultados van para el caso base.....	447

7. Conclusiones: Viabilidad del proyecto.....	451
7.1. Viabilidad del proyecto técnico.....	451
7.1.1. Viabilidad de la obtención de concentrados de Sn, Ta y Nb.....	455
7.1.2. Viabilidad en base al cálculo de recursos existentes y la ley del yacimiento.....	458
7.1.3. Viabilidad de la obtención de subproductos.....	460
7.2. Viabilidad del proyecto económico.....	463
7.3. Viabilidad del proyecto ambiental.....	465
7.4. Viabilidad del proyecto social.....	465
7.4.1. La mina de penouta como proyecto generador de economía y empleo.....	466
7.4.2. La mina de penouta y su compromiso social.....	467
7.4.3. La restauración como beneficio económico y social.....	468
8. 7.5. Nuevas líneas de investigación.....	469

Bibliografía.....

ANEXO I. PLANOS

ANEXO II. PUBLICACIONES CIENTIFICAS

ANEXO III. FORMATOS DE TESTIFICACIÓN

ANEXO IV. MÉTODOS ANALÍTICOS DEL LABORATORIO

ANEXO V. GRÁFICOS DE CONTROL DE CALIDAD

ÍNDICE DE TABLAS

- 1.1. Datos poblacionales de Viana do Bolo en el año 2014
- 2.1. Trabajos históricos y recientes de exploración realizados en la mina de Penouta
- 2.2. Ley media de los sondeos gemelos realizados en la balsa grande de la sección B
- 2.3. Ley media de las zonas de escombrera de la sección B
- 2.4. Ley media de los sondeos realizados en la balsa de la Abeja, Sección B
- 2.5. Resultados de las calicatas de exploración de la Balsa Grande
- 2.6. Resultados de las calicatas de exploración en la balsa de la Abeja
- 2.7. Promedio de los resultados de Sn y Ta de los sondeos históricos y de los sondeos completos re-analizados en este proyecto
- 2.8. Leyes medias de Sn, Nb y Ta de los sondeos de exploración llevados a cabo en la sección C
- 2.9. Parámetros geotécnicos de los materiales
- 2.10. Ángulos máximos de talud de banco por sectores
- 2.11. Ángulos máximos de talud general por sectores
- 2.12. Parámetros de diseño de escombreras
- 2.13. Características geotécnicas de los materiales de escombrera
- 2.14. Leyes medias de Sn, Nb y Ta en la galería de transporte
- 2.15. Leyes medias de Sn, Nb Y Ta del muestreo en canal de la corta
- 2.16. Reglas de control de calidad
- 2.17. Resultados de la modelización por balance de masas
- 3.1. Información sobre el mineral de la mina de Penouta relevante para su posterior tratamiento en planta
- 3.2. Resultado de los ensayos en la planta piloto de los estériles de la balsa de la Mina de Penouta
- 3.3. Distribución de masa y ley en las diferentes fracciones granulométricas, según trabajos históricos de Adaro (1984) y estudios recientes en Mintek
- 3.4. Leyes y recuperaciones preliminares obtenidas en las pruebas de Mintek
- 3.5. Resultados de las diferentes etapas de separación gravimétrica en planta piloto
- 3.6. Ley y Recuperación preliminares obtenidas en los ensayos de SGS
- 3.7. Composición mineralógica media del concentrado inicial
- 3.8. Composición química del concentrado inicial de casiterita obtenida mediante diversas técnicas

- 3.9. Rendimientos obtenidos en la recuperación pirometalúrgica del estaño
- 3.10. Composición química del estaño metálico obtenido en la fusión reductora con CaCO_3
- 3.11. Fases minerales en la escoria
- 3.12. Composición química de la escoria obtenida después del proceso de reducción carbotérmica con CaCO_3
- 3.13. Composición química del lingote estaño obtenido por reducción carbotérmica en horno de gas
- 3.14. Resultados comparativos del proceso de reducción en hornos de inducción y de gas
- 3.15. Composición química de la fase acuosa después de la re-extracción
- 3.16. Resultados de los ensayos de extracción y re-extracción
- 3.17. Análisis químicos de arenas de balsa y arenas de Mina
- 3.18. Resultados de los ensayos tecnológicos
- 4.1. Valores medios anuales de la estación de Mesón Erosa (A Gudiña)
- 4.2. Valores medios mensuales de pluviosidad aportados por el pluviómetro
- 4.3. Resumen de los valores medios de los parámetros físico-químicos en la Mina de Penouta comparados con los valores de referencia
- 4.4. Indicadores para la evaluación de los elementos de calidad hidromorfológica de los ríos
- 4.5. Resultados de composición y biomasa para cada estación de muestreo
- 4.6. Identificación de los sondeos piezométricos realizados
- 4.7. Valores medios anuales de niveles piezométricos
- 4.8. Valores medios hidroquímicos en la M.A.S. Cuenca del Sil y de los muestreos internos
- 4.9. Medidas preventivas, correctoras y plan de vigilancia para el proyecto de la Mina de Penouta
- 4.10. Evolución de la población en el tiempo y su relación con diferentes eventos clave acaecidos en la Mina de Penouta
- 5.1. Características y propiedades del estaño
- 5.2. Tipos de aleaciones de Sn y aplicaciones
- 5.3. Características y propiedades del Ta
- 5.4. Usos y productos del Ta
- 5.5. Usos y productos del Nb
- 5.6. Recursos mundiales de tantalio (según Roskill Consulting Group, 2015)
- 5.7. Producción minera mundial de tantalio por país, de 2009 a 2013 (t)

- 5.8. Reservas mundiales de estaño por país, según USGS (2015)
- 5.9. Estimación del suministro mundial de tantalio, de 2000 a 2013 (lb Ta₂O₅), según Roskill Consulting Group (2015)
- 5.10. Fundidores de tantalio certificados (conflict-free smelter)
- 5.11. Producción minera mundial de niobio por país, de 2007 a 2011 (t Nb)
- 5.12. Envíos mundiales de procesadores de niobio para aplicaciones distintas del acero entre 2000 y 2012 según Roskill Group (2013)
- 5.13. Producción minera mundial de estaño (t de Sn contenido) según el British Geological Survey (2015)
- 5.14. Producción metalúrgica mundial de Sn (t de Sn contenido)
- 5.15. Precios medios trimestrales de concentrados de Nb y Ta en China del año 2008 al 2014 (US\$/Kg), tomado de Roskill Consultin Group (2012 y 2015)
- 5.16. Media anual del valor cif (coste, seguro y flete) de importación de ferroniobio en 2012 y pronóstico hasta 2017 de EEUU, Alemania, Japón y China (US\$/Kg Nb, precios nominales). Fuente Roskill Consulting Group (2013)
- 5.17. Cotizaciones del Estaño (LME)
- 5.18. Yacimientos de Sn importantes en España
- 5.19. Evolución de la producción en España
- 5.20. Producción Minera del Feldespatos (t)
- 5.21. Tipos de feldespatos explotados en España y aplicación industrial
- 5.22. Diferentes explotaciones españolas por tipo de material
- 5.23. Comercio exterior de materias primas minerales de feldespatos (t y 10³€)
- 5.24. Balance de materias primas minerales sustancia: feldespatos (t de mineral)
- 5.25. Dependencia económica y técnica
- 5.26. Producción minera mundial de feldespato (kt de mineral)
- 5.27. Precios de productos feldespáticos
- 5.28. Producción nacional de mica en los últimos años (t)
- 5.29. Importaciones de materias primas minerales de mica (t y 10³€)
- 5.30. Exportaciones de materias primas minerales de mica (t y 10³€)
- 5.31. a. Balance de materias primas minerales de mica (t)
- 5.31. b. Balance de Materias primas minerales de mica (t)
- 5.32. Producción minera mundial de mica (t de mineral)
- 5.33. Variación de precios de 2008 a 2012
- 5.34. Evolución de la producción nacional de sílice

- 5.35. Estructura de las importaciones 2012
- 5.36. Estructura de las importaciones año 2012
- 5.37. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: importaciones (t y 10³€)
- 5.38. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: exportaciones (t y 10³€)
- 5.39. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: importaciones (t Si contenido)
- 5.40. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: exportaciones (t Si contenido)
- 5.41. a. Balance de materias primas minerales de sílice (t Si contenido)
- 5.41. b. Balance de materias primas minerales de sílice (t)
- 5.42. Producción minera mundial de sílice industrial (kt)
- 5.43. Evolución de las medias de precios en los últimos años
- 5.44. Valores medios de las importaciones y exportaciones nacionales de cuarzo y de arenas silíceas
- 5.45. Características mica Strategic vs. Mica nacional
- 5.46. Características feldespatos Strategic vs. Feldespato nacional
- 5.47. Características arena feldespática Strategic vs. Arena feldespática nacional
- 5.48. Características cuarzo Strategic vs. Cuarzo nacional
- 6.1 Clasificación de recursos para las distintas zonas de la Sección B de la Mina de Penouta
- 6.2 Parámetros utilizados para el modelo de bloques
- 6.3 Resumen estadístico de los valores para cada variable por dominio
- 6.4 Valores de densidad para los distintos dominios geológicos
- 6.5 Parámetros de estimación para el Ta, Sn y Nb en los dominios de Greissen, Leucogranito y Mixtos
- 6.6 Clasificación de recursos para la Sección C de la mina de Penouta
- 6.7 Resumen estadístico de resultados analíticos de las muestras
- 6.8 Resumen de valores de densidad en el leucogranito
- 6.9 Parámetros utilizados para el modelo de bloques
- 6.10 Recursos minerales industriales totales en el leucogranito
- 6.11 Precios de venta utilizados para el cálculo de Ta₂O₅_eq
- 6.12 Parámetros utilizados en la optimización
- 6.13 Optimización
- 6.14 Corta Óptima
- 6.15 Precios estipulados para los minerales industriales

- 6.16 Parámetros de diseño de la corta preliminar
- 6.17 Inventario mineral de minerales metálicos
- 6.18 Inventario mineral de minerales industriales
- 6.19 Características de la corta
- 6.20 Características de la corta óptima
- 6.21 Generación de estériles de mina
- 6.22 Caudales a gestionar en las distintas cuencas del proyecto
- 6.23 Producciones anuales
- 6.24 Resumen de las horas de Operación Mina
- 6.25 Costes del contratista – Carga y Transporte
- 6.26 Costes del Contratista-Perforación y Voladura
- 6.27 Esquema del Personal de Penouta
- 6.28 Costes Operación Vida de la Mina
- 6.29 Resumen Costes Unitarios
- 6.30 Costes de Capital, Estudios, Preliminares
- 6.31 Resumen de Costes
- 6.32 VAN casos alternativos
- 7.1 Clasificación de recursos para la mina de Penouta
- 7.2 VAN Casos alternativos

ÍNDICE DE FIGURAS

- 1.1 Riesgo económico de un proyecto minero según etapa
- 1.2 Etapas en el desarrollo de una mina, según el ITGE (1991)
- 1.3 Evolución de la participación de empresas españolas en el Pacto Mundial de las Naciones Unidas y en Global Reporting Initiative
- 1.4 Compromisos de sostenibilidad
- 1.5 Situación geográfica del área de estudio. Ver ampliación detallada en Anexo I
- 1.6 Propietarios de la mina de Penouta a lo largo del tiempo
- 1.7 Localización de los límites del permiso Penouta y del permiso Coneto
- 1.8 Fotografía de 1957
- 1.9 Fotografía de 1977
- 1.10 Fotografía de 1981
- 1.11 Fotografía de 1985
- 1.12 Datos censales de Viana do Bolo 1900-2014
- 1.13 Localización de las balsas y escombreras en la mina de Penouta
- 2.1 Mapa geológico general del Macizo Ibérico, mostrando la situación de la zona de estudio
- 2.2 Mapa geológico regional de la parte noroccidental del Dominio del Olo de Sapo
- 2.3 Aspecto de los esquistos con granate
- 2.4 Aspecto del gneis bandeado
- 2.5 Aspecto del gneis glandular típico de la Fm. Olo de Sapo
- 2.6 Ejemplo del ortogneis granítico
- 2.7 Mapa geológico del área del depósito. Ver ampliación detallada en el Plano 2 del Anexo I
- 2.8 Aspecto del Leucogranito Albítico
- 2.9 Aspecto de los cuerpos bandeados aplítico-pegmatíticos
- 2.10 Ejemplo del greisen de la zona de cúpula, con mineralización de casiterita. Dimensión mayor en su lado N-S de 5,5 cm
- 2.11 Aspecto de las venas de cuarzo en la cúpula situada al este del depósito
- 2.12 Ejemplo de cristales centimétricos de casiterita formados en el contacto del greisen con los filones de cuarzo
- 2.13 Ejemplo de mineralización diseminada de casiterita en el leucogranito albítico (punteado de color negro). La columbotantalita no es visible a simple vista, aunque sí con una lupa de mano
- 2.14 Aspecto de la asociación de esfalerita (marrón) con galena (color negro a gris metálico) y barita (blanco a transparente) en venas tardías. Dimensión de la muestra en su lado N-S de 5,5 cm

- 2.15 Plano de sondeos y calicatas realizados en las balsas de la sección B. Ver ampliación en detalle en Plano 3 del Anexo I
- 2.16 Ejemplo de perforación llevada a cabo en la balsa grande
- 2.17 Ejemplo de realización de calicata en la balsa grande
- 2.18 Plano de localización de los sondeos de exploración en la Sección C. Para más detalle consultar el Plano 3 del Anexo I
- 2.19 Ejecución de un sondeo en la corta de la Mina de Penouta
- 2.20 Profundidad de la roca alterada por meteorización
- 2.21 Localización de los taludes estudiados
- 2.22 Planta de la corta con perfil ensayado W-E
- 2.23 Análisis de estabilidad del talud Este en condiciones drenadas
- 2.24 Análisis de estabilidad de talud Este en condiciones drenadas en zona de mezcla
- 2.25 Análisis de estabilidad de talud Este en condiciones de saturación parcial de materiales zona mezcla
- 2.26 Análisis de estabilidad de talud Este en condiciones de saturación total.
- 2.27 Análisis de estabilidad de dos bancos de escombrera
- 2.28 Análisis de estabilidad de diques de balsas
- 2.29 Esquema de litología/ley de Sn y Ta en la galería (MGN: gneis glandular, LCG: leucogranito)
- 2.30 Cajas de testigos con el muestreo ya marcado y etiquetado
- 2.31 Localización de las rozas correspondientes al muestreo en canal de la corta
- 2.32 Proceso de preparación de muestras de ALS Chemex
- 2.33 Ejemplo de gráfica de control de calidad para muestras estándar (mineralización conocida de Sn)
- 2.34 Ejemplo de gráfica de control de calidad para muestras estándar para la sílice
- 2.35 Ejemplo de gráfica de control de calidad para blancos (muestra sin mineralizar)
- 2.36 Ejemplo de gráfica de control de calidad para muestras de duplicados (mineralización repetida)
- 2.37 Secuencia paragenética del granito de Penouta y rocas asociadas: BIPA, greisen y venas
- 2.38 Distribución granulométrica (% cristales) y estimación del porcentaje en peso de cada fracción (% en peso) de la columbo-tantalita (arriba) y de la casiterita (abajo). Los números encima de cada símbolo se refieren al tamaño de grano y N es el número de medidas

- 2.39 Distribución del tamaño máximo de la columbo-tantalita en la vertical en el granito mineralizado.
- 2.40 Diagramas del grado de liberación de cada fracción de columbo-tantalita (arriba) y de casiterita (abajo). Cada punto representa a una fracción de cristales que comprende un total de 20 μm en la columbo-tantalita y 50 μm en la casiterita. Así, en el punto 200 se representa como un único valor el rango que comprende los tamaños de >180 hasta las 200 μm en la columbo-tantalita y >150 hasta las 200 μm en la casiterita. Se incluyen tablas con el número de cristales liberados y sin liberar de cada fracción
- 2.41 Arriba: Forma de yacer del granito de Golpejas y Penouta según Mangas y Arribas (1987). Abajo: Aspecto del granito de Penouta a tenor de los últimos sondeos realizados, que recuerdan más a una lámina que a una apófisis granítica
- 2.42 Imágenes electrónicas de columbo-tantalitas de los sondeos PEN 13-17 (columna izquierda) y PEN 13-39 (columna derecha). Las partes más oscuras de los cristales son más ricas en Nb que las partes blancas, más ricas en Ta. Nótese el gran tamaño de la columbo-tantalita situada a menor profundidad (foto superior izquierda)
- 2.43 Composición de los núcleos y bordes de las columbo-tantalitas del sondeo PEN 13-17 (sondeo somero) en el cuadrilátero de la columbita
- 2.44 Composición de los núcleos y bordes de las columbo-tantalitas del sondeo PEN 13-39 (sondeo profundo) en el cuadrilátero de la columbita
- 2.45 Variación del contenido en Ta de los núcleos y bordes de columbo-tantalita con la profundidad. La línea roja separa el campo de la columbita (izquierda) del de la tantalita (derecha)
- 2.46 Diagrama de Tischendorf et al. (2004) para la clasificación de micas blancas
- 2.47 Variación en la vertical de la proporción de minerales industriales en la parte oriental del leucogranito. Las estimaciones de las proporciones minerales se han realizado con el programa MINSQ de Herrmann y Berry (2002)
- 2.48 Representación de las muestras del granito de Penouta en el diagrama de clasificación milicatiónico R1-R2 de De la Roche et al. (1980)

- 2.49 Diagrama ternario del sistema Q-Ab-Or con exceso de agua, 4% de F y 1 kb de presión (tomado de Manning 1981) en el que se ha delimitado el total de muestras de los 4 sondeos considerados. Las líneas representan las isotermas. Nótese como los sondeos orientales y topográficamente más altos (13-17 y 13-19) se acercan más al mínimo granítico con un mayor contenido en F, que los más profundos y occidentales (13-35 y 13-39)
- 2.50 Variaciones composicionales en la vertical en el sondeo PEN 13-39 (arriba) y PEN 13-17 (abajo). El sondeo PEN 13-17 es un sondeo que se ubica en la parte apical del yacimiento, mientras que el PEN 13-39 en la parte más profunda
- 2.51 Diagramas de REE normalizadas al condrito de Boynton (1984). La zona gris se establece considerando la muestra con mayor y menor contenido en REE de todas las muestras consideradas
- 2.52 Comparativa de los contenidos de REE, Ta y la relación Zr/Hf a la misma cota en uno de los sondeos orientales y otro de los occidentales
- 2.53 Explicación de las variaciones geoquímicas de los elementos mayoritarios de los granitos apicales (en amarillo) frente a los más profundos (verde oscuro) por un proceso de eliminación de cuarzo, feldespato potásico, granate y moscovita (proceso de cristalización fraccionada)
- 2.54 Diagrama Ta-Sn mostrando dos evoluciones en estos elementos, una debida a la propia evolución del magma granítico al enfriarse (Trend I), y otra, de enriquecimiento en Sn por la acción de una fase fluida externa o vinculada al proceso de desvolatilización (Trend II). Las muestras corresponden a los sondeos indicados en el recuadro azul. Los guarismos del 0,1 a 0,7 corresponden a las fracciones de líquido residual resultantes del proceso de fraccionación Rayleigh conforme progresa el enfriamiento del magma. Para más detalles ver publicaciones en el Anexo II
- 2.55 Esquema interpretativo para explicar el enriquecimiento en Sn en las partes intermedias del granito (en rojo y beige) y en el greisen
- 3.1 Diagrama de proceso del TDU de la Mina de Penouta (IGME, 1976)
- 3.2 Etapa de clasificación del TDU de la Mina de Penouta (ENADIMSA, 1979)
- 3.3 Diagrama de proceso completo del TDU de la Mina de Penouta (ENADIMSA, 1979)
- 3.4 Curvas de recuperación a partir de los ensayos de concentración gravimétrica y mineralúrgicos para leucogranito (ADARO, 1985)

- 3.5 Ejemplo del esquema seguido en los ensayos de separación gravimétrica mediante concentrador centrífugo
- 3.6 Propuesta de diagrama preliminar de proceso para los estériles de balsa de la Mina de Penouta (Pennstrom Consulting, Inc.)
- 3.7 Esquema general de proceso de los ensayos a escala de planta piloto (Fase 2) para los estériles de balsa de la Mina de Penouta (MINTEK)
- 3.8 Comparación de la distribución de masa en las diferentes fracciones granulométricas.
- 3.9 Diagrama de flujo seguido para los ensayos en planta piloto en continuo
- 3.10 Diagrama de flujo seguido para los ensayos SGS
- 3.11 Distribución de tamaños de partícula del concentrado de estaño.
- 3.12 Imagen SEM y espectro de casiterita bien liberada
- 3.13 Imagen SEM y espectro de granos de columbo-tantalita bien liberados
- 3.14 Imagen SEM y espectro de óxidos de Sn, Ta y Nb
- 3.15 Horno eléctrico de inducción utilizado en el proceso
- 3.16 Estaño metálico y escoria obtenidos en un ensayo FAT
- 3.17 Diagrama de DRX de la escoria obtenida en el proceso de reducción con carbonato cálcico
- 3.18 Imagen SEM de la escoria obtenida después de la fusión reductora con CaCO_3
- 3.19 Horno de gas con crisol de grafito Morgan-Salamander
- 3.20 Lingotes de Sn obtenidos en el proceso de reducción en horno de gas
- 3.21 Resumen del proceso de separación del Ta y Nb
- 3.22 Diagrama de flujo simplificado del proceso de flotación
- 3.23 Curva granulométrica de Balsa y Mina
- 3.24 Ejemplos de probetas obtenidas en los ensayos tecnológicos que se han utilizado para determinar la resistencia mecánica a la flexión y la velocidad de formación de espesor.
- 4.1 Situación Mina de Penouta respecto al espacio Red Natura 2000 Peña Trevinca
- 4.2 Instalación de un pluviómetro
- 4.3 Ubicación de los diferentes puntos de agua superficial y subterránea y delimitación de subcuencas
- 4.4 Balsa del Frente de Explotación

- 4.5 Tramo entubado del arroyo Treita de Cortiñas a su salida de la balsa de agua de Roldán
- 4.6 Mediciones físicas mediante sonda multiparamétrica
- 4.7 Delimitación de las distintas subcuencas del estudio hidromorfológico
- 4.8 Equipo aforador químico
- 4.9 Nivel de Calidad del Índice Hidrogeomorfológico (IHG). (Azul: muy buena, verde: buena, amarillo: moderada, naranja: deficiente, y rojo: muy mala)
- 4.10 Nivel de Calidad del Índice de Vegetación de Ribera (QBR). (Azul: estado natural, verde: calidad buena, amarillo: aceptable, naranja: mala, y rojo: pésima)
- 4.11 Nivel de Calidad del Índice de Hábitat Fluvial (IHF). (Azul: muy buena, verde: buena, y rojo: mala)
- 4.12 Ejemplar de la familia Baetidae
- 4.13 Ensayo de bombeo en un piezómetro
- 4.14 Toma de muestras de suelos
- 4.15 Análisis granulométrico de la muestra "Ortogneis"
- 4.16 Análisis granulométrico de la muestra "esquisto"
- 4.17 Selección de las Parcelas de estudio en la malla cuadrada de 200 x 200 m y su localización frente a los diferentes estratos de vegetación, delimitados mediante imagen de satélite
- 4.18 Ejemplo de muestra de herbario
- 4.19 Formaciones vegetales y especies identificadas en la Balsa de Estériles de Roldan
- 4.20 Formaciones vegetales y especies identificadas en la zona de Escombreras de la antigua corta
- 4.21 Diseño del recorrido de los transectos lineales
- 4.22 Trampa de luz
- 4.23 Foto del captador situado en la Balsa de Estériles de Roldan
- 4.24 Localización de los captadores de partículas sedimentables
- 4.25 Localización de los puntos de medición de ruido
- 4.26 Último punto de la carretera dirección al municipio de Corzos, desde el que es visible la explotación
- 4.27 Escombreras y taludes de la zona de la corta
- 4.28 Balsa de Estériles
- 4.29 Restos de las antiguas instalaciones de la planta de procesado
- 4.30 Restos de antiguas construcciones en las escombreras
- 4.31 Residuos abandonados en la Mina de Penouta

- 4.32 Peso de la industria extractiva en VAB total 2000-2010 (INE, 2015; IGE, 2015)
- 4.33 Peso de la industria extractiva en el empleo 2000-2010. (INE, 2015; IGE, 2015)
- 4.34 Evolución de la Población de Viana do Bolo 1900-2014 (Foro-Ciudad.com, 2015)
- 4.35 Comarcas y sus municipios de la provincia de Orense (ZONU, 2015)
- 4.36 Evolución del número de habitantes de los municipios de Viana do Bolo, A Veiga y Laza, en la provincia de Orense (Foro-Ciudad.com, 2015)
- 4.37 Evolución del número de habitantes de la parroquia de Penouta (INE, 2015)
- 4.38 Evolución del número de habitantes de los municipios de Viana do Bolo, Touro y Lousame, en la provincia de Orense (Foro-Ciudad.com, 2015)
- 4.39 Pirámide poblacional de Viana do Bolo 2014 (Foro-Ciudad.com, 2015; INE, 2015)
- 4.40 Relación de trabajadores y empresas por sectores en Viana do Bolo en el año 2007 (INE, 2015)
- 4.41 Evolución del paro registrado en Viana do Bolo (Foro-Ciudad.com, 2015)
- 5.1 Características químicas del Sn
- 5.2 Estaño blanco obtenido por fusión en ambiente reductor a partir de un concentrado de la Mina de Penouta, y aspecto de los neo cristales de estaño que se obtuvieron en el centro de investigación metalúrgica IK4 AZTERLAN
- 5.3 Lingotes de estaño (98,5% en peso de Sn) obtenidos en el Centro Nacional de Investigaciones Metalúrgicas (CENIM) a partir de un concentrado mineral de la Mina de Penouta.
- 5.4 Aspecto del Ta
- 5.5 Curva módulo de Elasticidad–Temperatura (tomado de Plansee, 2015)
- 5.6 Algunas características químicas del Nb
- 5.7 Estimación del origen de los recursos mundiales de tantalio, según Roskill Consulting Group (2013)
- 5.8 Cadena de abastecimiento de tantalio. Fuente: Global Advanced Metals (2015)
- 5.9 Estimación del suministro mundial de tantalio de 2000 a 2013 (%), según Roskill Consulting Group (2015)

- 5.10 Estimación realizada por Roskill Consulting Group (2015) sobre la procedencia primaria del suministro mundial de Ta en el año 2013
- 5.11 Estimación de Roskill Consulting Group (2015) sobre la contribución de las diferentes minas de Ta al suministro mundial en los años 2011 y 2013
- 5.12 Suministro de tantalio primario de minas artesanales y escorias de estaño en 2013 (%). Fuente: Roskill Consulting Group (2015)
- 5.13 Distribución del niobio a nivel mundial (en toneladas de Nb₂O₅) desde 1990 a 2012 (Roskill Consulting Group, 2013)
- 5.14 Envíos mundiales de ferroniobio entre los años 2000 y 2012 (000t Nb) según Roskill Consulting Group (2012)
- 5.15 Precios de contrato y de mercado del tantalio desde el año 2004 al 2014, según Roskill Consulting Group (2012 y 2015)
- 5.16 Precios trimestrales de concentrado de tantalio (Ta₂O₅ al 30%) del año 2012 a 2014 (US\$/lb Ta₂O₅) según Roskill Consulting Group (2015)
- 5.17 Valor anual medio de las importaciones de ferroniobio de EEUU entre 1990 y 2012 (US\$/kg Nb) según Roskill Consulting Group (2013)
- 5.18 Valor de la media anual de las importaciones de EEUU y de las exportaciones de Brasil de ferroniobio de 2005 a 2012 según Roskill Consulting Group (2013)
- 5.19 Cotización del estaño \$/t. Fuente: London Metal Exchange (2015)
- 5.20 Importación de estaño bruto sin alear por país en 2012 según IGME (2012)
- 5.21 Exportación de estaño bruto aleado por país en 2012 según IGME (2012)
- 5.22 Estaño contenido en minas de Castilla y León (SIEMCALSA, 2007)
- 5.23 Producción de feldespatos en España
- 5.24 Exportación de feldespatos en el año 2012 en España (IGME, 2012)
- 5.25 Producción de cuarzo por Comunidades Autónomas (Datos según IGME 2012)
- 5.26 Importación de dióxido en el año 2012 en España según IGME (2012)
- 5.27 Importación de ferrosilicio en el año 2012 en España según IGME (2012)
- 5.28 Importación de ferrosilicio en el año 2012 en España (IGME 2012)
- 5.29 Exportación de dióxido en el año 2012 en España (IGME, 2012)
- 5.30 Exportación de ferrosilicio en el año 2012 en España (IGME, 2012)
- 6.1 Ejemplo de modelización de la balsa grande para el contenido en Sn.
- 6.2 Ejemplo de sección tipo mostrando la geología del depósito

- 6.3 Representación 3D y dimensiones del cuerpo leucogranítico mineralizado
- 6.4 Clasificación de recursos y reservas según Oyarzun (2011)
- 6.5 Ejemplo de secciones del modelo de bloques de la balsa grande de estériles
- 6.6 Sección tipo del modelo de bloques para los contenidos en Sn
- 6.7 Sección tipo del modelo de bloques para los contenidos en Ta
- 6.8 Sección del modelo geológico mostrando sondeos y dominios geológicos definidos
- 6.9 Representación de la clasificación del recurso en planta
- 6.10 Vista del modelo de bloques para cada mineral industrial analizado en el leucogranito (Componente Y = Norte)
- 6.11 Vista de bloques situados en torno a la corta
- 6.12 Curva de optimización para el escenario estudiado
- 6.13 Escenario estudiado: cortas para distintos precios de venta
- 6.14 Corta óptima seleccionada como caso base
- 6.15 Vista del diseño de corta preliminar
- 6.16 Desarrollo de corta en fases. Vista en planta
- 6.17 Sección Oeste-Este de desarrollo de corta
- 6.18 Sección Norte-Sur de desarrollo de corta
- 6.19 Planificación anual para 1 Mt de producción. Movimiento de la corta
- 6.20 Planificación anual para 3Mt/año, movimiento de corta
- 6.21 Explotación de la zona norte (en rojo) y avance hacia el sur (en verde)
- 6.22 Disposición general de las balsas y de la escombrera
- 6.23 Perfil a superar para el bombeo de agua de abastecimiento
- 6.24 Cuencas de drenaje del proyecto
- 6.25 Análisis de sensibilidad del VAN
- 7.1 Desarrollo y evolución de los procesos empleados para determinar la viabilidad técnica del proceso

1.INTRODUCCIÓN

1. INTRODUCCIÓN

1.1. ESTUDIO Y EVALUACIÓN DE UN PROYECTO MINERO

1.1.1. CONSIDERACIONES PREVIAS SOBRE MINERÍA

Para una correcta introducción al estudio y evaluación de un proyecto minero, es necesario disponer de conocimientos apropiados en minería y sus disciplinas asociadas.

Antes de comenzar con el estudio y evaluación, es importante exponer algunos conceptos básicos y definir algunos términos necesarios, como el de minería y el de yacimiento mineral.

Atendiendo a la Ley 22/1973, de 21 de Julio, de Minas, la "minería" tiene por objeto "establecer el régimen jurídico de la investigación y aprovechamiento de los yacimientos minerales, y demás recursos geológicos, cualesquiera que fueren su origen y estado físico", por lo que se desprende que minería serían todos aquellos procesos de extracción de recursos minerales con valor económico de la corteza terrestre para el aprovechamiento de la humanidad.

Según el artículo 10 de la Ley 6/1977 de fomento de la minería, esta "tiene por objeto promover y desarrollar, dentro y fuera del territorio nacional, la exploración, investigación, explotación y beneficios mineros, con el fin de procurar el abastecimiento de materias primas minerales a la industria española", entendiendo por materias primas minerales "los productos minerales, cualquiera que sea su grado de elaboración, incluidos los metales, hasta tanto no sufran su primera transformación en España".

Continuando con esta introducción, debemos ser conscientes de dónde se encuentra la minería en nuestro sistema económico y qué papel desempeña en la producción nacional de bienes y servicios (producto interior bruto).

En la mayoría de los países donde rige el libre mercado, la estructura de la economía abarca tres sectores económicos (Clark, 1940):

- Primario, que agrupa las actividades que implican la extracción y obtención de materias primas (agricultura, ganadería, minería, silvicultura y pesca).
- Secundario, que incluye las actividades que suponen la transformación industrial de las materias primas (siderurgia, construcción, sector agroalimentario y producción de bienes de consumo en general).
- Terciario, el cual es un conjunto mal definido que incluye todas las actividades que no pertenecen a los otros dos sectores y que podrían considerarse como actividades de suministro de bienes inmateriales a las personas, a las colectividades o a las empresas. Este sector agrupa los servicios mercantiles y no mercantiles, especialmente el comercio (al por mayor y al por menor), el negocio de automóviles y las reparaciones, el alquiler de viviendas, el correo y las telecomunicaciones, los seguros, el turismo, la sanidad, y los servicios ofrecidos por las administraciones públicas.

La división de la economía en sectores permite estudiar su evolución a lo largo del tiempo, pero las fronteras entre los distintos sectores suelen ser cada vez más imprecisas.

Por otro lado, la dispersión de los recursos geológicos a lo largo de la corteza terrestre no es un fenómeno uniforme. Encontramos normalmente concentrados de minerales en la naturaleza de distintas maneras. Por ejemplo, las fracturas en las rocas masivas pueden servir como canales de transporte y deposición de soluciones mineralizadas que, al precipitar, formarían lo que conocemos como vetas, que a mayor escala se denominan filones.

Las reservas o volumen y el contenido mínimo de los componentes de valor, así como el contenido máximo admisible de las impurezas nocivas en la materia prima mineral, que posibilitan la explotación de los yacimientos de minerales, se denominan condiciones industriales, que pueden variar con el tiempo. Hay que tener en cuenta también que, dado el rápido crecimiento de las necesidades de las materias primas minerales, las condiciones industriales cambian con la evolución y la historia. Según

Vernadski (1982), en la antigüedad el hombre utilizaba solamente 18 elementos, que pasaron a 25 en el siglo XVII, acrecentándose este número hasta 29 en el siglo XVIII, 47 en el XIX, 54 a principios del siglo XX y 80 a mediados del mismo siglo. Por tanto, durante la primera mitad del siglo XX fueron extraídos de las entrañas de la Tierra muchos más minerales que durante los siglos precedentes (Smirnov, 1976).

De igual modo, los límites industriales se reducen en el tiempo gracias al perfeccionamiento de las técnicas de extracción y de transformación de las materias primas minerales, y también porque las condiciones industriales son diferentes para las distintas condiciones naturales en que se encuentran los yacimientos de minerales, aspectos que se determinan mediante cálculos económicos.

Condensar todo ello en un simple cuadro de reservas (tonelaje/ley) no es fácil, dada la diversidad de recursos minerales (metales, minerales y rocas industriales, rocas ornamentales) y de escenarios geológicos, geográficos, geopolíticos y empresariales que convierten un yacimiento en un producto comercializable.

Básicamente, la conversión de un recurso mineral bruto (sea un mineral energético, no energético o una roca industrial) en una reserva extraíble, depende de los factores principales intrínsecos del propio yacimiento y del alcance de la rentabilidad fijada por el productor. Los factores intrínsecos determinantes resultarán de la combinación de la ley (contenido en metal del mineral), de la recuperación metal (cantidad extraíble de ese metal), de la calidad del concentrado o producto metal (impurezas, subproductos valiosos), así como del tonelaje del mineral. Adicionalmente, existen también factores extrínsecos, tales como el mercado, costes, el marco geográfico y geopolítico, el medioambiente, y también el entorno social, que influirán decisivamente en las exigencias mínimas de los factores intrínsecos del yacimiento.

Dentro de nuestro sistema de mercado, solamente aquellos depósitos minerales con un alto grado de concentración para ser extraídos con un determinado beneficio económico serán considerados como yacimientos minerales económicamente explotables, aunque esta

última característica debe ir implícita en el propio concepto de yacimiento mineral desde una perspectiva económica.

Desde un punto de vista geológico, un yacimiento mineral es un sector de la corteza terrestre en el cual, a raíz de unos procesos geológicos, se produce la acumulación de una sustancia mineral que puede utilizarse industrialmente, dada su cantidad, calidad y condiciones de yacimiento (Smirnov, 1976). De manera análoga, Bateman (1951) lo define como "acumulaciones o concentraciones de elementos que están presentes en la corteza terrestre solo de forma diseminada".

En la actualidad el componente económico en la definición está mucho más patente, ligando la explotación con la rentabilidad económica. Así, Gocht (1988) propone la siguiente definición "acumulación local, geológicamente establecida, de un mineral específico que puede ser extraído bajo las condiciones económicas actuales". En esta misma línea, Bustillo y López (1997) consideran un yacimiento mineral o recurso mineral (aunque ambos conceptos no son estrictamente semejantes) como cuerpos mineralizados susceptibles de explotación económica inmediata. Aparte de los criterios geotécnicos y operativos, la aplicación de criterios económicos es continua, como podemos comprobar en la determinación del ritmo de producción o tamaño de la mina y también en el cálculo de la ley de corte.

El criterio económico se erige así como uno de los tres pilares básicos de los proyectos mineros, además del conocimiento geológico y el diseño de la explotación que, conjuntamente y de forma interrelacionada, son la base de la rentabilidad económica y del éxito del desarrollo del proyecto minero en el futuro.

No obstante, en todo proyecto minero es necesario y clave realizar un estudio de su viabilidad, que por su gran importancia es abordado pormenorizadamente en los siguientes capítulos.

Actualmente, a parte de los criterios técnicos y económicos de los estudios de viabilidad mineros, en base a todo el cambio de conciencia social y ambiental del último

siglo, la viabilidad de un proyecto se ve condicionada también por la viabilidad ambiental y social del mismo. Este cambio de mentalidad y de estrategia empresarial forma parte de lo que se denomina “desarrollo sostenible”.

1.2. CARÁCTER SINGULAR DE UN PROYECTO MINERO.

Los proyectos mineros, tienen unas características singulares o individuales comparadas con otros sectores, y que le confieren una problemática de valoración económica única.

Entre sus singularidades podemos destacar:

- El agotamiento de los recursos.
- La situación de los yacimientos y periodos de desarrollo de los proyectos.
- El capital de inversión y costes de producción.
- El riesgo económico.
- La indestructibilidad de los productos.
- La incidencia sobre el medio ambiente y en el medio socio-económico.

1.2.1. AGOTAMIENTO DE LOS RECURSOS

El agotamiento de los recursos es sin duda alguna el factor que más diferencia la industria minera de otras actividades, ya que los recursos con que se trabaja no son renovables. En términos de necesidades humanas, los minerales no son renovables debido a que han sido formados por procesos geológicos, con lo que la velocidad de génesis es infinitamente inferior a la de su consumo. Las consecuencias del agotamiento progresivo de las reservas en un depósito son muy variadas. Por ejemplo, los ingresos en una explotación se obtienen siempre que se disponga de suficiente mineral en las diferentes etapas del proyecto y con la calidad adecuada y, por consiguiente, los beneficios se generan dentro de un plazo limitado por la vida de la mina, que depende de las reservas y del ritmo de extracción.

Los yacimientos minerales constituyen una de las partes integrantes más importantes de las fuerzas productivas de la sociedad humana. La corteza terrestre cuenta con una potente base de materias primas minerales. Sin embargo, los ritmos crecientes de la extracción de minerales, la necesidad imperiosa de hallar considerables recursos naturales adicionales concentrados en grandes yacimientos y de alta calidad, junto con la necesidad de descubrir nuevas variedades de materias primas minerales requerirán una mayor ampliación y profundización de las investigaciones geológicas.

Ya que las minas tienen duraciones limitadas, la mayoría de las compañías explotadoras necesitan efectuar programas de exploración e investigación para descubrir nuevos yacimientos o ampliar los estudios en los que ya se explotan, con el fin de garantizar la continuidad de las mismas más allá del horizonte marcado por un proyecto en cuestión.

El riesgo económico durante esa etapa de investigación es elevado, ya que la probabilidad de éxito suele ser pequeña (Fig. 1.1). De ahí que los gobiernos de diferentes países dispensen a las empresas mineras un tratamiento económico especial.

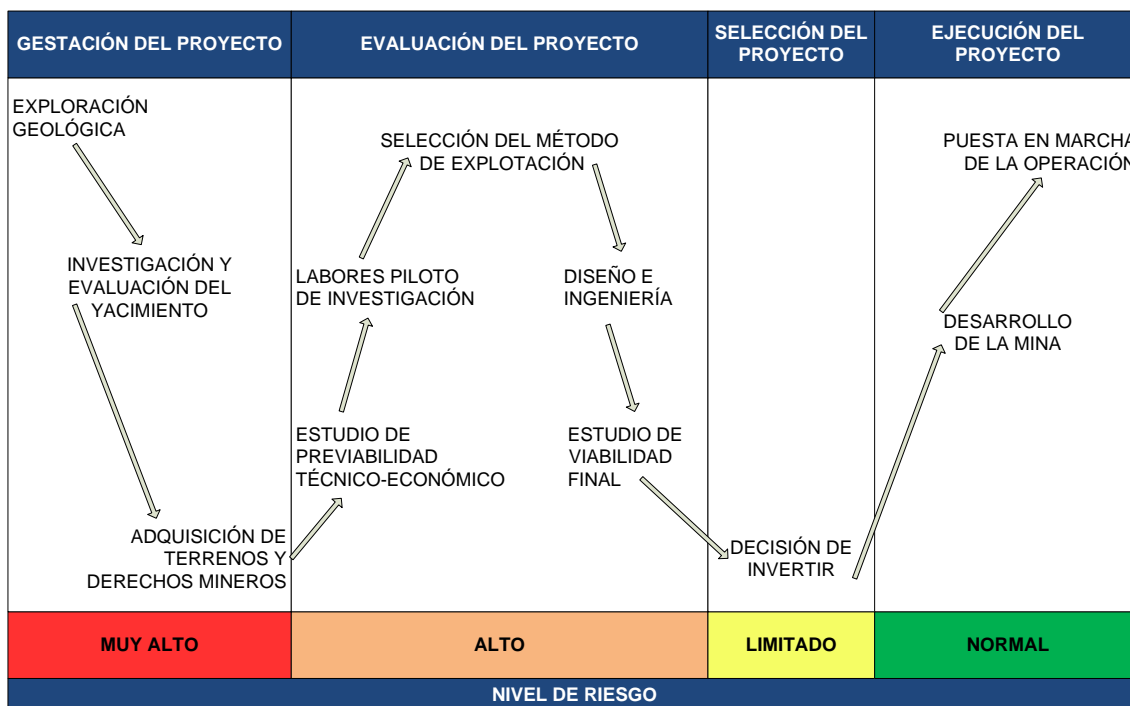


Figura 1.1. Riesgo económico de un proyecto minero según etapa.

1.2.2.SITUACIÓN DE LOS YACIMIENTOS Y PERIODOS DE DESARROLLO DE LOS PROYECTOS

Esta es otra especial característica de este sector que la diferencia de la gran mayoría de las otras industrias, ya que la distribución espacial de los depósitos puede ser totalmente aleatoria y caprichosa, y muchas veces los minerales deben extraerse en áreas remotas, alejadas y poco accesibles que implican unos elevados costes de infraestructura y, sobre todo, de transporte de los productos a comercializar.

Una vez determinada la localización exacta de un yacimiento, se requieren varios años de intenso esfuerzo para desarrollar el proyecto y llegar a producir la cantidad prevista de mineral o productos de forma continua. Los periodos de pre-producción pueden durar más de una década, dependiendo de los métodos de explotación y tratamiento mineralúrgico, tamaño y localización del yacimiento, complejidad de los trámites oficiales para la obtención de permisos y licencias, así como de otros factores.

Como norma general, las minas a cielo abierto necesitan unos periodos de desarrollo que oscilan entre los 2 y 3 años, mientras que en las minas subterráneas dichos plazos dependen de la producción prevista, y pueden oscilar entre 2 y más de 5 años cuando dicha capacidad es superior a 1.5 Mt. Si, además, se tiene en cuenta el tiempo invertido en las investigaciones geológico mineras y los estudios técnicos y económicos necesarios, los plazos de maduración de proyectos mineros se sitúan, frecuentemente, entre los 8 y 10 años.

La importancia de esos tiempos tan dilatados desde el descubrimiento hasta la puesta en marcha, aumenta cuando se consideran las cuantiosas inversiones de capital que entran en juego y los intereses que pudieran estar generándose. Las compañías no sólo están destinando a esos proyectos grandes cantidades de capital, sino que están arriesgándose financieramente durante un largo plazo de tiempo. Conforme los periodos de pre-producción son mayores, también lo son las probabilidades de que algunos de los parámetros técnicos y económicos que se contemplaron en la decisión de invertir en el proyecto cambien significativamente.

El ciclo de vida de una mina o de un distrito minero es esencialmente función del proceso de agotamiento de los yacimientos. Las minas, como las propias personas, pasan por diferentes etapas: juventud, madurez y ancianidad. Pero, al contrario que las personas, las minas frecuentemente resucitan o rejuvenecen como fruto de alguna mejora tecnológica, algún descubrimiento o alguno de los elementos exógenos.

La escala de tiempo en el ciclo de vida de una mina puede ser, ocasionalmente, indeterminada, y no es posible decir que su ciclo se ha completado si aún existe alguna posibilidad de descubrimiento de nuevas reservas. Algunas minas han tenido unos periodos de explotación muy cortos, ya que los proyectos se centraban sobre las zonas mineralizadas más ricas dentro de los yacimientos. Sin embargo, si se hubieran estudiado con una óptica global, contemplando la extracción de zonas mineralizadas más profundas o más pobres y con unos ritmos de producciones mayores, probablemente esos proyectos hubieran podido soportar los costes de explotación y tratamiento. Otras minas han tenido periodos de actividad discontinuos, como consecuencia de diversos acontecimientos, y con tiempos de paralización que van desde varios años hasta décadas y siglos. Tal es el caso de numerosas minas en países tan tradicionalmente mineros como España, y más concretamente el caso de la mina de mercurio de Almadén, estuvo en operación desde 1499 y cerro en 2003.

Entre el comienzo del ciclo de vida de una mina y su clausura existe un conjunto de etapas características que, en el caso de los metales no férricos, se esquematiza en la Figura 1.2.

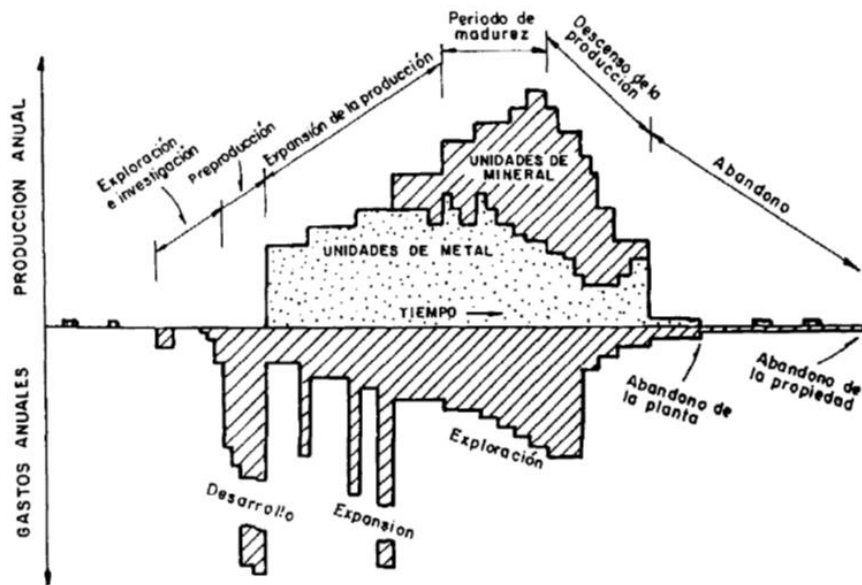


Fig. 1.2. Etapas en el desarrollo de una mina, según ITGE (1991).

- a) Prospección regional. Descubrimiento de indicios, pequeñas minas cerradas o abiertas sin producciones significativas.
- b) Exploración e investigación del área por un equipo de geólogos e ingenieros.
- c) Reconocimiento del yacimiento potencial.
- d) Periodo de pre-producción:
 - Estimaciones preliminares de condiciones geológicas, técnicas y económicas.
 - Financiación preliminar sobre la base de un alto riesgo.
 - Delimitación y desmuestre del yacimiento.
 - Financiación adicional sobre la base de riesgo reducido.
 - Desarrollo de la mina, construcción de la planta e instalaciones mineras y auxiliares.
 - Contratación del personal.

e) Arranque de la producción:

- Generación de dividendos para los inversores.
- Desarrollo de nueva infraestructura y ampliación de la planta de tratamiento.
- Crecimiento vertical hacia productos de mayor valor unitario, a través de la fundición, refino y fabricación.
- Crecimiento horizontal hacia el control de materiales y servicios necesarios para la explotación, tales como:
 - o Productos y reactivos necesarios en el proceso de producción.
 - o Talleres mecánicos, plantas generadoras de energía, fábricas de cemento, plantas de fabricación de explosivos en el área de influencia económica.

f) Producción madura:

- Innovaciones en minería y tratamiento para hacer frente al descenso de las leyes y elevación de los costes.
- Verificación de los límites del yacimiento.
- Innovaciones y mejoras para ampliar la vida del yacimiento.
- Incremento de la investigación local para posibles ampliaciones y aumento de la exploración exterior.
- Reducción de costes e incremento de la vida de las máquinas.

g) Descenso de la producción:

- Venta o alquiler de bienes y activos a minas próximas.
- Recortes en la investigación local e incremento en la exploración e investigación exterior.

- Mezcla del mineral rico de pilares o macizos con minerales de baja ley extraídos.
- Compra de mineral a otras explotaciones.
- Reducción de los costes centralizando las labores de explotación.
- Explotación del mineral abandonado en pilares o macizos de protección.

h) Abandono de la mina:

- Venta de la maquinaria.
- Despido e indemnización de la mayor parte del personal.
- Tratamiento de antiguas escombreras mineralizadas.
- Compra de concentrados de mineral a otras minas.
- Arrendamiento de las operaciones cuando cambien las condiciones económicas.

La fase final de abandono no tiene que coincidir con el agotamiento físico del yacimiento. Una mina puede ser abandonada prematuramente por razones tales como: altos costes de producción, descenso de las cotizaciones, coste de drenaje de las minas mayor que el valor del mineral extraído, huelgas prolongadas, expropiaciones o las paradas impuestas por la Administración.

Resulta, pues, evidente que fijar el ciclo de vida de una explotación es una tarea compleja no exenta de incertidumbre, pero totalmente necesaria para diseñar la misma y evaluar la rentabilidad del proyecto de inversión.

1.2.3. CAPITAL DE INVERSIÓN Y COSTES DE PRODUCCIÓN.

Los tipos de inversión que pueden distinguirse en el sector minero se pueden englobar fundamentalmente en los siguientes grupos:

A) Inversiones en investigación y desarrollo (I+D) e inversiones de pre-producción.

A.1.- Adquisición de una propiedad minera desarrollada o no. Si la propiedad no está desarrollada, pero se dispone de toda la información relativa al potencial de reservas recuperables, será preciso realizar un proyecto de explotación que contemple todas las instalaciones y obras necesarias para poner la mina en marcha. Si, por el contrario, el yacimiento ya se está explotando, se tratará de simular el movimiento de fondos durante la vida operativa de la mina, valorando todos los activos existentes y determinando la rentabilidad de la inversión.

A.2.- Investigaciones para descubrir posibles yacimientos o ampliar el volumen de reservas existentes. Se trata de inversiones caracterizadas por un alto riesgo, cuya justificación se basa en las expectativas de encontrar o identificar nuevas masas de mineral con vistas a su explotación.

A.3.- Desarrollo y construcción de nuevas minas. Es el caso típico de inversión para poner en marcha un proceso productivo. Se partirá del conocimiento del depósito mineral, avalado por las investigaciones llevadas a cabo, y se realizará todo un conjunto de estudios previos o de apoyo que justifiquen la consecución de los trabajos de ingeniería e inversión en la preparación de la mina, construcción de las instalaciones e infraestructuras, etc.

B) Inversiones de sostenimiento.

B.1.- Ampliación de operaciones existentes. Con estas inversiones se pretende aumentar la capacidad productiva de las explotaciones. En este caso el riesgo económico suele ser inferior al de otras inversiones, pues se posee un mayor

conocimiento del yacimiento, de las características del mineral, del proceso de extracción y tratamiento, del mercado, etc.

B.2.- Mejora de métodos y procesos de producción. Van destinadas a mejorar las líneas de proceso y sistemas de producción ya existentes, con vistas a aumentar los rendimientos y disminuir los costes de producción, así como a la mejora de la calidad y revalorización de algunos de los productos obtenidos.

B.3.- Sustitución de equipos. Son aquellas destinadas a la compra de nuevos equipos que desarrollarán las funciones de otros ya existentes dentro del proceso de producción.

B.4.- Propiedades o alquileres de equipos. Complementan a la adquisición de activos necesarios para llevar a cabo la explotación minera. En ocasiones también se imputan a los costes de explotación.

B.5.- Adquisición de tecnología-servicios. Estos servicios suelen ser, por lo común, los necesarios para adquirir una tecnología de la que carece la propia empresa, sobre todo en las primeras etapas de desarrollo de los proyectos.

La magnitud de la inversión de capital que requiere un proyecto minero es, por lo general, extremadamente grande. Varía según el tipo de mineral o producto, el método de explotación, la capacidad de la mina, la localización y otros parámetros. Las grandes explotaciones precisan para su desarrollo cantidades que van desde los 60 hasta más de 600 millones de euros. Sólo la infraestructura para las minas en lugares remotos puede suponer algunas decenas de millones de euros. Incluso pequeñas explotaciones de metales preciosos, que emplean poca mano de obra, precisan importantes cantidades de capital.

Esa fuerte demanda de capital da como resultado unos costes estructurales únicos en la industria. Los costes medios totales de producción, que incluyen los costes fijos y los costes variables por unidad de producto vendible, son frecuentemente mayores que los costes marginales o variables para la misma unidad. Los costes medios incluyen los altos componentes de gastos fijos que representan fundamentalmente la recuperación de la

inversión. Por este motivo, en periodos de baja demanda y baja cotización de los minerales las operaciones mineras pueden cubrir los costes marginales, pero pueden llegar a perder dinero si se tienen en cuenta los costes medios totales.

Asimismo, debido al alto porcentaje que representan los costes fijos dentro de los costes totales de operación, los niveles de producción de punto muerto "Breakeven-point " para las instalaciones mineras se encuentran más próximos a las capacidades proyectadas que en otro tipo de industrias con unos menores costes fijos. Esta es la razón por la cual muchas compañías tratan de operar en las minas con esquemas de organización del trabajo basados en tres relevos al día y siete días a la semana.

Por otro lado, los costes de extracción de los minerales suelen aumentar a lo largo de la vida de las minas, ya que hay que recurrir a la extensión de las labores en profundidad, haciendo las condiciones de explotación, conservación y mantenimiento más difíciles y las distancias de transporte mayores. Incluso, esos problemas pueden ir acompañados de un descenso de la ley o calidad al profundizar en el depósito.

1.2.4. RIESGO ECONÓMICO

Además de los riesgos evidentes asociados a la intensidad de capital y la de los plazos de maduración de los proyectos, los negocios mineros incluyen otros motivos de riesgo económico, algunos controlables por el inversor y otros no. En general, estos riesgos se pueden subdividir en: riesgos geológicos, riesgos operativos, riesgos económicos y riesgos políticos.

Por parte del yacimiento, el riesgo proviene al ser la evaluación del mismo un proceso largo y costoso, con lo que se realizan las estimaciones llegando a un compromiso entre la información y el coste de la misma, lo que implica que el grado de imprecisión en parámetros tales como las reservas, las leyes, etc. sean mucho más altos que los de partida en otros negocios.

Los riesgos técnicos se han reducido en los últimos tiempos, y su incidencia se ha minimizado a través de una mayor mecanización y automatización de las instalaciones y

una mejora en la seguridad de las mismas, si bien hay que tener en cuenta el riesgo asociado a la incertidumbre sobre la eficacia y eficiencia del proceso metalúrgico previo al producto vendible y la calidad del producto vendible. Existe un riesgo relacionado con la ingeniería de proceso y tampoco se debe perder de vista el riesgo de depender del control de la materia prima.

En el ámbito económico no cabe decir lo mismo. Existe una incertidumbre considerable acerca de las características reales del yacimiento y el precio al que se venderán los concentrados. Por un lado, las condiciones del mercado son cada vez más difíciles de prever y presentan fuertes fluctuaciones en plazos cortos, lo que unido a los importantes desembolsos de capital (como se ha indicado, el tiempo de reembolso de las inversiones mineras suele ser superior a los habituales en otros sectores industriales) y a los dilatados periodos de pre-producción, en los nuevos proyectos configuran a estos con un alto riesgo.

Además de estos factores, otra componente de incertidumbre económica es la que se deriva de la inflación. Los impactos que pueden tener los índices de inflación elevados en un proyecto son muy significativos. También relacionada con la inflación se encuentra la paridad entre las diferentes monedas, ya que los precios de muchas materias primas minerales se fijan en bolsas internacionales con cotizaciones expresadas en la moneda del país anfitrión, y que recientemente se ha convertido en un factor relevante por la trascendencia que puede tener dentro de la economía del proyecto. Las paridades entre las diferentes monedas afectan no sólo a los posibles ingresos futuros, sino incluso a las tasas de interés a las que se realiza la financiación externa, la adquisición de equipos, tecnología y servicios.

Por último, están los riesgos políticos que deben ser valorados preferentemente por aquellas compañías que intentan desarrollar proyectos en países extranjeros. Actualmente, la participación de los gobiernos en las empresas mineras, sobre todo en los países en vías de desarrollo donde se precisa una gran infraestructura, es cada vez mayor y, por consiguiente, también lo es la probabilidad de que en determinados momentos se produzca una expropiación o intervención en la marcha de las mismas.

1.2.5. INDESTRUCTIBILIDAD DE LOS PRODUCTOS.

Otro aspecto diferenciador de la industria minera se basa en el hecho de que muchos metales son indestructibles. La consecuencia inmediata es una producción secundaria creciente, en detrimento de la aportación del mercado primario. El reciclado tiene numerosas ventajas económicas, como un menor coste de obtención, menor contaminación ambiental o una menor cantidad de energía, como es el caso del aluminio, donde una tonelada de metal reciclado precisa solamente el 5% de la energía necesaria para producir esa misma cantidad de metal virgen a partir de bauxita.

En el caso de los metales básicos como aluminio, hierro, cobre y plomo, y en otras sustancias minerales, la tendencia es a aumentar la recuperación de los desechos o residuos, lo cual puede incidir en las condiciones de mercado y, consecuentemente, en las expectativas de desarrollo de nuevos proyectos mineros.

1.2.6. INCIDENCIA DEL MEDIO AMBIENTE

La Tierra es rica en recursos mineros con aceptable demanda, que son un bien de la humanidad y, por tanto, susceptible de ser aprovechados. Pero a nadie le cabe duda de los grandes impactos que sobre el medio ambiente origina la actividad minera, por lo que el aprovechamiento de este recurso debe realizarse de forma adecuada mediante la aplicación de técnicas mineras que sean ambientalmente viables y extremando al máximo las medidas que eviten o minimicen los daños sobre el entorno.

La minería es, sin duda, una de las actividades del hombre que provoca mayores alteraciones sobre el medio ambiente. No obstante, en los últimos años se ha progresado en la prevención de esas perturbaciones y en las técnicas de restauración de los terrenos afectados.

El objetivo a alcanzar sería conseguir implantar un sistema de gestión medioambiental en la minería incluso antes del inicio de la actividad minera, abierto a los cambios que los tiempos deparen y que le permitan ser proactivo, ayudando la actividad productiva y convirtiéndola en respetuosa con el medio ambiente, sostenible y competitiva.

1.2.6.1. LOS PRINCIPIOS DE SOSTENIBILIDAD.

Desde que en 1967 se aprobó la primera Directiva de carácter ambiental, la protección y conservación del medio ambiente ha sido una de las principales inquietudes de la Comunidad Europea, hasta tal punto que ha terminado incorporándose a los Tratados como una política comunitaria, cuyo principal objetivo es el de prevención, de acuerdo con las previsiones de los programas comunitarios de acción en materia de medio ambiente y desarrollo sostenible.

El concepto “sostenible” se integró inicialmente en la política por la publicación y difusión del informe presentado por la Comisión Brundtland en 1987 ante la Organización de las Naciones Unidas (ONU) y la Conferencia Cumbre de la ONU, sobre desarrollo y medio ambiente de 1992 en Río de Janeiro.

Se entiende por uso sostenible o sustentable, aquel que permite que la generación presente y las generaciones futuras dispongan de los recursos naturales necesarios para su desarrollo con un determinado grado de bienestar, al tiempo que la naturaleza dispone de la capacidad necesaria para mantener sus procesos físicos, químicos y biológicos, todo ello en el contexto científico, tecnológico, económico, social y cultural.

El desarrollo sostenible no consiste en no aprovechar los recursos, sino en mantener el desarrollo económico para satisfacer las demandas de las generaciones actuales pero sin imposibilitar que las generaciones futuras puedan satisfacer las suyas.

Como consecuencia de este cambio de mentalidad, se incrementó la conciencia pública sobre los problemas sociales, ambientales y económicos, así como la presión de los accionistas y consumidores para mejorar su desempeño. Los activos intangibles como el valor de la marca, la imagen y la reputación de las empresas, adquirieron una nueva dimensión. Todo esto se tradujo en mayores exigencias para que las empresas operen según códigos y estándares de comportamiento responsable.

A todo esto hay que añadir una creciente presión normativa en aspectos como residuos, contaminación o prevención de accidentes laborales en actividades de especial

peligrosidad, que junto con las exigencias de administraciones y de la sociedad en general, ha hecho que se tomara más conciencia acerca de estos temas.

El desarrollo sostenible se basa en tres pilares: la sostenibilidad económica, la sostenibilidad social y la sostenibilidad ambiental.

La explotación de recursos naturales consistió generalmente, hasta no hace más de un siglo, en explotar una región hasta agotarla y abandonarla. Esto hizo que las comunidades locales, si bien consideraban a las actividades mineras como un motor económico e incluso como un medio de vida, también las veían como una amenaza para el entorno natural, con impactos ambientales sobre aire, agua y suelos.

Inicialmente, la contribución con la sociedad consistía básicamente en donaciones. Pero los cambios que ha conllevado la globalización de la economía (apertura de mercados y mayor concienciación por temas de desarrollo sostenible, entre otros) han abierto un nuevo escenario, y la preocupación por los impactos ambientales generados se ha visto incrementada.

La creación de bienestar es el elemento determinante para la consecución de la “garantía social”, objetivo que las empresas mineras deben buscar para conseguir una relación armoniosa con su entorno. Un exhaustivo diagnóstico local es vital para diseñar una estrategia que busque maximizar el impacto económico y social en las comunidades vecinas.

Esta política de desarrollo sostenible para el sector minero debe aplicarse en todas las fases de un proceso minero, desde la exploración hasta el cierre y rehabilitación del espacio afectado, pasando por las etapas de extracción, producción, refinado y comercialización de productos minerales y metales, uso y posterior reciclado del metal, realizando esta actividad de la forma más eficiente posible y manteniendo o mejorando la calidad del medio ambiente para las generaciones futuras.

A falta de regulaciones sectoriales específicas, las empresas mineras acuden a la adopción de compromisos sociales y ambientales voluntarios. Por este mismo motivo las

mismas optan por implantar de manera voluntaria estándares de normas internacionales, como puede ser ISO 14001 Sistema de Gestión Ambiental, el Reglamento Comunitario de Ecogestión y Ecoauditoría (EMAS), UNE 22470 Indicadores de Gestión Minera Sostenible y UNE 22480 Sistemas de Gestión Minería Sostenible. Estas normas permiten integrar el concepto de mejora continua en la sostenibilidad de operaciones mineras.

A parte de los sistemas o herramientas de gestión, existen iniciativas que son referencia, como es el caso del Consejo Internacional de Minería y Metales (ICMM) que ha promovido el desarrollo sostenible de la minería como fuente de ventaja competitiva. Desde el año 2003, ha fijado 10 principios básicos de buenas prácticas, entre los que se encuentran la gestión ética, el desarrollo sostenible, y la contribución en el desarrollo social y económico de las comunidades en las que operan las explotaciones (ICMM, 2006).

Una de las normas utilizadas es la ISO 26000, “Guía sobre Responsabilidad Social” para la implantación de un sistema RSE “Responsabilidad Social Empresarial”, el cual se integra en la misión, valores y estrategia de una compañía.

La Responsabilidad Social Empresarial (RSE) o también llamada Responsabilidad Social Corporativa (RSC) puede definirse como un modelo integral de gestión empresarial orientado hacia la satisfacción de las necesidades y expectativas de los distintos grupos de interés de la empresa “stakeholders”, y al cuidado y preservación del entorno (Galán, 2008). También puede entenderse como el conjunto de acciones que toma una organización, a fin de asumir las responsabilidades derivadas del impacto de sus actividades sobre la sociedad y el medioambiente. Una de las definiciones más utilizadas es la de Erkoreka (2006), que entiende la RSE como una forma de gestionar la empresa, integrada en la estrategia de esta, que compatibiliza la rentabilidad (visión tradicional de negocio), con actuaciones sociales y medioambientales (visión de desarrollo sostenible).

Este nuevo enfoque empresarial toma especial relevancia en las actividades mineras que, aunque tienen gran importancia para la economía local de zonas ricas en yacimientos minerales, tradicionalmente han sido percibidas por la sociedad como actividades con un elevado impacto en el entorno y en los niveles de salud laboral de sus trabajadores.

Distintos organismos han propuesto sistemas de medida de los resultados alcanzados y han publicado guías de indicadores de RSC. Por ejemplo, puede hacerse referencia al Domini 400 Social Index, Dow Jones Sustainability Index, KLD-Nasdaq Social Index, FTSE4Good Index, o a los indicadores del Global Reporting Initiative (GRI). Para el sector de la minería, existen documentos específicos como el Suplemento GRI del Sector de Minería y Metales (GRI, 2005).

En 2001 tuvo lugar la presentación del Libro Verde sobre la Responsabilidad Social de las Empresas (Comisión de las Comunidades Europeas, 2001), un trabajo con el que se inició el debate institucional europeo en esta materia. Desde entonces, y hasta octubre del año 2011, cuando la Comisión Europea presenta la Estrategia Renovada de la Unión Europea sobre Responsabilidad Social de las Empresas (Comisión Europea, 2013), la RSE ha ganado progresivamente más protagonismo en la agenda de prioridades europeas. Prueba de ello es la Estrategia Europa 2020, que recoge el compromiso europeo de establecer un nuevo enfoque en responsabilidad social empresarial.

Cabe mencionar la pro-actividad de las compañías españolas en la adopción de la RSE, así como de sus estándares y principios internacionales. Muestra de ello es el elevado número de empresas que han suscrito los principios del Pacto Mundial apoyado por Naciones Unidas con respecto a otros países (Fig. 1.3). Es destacable también la evolución positiva que ha tenido entre las empresas españolas en el uso del marco de Global Reporting Initiative (GRI) para la elaboración de informes anuales RSE, así como el hecho de que España sea el país con el máximo nivel de aplicación de las guías GRI.

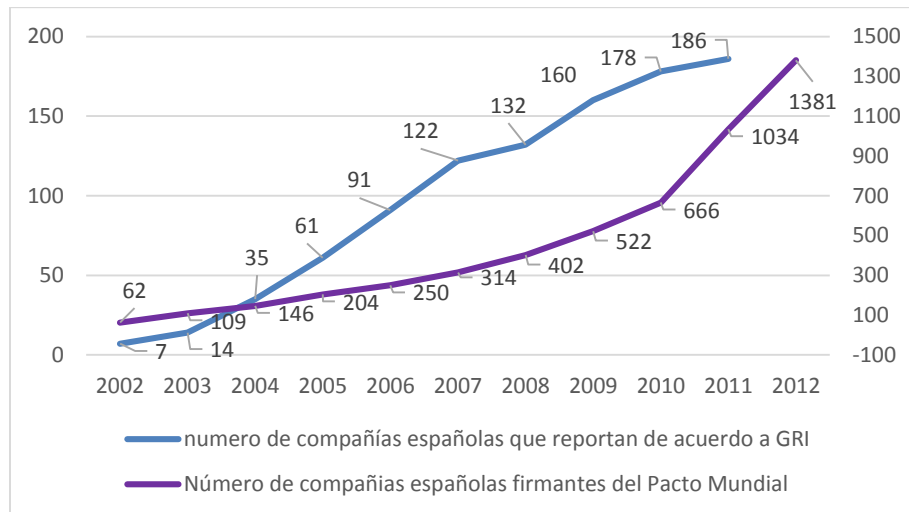


Figura 1.3. Evolución de la participación de empresas españolas en el Pacto Mundial de las Naciones Unidas y en Global Reporting Initiative.

Algunas otras iniciativas Españolas son el Foro de Expertos sobre RSE, el Consejo Estatal de Responsabilidad Social de las Empresas (CERSE) y la Estrategia Española de Responsabilidad Social 2014-2020 (Ministerio de Empleo y Seguridad Social, 2015). A nivel autonómico, en Galicia cabe destacar la firma en 2007 del “Acuerdo a favor de la Responsabilidad Social Empresarial en Galicia”. En esta misma comunidad se crea en 2009 el Observatorio RSE Galicia y, posteriormente, se refuerza este compromiso con la elaboración del “Plan Estratégico Gallego de Responsabilidad Social Empresarial 2012-2014” (Xunta de Galicia, 2011).

En la actualidad, la sostenibilidad se integra en las organizaciones bajo los siguientes compromisos (Fig. 1.4):

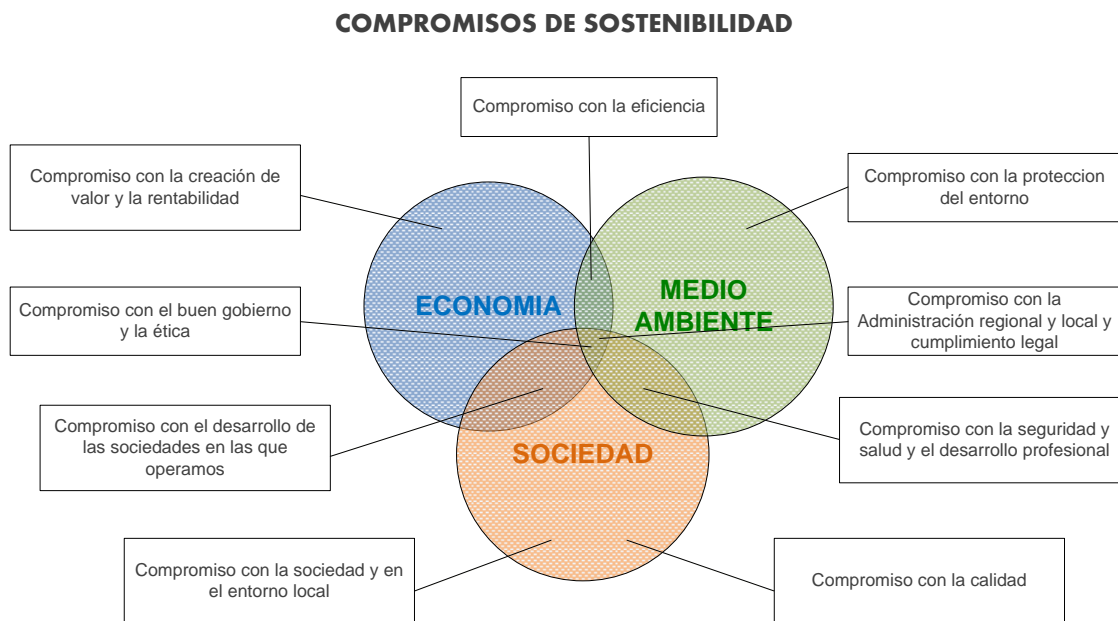


Figura 1.4. Compromisos de la sostenibilidad.

En el siglo XXI el compromiso con la sostenibilidad debe tenerse en cuenta en todas las fases de un proyecto minero y ser valorados en los estudios de previabilidad o viabilidad de los proyectos.

Al margen de la repercusión económica que tales disposiciones pueden inducir, sí es cierto que la apertura de las explotaciones puede verse retrasada por las obtenciones de permisos y trámites legales, e incluso, en algún caso, denegadas por la oposición de determinados sectores de la sociedad. Desde un punto de vista económico, los gastos adicionales a los que la empresa debe hacer frente una vez finalizada la producción con el fin de recuperar los terrenos afectados por la explotación, dan lugar, en algunas situaciones, a problemas especiales en la evaluación de las inversiones por el cambio de signo en los flujos de fondos.

Para la puesta en marcha de un proyecto minero es requisito necesario la realización de un Estudio de Impacto Ambiental, debiendo ser el objetivo de cualquier proyecto de este tipo, el que cumpla los principios de un desarrollo sostenible.

En este contexto un proyecto minero debe proporcionar un equilibrio entre los aspectos económicos, medioambientales y sociales mediante la adopción de métodos de

diseño y construcción que sean respetuosos con el medio ambiente, que eviten vertidos y que sean sensibles a las necesidades presentes y futuras de la comunidad.

1.3. LOCALIZACIÓN DEL ÁREA.

El área objeto de evaluación se encuentra al sur de la provincia de Ourense, más concretamente en Penouta, municipio de Viana do Bolo (Fig. 1.5 y Plano 1 del Anexo I).

La zona tiene una superficie de 36 cuadrículas mineras, que corresponden con aproximadamente 1.080 Ha. El área evaluada se localiza, al menos en parte, en las siguientes hojas del Mapa Topográfico Nacional a escala 1:50.000: nº 228 (Viana del Bollo) y nº 266 (La Gudiña) (IGN, 2005, 2007).

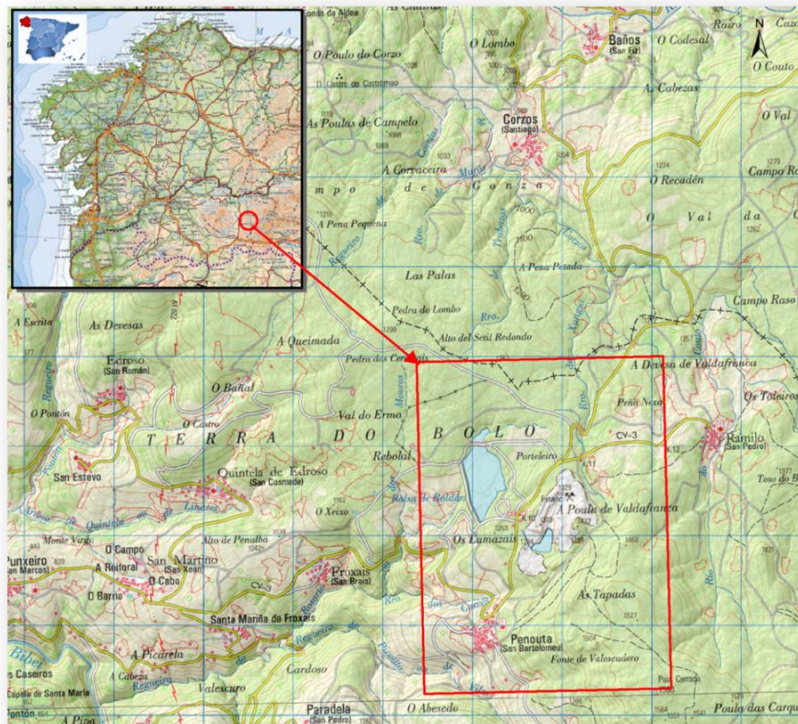


Figura 1.5. Situación geográfica del área de estudio. Ver ampliación detallada en Anexo I.

El acceso a la zona se realiza a través de la Autovía A-52 “Autovía de las Rías Baixas”, que une Ourense con Vigo, la OU-533 hasta Viana do Bolo, la carretera OU-901 hasta la localidad de Penouta y posteriormente el acceso se realiza por una pista minera.

1.4. ANTECEDENTES MINEROS, ESTADO ACTUAL DE LA EXPLOTACIÓN MINERA Y SU ENTORNO

La riqueza en estaño del yacimiento de Penouta fue ya conocida y explotada por los romanos mediante labores subterráneas. Se explotaron los filones de cuarzo con casiterita que encajan en el gneis “Ollo do Sapo” situado en la montera del leucogranito que contiene mineralización diseminada de Sn, Ta y Nb, aunque en aquel momento únicamente se aprovechaba el Sn.

En **1906** se tiene registrada en la Jefatura de Minas la primera denuncia correspondiente a la Mina Olga sobre 64 cuadrículas mineras que comprendían poco más que el área de los trabajos romanos. Las demás concesiones que rodean el terreno denominado como “Mina Olga” son mucho más recientes, las cuales se enumeran a continuación:

-“Olga”	nº 1.229
-“Pepita”	nº 2.999
-“Isidrín”	nº 3.080
-“Santa Isabel”	nº 3.132
-“Nena”	nº 3.862
-“San Antonio”	nº 3.863

En todos ellos los trabajos realizados tuvieron como objetivo los filones de cuarzo mineralizados con cristales de casiterita de hasta 5 cm y el recubrimiento aluvial, que aunque poco potente, contenía casiterita fácilmente recuperable por medios rudimentarios. Todos estos trabajos fueron muy superficiales y de poca importancia.

En **1961** comenzaron las explotaciones a cielo abierto de los filones de cuarzo con casiterita, pasándose posteriormente a explotar caolín, con mineralización diseminada de Sn y Ta, procedente de la alteración del leucogranito. No fue hasta **1965** cuando se comenzó a profundizar en la excavación, al comprobar que no solamente el recubrimiento contenía

estaño, sino también, y más uniformemente, la roca subyacente. En el periodo comprendido entre 1965 y 1971 se llegaron a explotar 700.000 t de roca madre alterada.

A finales de los 60, cuando empieza a hablarse de la importancia de este yacimiento, hay empresas extranjeras y nacionales que se interesan por el mismo, siendo en este momento propiedad de D. Cesáreo Sánchez Alonso, vecino de Ourense, que contaba asimismo con dos concesiones más:

-“Rodeo” n° 3.872

-“Corzo” n° 3.998

El propietario no estuvo dispuesto a arriesgarse en una investigación a nivel de las esperanzas puestas en el yacimiento y buscó una colaboración que, al final, le prestó el Sr. Barreiros (industrial del sector automovilístico). Así, en 1968 se realizó el “Proyecto de cubicación y valoración de reservas de estaño en una zona del grupo minero Penouta (Orense)”.

En el año 1971 se constituyó la Sociedad Centro Minero de Penouta S.A. para la explotación de casiterita (estaño) y de tantalita (tantalio), sociedad participada principalmente por la empresa Altos Hornos de Vizcaya, teniendo también como accionistas durante su funcionamiento al Grupo E. Barreiros.

A partir de este momento las actividades de exploración minera del yacimiento se intensifican:

- En este año se perforan 7 sondeos, hay descripción simple de litología y análisis de Sn, pero no hay mapas de situación. Reservas calculadas: 13,7 Mt @ 0,1% de Sn.
- 1974-76:** se perforan 12 sondeos, de los que no se conserva información.
- 1976:** el IGME realiza el “Estudio básico de los yacimientos tipo Penouta, n° 10045” de 166 páginas, 8 planos, que incluye 93 fichas de rocas, 22 muestras para estudio petrográfico y varios análisis químicos y de rayos X.

•**1977-78:** Altos Hornos de Vizcaya realiza un estudio sobre la “Morfología y reservas del yacimiento de Penouta”, donde perforan 56 sondeos (3076,31 m) de los que 38 están localizados en mapas, cubicando cerca de 7 Mt de leucogranito caolinitizado con una ley entre 588,42 y 612,05 g/t Sn. A esta campaña se corresponden los sondeos de la serie S, que estaban enfocados en la cubicación y caracterización del caolín.

•**1979:** ADARO elabora el “Estudio de viabilidad técnico-económica del Centro Minero Penouta”.

•**1981:** ADARO realiza el “Proyecto de Investigación Mina Penouta. Informe de Resultados”, perforan 7 sondeos: SP-1 a SP-7. A su vez, el IGME elabora el documento “Posibilidades de explotación de los recursos de estaño en mineralizaciones diseminadas tipo-Penouta”.

•**1982:** ADARO realiza un cálculo de reservas para leyes de corte de 600 y 800 ppm de Sn:

○Ley de corte 600 ppm Sn: 8,5 Mt @ 870 ppm Sn

○Ley de corte 800 ppm Sn: 3,7 Mt @ 1.097 ppm Sn

•**1984:** ADARO realiza 3 informes:

○Informe sobre la situación actual y alternativas de actuación en el Centro Minero Penouta.

○Reservas. Centro Minero Penouta. 28 Mt @ 575 ppm de Sn y 85 ppm Ta y definen una corta en leucogranito de 13Mt @ 750 ppm de Sn y 90 ppm de Ta.

○Valoración de la balsa grande de estériles del Centro Minero Penouta.

•**1985:** ADARO realiza varios estudios:

○Valoración de la balsa grande de estériles del Centro Minero Penouta (ampliación de la de 1984).

o Investigación de una nueva estructura situada en las concesiones del Centro Minero Penouta, basado en 3 sondeos: SA-01 a SA-03.

o Estudio de prefactibilidad del yacimiento de Penouta, con 9 tomos, incluyendo: estudios geoestadísticos, características geológicas y reservas, estudio mineralúrgico, geotécnico, minero, abordan el estudio de la planta de concentración, la balsa de estériles, el aprovechamiento de la antigua balsa y un estudio medioambiental y de viabilidad basado en 69 sondeos: SAP-01 a SAP-69.

El último periodo de explotación de la mina transcurrió durante la década de los 70 y hasta el año 1982, clausurándose la mina definitivamente en 1985. Durante este periodo esta sociedad tuvo varios cambios de accionistas hasta llegar a manos de RUMASA.

Tras la expropiación del Grupo RUMASA, acaecida el 24 de febrero de 1983, la concesión pasó a ser propiedad de la sociedad estatal de gestión del suelo empresarial (SEPES), que la cedió a Minas de Almadén. Penouta pasó a ser una sociedad participada al 100% por Minas de Almadén y Arrayanes (Mayasa), filial, a su vez, al 100% de SEPI (Sociedad Estatal de Participaciones Industriales). El Consejo de Ministros en 2009 permitió a la SEPI disolver y liquidar simultáneamente la Sociedad Centro Minero Penouta S.A.

En la Figura 1.6. se observa qué empresas o particulares fueron dueños de la mina de Penouta, desde sus inicios hasta el momento en que fue abandonada.

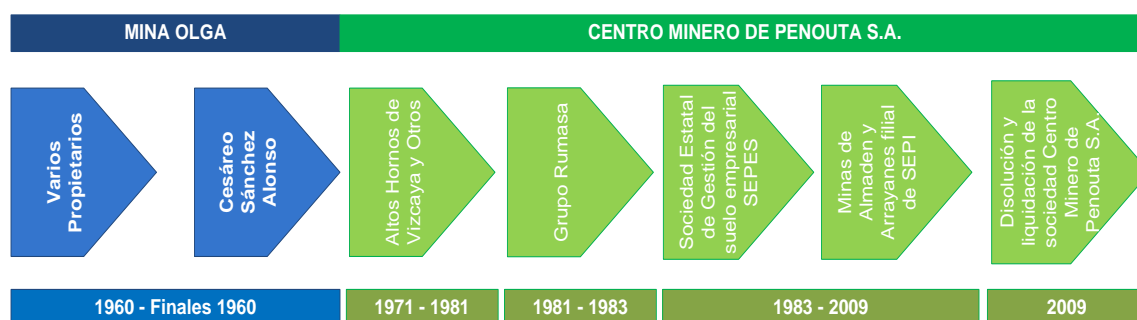


Figura 1.6. Propietarios de la mina de Penouta a lo largo del tiempo.

Posteriormente, en el año 2001 la Consellería de Industria e Comercio de la Xunta de Galicia declara las balsas y escombreras de la mina de Penouta como Recursos de la Sección B (resolución de fecha 23 de julio de 2001).

En mayo de 2013 la Dirección Xeral de Industria, Enerxía e Minas autoriza a Strategic Minerals Spain S.L. el Proyecto de Aprovechamiento de los Recursos de la Sección B “Penouta” y el Plan de Restauración de dicha zona. Posteriormente Strategic Minerals Spain, S.L. adquiere el Permiso de Investigación de la Sección C denominado “Coneto” en octubre de 2012.

Tras dicha concesión Strategic Minerals Spain, S.L. comienza con las labores investigadoras para profundizar en el conocimiento del yacimiento, así como para realizar un estudio de la viabilidad técnico-económica para llevar a cabo la explotación de los recursos de la sección C localizados en el área de estudio.

El Permiso de Investigación “Coneto” ocupa una superficie de 36 cuadrículas mineras, englobando al Permiso de explotación de la Sección B “Penouta”, de 4 cuadrículas mineras de extensión. Por lo tanto, el desarrollo de ambos proyectos se estudiará de forma simultánea debido a la superposición espacial (Fig. 1.7).

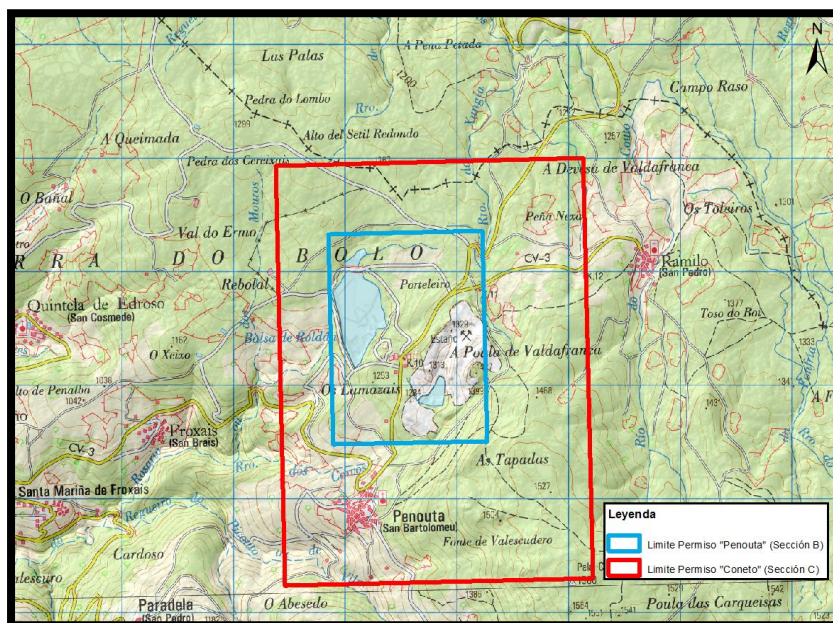


Figura 1.7. Localización de los límites del Permiso “Penouta” y del Permiso “Coneto”.

Haciendo una recopilación de las fotos aéreas existentes de los años 1957, 1977, 1981 y 1985, y con la información aportada por la documentación anteriormente mencionada, se han realizado unos esquemas del estado de la corta, balsas y escombreras a lo largo de los años, intentando reproducir la evolución de la mina mediante fotointerpretación, ya que es la única forma de conocer lo sucedido a falta de otros medios documentales.

Así, en las Figuras 1.8 a 1.11 se puede observar la evolución de los trabajos mineros a lo largo de los distintos años.

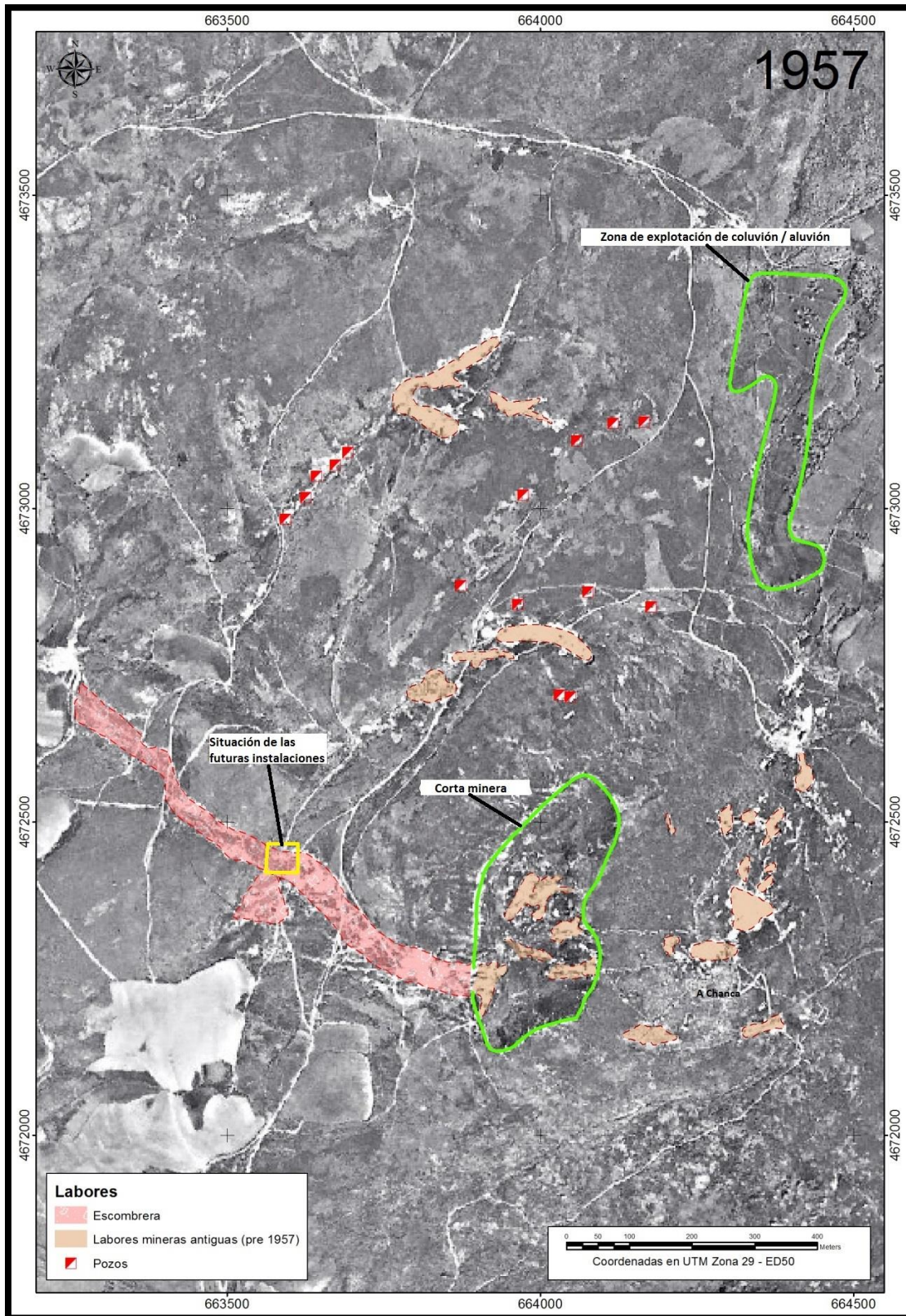


Figura 1.8. Fotografía de 1957.

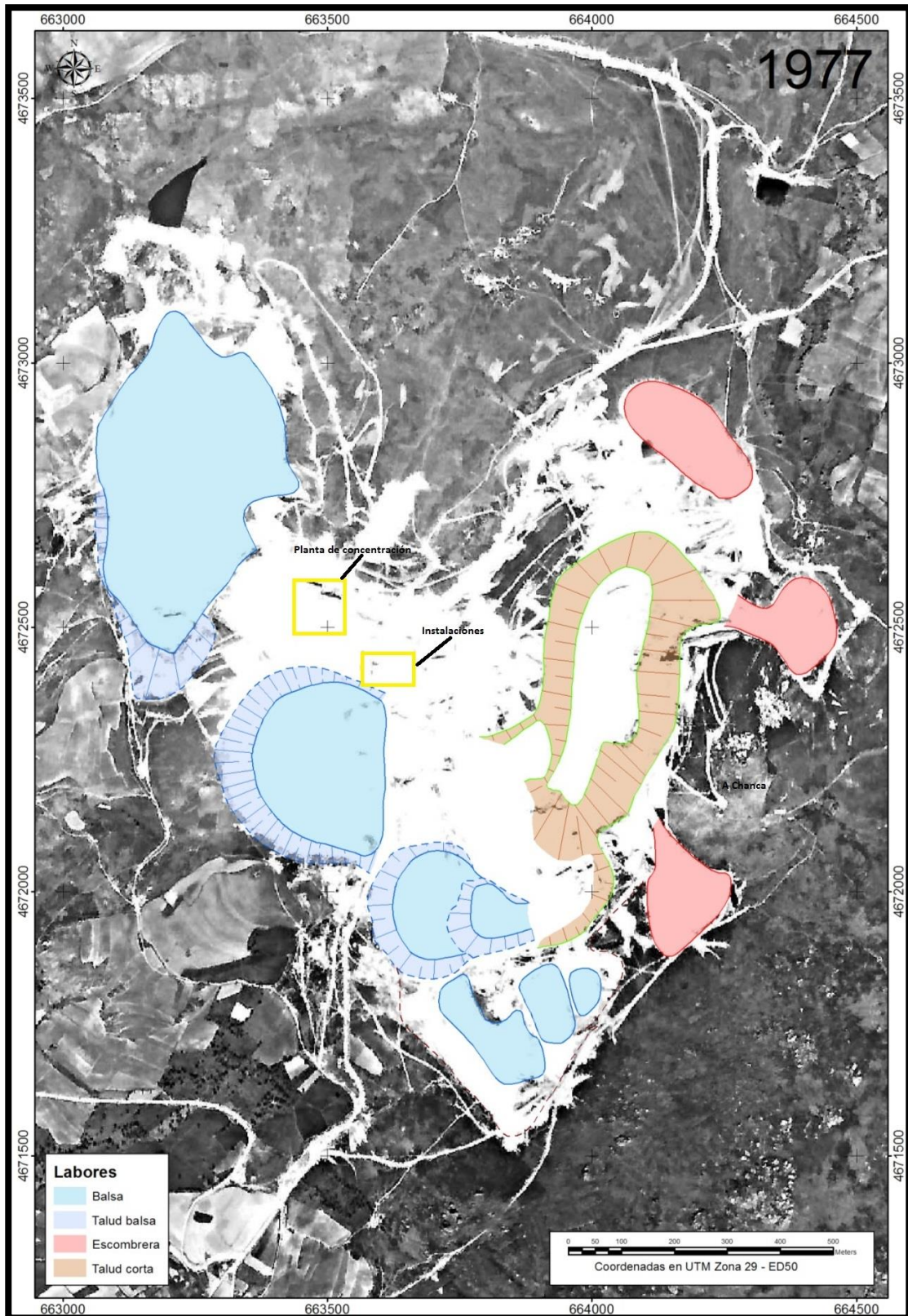


Figura 1.9. Fotografía de 1977.

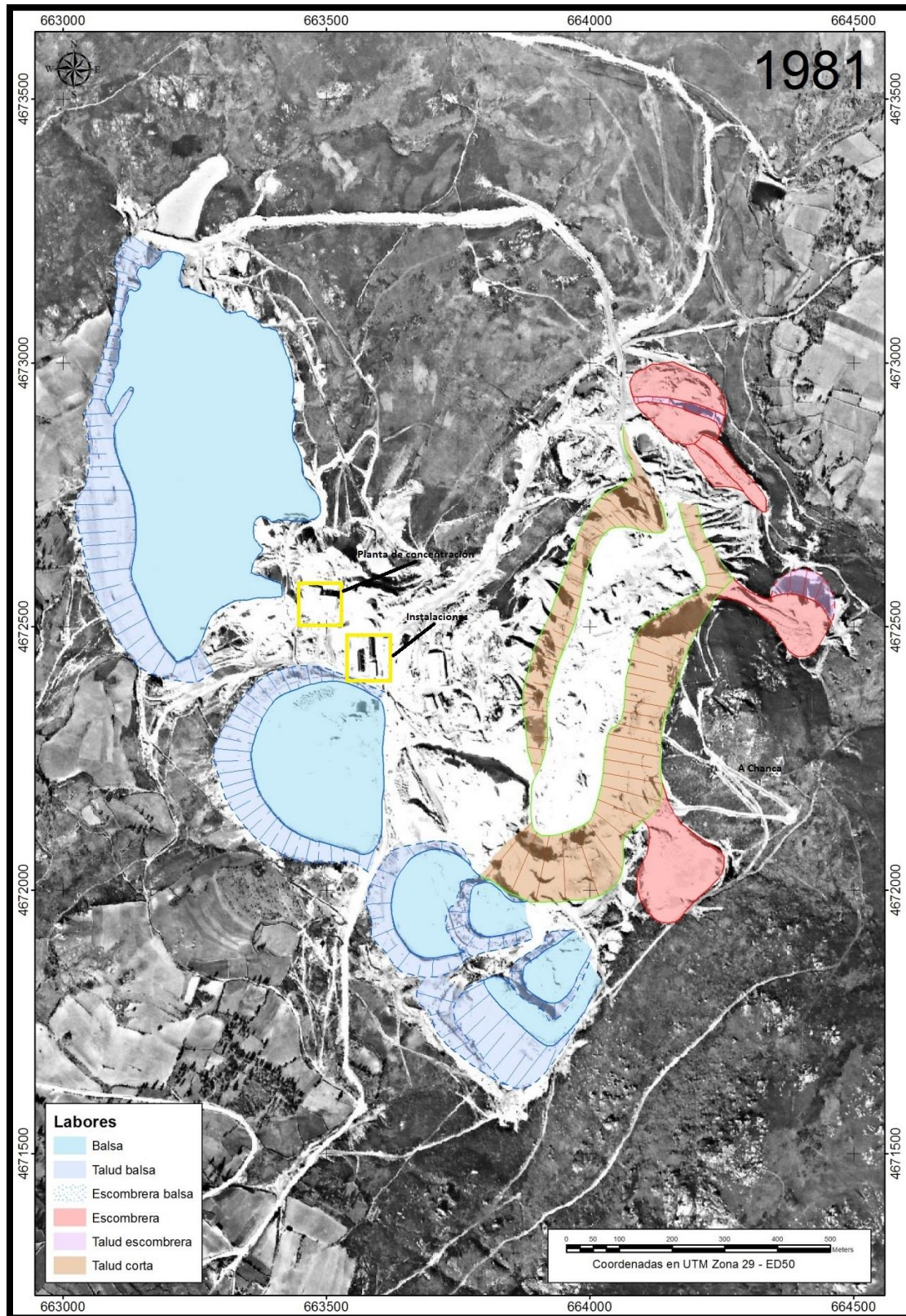


Figura 1.10. Fotografía de 1981.

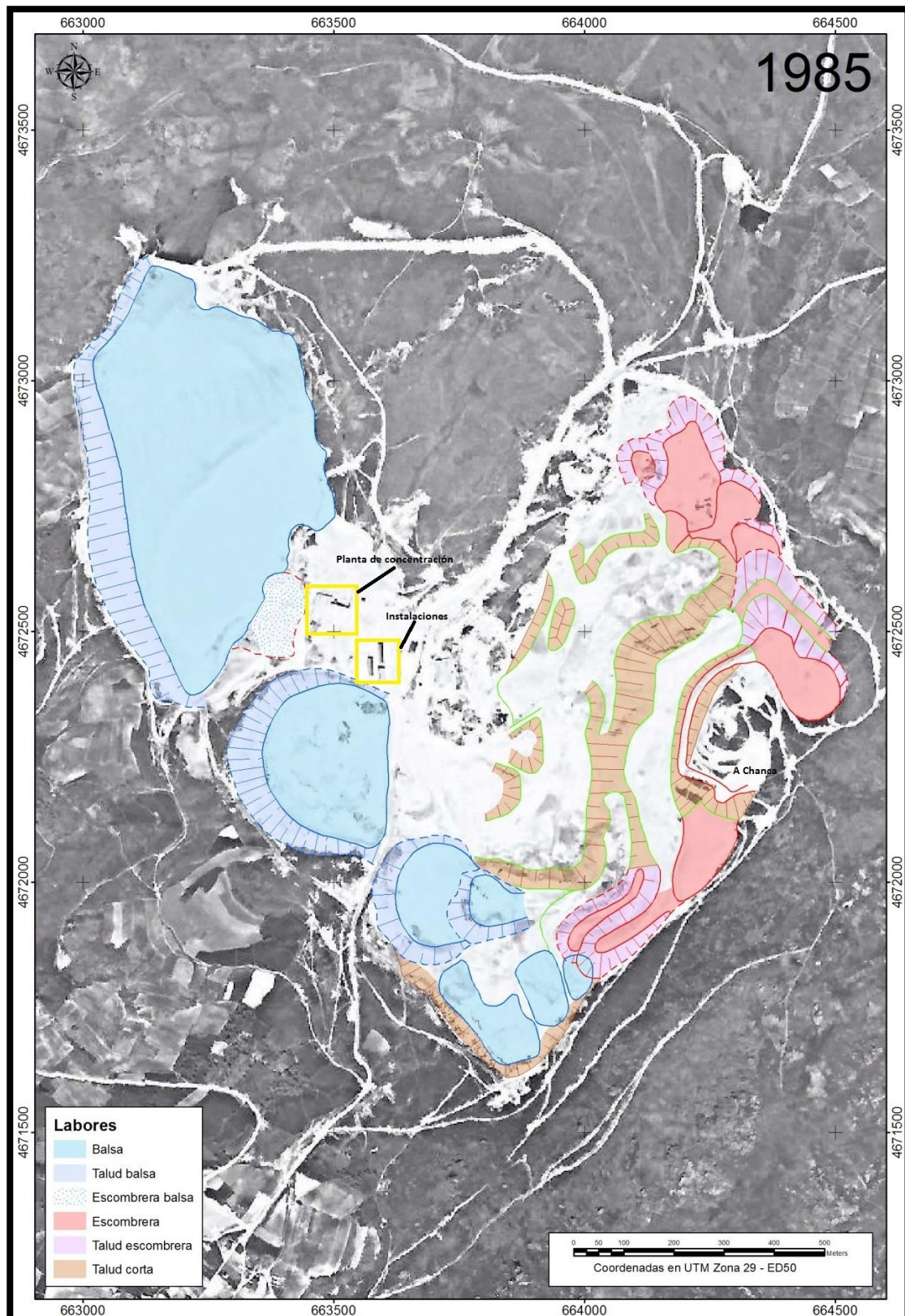


Figura 1.11. Fotografía de 1985.

1.5. ANTECEDENTES MEDIOAMBIENTALES Y SOCIO-ECONÓMICOS DEL PROYECTO

El cese de la explotación dejó un pasivo ambiental, donde no se llevó a cabo ninguna actividad de restauración durante aproximadamente 30 años.

Por lo tanto desde un punto de vista medioambiental las condiciones que presentaba la explotación de la Mina de Penouta al inicio de este proyecto eran de un alto grado de abandono y un grado ecológico bajo.

Este bajo grado ambiental se debe principalmente a la ausencia de suelo, que trajo consigo que la colonización natural haya sido desordenada y lenta. Sólo en aquellos lugares donde se ha conseguido generar una capa de suelo con nutrientes o en zonas encharcadas es donde la vegetación ha conseguido implantarse. Otro de los motivos importantes es la existencia de taludes verticales y pendientes inestables.

El estado de abandono también se hace visible por la presencia de todo tipo de residuos procedentes de las antiguas instalaciones y por la existencia de huecos en los cuales se han ido arrojando residuos sin controlar después del cese de la mina. La ausencia de vegetación y la existencia de la antigua corta y balsas, hacen que el paisaje también se vea afectado.

El estado de tan baja calidad ecológica, pudo ser el motivo por el que el espacio ocupado por la actividad minera no forme parte del espacio limítrofe catalogado como Red Natura 2000 "Peña Trevinca".

A nivel social, la zona donde se enmarca el proyecto, es decir el municipio de Viana Do Bolo (Orense), presenta un acusado descenso de población en las últimas décadas, como se pone de manifiesto en las siguientes cifras del censo. A comienzos del siglo XX (1900) Viana do Bolo contaba con aproximadamente 8.000 habitantes. En 1950, coincidiendo con los inicios de la actividad minera de Penouta, la población había aumentado casi hasta 8.450 habitantes, pero a partir de este año se produce un progresivo proceso de emigración, principalmente a Brasil, así como a diversas ciudades españolas y a

otros países de América y Europa, destacando Alemania y Francia. En 1981, en torno al cierre de la Mina de Penouta, el censo registraba 6.411 habitantes. Diez años después, en 1991, la población había descendido a 4.672 habitantes. Durante la década de los años 90 y los primeros años del siglo XXI el número de habitantes siguió disminuyendo, aunque a menor ritmo, llegando a 3.663 en 2004. A partir de este año la población ha seguido descendiendo hasta 3.113 habitantes en 2014 (Tabla 1.1. y Fig. 1.12.), ante la falta de oportunidades en el entorno más próximo.

Tabla 1.1. Datos poblacionales de Viana do Bolo en el año 2014.	
Censo Total	3113
Menores de 15 años	231 (7,42%)
Entre 15 y 64 años	1352 (53,07%)
Mayores de 65 años	1230 (39,51%)

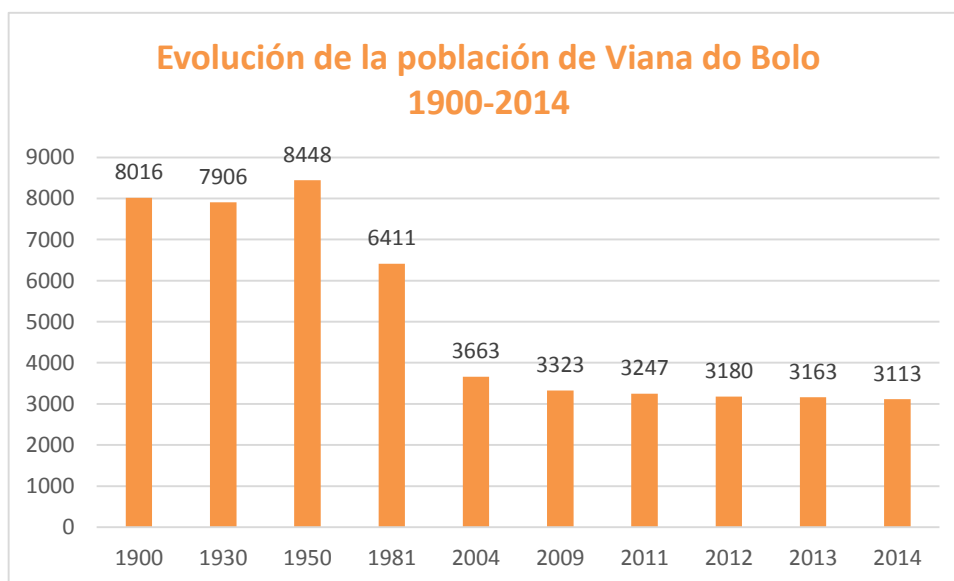


Figura 1.12.: Datos censales de Viana do Bolo 1900-2014 (Fuente: INE).

Como se deduce de la Tabla 1.1., existe un porcentaje muy alto de población mayor de 65 años en relación a la población joven.

En su extensión, el municipio de Viana del Bolo es agrícola y ganadero. La agricultura, limitada por el clima y el minifundio, es principalmente para el consumo

particular, si exceptuamos la castaña, con gran expansión y demanda en el mercado. En cuanto a la ganadería, predomina el vacuno, seguido por el ovino, el caprino y el porcino. Su aprovechamiento es fundamentalmente cárnico, con una gran tradición en los procesos de transformación autóctonos.

El sector terciario, concretamente el Sector Servicios, es el que más trabajo aporta a la población de Viana do Bolo en un 57%, los sectores Agricultura, Industria y Construcción comparten resultados entre el 10% y el 20%. En el caso de Viana do Bolo, en el sector Industria aparecen porcentajes de las industrias extractivas de la zona y de empresas de producción de energía, aunque son los más bajos.

1.6.OBJETIVOS

El objetivo principal de esta Tesis es estudiar la posible viabilidad de la Mina de Penouta; para ello se va a proceder a investigar tanto el yacimiento, como las técnicas adecuadas de recuperación de los minerales, así como desarrollar una investigación técnica conducente a obtener productos finales, con mayor valor añadido, sin olvidarnos de estudiar y analizar la implicación medioambiental, y la socioeconómica del mismo. La razón de elegir esta mina y no otra, se debe al interés intrínseco de los elementos metálicos beneficiables en dicho yacimiento, como son el Sn, Ta y Nb, así como la posible valorización de todos aquellos minerales industriales recuperables de los estériles. En la actualidad, algunos de estos metales tienen una gran importancia, bien por ser metales estratégicos para la Unión Europea y, lo que es más importante, por su elevado valor en el mercado, especialmente el Ta. Este último factor hace que antiguas explotaciones que clausuraron su producción a mediados de los años 80, como es el caso de la Mina de Penouta, puedan tener viabilidad actualmente y también a medio-largo plazo.

A pesar de las buenas expectativas de mercado para estos elementos, el contexto geológico de España, y en general para toda Europa, no es muy favorable para el beneficio de estos elementos, especialmente el Nb, ya que los grandes complejos alcalinos y de rocas tipo carbonatitas, que suelen presentar las leyes más altas (como ocurre en Brasil), son muy puntuales y escasos en nuestro territorio. En España, tradicionalmente las mejores minas de estos elementos se han localizado en leucogranitos muy especializados, con bajas leyes en estos elementos, donde el Ta suele ser más abundante que el Nb, con altos tonelajes y bajo coste de producción al ser fácilmente beneficiables al estar la roca que los contienen fuertemente transformada (caolinizada).

Las minas más importantes correspondientes a este tipo litológico son las de Penouta, Golpejas y el Trasquilón. De estos tres yacimientos, *a priori*, es el de Penouta el que presenta un mayor potencial para su reapertura, ya que es el yacimiento primario de mayores dimensiones y con leyes más altas de Ta, y además, presenta una importante cantidad de estériles ya triturados y con leyes no desdeñables (Fig. 1.13.).

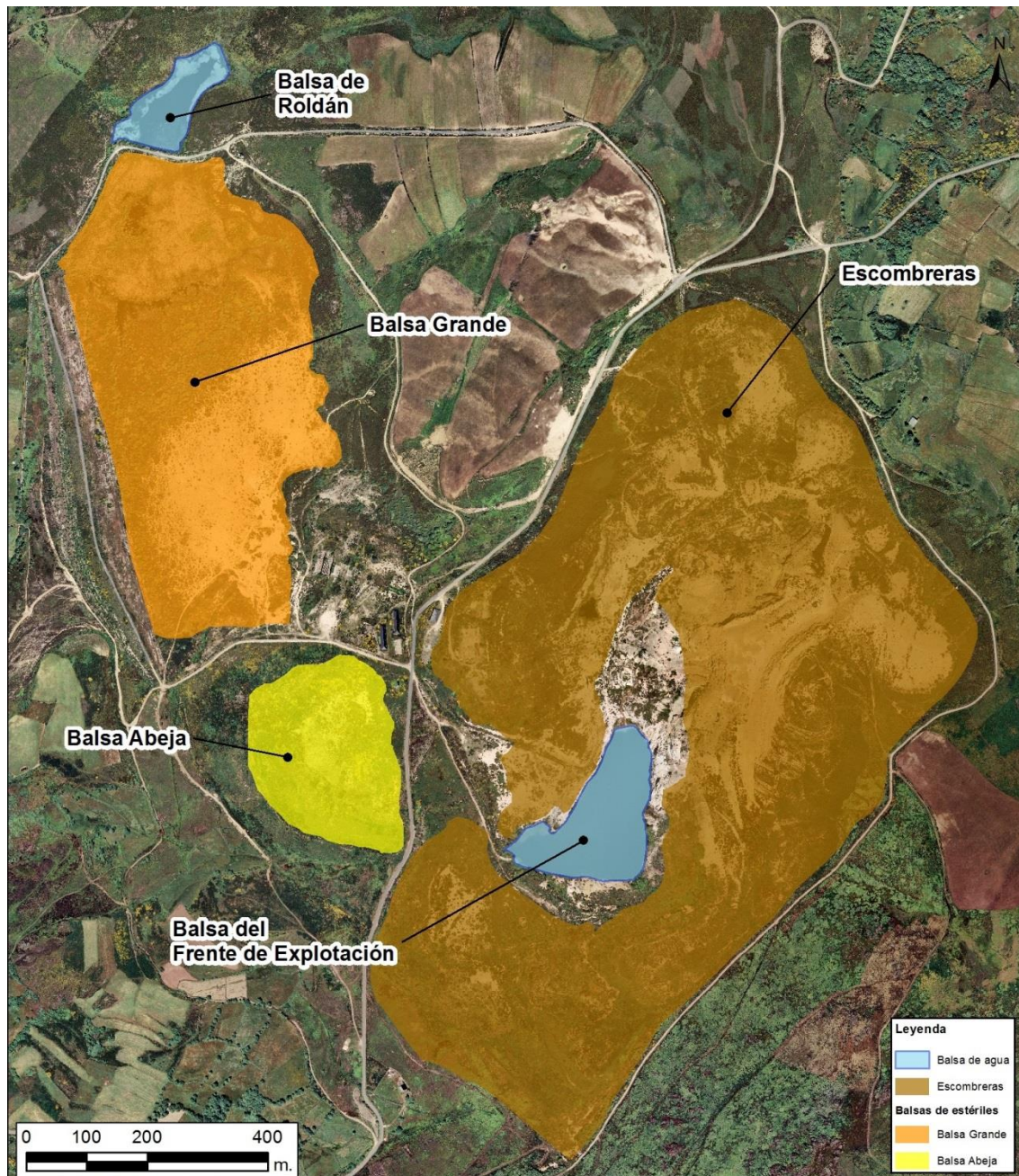


Fig. 1.13. Localización de las balsas y escombreras en la Mina de Penouta.

En estos estériles de la Mina de Penouta, aparte de la existencia de metales raros, existe, además, una importante cantidad de minerales silicatados (cuarzo, feldespatos y micas blancas), con un más que probable potencial para su aprovechamiento como minerales industriales. Este hecho es sin duda de gran importancia, no sólo por el valor económico que presentan este tipo de materiales que revaloriza la mina, sino también

porque facilita en gran medida el tratamiento de los estériles y el proceso de restauración final.

El proyecto de la Mina de Penouta ha de tratarse desde un punto de vista multidisciplinar, lo que conlleva, indudablemente, la utilización de multitud de técnicas y áreas de conocimiento. En todo proyecto minero existen unos objetivos básicos que atienden a aspectos geológicos, como son la definición de los límites del yacimiento, su ubicación, la realización de modelos en 3D y modelos de bloques. Sin embargo, el propio entramado metodológico utilizado en la valoración del yacimiento es un factor coadyuvante para ir más allá en algunos aspectos concretos que constituyen todo proyecto minero.

En este sentido, desde un punto de vista metalogenético, el yacimiento de la Mina de Penouta presenta hoy en día un enorme potencial para abordar y dar respuesta a temas científicos abiertos que no son fácilmente soslayables con toda la información que se ha recopilado en las labores prospectivas. Entre estos temas de candente actualidad, y que se consideran también un objetivo clave de este trabajo, cabe citar el establecimiento de un modelo metalogenético del yacimiento para este tipo de mineralización, que contemple los siguientes aspectos: (i) el papel jugado por el diferente comportamiento del Sn, Nb y Ta en el magma o la fase fluida a partir de los cuales se originan, (ii) establecer cual o cuales han sido los procesos que dan lugar al enriquecimiento del Ta, Nb y Sn en la Mina de Penouta, elementos extremadamente escasos en la naturaleza, (iii) explicar por qué existe una variabilidad en las leyes de estos elementos, (iv) establecer cuál puede ser el granito precursor a partir del cual se ha generado un granito tan poco frecuente como el leucogranito de Penouta, lo que sin duda podría constituir en sí mismo un criterio de exploración altamente útil.

Es importante no dejar de lado los procesos metalúrgicos que se abordan en este trabajo, aspectos implícitamente esenciales para conseguir que el proyecto sea económicamente viable. El desarrollo de estos procesos representa un grandísimo reto, y por añadido un claro objetivo en este proyecto, ya que, por un lado, el material de partida a procesar presenta bajas leyes, lo que obliga necesariamente a una optimización en el

procesado del material a tratar sin precedentes. Por otro lado, cabe tener en cuenta que la minería de Nb y Ta cesó hace más de 20 años en nuestro país, tiempo en el que han ido surgiendo nuevos métodos y aparatos que podrían ser incorporados en el proceso metalúrgico, pero que en la actualidad no existe información disponible que permita establecer su validez y aplicabilidad en la minería del Nb y Ta con las características del material de partida de la Mina de Penouta.

Ya que la optimización del procesado metalúrgico por métodos gravimétricos, magnéticos y electrostáticos puede tener limitaciones, sobre todo en el aprovechamiento de las escombreras con bajas leyes de corte para los minerales metálicos, se ha barajado la posibilidad de la aplicación de técnicas siderúrgicas que complementen a una parte de las técnicas metalúrgicas de obtención de concentrados metálicos vendibles. Dado lo novedoso de la utilización de esta técnica en la minería del Nb, Ta y Sn, la falta de información es su gran hándicap, por lo que solo poder valorar en sí su aplicabilidad, con todo lo que conlleva su puesta a punto (por ejemplo, cálculos termodinámicos iniciales, ver tipo de atmósfera más favorable, etc.) representa un reto y un objetivo ambicioso en este trabajo.

No cabe duda que un objetivo importante en este trabajo es la optimización de los procesos de flotación, que podrían ser aplicables a los minerales industriales que se espera beneficiar (feldespatos, mica blanca y cuarzo).

1.7. METODOLOGÍA CONCEPTUAL DE UN PROYECTO MINERO

Debido a la complejidad inherente de todo proyecto minero, que incluye el desarrollo y aplicación de una multiplicidad de métodos y técnicas, en este apartado se pretende dar unas pinceladas sobre la metodología más usual utilizada en el trascurso de un proyecto minero. De manera pormenorizada y aplicada al caso concreto de la Mina de Penouta se abordará cada aspecto metodológico en particular en las siguientes secciones de esta memoria.

En el desarrollo de todo proyecto minero se han de tener en cuenta una serie de puntos clave que deben ser abordados con la metodología correspondiente. Estos puntos son los siguientes:

- Datos generales sobre el proyecto.
- Datos básicos del yacimiento.
- Elección del método de explotación.
- Elección del proceso de tratamiento.
- Definición de la capacidad de producción.
- Identificación de aspectos críticos.

1.7.1. DATOS GENERALES

Este apartado abarca una gran cantidad de aspectos, generalmente relacionados con las condiciones físicas del emplazamiento, aspectos políticos y económicos del país, recopilación de información disponible, planos geográficos y mapas geológicos, trabajos ya realizados, objetivos generales del estudio y cualquier otra información de carácter general y de interés para el proyecto.

Entre los aspectos generales más importantes a valorar en un proyecto minero están los siguientes:

- 1) Estudio de mercado, tanto nacional como internacional, del material que se pretende beneficiar. Este aspecto condicionará el nivel de procesado último del

material extraído. Así, por ejemplo, existe una gran diferencia de precio en el mercado dependiendo del grado de pureza del producto. También se han de tener en cuenta en el estudio de mercado los siguientes aspectos:

- a. Estructura de la industria.
 - b. Relación entre la oferta y la demanda, histórica y proyectada.
 - c. Factores determinantes de la demanda.
 - d. Tendencia de los precios.
 - e. Bases de competitividad, precio, calidad, etc.
 - f. Materiales sustitutivos y efectos previsibles de los cambios tecnológicos.
 - g. Reservas.
- 2) Estudio de los costes de transporte, que en materias primas de bajo valor condiciona que su mercado sea muy local.
 - 3) Análisis de servicios, como el de la energía eléctrica, chequeando alternativas de energía, su disponibilidad y localización.
 - 4) Estudio de los terrenos donde se ubica la explotación, desde su coste hasta el establecimiento de la localización de escombreras, presas, planta e instalaciones, etc.
 - 5) Disponibilidad de mano de obra.
 - 6) Consideraciones legales, como son la normativa fiscal, ambiental y minera específicamente.

1.7.2. DATOS BÁSICOS DEL YACIMIENTO

En este capítulo se comenzará por realizar una investigación somera de la geología de la zona y del yacimiento en sí, llevando a cabo la prospección y exploración superficial del mismo, localizando y cartografiando las zonas potencialmente interesantes, e identificando mediante métodos diversos (generalmente técnicas geofísicas) anomalías que puedan corresponder a la mena.

Una vez detectadas esas anomalías se realizará una investigación para estudiar las áreas con mineralizaciones explotables y determinar el volumen de los recursos y reservas

contenidas en el yacimiento. Posteriormente, se llevará a cabo la evaluación en detalle de la cantidad, calidad y disposición de las reservas dentro de las zonas explotables.

Para poder realizar la evaluación del yacimiento se deberán haber realizado un número suficiente de sondeos de reconocimiento, con testigos de mineral recuperados, desmuestra, debidamente catalogados, codificados y almacenados con las necesarias medidas de conservación para que mantengan sus características lo mejor posible. Este material constituye la mejor base de datos de las características del yacimiento, susceptible de ser utilizada en el futuro sin tener que volver a hacer estas pruebas que conllevan un elevado coste. Según estimaciones históricas el coste de estas etapas previas puede suponer entre un 5 y un 10 % del valor del mineral a descubrir.

Mediante métodos geoestadísticos se determinará el número y posición de los sondeos, obteniéndose datos tanto del mineral como del macizo rocoso del estéril y del mineral. También es necesario realizar ensayos de bombeo para determinar las necesidades de desagüe y drenaje y localizar los niveles piezométricos.

En esta etapa se hará una clasificación de las reservas geológicas y de las explotables, teniendo en cuenta criterios de certeza y economicidad. Con esta información es preceptivo realizar una curva de tonelaje/ley para cuantificar la influencia de una modificación de la ley de corte en la variación del tonelaje recuperable.

Los proyectos mineros tienen una gran dependencia de la cantidad, calidad, disposición y variabilidad de los cuerpos mineralizados explotables, debiéndose tener un gran conocimiento de los mismos para disminuir al máximo los riesgos. Esto conlleva el realizar varias campañas de investigación geológica y minera que ayuden a mejorar el conocimiento global de los yacimientos en los primeros años de desarrollo de la mina.

Esta información deberá permitir la elección preliminar de un método de explotación y un proceso mineralúrgico.

1.7.3. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

La elección del método minero depende de numerosos factores, como son: la profundidad y la morfología del yacimiento, la distribución de las leyes, la capacidad de producción admisible, las características geomecánicas de los materiales, etc. Una decisión muy importante es el procedimiento con el que se va a efectuar la extracción, bien a cielo abierto o por interior.

El desarrollo de la maquinaria minera en las últimas décadas ha hecho que en la actualidad entre un 70-75 % de los minerales producidos en el mundo procedan de minas a cielo abierto. Esto es debido a que los costes de extracción son más bajos que en la minería subterránea, y además, las condiciones de seguridad e higiene del personal son más favorables.

No obstante, con cualquiera de los procedimientos utilizados para la extracción es necesario llevar a cabo estudios geotécnicos para definir la geometría estable de los huecos de explotación, aunque la mecánica de rocas puede ser más crítica en los primeros métodos que en los segundos. La cantidad de datos necesarios es función del detalle requerido en el estudio de viabilidad y de la complejidad de la geología del área en el que se encuentra el depósito. Estos parámetros son difíciles de determinar hasta que no se hayan completado los sondeos de investigación, por eso deben constituir una parte integrante del programa de reconocimiento y definición del yacimiento. De manera sucinta, los parámetros básicos que se necesitan reflejar sobre secciones verticales o planos de planta son: las estructuras geológicas presentes, las litologías de contacto en el techo, muro y dentro de las masas mineralizadas, las características de las discontinuidades, las resistencias de los diferentes tipos de rocas, el estado de tensiones de los macizos y las condiciones hidrogeológicas.

No se debe soslayar que el grado de mecanización y el dimensionamiento de los equipos juega un papel muy importante en la economía de las explotaciones, habiendo permitido hacer rentable yacimientos de minerales cada vez más pobres.

Por último, cabe mencionar algunos aspectos aplicables a las economías de escala, las cuales sólo se pueden alcanzar en el caso de yacimientos con grandes reservas de

minerales. La determinación de la capacidad de producción en este caso particular es una decisión crítica que incide directamente sobre la rentabilidad del negocio minero. Estas estimaciones deben realizarse por analistas con el auxilio de técnicas de optimización, sobre la base de modelos económicos o secuencia de flujos de fondos. Las economías de escala pueden tener algunos efectos engañosos, que es preciso identificar con suficiente claridad. En determinados yacimientos la distribución de leyes es tal que al aplicar leyes de corte más bajas, el beneficio total aumenta como consecuencia del mayor ritmo de producción, pero el margen o beneficio por unidad extraída no lo hace de igual medida. Esto hace que los proyectos sean más vulnerables frente a fluctuaciones negativas de las cotizaciones de los minerales, además de otras circunstancias, como son las mayores inversiones iniciales y los problemas de venta de los productos, en el caso de que aparezcan nuevas explotaciones, cambios en las tendencias de uso o sustitución por otras materias primas.

1.7.4. ELECCIÓN DEL PROCESO DE TRATAMIENTO

Para conseguir que el producto que se extrae en la mina sea susceptible de ser vendido en el mercado, es necesario llevar a cabo un tratamiento, que en el caso de la minería de metales es un estudio mineralúrgico de dicho producto.

La investigación mineralúrgica se inicia en el desmuestre del yacimiento y el subsecuente ensayo y análisis de los minerales. Los trabajos se inician, generalmente, con el examen de los testigos obtenidos en los sondeos, a partir de los cuales ya se puede efectuar un diagnóstico sobre la mineralogía y las posibles variaciones dentro del depósito.

La naturaleza de los minerales marca en esos primeros instantes las diferentes alternativas de proceso y ensayos de laboratorio que se deben llevar a cabo con muestras representativas de las diferentes secciones del yacimiento. Los ensayos, normalmente, incluyen los siguientes apartados:

- **Trituración y molienda.** La conminución del mineral suele ser, por lo general, el principal componente de los costes de capital y operación, y de

consumo de energía en las plantas de procesamiento de los minerales. Por este motivo es esencial la determinación de las características físicas del mineral.

- **Concentración y separación.** El proceso a seguir dependerá del tamaño de liberación de la sustancia útil y de las propiedades relativas de separación del estéril y de otras especies minerales presentes en la mena. La facilidad de separación del estéril puede influir en el diseño del método de explotación, al imponerse un determinado porcentaje de dilución minera, y en la ley de corte.
- **Extracción y afino.** El proceso a seguir dependerá en gran medida de las sustancias útiles y las propiedades físicas y químicas, para determinar el proceso y método adecuado de extracción y afino.

Además de lo expuesto, el capítulo de mineralurgia debe incluir:

- Ensayos y estimaciones de los principales parámetros de diseño.
- Criterios de diseño y datos de partida.
- Diagramas de flujos del proceso, planos y descripciones.
- Lista de equipos principales, potencias y capacidades.
- Especificaciones y tolerancias del producto y coproductos.
- Organización del personal y niveles salariales.
- Índices de consumo de materiales y energía.
- Consideraciones ambientales.

1.7.5. DEFINICIÓN DE LA CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN

Requiere la ejecución de un estudio preliminar de mercados y la determinación de la capacidad de producción máxima que resulta técnicamente viable y sostenible a lo largo de la vida del proyecto.

Después de diseñar el método de explotación debe elaborarse el plan de explotación, estableciéndose la secuencia y el orden con que este se llevará a cabo. Es muy importante tener definidas las dimensiones de la unidad de selectividad minera, la cual ya se habrá realizado con anterioridad en el momento de efectuar la modelización del yacimiento y evaluación de las reservas explotables. La forma de ataque del yacimiento puede tener sus repercusiones en los primeros años, no solo en la capacidad de producción prevista, sino incluso en los ingresos, al variar las calidades de los minerales explotados y los volúmenes de estéril que es preciso extraer para descubrir el mineral. El plan de extracción se traducirá, pues, en un programa de producciones a lo largo del tiempo.

La planificación de la explotación, requiere más detalle, ya que a partir de ella se realiza la estimación de los “cash-flows” anuales.

1.7.6. IDENTIFICACIÓN DE ASPECTOS CRÍTICOS

Los aspectos críticos son aquellos parámetros a los que se asocia una parte muy importante del riesgo económico del proyecto por su alta incidencia sobre la economía del proyecto, especial complejidad y nivel de incertidumbre en su determinación.

En general, estos aspectos pueden ser identificados en las etapas preliminares del proyecto y su caracterización y análisis detallado debe ser un objetivo fundamental de todo estudio de viabilidad.

Son muchos los aspectos que pueden ser críticos en un proyecto minero, aunque los que con más frecuencia resultan de mayor importancia son el precio de venta, el mercado,

la ley y la dilución del mineral, la recuperación mineralúrgica, la estabilidad de la excavación, el desagüe, el medio ambiente y los recursos hídricos.

2. ESTUDIO DEL YACIMIENTO DE LA MINA DE PENOUTA

2. ESTUDIO DEL YACIMIENTO DE LA MINA DE PENOUTA

Como se ha indicado en la Introducción de este trabajo, el desarrollo de un estudio minero requiere múltiples trabajos pre-operacionales que afectan a numerosos factores, como son las características geológicas y geotécnicas del yacimiento, las pruebas metalúrgicas que determinan la ley y recuperación del depósito, así como las mejores técnicas a emplear para el beneficio del mineral, las condiciones económicas y sociales del estudio, y las afecciones a los diferentes componentes medioambientales.

Además, como se ha introducido anteriormente, en todas las ocasiones el desarrollo del estudio minero se convierte en un sistema de retro-alimentación, de tal manera que el avance en el estudio de uno de estos factores genera una serie de información en relación con otros, información, que a su vez permite nuevos cálculos y la revisión de los intervalos de error y, por lo tanto, el riesgo.

Una de las consecuencias de la realización de los trabajos pre-operacionales de todo estudio minero es la obtención de una ingente cantidad de información que permite conocer, muy en detalle, las características del yacimiento, lo que posibilita el cálculo de sus recursos, definir los factores clave en el diseño de la explotación minera y es el germen para establecer un modelo genético del yacimiento. A continuación se pretende, sin entrar en un gran lujo de detalles metodológicos, dar una visión sobre los numerosos trabajos pre-operacionales (revisión de la geología, campañas de sondeos, análisis geoquímicos de roca total, estudio petrográfico y químico-mineralógico, entre otros) llevados a cabo en el transcurso del estudio minero conducentes al desarrollo del conocimiento del yacimiento de la Mina de Penouta y, por extensión, a la elaboración de un modelo genético del mismo.

2.1. REVISIÓN DE LA GEOLOGÍA DE LA ZONA

2.1.1. GEOLOGÍA REGIONAL

El yacimiento de la Mina de Penouta se encuadra en el Macizo Ibérico, una parte del Cinturón Varisco desarrollado durante un episodio orogénico que tuvo lugar desde el Devónico Superior hasta el Carbonífero Superior. Atendiendo a las características paleogeográficas, estratigráficas, tectónicas, metamórficas y magmáticas, el Macizo Ibérico se ha dividido en las siguientes zonas (Julivert *et al.*, 1972) (Fig. 2.1):

- Zona Cantábrica.
- Zona Asturoccidental Leonesa.
- Zona Centroibérica.
- Zona Galicia-Tras-os-Montes.
- Zona de Ossa-Morena.
- Zona Sudportuguesa.

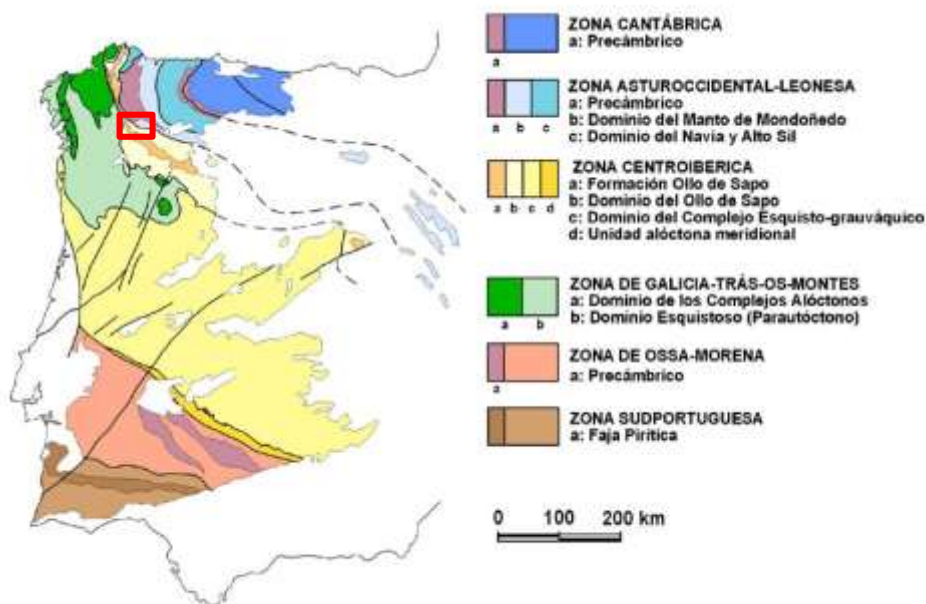


Figura 2.1. Mapa geológico general del Macizo Ibérico, mostrando la situación de la zona de estudio (Tomado de Martínez Catalán *et al.*, 2004).

La Zona Centroibérica es la más extensa de las del Macizo Ibérico y fue dividida por Azor *et al.* (1992) en dos dominios:

- *Dominio nororiental o del “Ollo de Sapo”*. Este dominio está caracterizado por la existencia de extensos afloramientos de gneises glandulares preordovícicos, abundantes macizos graníticos sinorogénicos y zonas con metamorfismo regional de alto grado rodeadas por zonas con materiales de bajo grado metamórfico regional. Además, los pliegues son tumbados y vergentes hacia el E y NE.
- *Dominio meridional*. Se caracteriza por la existencia de extensos afloramientos de pizarras y grauvacas previas al Ordovícico Inferior (es decir, no hay gneises glandulares), abundantes macizos graníticos tardi- y postectónicos y de amplias zonas con metamorfismo de grado muy bajo a bajo, así como pliegues de la primera fase con una vergencia poco definida, generalmente de plano axial subvertical (Díez Balda *et al.*, 1990).

El yacimiento de la Mina de Penouta se encuentra dentro del Dominio del “Ollo de Sapo”, formando parte del Antiforme de “Ollo de Sapo”. La geología de dicha zona está representada por cuatro grupos de litologías, que desde la más antigua a la más joven son (Fig. 2.2):

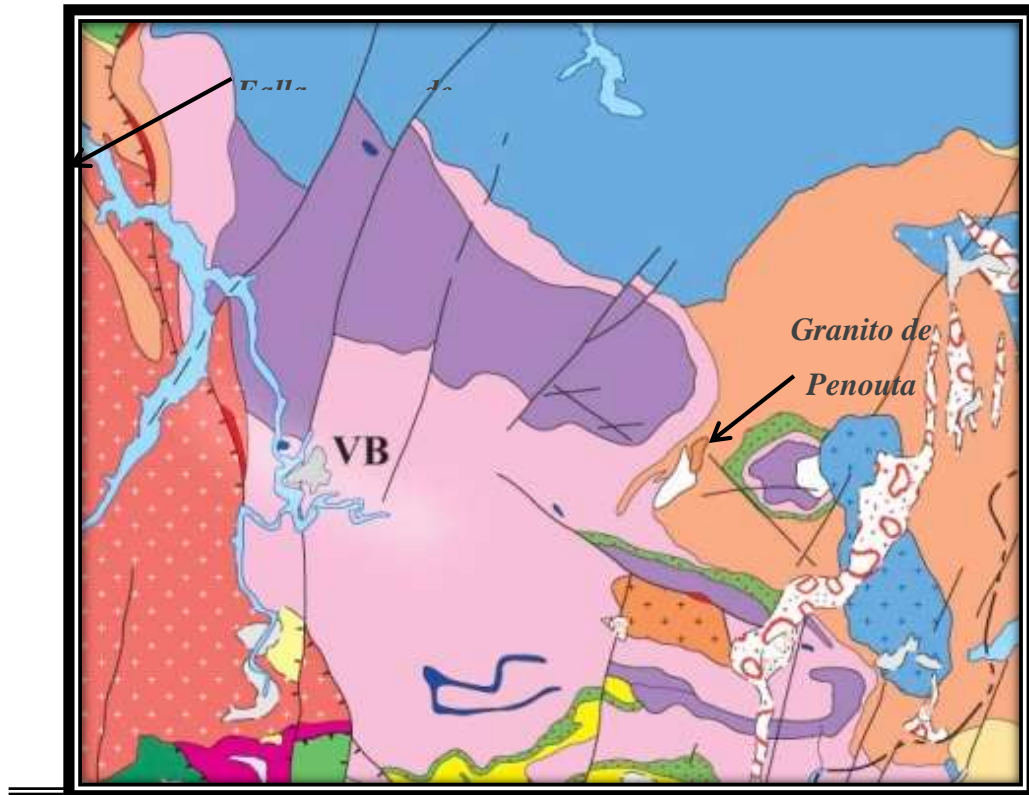
- La Serie de Viana do Bolo.
- La Formación Ollo de Sapo.
- El ortogneis de Covelo.
- El granito alcalino de Penouta.

2.1.1.1.SERIE DE VIANA DO BOLO

Los materiales que constituyen esta serie son de alto grado metamórfico y presentan una fuerte deformación, encontrándose siempre en la facies de las anfibolitas (Ferragne, 1972; IGME, 1982). En esta serie se identifican varias litologías (Díez Montes, 2006):

- Cuarcitas de Dradelo.
- Esquistos con granate.
- Gneises bandeados.
- Rocas carbonatadas y de silicatos cálcicos.

En la zona del yacimiento encontramos únicamente los esquistos granatíferos y los gneises bandeados.



LEYENDA GEOLÓGICA

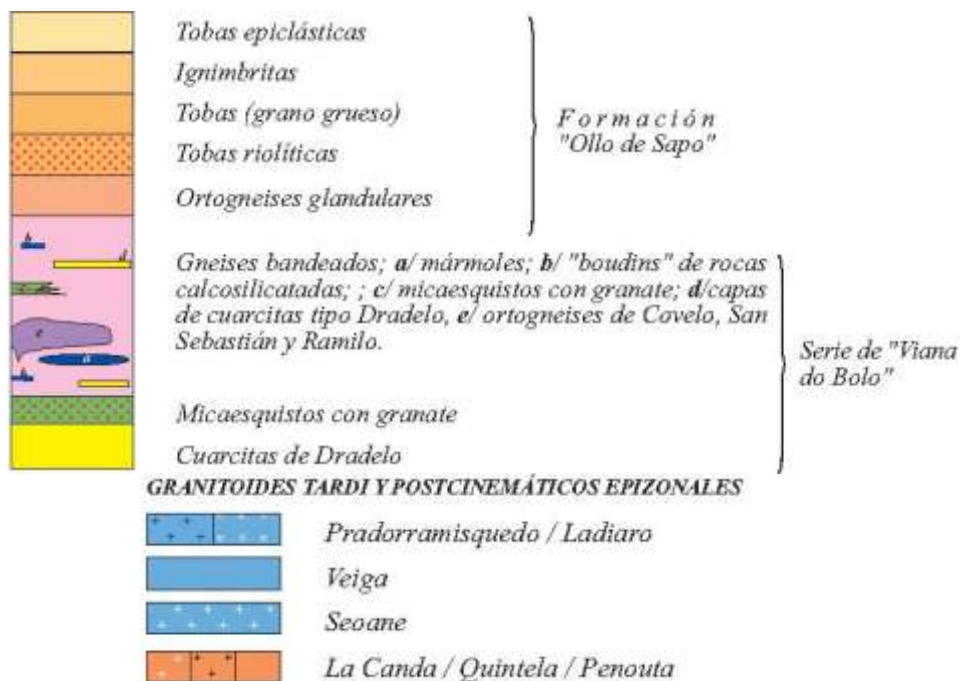


Figura 2.2. Mapa geológico regional de la parte noroccidental del Dominio del Olla de Sapo (tomado de Díez Montes, 2006).

- **Esquistos con granate:** Se caracterizan por abundantes cristales de granate de 1 a 4 mm de diámetro (Fig. 2.3). Sus constituyentes principales son cuarzo, biotita, moscovita, estauroлита, granate, sillimanita, andalucita y cloritoide. Como minerales accesorios hay ilmenita, circón y turmalina. La textura es granolepidoblástica, con una fábrica definida por una alternancia de bandas compuestas por haces de sillimanita y biotita, y por bandas ricas en cuarzo.



Figura 2.3. Aspecto de los esquistos con granate.

- **Gneises bandeados:** Se componen de plagioclasa, cuarzo, biotita, moscovita, sillimanita, feldespato potásico, granate e ilmenita. Como minerales accesorios se encuentran circón, apatito y turmalina. La textura es granolepidoblástica, gnéisica-bandeada con dominios de leucosomas centimétricos a decimétricos y dominios ricos en biotita y sillimanita que marcan la foliación general de la roca (Fig. 2.4). Su tamaño de grano es grueso.



Figura 2.4. Aspecto del gneis bandeado.

2.1.1.2.FORMACIÓN "OLLO DE SAPO"

La Formación Olo de Sapo se encuentra estratigráficamente sobre la Serie de Viana do Bolo. Se trata de una secuencia volcanogénica, cuya potencia media estimada está en torno a los 3000 m.

A partir de las relaciones de campo y de la petrografía, Díez Montes (2006) diferenció, dentro de la Formación "Olo de Sapo", una serie de grupos litológicos, entre los que se encuentran:

- Ortogneises glandulares.
- Secuencia volcánica y volcano-sedimentaria.

Los únicos que se encuentran dentro de la zona del yacimiento son los **ortogneises glandulares**. Este litotipo es el más típico de la Formación "Olo de Sapo" y se caracteriza

por la presencia de abundantes porfidoclastos de feldespato potásico que llegan a los 15 cm, aunque la medida más común es entre 5 y 7 cm de longitud (Fig. 2.5), y también por la presencia de fenocristales de cuarzo de gran tamaño y color azulado. Los minerales principales (>5% en volumen) son: cuarzo, plagioclasa, feldespato potásico, biotita, moscovita. Como minerales accesorios se encuentran sillimanita, apatito, circón, monacita, xenotima, turmalina y opacos, y como minerales secundarios clorita, feldespato potásico, esfena, epidota y agujas de rutilo procedentes de la cloritización de la biotita. La textura es holocristalina, inequigranular, de grano medio-grueso a grueso y orientada.



Figura 2.5. Aspecto del gneis glandular típico de la Fm. Ollo de Sapo.

2.1.1.3. ORTOGNEISES GRANÍTICOS TIPO COVELO

Dentro de la Serie de “Viana do Bolo” se encuentran tres grandes afloramientos de ortogneises graníticos, que corresponden a cuerpos plutónicos deformados durante la Orogenia Varisca, y que son: el de Covelo, el de Ramilo y el de San Sebastián.

Los afloramientos de Covelo y de Ramilo, que actualmente están desconectados, pertenecían posiblemente a un mismo plutón, que debido a los procesos deformativos de la segunda fase de la Orogenia Varisca se habría desmembrado. Posteriormente han sido plegados por la tercera fase de deformación varisca (Díez Montes, 2006).

Macroscópicamente presentan un aspecto bandeado (Fig. 2.6), con bandas milimétricas de biotita que alternan con otras pequeñas bandas de minerales félsicos y frecuentemente con porfidoclastos de feldespato potásico dentro de una matriz de grano medio-grueso. Estos ortogneises se presentan plegados por pliegues de escala centimétrica a decimétrica de la tercera fase varisca (D3).

Los minerales principales son: cuarzo, feldespato potásico, plagioclasa, biotita y moscovita. Como minerales accesorios se pueden observar opacos, apatito, granate, circón, monacita, xenotima y otros minerales radioactivos.



Figura 2.6. Ejemplo del ortogneis granítico.

2.1.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El esquema regional que se maneja actualmente es el resultado de la superposición de tres fases principales de deformación varisca, si bien existen localmente estructuras que no encajan en ninguna de ellas. Cada evento deformativo puede ser definido mediante un conjunto de estructuras que muestran una orientación equivalente, la misma cinemática global y las mismas fábricas, así como una evolución metamórfica comparable. Las fases principales de deformación son las siguientes:

- *Primera fase (D1)*: Desarrolló pliegues volcados o tumbados vergentes al E y NE, con una esquistosidad o clivaje tectónico de plano axial en todo el dominio del “Ollo de Sapo” (Matte, 1986).
- *Segunda fase (D2)*: Ocasionó los cabalgamientos y estructuras asociadas al emplazamiento del parautóctono sobre la Zona Centroibérica (Marcos, 1973; Pérez-

Estaún, 1978; Bastida y Pulgar, 1978; Martínez-Catalán, 1985; Farias et al., 1987; Farias, 1990).

- *Tercera fase (D3)*: Generó grandes estructuras subverticales que incluyen pliegues con un clivaje de crenulación normalmente bien desarrollado (Matte, 1986) y zonas de cizalla de carácter dúctil a frágil, subverticales, con movimiento en dirección y que con frecuencia deforman a los plutones de granitoides sincinemáticos (Iglesias Ponce de León y Choukrone, 1980).

2.1.3. GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO

El depósito se compone de cuatro litologías bien diferenciadas (Fig. 2.7 y Plano 2 del Anexo I):

- Leucogranito albitico.
- Diques aplítico-pegmatíticos.
- Greisen de cúpula.
- Venas de cuarzo en el encajante metamórfico.

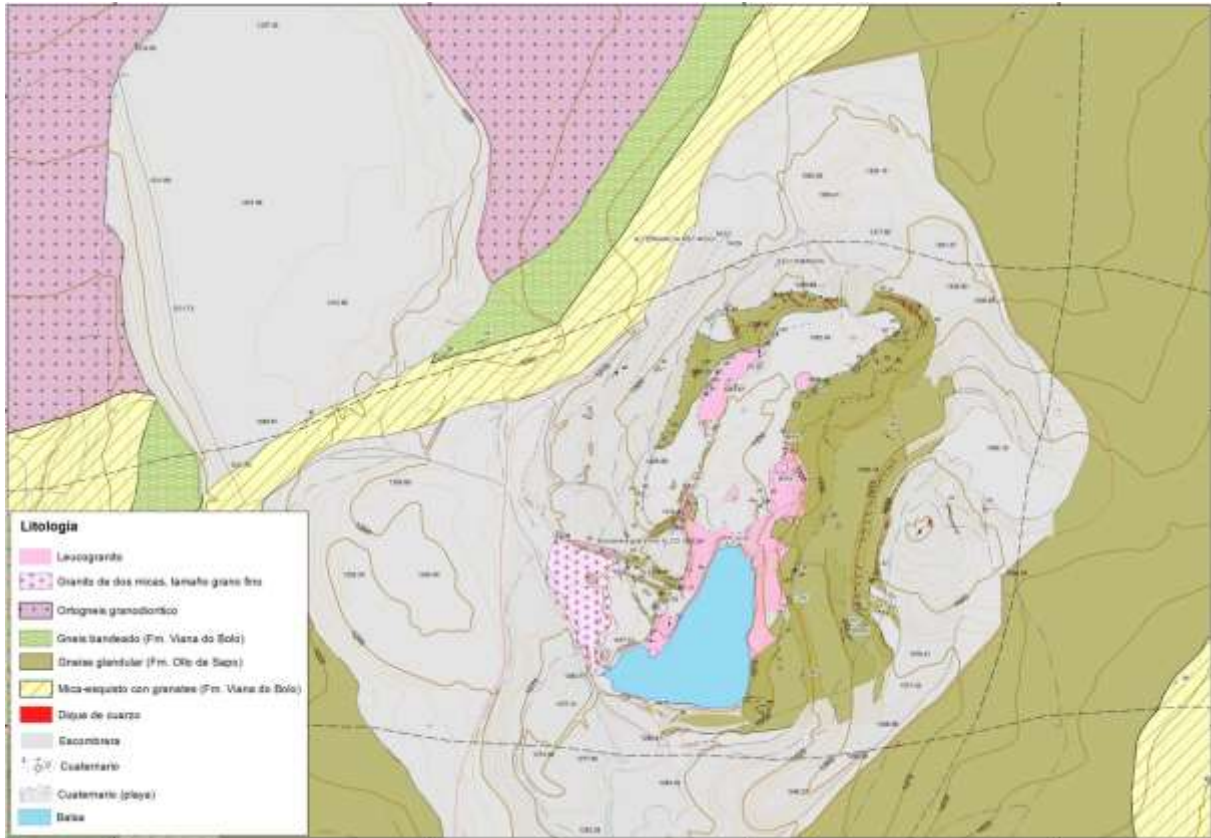


Figura 2.7. Mapa geológico del área del depósito. Ver ampliación detallada en Plano 2 del Anexo I.

2.1.3.1. LEUCOGRANITO ALBÍTICO

Macroscópicamente se trata de una roca fanerítica, aparentemente equigranular, prácticamente hololeucocrática (Fig. 2.8), de tamaño de grano fino a medio. Puntualmente se observan escasos fenocristales de feldespato alcalino de unos 0,8 cm.



Figura 2.8. Aspecto del leucogranito albítico.

De manera ocasional se encuentran manchas rojizas y amarillentas con un tamaño que oscila entre escasos milímetros hasta 1 cm, que son debidas a la meteorización de sulfuros previos. Es frecuente la presencia de óxidos de Mn y Fe impregnando amplias superficies del leucogranito.

La roca está frecuentemente fracturada, encontrándose estas fracturas comúnmente rellenas por abundantes minerales arcillosos de color blanco (illita ± sericita ± esmectita ± caolinita) y sulfuros diseminados por todo el plano de falla, especialmente piritita, y en menor proporción galena.

En determinados sectores la roca se disgrega con cierta facilidad, sugiriendo la existencia de procesos de meteorización.

Petrográficamente la roca está constituida mayoritariamente por plagioclasa tipo albita (40,7 % en vol.), cuarzo (27,3 % en vol.), feldespato potásico (23,4 % en vol.) y mica

blanca (8,0 % en vol.). Como minerales accesorios presenta casiterita, generalmente asociada a columbo-tantalita (0,6 % en vol. en conjunto), granate y en menor proporción apatito, turmalina, fluorita, berilo, circón y monacita.

La roca muestra una bimodalidad evidente en el tamaño de grano, con una fracción de cristales de cuarzo y de feldespato potásico de mayor tamaño que son envueltos mayoritariamente por cristales de plagioclasa de menor tamaño.

Es evidente la escasez de minerales máficos, siendo los accesorios como el granate, casiterita y columbita-tantalita los únicos presentes. Esto sugiere que de partida fue un granito muy evolucionado o bien que los procesos de albitización y moscovitización fueron tan intensos que eliminaron toda la biotita/clorita.

Los procesos metasomáticos que afectaron al leucogranito son:

- *Albitización*: puesta de manifiesto por una transformación del feldespato potásico en albita que se identifica por la presencia de amplias zonas blancas en el leucogranito constituidas por agregados microcristalinos de plagioclasa, a veces concentrados en parches y bandas.
- *Greisenización*: identificada por la transformación de la roca en un agregado de cuarzo y mica blanca, con restos de granate y biotita, cuando la roca original era esquisto o gneis, y con plagioclasa, cuando era el leucogranito.
- *Moscovitización*: asociada a la greisenización, se identifica por la transformación de los feldespatos, especialmente plagioclasa, a moscovita, encontrándose bandas de concentración de este mineral en la roca.
- *Silicificación*: se presenta de manera sobreimpuesta en el leucogranito, alterando la dureza original de la roca.

- *Caolinización*: afecta también puntualmente a los gneises de caja en las zonas de cúpula. Las zonas alteradas más someras podrían considerarse el resultado de una alteración epitermal de baja temperatura. Sin embargo, el hecho de encontrar esta alteración en varios sectores a una profundidad de hasta 200 m, y el que dicha caolinización sea muy selectiva, rellenando huecos y observándose los feldespatos circundantes relativamente frescos, hace pensar en un origen hidrotermal para dicha alteración.

2.1.3.2. DIQUES APLÍTICO-PEGMATÍTICOS

Son cuerpos de formas tabulares, de potencia centimétrica a métrica que intruyen tanto en el leucogranito albitico como en el gneis glandular de la Fm. Olló de Sapo con ángulos medios a bajos (casi horizontales). La mejor representación de estos diques se encuentra en la zona más oriental del depósito, llegando a alcanzar hasta los 10 m de potencia.

Se componen fundamentalmente de feldespato potásico, albita, cuarzo y moscovita, así como berilo y apatito como accesorios principales. Estos diques muestran una estructura bandeada, de manera que los de menor potencia suelen estar formados por una alternancia de bandas centimétricas compuestas por los principales constituyentes minerales en diferentes proporciones (por ejemplo, bandas de cuarzo-mica, bandas de albita, bandas de cuarzo) (Fig. 2.9). Por el contrario, los diques más potentes muestran una zonación más marcada, con zonas externas de grano fino a muy fino de composición granítica, seguidas de zonas intermedias, en las que destacan grandes cristales idiomorfos de feldespato potásico en una matriz granítica de grano fino, que alternan con bandas de grano fino de cuarzo-mica, albita y bandas de cuarzo.



Figura 2.9. Aspecto de los cuerpos bandeados aplítico-pegmatíticos.

2.1.3.3. GREISEN

El greisen es una roca fanerítica, aparentemente equigranular, de tamaño de grano medio, homogénea, isótropa y constituida fundamentalmente por mica blanca y cuarzo (Figura 2.10).

Petrográficamente, la roca está constituida mayoritariamente por mica blanca y cuarzo, y en menor proporción (<5% en vol.) aparece granate, plagioclasa, feldespato potásico, columbo-tantalita, casiterita y monacita, además de biotita de manera muy local. Otro accesorio es el circón, el cual aparece incluido en la mica blanca, o en el cuarzo, siendo mucho más abundante que en el granito albitico. Como minerales secundarios aparece clorita que pseudomorfiza al granate. También aparecen óxidos de Fe que impregnan las láminas de moscovita.



Figura 2.10. Ejemplo del greisen de la zona de cúpula, con mineralización de casiterita. Dimensión mayor en su lado N-S de 5,5 cm.

2.1.3.4. VENAS DE CUARZO

Las venas de cuarzo se disponen en grandes haces con potencias de entre 30 cm y 2 m (Fig. 2.11), con una morfología sigmoidal, lenticular y tabular. Intruyen fundamentalmente en los gneises glandulares de la Formación Olló de Sapo en forma de diques anulares que rodean a la cúpula granítica (dirección dominante N130°E/40°NE) o en forma de diques radiales (dirección dominante N90°E/Subvertical).

Estas rocas están compuestas en su mayor parte por cuarzo lechoso y, en menor cuantía, hialino. Estas estructuras con frecuencia desarrollan una salbanda relativamente potente (hasta 5 cm) de mica blanca, y ocasionalmente turmalina, en el contacto con el encajante metamórfico (gneis glandular o esquisto rico en granate).

Por su parte, la mica blanca presenta una textura fibrosa paralela, con los cristales dispuestos perpendicularmente al contacto, menos frecuentemente de manera paralela, y organizados en finas bandas. La turmalina se presenta de forma accesoria y se encuentra en cristales tabulares con secciones hexagonales y frecuente estriación de sus caras.



Figura 2.11. Aspecto de las venas de cuarzo en la zona de cúpula situada al este del depósito.

2.1.4. MINERALIZACIÓN

La mineralización económicamente rentable del yacimiento de la Mina de Penouta es de estaño, en forma de casiterita, y de tantalio y niobio, en forma de columbo-tantalita. Se presenta en dos tipos de litologías diferentes:

- *Greisen*: está muy desarrollado en la Formación Ollo de Sapo y en concreto en el centro-este de la corta asociado a la cúpula granítica. La casiterita se encuentra

formando cristales de hasta 5 cm (Fig. 2.12) tanto en el greisen como en el contacto de este último con los filones de cuarzo. La relación Sn/Ta es mayor que en el leucogranito y por tramos es del orden de 20-30 a 1.



Figura 2.12. Ejemplo de cristales centimétricos de casiterita formados en el contacto del greisen con los filones de cuarzo.

- *Leucogranito*: mineralizado con casiterita de tamaño menor a 1 cm (Fig. 2.13) y columbo-tantalita de grano muy fino (580 a 20 micras), con una moda entre 60 y 80 micras en esta última. La mineralización está controlada por el efecto cúpula, de modo que las mejores leyes se encuentran en el contacto de techo con la roca de caja, disminuyendo de forma gradual en profundidad. Más del 90% del Ta está en el leucogranito. La relación Sn/Ta es menor que en los greisens y por tramos es del orden de 5 a 1.



Figura 2.13. Ejemplo de mineralización diseminada de casiterita en el leucogranito albíico (punteado de color negro). La columbo-tantalita no es visible a simple vista, aunque sí con una lupa de mano.

Información más detallada tanto del leucogranito como de la mineralización del yacimiento, se encuentra recogida en dos artículos científicos elaborados para la revista ORE GEOLOGY REVIEWS (revista número uno en la categoría de Mining and Mineral Processing y con un índice de impacto de 3,558 en el Journal Citation Reports), cuyos resúmenes se incluyen en el Anexo II.

Además de la mineralización de interés económico descrita previamente, se identifican otra serie de minerales, que por su menor abundancia presentan un menor interés:

- *Berilo*: Se presenta de forma diseminada y en cristales generalmente poiquilíticos de hasta 1 mm. En ocasiones se encuentra en clara asociación con la casiterita. Químicamente son berilos sódicos en las partes superiores del leucogranito y sódicos con Li en las facies graníticas más profundas.
- *Sulfuros y elementos nativos*: Principalmente arsenopirita, esfalerita de color rojizo a negra, molibdenita y estannita. Se presentan diseminados en proporciones inferiores al 1 % y frecuentemente oxidados total o parcialmente, dando lugar a la formación de un halo de oxidación de color rojizo que se puede observar

claramente en la zona de la corta minera y en numerosos sondeos. Otros sulfuros como la pirita-marcasita, galena, calcopirita y bismutinita, y elementos nativos como el bismuto elemental suelen rellenar grietas y vetillas de cuarzo. En ocasiones se ha observado, en venas de cuarzo de carácter tardío, una asociación muy llamativa, compuesta por galena y esfalerita acaramelada con textura dendriforme en una masa de cristales de barita (Fig. 2.14) y que puede acompañarse de carbonatos.



Figura 2.14. Aspecto de la asociación de esfalerita (marrón) con galena (color negro a gris metálico) y barita (blanco a transparente) en venas tardías. Dimensión de la muestra en su lado N-S de 5,5 cm.

- *Minerales de uranio*: la uraninita es bastante frecuente en el leucogranito. Se presenta con un tamaño menor a 100 micras y rodeada por un agregado de pirita. Por su parte, los fosfatos de uranio (tipo autunita-torbernita) se encuentran de forma ocasional tapizando diaclasas tardías.
- *Manganeso*: abundante, asociado a diaclasas, en vetillas, irregular y formas esféricas de hasta 1 cm, presentando una facies tipo Dálmata.

2.2. TRABAJOS DE EXPLORACIÓN E INVESTIGACIÓN

En este apartado se recogen los diferentes trabajos de exploración e investigación minera que se han llevado a cabo para alcanzar los objetivos planteados en el análisis del yacimiento. Estos trabajos se han dividido en aquellos realizados en las diferentes balsas y escombreras de la sección B de la Mina de Penouta, y en los llevados a cabo en la roca madre del yacimiento, que constituyen la sección C del estudio.

Antes de entrar a valorar y exponer de manera pormenorizada todos los trabajos realizados en la Mina de Penouta, es obligado recalcar la gran cantidad de información obtenida durante los trabajos pre-operacionales, como se pone en evidencia por el número total de metros de sondeo y calicatas estudiados (29.368,0 m), de los cuales 17.001,7 m fueron realizados en el transcurso de este estudio (en negrita en la Tabla 2.1).

Tabla 2.1. Trabajos históricos y recientes de exploración realizados en la mina de Penouta.

Año	Empresa	Sondeos	m	Serie	Numeración	Tipo	Datos	Sección
1971	?	7,00	407,50	S	S-1 a S-7	DDH?	Si	C
1974	Altos Hornos de Vizcaya	12?,00		?			No	
1977-1978	Altos Hornos de Vizcaya	56,00	3.076,31	S	S 1 a 56	DDH	No	C
1981	ADARO	7,00	1.013,00	SP	SP 1 a 7	DDH	Si	C
1984	ADARO	3,00	597,70	SA	SA 1 a 3	DDH	Si	C
1984	ADARO	33,00	547,81	-	02-03 a 06-08	DDH	Si	B
1985	ADARO	69,00	6.476,98	SAP	SAP 1 a 69	DDH	Si	C
2011	Salamanca Ingenieros	25,00	83,70	C	C 1 a 25	Catas	Si	B

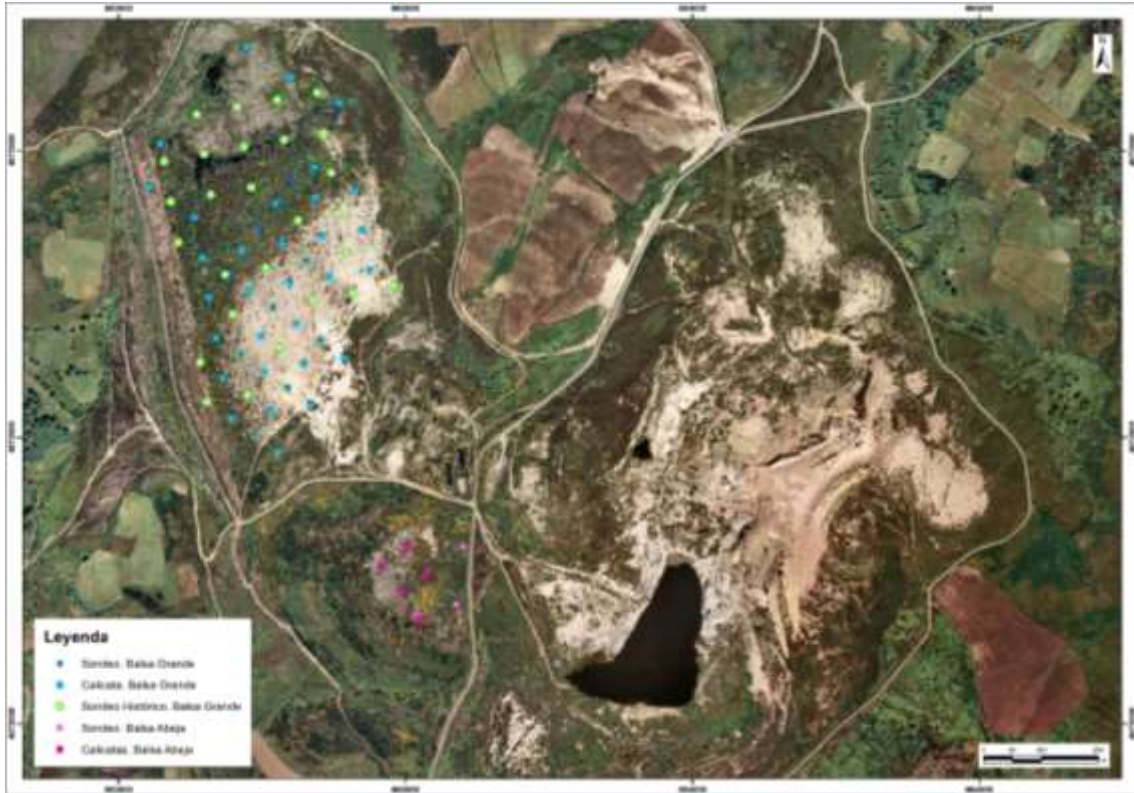
2011	Salamanca Ingenieros	9,00	223,20	S	S210 a S408	DH	Si	B
2012	ARNG	2,00	247,00	SN	SN-01 y SN-02	DDH	Si	C
2012	Strategic	10	1.965,90	PEN12	PEN12-01 a 11	DDH	Si	C
2012	Strategic	4	688,00	PEN12	PEN12-04R	RC	No	C
2013	Strategic	55	14.040,90	PEN13	PEN13-01 a 55	DDH	Si	C
Total		247	29.368,00					

Nota: DDH: diamond drill hole; DH: drill hole; RC: sondeos de recirculación.

2.2.1. TRABAJOS REALIZADOS EN LA SECCIÓN B

2.2.1.1. SONDEOS DE EXPLORACIÓN

Se han llevado a cabo 9 sondeos con recuperación de testigo en la Balsa Grande de estériles, considerando una malla cuadrada de 71 x 71 m lo más ajustada posible a la malla de los sondeos realizados en 1984 por la empresa ADARO (Fig. 2.15 y 2.16), con el fin de validar y contrastar los datos con los resultados históricos.



*Figura 2.15. Plano de sondeos y calicatas realizados en las balsas de la sección B.
Ver ampliación en detalle en Plano 3 del Anexo I.*



Figura 2.16. Ejemplo de perforación llevada a cabo en la Balsa Grande.

En la Tabla 2.2 se recogen los resultados de Sn y Ta obtenidos de dichos sondeos, comparados con sus homólogos de ADARO (1984).

Tabla 2.2. Ley media de los sondeos gemelos realizados en la Balsa Grande de la Sección B.					
ADARO			Strategic		
Sondeo	Sn Prom (ppm)	Ta Prom (ppm)	Sondeo	Sn Prom (ppm)	Ta Prom (ppm)
02-07	343,50	42,23	S206	297,97	50,33
02-09	323,17	42,73	S208	215,30	37,34
02-11	484,65	52,40	S210	408,00	90,00
SD	--	--	S305	326,31	53,27
03-08	608,17	60,29	S307	445,05	71,10
03-10	726,86	82,95	S309	663,00	100,00
SD	--	--	S404	290,43	54,68
04-07	603,85	70,01	S406	546,56	84,80
04-09	864,57	112,72	S408	528,63	105,15

Nota: SD= Sin datos. No tiene sondeo gemelo

Dentro de la Sección B de la Mina de Penouta se incluyen también las escombreras que se encuentran suprayacentes sobre la roca madre de la Sección C. Para su evaluación se han tomado los resultados de Sn, Nb y Ta de los primeros metros de aquellos sondeos realizados en la Sección C que habían sido emboquillados en escombrera (34 sondeos en total, consultar el total de sondeos en el apartado 2.2.2. Trabajos realizados en la sección C). Dada la gran heterogeneidad de estas escombreras, los resultados promedio calculados en estas zonas son muy variables, como se observa en la Tabla 2.3.

Tabla 2.3. Ley media de las zonas de escombrera de la Sección B				
Sondeo	Profundidad (m)	Nb Promedio (ppm)	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)
PEN12-05	11,30	23,00	173,00	14,00
PEN12-06	13,40	23,00	215,00	13,00
PEN12-07	5,75	51,00	1.410,00	69,00
PEN12-08	2,95	7,00	23,00	1,00
PEN12-11	3,80	33,00	401,00	30,00
PEN13-14	28,80	21,00	253,00	12,00
PEN13-17	0,55	15,00	160,00	7,00
PEN13-18	4,10	45,00	428,00	46,00
PEN13-19	7,00	0,00	2,00	0,00
PEN13-22	1,00	20,00	133,00	9,00
PEN13-23	8,70	42,00	634,00	56,00
PEN13-24	12,90	66,00	1.155,00	101,00
PEN13-25	12,30	14,00	45,00	3,00
PEN13-26	13,20	42,00	582,00	56,00
PEN13-28	3,70	64,00	1.430,00	70,00
PEN13-29	1,00	14,00	254,00	11,00
PEN13-30	0,50	50,00	412,00	42,00
PEN13-31	1,70	27,00	382,00	15,00
PEN13-32	2,00	43,00	397,00	64,00
PEN13-33	20,00	26,00	449,00	17,00
PEN13-34	3,10	22,00	253,00	17,00
PEN13-35	11,00	53,00	1.101,00	67,00
PEN13-36	9,00	49,00	2.107,00	54,00
PEN13-40	27,50	15,00	312,00	8,00
PEN13-41	3,26	53,00	450,00	35,00
PEN13-42	5,00	14,00	108,00	3,00
PEN13-43	1,85	13,00	87,00	5,00
PEN13-44	3,70	8,00	151,00	3,00
PEN13-45	3,85	15,00	176,00	10,00
PEN13-47	14,00	34,00	598,00	25,00
PEN13-51	10,20	24,00	945,00	27,00
PEN13-52	1,15	22,00	208,00	15,00
PEN13-53	2,00	15,00	69,00	5,00
PEN13-54	4,00	10,00	60,00	1,00

Con el mismo fin exploratorio y de análisis de todos los materiales de la Sección B, se han realizado 2 sondeos de escaso desarrollo en la Balsa de la Abeja (Fig. 2.15), cuyos resultados se recogen en la Tabla 2.4.

Tabla 2.4. Ley media de los sondeos realizados en la Balsa de la Abeja, Sección B.				
Sondeo	Profundidad (m)	Nb Promedio (ppm)	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)
PEN13-49	2,55	33,00	477,00	28,00
PEN13-50	9,50	54,00	546,00	53,00

2.2.1.2.CALICATAS DE EXPLORACIÓN

Siguiendo la malla utilizada para los sondeos de exploración se han realizado, además, calicatas en los puntos intermedios de las cuadrículas de las mallas (Fig. 2.17).



Figura 2.17. Ejemplo de realización de calicata en la Balsa Grande.

En la Balsa Grande se realizaron 25 calicatas a una profundidad máxima de 3,8 m, y en la Balsa de la Abeja un total de 6 calicatas más, cuyos resultados obtenidos se detallan en la Tablas 2.5 y 2.6.

Tabla 2.5. Resultados de las calicatas de exploración de la Balsa Grande.			
Calicata	Profundidad (m)	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)
C1	3,20	238,00	60,00
C2	3,40	327,00	50,00
C3	3,90	379,00	50,00
C5	3,20	179,00	40,00
C6	3,60	228,00	40,00
C15	3,60	369,00	60,00
C8	3,50	241,00	50,00
C10	3,10	399,00	60,00
C9	3,20	302,00	60,00
C11	3,10	380,00	90,00
C12	3,20	299,00	60,00
C13	3,30	289,00	50,00
C14	3,40	285,00	50,00
C7	3,60	376,00	60,00
C16	3,50	319,00	50,00
C17	3,20	289,00	50,00
C18	3,50	210,00	50,00
C19	3,10	529,00	120,00
C20	2,80	575,00	60,00

C21	3,40	447,00	80,00
C22	3,00	343,00	60,00
C23	3,60	273,00	70,00
C24	3,40	349,00	50,00
C25	3,70	328,00	50,00
C18BIS	3,20	248,00	60,00

Tabla 2.6. Resultados de las calicatas de exploración en la Balsa de la Abeja.

Calicata	Profundidad (m)	Nb Promedio (ppm)	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)
C27	2,00	60,30	520,00	28,90
	3,60	56,40	658,00	32,00
C28	2,62	10,20	25,00	2,00
	3,60	9,90	19,00	1,20
C29	2,00	49,60	436,00	22,10
C30	1,20	52,90	242,00	24,90
	2,80	54,50	486,00	35,30
C31	4,80	34,8	299,00	16,50
	En superficie	107,00	1.440,00	65,10

2.2.2. TRABAJOS REALIZADOS EN LA SECCIÓN C

2.2.2.1. REVISIÓN DE SONDEOS HISTÓRICOS

La empresa ADARO dejó almacenados en las antiguas dependencias de la mina un buen número de testigos de sondeo (800 cajas correspondientes a 23 sondeos), los cuales han sido utilizados, total o parcialmente, con fines exploratorios en el transcurso de este estudio. Para ello, se realizó su testificación y re-muestreo, además de las correspondientes analíticas en aquellos sondeos completos (Tabla 2.7). La localización de estos sondeos se

encuentra en la Figura 2.20, y para un mayor detalle se puede consultar el Plano 3 del Anexo I.

Tabla 2.7. Promedio de los resultados de Sn y Ta de los sondeos históricos y de los sondeos completos reanalizados para este estudio.					
ADARO					
Sondeo	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)	Sondeo	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)
SA-01	580,00	52,00	SAP-40	78,00	9,00
SA-02	509,00	50,00	SAP-41	206,00	29,00
SA-03	443,00	59,00	SAP-42	325,00	28,00
SAP-01	318,00	37,00	SAP-44	306,00	37,00
SAP-02	458,00	53,00	SAP-45	246,00	24,00
SAP-03	486,00	88,00	SAP-46	343,00	54,00
SAP-04	591,00	105,00	SAP-47	449,00	65,00
SAP-05	208,00	37,00	SAP-48	387,00	66,00
SAP-06	530,00	92,00	SAP-49	479,00	80,00
SAP-08	572,00	88,00	SAP-50	264,00	38,00
SAP-09	581,00	83,00	SAP-51	586,00	25,00
SAP-10	564,00	74,00	SAP-52	895,00	54,00
SAP-11	554,00	81,00	SAP-53	816,00	57,00
SAP-12	539,00	63,00	SAP-54	615,00	96,00
SAP-13	255,00	44,00	SAP-55	506,00	70,00
SAP-14	418,00	64v	SAP-56	372,00	92,00
SAP-16	563,00	73,00	SAP-57	483,00	93,00
SAP-17	779,00	94,00	SAP-58	275,00	62,00
SAP-18	338,00	66,00	SAP-59	210,00	60,00
SAP-19	465,00	81,00	SAP-60	116,00	20,00
SAP-20	404,00	100,00	SAP-61	653,00	52,00
SAP-21	321,00	46,00	SAP-62	537,00	47,00
SAP-22	249,00	57,00	SAP-63	662,00	54,00
SAP-23	933,00	81,00	SAP-64	738,00	55,00
SAP-24	372,00	61,00	SAP-65	439,00	41,00
SAP-25	178,00	49,00	SAP-66	362,00	50,00
SAP-26	431,00	31,00	SAP-67	567,00	78,00
SAP-27	574,00	59,00	SAP-68	99,00	6,00
SAP-28	314,00	50,00	SAP-69	414,00	43,00
SAP-30	426,00	44,00	SP-01	348,00	48,00

SAP-31	163,00	29,00	SP-02	277,00	50,00
SAP-32	114,00	20,00	SP-03	400,00	37,00
SAP-33	385,00	48,00	SP-04	453,00	46,00
SAP-34	279,00	48,00	SP-05	264,00	43,00
SAP-35	242,00	44,00	SP-06	180,00	51,00
SAP-39	80,00	12,00	SP-07	271,00	58,00
Strategic					
Sondeo	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)	Sondeo	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)
SAP-16	604,77	87,34	SAP-50	298,96	44,85
SAP-23	996,94	77,56	SP-07	341,22	66,46

2.2.2.2.SONDEOS DE EXPLORACIÓN

Se han perforado un total de 16.941,8 m de roca correspondiente a la Sección C, distribuidos de la siguiente manera (Fig. 2.18):



Figura 2.18. Plano de localización de los sondeos de exploración en la Sección C.
Para más detalle consultar el Plano 3 del Anexo I.

- Una campaña de 7 sondeos de recuperación de testigo (Fig. 2.19) para validar los resultados de los sondeos históricos de ADARO realizados sobre leucogranito. Los 7 sondeos fueron localizados en campo según las coordenadas de los sondeos históricos y así poder comparar los resultados.
- 55 sondeos mediante recuperación de testigo, en malla de 100 x 100 m y una profundidad media de 250 m, con el principal objetivo de explorar el leucogranito, estudiar la mineralización y estimar las reservas económicas del yacimiento de Penouta. Los contenidos promedio de Sn, Nb y Ta se recogen en la Tabla 2.8.

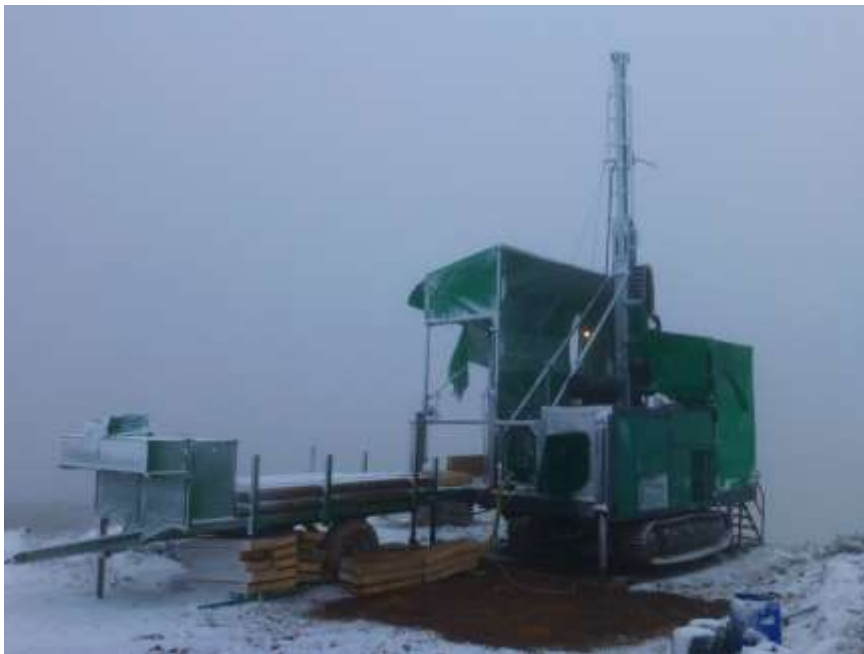


Figura 2.19. Ejecución de un sondeo en la corta de la Mina de Penouta.

- Además, se ejecutaron 4 sondeos de Circulación Reversa con el propósito de realizar pruebas metalúrgicas.
- Finalmente, se ejecutaron tres sondeos de condenación para la posible área de construcción de la planta y las oficinas.

Toda la información relativa a coordenadas programadas y reales de emboquille, empresa de sondeos, así como los responsables de su testificación es recogida en el formato Core/RC Logging Sheet (Anexo III).

Tabla 2.8. Leyes medias de Sn, Nb y Ta de los sondeos de exploración llevados a cabo en la Sección C.

Sondeo	Nb Promedio (ppm)	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)	Sondeo	Nb Promedio (ppm)	Sn Promedio (ppm)	Ta Promedio (ppm)
PEN12-01	61,17	241,17	36,913	PEN13-24	65,80	385,27	77,74
PEN12-02	64,05	506,72	42,20	PEN13-25	52,41	285,39	53,17
PEN12-03	31,41	47,63	10,50	PEN13-26	42,99	201,85	34,83
PEN12-04	43,44	207,51	31,35	PEN13-27	29,56	135,47	19,98
PEN12-05	47,97	159,80	31,46	PEN13-28	59,09	354,24	62,21
PEN12-06	54,20	322,89	55,35	PEN13-29	43,35	372,7	41,23
PEN12-07	52,20	417,51	54,29	PEN13-30	46,49	267,05	33,25
PEN12-08	44,35	385,10	49,23	PEN13-31	42,18	357,49	27,74
PEN12-10	55,04	381,95	67,63	PEN13-32	43,99	162,35	29,67
PEN12-11	65,76	355,96	85,37	PEN13-33	41,79	246,05	43,72
PEN13-01	41,61	315,64	44,57	PEN13-34	58,85	306,32	45,14
PEN13-02	66,60	395,03	70,85	PEN13-35	59,44	320,07	51,78
PEN13-03	56,57	493,02	53,21	PEN13-36	48,87	365,73	51,26
PEN13-04	64,05	405,28	67,34	PEN13-37	56,15	206,57	31,59
PEN13-05	51,81	446,48	46,71	PEN13-38	60,85	325,42	70,70
PEN13-06	60,17	224,06	40,26	PEN13-39	64,26	319,43	41,73
PEN13-07	64,97	360,77	44,11	PEN13-40	56,01	341,47	59,50
PEN13-08	44,59	243,74	39,28	PEN13-41	69,74	351,26	76,90
PEN13-09	68,79	405,64	47,05	PEN13-42	52,40	371,69	59,77
PEN13-10	50,78	247,51	52,94	PEN13-43	59,48	263,04	34,40
PEN13-11	61,62	351,75	47,47	PEN13-44	55,25	232,99	53,58
PEN13-12	49,72	287,89	63,48	PEN13-45	60,95	337,13	36,76
PEN13-13	63,01	214,43	35,84	PEN13-46	52,51	191,90	43,94
PEN13-14	30,96	165,77	30,68	PEN13-47	46,27	232,32	34,67
PEN13-15	57,55	283,47	54,68	PEN13-48	49,87	240,22	53,32
PEN13-16	61,17	276,33	31,52	PEN13-49	51,43	135,57	22,22
PEN13-17	48,58	477,28	52,85	PEN13-50	55,69	202,70	29,22
PEN13-18	52,94	177,40	26,13	PEN13-51	50,65	401,64	51,93

PEN13-19	50,23	412,29	65,87	PEN13-52	52,42	207,56	31,67
PEN13-20	63,87	359,65	52,43	PEN13-53	51,26	184,56	42,06
PEN13-21	35,48	82,98	14,53	PEN13-54	50,31	240,05	35,06
PEN13-22	56,49	340,85	61,59	PEN13-55	59,55	234,34	32,30
PEN13-23	50,72	237,24	44,15				

2.2.2.3. TESTIFICACIÓN GEOLÓGICA

Todos los sondeos de recuperación de testigo fueron testificados de acuerdo con una descripción detallada de la geología encontrada (ver formato de testificación geológica en Anexo III).

Para que dicha descripción geológica fuera lo más ajustada posible a la realidad se realizó una meticulosa reconstrucción de aquellas zonas con alta fracturación y propensas a deslizamientos, y se midieron y marcaron los testigos con las profundidades correctas basadas en los tacos de maniobra de los perforistas.

También se tomaron muestras representativas para estudios petrográficos (secciones delgadas y pulidas), difracción de Rayos X, análisis geoquímicos de roca total, determinación de la densidad y ensayos mecánicos.

Finalmente, se fotografiaron todas las cajas con los testigos con el fin de disponer de un registro lo más completo posible de cada sondeo realizado.

2.2.2.4. ESTUDIOS GEOTÉCNICOS

Testificación geotécnica de sondeos mecánicos: Se ha realizado la testificación geotécnica en detalle de todos los sondeos de exploración según el formato que se recoge en el Anexo III. Con ello se obtiene la caracterización geotécnica del macizo rocoso en profundidad (hasta 250 m). Además, las observaciones realizadas sobre el grado de alteración y fracturación de la roca influyen tanto en la definición de la estabilidad como de

la ripabilidad de la misma. De esta forma se puede estimar la profundidad de la roca alterada por meteorización (Fig. 2.20).

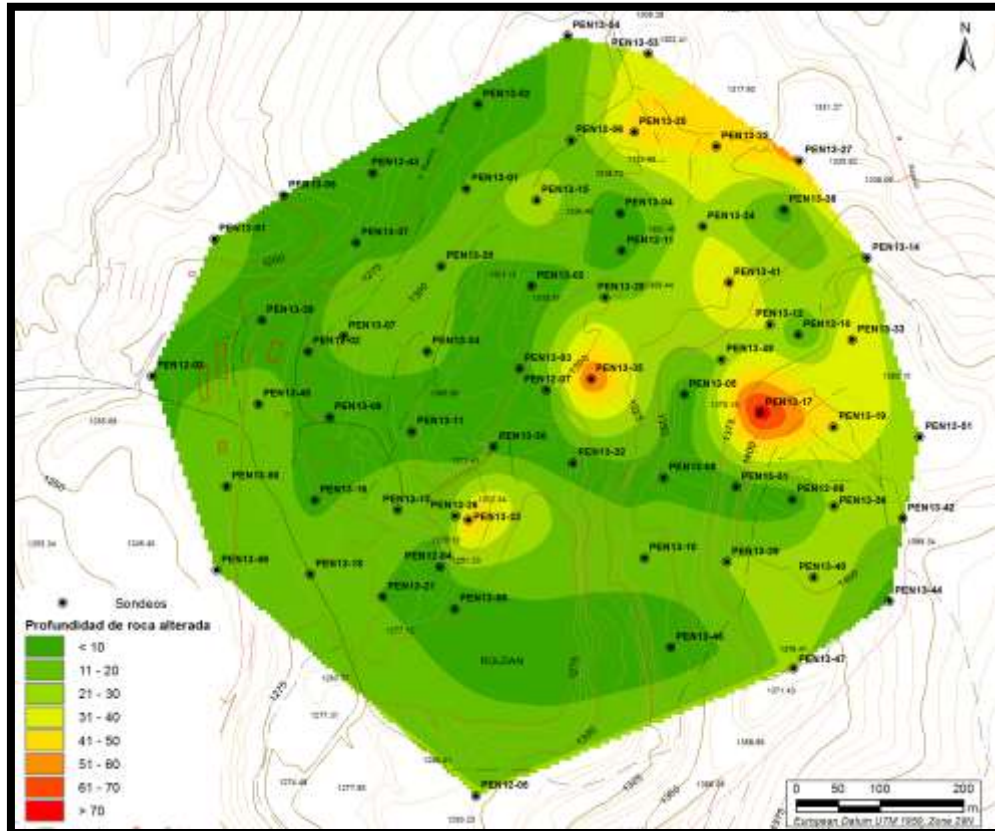


Figura 2.20. Profundidad de la roca alterada por meteorización.

Ensayos de laboratorio físico-mecánicos: incluyen un total de 541 ensayos de densidad y humedad de todas las litologías, cuyos resultados se resumen en la Tabla 2.9.

Por otra parte, se han tomado un total de 46 muestras de testigo en las litologías más representativas para realizar los siguientes ensayos físicos en laboratorio externo (Ingeofisa):

- 9 ensayos para la determinación de la resistencia a la compresión uniaxial, según la norma UNE 22-950-90/1.
- 16 ensayos para la determinación del Módulo de Elasticidad (Young) y del Coeficiente de Poisson, incluyendo la resistencia a la compresión uniaxial, según la norma UNE 22-950-90/3.
- 19 ensayos para la determinación de la resistencia a la tracción (Ensayo Brasileño), según la norma UNE 22-950-90/2.
- 5 ensayos para la determinación de la resistencia a la compresión triaxial, según la norma UNE 22-950-92/4.

Los resultados obtenidos se muestran en la Tabla 2.9.

Tabla 2.9. Parámetros geotécnicos de los materiales

Unidad	Densidad	Humedad	Resistencia a la compresión	Compresión triaxial		Carga puntual	Rozamiento en diaclasas		Hoek y Brown		Durabilidad	Ondas Sónicas			
	d (g/cm ³)	(%)	q (kg/cm ²)	c (kg/cm ²)	Ø (°)	I _s (kg/cm ²)	c (kg/cm ²)	Ø (°)	m _b	s	I _{D2} (%)	V _p (m/s)	V _s (m/s)	E _d (kg/cm ²)	ud
Leucogranito	2,54	0,73	1.096,79	285,00	28,00	708,85	0,25-1,00	35-36	1,048	0,0005	95,85	3.923,61	2.615,74	3,90E+05	0,10
Zona de greissen (zona de mezcla)	2,60	1,36	238,80	04-83	35 - 47	222,22	0,2 - 0,4	26 - 43	0,551	0,0001	88,5	3.188,26	2.125,51	2,64E+05	0,10
Estéril (gneis grano fino)	2,65	0,56	566,87	145,00	43,00	287,43	0,3 - 0,8	32,00	0,787	0,0002	84,95	3.343,75	2.229,17	2,95E+05	0,10

Estudio de taludes: se ha llevado a cabo el estudio de siete taludes existentes en la corta, todos ellos correspondientes a antiguos frentes de explotación (Fig. 2.21). Cuatro de ellos presentan el leucogranito como litología dominante, mientras que los 3 restantes están fundamentalmente en gneis glandular de la Fm. Olo de Sapo. De cada talud se realiza una Ficha de Inventario y una Estación Geomecánica, según las especificaciones de la ISRM (1978, 1981). Con las propiedades de la matriz rocosa, de las discontinuidades y con los parámetros del macizo rocoso obtenidos en campo, se realiza una evaluación geomecánica del macizo de manera aproximada. Para ello se emplea la Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989), obteniendo un índice de calidad preliminar bueno.

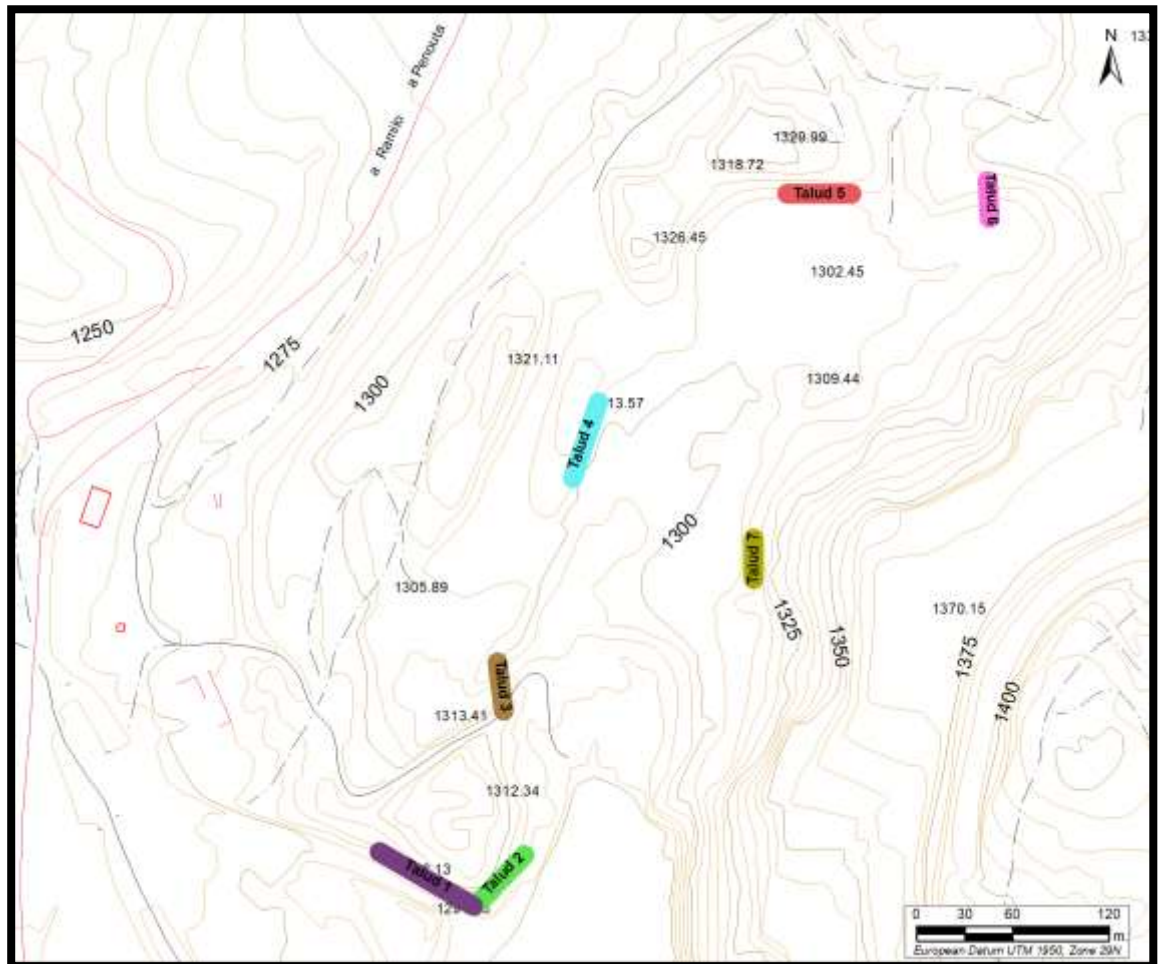


Figura 2.21. Localización de los taludes estudiados.

Estabilidad en bancos y talud general: se ha dividido la corta en cuatro sectores, en cada uno de los cuales se han definido los ángulos de talud general y de banco.

Los posibles procesos de inestabilidad en banco considerados son:

- Rotura en cuña
- Rotura en bloque
- Vuelco de materiales o “toppling”

En base a los resultados obtenidos en los cálculos de estabilidad de los bancos y de los taludes generales, se han definido los posibles ángulos a utilizar en la configuración del modelo de corta. En las siguientes tablas se muestran los resultados obtenidos.

Tabla 2.10. Ángulos máximos de talud de banco por sectores

Dirección	Gneises (°)	Leucogranito (°)
Este	60-70	80,00
Oeste	60,00	80,00
Norte	70,00	70,00
Sur	70,00	80,00

Tabla 2.11. Ángulos máximos de talud general por sectores

Dirección	Gneises (°)	Leucogranito (°)
Este	50,00	80,00
Oeste	55,00	80,00
Norte	55,00	70,00
Sur	60,00	80,00

Para determinar la estabilidad de talud óptima, se modeliza el comportamiento de los mismos según el perfil indicado en la Figura 2.22, para diferentes condiciones de drenaje de la roca, con el resultado que se observa en las siguientes figuras:

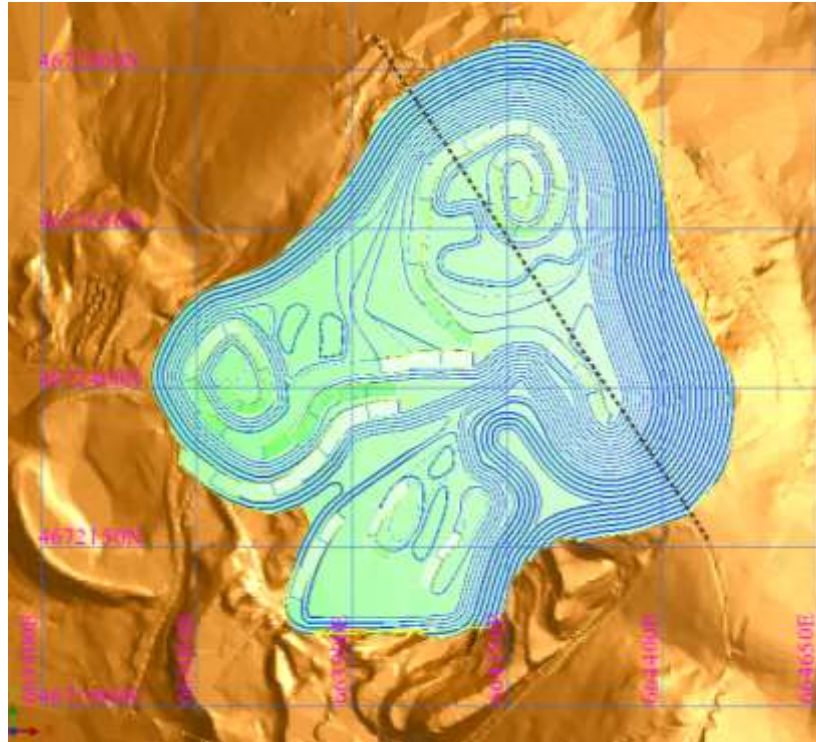


Figura 2.22. Planta de la corta con perfil ensayado W-E.

- Talud ESTE, estable, condiciones de drenaje total con factor de seguridad 1,379 (Fig. 2.23).

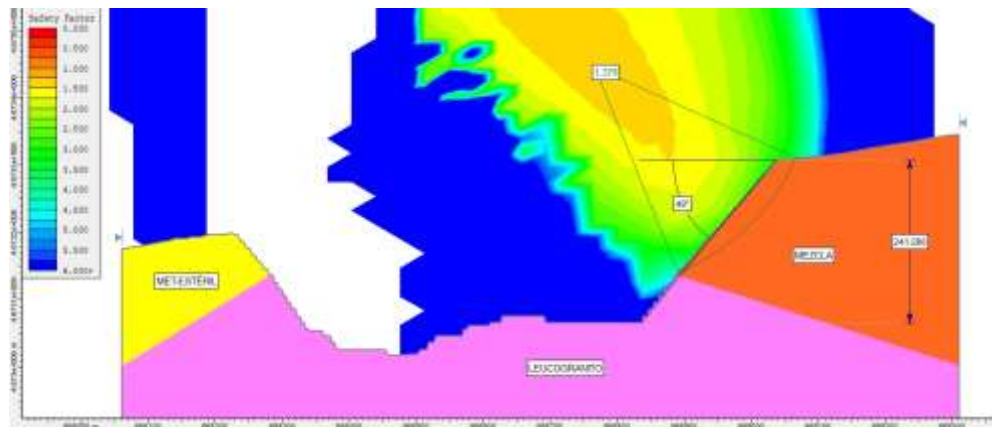


Figura 2.23. Análisis de estabilidad de talud Este en condiciones drenadas.

- Talud ESTE, estable, condiciones de drenaje de los materiales de la zona de mezcla con factor de seguridad 1,278 (Fig. 2.24).

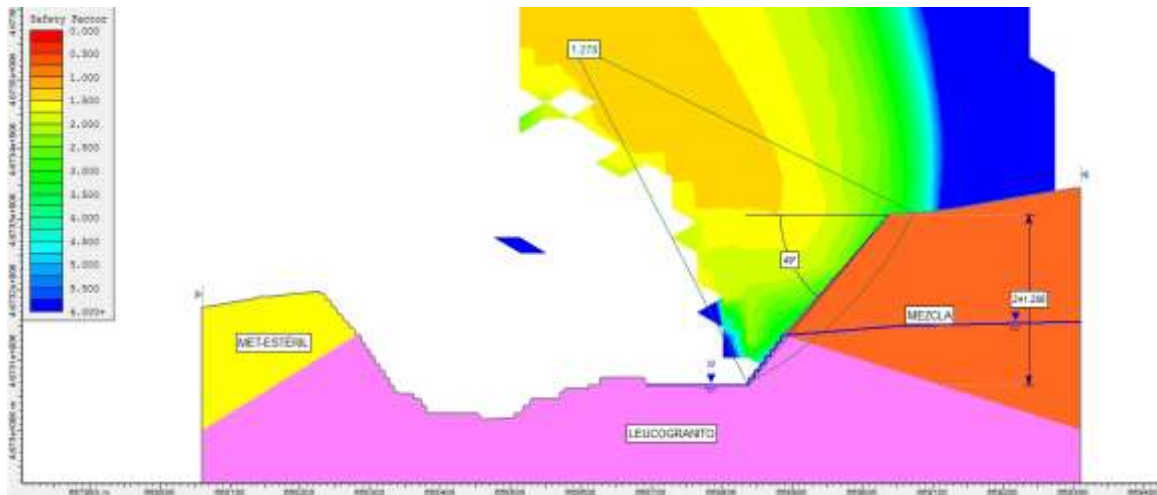


Fig. 2.24. Análisis de estabilidad de talud Este en condiciones drenadas en zona de mezcla.

- Talud ESTE, estable, condiciones intermedias de saturación con factor de seguridad 1,229 (Fig. 2.25). Con presencia de agua los taludes de banco en la zona de mezcla presenta factores de seguridad por debajo de lo admisible por lo que es necesario el drenaje de los mismos (por ejemplo mediante barrenos horizontales).

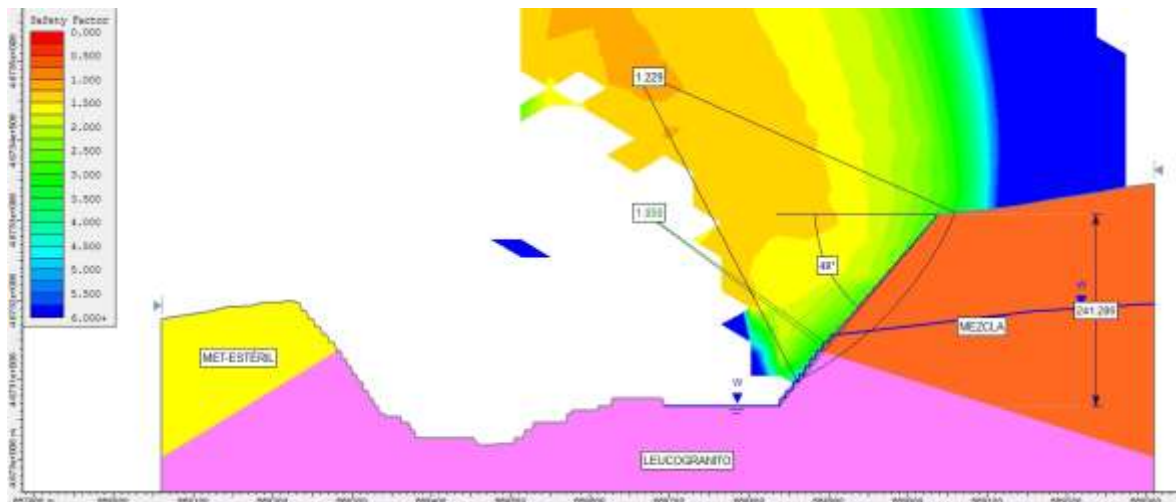


Figura 2.25. Análisis de estabilidad de talud Este en condiciones de saturación parcial de materiales zona mezcla.

- Talud ESTE, inestable, condiciones de saturación total, lo que pone de manifiesto la necesidad de mantener los taludes drenados y establecer ángulos de talud general menores en caso de que se prevea que no será posible asegurar el drenaje (Fig. 2.26).

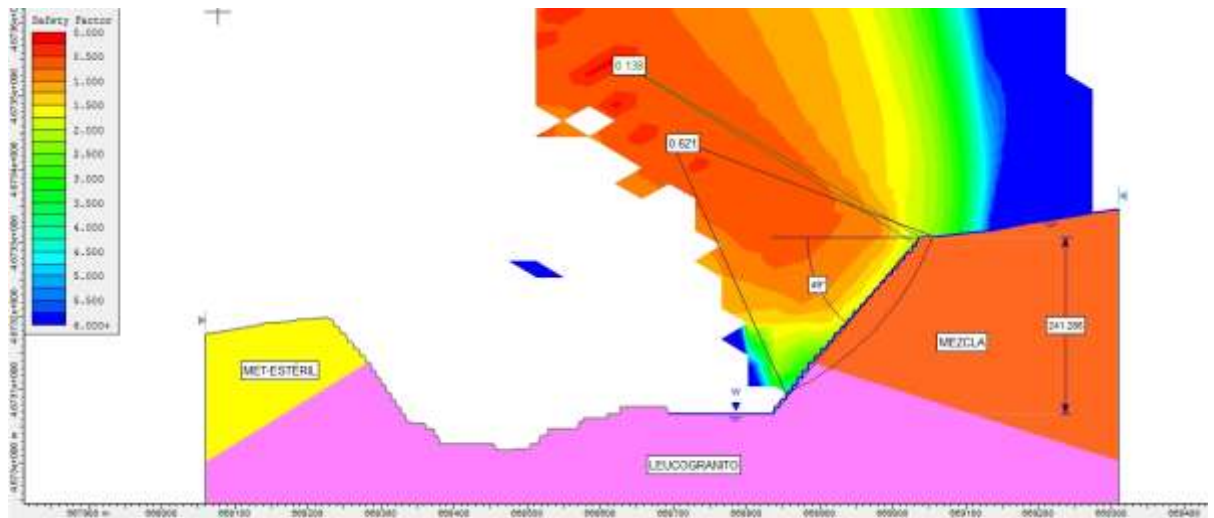


Figura 2.26. Análisis de estabilidad de talud Este en condiciones de saturación total.

En cuanto al **diseño de bancos**, en base a los resultados obtenidos se definen bancos de 10 m de altura con ángulos de taludes máximos entre 60°-80° y bermas intermedias, nunca menores a 5m.

Cabe añadir que es recomendable la realización de bermas de descanso de 20 m de anchura cada 80-100 m de altura.

Referente a la estabilidad de escombreras se ha definido la siguiente configuración compuestas por materiales tipo TDU (Tabla 2.12).

Tabla 2.12. Parámetros de diseño de escombreras		
Altura Banco (m)	Ángulo (°)	Berma (m)
40,00	30,00	20,00

*** Bermas de 20 m cada 40 metros de altura de talud

El cálculo de estabilidad realizado sobre la escombrera definida según las características anteriores, arroja un factor de seguridad de 1,893 en condiciones secas y de 1,657 con presencia de nivel freático, por lo que en ambos casos nos encontramos del lado de la seguridad (Fig. 2.27).

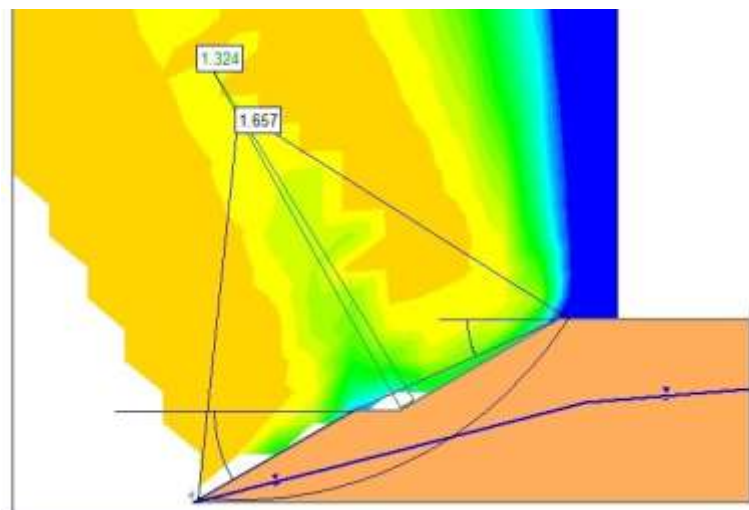


Figura 2.27. Análisis de estabilidad de dos bancos de escombrera.

Los datos de cálculo empleados se recogen en la Tabla 2.13.

Tabla 2.13. Características geotécnicas de los materiales de escombrera		
Densidad (g/cm ³)	Cohesión (kg/m ²)	Ángulo Rozamiento (°)
2,00	0,001	37,50

Para calcular la **estabilidad del dique de la balsa de estériles** se han empleado los mismos parámetros de cálculo, simulando un dique construido con materiales tipo TDU. En este caso se obtiene un valor del factor de seguridad de 1,534, bajo condiciones de saturación por nivel freático en el dique (Fig. 2.28). Por lo tanto este estudio preliminar indica que el dique definido se mantiene estable.

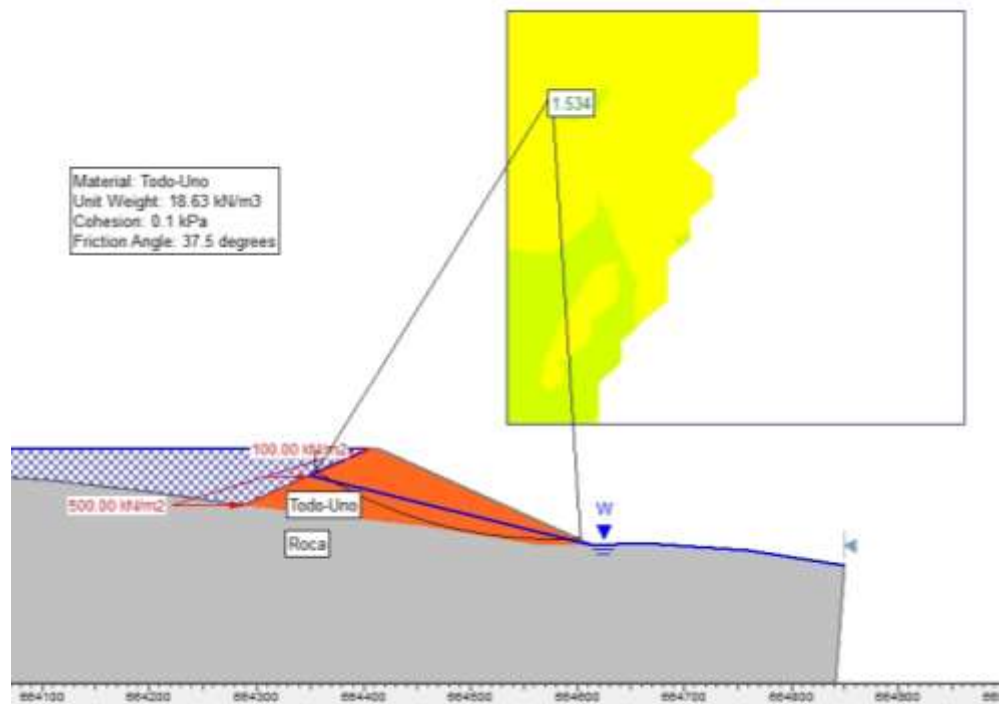


Figura 2.28. Análisis de estabilidad de diques de balsas.

2.2.2.5. CARTOGRAFÍA DE LA ANTIGUA GALERÍA DE TRANSPORTE

La antigua galería de transporte de la mina posee unos 400 m de longitud total, cuenta con un emboquille al norte de las antiguas instalaciones mineras y su trazado llega hasta el interior de la corta. Dicha galería fue debidamente acondicionada y estudiada en detalle, realizando la cartografía geológica a escala 1:50 y muestreada para Sn, Nb y Ta, con los resultados que se observan en la Figura 2.29 y la Tabla 2.14.

Tabla 2.14. Leyes medias de Sn, Nb y Ta en la galería de transporte.

Galería	Nb Promedio (ppm)	Sn_Promedio (ppm)	Ta_Promedio (ppm)
	66,00	630,00	76,00

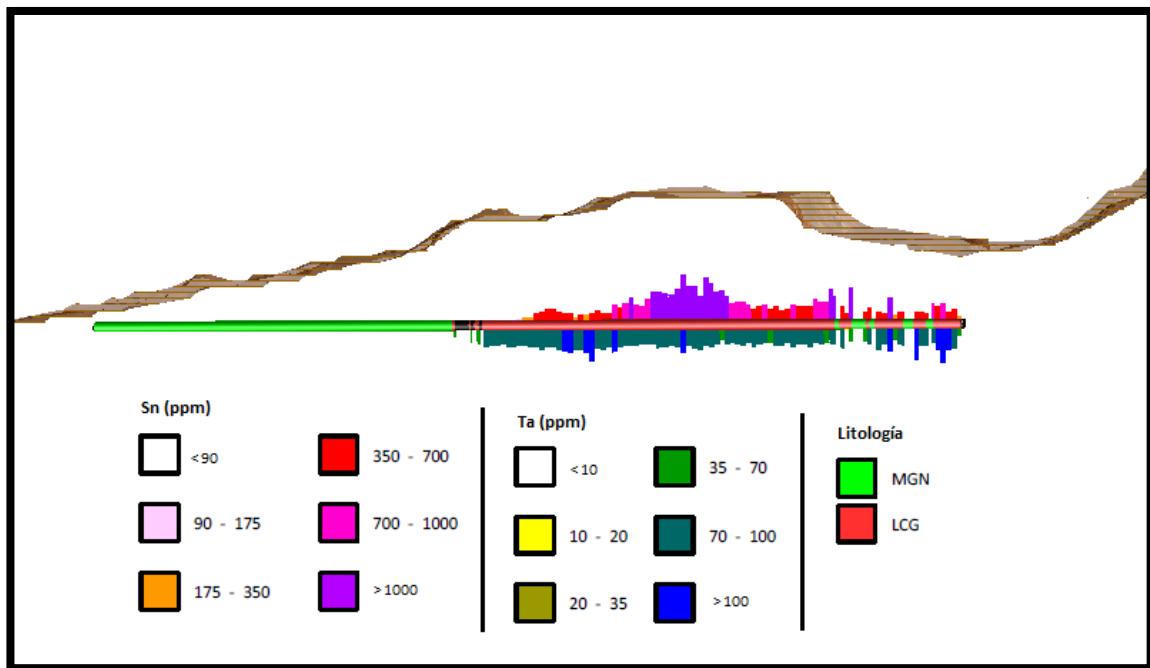


Figura 2.29. Esquema de litología/ley de Sn y Ta en la galería (MGN: gneis glandular, LCG: leucogranito).

2.2.2.6. MUESTREO DE ROCA

Muestreo de los sondeos: todos aquellos tramos de los testigos que se encontraban mineralizados fueron muestreados para su posterior análisis geoquímico. Las muestras fueron tomadas con un máximo de 2,5 m de longitud y un mínimo de 50 cm, respetando los contactos litológicos. Para controlar la posible dispersión de la mineralización se tomó una muestra del estéril en contacto con la litología mineralizada (ver resultados en Tabla 2.8).

Todos los testigos mineralizados fueron cortados por la mitad de forma perpendicular a los contactos litológicos, de modo que una de las mitades del testigo fue enviada al laboratorio para su análisis, mientras que la otra mitad se conservó en la caja como registro. El muestreo queda siempre marcado en la caja porta-testigos con la referencia asignada a cada muestra (Fig. 2.30).



Figura 2.30. Cajas de testigos con el muestreo ya marcado y etiquetado.

Muestreo en canal de la corta y la galería: se ha muestreado, además, el leucogranito mineralizado superficialmente, en concreto, en los taludes orientales y los afloramientos del centro de la corta, así como el que se encuentra en la antigua galería de transporte, mediante la toma de muestras en canal (Fig. 2.31). La metodología de muestreo fue la misma que en el caso de los sondeos, realizando rozas continuas de 2,5 m de longitud que suponían entre 8 y 9 kg/muestra. Así, en la corta se tomaron 192 muestras, sumando un total de 475,5 m muestreados, cuyos resultados analíticos se recogen en la Tabla 2.15. Por su parte, en la galería de transporte se tomaron 99 muestras, que suponen un total de 228,52 m (ver Tabla 2.14).



Figura 2.31. Localización de las rozas correspondientes al muestreo en canal de la corta.

Tabla 2.15. Leyes medias de Sn, Nb y Ta del muestreo en canal de la corta.

Roza	Nb_Promedio (ppm)	Sn_Promedio (ppm)	Ta_Promedio (ppm)	Roza	Nb_Promedio (ppm)	Sn_Promedio (ppm)	Ta_Promedio (ppm)
R01	60,35	398,30	79,96	R14	71,19	792,25	81,43
R02	71,24	458,29	86,61	R15	39,45	806,30	52,21
R03	65,87	528,38	86,07	R16	43,10	147,92	28,80
R04	63,80	566,00	81,85	R17	80,14	1.149,87	120,57
R05	64,60	405,33	75,20	R18	63,28	1.586,67	83,07

R06	66,03	395,00	69,93	R19	75,03	1.658,63	106,53
R07	73,57	386,30	77,46	R20	54,85	2.162,94	74,15
R08	92,84	458,52	99,14	R21	69,01	1.339,47	87,61
R09	84,52	518,91	91,05	R22	55,58	2.081,42	90,62
R10	80,78	727,23	98,22	R23	55,26	1.095,19	83,19
R11	59,93	107,63	51,81	R24	43,64	1.433,59	91,25
R12	75,43	1.097,13	107,59	R25	56,84	378,36	34,17
R13	80,83	814,60	100,93				

2.2.2.7. ANÁLISIS QUÍMICO

Las muestras fueron enviadas al laboratorio certificador (ALS Chemex.), donde se realizó el proceso de preparación de las muestras y el análisis correspondiente. La fase de preparación en dicho laboratorio consta de un proceso de ordenamiento, secado, trituración, cuarteo, pulverización y preparación para el análisis (Fig. 2.32).

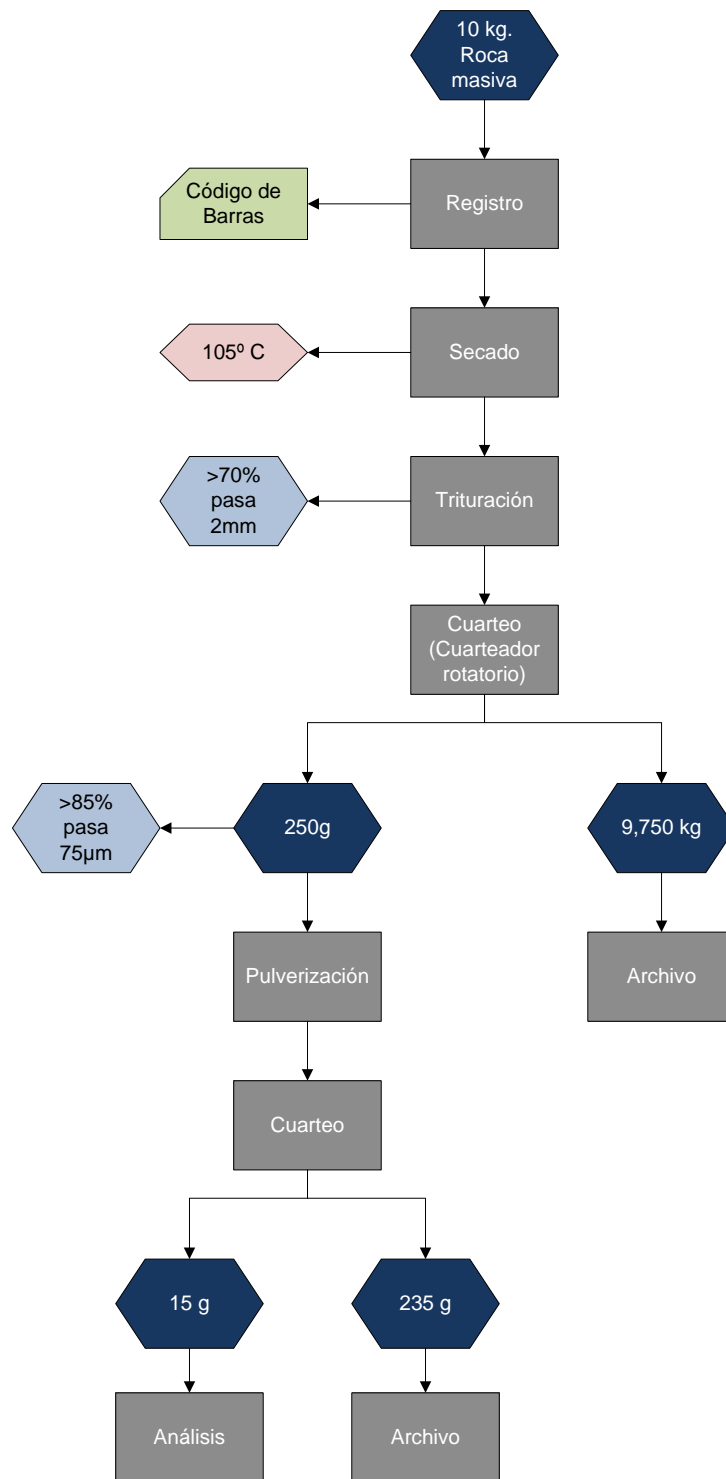


Figura 2.32. Proceso de preparación de muestras de ALS Chemex.

Los análisis de elementos menores y trazas (que incluyen las Tierras Raras: REE) fueron realizados por ICP-MS, utilizando borato de litio para su fusión. Además, se analizó un 10% de las muestras mediante fluorescencia de rayos X (XRF) como medida de control.

Con fines clasificatorios y para cuantificar la proporción de minerales industriales con posibilidad de ser comercializables, se analizaron los elementos mayores (SiO_2 , Al_2O_3 , TiO_2 , Fe_2O_3 , MnO , MgO , CaO , Na_2O , K_2O y P_2O_5) del leucogranito. En la primera campaña de sondeos se analizaron por XRF, técnica que fue sustituida por ICP-AES en las siguientes campañas, utilizando siempre un método de fusión con borato de Li. Puntualmente se ha analizado por volumetría el contenido en FeO para estimar el estado de oxidación del leucogranito. En la parte inicial de la campaña de perforación se analizaron los elementos mayores en la totalidad de muestras de cada sondeo, que posteriormente se redujo hasta el 20% de las muestras y solo en aquellas de leucogranito. En total fueron analizadas 1.015 muestras para la valoración de los elementos mayores, sin contar los materiales de referencia.

Los resultados analíticos certificados, el informe granulométrico, así como los datos internos de las muestras de control de calidad del laboratorio (estándares certificados, blancos y duplicados), son enviados al solicitante de los análisis.

Los métodos analíticos descritos anteriormente se recogen en detalle en el Anexo IV.

2.2.2.8. CONTROL DE CALIDAD (QA/QC)

Para controlar que los resultados del laboratorio sean veraces, y con el objetivo de cumplir los estándares de calidad definidos por la normativa canadiense NI 43-101 (norma de divulgación de los proyectos mineros de “*Canadian Securities Administrators*”) para la certificación de los recursos minerales presentes en el yacimiento de Penouta, se ha llevado a cabo un exhaustivo control de calidad introduciendo una serie de muestras de referencia desconocida para el laboratorio.

Las muestras de referencia utilizadas han sido: blancos (muestras sin mineralizar), muestras estándar (con mineralización conocida) y duplicados (muestras repetidas que se pueden insertar desde el momento de la testificación como en fases intermedias del proceso de laboratorio y así controlar todo el proceso).

Cada tipo de muestra de control de calidad tiene una función clara: la inserción de blancos ayuda a indicar una posible contaminación, la inserción de muestras estándar de mineralización conocida y certificada, da una idea de la exactitud del laboratorio analítico, mientras que los duplicados, tanto de campo como de preparación, indican la precisión del laboratorio en el análisis, al tratarse de dos muestras semejantes que deberían dar resultados similares hasta la unidad.

Se han introducido los siguientes porcentajes de muestras de control de calidad en todo el conjunto de lotes enviados a análisis:

- Blancos: 2%
- Estándar: 5% de cada elemento de interés
- Duplicado de preparación: 2%
- Duplicado de campo: 2%

Una vez recibidos los resultados se realiza un análisis de los mismos mediante diferentes gráficas dependiendo del tipo de material de referencia (Fig. 2.33 a 2.36 y Anexo V).

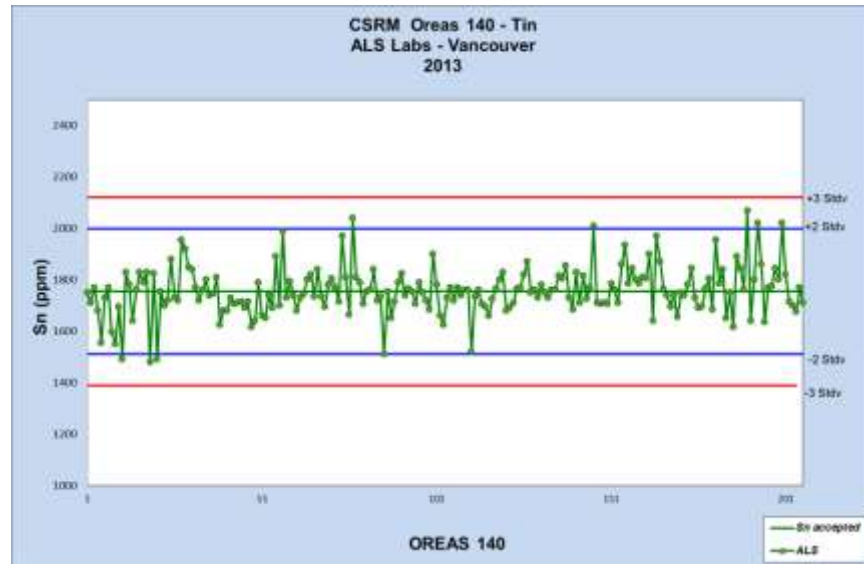


Figura 2.33. Ejemplo de gráfica de control de calidad para muestras estándar (mineralización conocida de Sn).

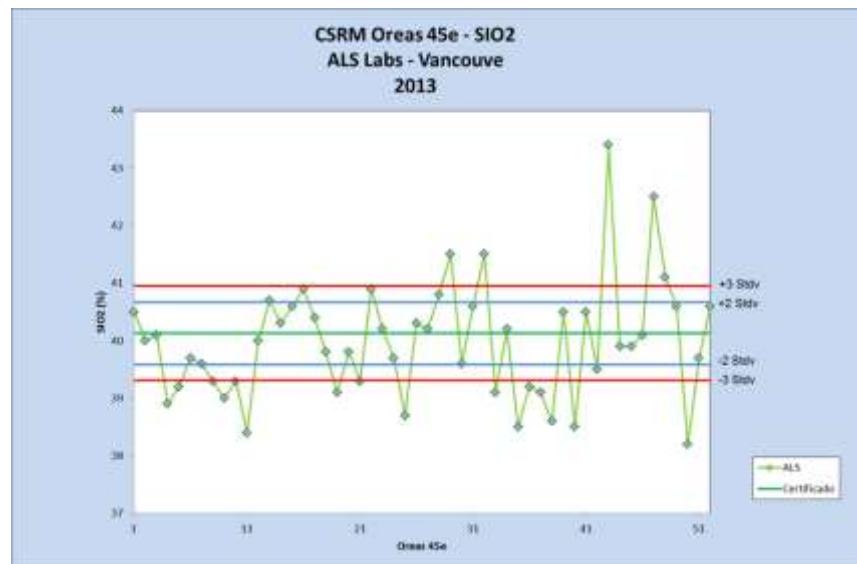


Figura 2.34. Ejemplo de gráfica de control de calidad para muestras estándar para la sílice.

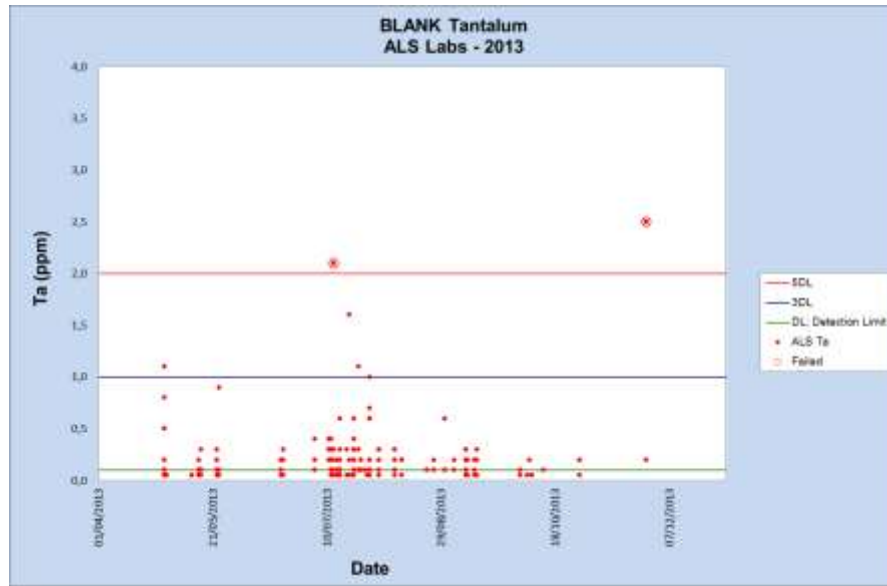


Figura 2.35. Ejemplo de gráfica de control de calidad para blancos (muestra sin mineralizar).

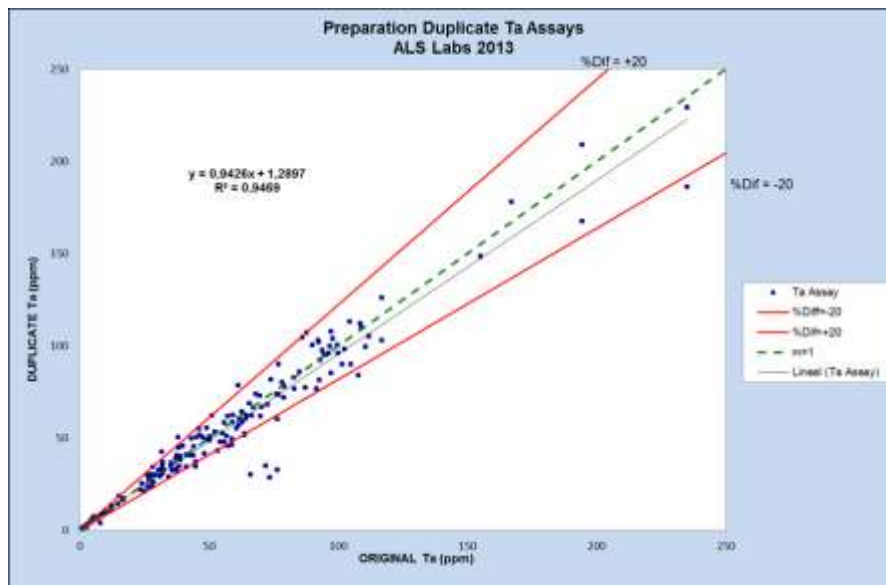


Figura 2.36. Ejemplo de gráfica de control de calidad para muestras de duplicados (mineralización repetida).

Las reglas de control de calidad vienen descritas en la Tabla 2.16. En el caso de las muestras que no cumplen dichas reglas se realizan nuevos análisis de las muestras adyacentes entre las muestras de referencia que hayan cumplido el control de calidad.

Tabla 2.16. Reglas de control de calidad.			
Regla	Tipo de Muestra QC	Medida QC	Descripción
1	Blanco	Contaminación	El resultado de un blanco <u>5 veces mayor</u> que el límite de detección del análisis utilizado es un error.
2	Estándar	Exactitud	El resultado de un estándar mayor o menor que <u>3 desviaciones estándar</u> a su valor medio es un error.
3	Estándar	Exactitud	Los resultados de <u>2 estándares adyacentes</u> (mismo lado) mayores o menores que <u>2 desviaciones estándar</u> a sus valores medios representan un error.
4	Duplicado de campo	Precisión	% <u>Diferencia >20%</u> y <u>HARD >10%</u> serán investigados.
5	Duplicado de preparación o pulverización	Precisión	% <u>Diferencia >20%</u> y <u>HARD >10%</u> serán investigados.

Como última medida de control de calidad para la verificación de datos, se envió el 2% de las muestras a otros laboratorios también certificados (Bureau Veritas y SGS) y se analizaron mediante métodos idénticos a los utilizados por el laboratorio base.

2.2.2.9. ESTUDIOS PETROGRÁFICOS Y MINERALÓGICOS

Con el fin de caracterizar la mineralogía del yacimiento, se han tomado numerosas muestras, tanto de testigos de roca, como de arenas de la balsa de estériles y muestras de mano, para llevar a cabo estudios petrográficos y mineralógicos. Dichos estudios han sido desarrollados en la Universidad de Salamanca (Departamento de Geología), donde se elaboraron más de 500 láminas delgadas (fundamentalmente de muestras mineralizadas),

que fueron estudiadas mediante microscopía óptica para su descripción petrográfica y el estudio granulométrico de detalle.

Las descripciones petrográficas han servido para establecer la secuencia paragenética de los minerales que componen la mena y la ganga del depósito de la Mina de Penouta, relacionándolos con tres etapas principales de formación del yacimiento: magmática, postmagmática y supergénica (Fig. 2.37). Con respecto a la mena es necesario reseñar el carácter únicamente magmático de la columbo-tantalita, siendo la casiterita, al igual que el berilo, fases magmáticas y postmagmáticas. También cabe mencionar la probable dualidad del caolín, que podría haberse desarrollado en una etapa postmagmática (básicamente hidrotermal de baja temperatura) que afectaría al granito en profundidad, aunque no se puede descartar su génesis también en una etapa meteórica, que afectaría básicamente a la parte superior del cuerpo granítico, aspecto que es muy corriente en los granitos albiticos mineralizados (granito de Golpejas, Nuweibi o Abu Dabbad en Egipto, entre otros).

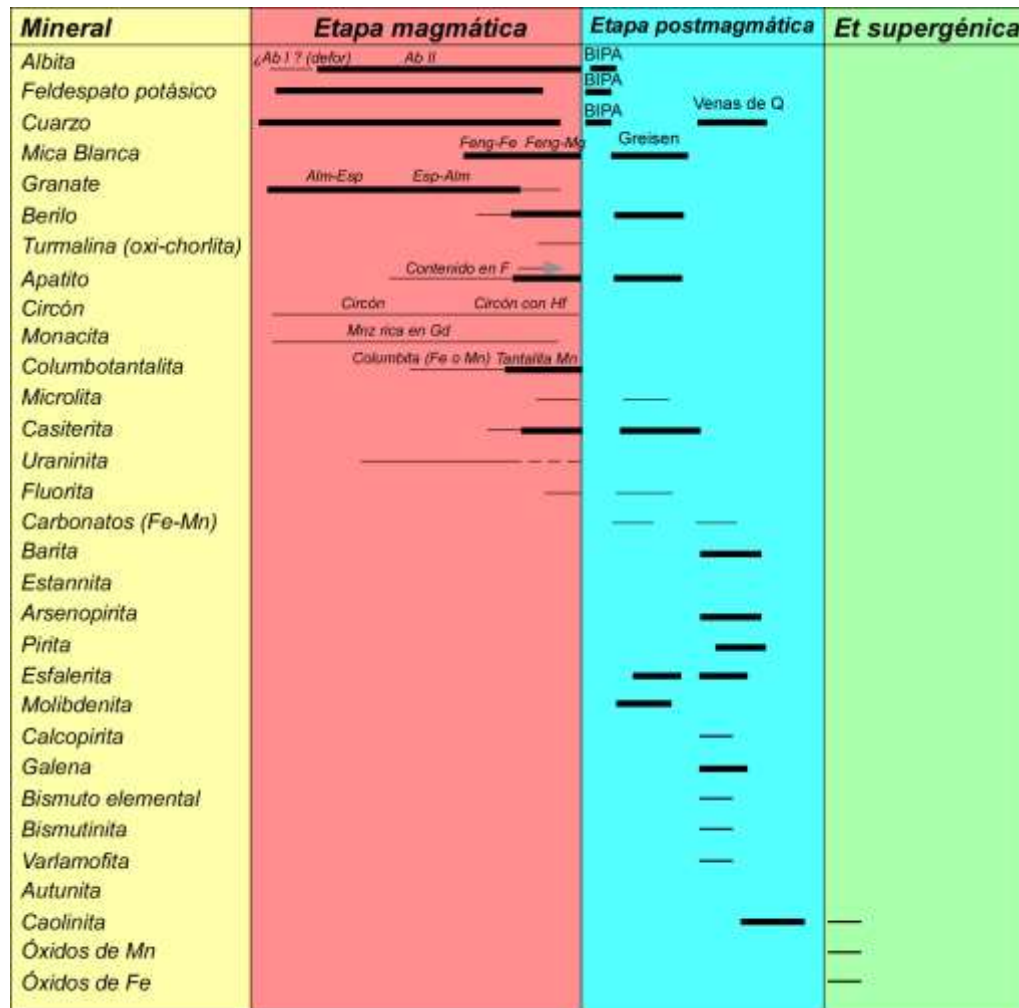


Fig. 2.37. Secuencia paragenética del granito de Penouta y rocas asociadas: BIPA, greisen y venas.

El estudio petrográfico ha posibilitado la caracterización de la granulometría de la columbo-tantalita y casiterita del granito mineralizado y balsas de estériles. En este sentido, las granulometrías entre 40 y 120 micras son las más frecuentes en la columbo-tantalita y entre 50 y 200 micras las más abundantes de la casiterita en el granito mineralizado (Fig. 2.38). De igual modo, se ha constatado que el tamaño de grano de la columbo-tantalita suele disminuir con la profundidad (Fig. 2.39), aspecto interesante desde un punto de vista de la explotación del granito mineralizado, ya que la liberación sería más sencilla en la parte apical que en profundidad.

A partir del estudio petrográfico ha sido también posible estimar cual es la incidencia de cada fracción granulométrica al peso de Nb-Ta y Sn de la roca mineralizada (Fig. 2.38). Curiosamente, las fracciones que aportan una mayor proporción de Nb-Ta son las de 560-580 μm (muy infrecuente) y 180-200 μm , en la línea de la casiterita, ya que las fracciones realmente escasas mayores de 1 mm son las que mayor peso proporcionan al total de Sn de la roca (Fig. 2.38).

Con esta técnica también se ha podido establecer el grado de liberación de la columbo-tantalita y de la casiterita para diferentes fracciones de los materiales de las balsas (Fig. 2.40). Para el caso de la primera, son las fracciones entre 40 y 180 μm las que presentan un grado de liberación mayor del 80%, valor que es casi idéntico al grado de liberación de la casiterita para esas fracciones y que empeora progresivamente al aumentar el tamaño de grano.

Con el fin de caracterizar químico-mineralógicamente las especies minerales que componen el granito y la balsa de estériles, se han realizado microanálisis mediante microscopía electrónica de barrido ZEISS DSM 940 equipado con EDX Z II y sistema Tracor Northern, del Servicio General de Microscopía Electrónica de la Universidad de Salamanca. Para cuantificar de manera cuantitativa y más precisa estas especies se ha empleado una microsonda electrónica Cameca SX-100 de los Servicios Científico-Técnicos de la Universidad de Oviedo. La identificación y cuantificación de arcillas y minerales industriales ha sido llevada a cabo también en la Universidad de Salamanca mediante un Difractómetro de Rayos X tipo Bruker D8 Advance, operando a 25 °C y 30 kV.

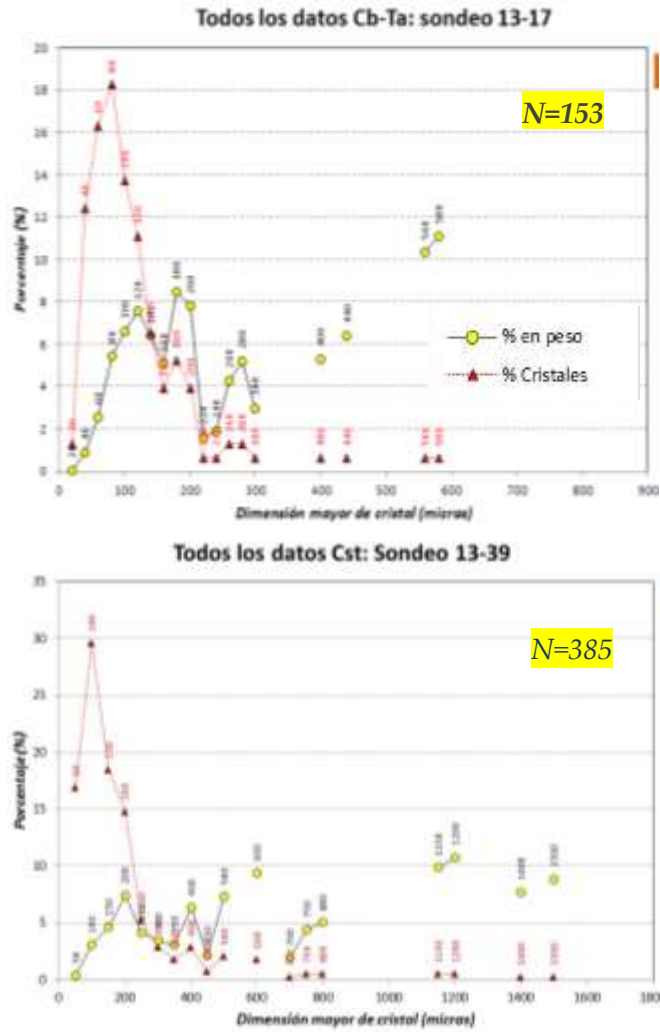


Figura 2.38. Distribución granulométrica (% cristales) y estimación del porcentaje en peso de cada fracción (% en peso) de la columbo-tantalita (arriba) y de la casiterita (abajo). Los números encima de cada símbolo se refieren al tamaño de grano y N es el número de medidas.

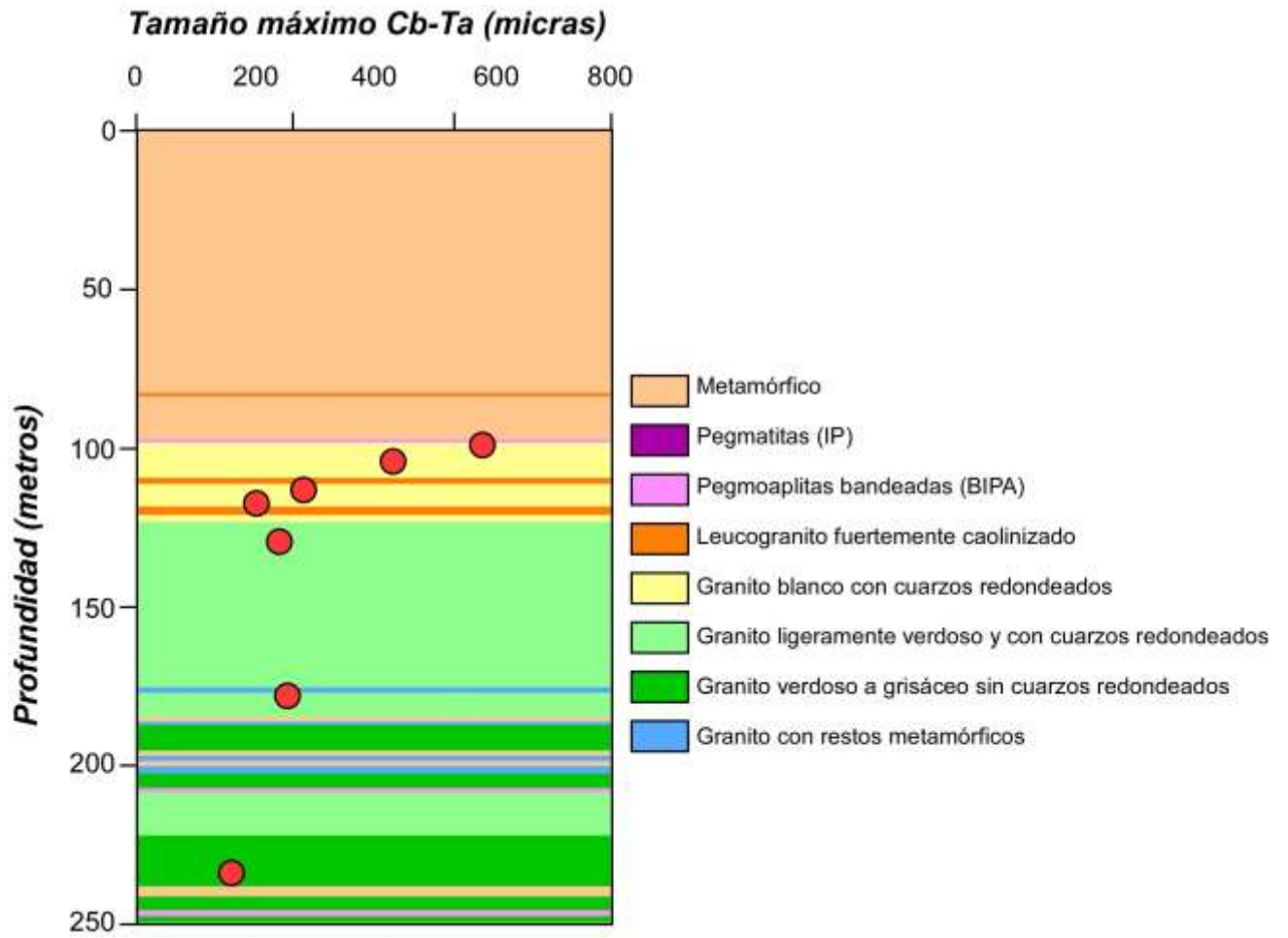


Figura 2.39. Distribución del tamaño máximo de la columbo-tantalita en la vertical en el granito mineralizado.

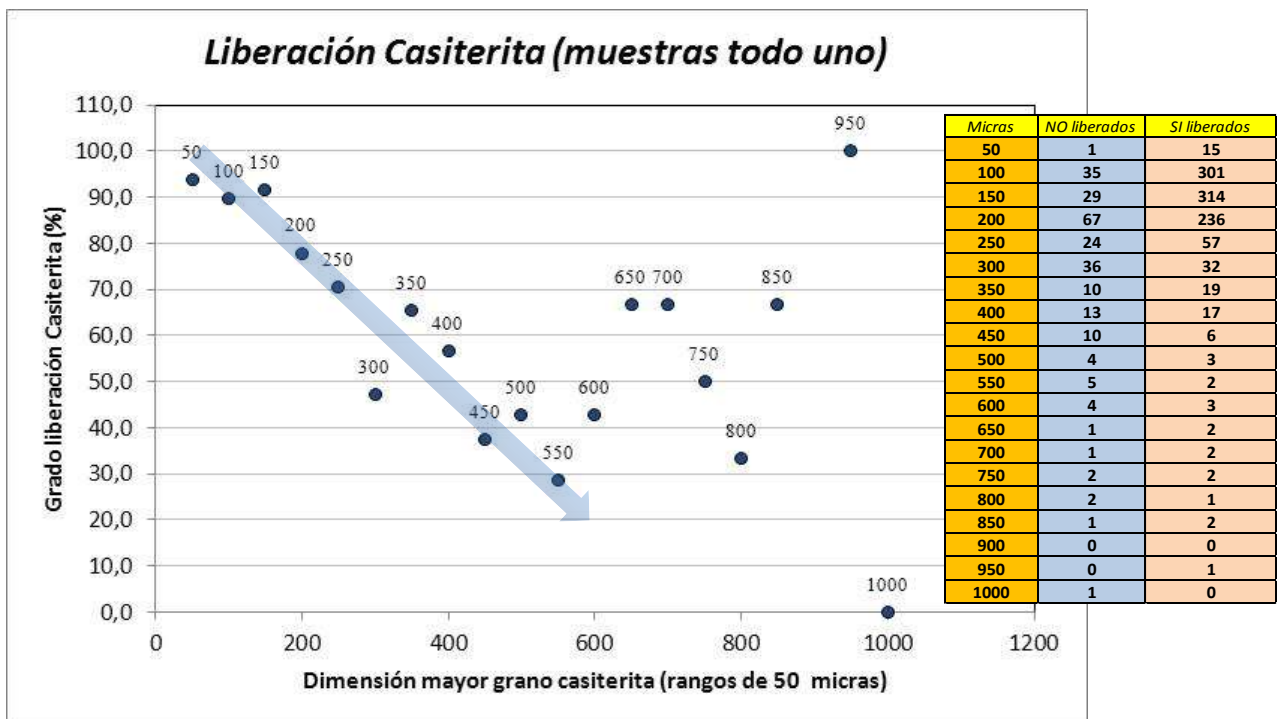
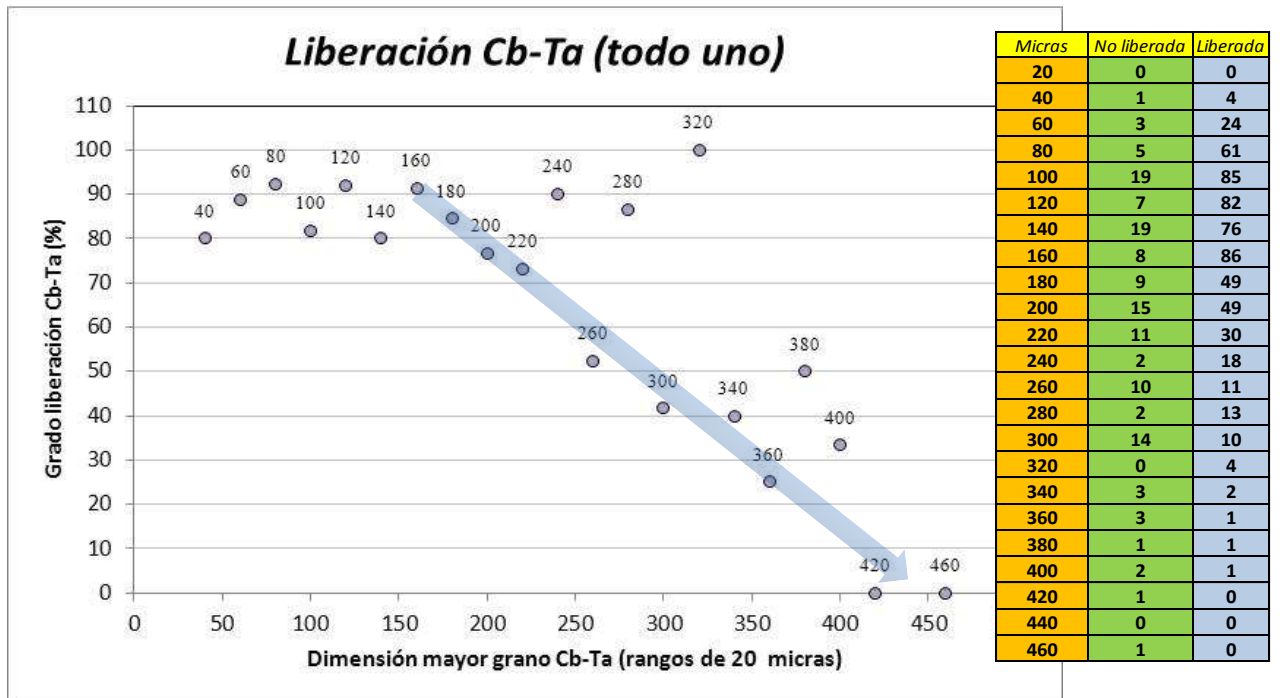


Figura 2.40. Diagramas grado de liberación fracción de columbo-tantalita (arriba) y de casiterita (abajo). Cada punto representa a una fracción de cristales que comprende un total de 20 μm en la columbo-tantalita y 50 μm en la casiterita.

2.2.3. MODELO CONCEPTUAL DEL YACIMIENTO DE PENOUTA

Una vez estudiada la geología de la zona y presentadas las herramientas utilizadas en todos los trabajos pre-operacionales realizados para el conocimiento del yacimiento, es el momento de, con la información recopilada, desarrollar un modelo conceptual sobre la génesis del yacimiento, no solo de los minerales de la mena sino también de la ganga, ya que en esta última se encuentran los minerales industriales. Debido a que el Ta, la mayor parte del Sn y los minerales industriales se localizan en el granito mineralizado, este cuerpo tiene un mayor interés intrínseco, tanto económico como genético, que el greisen y otras rocas mineralizadas del yacimiento, siendo esta la causa por la que se ha ahondado, fundamentalmente, en el estudio de la génesis de este último. Básicamente se tratarán de abordar cual es la forma de yacer de este granito, así como establecer las variaciones composicionales de roca total, químico-mineralógicas que puedan aparecer, tanto en la vertical como lateralmente en el cuerpo granítico mineralizado.

2.2.3.1. FORMA DE YACER DEL GRANITO DE PENOUTA

La idea que se tenía del granito de Penouta en los años 80 era de una apófisis granítica (ver Mangas y Arribas, 1987; Fig. 2.41) donde se registraba en la parte de cúpula un proceso metasomático que producía la albitización y la mineralización del granito. Estas ideas probablemente surgieron al no tener sondeos lo suficientemente profundos que cortaran el muro del granito. En otros granitos mineralizados en Ta, Nb y Sn, como el granito de Golpejas, se llegó a alcanzar el muro del granito, lo que permitió a Mangas y Arribas (1987) y más recientemente al ITGE (2000) determinar su forma de yacer. Este granito es un cuerpo más o menos tabular paraconcordante con la estratificación y por tanto muy diferente a la forma inferida del granito de Penouta.

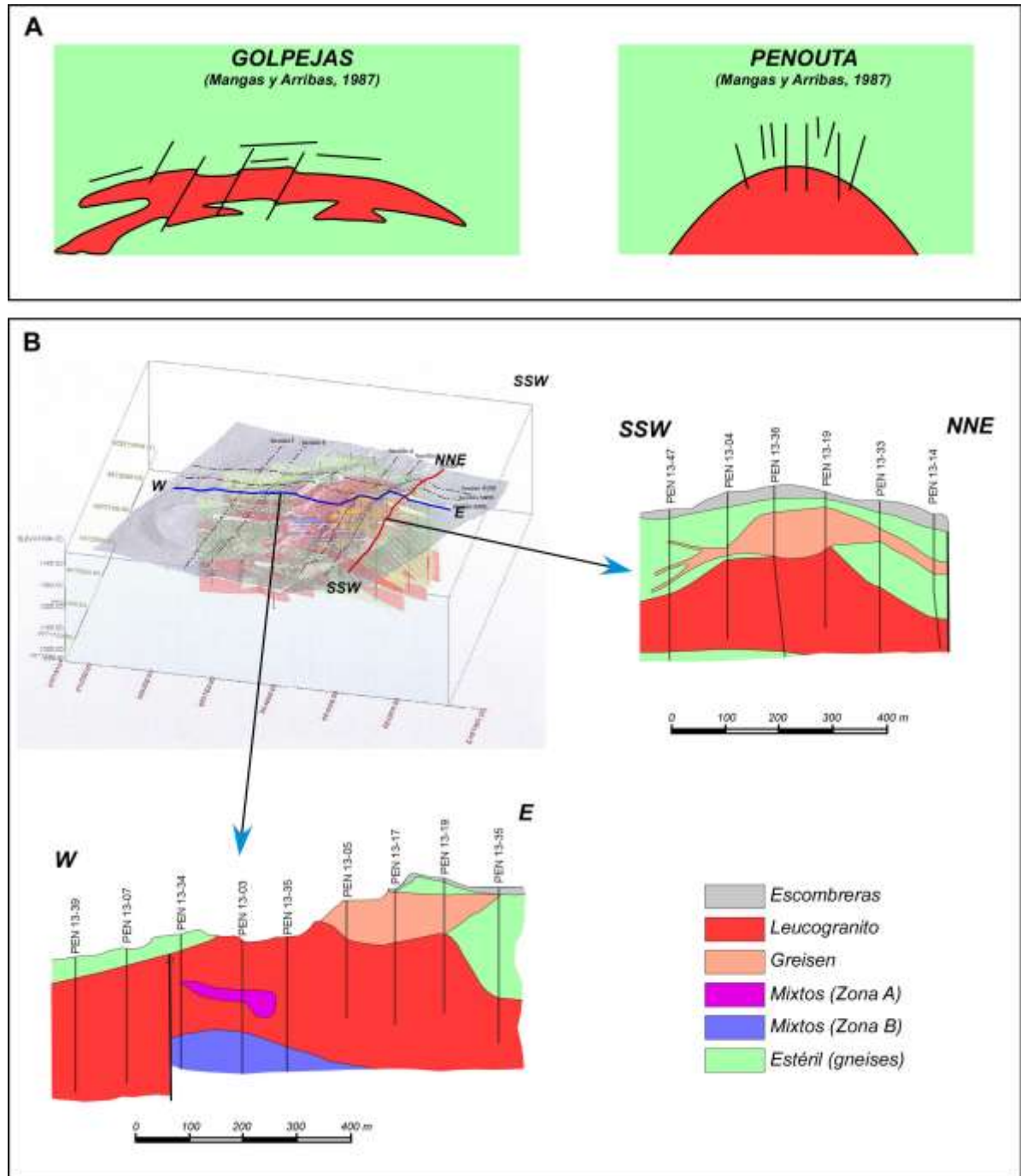


Figura 2.41. A: Forma de yacer del granito de Golpejas y Penouta según Mangas y Arribas (1987). **B:** Aspecto del granito de Penouta a tenor de los últimos sondeos realizados, que recuerdan más a una lámina que a una apófisis granítica. Las grafías denotadas como PEN 13 se refieren a los números de sondeos.

Los sondeos desarrollados en este estudio han permitido cortar el muro del granito de Penouta y, aunque no se conoce en toda su extensión la forma del granito, los datos disponibles apuntan más bien a una forma laminar en lugar de una apófisis granítica (Fig. 2.41 y Anexo 6). Este hecho es coherente con la baja viscosidad que parecen presentar los fundidos ricos en F, como el de Penouta y Golpejas, lo que provoca en estos magmas un comportamiento similar al de los magmas básicos que tienden a fluir en su lugar de emplazamiento, dando lugar a sills en vez de apófisis. La razón para esta baja viscosidad de los fundidos ricos en F se debe a que el F reacciona con los enlaces Si-O-Si para formar enlaces Si-F, con la ruptura subsecuente de la estructura del fundido (ver Manning, 1981).

2.2.3.2. VARIACIONES QUÍMICO-MINERALÓGICAS EN LOS MINERALES DE LA MENA Y DE LA GANGA EN EL GRANITO DE PENOUTA

a) Minerales de la Mena

i. Óxidos de Nb-Ta

Con fines comparativos y para poder así tener un posible mayor rango de variación composicional en estas fases minerales, se han comparado los óxidos de Nb-Ta (prácticamente siempre columbo-tantalitas) de dos sondeos muy contrastados composicionalmente y topográficamente: sondeo PEN 13-17 y PEN 13-39. El primero es un sondeo que composicionalmente es más evolucionado y corresponde a una porción de granito apical. El segundo es más profundo y menos evolucionado composicionalmente. Las imágenes electrónicas obtenidas con la microsonda electrónica constatan las diferencias de tamaño entre las columbo-tantalitas de ambos sondeos, más grandes generalmente en el sondeo más superficial, y manifiestan un patrón de zonación química más complejo en el sondeo más evolucionado (Fig. 2.42). A grandes rasgos, existe un patrón de zonación sencillo que se traduce en núcleos ricos en Nb y bordes más ricos en Ta (Fig. 2.43-2.45), zonación que es típica de leucogranitos albíticos mineralizados (ver, por ejemplo, Helba et al. 1997; Huang et al. 2002). Los núcleos son siempre columbitas y los bordes columbitas y tantalitas, siendo siempre tantalitas con Fe en el sondeo profundo y tantalitas con Mn en el

superficial (Figuras 2.43 y 2.44). El patrón de variación con la profundidad se muestra en la Figura 2.45, con una disminución del contenido en Ta hacia las partes intermedias del cuerpo, que sube de manera intensa en la parte apical del cuerpo. Este aumento del contenido en Ta ha sido tradicionalmente explicado por la diferente solubilidad del Nb y Ta en un fundido peraluminico, mayor en el Ta (Linnen y Kepler, 1997).

ii. Casiterita

La composición de las casiteritas de la Mina de Penouta es similar en todo el leucogranito, siendo el Nb y Ta, y en menor proporción el Fe y Mn, los elementos que presentan una cierta variabilidad. Los contenidos en Nb y Ta son típicos de casiteritas magmáticas y son muy similares a los de otros granitos albiticos mineralizados como el de Pitinga en Brasil (Costi et al. 2009). A nivel cristalino, los cristales presentan mayores contenidos en Nb hacia el centro y mayores contenidos en Ta hacia los bordes, en línea con la zonación de las columbo-tantalitas y la diferente solubilidad del Nb y Ta en un fundido peraluminico, como se ha tratado con anterioridad.

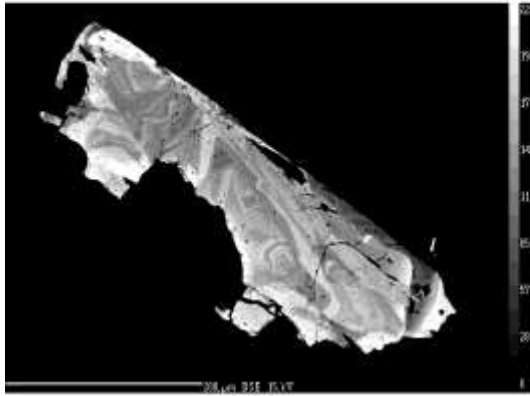
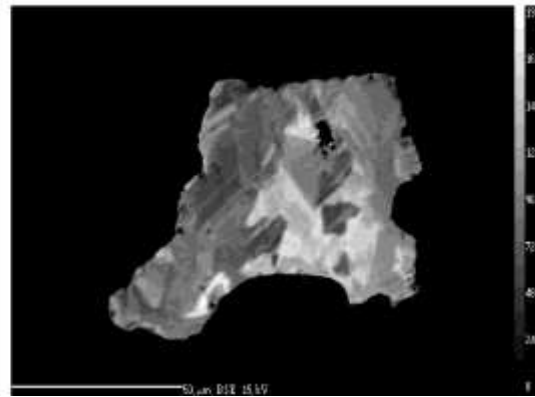
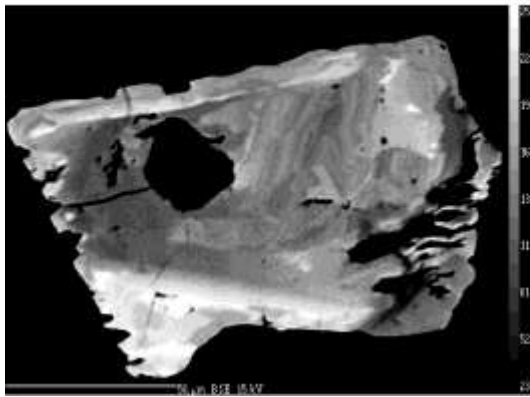
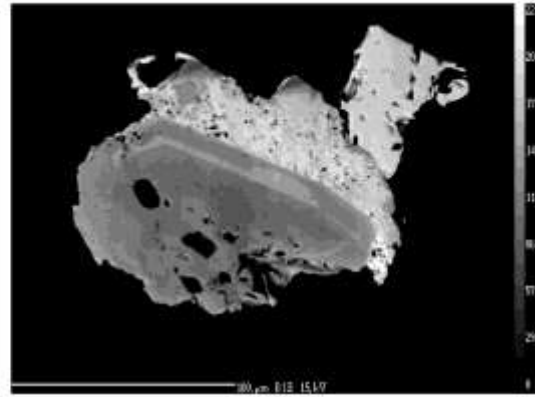
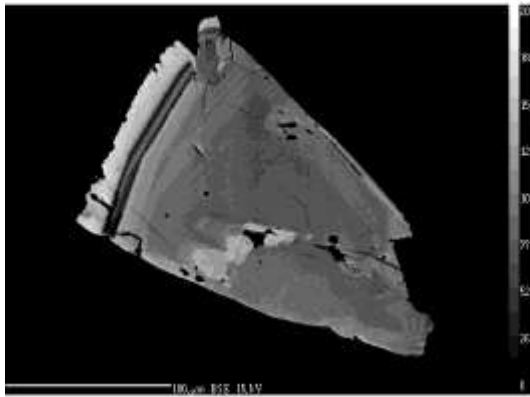
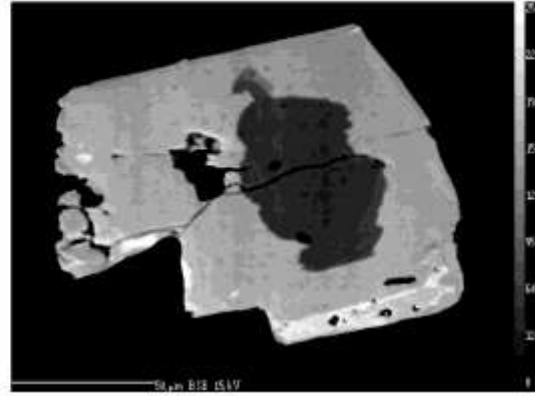
Sondeo PEN 13-17**Sondeo PEN 13-39**

Figura 2.42. Imágenes electrónicas de columbo-tantalitas de los sondeos PEN 13-17 (columna izquierda) y PEN 13-39 (columna derecha). Las partes más oscuras de los cristales son más ricas en Nb que las partes blancas, más ricas en Ta. Nótese el gran tamaño de la columbo-tantalita situada a menor profundidad (foto superior izquierda).

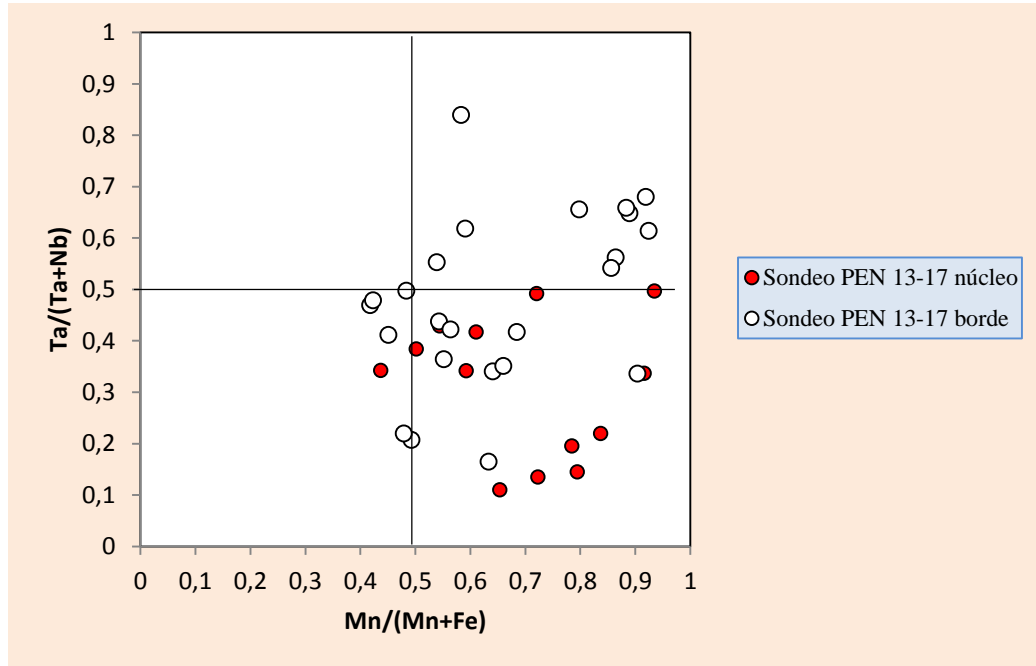


Figura 2.43. Composición de los núcleos y bordes de las columbo-tantalitas del sondeo PEN 13-17 (sondeo somero) en el cuadrilátero de la columbita.

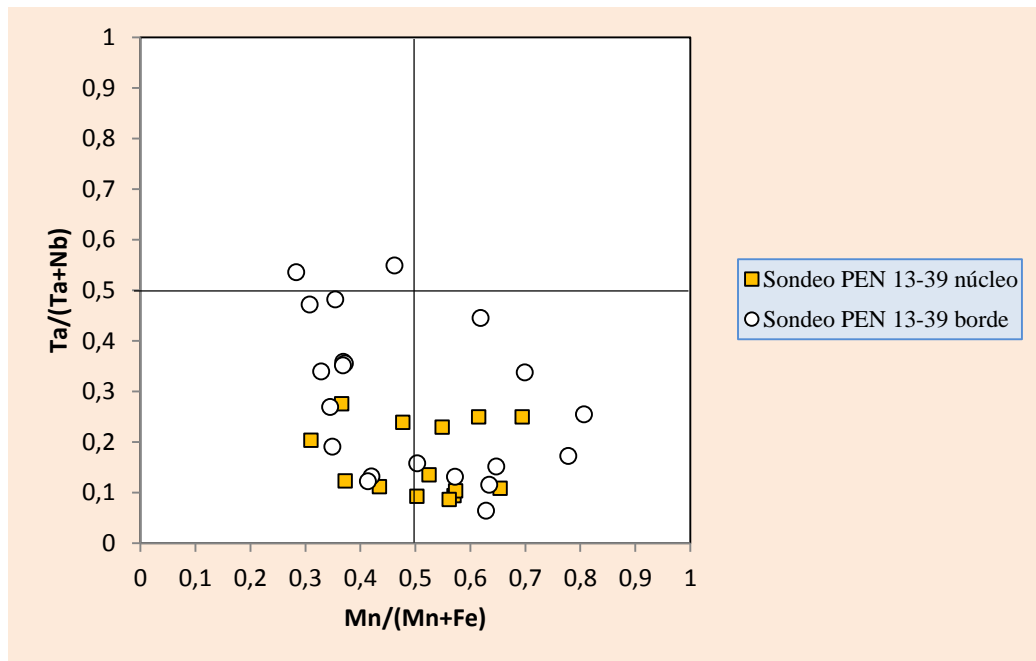


Figura 2.44. Composición de los núcleos y bordes de las columbo-tantalitas del sondeo PEN 13-39 (sondeo profundo) en el cuadrilátero de la columbita.

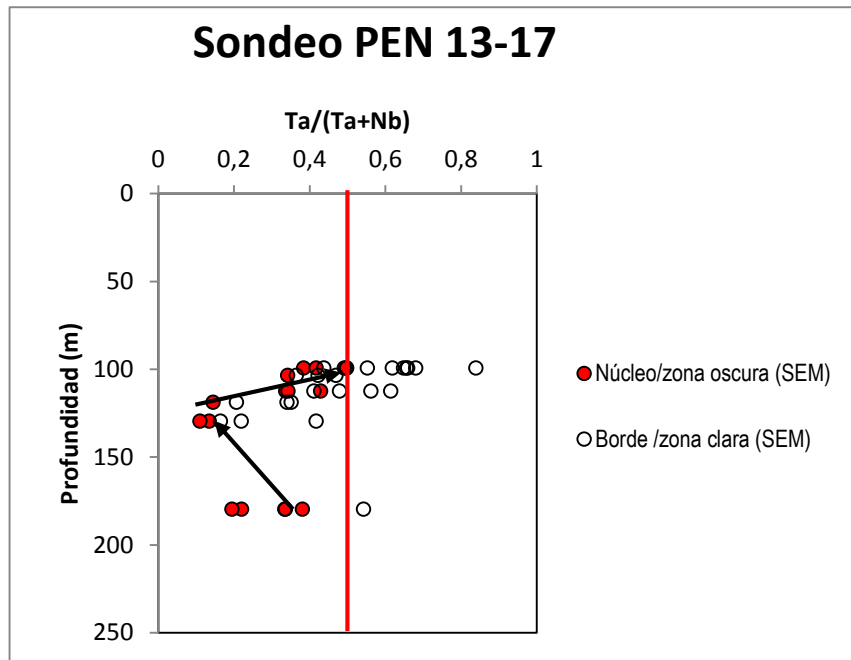


Figura 2.45. Variación del contenido en Ta de los núcleos y bordes de columbita y tantalita con la profundidad. La línea roja separa el campo de la columbita (izquierda) del de la tantalita (derecha).

b) Minerales de la ganga

i. Mica blanca

Lo más reseñable de este mineral es su diferencia de color en función de su ubicación, con un tono verdoso oscuro en profundidad que pasa a ser más claro en las zonas apicales. Estas diferencias de color obedecen a su diferente composición química, más férrica en profundidad y más magnésica en la parte apical del granito, siendo equivalente esta última, al menos composicionalmente, a la mica del greisen (Fig. 2.46).

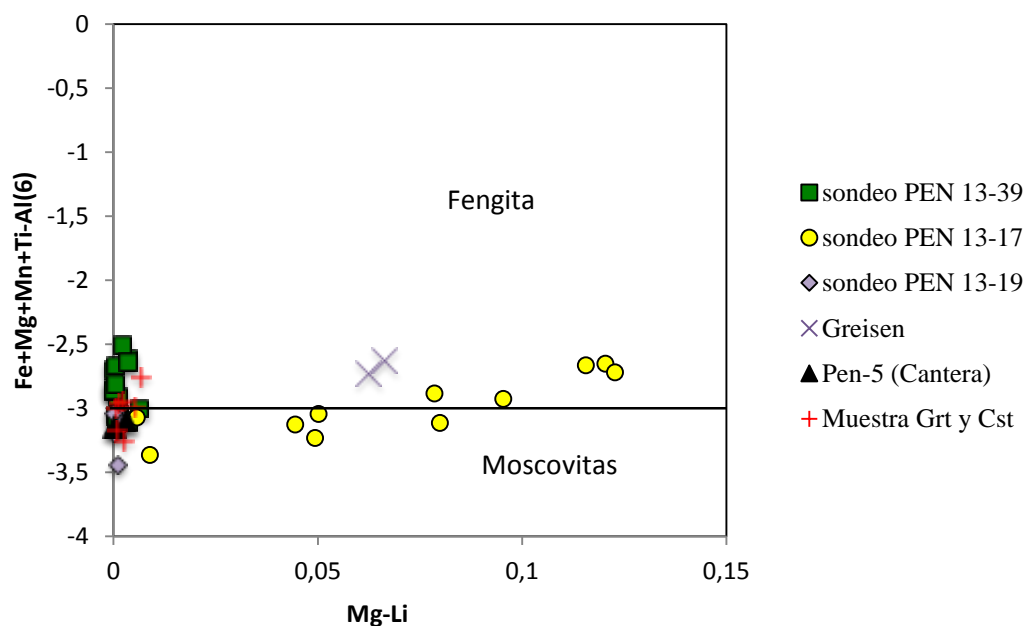


Figura 2.46. Diagrama de Tischendorf et al. (2004) para la clasificación de micas blancas.

ii. Albita

Es una fase mineral abundante en todo el leucogranito. Presenta un rango composicional muy estrecho (Ab_{97-98}) y no se han observado diferencias composicionales entre albitas de diferentes partes del leucogranito. Existe, sin embargo, una clara diferencia en su distribución, con una abundancia de hasta el 68 % en peso en la parte apical (Fig. 2.47), que baja hasta el 35 % en peso en las partes más profundas.

iii. Cuarzo

Es también una fase mayoritaria en el granito y será beneficiado como mineral industrial. Al igual que ocurre con la albita, su abundancia varía con su ubicación, que en este caso es contraria a la de la albita, es decir, es más abundante en profundidad (hasta el 37% en peso) que en su parte más somera (hasta el 17 % en peso) (Fig. 2.47)

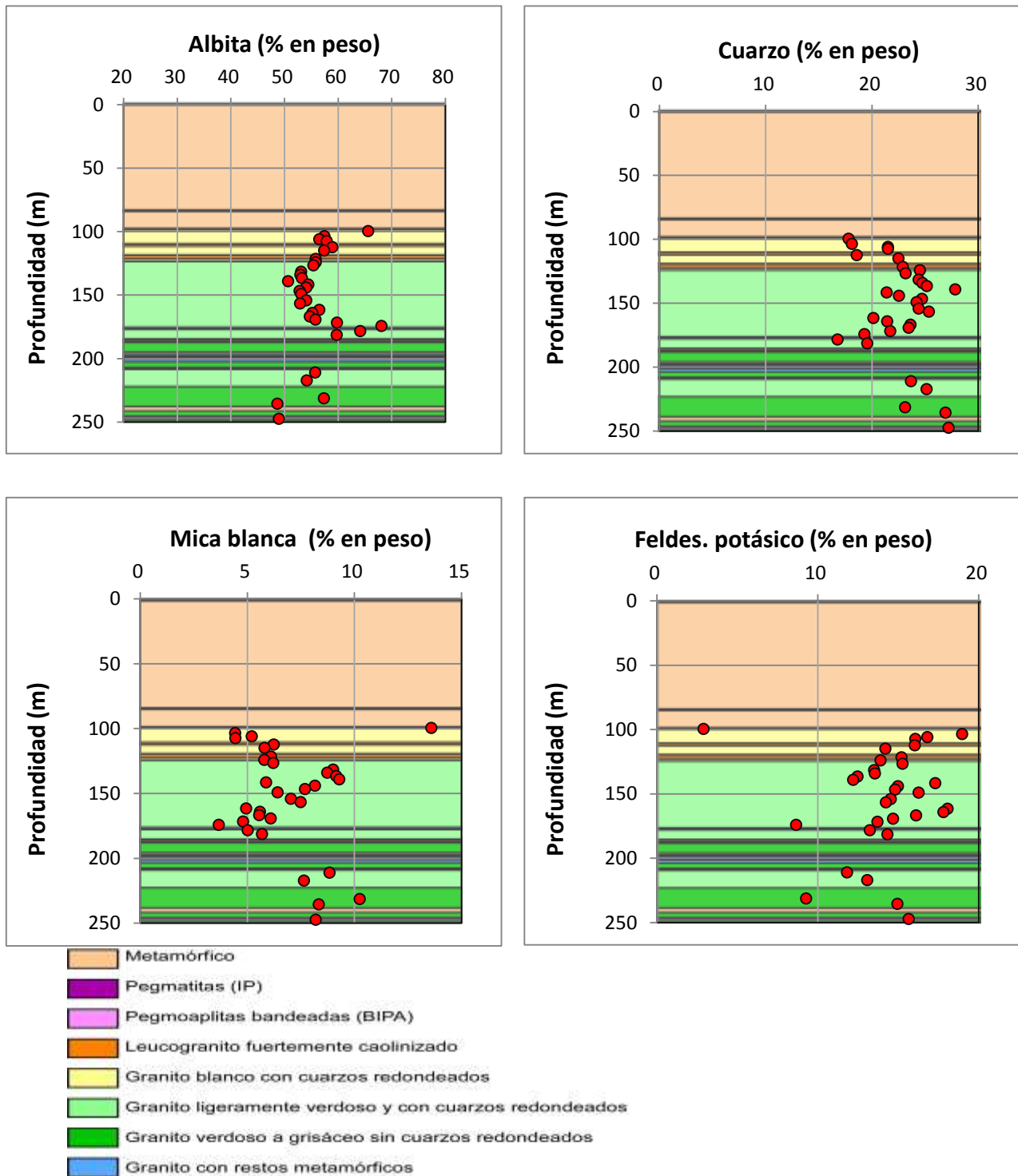


Figura 2.47. Variación en la vertical de la proporción de minerales industriales en la parte oriental del leucogranito. Las estimaciones de las proporciones minerales se han realizado con el programa MINSQ de Herrmann y Berry (2002).

iv. Feldespato potásico

Este mineral industrial presenta también un rango composicional limitado (Or_{92-98}), en parte debido a procesos de desmezcla (formación de pertitas). Su abundancia varía entre 16 y 9 % en peso, siendo su distribución en la vertical del cuerpo mineralizado contraria a la de la mica blanca (Fig. 2.47). Ya que esta última parece formarse a expensas del feldespato potásico de manera tardía se concluye que la distribución del feldespato potásico está fuertemente controlada por estos procesos post-magmáticos.

v. Granate

Es un mineral accesorio (<5%) que suele estar “fresco” en profundidad, mientras que en las partes apicales es común que se presente transformado a micas blancas. La composición es rica en Fe en profundidad ($\text{Alm}_{51}\text{Sp}_{44}$) y cambia progresivamente a un granate más rico en Mn en las zonas más someras ($\text{Sp}_{79}\text{Alm}_{13}$), probablemente en relación con el propio proceso de diferenciación del magma granítico que hizo disminuir el contenido en Fe y aumentar el del Mn de muro a techo del granito.

vi. Apatito

Es otro mineral accesorio con núcleos cristalinos empobrecidos en F con respecto a los bordes. De igual manera, los apatitos de zonas apicales son más ricos en F que los ubicados más en profundidad. Esto parece indicar que el contenido en F aumentó hacia las partes más someras del cuerpo granítico.

vii. Monacita

Esta fase presenta también diferencias morfológicas y composicionales dependiendo de su ubicación. Así, en profundidad se presenta en cristales prismáticos y en zonas más someras pueden aparecer en cristales fibroso-radiados. Las monacitas del granito son siempre ricas en Gd y pobres en Th, pero además, las más profundas presentan un mayor

contenido de Tierras Raras Ligeras (LREE) y menor contenido en Tierras Raras Pesadas (HREE) con respecto a las situadas en posiciones más someras. Existen también claras diferencias entre las monacitas del granito y aquellas del encajante, siendo las de este último ricas en LREE y Th.

viii. Circón

El circón del granito de la Mina de Penouta presenta características composicionales similares a las de otros granitos albiticos mineralizados con Sn, Ta y Nb, como el granito de Yichun y el de Ponte Segade (Huang *et al.* 2002; Canosa *et al.* 2012). Según el contenido en Hf se han diferenciado circones con Hf en las zonas superiores y circones s.s. en zonas más profundas.

ix. Berilo

Esta fase presente en todo el granito es más sódica en posiciones apicales y es sódica con Li en posiciones más profundas. El F ha resultado ser mayor en los berilos de posiciones más someras.

2.2.3.3. VARIACIONES COMPOSICIONALES DE LOS ELEMENTOS QUE COMPONEN LA MENA Y GANGA EN EL GRANITO MINERALIZADO

Desde un punto de vista geoquímico, el granito de Penouta al tener un índice $A/CNK > 1,1$ es un granito peraluminico, de feldespatos alcalinos (Fig. 2.48) de metales raros, pobre en P y con berilo.

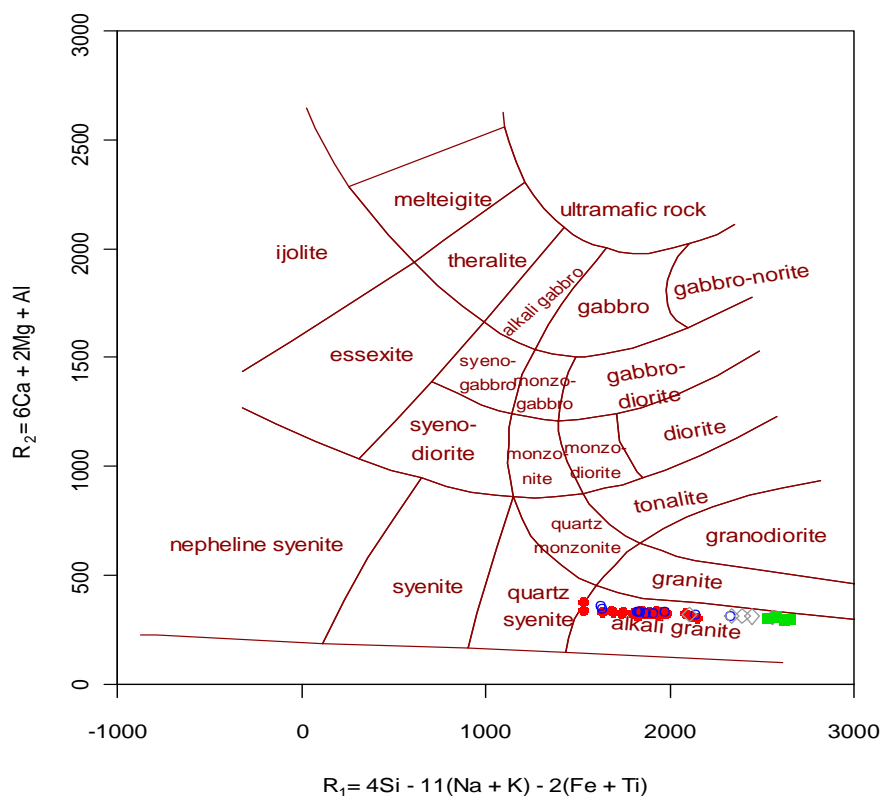


Figura 2.48. Representación de las muestras del granito de Penouta en el diagrama de clasificación milicatiónico R1-R2 de De la Roche et al. (1980).

Las diferencias en los contenidos de los minerales esenciales, fundamentalmente albita y cuarzo, son consecuencia de los diferentes contenidos en F. En este sentido, las facies apicales de los sondeos orientales son más ricas en albita y a tenor de los trabajos experimentales disponibles tendrían mayores contenidos en F (mínimos graníticos con cerca de un 4% en F), mientras que las facies más profundas y cuarzosas son las de menores contenidos en este componente (se aproximan a sistemas haplograníticos con contenidos en F muy escasos) (Fig. 2.49). Aunque no se dispone de datos de F en roca total, la presencia de fluorita únicamente en posiciones apicales, así como la composición del apatito y el berilo, más ricos en F en las posiciones más someras, es coherente con esta afirmación.

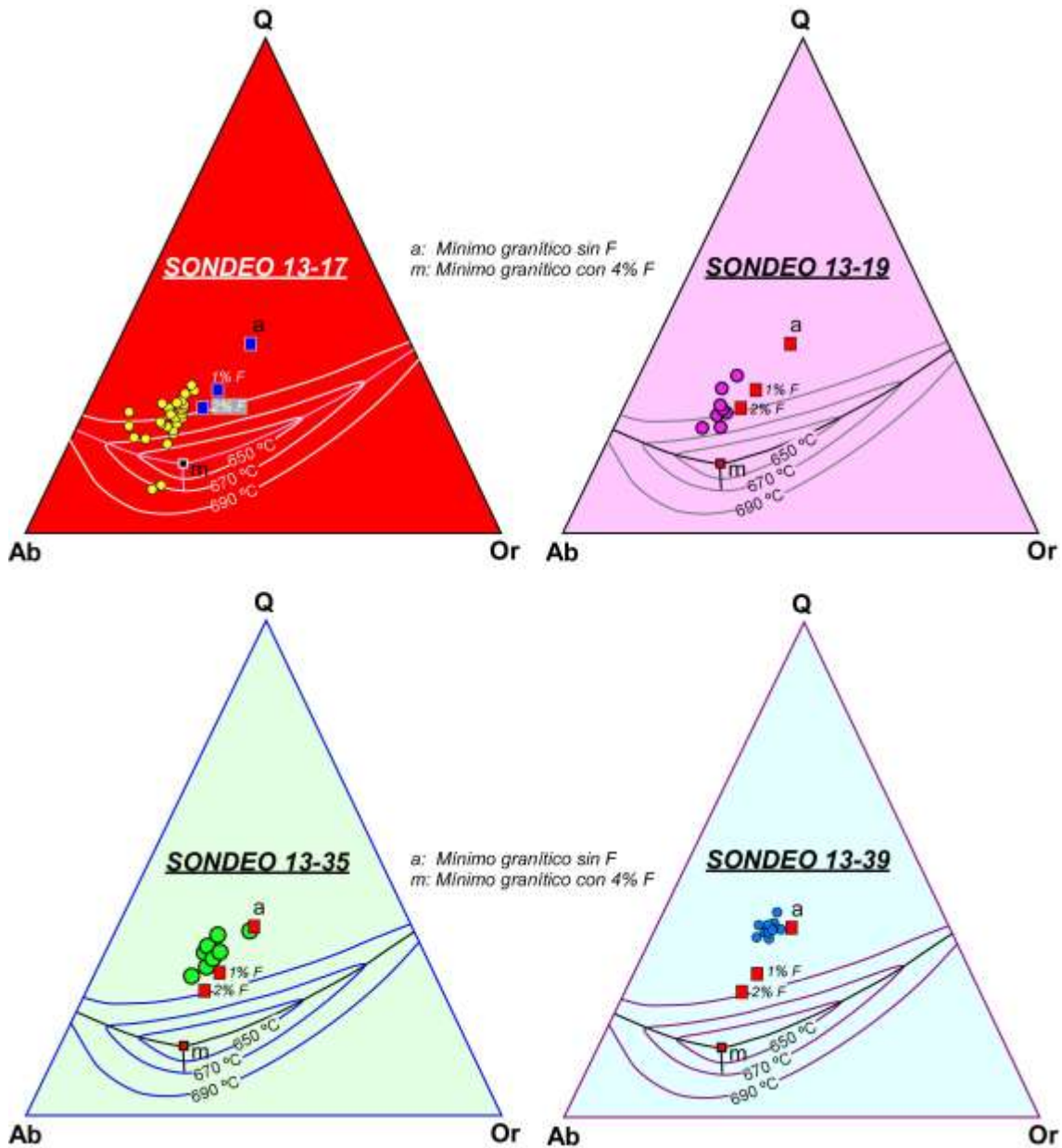


Figura 2.49. Diagrama ternario del sistema Q-Ab-Or con exceso de agua, 4% de F y 1 kb de presión (tomado de Manning 1981) en el que se ha delimitado el total de muestras de los 4 sondeos considerados. Las líneas representan las isotermas. Nótese como los sondeos orientales y topográficamente más altos (13-17 y 13-19) se acercan más al mínimo granítico con un mayor contenido en F, que los más profundos y occidentales (13-35 y 13-39).

Existen elementos como el Zr, REE, Fe o Y que presentan un empobrecimiento hacia la parte alta del granito (Figura 2.50), lo que sugiere la fraccionación de monacita (que retiene las REE), de circón (que fracciona el Zr y el Y) o de granate (que fracciona el Fe y el Y), siendo, además, coherente con la menor abundancia de estos minerales conforme disminuye la profundidad.

Por lo que respecta a los elementos de la mena, como el Ta, Sn y Nb, presentan un aumento progresivo hacia las zonas apicales (Figura 2.50), lo que es coherente con el comportamiento incompatible (*i.e.*, tienen tendencia a permanecer en el fundido) de estos elementos en un fundido peraluminico. En base a las evoluciones de estos elementos en Penouta, se desprende que la secuencia de facies graníticas, con granitos ricos en cuarzo hacia abajo y el progresivo aumento en albita hacia arriba es una secuencia normal y típica de granitos con un cierto contenido en F.

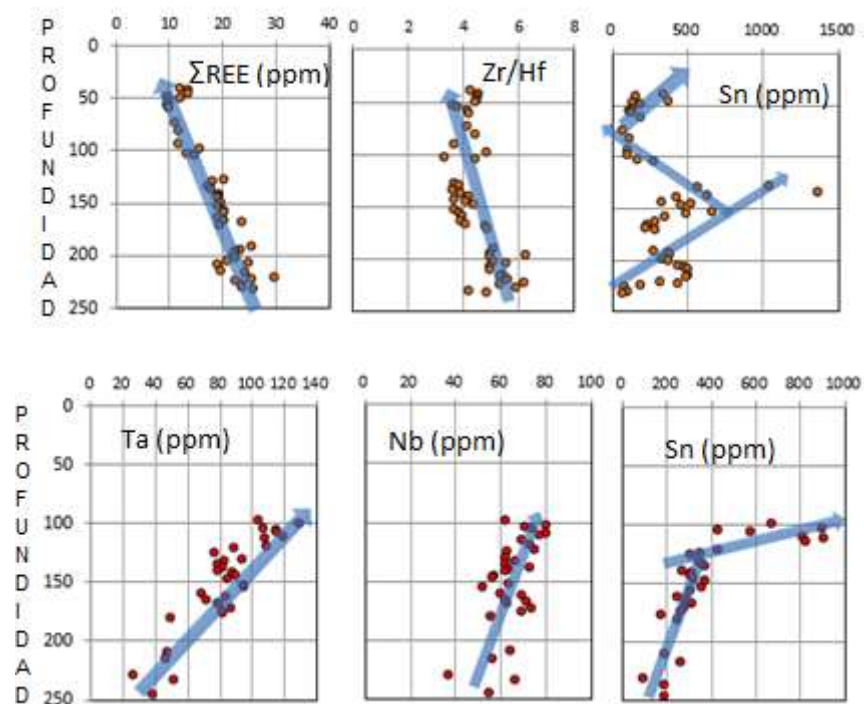


Figura 2.50. Variaciones composicionales en la vertical en el sondeo PEN 13-39 (arriba) y PEN 13-17 (abajo). El sondeo PEN 13-17 es un sondeo que se ubica en la parte apical del yacimiento, mientras que el PEN 13-39 en la parte más profunda.

Dentro de las REE, en los espectros de normalización al condrito (Figura 2.51) existe una fraccionación en algunos elementos (*e.g.* el Sm y del Gd al Ho) que es típica del denominado efecto tétrada. Este efecto sólo se ha visto, en la literatura, asociado a granitos que han estado en contacto con complejos alumino-fluorados, lo que pone de nuevo de manifiesto la importancia del F en la evolución granítica en Penouta.

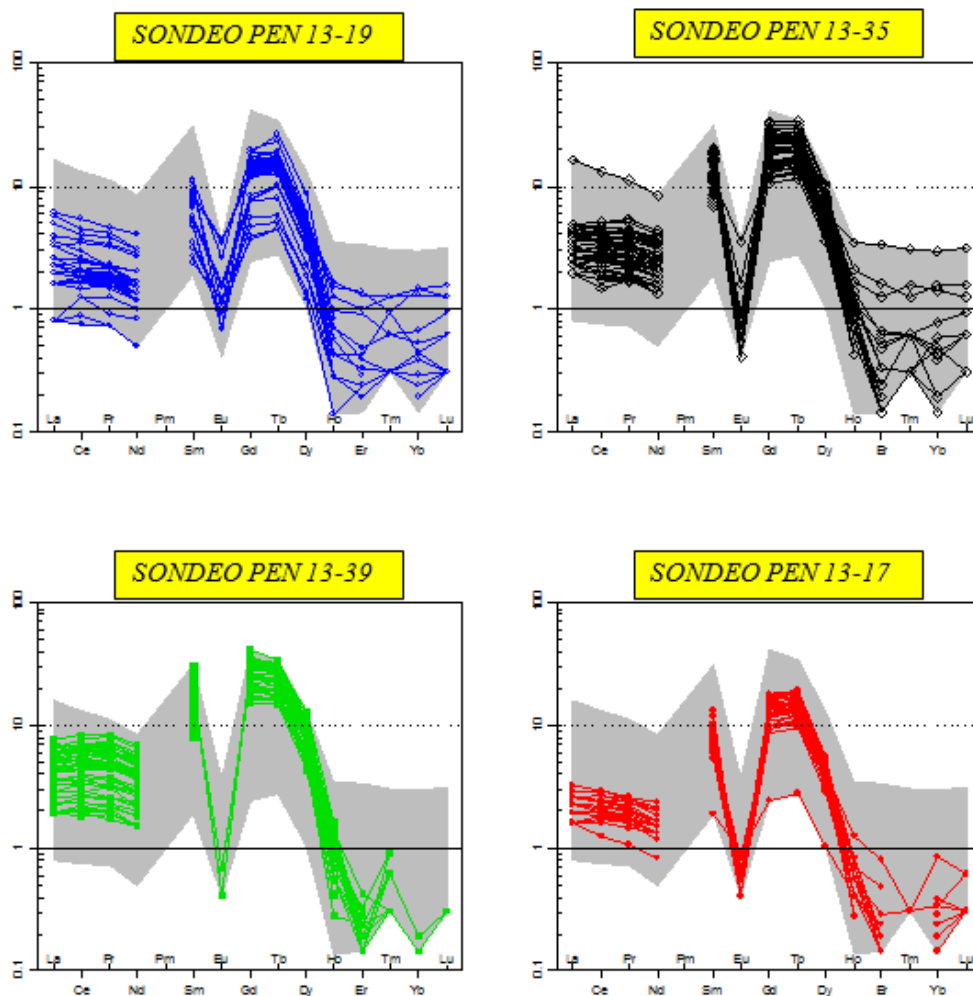
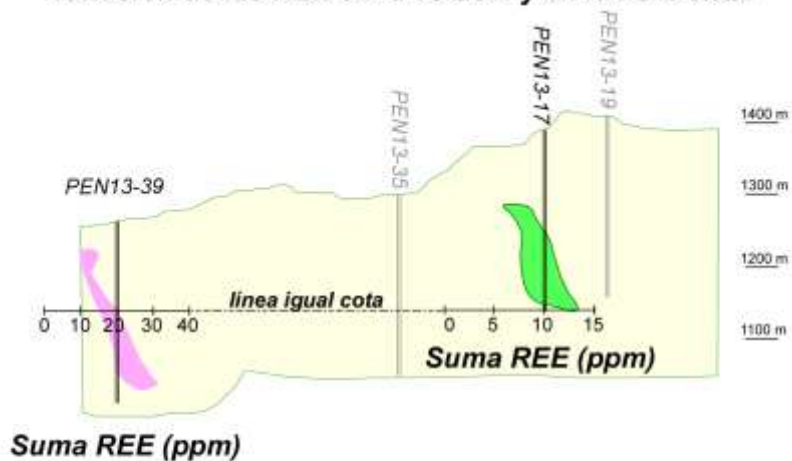


Figura 2.51. Diagramas de REE normalizadas al condrito de Boynton (1984). La zona gris se establece considerando la muestra con mayor y menor contenido en REE de todas las muestras consideradas.

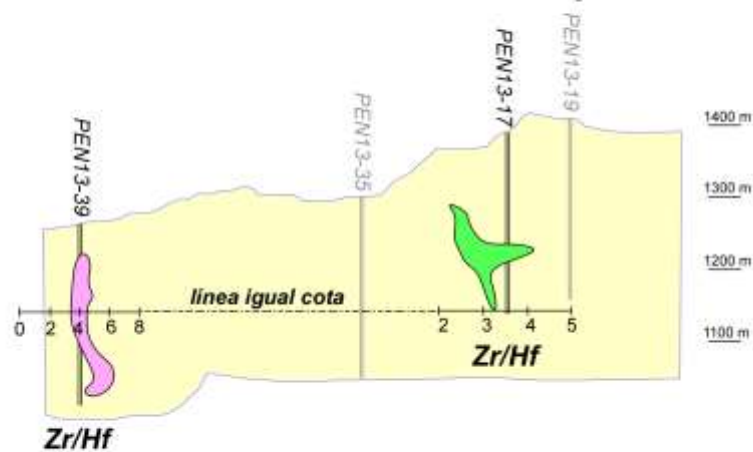
2.2.3.4. GÉNESIS DEL YACIMIENTO DE PENOUTA

El leucogranito albítico de Penouta se formó a partir de un magma previamente enriquecido en Ta, Nb y Sn, como ponen de manifiesto los contenidos más bajos en estos elementos que corresponden a las facies graníticas localizadas a muro del granito, que son de por sí ya elevados y nada comparables a granitos estériles. Por otra parte, las diferencias composicionales más significativas entre los sondeos orientales (más someros) y occidentales (más profundos) podrían deberse a la propia diferencia topográfica entre ambos, aspecto que se ha chequeado comparando la composición de algunos elementos a la misma cota en sondeos separados más de 1 km (Figura 2.52). Al ser la composición prácticamente idéntica en estos sondeos a esa cota, sugiere que las diferencias composicionales entre sondeos tienen que ver con las diferencias de cota a las que se ubican. Este hecho parece indicar que el magma llegó a su nivel de emplazamiento y se extendió lateralmente, más o menos subhorizontalmente, en vez de tener un gran desarrollo en la vertical.

Variación de las REE en la vertical y en la horizontal



Variación de la relación Zr/Hf en la vertical y en la horizontal



Variación del contenido en Ta en la vertical y en la horizontal

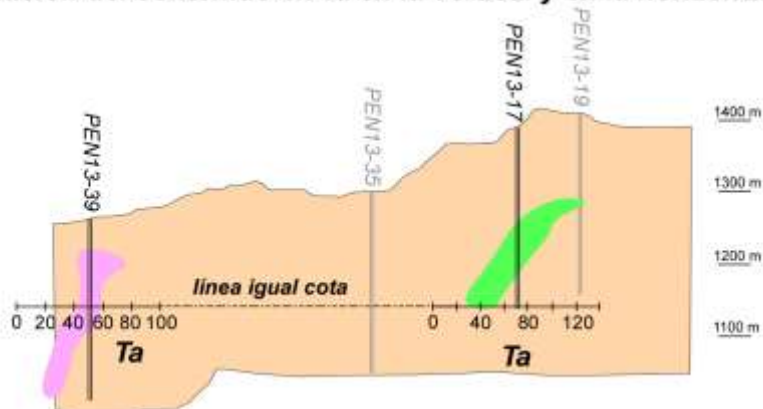


Figura 2.52. Comparativa de los contenidos de REE, Ta y la relación Zr/Hf a la misma cota en uno de los sondeos orientales y otro de los occidentales.

Descontando este efecto topográfico, no obstante, se ponen de manifiesto variaciones composicionales de muro a techo en elementos como el Zr, REE, Fe, Y, Nb, Ta, Na, Al y tal vez F, así como los propios elementos que forman la mena del yacimiento (Nb, Ta y Sn), que como se ha esbozado podrían ser consecuencia directa del proceso de diferenciación del cuerpo granítico. Para comprobar esta teoría se ha realizado una modelización con elementos mayores y trazas para ver cuál puede ser el proceso de diferenciación involucrado para explicar estas diferencias. Para los elementos mayores la modelización se ha llevado a cabo con el código OPTIMASBA (Cabero et al. 2012). Los resultados obtenidos parecen indicar que las diferencias geoquímicas de elementos mayores entre el muro y el techo del granito se pueden explicar por un descenso de muro a techo en los minerales mayoritarios, como el cuarzo, feldespato potásico y mica blanca, y en menor proporción de algunos minerales accesorios como el granate (Tabla 2.17 y Figura 2.53).

La fuerte pérdida de cuarzo obtenida con el modelo podría explicarse por un proceso de fraccionación de este mineral, y/o bien, por el mayor contenido de F en la parte apical. Dadas las evidencias de la química mineral y de los trabajos experimentales de Manning (1981), todo parece sugerir que la pérdida de cuarzo y el concomitante aumento de albita se habría producido como consecuencia del aumento de F en las partes apicales originado por el propio proceso de diferenciación que experimentó el magma y no por procesos de fraccionación/acumulación del cuarzo. No obstante, sí que parece que el granate haya sufrido un proceso de fraccionación que explicaría el empobrecimiento en Fe y el aumento en Mn hacia las zonas apicales que se ha observado en la química mineral y en la geoquímica de roca total. El modelo por balance de masas también justifica que las muestras consideradas están relacionadas entre sí, ya que en caso contrario el grado de ajuste del modelo sería malo.

Tabla 2.17. Resultados de la modelización por balance de masas.

Modelización	Mineral fraccionado (FdK)	Mineral fraccionado (Granate)	Mineral fraccionado (Moscovita)	Mineral fraccionado (Cuarzo)	Líquido queda (%)	Grado de Ajuste (SSE)
Modelo 1 D06053-D02944	24,70	16,24	7,52	51,54	76,00	0,00077
Modelo 2 D06053-D02666	19,66	11,33	12,80	56,21	64,15	0,0022
Modelo 3 D02944-D02666	9,60	1,51	23,4	65,50	84,00	0,0002

*Nota: se parte de la muestra menos evolucionada (D06053) del sondeo PEN 13-39 para obtener muestras más diferenciadas del sondeo oriental PEN 13-17, siendo D02944 la muestra más a muro y D02666 la más apical de este último sondeo. También se incluye la evolución del sondeo 13-17, partiendo de la muestra poco mineralizada (D02944) para dar una fuertemente mineralizada (D02666).

Al considerar las variaciones de elementos trazas es inviable modelizar su variabilidad utilizando un balance de masas. En este caso se ha utilizado un modelo de fraccionación Rayleigh con los elementos de la mena (Ta y Sn), resultando trayectorias evolutivas del fundido que concuerdan bien con la distribución de muestras (Figura 2.53), y confirmando que las diferencias observadas de muro a techo en los elementos de la mena se deben también a un proceso de fraccionación Rayleigh del magma granítico, proceso que ocurrió *in situ* y sin la entrada aparente de nuevos pulsos de magma. Esta misma fraccionación Rayleigh muy probablemente podría explicar la bajada del contenido en REE observado hacia las partes apicales por fraccionación de la monacita, pero su modelización Rayleigh es inviable porque son elementos mayoritarios en la monacita y no cumplirían la ley de Henry. No obstante, no se puede descartar que el F presente en estos magmas haya tenido un papel relevante en las variaciones de REE observadas en el granito de Penouta

(el aludido efecto tétrada), pero es un aspecto mal conocido y por tanto de difícil cuantificación.

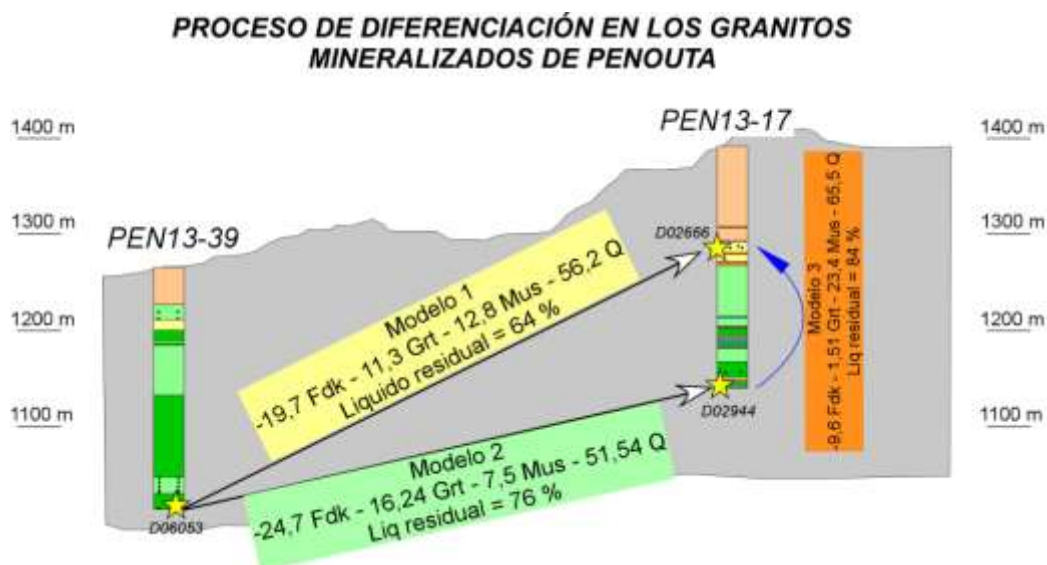


Figura 2.53. Explicación de las variaciones geoquímicas de los elementos mayoritarios de los granitos apicales (en amarillo) frente a los más profundos (verde oscuro) por un proceso de eliminación de cuarzo, feldespato potásico, granate y moscovita (proceso de cristalización fraccionada).

El hecho de que el granito de Penouta sea un cuerpo laminar más o menos subhorizontal está indicando que el magma fue muy poco viscoso y presentaría, por consiguiente, un comportamiento contrario al de magmas altamente viscosos que tienden a crecer en la vertical y no extenderse lateralmente. En magmas tan ricos en sílice (en torno al 70 % en SiO₂) como el de Penouta la baja viscosidad es sólo posible por la existencia de elementos *fluxing*. Entre los elementos *fluxing* que puede tener un magma, en Penouta tuvo una especial relevancia el F. Entre los efectos de este componente en el magma se pueden citar: el aumento del contenido en albita hacia las zonas apicales, el efecto tétrada de las REE, el tipo de mineralización diseminada en vez de en pipas o brechas, al que habría que añadir el cambio de solubilidad en el fundido granítico de elementos como el Zr y Hf y la bajada de temperatura a la que el magma granítico se solidifica (*sólidus*). Esta bajada del *sólidus* (600 °C en Penouta, frente a 700 °C en un granito estéril de dos micas, por ejemplo)

es de capital importancia, ya que permite que los procesos de diferenciación que han operado en Penouta hayan tenido un mayor recorrido en el tiempo, lo que facilita que se alcance una mayor concentración en elementos altamente incompatibles como el Ta y el Sn en este tipo de magmas y llegar, con ello, a tener un yacimiento de estos metales.

El comportamiento del Sn en el granito puede ser, no obstante, algo diferente al del Ta y Nb. Los valores altos de Ta y Nb están prácticamente circunscritos al granito, por lo que son elementos que no pasan a la fase fluida y su evolución es consecuencia directa de la evolución del magma. Para el Sn, sus mayores contenidos están en el encajante metamórfico greisenizado, lo que apoya que este elemento pueda pasar con facilidad al fluido en forma de Sn clorurado (Thomas *et al.*, 2005).

Si bien es verdad que, en general, en las muestras del granito hay una buena correlación Ta-Sn que apoya que el Sn también habría estado disuelto en el magma como el Ta, existen también fuertes enriquecimientos en Sn hacia las zonas medias del granito (Fig. 2.50 y 2.54).

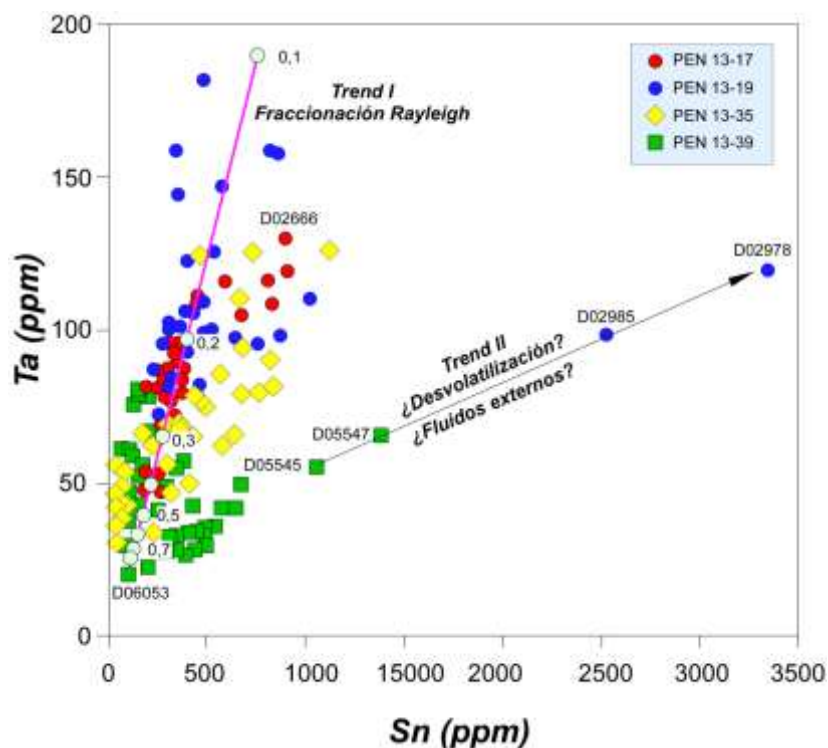


Figura 2.54. Diagrama Ta-Sn mostrando dos evoluciones en estos elementos, una debida a la propia evolución del magma granítico al enfriarse (Trend I), y otra, de enriquecimiento en Sn por la acción de una fase fluida externa o vinculada al proceso de desvolatilización (Trend II). Las muestras corresponden a los sondeos indicados en el recuadro azul. Los guarismos del 0,1 a 0,7 corresponden a las fracciones de líquido residual resultantes del proceso de fraccionación Rayleigh conforme progresa el enfriamiento del magma. Para más detalles ver publicaciones en el Anexo II.

Este enriquecimiento de Sn podría ser explicado por la acción de fluidos tardíos, o bien, por procesos de desgasificación del magma producidos por un sobre-enfriamiento que ocurrió en el magma al entrar en contacto con el encajante metamórfico más frío. Muy probablemente la forma laminar del granito de Penouta, con su gran superficie de enfriamiento, favoreció el desarrollo de estos procesos de desgasificación, no sólo en el techo del granito, que dio lugar a la formación del greisen y su mineralización asociada, sino también muy probablemente en la parte de muro del granito. Esta desgasificación profunda favoreció que el Sn se desligara del fundido con facilidad y fuera transportado fácilmente en forma de SnCl_2 hasta las partes intermedias del granito (Fig. 2.55). Esta

hipótesis no ha sido chequeada por la dificultad intrínseca que conlleva su modelización en este tipo de magmas, pero en magmas básicos tabulares (*e.g.* sills de diabasas), es decir de gran superficie de contacto con el encajante metamórfico, se ha comprobado y modelizado la existencia de procesos de desgasificación profundos que dan lugar, entre otros efectos, a variaciones en el contenido de Cl y F en el apatito (Boudreau y Simon, 2007), ejemplificadas por fuertes subidas de la molécula de Cl en las partes intermedias del cuerpo. El hecho de que los apatitos del granito de Penouta tengan un ligero aumento de F con respecto al Cl en las posiciones apicales con respecto a las centrales estaría en línea probablemente con la verosimilitud de este proceso.

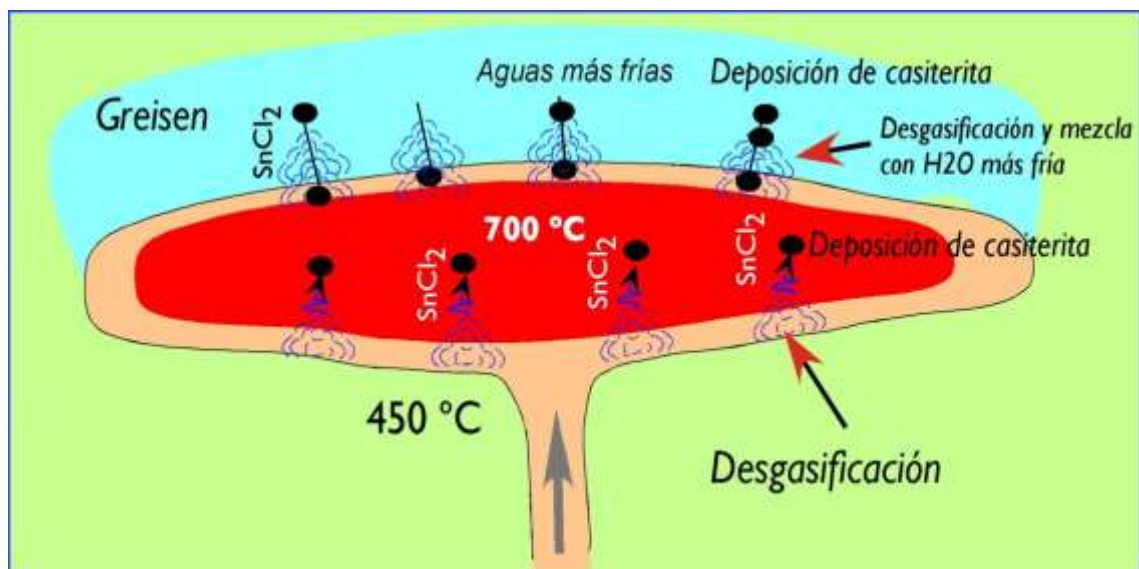


Figura 2.55. Esquema interpretativo para explicar el enriquecimiento en Sn en las partes intermedias del granito (en rojo y beige) y en el greisen.

2.2.3.5. POSIBLES PROCEDENCIAS DEL GRANITO DE PENOUTA

El granito mineralizado de Penouta es un granito que ha sufrido una fraccionación muy acentuada en su ruta hacia su actual lugar de emplazamiento. Parece probable que proceda de otro granito menos evolucionado pero no sabemos si alguno que aflora en las proximidades podría ser su antecesor, ya que no se dispone de análisis químicos para contrastar esta hipótesis. Tampoco se conoce cual pudo haber sido la roca fuente que

fundió para dar lugar a un fundido que por cristalización fraccionada extrema diera lugar a los granitos mineralizados de Penouta. En otros granitos albiticos que son mena de Sn, Nb y Ta, como los de Abu Dabbad, Renno (1997) propone un protolito de la corteza inferior máfica en la que fundiría plagioclasa y ortopiroxeno. Esto es, sin embargo, poco probable porque estos minerales tienen muy bajas concentraciones de Ta y Nb. Tanto el Nb como el Ta se encuentran en fases accesorias como rutilo o ilmenita o bien en fases mayoritarias como biotita o anfíbol.

Otro protolito que se ha propuesto en la zona de Erzgebirge, en Alemania, para los granitos mineralizados en Sn es un protolito previamente enriquecido en elementos como Rb, W, Sn, F y Li (Romer *et al.*, 2012). Se trata de unos metasedimentos del Tremadociense con una signatura isotópica de Sr muy elevada debida a procesos de fuerte alteración meteórica y que parece ser un nivel guía en Alemania y en Cornwall, donde hay también granitos con Sn-Ta. Se desconoce la existencia de este nivel guía del Tremadoc en el Macizo Ibérico, pero de existir podría ser un nivel favorable.

En cuanto a otros protolitos, en la generación de leucogranitos de zonas próximas se han propuesto la Formación Ollo de Sapo y algunas metagrauvas del Complejo Esquisto Grauváquico (López-Moro *et al.*, 2012) en las que, según las modelizaciones de fusión parcial y datos experimentales, todo parece indicar que ha fundido la biotita (que podría aportar el Nb y Ta). Sin embargo, los contenidos de los leucogranitos resultantes son muy bajos (2-4 ppm Ta) por lo que no parece muy probable llegar a los 80 ppm de las muestras menos evolucionadas de Penouta por cristalización fraccionada, es decir más de 20 veces. Además, existe el problema de que a partir de los leucogranitos habría que fraccionar biotita, mineral que fracciona el Ta, lo que empobrecería el fundido en vez de enriquecerlo.

Teniendo en cuenta estos comentarios, a día hoy no sabemos cuál podría ser el protolito de estos granitos, pero la hipótesis de un protolito enriquecido como los sedimentos del Tremadoc parece muy sugerente.

3. MINERALURGIA Y METALURGIA

3. MINERALURGIA Y METALURGIA.

3.1. ANTECEDENTES HISTÓRICOS EN LA MINA DE PENOUTA

La separación de concentrados de Sn y de Ta-Nb está poco detallada en la información histórica a la que se ha tenido acceso, y tampoco se ha podido incrementar dicha descripción en posteriores conversaciones con personal técnico, todavía disponible de épocas operativas o próximas al cierre de la mina, y que dejaron patente que dicha separación no se consiguió nunca de manera efectiva. Fundamentalmente en esa época final de trabajo de la mina, se hizo una concentración de rapiña en la que los parámetros técnicos no eran especialmente importantes, mientras se mantuviese un nivel de producción de concentrado adecuado.

El análisis de los diferentes ensayos metalúrgicos llevados a cabo entre los años 70 y 80 arroja datos poco esclarecedores, tanto desde el punto de vista de la calidad de la información que suministran, como desde la descripción de datos que permitan avanzar en el diseño de los sistemas de concentración y de separación diferencial entre la casiterita que contiene el estaño (Sn) y la columbo-tantalita que contiene el niobio (Nb) y el tantalio (Ta).

De la información histórica de producción, se concluye que la operación fue muy errática. Se trató un mineral con una granulometría muy lejana a la de liberación, procesándose solamente tamaños inferiores a 4 mm mediante equipos no muy adecuados (probablemente los que estaban disponibles en la época pero que, actualmente, parecen poco efectivos).

Los desbastes se realizaban fundamentalmente en jigs de diferentes clases, y los afinos en varias etapas de mesas de sacudidas, con unas clasificaciones por tamaños mediante clasificadores e hidroclasificadores.

Se ha revisado información similar de otros yacimientos, tanto en leyes como en mineralogía, que ha aportado alguna luz en cuanto al control de molienda y los tamaños de liberación, concordando con los datos obtenidos en los estudios recientes y que alertan de la dificultad de una separación de los metales de interés mediante técnicas de flotación dada la elevadísima presencia de arcillas, así como sobre lo artesanal de los procesos de separación secundaria entre el Sn y el Ta, ya que la separación magnética precisaba de una activación térmica.

La información más reciente, tanto analítica como mineralógica, permite determinar que los tamaños de partícula a tratar son mucho más finos de lo que eran en el pasado en los estériles de las balsas, y que serán necesarias varias etapas de concentración gravimétrica sucesivas, así como separaciones magnéticas de baja y media intensidad y, quizás, remoliendas intermedias para conseguir un concentrado "bulk" (Sn-Ta/Nb).

A partir de este último y mediante procedimientos magnéticos de alta intensidad, con o sin tratamiento térmico, se obtendrían los dos concentrados diferenciados (Sn por un lado y Ta/Nb por otro). Como se recoge en este capítulo, actualmente se está estudiando la posibilidad de una separación mediante un proceso de fusión de dicho concentrado con las mayores recuperaciones de estaño, que da lugar a la generación de una escoria rica en Ta/Nb, que posteriormente se procesa para la separación de ambos metales.

Todo este desastre en los rendimientos del proceso desde la puesta en marcha hasta el cierre definitivo hace 30 años, dan lugar a la ventaja de que los estériles "mineralizados" están disponibles actualmente, para un reprocesado económicamente interesante, dado que posibilitan la valorización de nuevos subproductos y la reducción de los costes de movilización a escombrera. La ubicación de la mina geográficamente, permite una logística muy interesante de relativo bajo costo, que podría hacer atractiva la valorización de subproductos para la industria cerámica o de minerales industriales. En este sentido, y como se verá más adelante en este capítulo, existe un alto potencial de valorización tanto

para los subproductos del reprocesado de la balsa de estériles actual como para los provenientes de la puesta en explotación de la Mina de Penouta (Tabla 3.1).

Tabla 3.1. Información sobre el mineral de la Mina de Penouta relevante para su posterior tratamiento en planta.			
	Mineral	Composición	Densidad (g/cm ³)
Productos (Metálicos)	Casiterita	SnO ₂	7
	Tantalita	(Fe,Mn)Ta ₂ O ₆	8-8,1
	Columbita	(Fe,Mn)Nb ₂ O ₆	6,65
Subproductos (Minerales Industriales)	Cuarzo	SiO ₂	2,65
	Feldespatos	KAlSi ₃ O ₈ -NaAlSi ₃ O ₈	2,5-2,76
	Micas	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	2,7-3
	Caolinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	2,6

3.2. ANÁLISIS DE LOS PROCESOS DE TRATAMIENTO MINERAL EN LA HISTORIA DE LA MINA.

La documentación histórica disponible sobre los procesos de tratamiento de mineral de la Mina de Penouta, se resume en los siguientes documentos:

[1]- “Estudio básico de los yacimientos de estaño tipo Penouta”, (1976). Plan Nacional de la Minería. Ministerio de Industria. Instituto Geológico y Minero de España.

[2]- “Estudio de viabilidad técnico-económica del Centro Minero Penouta”, (1979). Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras, S.A. (ENADIMSA).

[3]- “Valoración de la balsa grande de estériles del Centro Minero Penouta, (1985). Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras, S.A. (ENADIMSA).

[4] “Investigación minera del yacimiento de Penouta, (1985). Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras, S.A. (ENADIMSA).

3.2.1. AÑO 1976.

En el “Estudio básico de los yacimientos de estaño tipo Penouta” de 1976 se incluyó un esquema del tratamiento completo del todo uno (TDU) que se realizaba en ese momento, desde su arranque en la mina hasta la obtención de los concentrados comerciales (Figura 3.1).

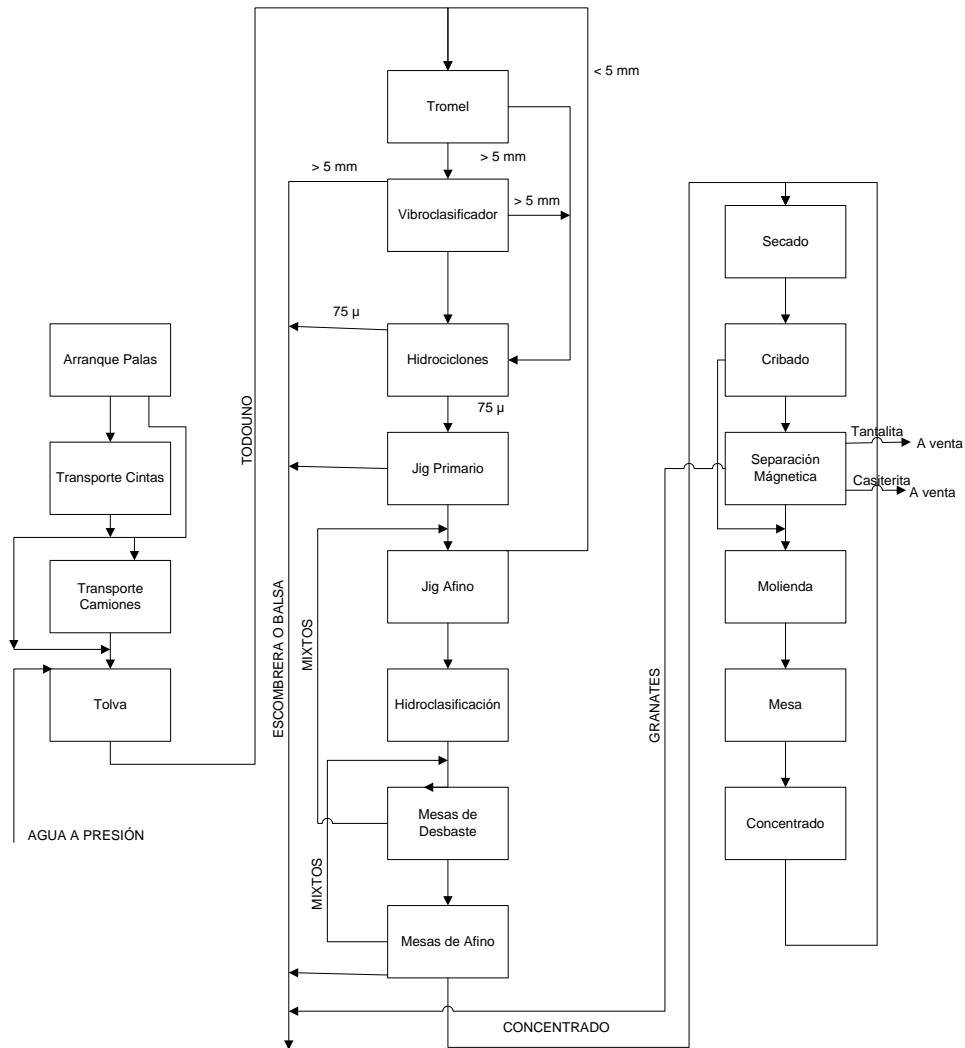


Figura 3.1. Diagrama de proceso del TDU de la Mina de Penouta (IGME, 1976).

La concentración del mineral precisaba, aparte de la eliminación de la ganga de cuarzo y caolín, una separación entre la casiterita, la tantalita (columbo-tantalita) y los demás minerales pesados (fundamentalmente granates) ya que solamente los dos primeros tenían valor comercial.

En el proceso de tratamiento del TDU se distinguían las siguientes etapas principales:

Arranque en mina

La explotación se hacía a cielo abierto mediante palas cargadoras o retroexcavadoras que arrancaban directamente el TDU sin uso de explosivos.

Transporte

La carga del mineral se realizaba por medio de palas cargadoras a camión a un ritmo de 250 t/hora (24 horas de trabajo), aunque parte del transporte del mineral se hacía directamente por cinta en la última fase de operación de la mina. Previamente el mineral era clasificado en la boca del pozo para evitar transportar por la cinta tamaños muy gruesos.

El mineral procedente de la explotación se descargaba en una tolva situada al inicio del proceso de planta.

Concentración y Separación magnética

El TDU arrancado en la mina, una vez en la tolva, se sometía a un proceso de concentración en varias etapas, sin trituración previa.

El mineral depositado en la tolva era arrastrado por medio de agua a presión hasta un trommel, en el cual se hacía una clasificación inicial con corte a 5 mm: la fracción menor de 5 mm pasaba directamente a los ciclones, mientras que la superior a 5 mm era enviada a un vibroclasificador con tela de 5 mm de paso (la fracción menor de 5 mm pasaba a los hidrociclones y el rechazo se depositaba directamente en la escombrera).

El material inferior a 5 mm obtenido en el trommel y el vibroclasificador era sometido a un proceso de deslamado en ciclones con corte a 75 μm . El rechazo de los hidrociclones, de granulometría inferior a 75 μm era enviado a la balsa.

El concentrado obtenido en los hidrociclones de granulometría entre 75 μm y 5 mm se sometía a un proceso de concentración en un jig primario. En esta etapa se

separaban las partículas más pesadas por gravedad (pre-concentrado) mientras que las más ligeras se enviaban a la balsa.

El pre-concentrado obtenido en el jig primario pasaba a un segundo jig (de afino) y el concentrado obtenido era tratado en un hidroclasificador para su distribución a las mesas de desbaste, mientras que el rechazo era devuelto al trommel de cabeza para su reclasificación.

En las mesas se obtenía un nuevo concentrado y unos mixtos que se repasaban de nuevo en el jig de afino.

A continuación, el concentrado procedente de las mesas de desbaste pasaba a otras de afino en las que se obtenían diferentes productos: estéril (a escombrera), mixtos (se repasaban en las mesas de desbaste) y concentrado (50% de Sn, 1,75 % de Ta y 0,70% de Nb) que se secaba y se enviaba previo cribado en seco del concentrado seco de las mesas de afino a la etapa de separación magnética donde se obtenían los concentrados finales. Por último, el material grueso obtenido con el cribado se molía de nuevo, pasando el producto a una mesa de concentración donde se obtenía un estéril (a balsa) y un concentrado que se secaba en el horno.

Mediante el proceso anterior se obtenían los siguientes concentrados separados, con una recuperación del 70% para el estaño y del 30% para el tantalio:

- Concentrado de casiterita: 62,80% Sn, 0,60% Ta y 0,07% Nb.
- Concentrado de tantalita: 8,50% Ta, 0,25% Sn y 3,85% Nb.

La fracción estéril eliminada estaba compuesta principalmente por granates con leyes de 0,23% de Sn, 0,09% de Ta y 0,08% de Nb. Además, en este documento ya se hacía mención al aprovechamiento que se podría realizar del caolín presente en los estériles mediante la instalación de una planta de separación de caolín siendo, entonces, los

rechazos de esta planta los que pasarían a tratamiento para la separación de la casiterita y la tantalita.

3.2.2. AÑO 1979.

En 1979 se realizó un “Estudio de viabilidad técnico-económica del Centro Minero Penouta” donde se describían las principales etapas del proceso de tratamiento de mineral que se llevaba a cabo en la planta de la Mina de Penouta en ese momento:

Alimentación

El TDU procedente de la mina se alimentaba a la planta de concentración por medio de una pala mecánica que lo vertía sobre una reja de barrotes (separación entre los mismos de unos 300 mm, aproximadamente). Se regaba con agua a presión, pasando los tamaños inferiores a 300 mm a través de la reja, mientras que los tamaños superiores a 300 mm se apartaban como estériles.

Desenlodado y clasificación

Los tamaños inferiores a 300 mm pasaban a los trómeles desenlodadores perforados con agujeros de 4 mm de luz de malla para que desenlodasen y al mismo tiempo clasificasen a dicho tamaño.

La descarga de los trómeles pasaba a las cribas vibratorias que disponían de una tela metálica de 4 mm de luz de malla (con riego de agua). Los tamaños superiores a 4 mm, se descargaban sobre una cinta transportadora que los llevaba fuera de la planta (estériles que podrían ser tratados posteriormente).

Los tamaños menores de 4 mm obtenidos iban a las tolvas metálicas desde donde se bombeaban a los ciclones.

Las arenas de estos ciclones (granulometría comprendida entre 4 y 0,08 mm) iban a la sección de pre-concentración de gruesos; mientras que los finos de los ciclones (granulometría inferior a 0,08 mm) iban a los conos decantadores para la eliminación de agua. Posteriormente, pasaban a un clasificador de espiral del que se obtenían unas arenas que iban a la sección de pre-concentración, y unas aguas de rebose que se unían a las de los conos decantadores para ser enviadas a la balsa de decantación y ser posteriormente recirculadas al circuito como agua de proceso.

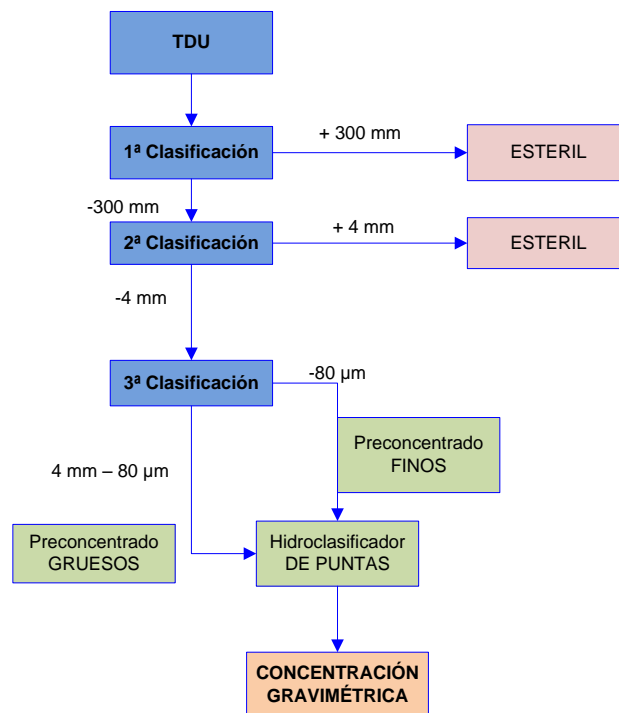


Figura 3.2. Etapa de clasificación del TDU de la Mina de Penouta (ENADIMSA, 1979).

Pre-concentración de desbaste

Las arenas procedentes del hundido de los ciclones (granulometría comprendida entre 4 y 0,08 mm) pasaban a las cribas hidráulicas (jigs) obteniéndose un pre-concentrado de desbaste y unos estériles.

Los estériles de desbaste pasaban a unos clasificadores de espiral para separar el agua de las arenas, mientras que el pre-concentrado de desbaste pasaba a los clasificadores de espiral para eliminar parte del agua presente.

Pre-concentración de afino

Las arenas de los clasificadores pasaban a los jigs, obteniéndose un pre-concentrado de afino, que iba a una tolva para su posterior tratamiento en la etapa de concentración, y unos estériles, que se depositaban en una tolva y se bombeaban hasta el clasificador de espiral que contenía los finos espesados procedentes de la etapa de ciclonado.

Además, con el objetivo de apurar la pre-concentración en cribas, las arenas que salían del clasificador iban a los jigs, en los que se obtenía un pre-concentrado y unos estériles. Estos estériles de afino eran bombeados a la balsa de decantación, mientras que el pre-concentrado iba a una tolva para su posterior tratamiento en la etapa de concentración.

Concentración

La concentración se realizaba en mesas de sacudidas en dos etapas:

- Los pre-concentrados procedentes de las tolvas pasaban a los hidroclasificadores de puntas y la salida de los mismos iba a las mesas de sacudidas primarias, obteniéndose estériles, mixtos y concentrados primarios.
- Los concentrados junto con los mixtos pasaban a las mesas de sacudidas secundarias donde se obtenía un concentrado final, unos mixtos secundarios que se recirculaban a la cabeza de las mesas secundarias y unos estériles.

Afino de concentrados

Los concentrados obtenidos en las mesas de sacudidas secundarias se secaban y, posteriormente, se clasificaban en una criba vibrante de 5 pisos.

Cada categoría granulométrica se sometía a una concentración en mesa de sacudidas y, a continuación, el concentrado obtenido se secaba y se sometía a separación magnética obteniéndose, como producto no magnético, el concentrado de estaño y, como producto magnético, el concentrado de tantalio.

El esquema del proceso de tratamiento en planta del TDU en 1979 era el siguiente:

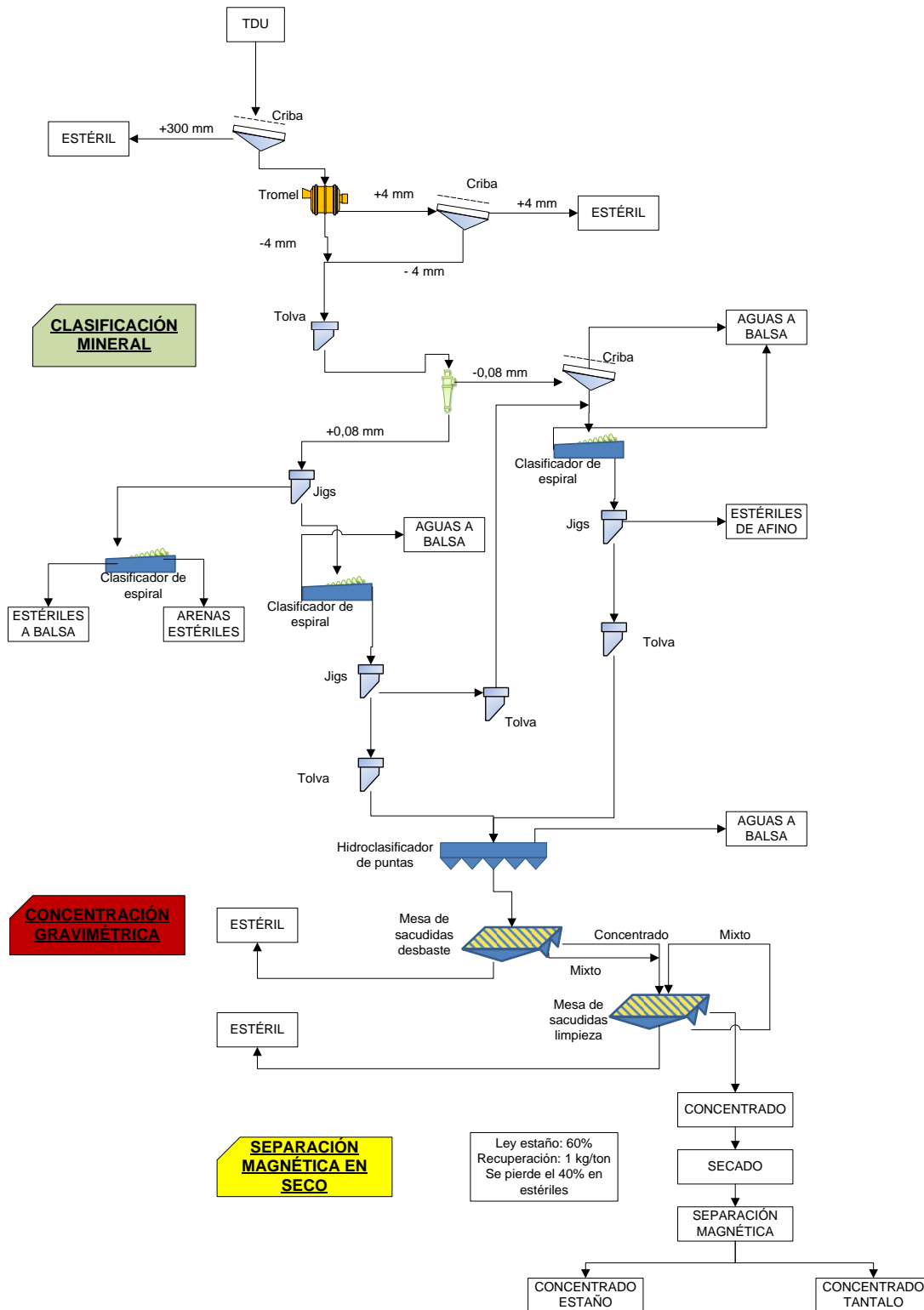


Figura 3.3. Diagrama de proceso completo del TDU de la Mina de Penouta (ENADIMSA, 1979).

3.2.3. AÑO 1985 ADARO.

Según la documentación disponible, en 1985 se realizaron varios ensayos en planta piloto para establecer las condiciones óptimas para el proceso de tratamiento, tanto del leucogranito como del material de la balsa de estériles. Se estudiaron varios esquemas de procesos diferentes y a continuación, se detallan las conclusiones más relevantes obtenidas.

Ensayos en PLANTA PILOTO con leucogranito.

Una vez trituradas, molidas y clasificadas las muestras, se ensayaron diferentes esquemas de pre-concentración gravimétrica:

- Todo en mesa de sacudidas.
- En espirales la fracción gruesa y en mesas de sacudidas la fracción más fina.
- Todo en espirales.

En todos los casos, se realizaba la etapa de limpieza en mesa de sacudidas y como conclusiones generales se obtuvieron:

- Las mayores recuperaciones de Sn en el concentrado final se obtuvieron al realizar la etapa de desbaste en mesa de sacudidas y las más bajas cuando se emplearon espirales.
- Para una ley de Sn en el TDU inferior a 500 ppm, la recuperación de Sn en el concentrado final (pre-concentración + afino) no alcanzó el 45% en ninguno de los circuitos planteados.
- En el concentrado final las mayores recuperaciones de Ta obtenidas no alcanzaron el 50%.
- La recuperación de Ta sufría un descenso muy acusado cuando la ley del TDU era inferior a 60 ppm.

Los concentrados finales de mejor calidad obtenidos fueron:

- Concentrado Sn: 64% Sn; 1,37% Ta.
- Concentrado Ta: 21, 61% Ta; 6,51% Sn.

Además del circuito gravimétrico convencional, se realizaron ensayos de flotación de las fracciones más finas con resultados negativos debido a la desfavorable relación recuperación-coste del proceso de flotación.

Ensayos en PLANTA PILOTO con estériles de balsa.

Los estériles procedentes de la balsa se separaron en diferentes fracciones granulométricas (+2 mm, -2 mm +1 mm, -1 mm +0,038 mm, -0,038 mm) para su estudio. Como conclusiones generales se obtuvieron:

- La ley media del TDU de la balsa era de 438 g/t de Sn y 47 g/t de Ta.
- El contenido metálico en la fracción mayor de 2 mm se consideraba despreciable (sólo representaba el 2,9 % de la masa total).
- La fracción -0,038 mm se consideraba no tratable gravimétricamente, separándola para incorporarla a los estériles finales (representaba el 21,2 % de la masa del TDU y el 15,4 % del Sn y el 20,5 % del Ta inicialmente presente).
- La fracción tratable comprendida entre 0,038 y 2 mm representaba el 75,9 % del peso del material de las balsas, siendo el contenido de Sn del 84,6 % y de Ta del 79,5%.

Con estas muestras se realizaron tres tipos de ensayos gravimétricos en espirales (etapa de desbaste) y mesas (etapa de limpieza) en diferentes condiciones, con los resultados que se observan en la Tabla 3.2:

- Sin molienda previa.
- Con molienda P₈₀: 0,385 mm.
- Con molienda P₈₀: 0,240 mm.

Tabla 3.2: Resultado de los ensayos en planta piloto de los estériles de balsa de la Mina de Penouta (ADARO, 1985).

Tipo de ensayo	Recuperación Sn (%)	Recuperación Ta (%)
Sin molienda previa	50,14	36,39
Molienda P ₈₀ : 0,385 mm	51,23	39,85
Molienda P ₈₀ : 0,24 mm	51,06	41,86

Aunque la recuperación del Sn variaba poco con o sin molienda, la recuperación del Ta mejoraba moliendo a 0,240 mm.

No se llegaron a realizar ensayos de afino con estos pre-concentrados debido a la escasa cantidad obtenida en los ensayos, pero se estimó que con una molienda a P₈₀ de 0,240 mm la recuperación total sería casi del 44 % para el Sn y del 23,45 % para el Ta.

A partir de los resultados de los ensayos anteriores en planta piloto se procedió al diseño de la planta de concentración para el mineral procedente de la mina y para el aprovechamiento de los estériles de la balsa. Se pudo concretar, además, la curva de recuperación de los productos en el leucogranito (Figura 3.4).

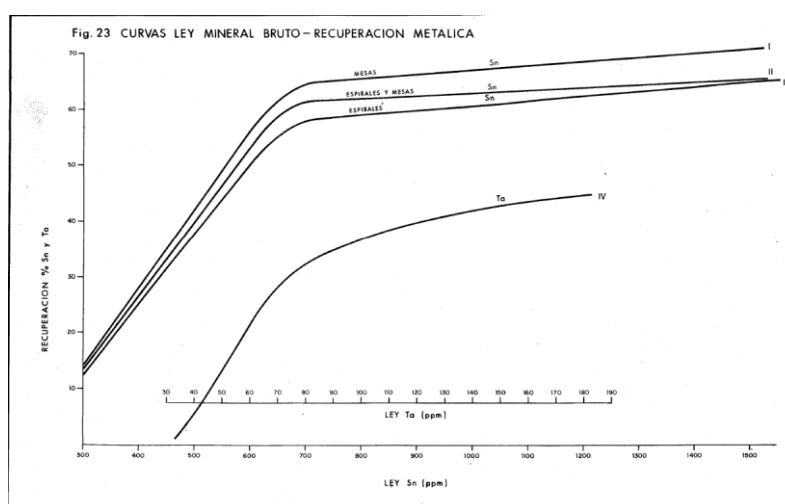


Figura 3.4. Curvas de recuperación a partir de los ensayos de concentración gravimétrica y mineralúrgicos para leucogranito (ADARO, 1985).

En la figura anterior las curvas I, II y III se corresponden con las recuperaciones de Sn obtenidas a partir de la pre-concentración gravimétrica:

- I: Molienda, clasificación, desbaste y relavo en mesas de sacudidas.
- II: Molienda, clasificación, desbaste de la fracción gruesa en espirales, desbaste de la fracción fina en mesas y relavo en mesas.
- III: Molienda, clasificación, desbaste en espirales y relavo en mesas.
- La curva IV representa la recuperación de Ta en función de la ley del TDU para dicho metal. Esta curva se considera válida para cualquiera de los tres circuitos utilizados en la pre-concentración gravimétrica.

Diseño final de la PLANTA DE CONCENTRACION para mineral procedente de la mina.

Considerando un ritmo de explotación de 1 millón de toneladas/año de mineral y 320 días/año de trabajo, se estudiaron tres alternativas distintas de proceso:

- Todo en mesas de sacudidas.
- Espirales para gruesos y mesas para finos.
- Todo en espirales.

La elección del proceso más adecuado se basó en un estudio comparativo de rentabilidad de las tres plantas posibles y finalmente, se consideró que el proceso más rentable sería utilizar sólo espirales para la etapa de desbaste (inversiones y costes operacionales más bajos pero recuperaciones metálicas menores).

El proceso diseñado consistía en:

- El mineral procedente de la mina con una granulometría de 0-750 mm se transportaría mediante dúmpers de 22,5 t a la sección de trituración. Densidad real: 2,5 kg/m³, densidad aparente: 1,6 kg/m³ y un 5 % de humedad.

- La descarga se realizaría en una tolva con capacidad de 50 t que alimentaría la trituradora primaria. El mineral obtenido menor de 150 mm sería transportado en una cinta a un acopio intermedio de 5.000 t. Desde este acopio se alimentaría la trituración secundaria y terciaria (conos Symons) de donde saldría el mineral a -12 mm.
- El mineral sería transportado hasta la planta de concentración por una cinta y sería almacenado en dos tolvas de entrada a molienda.
- La sección de molienda y concentración constaría de dos líneas paralelas iguales, cada una constituida por:
 - Molino de barras en circuito cerrado con una rejilla de curva. El mineral se molería a -0,3 mm.
 - Primera y segunda etapa de ciclonado para la separación de la fracción -0,03 mm.
 - Espirales (etapa de desbaste).
 - Mesas de sacudidas (etapa de limpieza).
- Los concentrados de las mesas pasarían a la sección de espesado, filtrado y secado para su posterior afino. Los concentrados secos se almacenarían en una tolva y mediante un alimentador vibrante electromagnético y una cinta transportadora se conducirían a una criba provista de tres bandejas con el objetivo de ajustar las granulometrías a +0,3 mm (pasaría a molienda), -0,1 mm (se llevaría directamente a la sección de afino) y -0,3 mm +0,2 mm y -0,2 mm +0,1 mm (se recogerían en contenedores para su posterior tratamiento en la sección de afino).
- En la sección de afino se obtendrían por separado los concentrados de estaño y tantalio mediante separadores electroestáticos y magnéticos dispuestos en cascada, pudiendo alcanzarse leyes de 64,1 % de Sn y 21,6 % de Ta.

Diseño de la PLANTA DE CONCENTRACION para el aprovechamiento de los estériles de balsa.

Se estudió el diseño de una planta para el reprocesamiento de los estériles de la balsa teniendo en cuenta unas reservas de 4,5 millones de toneladas y una capacidad de tratamiento de 400.000 t/año de TDU para 245 días/año de trabajo.

La planta de tratamiento de estériles de balsa se diseñó de manera similar a la de tratamiento de mineral procedente de mina descrito previamente, a excepción de la sección de trituración.

Ensayos de flotación con mineral procedente de mina

Paralelamente se llevaron a cabo una serie de ensayos de flotación con el material procedente de la mina, con el fin de determinar la respuesta de los metales de interés a este tipo de separación (Álvarez Rodríguez, 1984). La muestra de partida en este caso fue de leucogranito alterado con una ley en cabeza de 805 ppm de Sn, 80 ppm de Ta y 90 ppm de Nb, que fue molida a 125 μm , resultando un P_{80} del orden de 100 μm .

Para estos ensayos se empleó con éxito el oleato de sodio como reactivo, siendo la fracción comprendida entre las 15 y las 37 μm la que presentó mejor flotabilidad, a pH entre 6,3 y 7,3 para la casiterita y hasta 6,6 para la tantalita, esta última con peores rendimientos.

3.3. PRUEBAS CON NUEVOS MÉTODOS Y EQUIPOS DE PROCESO.

3.3.1. ENSAYOS CON CONCENTRADORES CENTRÍFUGOS.

Durante el desarrollo de este trabajo se ha estudiado la respuesta de los minerales de interés a la separación mediante concentradores centrífugos tipo Knelson y Falcon. El TDU empleado para estos ensayos fue el material procedente de la Balsa Grande de la Sección B con diferente grado de molienda, bien molido todo ello por debajo de las 300 μm , bien únicamente aquellas fracciones más finas a las que normalmente van dirigidas este tipo de tecnología (fracciones <150 μm), e incluso muestra sin molienda previa. La operación consistía en realizar varias pasadas del material, acumulando el concentrado y recirculando los estériles sucesivamente hasta agotarlos (Fig. 3.5).

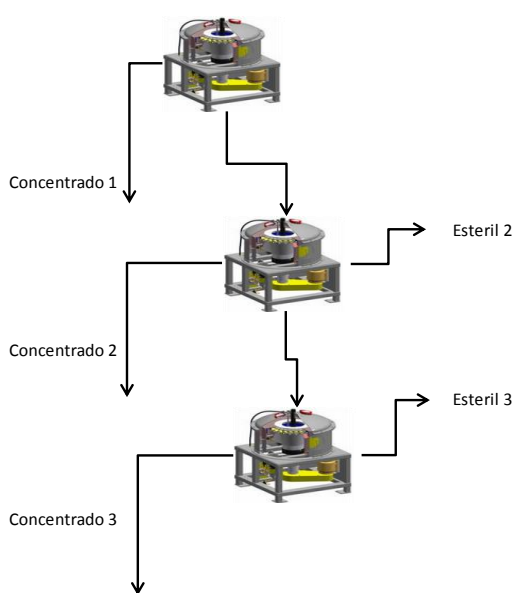


Figura 3.5. Ejemplo del esquema seguido en los ensayos de separación gravimétrica mediante concentrador centrífugo.

Los diferentes laboratorios en los que se llevaron a cabo estos ensayos, así como los modelos de concentradores empleados fueron:

- W. Pennstrom y FLSmith: concentrador gravimétrico de la firma Knelson en su modelo KC-MD3 a 60G.
- MetSolve: concentrador gravimétrico Falcon L40 SB para el TDU y Falcon UF para la fracción menor de 53 μm .
- Universidad Politécnica de Madrid: concentrador gravimétrico Falcon en su modelo SB40 para materiales ultrafinos, con intensidad de giro de entre 60G y 80G.

Si bien las pruebas realizadas mostraban una mejor respuesta del material a los ensayos con Falcon a 60G y realizando una molienda a un P_{80} de 210 μm , la ley del concentrado estaba lejos de los que se deseaba.

Del análisis de los resultados de estos ensayos se concluyó que el mineral de Penouta sería susceptible de concentrarse gravimétricamente con una etapa de molienda inicial para mejorar el rendimiento del proceso.

Además, Pennstrom llegó a realizar un diseño preliminar de un Diagrama de Proceso para procesar 3.000 t/día de estériles procedente de la Mina de Penouta. Los productos finales serían un concentrado de Sn (recuperación total estimada del 68 %), y un concentrado de Ta (recuperación total estimada del 53 %).

Para el tratamiento de mineral procedente directamente de mina, el diagrama de proceso debería de modificarse ligeramente, siendo necesario incorporar una etapa inicial de trituración mediante una trituradora primaria (de mandíbulas) y una trituradora secundaria (de cono) para reducir el tamaño del mineral por debajo de 50 mm y así alimentar el molino de barras del Diagrama Preliminar de Proceso siguiente:

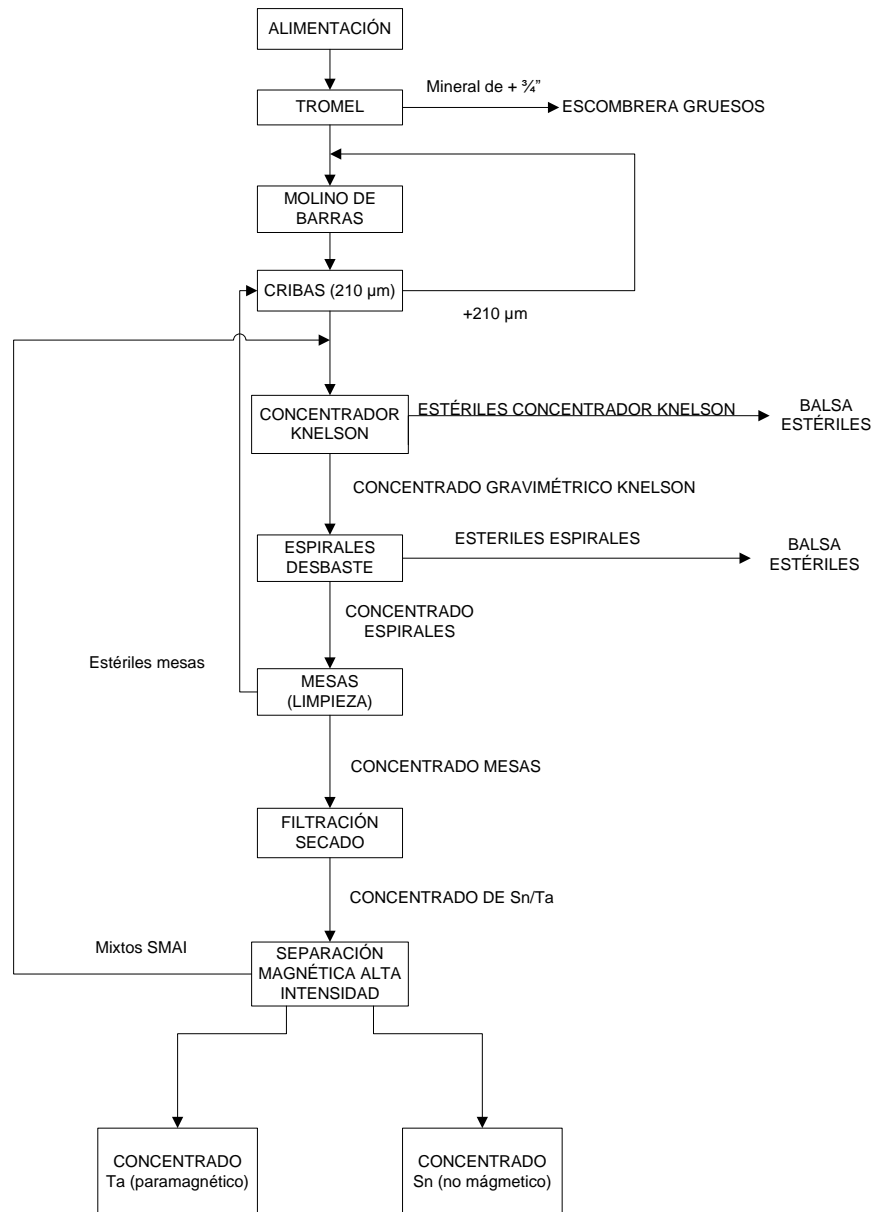


Figura 3.6. Propuesta de diagrama preliminar de proceso para los estériles de balsa de la Mina de Penouta (Pennstrom Consulting, Inc.).

3.3.2. ENSAYOS DE SEPARACIÓN GRAVIMÉTRICA.

Tras las pruebas con concentradores centrífugos, se recurrió a la vía clásica de separación mediante espirales y mesas de sacudidas. Como punto de partida se tomaron los ensayos realizados durante los años 70 y 80 en la antigua mina.

A partir de estos trabajos se planteó un proceso de concentración para la obtención de un concentrado de Sn y Ta/Nb a partir de los estériles de balsa de la Mina de Penouta, que fue desarrollado en las instalaciones de Mintek (Sudáfrica) en dos fases:

Fase 1 (escala de laboratorio): consiste en ensayos en mesa de sacudidas y concentrador Falcon con objetivo principal de determinar la susceptibilidad del mineral a ser concentrado gravimétricamente en espirales o por fuerzas centrífugas elevadas. La descripción general de esta etapa de ensayos es la siguiente:

- Caracterización metalúrgica del mineral.
- Ensayos de concentración gravimétrica: mesa de sacudidas, concentrador Falcon y combinación de ambos.
- Ensayos de separación magnética de alta intensidad en húmedo (WHIMS) a distintas intensidades de campo magnético: obtención de los concentrados de Sn y Ta/Nb por separado.

Fase 2 (escala de planta piloto): se estudia la respuesta del mineral al proceso de concentración gravimétrica a escala de planta piloto, con mayor cantidad de muestra y optimizando el proceso ensayado a escala de laboratorio (Fig. 3.7). Los ensayos realizados fueron:

- Ensayos de concentración gravimétrica en espirales (etapa de desbaste) y posterior etapa de lavado/limpieza del concentrado obtenido mediante mesa de sacudidas y concentrador Falcon para la fracción $-38 \mu\text{m}$.

- Ensayos de separación magnética de alta intensidad en húmedo (WHIMS) a la intensidad de campo magnético elegida como óptima en la Fase 1: separación de los concentrados de Sn y Ta/Nb obtenidos.

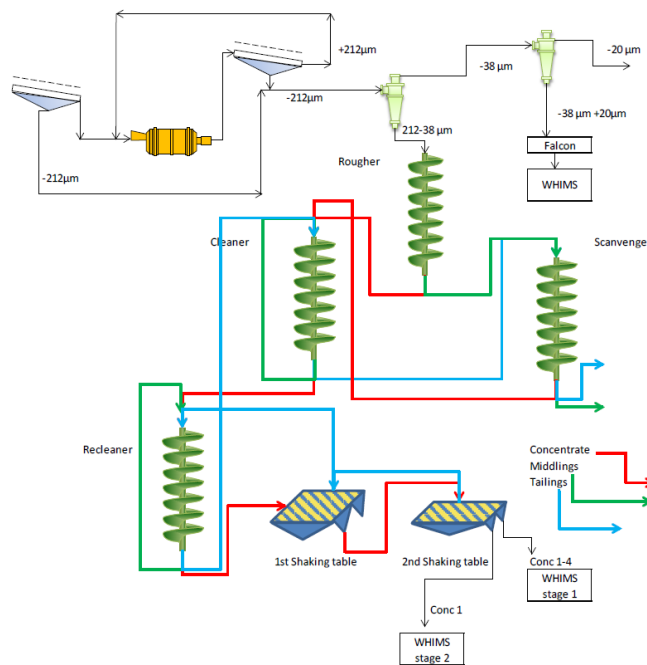


Figura 3.7. Esquema general de proceso de los ensayos a escala de planta piloto (Fase 2) para los estériles de balsa de la Mina de Penouta (MINTEK).

El ensayo consistió en las siguientes etapas:

- Una molienda de la alimentación inicial a $212\mu\text{m}$ (tamaño de liberación) en un molino de barras para minimizar la generación de finos.
- Ciclonado para eliminar finos menores de $38\mu\text{m}$ (la presencia de finos reduce el rendimiento del proceso gravimétrico). Esta fracción $-38\mu\text{m}$ se intenta recuperar en un concentrador Falcon.
- La fracción $-212+38\mu\text{m}$ se concentra gravimétricamente en un circuito de cuatro espirales que consiste en:
 - Una espiral de desbaste para eliminar la mayoría de los estériles.

- Una espiral de apure para poder aprovechar el mineral contenido en los estériles de la espiral de desbaste.
- Una espiral de limpieza del pre-concentrado resultante de las espirales de desbaste y apure, así como para agotar el posible mineral contenido en el estéril resultante de la última etapa de espirales (espiral de re-limpieza).
- Una espiral de re-limpieza para poder concentrar más el pre-concentrado resultante de la espiral de limpieza y agotar el estéril de la etapa de mesas posterior.
- El pre-concentrado pasa a un circuito de mesas que consiste en dos etapas:
 - Una primera etapa de desbaste del concentrado del circuito de espirales y agotamiento del estéril de la etapa siguiente (2ª etapa de mesas).
 - Una segunda etapa de limpieza del concentrado anterior.
- Una separación magnética de alta intensidad por vía húmeda (WHIMS), tanto del underflow del ciclón de 38 μm como del concentrado resultante de las mesas de sacudidas.

Para que estos ensayos metalúrgicos sean efectivos es fundamental, primeramente, conocer la granulometría del TDU y la distribución de la mena según las diferentes fracciones. Así, los estudios granulométricos llevados a cabo por MINTEK arrojan resultados que no distan mucho de los documentados por ADARO (1984). Como se puede observar en la Tabla 3.3, las granulometrías más gruesas no son muy representativas (hasta 5,9 %), por lo que no suponen una gran pérdida de mineral, ya que no tienen concentraciones de Sn y Ta altas.

Tabla 3.3. Distribución de masa y ley en las diferentes fracciones granulométricas, según trabajos históricos de Adaro (1984) y estudios recientes en Mintek.						
	ADARO			MINTEK		
	Distribución de masa	Sn ppm	Ta ppm	Distribución de masa	Sn ppm	Ta ppm
Fracción gruesa	2,90%	-	-	5,90%	197,74	42,17
Fracción a tratar	75,93%	487,22	49,07	65,40%	309,17	48,30
Fracción fina	21,17%	319,47	53,64	28,70%	331,79	50,51

El tramo granulométrico que comprende tamaños entre 2 mm y 38 μm es donde se concentra entre el 74 y 65 % de todo el peso, mientras que la fracción fina (<38 μm) representaría un peso de entre el 20 y 30 % (Tabla 3.3 y Fig. 3.8). Además, la fracción por debajo de las 212 μm es la que mayor ley de los metales de interés presenta.

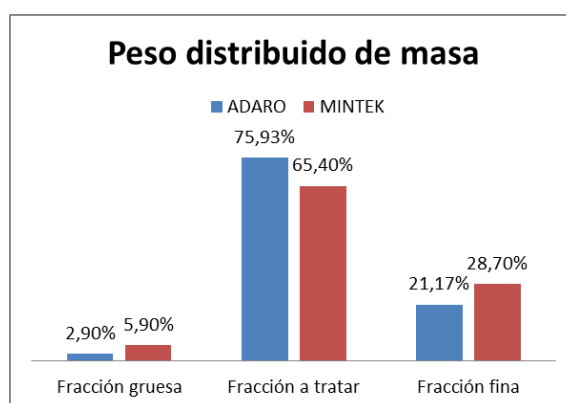


Figura 3.8. Comparación de la distribución de masa en las diferentes fracciones granulométricas.

Todo el proceso anteriormente detallado se realizó en discontinuo, extrapolando los resultados con posterioridad a un funcionamiento en continuo (únicamente el circuito de espirales y mesas) mediante modelización, obteniendo una respuesta positiva del material a la separación (Tabla 3.4).

Tabla 3.4. Leyes y recuperaciones preliminares obtenidas en las pruebas de Mintek.		
	Ley ppm (%)	Recuperación %
Sn	122.679,7 (12,2%)	90,70
Ta	20.200,8 (2,02%)	89,60

Tras los buenos resultados obtenidos en los ensayos de Mintek, se decidió llevar a cabo ensayos de concentración gravimétrica en proceso continuo, en una planta piloto de 3t/h construida a tal fin. El esquema seguido en la construcción y montaje fue muy similar al que planteó Mintek (Fig. 3.9).

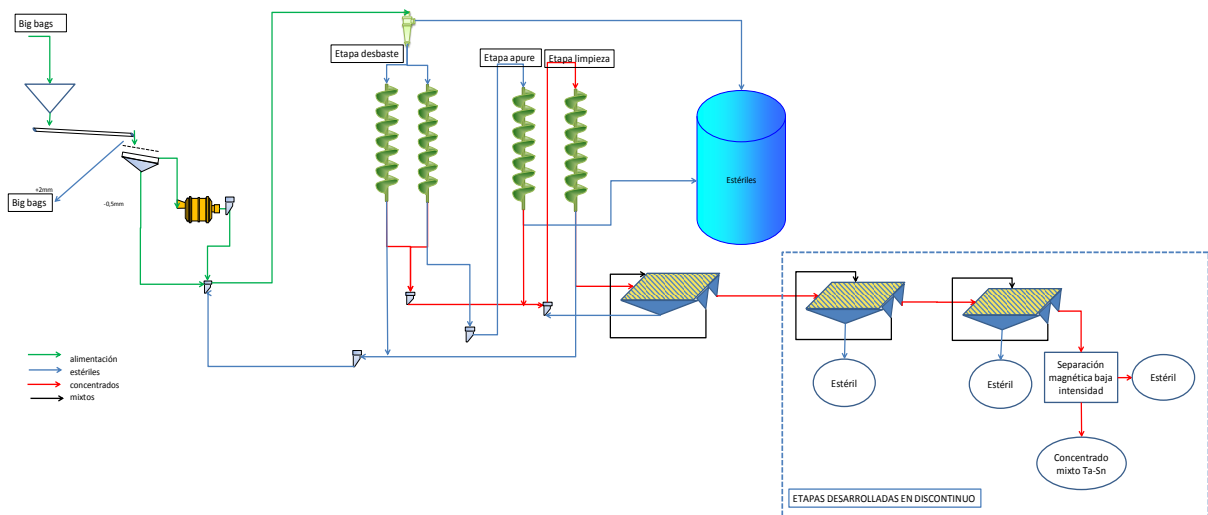


Fig. 3.9. Diagrama de flujo seguido para los ensayos en planta piloto en continuo.

Este proceso consistió en una molienda para llegar a un P_{80} de 500 μm con un molino de barras, seguido de tres etapas de espirales de concentración. El producto de esta etapa de espirales alimenta la segunda etapa de concentración mediante mesas de sacudidas. Debido a que en la planta piloto solo se disponía de una mesa, solo se pudo realizar una etapa en continuo y las dos etapas restantes se realizaron en discontinuo.

Con el concentrado de esta última etapa de mesas se realizó una separación magnética de baja intensidad (1.700 Gaus) para eliminar las partículas ferromagnéticas, principalmente varias especies de óxidos de hierro (goethita, magnetita y hematites).

Como se puede observar de los resultados recogidos en la Tabla 3.5, se alcanzan leyes más elevadas que en los ensayos de Mintek. Sin embargo, la granulometría del material de alimentación a las espirales se puede considerar que no fue la adecuada, por lo que se deduce que una molienda a una granulometría inferior mejoraría aún más estos resultados.

Además, durante el proceso de separación magnética se observa que una parte residual del Sn es arrastrada con el concentrado magnético de columbo-tantalita, mientras que también restos de Ta y Nb permanecen en el concentrado no magnético de casiterita (Tabla 3.5). Este hecho llevó a plantear la posibilidad de ir un paso más allá en la separación de ambas especies minerales, lo que condicionó la siguiente etapa de ensayos.

Tabla 3.5. Resultados de las distintas etapas de separación gravimétrica en planta piloto

	Alimentación (ppm)	Concentrado etapa de espirales (ppm)	Estéril etapa de espirales (ppm)	Concentrado etapa 1 de mesa (%)	Concentrado etapa 3 de mesa (%)	Concentrado separación magnética baja intensidad (%)
Ta	84,60	1.070,00	19,50	2,15	4,87	6,7
Nb	88,80	817,00	30,70	1,79	3,96	5,4
Sn	561,00	7.750,00	117,30	12,76	35,20	54,7

A la vista de los resultados, se recurrió a SGS para la realización de un balance metalúrgico de la planta piloto, a partir de la premisa de un tratamiento por fracciones que permita optimizar leyes y recuperaciones de los metales de interés, optimizando así el rendimiento del proceso. El esquema seguido en este caso se basa en una clasificación por tamaños en la entrada de alimentación con la correspondiente molienda, para asegurar la mayor recuperación en la separación del Ta y Nb (Fig. 3.10). Mediante espirales se generan los correspondientes concentrados intermedios, que se tratan de manera independiente con separadores magnéticos de baja intensidad para eliminar el Fe y, posteriormente, pasando por separadores de alta intensidad, se obtiene un primer concentrado. Los rechazos de

dicho proceso pasan por al menos una mesa de sacudidas para el afino final y la recuperación de la mayor cantidad posible de mineral.

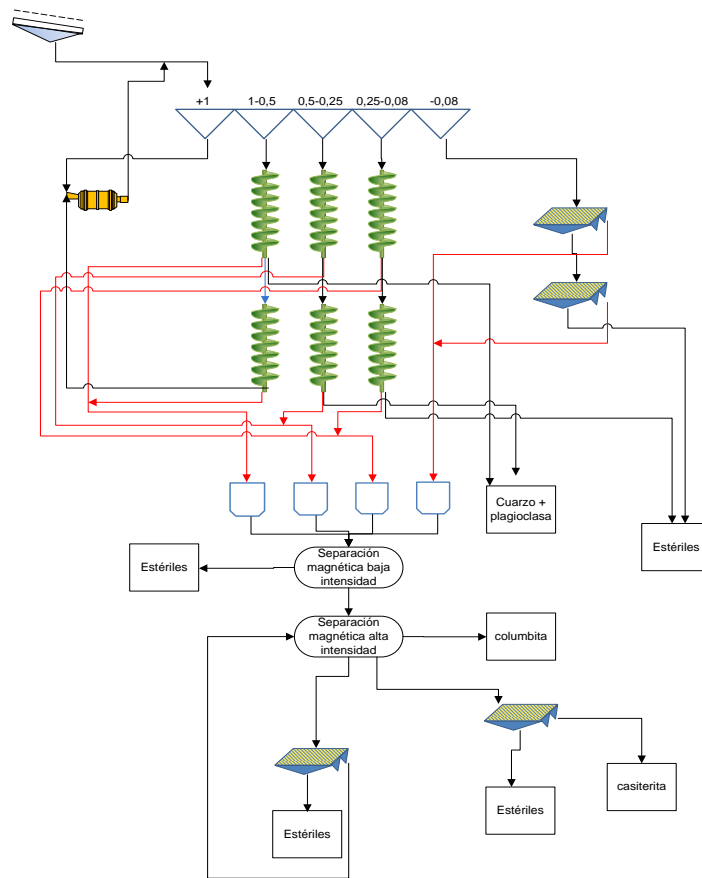


Fig. 3.10. Diagrama de flujo seguido para los ensayos SGS.

A pesar de que el proceso se encuentra a la espera de recibir los resultados analíticos de los concentrados finales, los resultados indican una recuperación elevada tanto para el concentrado de casiterita como para el de columbo-tantalita, no solo en la etapa de inicial de laboratorio, sino también en la etapa de comprobación final en la planta piloto (Tabla 3.6), obteniendo unas buenas recuperaciones y unas leyes de concentrado aptas para la venta.

Tabla 3.6. Ley y Recuperación preliminares obtenidos en los ensayos de SGS

Producto	Ley (%)	Recuperación (%)
SnO ₂	67,29	83,67
Ta ₂ O ₅ +Nb ₂ O ₅	62,48	79,23

3.4. ENSAYOS PIROMETALÚRGICOS

3.4.1. INTRODUCCIÓN

Con el fin de ir un paso más allá en la obtención de productos para su venta en un mercado de consumidores finales, obteniendo con ello un mayor valor añadido y una mayor capacidad de amortiguación de las fluctuaciones de precio en el mercado de los metales, se planteó la necesidad de realizar un estudio en profundidad, tras la etapa de gravimetría, mediante la investigación de técnicas pirometalúrgicas e hidrometalúrgicas.

Para ello se llevó a cabo un estudio a escala de laboratorio que demuestra las posibilidades de recuperación de Sn y Nb/Ta en colaboración con el Centro Nacional de Investigaciones Metalúrgicas (CENIM-CSIC), que permitiría diseñar actuaciones a escala industrial.

Como se recoge en apartados anteriores, el procesamiento de los minerales metálicos de interés de la mina de Penouta da lugar a concentrados que, además de SnO₂, contienen óxidos de Nb y Ta. Por ello, la extracción pirometalúrgica del estaño de la casiterita daría como resultado la obtención de un lingote de Sn, mientras que los óxidos de Nb y Ta se concentrarían en las escorias de fundición, junto con otros elementos residuales que estuvieran con el concentrado inicial, como Ti, Zr, RREE, Si, Al y Ca.

3.4.2. ESTADO DEL ARTE

Históricamente han sido varios los intentos realizados para conseguir la separación de Ta y Nb a partir de las escorias de fundición de un concentrado de Sn. El asombroso

parecido químico entre estos dos metales se puede atribuir a sus tamaños iónicos prácticamente idénticos, derivado de la contracción de los lantánidos (Nowak y Ziolek, 1999). Esta similitud, combinada con su aparición simultánea en minerales, hace que la separación de estos metales sea problemática y sugiere el estudio combinado de los compuestos de Nb (V) y Ta (V).

El primer proceso de obtención de Ta y Nb fue el proceso Marignac, basado en la cristalización fraccionada gracias a la distinta solubilidad de los fluoruros de potasio de ambos metales. Los métodos convencionales para la extracción de los compuestos de Nb y Ta a partir de la escoria de estaño, consisten en la disolución total del mineral con HF, HF + H₂SO₄, o por fundición en horno eléctrico.

En general los procesos empleados para la separación de ambos metales se pueden dividir en procesos pirometalúrgicos y procesos hidrometalúrgicos.

En cuanto a los **procesos pirometalúrgicos**, los más tradicionales se basan en la reducción de los óxidos de Nb y Ta con distintos reductores, siendo uno de los procesos más antiguos la aluminotermia abierta para la obtención de los metales (Nair *et al.*, 1975), que se ve favorecida con la adición de fundentes. Este tipo de procesos da lugar a una recuperación del 90 % para el caso del Ta con alrededor del 5 % de impurezas de Al, por lo que va seguida de procesos de purificación como el electrorefino o fusión por electroescoria.

Otro de los procesos tradicionales, es la obtención de los carburos de Nb y Ta mediante la reducción con carbono a unas temperaturas en torno a los 1.200-1.400 °C, proceso que sigue siendo objeto de estudio en los últimos años (Mudzanapbme *et al.*, 2004). De la misma forma la carbo-cloración también sigue empleándose en las investigaciones de los últimos 20 años, consiguiéndose la recuperación de hasta el 100% de ambos metales, sobre todo cuando se parte de concentrados con alto contenido en Nb y Ta (Gaballah *et al.*, 1997). Investigaciones más recientes en el campo pirometalúrgico, se han centrado en la

reducción de los pentóxidos de Nb y Ta con distintos reductores, como por ejemplo reducción con Si en vacío (Awasthi *et al.*, 2001), reducción calciotérmica con la adición de CaCl₂ fundido, que mejora las propiedades de la aluminotermia (Baba *et al.*, 2005) y reducción con Mg en fase vapor entre otros (Kumar *et al.*, 2013).

Los procesos **clásicos hidrometalúrgicos** se basan en las reacciones en fase vapor, principalmente con flúor (fluoración) (Pienaar *et al.*, 2012), para evitar la generación de efluentes líquidos residuales.

En los últimos años, los procesos pirometalúrgicos se han visto casi totalmente remplazados por procesos hidrometalúrgicos y por combinación de ambos. La extracción del Nb y el Ta en fase líquida suele realizarse en presencia de fluoruros, que forman complejos con dichos metales.

Hay antecedentes de utilización de un proceso hidrometalúrgico seguido de un proceso pirometalúrgico aplicado a una escoria de estaño. El proceso hidrometalúrgico consiste en sucesivas lixiviaciones ácido-base para eliminar impurezas, mientras que el proceso pirometalúrgico empleado es la tradicional cloración o carbocloración (Gaballah y Allain, 1994).

Una de las investigaciones más recientes en el campo de la hidrometalurgia, combina procesos de extracción con intercambio iónico por medio de resinas. En este proceso la primera parte consiste en la disolución del mineral mediante fusión con NH₄F•HF y posterior disolución en agua. Las mejores condiciones, de acuerdo a los resultados obtenidos por estos autores, se obtienen con la extracción con H₂SO₄ 4M y MIAK seguida de intercambio iónico con una resina aniónica débil empleando como eluyente HCl 6M (Nete *et al.*, 2014).

3.4.3. CARACTERIZACIÓN DEL CONCENTRADO INICIAL DE CASITERITA

Para llevar a cabo estos ensayos se empleó el concentrado mixto de Sn, Nb y Ta obtenido de las pruebas a escala de planta piloto gravimétrica mencionadas en el apartado anterior.

La determinación de la distribución de tamaño de partícula (Figura 3.11) se realizó por el método de difracción, con un láser de He-Ne con una $\lambda=632,8$ nm sobre muestra húmeda. Se utilizó un equipo Mastersizer S, de Malvern.

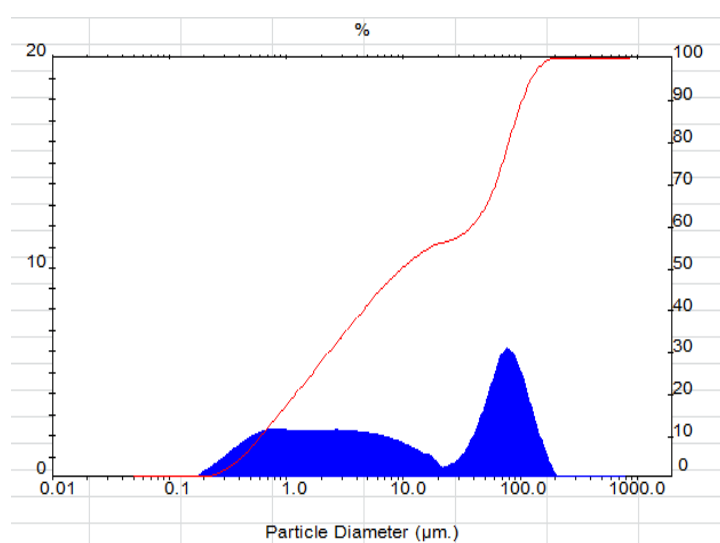


Figura 3.11. Distribución de tamaños de partícula del concentrado de estaño.

La composición mineralógica se obtuvo mediante Difracción de Rayos-X utilizando para ello un difractómetro Siemens modelo D5000, equipado con un ánodo de Cu (radiación Cu $K\alpha$) y monocromador de LiF para eliminar la radiación $K\beta$ de las muestras que contienen hierro. A partir de estos difractogramas y mediante el método de reconciliación Rietveld se realizó el estudio cuantitativo de las fases cristalinas presentes en el concentrado inicial (Tabla 3.7). Se observa que la fase 4 se ajusta a la estequiometría $(Mn_{0,46}Fe_{0,54})(Nb_{0,65}Ta_{0,35})_2O_6$ típica de la columbo-tantalita, y la fase 5 se ajusta a la estequiometría de una ixiolita.

Tabla 3.7. Composición mineralógica media del concentrado inicial		
Fase	Fase Mineralógica	%
1	Casiterita	4,4
2	$(\text{Sn,Fe})(\text{Sn,Ta,Nb})_2\text{O}_6$	1,6
3	Cuarzo	5,3
4	$(\text{Fe,Mn})(\text{Ta,Nb})_2\text{O}_6$	21,5
5	$(\text{Fe,Mn,Ta,Nb})\text{O}_2$	7,1

El análisis microestructural se realizó por Microscopía Electrónica de Barrido (SEM) en un equipo HITACHI modelo S-4800, usando un voltaje de 15 kV. De dicho estudio se deducen las siguientes apreciaciones desde el punto de vista mineralógico:

- 1) Existencia de granos mixtos de casiterita-cuarzo y granos liberados de cuarzo y de casiterita (Figura 3.12).
- 2) Óxidos de Nb y Ta bien liberados (Figura 3.13).
- 3) Asociación Sn-Ta-Nb en forma de óxidos mixtos (Figura 3.14).
- 4) Presencia de óxido de zirconio y de silicatos de Fe y K.

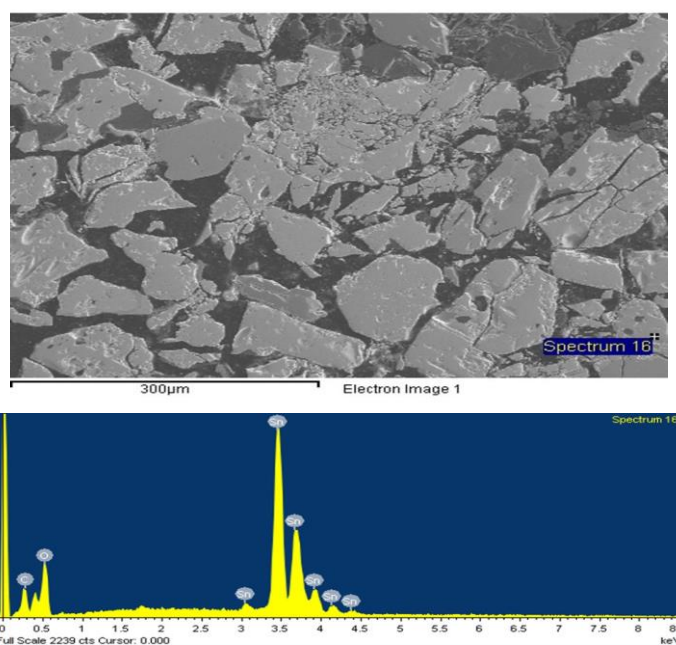


Figura 3.12. Imagen SEM y espectro de casiterita bien liberada.

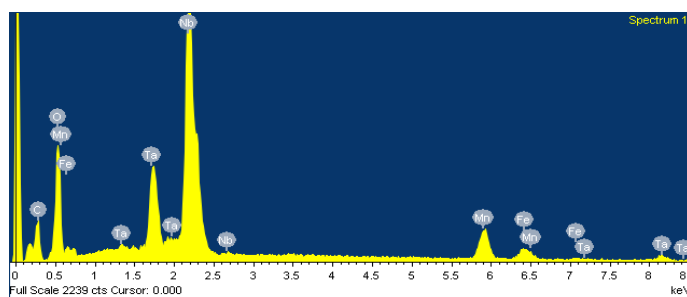
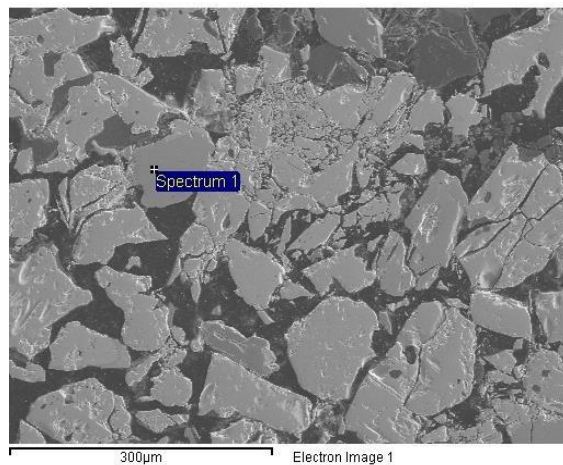


Figura 3.13. Imagen SEM y espectro de granos de columbo-tantalita bien liberados.

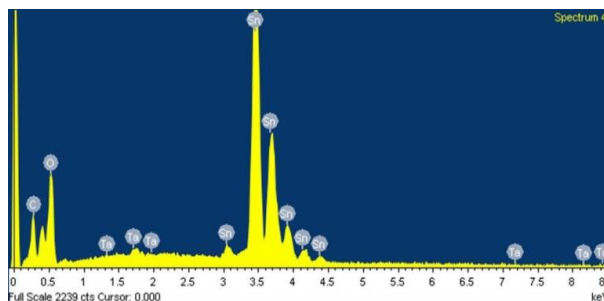
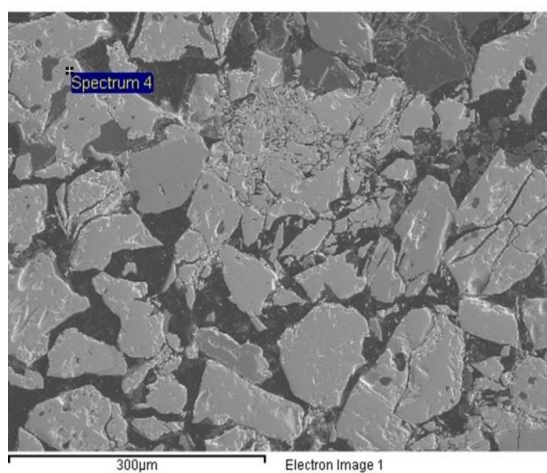


Figura 3.14. Imagen SEM y espectro de óxidos de Sn, Ta y Nb.

La composición química de este concentrado, obtenida mediante diversas técnicas, se recoge en la Tabla 3.8. Los análisis mediante Espectroscopia de Plasma de Acoplamiento Inductivo se realizaron mediante un espectrofotómetro de emisión óptico ICP-OES, modelo 725-ES de Varian. Previamente, las muestras se atacaron con metaborato de litio a 1.050 °C y fueron acidificadas con nítrico concentrado (HNO₃).

Los contenidos en Sn y Fe se determinaron mediante espectroscopia de absorción atómica (AA), para lo cual, el concentrado de casiterita se disolvió en HCl 2M. Se utilizó un espectrómetro de llama con generador de hidruros (modelo SpectrAA 220 FS de Varian).

Tabla 3.8. Composición química del concentrado inicial de casiterita obtenida mediante diversas técnicas				
Compuesto	FRX % Masa	AA % Masa	ICP % Masa	FRX % Masa (ALS Labs.)
	52,13	67,2	62,42	61,96
SnO ₂	9,96	6,99	2,78	7,43
Fe ₂ O ₃	8,45	-	4,00	8,67
Ta ₂ O ₅	7,91	-	3,55	-
SiO ₂	6,28	-	0,001	-
MnO Nb ₂ O ₅	5,38	-	3,00	5,58
Al ₂ O ₃	3,40	-	1,32	-
ZrO ₂	1,51	-	0,20	-
TiO ₂	0,94	-	0,21	-
PbO	0,77	-	-	-
CeO ₂	0,73	-	-	-
K ₂ O	0,51	-	0,58	-
In ₂ O ₃	0,4	-	-	-
P ₂ O ₅	0,4	-	<LD	-
La ₂ O ₃	0,3	-	-	-
Nd ₂ O ₃	0,2	-	-	-
Na ₂ O	0,2	-	-	-
WO ₃	0,2	-	-	-
Y ₂ O ₃	0,1	-	-	-
HfO ₂	0,1	-	-	-
CaO	0,1	-	-	-
MgO	0,1	-	0,32	-
ZnO	842 ppm	-	0,045	-
	300 ppm	-	0,041	-

Los resultados anteriores indican como contenidos de partida más correctos, en cuanto a técnicas experimentales y elementos se refiere, los siguientes:

- Fe y Sn mediante absorción atómica (AA).
- Nb y Ta mediante FRX. En este caso, existe coincidencia entre los valores obtenidos por el CENIM y por ALS.

De este modo, los contenidos en elementos estratégicos en el concentrado inicial y que han servido para realizar los cálculos en el proceso de reducción carbotérmica son los siguientes:

SnO₂: 67,20 %
Fe₂O₃: 6,99 %
Nb₂O₅: 5,40 %
Ta₂O₅: 8,45 %

3.4.4. OBTENCIÓN DEL ESTAÑO MEDIANTE REDUCCIÓN CARBOTÉRMICA

3.4.4.1. MEDIANTE HORNO DE INDUCCIÓN

Para este proceso se utilizó un horno eléctrico de inducción AFI-02 provisto con crisoles de grafito. Al horno se le acopló una entrada de argón para la protección del crisol (Figura 3.15).

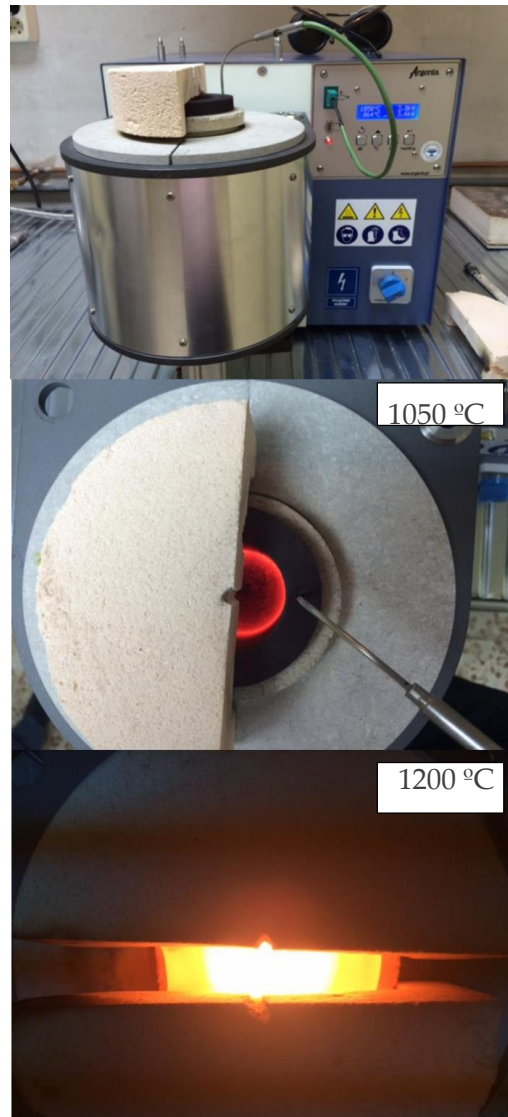


Figura 3.15. Horno eléctrico de inducción utilizado en el proceso.

Se estudió la recuperación del estaño siguiendo tres rutas de procesado:

- a) Fusión reductora alcalinotérrica (FAT)
- b) Fusión reductora alcalina (FA)
- c) Fusión mixta (FATA)

En el primer caso se utilizó CaCO_3 para formar la escoria y coque siderúrgico como reductor. En el segundo caso se utilizó NaCO_3 junto con bórax, empleando también coque como reductor y en el tercero, una mezcla de carbonatos de Ca, Na y K. En todos los ensayos realizados se utilizaron 100 g de concentrado.

Durante el desarrollo de estos ensayos se probaron diferentes proporciones de concentrado, coque y fundente hasta conseguir la mezcla adecuada. La temperatura alcanzada fue de 1.200 °C y el tiempo de residencia en el horno de 4 horas.

Al final del proceso, la masa fundida se coló sobre lingotera de laboratorio, separando la fase de escoria del estaño metálico. Finalmente, para purificar el estaño metálico, se refundió en un horno eléctrico a 1.100 °C, obteniéndose finalmente un lingote de estaño.

Los resultados obtenidos en cuanto a la recuperación de estaño, tomando como base un contenido de SnO_2 en el concentrado del 67,2 % en peso, se resumen en la Tabla 3.9 para las distintas rutas de procesado elegidas. Los mejores resultados se obtienen en la fusión reductora con CaCO_3 , con una recuperación del 95 % (Fig. 3.16).

Tabla 3.9. Rendimientos obtenidos en la recuperación pirometalúrgica del estaño	
Tipo de Fusión	% Recuperación de Sn
FAT	95,2 ± 3,8
FA	87,6 ± 0,6
FATA	54,0 ± 0,3



Figura 3.16. Estaño metálico y escoria obtenidos en un ensayo FAT.

La composición química del lingote de estaño se obtuvo mediante espectrometría de emisión óptica (EEO) por chispa en un espectrómetro modelo SPECTROMAXx de Spectro (Tabla 3.10). Dicha composición se comparó con la obtenida mediante AA, para lo cual, se obtuvo viruta a partir del lingote, disolviéndose esta en HCl 2M.

Tabla 3.10. Composición química del estaño metálico obtenido en la fusión reductora con CaCO ₃ .		
Elemento	EEO % Peso	AA % Peso
Sn	96,06	96,52
Fe	3,46	3,41
Mn	0,19	0,06
Pb	-	0,02
Nb	998 ppm	-
Cr	899 ppm	-
Ti	385 ppm	-
Cu	276 ppm	-

La pureza del estaño (96 %) es similar a la del estaño obtenido por técnicas pirometalúrgicas a partir de otros minerales y/o residuos industriales que contienen este elemento. Una mayor purificación del estaño puede llevarse a cabo ajustando el proceso pirometalúrgico o bien mediante técnicas de electrolisis.

Se observa también, que el contaminante más importante del estaño es el hierro, mientras que el Mn contribuye muy poco. Sin duda, un concentrado más purificado en cuanto al hierro se refiere, permitiría obtener un estaño de más calidad.

La escoria obtenida en el proceso es un material de aspecto vítreo, fácilmente molturable. El análisis mediante difracción de RX (Figura 3.17) indica que está constituida fundamentalmente por óxidos de Ca-Nb-Ta, siendo la fase $\text{Ca}_2(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_7$ mayoritaria.

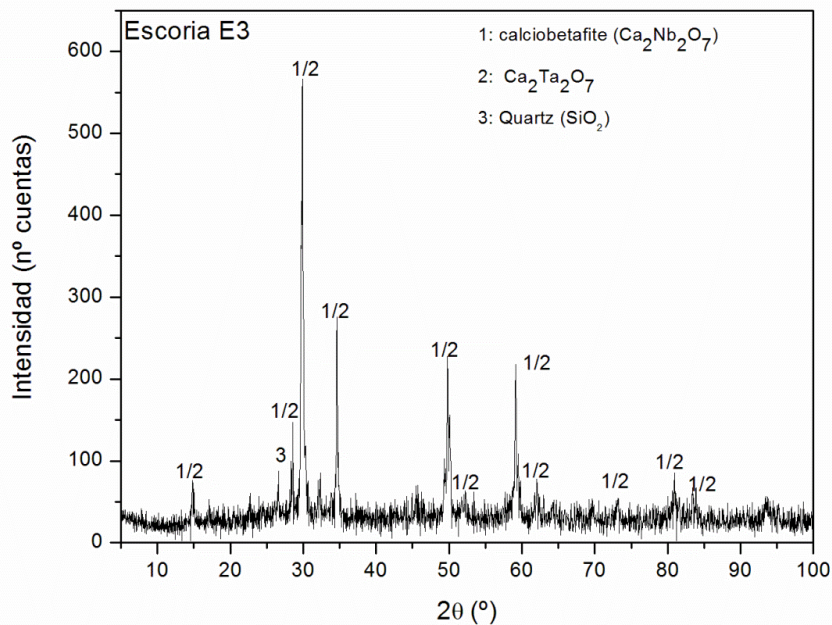


Figura 3.17. Diagrama de DRX de la escoria obtenida en el proceso de reducción con carbonato cálcico.

La cuantificación de fases cristalinas mediante Rietveld indica que los contenidos en fases mineralógicas en la escoria son:

Tabla 3.11. Fases minerales en la escoria	
$\text{Ca}_2(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_7$	86,7%
$\text{Ca}(\text{Nb,Ta})\text{O}_3$	6,6%
$(\text{Fe,Mn})(\text{Ta,Nb})_2\text{O}_6$	4,2%
SiO_2	2,4%

Morfológicamente la escoria está constituida por formaciones dendríticas en las que se concentra el niobio y el tantalio (Figura 3.18). Estas dendritas recuerdan las estructuras de ferritos de calcio, típicas del sinter siderúrgico. Estas estructuras serían algo así como niobitos o tantalitos de calcio. La distribución del Nb y Ta es uniforme en toda la escoria y se concentra en las formaciones dendríticas.

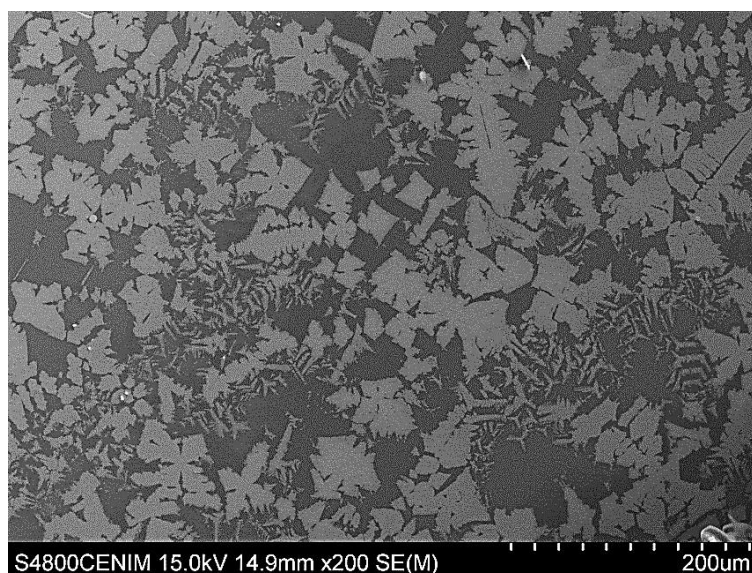


Figura 3.18. Imagen SEM de la escoria obtenida después de la fusión reductora con CaCO_3

La composición química de la escoria mediante diversas técnicas se recoge en la Tabla 3.12. Los contenidos de Ta_2O_5 son del orden del 25,5 % en peso y de Nb_2O_5 del 21,4 % en peso y se observan, además, pequeñas cantidades de Sn en forma de microgotas distribuidas heterogéneamente en la escoria.

Por lo tanto, la ruta pirometalúrgica realizada para la recuperación del estaño y la concentración de niobio y tantalio en la escoria, se puede considerar satisfactoria.

Tabla 3.12. Composición química de la escoria obtenida después del proceso de reducción carbotérmica con CaCO_3

Compuesto	FRX % peso	AA % peso
Ta_2O_5	25,48	-
Nb_2O_5	21,43	-
CaO	15,79	18,40
SiO_2	10,00	13,24 (**)
MnO	7,23	8,47
SnO_2	5,66	6,59
ZrO_2	3,68	-
Al_2O_3	3,23	3,84
Fe_2O_3	0,73	0,77
TiO_2	0,62	0,98
K_2O	0,51	0,87
Na_2O	0,30	-
MgO	0,14	0,15
Cr_2O_3	-	0,06
ZnO	-	0,02
NiO	-	0,03

Nota: (*) Valor determinado mediante técnica gravimétrica.

3.4.4.2. MEDIANTE HORNO ESTÁTICO DE GAS

En este caso se empleó un horno estático de gas propano Lampo 08, con crisoles de grafito Morgan Salamander de 17,6 cm x 25 cm (Figura 3.19). La fusión del concentrado se llevó a cabo utilizando una mezcla de fundentes y coque adaptada al sistema de fundición utilizado. En cada fusión, se utilizaron 200 g de concentrado. La presencia de bórax en la composición de las mezclas es necesaria en este tipo de hornos.

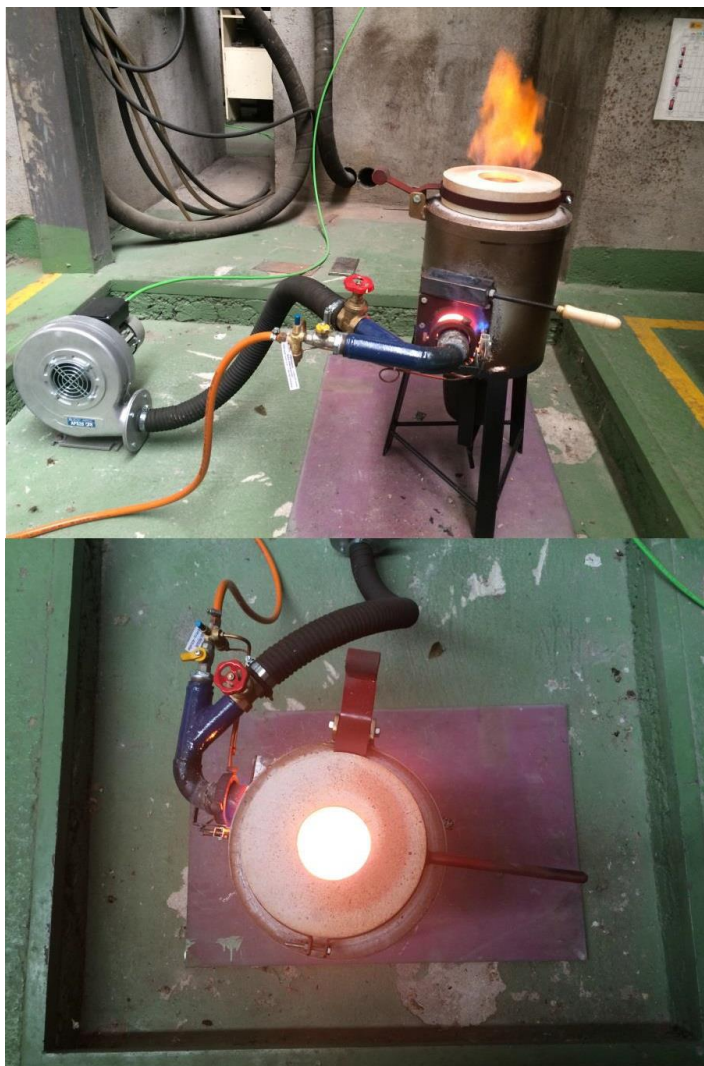


Figura 3.19. Horno de gas con crisol de grafito Morgan-Salamander.

El lingote de Sn obtenido en esta reducción (Figura 3.20) alcanzó una pureza media del 98,42 % (Tabla 3.13), superior a la obtenida en los ensayos de fusión en horno de inducción. La recuperación media del Sn respecto del concentrado inicial fue del 98,5 %.



Figura 3.20. Lingotes de Sn obtenidos en el proceso de reducción en horno de gas.

Tabla 3.13. Composición química del lingote de estaño obtenido por reducción carbotérmica en horno de gas.

Elemento	% peso	Técnica
Sn	98,42	EEO
Fe	1,50 ± 0,05	AA
Pb	0,052 ± 0,001	AA
Cu	0,023 ± 0,001	AA
Mn	< 0,005	AA

Comparando estos resultados con los obtenidos en el proceso de fusión en horno de inducción, se observa una mejora en el rendimiento en Sn así como una mayor pureza del metal, sobre todo en lo que al contenido de Fe se refiere (Tabla 3.14).

Tabla 3.14. Resultados comparativos del proceso de reducción en hornos de inducción y de gas

Distribución de productos después de reducción	Horno de Inducción (100 g de concentrado)	Horno de Gas (200 g de concentrado)
Lingote	47,3 %	39,3 %
Escoria	25,3 %	43,5 %
Gas	28,0 %	17,2 %
Recuperación Sn (% peso)	95,2	98,5
Pureza lingote Sn (%)	96,5	98,4
Fe en lingote (% peso)	3,41	1,50

3.4.4.3. RECUPERACIÓN DE Nb Y Ta

A partir de la escoria obtenida en el proceso de reducción carbotérmica, con la composición recogida en la Tabla 3.12, se estudió la recuperación de Nb y Ta.

La escoria se lixivió en medio ácido fluorhídrico/ácido sulfúrico. La disolución resultante se analizó mediante ICP-OES, donde se comprobó que los elementos lixiviados a

la disolución son principalmente Ta, Nb, Si y Mn, mientras que el resto de elementos presentes en la escoria permanecen en el residuo insoluble. Comparando los valores de las concentraciones de Nb y Ta en el lixiviado y en la escoria, se deduce que el agente lixivante utilizado solubiliza la totalidad del Nb y Ta existente en la escoria.

A continuación se aplicó un proceso de extracción líquido-líquido para la separación de los metales. Para ello se empleó como extractante el Cyanex 923, usando además un disolvente aromático. Se realizaron tres ensayos con distintas relaciones de volúmenes de fase orgánica/fase acuosa para dilucidar las mejores condiciones de extracción, manteniendo constantes en todos los casos la velocidad de agitación y tiempo de extracción. Los ensayos se llevaron a cabo a una temperatura de 20°C.

En este proceso tanto el Nb como el Ta han pasado a la fase orgánica, quedando la Si y el Mn en la fase acuosa, además de pequeñas cantidades de Ca, Sn, Al, Ti y Zr.

A continuación se realizó la re-extracción selectiva de estos metales, analizando las disoluciones acuosas resultantes mediante ICP-OES, para comprobar la eficacia del método (Tabla 3.15).

Teniendo en cuenta las concentraciones iniciales tanto de Nb como de Ta, se comprueba cómo se ha conseguido separar selectivamente ambos metales en dos disoluciones acuosas, aprovechando las diferencias de la re-extracción de ambos metales en función de las concentraciones de fluoruro y amoníaco.

La recuperación del Nb ha sido del 97 % y la del Ta del 99 %.

Tabla 3.15. Composición química de la fase acuosa después de la re-extracción.

Elemento (g/l)	Re-extracción 1	Re-extracción 2
Ta	0.17	1.7
Nb	2.5	0.06
Ca	<l.d.	<l.d.
Mn	0.004	<l.d.
Si	0.18	0.05
Sn	0.03	0.05
Zr	0.05	<l.d.
Al	0.004	0.002
Fe	0.004	0.001
Ti	0.02	<l.d.

En la Figura 3.21 se resume el proceso llevado a cabo para la separación del Nb y el Ta. Cabe destacar que el agente de extracción se regenera para su posterior reutilización después de la segunda re-extracción.

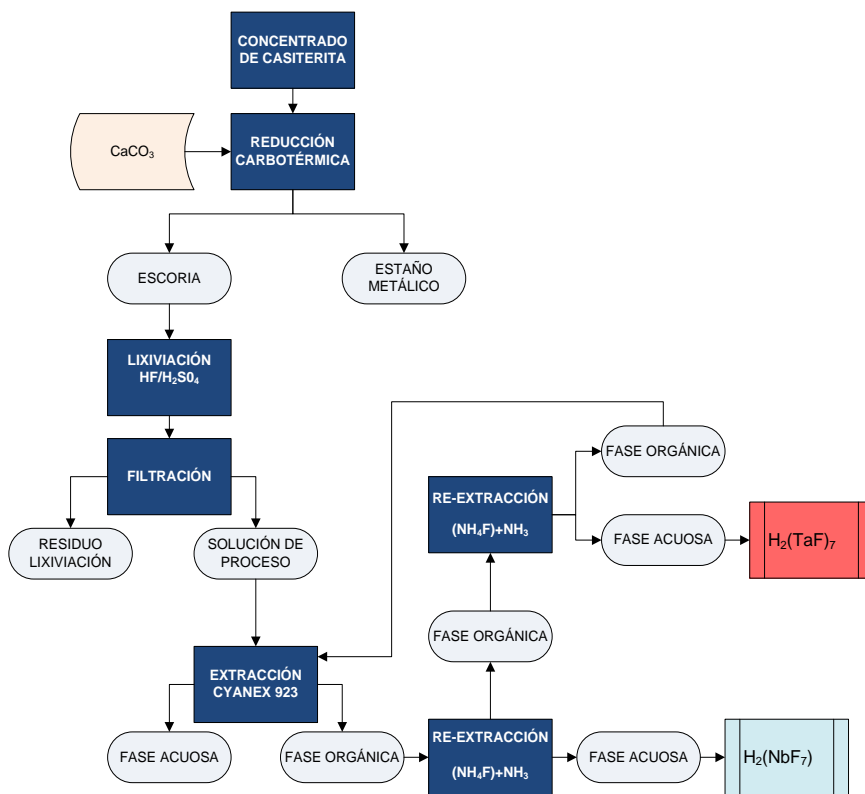


Figura 3.21. Resumen del proceso de separación del Ta y Nb.

A continuación se calculan tanto el coeficiente de distribución (D), en la extracción [ecuación 2] y la re-extracción [ecuación 3], como el factor de separación (β) de ambos metales en la re-extracción [ecuaciones 4 y 5]. Los resultados se recogen en la Tabla 3.16.

$$D_{M(\text{extracción})} = \frac{[M]_{org}}{[M]_{aq}} \quad [2]$$

$$D_{M(\text{re-extracción})} = \frac{[M]_{aq}}{[M]_{org}} \quad [3]$$

Donde M= Nb o Ta

$$\beta_{Nb/Ta} = \frac{D_{Nb}}{D_{Ta}} \quad [4]$$

$$\beta_{Ta/Nb} = \frac{D_{Ta}}{D_{Nb}} \quad [5]$$

Tabla 3.16. Resultados de los ensayos de extracción y re-extracción.

Ensayo	Extracción		Re-extracción 1		Re-extracción 2	
	DNb	DTa	DNb	DTa	DNb	DTa
1	260	900	-	-	-	-
2	324	1795	28	0.05	2	170
3	259	1438	-	-	-	-

$\beta_{Nb/Ta}=560$ $\beta_{Ta/Nb}=85$

Como se puede observar todos los coeficientes de distribución obtenidos se encuentran muy por encima de la unidad, lo que indica la viabilidad de la separación. Además el factor de separación entre el Nb y el Ta en la primera re-extracción es también muy elevado, lo que confirma la buena separación de ambos metales. En cuanto a la segunda re-extracción, aunque β sea mayor que 1, lo que indica la separación de los metales, se podrían mejorar las condiciones para conseguir una mejor separación, probablemente con una segunda etapa de re-extracción.

El Nb y Ta recuperados se encuentran en forma de complejos de fórmulas $H_2(NbF_7)$ y $H_2(TaF_7)$, que son los complejos más estables de ambos metales. La recuperación de Nb y Ta a partir de los complejos disueltos puede llevarse a cabo mediante precipitación- cristalización para obtener sales de dichos metales, proceso que forma parte de nuevas investigaciones puestas recientemente en marcha en colaboración con el CENIM.

Entre tanto, el proceso llevado a cabo en el transcurso de este estudio en colaboración con el CENIM ha dado lugar a la obtención de una patente del proceso, y se están elaborando tanto publicaciones científicas, como comunicaciones a congresos en colaboración con el CENIM, en torno al mismo.

3.5. ENSAYOS PARA LA RECUPERACION DE LOS MINERALES INDUSTRIALES

Una vez encauzada la optimización del proceso de tratamiento para la obtención de los minerales metálicos de interés, se planteó la posibilidad de estudiar las posibilidades de recuperar mica, feldespato, cuarzo y caolín con unas características válidas para ser explotadas comercialmente, a partir de los estériles de dicho proceso.

Los estudios para el beneficio de las arenas de la balsa grande de estériles se iniciaron en el laboratorio y la planta piloto de la empresa Caolines de Vimianzo (en adelante Cavisa), con el fin de separar los diferentes minerales que se presentan en las arenas. Para ello se realizaron unos ensayos de ciclonado con dos objetivos, por un lado dejar las arenas lo más limpias posibles y por otro concentrar los finos en un producto que pudiera reunir las características de un caolín con las propiedades requeridas para su uso industrial.

Con las muestras de arena se prepararon unas suspensiones que se ciclonaron hasta conseguir unas arenas limpias de arcillas y una fracción caolinítica. Con las arenas se realizaron ensayos de flotación que permitieron la separación de mica, feldespato y cuarzo.

Posteriormente se volvieron a estudiar otras tres muestras que permitieron confirmar los ensayos previos, correspondientes a la fracción TDU, menor de 0.5 mm y de 0.5 mm – 1 mm respectivamente, procedentes de la planta de tratamiento de metales.

Finalmente se decide realizar nuevos ensayos con las arenas originadas en la planta de beneficio de metálicos, con el fin de analizar las posibilidades de recuperación de minerales para su uso industrial.

Estos ensayos se vuelven a realizar en la planta piloto y laboratorios de Cavisa y se pretende obtener la información necesaria para evaluar la viabilidad de una planta de beneficio de minerales industriales.

3.5.1. ENSAYOS LLEVADOS A CABO

Se propone la realización de dos tipos de ensayos en la planta piloto para el tratamiento de dos tipos de arenas. Las primeras son las arenas cuyo origen es la balsa de estériles y las segundas son las arenas derivadas del leucogranito de la mina. Estas arenas fueron tomadas al final de la planta de tratamiento de metálicos.

3.5.1.1. ENSAYOS DE HIDROCICLONADO

La separación de la mica, las arenas feldespáticas y el cuarzo se consigue mediante un proceso de flotación. Para que este proceso funcione adecuadamente es necesario eliminar previamente los finos arcillosos que acompañan a estas arenas. Por eso es necesario realizar una serie de ciclados que permitan separar los finos y dejar las arenas lo más limpias posible.

En la planta piloto las arenas se ponen en suspensión en una tolva añadiendo agua y se ciclan sucesivamente en ciclones de 250 mm, 100 mm y 50 mm de diámetro. Los underflow de los dos primeros ciclados se vuelven a poner en suspensión en la tolva y se relavan en otros ciclones, y el overflow de estos últimos se incorpora a la corriente principal. De esta forma en las dos primeras etapas de ciclado se consiguen unas arenas con la menor cantidad posible de finos y en la última etapa de ciclado se consigue concentrar y ajustar la granulometría del caolín que se pueda obtener.

Con el fin de reducir todavía más la cantidad de finos en las arenas, se someten a una segunda etapa de ciclado de relavado que separa un underflow con una mínima cantidad de finos. Así las arenas quedan en condiciones de poder ser sometidas a un proceso de flotación sin que los finos interfieran y afecten al consumo de reactivos y a los resultados de la separación.

El producto que va a flotación tiene una granulometría aproximada entre 600 y 60 μm . Sin embargo en los tramos intermedios hay diferencias granulométricas entre las dos muestras que se traducirán en los productos obtenidos en la flotación de cada muestra.

3.5.1.2. ENSAYOS DE FLOTACIÓN

La manera más eficaz de separar unas arenas que contienen mica, feldespatos y cuarzo, con una granulometría similar y casi la misma densidad, es por medio de un proceso de flotación. Tras los ensayos de ciclonado en los que las arenas se han limpiado de los finos que las acompañaban, estas ya están en condiciones de poder ser enviadas a flotación, que se realiza en medio ácido con ayuda de un colector catiónico tanto para la flotación de la mica como la del feldespato. El cuarzo queda como hundido de la flotación del feldespato.

Como se dispone de dos tipos de arenas, unas gruesas y otras finas, se plantea la posibilidad de realizar los ensayos de flotación de cada tipo o de mezclarlas previamente y después flotar. Con el fin de obtener mayor información se estima oportuno realizar los ensayos de flotación de cada tipo de arena y al final del estudio se harán unos ensayos de las mezclas.

En primer lugar se realizan los ensayos con las arenas gruesas derivadas del underflow de relavado de los ciclones primarios. Dada la diferente granulometría se flotan en primer lugar las arenas de la balsa y después las arenas de la mina.

Los ensayos de flotación se realizan en una celda Denver de laboratorio de 2 l, en medio ácido y la flotación es de tipo catiónica. En primer lugar se flota la mica, preparando una suspensión al 20% de sólidos y con un pH 3 para lo que se añade ácido sulfúrico. A continuación se añade una sal primaria de acetato de amonio que actúa como colector catiónico. Tras un tiempo de acondicionamiento se abre el paso de aire y comienza a flotar a la mica. El flotado se lava para eliminar las espumas tras lo cual se filtra y se seca. Al

hundido de la primera flotación se le realiza un lavado y a continuación se pasa a flotar también en medio ácido, pero esta vez se añade ácido fluorhídrico, seguido del mismo colector que el usado anteriormente. Transcurrido el tiempo de acondicionamiento se permite la entrada de aire y comienza la flotación del feldespato, quedando como hundido el cuarzo.

Se realizan varios ensayos con el fin de optimizar las condiciones de flotación, fundamentalmente el consumo de colector.

El esquema simplificado de los ensayos se puede observar en la figura 3.22:

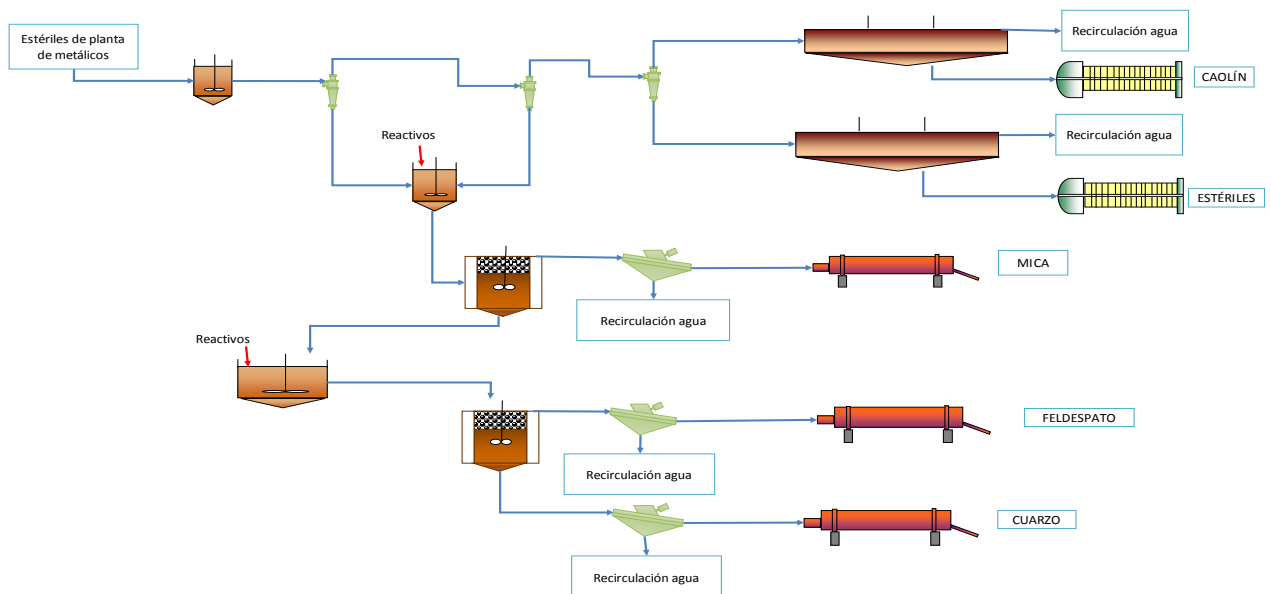


Fig. 3.22. Diagrama de flujo simplificado del proceso de flotación.

3.5.1.3. ENSAYOS DE OBTENCIÓN DE CAOLÍN

En los ciclones terciarios se define la granulometría del producto que se pretende tenga las características de un caolín que pueda ser usado en pastas, bien para uso en cerámica, para usos en sanitarios o, en el mejor de los casos, en ambos. En la figura 3.23, se ven las granulometrías obtenidas en el overflow de las muestras de la balsa y de la mina.

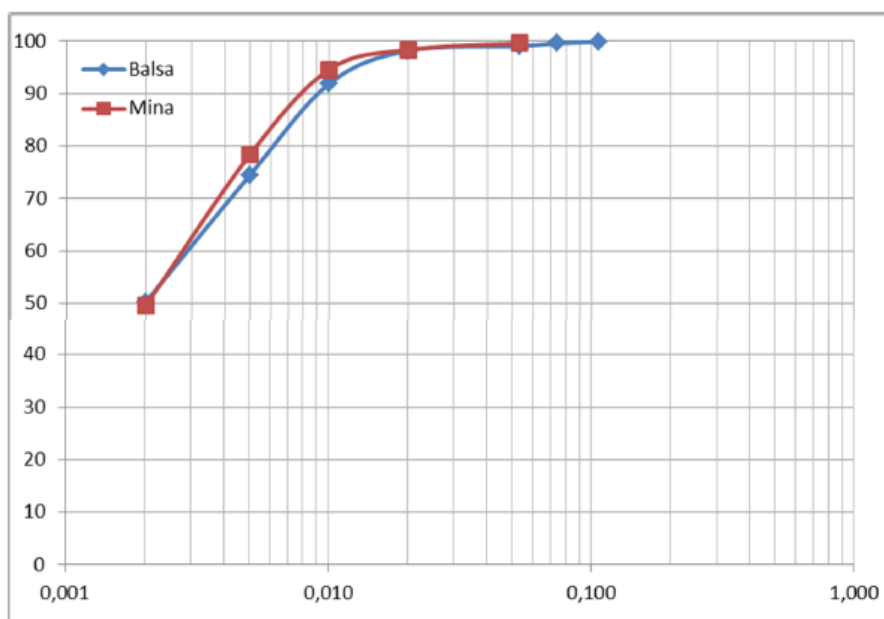


Fig. 3.23. Curva granulométrica de Balsa y Mina.

Los análisis químicos de estos dos overflow son los de la Tabla 3.17.

Tabla 3.17. Análisis químicos de arenas de Balsa y arenas de Mina

Óxido	Arenas de la Balsa	Arenas de la Mina
	Overflow – 50	Overflow – 50
SiO ₂	51,30	52,60
Al ₂ O ₃	30,80	30,90
Fe ₂ O ₃	4,84	2,01
MgO	0,38	0,23
CaO	0,05	0,03
K ₂ O	3,00	1,70
Na ₂ O	0,17	0,72
TiO ₂	0,46	0,16
P.F.	8,84	11,00

3.5.1.4. ENSAYOS TECNOLÓGICOS

Con las muestras de caolín, de feldespato y de cuarzo obtenidas en los ensayos previos se prepararon unos ensayos para evaluar sus posibilidades de utilización en la producción de pastas cerámicas o sanitarias.

Las pastas sanitarias, generalmente, incorporan un caolín, una arcilla tipo *ball clay*, un feldespato y cuarzo. Para estos ensayos tecnológicos, en la preparación de estas pastas se utilizó, como caolín, una mezcla al 50 % del overflow de los ciclones de 50 obtenido en los ensayos arriba mencionados y otro 50 % de un caolín comercial utilizado regularmente por las empresas sanitarias. Como arcilla se utilizó un *ball clay* suministrado por una empresa inglesa. Como feldespato y cuarzo se utilizaron los obtenidos en los procesos de flotación antes descritos.

Los resultados preliminares de estos ensayos sugieren que tanto el caolín como el feldespato y el cuarzo podrían ser utilizados en fábricas de productos sanitarios (Fig. 3.24).

Serán necesarios nuevos ensayos para definir y ajustar las proporciones de cada mineral en la mezcla para conseguir las propiedades requeridas del producto cerámico.

En la Tabla 3.18 se describen los resultados de los ensayos obtenidos, comparando con propiedades estándar facilitadas por una importante empresa del sector sanitario.

Tabla 3.18. Resultados de los ensayos tecnológicos.				
Materias primas		Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3
Caolín, Strategic		14 %	14 %	14 %
Caolín comercial		14 %	14 %	14 %
Arcilla SandBlend 90		22 %	22 %	22 %
Feldespatos Strategic		23 %	23 %	23 %
Cuarzo Strategic		27 %	27 %	27 %
Origen de cuarzo y feldespatos		Ens. 4 y 7	Ens. 8	Ens. 15 y 16
Carbonato sódico, %		0,08%	0,08%	0,08%
Propiedades físicas	Estándar	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3
Densidad, g/l	1810 - 1815 g/l	1790	1790	1812
Fluidez, ° g	330 - 335°	307	323	300
Tixotropía, ° g	35 - 40°	11	23	11
Velocidad formación / hora	8,5 + 0,5 mm	6	8,7	7,1
Residuo a 63 µm	2,0 - 2,5%		0,83	0,61
Silicato sódico	Max.: 0,15%	0,41	0,41	0,44
Absorción de agua, %	Max.: 0,5%	8,6	1,7	0,83
Deformación, mm ⁻¹		1,7x10 ⁻¹⁰	3,1x10 ⁻¹⁰	2,8x10 ⁻¹⁰
Contracción cocido (total)	9,0 - 10,0%	6,6	10,3	10
Resistencia a flexión en seco	Min.: 20 kg/cm ²	43	31	36
Resistencia a flexión en cocido	Min.: 350 kg/cm ²	436	921	886
Pérdidas al fuego	5 - 6%	5,7	5,2	5,8

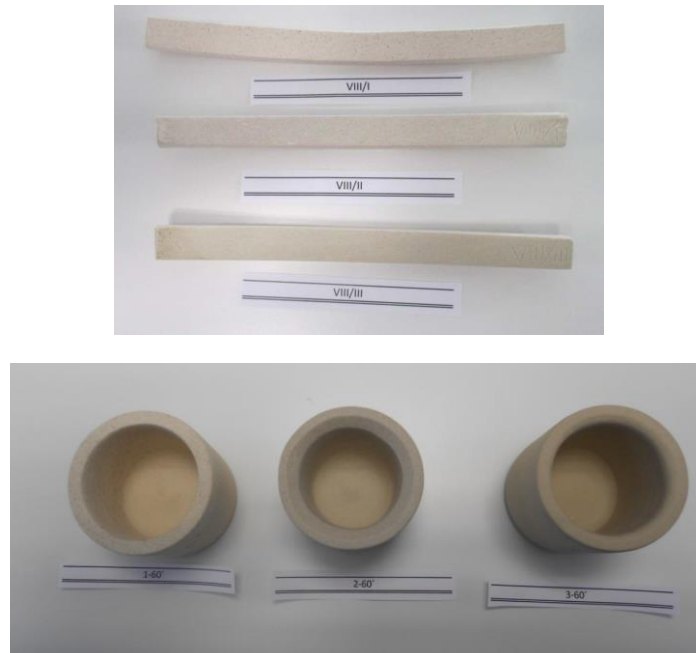


Figura 3.24. Ejemplos de probetas obtenidas en los ensayos tecnológicos que se han utilizado para determinar la resistencia mecánica a la flexión y la velocidad de formación de espesor.

3.5.1.5. CONCLUSIONES

Las principales conclusiones que se desprenden de estos ensayos son las siguientes:

- Se han obtenido tres productos con calidades para su comercialización, cuarzo, feldespatos y mica, cuyas especificaciones se recogen en el Capítulo 5. En ellas se incluye una comparación con las características de productos que ya están puestos en el mercado, deduciendo las elevadas calidades de los productos obtenidos en estos ensayos, que igualan e, incluso, superan en algunos casos, a los productos nacionales.
- Se ha obtenido un cuarto producto, el caolín, que podría ser utilizado en aplicaciones sanitarias. Los primeros ensayos muestran una potencial aplicabilidad a falta de ajustar algunos parámetros. En cualquier caso la comercialización de este producto no es crítica para el estudio, ya que representa el 2 % de la alimentación.

4. ESTUDIO DE LAS CARACTERÍSTICAS AMBIENTALES Y SOCIOECONÓMICAS

4. ESTUDIO DE LAS CARACTERÍSTICAS AMBIENTALES Y SOCIOECONÓMICAS.

4.1. INTRODUCCIÓN

Como parte del análisis para la viabilidad de un estudio minero, es fundamental realizar un estudio del territorio, de las características ambientales y socioeconómicas del lugar del aprovechamiento.

A parte de todos los estudios ambientales requeridos por las administraciones públicas, el estudio de la Mina de Penouta ha optado por realizar un estudio ambiental de detalle y de carácter voluntario, para incrementar el conocimiento ambiental y asegurarse un control exhaustivo operacional y de restauración con el fin de conseguir los objetivos de ser un estudio minero sostenible y de referencia en el marco autonómico, nacional e internacional, como ejemplo de compromiso con el medio ambiente y su entorno. A este estudio se le denomina **Estudio Pre-Operacional del Estado Ecológico o Estado de Referencia**.

En el diseño de este estudio, se han considerado los siguientes componentes: los hábitats y figuras de protección, la climatología, las aguas, los suelos, la flora, la fauna, la atmósfera y el paisaje.

Posteriormente, en los años venideros, cuando avance la explotación y, especialmente, cuando finalice la actividad de aprovechamiento, se podrán realizar análisis comparativos de la evolución de la calidad de las aguas (calidad biológica, hidromorfológica, físico-química), de los impactos sobre la fauna, la flora y el paisaje, y finalmente valorar toda la evolución en la fase de restauración y cierre final de la futura explotación.

Cabe destacar, en el estudio de las aguas, que para la selección de los criterios de los parámetros a estudiar, se han tomado como referencia la Directiva Marco del Agua (2000/60/CE), la Orden ARM/2656/2008 por la que se aprueba la Instrucción de Planificación Hidrológica y del Real Decreto 285/2013, por el que se aprueba el Plan Hidrológico de la Demarcación Hidrográfica del Miño-Sil. Estos criterios no han sido requeridos por las Administraciones Públicas, aunque es de esperar que lo sean en un futuro, dada la reciente publicación en el Boletín Oficial del Estado del Real Decreto 817/2015, de 11 de septiembre, por el que se establecen los criterios de seguimiento y evaluación del estado de las aguas superficiales y las normas de calidad ambiental. Dicha normativa recoge los criterios de la Directiva Marco del Agua, en la que establece que los Estados Miembros deben garantizar la calidad y comparabilidad de los métodos empleados para efectuar el seguimiento y evaluación del estado de las aguas.

Para este estudio, en una primera fase, se llevó a cabo la identificación de los parámetros a estudiar, el diseño de los procedimientos de trabajos, la planificación temporal y los recursos necesarios. En el caso de alguno de los estudios, el método empleado ha sido la búsqueda y recopilación bibliográfica de la información, como es el caso del estudio de los Hábitats y las Figuras de Protección y la recopilación de información de inventarios de fauna y flora. Para el resto de los estudios se han utilizado metodologías concretas que se exponen en los apartados correspondientes.

A nivel socioeconómico, un exhaustivo diagnóstico local es vital para diseñar una estrategia que busque maximizar el impacto económico y social en las comunidades vecinas. En este caso se ha realizado un análisis documental del estado socioeconómico del entorno, así como se han recopilado datos históricos del periodo de explotación de la antigua mina. Toda esta información es clave para conocer la situación pre-operacional del territorio donde se sitúa la explotación minera, así como para poder analizar su previsible impacto positivo en la economía y población, además de ser la base para analizar y documentar dichos impactos.

4.2. INFORMACIÓN AMBIENTAL DEL ESTUDIO PRE-OPERACIONAL

4.2.1. ESTUDIO DE LOS HÁBITATS Y FIGURAS DE PROTECCIÓN.

La superficie ocupada por las áreas de explotación minera de Penouta no forma parte de ninguna figura de protección ambiental según la Ley 9/2001 de Protección de la Naturaleza o de Red Natura 2000, como pueden ser zonas ZEPA o LIC de la Directiva de Hábitats.

Aun así, en los límites de la antigua explotación minera se encuentra presente el espacio de la Red Natura 2000 “Peña Trevinca” (zona ZEPA y ZEC en algunas zonas en común). Peña Trevinca es un Macizo montañoso con cuotas de alta montaña fronterizo con las comarcas de Sanabria y A Cabreira (Fig. 4.1), de modo que se ha incluido en el estudio pre-operacional debido a dicha proximidad.

Se considera que el área ocupada por la antigua explotación minera no fue declarada dentro del espacio Red Natura 2000, declaración posterior a la fecha final de la última explotación, debido a su estado de degradación ecológica, ya que no se llevó a cabo ninguna actuación de restauración y por lo tanto el espacio minero muestra una acusada discontinuidad ecológica frente al espacio protegido.



Figura 4.1. Situación Mina de Penouta respecto al espacio Red Natura 2000 Peña Trevinca.

En el área de estudio no existe cartografía de los hábitats existentes según la Directiva de Hábitats, 92/43/CEE y no presenta ningún hábitat catalogado como tal (MAGRAMA, 2015 a). Esto se debe a que se trata de un área degradada en la cual la vegetación colindante ha llevado a cabo una restauración ambiental natural, se podría decir “desordenada”.

La influencia de los hábitats colindantes ha provocado que se presente una asociación de matorrales (brezos, escobas, tojos y retamas), algunas de porte elevado. Estos matorrales son ambientes utilizados como áreas de nidificación para aves como los aguiluchos y ciertas gallináceas, reptiles como el lagarto ocelado y mamíferos como el corzo y el jabalí.

Dentro del espacio minero existen además hábitats acuáticos en zonas inundadas o balsas de agua. Estas aguas pueden asemejarse a los hábitats clasificados como aguas estancadas oligotrópicas. Asociadas a estas zonas aparecen ejemplares típicos de los hábitats de ribera, como son abedules y sauces.

Existe un área de pequeño tamaño, en la cual se llevaron a cabo labores de restauración y que hoy en día está ocupado por cultivos y pastos.

4.2.2. ESTUDIO DE LA CLIMATOLOGÍA

La Mina de Penouta se sitúa en una zona donde predomina un clima oceánico de montaña, lluvioso y templado, de inviernos fríos y veranos calurosos, con unas temperaturas medias de entre 0 °C y 5 °C en el mes de enero y entre 17,5 °C y 20 °C en el mes de julio. Las precipitaciones registran una media anual de entre 1.000 y 1.300 mm.

La zona presenta pendientes fuertes con una orografía que condiciona la hidrografía de la cuenca.

De las estaciones meteorológicas más cercanas a la mina de Penouta, la estación meteorológica de Mesón Erosa (A Gudiña) es la que mejor caracteriza los parámetros climáticos de la zona de estudio, por presentar datos diarios de series de más de 35 años,

estar situada a una altitud similar y encontrarse a 23 km de la mina. Los valores medios anuales calculados a partir de los datos obtenidos de la AEMET (2015) se muestran en la Tabla 4.1.

Tabla 4.1. Valores medios anuales de la estación de Mesón Erosa (A Gudiña)	
Precipitación mm	Temperatura (°C)
1.122	11,60

Adicionalmente se instaló un pluviómetro (Fig. 4.2) en las proximidades de la mina.



Figura 4.2. Instalación de un pluviómetro.

Este pluviómetro registra la precipitación diaria en el entorno de la Mina de Penouta, a partir de la cual se obtienen las precipitaciones medias mensuales que se recogen en la Tabla 4.2.

Tabla 4.2. Valores medios mensuales de pluviosidad aportados por el pluviómetro.

Mes	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ag o	Sep	Oct	Nov	Dic
Precipitación media mensual (mm)	169,8	110,5	75,9	97,0	56,5	42,0	30,4	15,0	69,0	108,0	123,0	80,0

Como puede observarse, los meses más lluviosos son los correspondientes a los meses de otoño, invierno y primavera, siendo enero el mes de mayor precipitación. Por el contrario los meses menos lluviosos son los de verano, siendo agosto el que aporta el dato más bajo de pluviosidad.

4.2.3. ESTUDIO DE LAS AGUAS

Para el **estudio de las aguas de la Mina de Penouta** se recopiló la información geológica, hidrogeológica e hidrográfica existente de la zona de estudio y se ha llevado a cabo un diseño de detalle de monitoreo de puntos de agua superficial y subterránea. El objetivo de este estudio es conocer el comportamiento de las aguas continentales y la relación existente entre aguas superficiales y aguas subterráneas, así como su calidad en referencia al objetivo general de aplicación de la Directiva Marco del Agua por parte de los Estados miembros de la UE, que trata de alcanzar "un buen estado ecológico y químico" en el caso de las aguas superficiales, así como supervisar este estado tanto en la fase operacional como en la fase de restauración final del estudio minero.

El estudio de aguas del estado de referencia se dividió en dos bloques, estudio de las aguas superficiales y estudio de las aguas subterráneas, en los cuales se han llevado a cabo:

- Aguas superficiales:
 - Estudio de los parámetros de calidad hidroquímica.
 - Estudio de los parámetros de calidad hidromorfológica.
 - Estudio de los parámetros de calidad biológica.
- Aguas subterráneas:
 - Piezometría.
 - Estudio de los parámetros de calidad hidroquímica.
 - Estudio de los parámetros hidráulicos.

Del estudio de la **hidrogeología** se concluye que la mina de Penouta se sitúa sobre terrenos metamórficos y graníticos, en los cuales la permeabilidad primaria en estado no alterado es prácticamente nula, y el estado de alteración generalmente es pequeño. La permeabilidad secundaria, fruto de la red de planos de discontinuidad que la atraviesa, tampoco alcanza valores importantes, excepto en la vecindad de grandes fracturas. Por lo tanto, la geología de la zona no es propicia para la formación de acuíferos profundos, limitándose las acumulaciones de agua a zonas superficiales.

La **hidrología general** de la zona de estudio está constituida por varias subcuencas cuyas aportaciones de diferentes afluentes y arroyos alimentan los ríos Bibei III y Lorzás, ambos ríos pertenecientes a cuencas distintas. Algunos de los arroyos que vierten a dichos ríos son de poca entidad. Por otra parte, la cuenca hidrográfica del río Bibei III tiene su

punto de cierre en el embalse de Bao. La cuenca del río Lorzás tiene su punto de cierre en el embalse de Prada. En las proximidades a la explotación nacen pequeños arroyos, como es el caso del Regueiro Dos Mouros, el Regueiro Treita de Cortiñas y el Regueiro Valdafranca.

A partir de esta información se diseñó una **red de monitoreo** con el fin de tener registros del estado de referencia de la calidad de las aguas antes de poner en marcha la explotación minera. Esta red está conformada por 36 puntos de agua superficial y 7 puntos de agua subterránea, de los cuales 5 se corresponden con piezómetros y los restantes con 2 antiguas galerías, agrupados todos ellos en 11 subcuencas (Fig. 4.3).

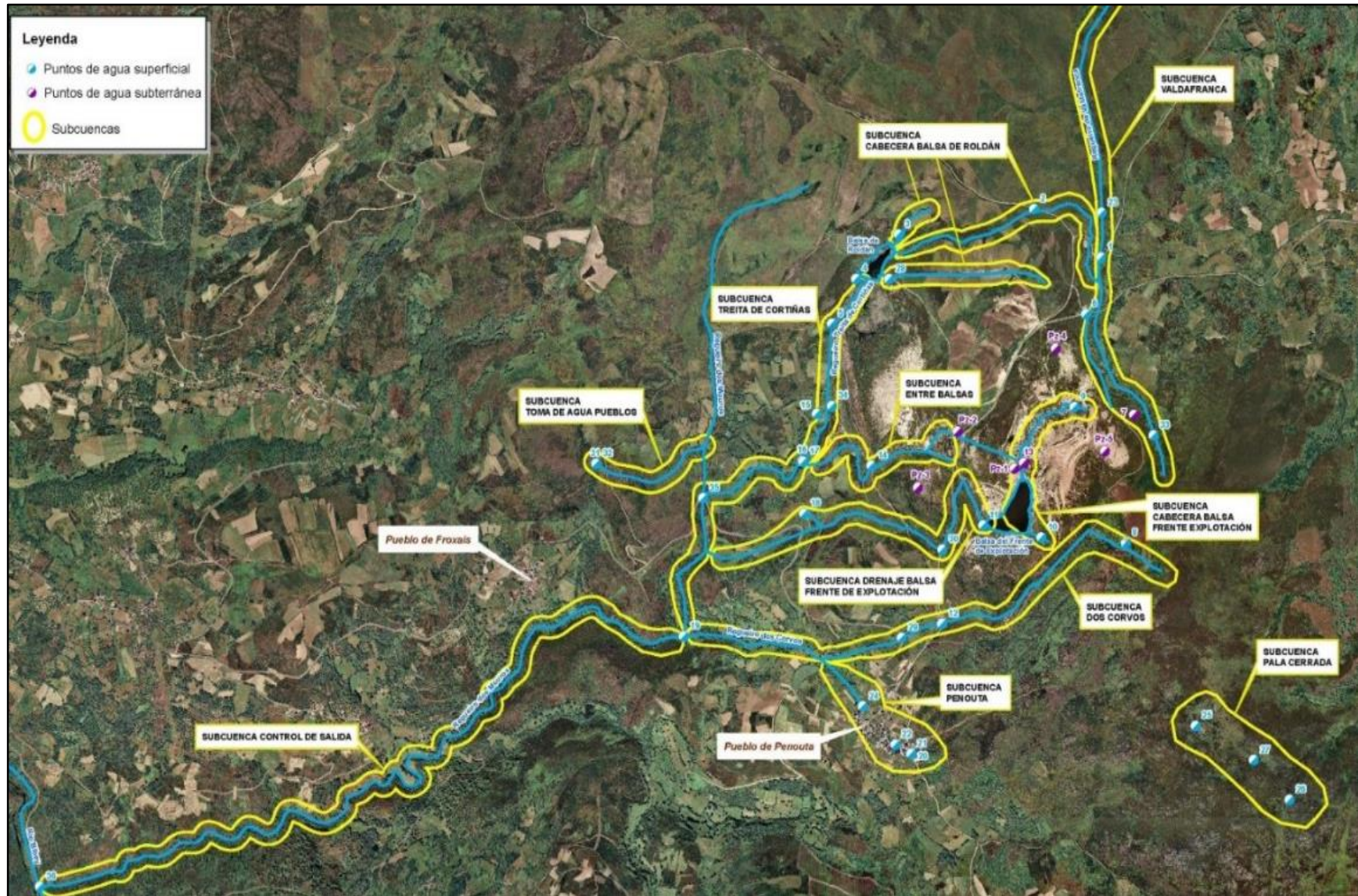


Figura 4.3. Ubicación de los diferentes puntos de agua superficial y subterránea y delimitación de subcuencas.

4.2.3.1. ESTUDIO DE LAS AGUAS SUPERFICIALES

La mina de Penouta se encuentra relativamente alejada de cursos fluviales de entidad, por lo que el drenaje se produce por la pendiente natural con desnivel dominante hacia el S-SW, hacia el arroyo Treita de Cortiñas. Las aguas superficiales del espacio minero se caracterizan por ser arroyos de pequeñas dimensiones, algunos de carácter temporal que sólo se forman en presencia de lluvias y que en muchas ocasiones discurren por canales de hormigón de recogida de aguas pluviales de la antigua explotación.

Además existen dos balsas de agua, la Balsa del Frente de Explotación (Figura 4.4), formada por acumulación de lluvias en el antiguo hueco minero y la Balsa de Roldán, cuyo origen es la modificación del arroyo Treita de Cortiñas para la construcción de una antigua balsa de captación de agua. Este arroyo presenta una elevada modificación antropogénica ya que está entubado y canalizado hasta aguas abajo del límite minero (Figura 4.5).



Figura 4.4. Balsa del Frente de Explotación.



Figura 4.5. Tramo entubado del arroyo Treita de Cortiñas a su salida de la balsa de agua de Roldán.

CALIDAD HIDROQUÍMICA

En relación a los estudios de calidad hidroquímica, de manera interna se han llevado a cabo **lecturas de parámetros físico-químicos** (pH, Conductividad, TDS, Oxígeno disuelto y Temperatura) con una sonda multiparamétrica (Figura 4.6) y **lecturas de los niveles piezométricos y de los caudales** de salida de las balsas existentes, de forma periódica y con alta frecuencia.



Figura 4.6. Mediciones físicas mediante sonda multiparamétrica.

Los resultados de este estudio se recogen en la Tabla 4.3, donde se indican los valores obtenidos en las lecturas internas de los parámetros físico-químicos, y los datos de referencia de las dos masas de agua superficial más cercana a la zona de estudio, el río Bibey III (ES437MAR001220) y el río Lorzás (ES447MAR001410).

Tabla 4.3. Resumen de los valores medios de los parámetros físico-químicos en la Mina de Penouta comparados con los valores de referencia			
Parámetro físico-químico	Valores medios del muestreo interno	Río	Condición de referencia*
pH	6,80	Bibey	7,30
		Lorzás	6,50
Conductividad ($\mu\text{S}/\text{cm}$)	25,00	Bibey	100,00
		Lorzás	300
Oxígeno disuelto (mg/l)	9,00	Bibey	8,40
		Lorzás	9,20

* Como referencia para evaluar la calidad físico-química de las aguas se ha utilizado el Plan Hidrológico de la Demarcación Hidrográfica del Miño-Sil y la normativa en materia de aguas en vigor (Real Decreto 60/2011, de 21 de enero, sobre las normas de calidad ambiental en el ámbito de la política de aguas, Real Decreto 670/2013, de 6 de septiembre, por el que se modifica el Reglamento del Dominio Público Hidráulico aprobado por el Real Decreto 849/1986, de 11 de abril, en materia de registro de aguas y criterios de valoración de daños al Dominio Público Hidráulico y Real Decreto 285/2013, de 19 de abril, por el que se aprueba el Plan Hidrológico de la parte española de la Demarcación Hidrográfica del Miño-Sil).

En general, estos parámetros físico-químicos se encuentran dentro de los límites óptimos para la calidad de las aguas superficiales, y son valores próximos a las condiciones de referencia determinadas por el Plan Hidrológico de la Demarcación Hidrográfica Miño-Sil.

De manera particular, se pueden destacar los valores de conductividad y oxígeno disuelto obtenidos en dos puntos localizados en los límites de la explotación minera, ya que difieren ligeramente de los valores de referencia. Esto es debido a que ambos puntos se sitúan en la salida de balsas que contienen depósitos de materiales extraídos durante la antigua explotación minera y además se encuentran en condiciones anóxicas. Sin embargo, al tratarse de una característica localizada, no existe distribución espacial aguas abajo de estos puntos.

De manera externa se han realizado análisis de elementos químicos: DBO5, DQO, Nitritos, Sulfatos, Amonio, Amoníaco, Estroncio, Nitratos, Fósforo total, Nitrógeno total, Cloruros, Fosfatos, Sólidos en Suspensión, Arsénico, Cadmio, Cobre, Cromo total, Cromo VI, Mercurio, Níquel, Plomo, Selenio, Zinc, Aluminio, Estaño, Hierro, Manganeso, Sulfuros, Sílice, Calcio, Magnesio, Potasio, Turbidez, Carbono orgánico total, Carbono inorgánico, y otras sustancias prioritarias o preferentes según el Real Decreto 60/2011, de 21 de enero, sobre las normas de calidad ambiental en el ámbito de la política de aguas. Se trata de un análisis realizado por un laboratorio externo, de forma cuatrimestral en aquellos puntos de aguas más representativos y característicos del inventario.

Los resultados indican que la mayoría de los puntos de agua superficial cumplen con la normativa de aguas vigente. Únicamente se identifican anomalías en los contenidos de Fe y Mn en los mismos puntos que ya presentaban valores anómalos en el estudio de parámetros físico-químicos internos. Ambos puntos muestran contenidos de Fe y Mn, ligeramente superiores a los establecidos en el Real Decreto 670/2013, de 6 de septiembre, por el que se modifica el Reglamento del Dominio Público Hidráulico aprobado por el Real

Decreto 849/1986, de 11 de abril, en materia de registro de aguas y criterios de valoración de daños al Dominio Público Hidráulico. Es decir, el hecho de situarse a la salida de balsas que contienen materiales procedentes de la antigua explotación minera en un ambiente anóxico, puede originar un mayor contenido de metales de Fe y Mn, y por tanto, una mayor conductividad y una menor concentración de oxígeno disuelto.

CALIDAD HIDROMORFOLÓGICA

En relación a los estudios de **calidad hidromorfológica** se han empleado los indicadores establecidos en el Anexo V del Reglamento de la Planificación Hidrológica (Tabla 4.4) para su evaluación.

Tabla 4.4. Indicadores para la evaluación de los elementos de calidad hidromorfológica de los ríos	
Elemento	Indicador
Régimen hidrológico	Caudal ecológico
	Índices de alteración hidrológica
	Conexión con las aguas subterráneas
Continuidad de los ríos	Longitud media libre de barreras
	Tipología de las barreras
Condiciones morfológicas	Índice de vegetación ribera (QRB)
	Índice de hábitat fluvial (IHF)

Para poder evaluar estos indicadores se han considerado 4 cuencas vertientes, 2 en el espacio minero: Treita de Cortiñas o Balsa de Roldán (3.637 km²) y Frente de Explotación (1.284 km²), y otras 2 formadas por las inmediaciones de dos arroyos: Valdafranca (1.09 km²) y Rego dos Corvos (1,88 km²) (Fig. 4.7). A partir del estudio de la geomorfología de estas cuencas y de la caracterización de los caudales, se han obtenido los caudales ecológicos trimestrales de cada cuenca y se han analizado el resto de indicadores hidromorfológicos.

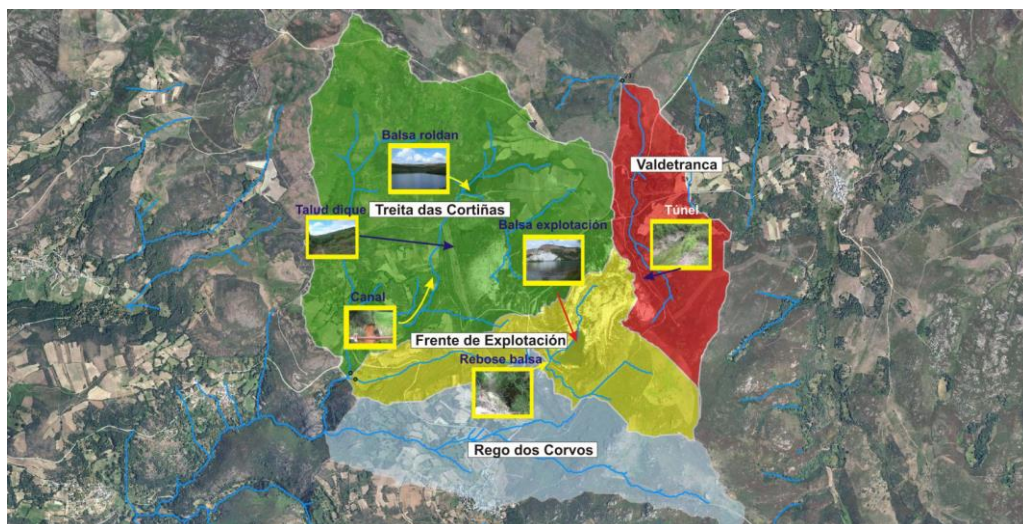


Figura 4.7. Delimitación de las distintas subcuencas del estudio hidromorfológico.

Para conocer estos caudales reales se han utilizado lecturas de nivel de láminas de agua y un aforador químico (Fig. 4.8).



Figura 4.8. Equipo aforador químico.

Del estudio de estos indicadores se puede concluir lo siguiente:

En cuanto al **régimen hidrológico**, se puede deducir que la zona, al ser zona de recarga de área limitada, situada en la cabecera de las distintas subcuencas analizadas, conforma un sistema inercialmente rápido de respuesta, de tal forma que la transformación lluvia-escorrentía es cuasi inmediata.

Para evaluar la **continuidad del río** se estimó el **Índice Hidrogeomorfológico (IHG)** (de la Fuente Álvaro, 2007) de los tramos de los arroyos que circulan por el área minera y su entorno más próximo, concluyéndose que, en general, los tramos próximos a cabecera tienen un índice muy bueno o alto y los tramos medios presentan una tendencia moderada o mala, dependiendo de la subcuenca (Fig. 4.9).

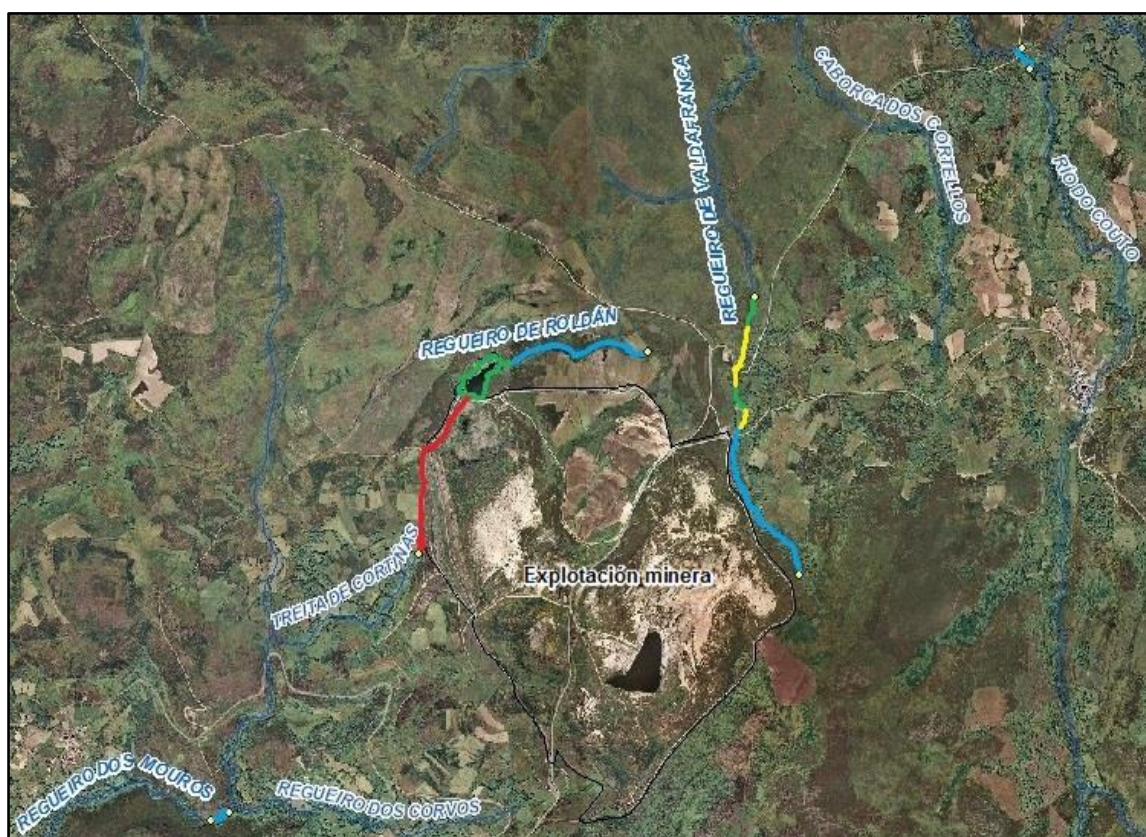


Figura. 4.9. Nivel de Calidad del Índice Hidrogeomorfológico (IHG). (Azul: muy buena, verde: buena, amarillo: moderada, naranja: deficiente, y rojo: muy mala).

De cara a analizar las **condiciones morfológicas**, se emplearon tanto el **Índice de Vegetación de Ribera (QBR)** (de la Fuente Álvaro, 2007) como el **Índice de Hábitat Fluvial (IHF)** (Vieira-Lanero et al., 2010) (Fig. 4.10 y 4.11). En general, se observa que son los tramos próximos a cabecera y los tramos alejados de la explotación minera los que presentan un estado ecológico bueno. A medida que los tramos discurren por el área minera, la calidad de la vegetación de ribera y de los hábitats fluviales disminuye, debido a la presión antrópica causada por la actividad minera en sus años de funcionamiento.



Figura. 4.10. Nivel de Calidad del Índice de Vegetación de Ribera (QBR). (Azul: estado natural, verde: calidad buena, amarillo: aceptable, naranja: mala, y rojo: pésima).



Figura. 4.11. Nivel de Calidad del Índice de Hábitat Fluvial (IHF). (Azul: muy buena, verde: buena, y rojo: mala).

CALIDAD BIOLÓGICA

En relación a los estudios de **calidad biológica**, se han analizado los índices biológicos en cursos de agua superficiales (arroyos) y en masas de agua superficiales artificiales y muy modificadas asimilables a lagos (embalses).

En el primer caso se utilizaron los macroinvertebrados bentónicos, aplicando el **Índice Multimétrico Específico de Tipo (METI)**, establecido en la Instrucción de Planificación Hidrológica (Orden ARM/2656/2008) y en el PHDHMS (RD 285/2013). El procedimiento empleado fue el correspondiente al procedimiento interno acreditado por E.N.A.C. del laboratorio IPROMA, específico para la toma de muestras y análisis de este elemento biológico.

Se eligieron dos puntos que tuvieran cierta entidad como arroyo para que pudieran albergar este tipo de especies y el resultado fuera representativo. El estudio se realizó en

los puntos 19 y 37 del inventario (Fig. 4.3), que se corresponden con el rego dos Corvos (en la confluencia Arroyo Treita de Cortiñas - Rego dos Corvos) y con la antigua captación del río do Couto.

Se han determinado las familias de macroinvertebrados que se encontraron en mayor proporción en la muestra, obteniéndose los siguientes resultados:

- En el cauce de Rego dos Corvos (punto 19), las familias que mayor número de individuos presentaban en la muestra recolectada fueron *Baetidae* (Fig. 4.12) y *Chironomidae*.

- En el Río do Couto (punto 37), las familias que mayor número de individuos presentaban en la muestra recolectada fueron *Chironomidae* y *Leuctridae*.

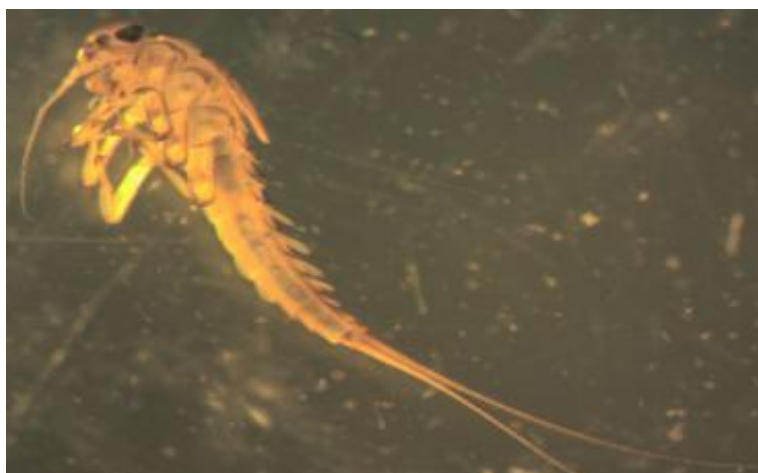


Figura 4.12. Ejemplar de la familia Baetidae.

En base a los resultados se concluye que el Rego dos Corvos presenta un estado ecológico IV valorado como BUENO, mientras que el Río do Couto presenta un estado MODERADO.

En cuanto al potencial ecológico en masas de agua superficiales artificiales y muy modificadas, asimilables a lagos (embalses), se ha analizado el elemento de **calidad**

biológico fitoplancton, mediante los índices: **Clorofila a**, **Biovolumen**, **Índice de Grupos Algales (IGA)** y **Porcentaje de biovolumen de cianobacterias**.

En este caso los puntos de control de donde se recabaron los datos consisten en dos antiguas balsas presentes en la propia mina: la Balsa de Roldán (punto 4) y la Balsa del Frente de Explotación (punto 11) (Figura 4.3).

Los resultados de composición y biomasa de fitoplancton obtenidos para ambas balsas objeto de estudio son los siguientes (Tabla 4.5).

Tabla 4.5. Resultados de composición y biomasa para cada estación de muestreo					
Estación muestreo	Punto control	Clorofila a ($\mu\text{g/l}$)	Biovolumen total	% Cianobacteria	IGA
Balsa roldán	Punto 4	20	3,32	3,92	2,17
Balsa frente de explotación	Punto 11	2,8	0,14	2,91	1,07

Con estos datos se realizó el cálculo de los **Ratios de Calidad Ecológica (RCE o EQR)** para establecer el **Potencial ecológico**, resultando un potencial ecológico BUENO en base al indicador fitoplancton en ambos casos. El resultado de la Balsa Roldán se encuentra en el límite del cambio de clase, por lo que podría ser susceptible a descender su potencial ecológico en función de la época del año.

El cálculo del **estado trófico** de ambos puntos indica un nivel **Eutrófico** para la Balsa de Roldán y **Oligo-mesotrófico** para el Frente de Explotación. Esto se traduce en que la primera de ellas presenta altos niveles de nutrientes, mientras que la segunda se encuentra en un nivel intermedio. Mientras la Balsa Roldán presenta uniformidad de resultados según los distintos parámetros indicadores evaluados (disco de Secchi, clorofila a,

densidad algal total y/o biovolumen total), en la Balsa del Frente de Explotación existen diferencias (mesotrófico según la clorofila a, y oligotrófico según el resto de indicadores).

Finalmente, para evaluar el comportamiento de la columna de agua se han determinado los parámetros de estratificación, empleando los resultados de **perfiles verticales** en continuo de parámetros *in situ* (temperatura, oxígeno disuelto, pH, conductividad y clorofila), con los que se evalúa el comportamiento de la columna de agua. De este estudio se concluye que en torno al mes de septiembre ambos cuerpos de agua se encuentran estratificados en dos masas de agua, una superficial y una profunda, cuyo límite se establece en torno a los 4,5 m en el caso de la balsa Roldán y en torno a los 8 m en la balsa del Frente de Explotación.

4.2.3.2. ESTUDIO DE LAS AGUAS SUBTERRÁNEAS

Con el fin de determinar las características hidrogeológicas del depósito se han perforado **5 sondeos piezométricos**, que conforman la red de monitoreo de aguas subterráneas (Fig. 4.3) y cuyas características se recogen en la Tabla 4.6.

Tabla 4.6. Identificación de los sondeos piezométricos realizados

Sondeo	Coordenadas		Profundidad	Profundidad	Diámetro
	X (ED50)	Y (ED50)	Sondeo (m)	Piezómetro (m)	Piezómetro (mm)
PZ-1	663.930	4.672.340	80,00	80,00	180,00
PZ-2	663.638	4.672.503	80,00	80,00	180,00
PZ-3	663.444	4.672.239	50,00	50,00	180,00
PZ-4	664.139	4.672.924	80,00	32,00	120,00
PZ-5	664.392	4.672.423	116,00	116,00	180,00
Total			406 m		

A partir de las lecturas de los **niveles freáticos**, se ha determinado la piezometría del agua subterránea existente en la mina así como su dirección de flujo. Para ello se utilizaron los datos de lecturas de los niveles freáticos (N.F.) mediante sonda de nivel de los cinco piezómetros (Tabla 4.7).

Tabla 4.7. Valores medios anuales de niveles piezométricos				
PZ-1	PZ-2	PZ-3	PZ-4	PZ-5
N.F. (m)	N.F. (m)	N.F. (m)	N.F. (m)	N.F. (m)
1,67	29,51	2,04	10,15	41,12

Los piezómetros Pz-1 y Pz-2 son sensibles a los días de pluviosidad ya que se recargan rápidamente, mientras que el resto de piezómetros (Pz-3, Pz-4 y Pz-5) tienen una respuesta frente a la pluviosidad más lenta, dado que están ubicados en antiguas escombreras y el nivel freático no es del acuífero, sino de niveles colgados.

Con la modelización realizada con el programa PMWIN de Modflow, se observa que existe una dirección principal de flujo E-O, que indica que el agua se infiltra en la parte más alta de la explotación minera y se dirige al valle del Regueiro dos Mouros, dirección natural del valle.

En el caso de la **hidroquímica de las aguas subterráneas** se ha llevado a cabo la misma sistemática de monitoreo interno y analíticas externas de las aguas superficiales (ver apartado 4.2.3.1).

En la siguiente tabla se presentan algunos de los valores de referencia de la Masa de Agua Subterránea (M.A.S.) Cuenca del Sil, empleados para la valoración general respecto a los resultados internos de los muestreos realizados (Tabla 4.8).

Tabla 4.8. Valores medios hidroquímicos en la M.A.S. Cuenca del Sil y de los muestreos internos

Parámetro físico-químico	Valores medios del muestreo interno	Masa de agua subterránea 011.003 Cuenca del Sil (mg/l)
pH	6,10	5,20
Conductividad ($\mu\text{S/cm}$)	45,0	135,00
Oxígeno disuelto (mg/l)	8,00	5,60
Temperatura ($^{\circ}\text{C}$)	10,80	11,70

De los resultados obtenidos de los muestreos realizados de forma quincenal y mensual para los parámetros físico-químicos de los puntos de agua subterránea (Fig. 4.3), se observa que los valores medios de pH y oxígeno disuelto se encuentran por encima de los valores de la Confederación Hidrográfica del Miño-Sil. En el caso de la conductividad, se encuentra por debajo de los valores de referencia, siendo el Pz-3 el punto que presenta un valor más cercano al valor medio de la M.A.S. Cuenca del Sil. Por último, la temperatura tiene un valor del mismo orden de magnitud que el valor medio de referencia.

En cuanto a los resultados de las analíticas químicas realizadas en laboratorios externos, la mayoría de los puntos de agua subterránea no superan el valor medio de las medidas realizadas por la Confederación Hidrográfica del Miño-Sil para la M.A.S. Cuenca del Sil, ni los valores de intervención de la normativa holandesa para las aguas subterránea (la normativa holandesa no es de obligado cumplimiento pero sirve de referencia al tener una escala de valores muy aceptada internacionalmente). Únicamente destacar que en todos los piezómetros se presentan valores de Fe y Mn superiores al valor de referencia de la M.A.S. Cuenca del Sil en algún momento de los muestreos realizados, siendo el Pz-3 nuevamente el que tiene los valores mayores al situarse en la antigua Balsa de la Abeja, lo que puede ser debido a la propia naturaleza de la roca madre.

Para completar el estudio de las aguas subterráneas se han determinado los valores de permeabilidad y transmisibilidad a través del **ensayo de Gilg-Gavard** y de **un ensayo de bombeo** (Fig. 4.13). Este ensayo a nivel variable permite calcular el valor de permeabilidad del terreno asociado a la zona no saturada (aquella situada por encima del nivel freático), y es válido para formaciones poco permeables, como puede ser la zona de estudio.

A partir del ensayo de Gilg-Gavard en los piezómetros Pz-2, Pz-4 y Pz-5 se observa que los valores mayores de permeabilidad (1 m/día) corresponden al Pz-5, que se encuentra cerca de uno de los taludes de la corta, lo que favorece el drenaje de esa zona no saturada y, por lo tanto, aumenta la permeabilidad. De hecho, a partir de 40 m la permeabilidad pasa a 10^{-2} m/día. Por otro lado, los valores más bajos corresponden al Pz-2, que está perforado sobre roca metamórfica y que a partir de los 30 m su permeabilidad es del orden de 10^{-4} m/día.

Con el ensayo de bombeo realizado en el Pz-1, se concluye que los primeros 100 m se caracterizan por ser un terreno algo permeable, y a medida que se profundiza este valor disminuye debido a la menor apertura de las fracturas.



Figura 4.13. Ensayo de bombeo en un piezómetro.

4.2.4. ESTUDIO DE SUELOS

En la antigua explotación minera de Penouta y su entorno se encuentran en un tipo de suelo denominado Ranker (MAGRAMA, 2015 b). Este tipo de suelos pertenece al grupo de *Suelos Intrazonales*. Son suelos desarrollados bajo condiciones en las que predominan los factores edafogenéticos pasivos, como la roca madre, la pendiente o la acción humana. Son suelos aclimáticos, ya que el factor clima no es determinante en su formación. Dentro de esta clasificación los suelos Ranker son aquellos que aparecen sobre rocas silíceas (granitos, gneises), propios de climas fríos de montaña y fuerte pendiente. Son suelos ácidos pobres en carbonatos, sin horizonte B.

Esta información bibliográfica se complementa con los resultados obtenidos de las muestras de suelos tomadas en dos puntos del entorno de la explotación minera. Se eligieron dos puntos en zonas geológicas distintas, una muestra de **suelo formado a partir de ortogneis** y otra de **suelo formado a partir de esquistos** (localizada en zona Red Natura).

Los parámetros a controlar en las dos zonas edafológicas fueron los **parámetros físico-químicos generales**, los **elementos constitutivos (textura y fábrica)**, los **elementos nutrientes** y los **elementos traza**, que son habitualmente considerados como potenciales contaminantes del suelo. Se incluyeron estos elementos traza para establecer un blanco ambiental del suelo, de cara a poder identificar en un futuro cualquier posible incremento (contaminación) puesto que se trata de elementos que pueden verse alterados por el tipo de actividad que se pretende llevar a cabo.

La metodología planteada para el presente estudio fue la de **toma de muestra** mediante catas de unos 40 cm (Fig. 4.14) y posterior **caracterización analítica en laboratorio**. Las muestras fueron recogidas, conservadas, preparadas y analizadas siguiendo en todo momento los criterios establecidos en el procedimiento acreditado por E.N.A.C. del laboratorio IPROMA.



Figura 4.14. Toma de muestras de suelos.

El análisis **granulométrico** de las muestras evidencia un mayor porcentaje de arenas y gravas en la muestra "Ortogneis" (Fig. 4.15) y una mayor representación de la fracción fina (limo y arcillas) en la muestra "esquistos" (Fig. 4.16).

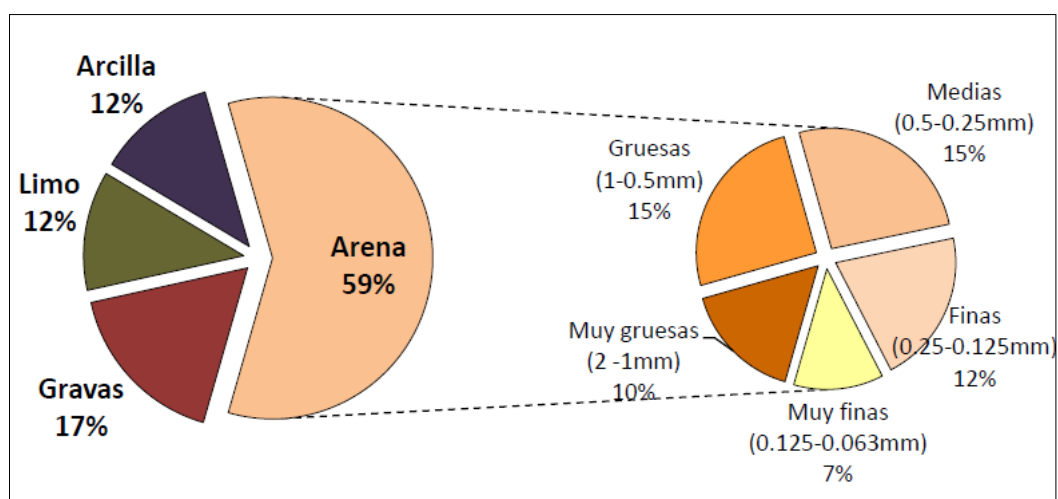


Figura 4.15. Análisis granulométrico de la muestra "Ortogneis".

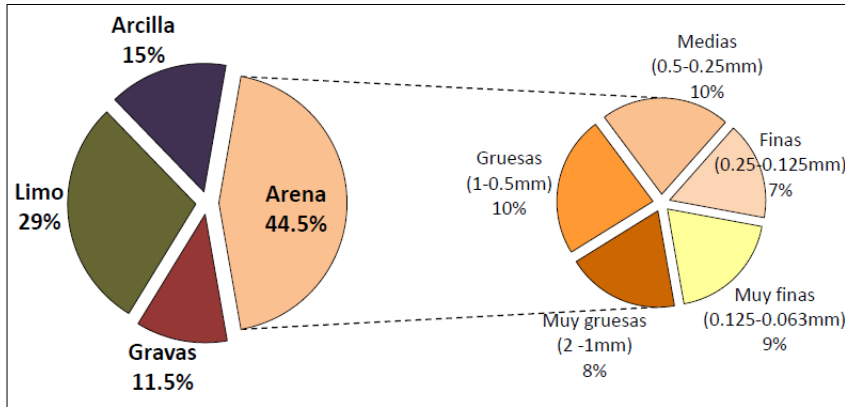


Figura 4.16 Análisis granulométrico de la muestra "esquisto"

Los **elementos constitutivos** de ambas muestras son mayoritariamente el cuarzo, el feldespato, la mica blanca, la mica negra, la turmalina negra, y en menor medida los óxidos de Fe y el granate, este último en el caso de la muestra de esquisto.

Entre ambas muestras no existen diferencias significativas en los resultados de los distintos parámetros. En general los valores resultantes son conformes con valores propios de zonas sin afección antropogénica.

En el caso de **macronutrientes y micronutrientes (metales)** los resultados se compararon con el Fondo Edafo-geológico de Galicia (Macias Vázquez y Calvo de Anta, 2009), que resultó en un claro mayor contenido en Mg, Fe, Mn y Zn en la muestra de esquistos. El resto de resultados obtenidos son similares. Estas diferencias muy probablemente estén asociadas a la diferente composición natural de ambos tipos de suelo y no a ningún tipo de influencia antropogénica.

Los valores obtenidos en el análisis de los **elementos traza**, también fueron comparados con los niveles de referencia del Fondo Edafo-geológico de Galicia disponibles (Macias Vázquez y Calvo de Anta, 2009). Las diferencias entre ambas muestras son más importantes. En general las concentraciones de elementos traza son muy superiores en el caso de la muestra de esquistos. Las mayores diferencias se aprecian en el As, Sn, Ba y Al. En comparación con los valores de fondo edafo-geoquímico, se observa que las

concentración de As, Cd y Se en la muestra denominada “esquistos” son superiores a la media de los suelos de Galicia, probablemente causado por la propia naturaleza de la roca madre.

Estos resultados son muy útiles para conocer las características del suelo del entorno y sus niveles de metales presentes de manera natural, que tienen como origen la propia geología. De cara a la restauración pueden ser tenidos como referencia de fondo edafológico de la zona.

Respecto a áreas pertenecientes a la explotación minera, estas **suelen carecer de suelo** (horizonte A), debido a que se trata de los antiguos depósitos de residuos, balsas de estériles y escombreras. Es decir, se trata de suelo alterado que, dependiendo del grado de cobertura vegetal, puede ir acompañado de una cierta espesura de suelo vegetal.

En cuanto al material procedente de balsas y escombreras de la Sección B, según la información extraída de los sondeos realizados en la balsa de estériles, el material aquí depositado es una alternancia de arenas y limos/arcillas, de dimensiones milimétricas a centimétricas. Del mismo modo, el material que forma las escombreras también se caracteriza por ser una arena limo-arcillosa, con poca capacidad de almacenamiento de agua, al igual que el material de las balsas de estériles.

4.2.5. ESTUDIO DE LA FLORA

En la Península Ibérica conviven dos regiones fito-geográficas: la Región Eurosiberiana y la Región Mediterránea. La diferencia fundamental es que la primera no tiene estación seca y abundan precipitaciones repartidas de forma homogénea durante todo el año, mientras que la Región Mediterránea presenta un periodo árido estival, sumado a las elevadas temperaturas en la estación seca. La Mina de Penouta se encuentra en esta Región Mediterránea. Concretamente se puede decir que pertenece al **reino Holártico, en la Región Mediterránea, Subregión Mesomediterránea.**

En concreto según el Mapa de Cultivos y Aprovechamientos de España 2000-2010 (MARM, 2009) Penouta pertenece a la zona de “Melojares”, región en la que la vegetación potencial estaría compuesta por bosques de “roble melojo” o roble rebollo (*Quercus pyrenaica*). Según este mapa, el área de la Mina de Penouta se trata mayoritariamente de un **terreno improductivo**.

Para poder ampliar esta información se llevó a cabo un **inventario de flora** existente en el área a analizar. En primer lugar, se definió el área de estudio, que abarca por un lado la superficie ocupada por la mina y, por otro, una superficie colindante a la mina con una longitud de 500 m desde los límites de la mina hacia afuera, en la que la mayor parte se encuentra dentro del ZEC y ZEPA “Peña Trevinca”.

El método de muestreo fue el muestreo sistemático estratificado a partir de imágenes de ortofotos en las que se situó una malla cuadrada de 200 x 200 m en la zona de explotación minera (Fig. 4.17), y de 500 x 500 m en las áreas colindantes a la mina, parte en zonas de Red Natura 2000. En los vértices de esta malla se seleccionaron parcelas de muestreo con forma circular.

En total se levantaron 59 parcelas de muestreo, 46 en la zona de la mina y 13 en el área colindante a la mina.



Figura 4.17. Selección de las Parcelas de estudio en la malla cuadrada de 200 x 200 m y su localización frente a los diferentes estratos de vegetación, delimitados mediante imagen de satélite.

Estas parcelas se han georeferenciado con ayuda de un GPS en campo y a partir de ahí se ha iniciado el muestreo dejando registro de todos los datos en fichas de muestreo. A partir del estudio de vegetación real, se identificaron 40 especies en la Balsa de Estériles de Roldán, 39 en la Balsa de Estériles de la Abeja, 32 en la zona de Escombreras de la corta, 12 en la zona de pastos y 44 en la zona colindante Red Naura. Todas ellas están catalogadas y recogidas en un **herbario** (Fig. 4.18).



Figura 4.18. Ejemplo de muestra de herbario.

Del inventario de flora se puede concluir:

- **Zona balsas:** en la zona de las balsas se aprecia el proceso de colonización natural a partir de los hábitats del entorno, que se ha visto condicionado por la existencia de agua en el suelo y las características edáficas. Es decir, aquellos hábitats más húmedos han sido repoblados por especies que soportan la humedad edáfica, como el sauce cenizo (*Salix atrocinerea*), abedules (*Betula alba*) y herbáceas. Si el suelo está formado principalmente por bloques de piedras (escollera), el nivel de encharcamiento es mayor, por lo que se encuentran especies vegetales del entorno típicas de condiciones turbosas como el brezo de turbera (*Erica tetralix*) (Fig. 4.19). Cuando el suelo es arenoso se observa que la zona está colonizada principalmente por matorrales de escobas y

genistas (*Cytisus multiflorus* y *Genista tridentata*) y en las zonas de talud aparecen matorrales con ericas, como por ejemplo *Erica arborea* en densidad alta junto con ejemplares de tojo (*Ulex minor*) (Fig. 4.19).

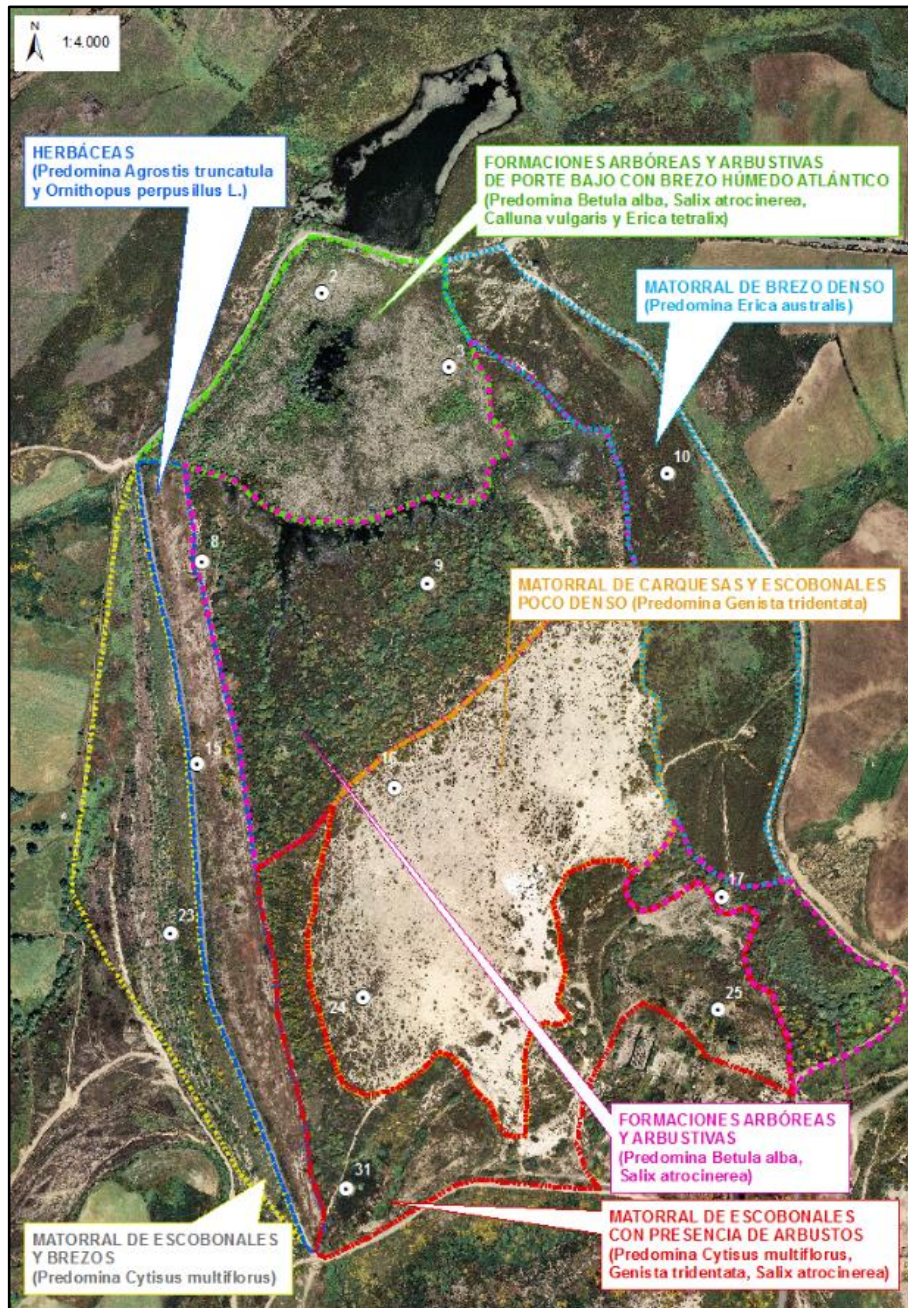


Figura 4.19. Formaciones vegetales y especies identificadas en la Balsa de Estériles de Roldan.

- **Zona escombreras:** En la zona de escombreras se observa que el proceso de colonización natural a partir de los hábitats naturales existentes en las áreas colindantes presenta el mismo comportamiento que el ocurrido en las balsas. Se pueden distinguir diferentes estratos formados principalmente por especies de matorral y herbáceas. En función de la pendiente del suelo colonizado y de las características edáficas, la densidad del matorral varía. En depresiones con tendencia al encharcamiento se ha constatado que hay una mayor presencia de sauces y abedules (Fig. 4.20). Por otro lado, se han identificado otros dos estratos de origen antrópico, uno formado principalmente por tojo (*Ulex europaeus*) y otro por retama negra (*Cytisus scoparius*) (Fig. 4.20). Por último, en el área cercana al límite con la Red Natura Peña Trevinca aparece otro estrato vegetal, compuesto principalmente por pies arbóreos, principalmente de roble melojo (*Quercus pyrenaica*).

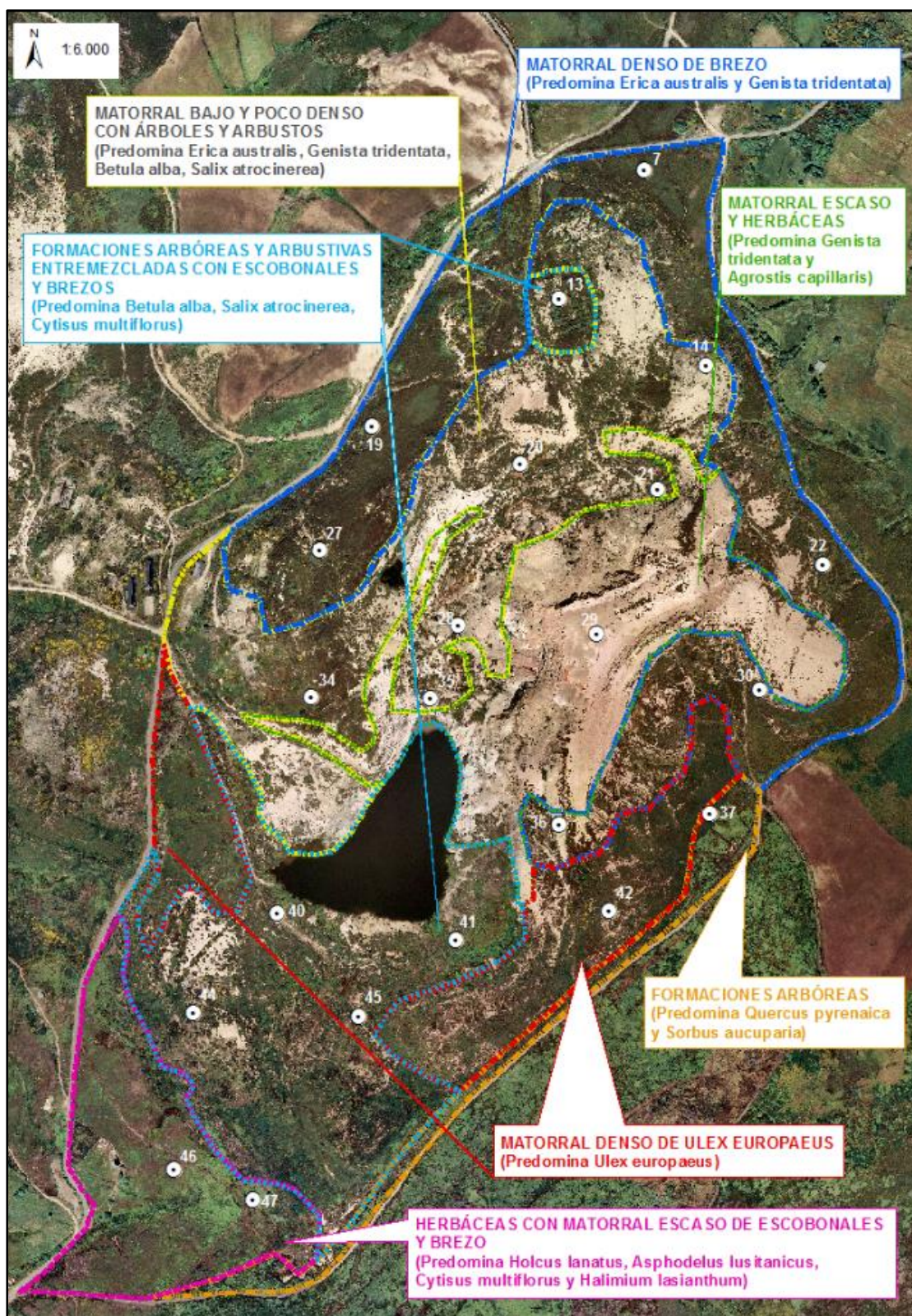


Figura 4.20. Formaciones vegetales y especies identificadas en la zona de Escombreras de la antigua corta.

- **Zona de pastos:** de forma general, se observa que la cubierta vegetal de esta zona ha sido más afectada por la acción del hombre, una vez que se clausuró la mina en el año 1985, que las otras áreas anteriormente analizadas. Por ello, los estratos vegetales que conforman el paisaje de la Zona de los Pastos están formados principalmente por matorrales colonizadores de zonas desbrozadas y especies herbáceas propias de prados de siega.
- **Entorno colindante al espacio minero:** se trata de una zona que cuenta principalmente con hábitats de interés comunitario y, en menor medida, presencia de algunos hábitats de interés prioritario. Sin embargo, el área que ha sido analizada presenta indicios de ser explotada de forma periódica para actividades o usos de carácter tradicional tales como el aprovechamiento ganadero o aprovechamiento de leñas.

En las zonas pertenecientes al entorno minero, pero no a la Red Natura, también se ha realizado este estudio, llegando a la conclusión de que se trata de una zona con bastante afección antrópica, principalmente causada por aprovechamiento ganadero. Hay presencia de prados de siega y prados de pasto, así como zonas desbrozadas por los vecinos del lugar. Se aprecia una explotación constante de carácter tradicional por parte de la población del lugar.

Una vez analizado el tipo de estratos vegetales que hay tanto en la zona de la mina como en el área colindante, el objetivo final es conocer la **biodiversidad o diversidad biológica**. El estudio ha sido enfocado en torno a la diversidad de especies o lo que es lo mismo, la **diversidad específica**. Este atributo es la expresión de dos componentes: el primero de ellos es el número de especies presentes en la comunidad, denominado **riqueza de especies**. El segundo componente es la **equitabilidad**, y describe cómo se distribuye la abundancia (el número de individuos, biomasa, cobertura, etc.) entre las especies que integran la comunidad. Para ello se han utilizado los siguientes parámetros: Índice de

riqueza específica: **Índice de Margalef** (D_{Mg}) e Índices de diversidad: **Índice de Shanon-Wiener** (H') e **Índice de Simpson** (D_{Si}) (Emanuelli, 2010).

Los estratos compuestos por formaciones arbóreas y arbustivas son las que tienen una mayor biodiversidad, siendo los estratos compuestos por matorral poco denso los que tienen una menor biodiversidad vegetal. La diferencia de biodiversidad en estos dos tipos de estratos es menor en el entorno que en el área minera. La mayor diversidad está en los estratos que rodean la mina y dentro de Red Natura, pero sin haber mucha diferencia con los estratos colindantes al espacio minero fuera del perímetro de esta figura de protección.

4.2.6. ESTUDIO DE LA FAUNA

Para conocer la fauna del territorio objeto de estudio, en primer lugar, se consultó la bibliografía específica, fundamentalmente sistemas de información territorial e inventarios (Xunta de Galicia, 2015; MAGRAMA, 2011). A partir de esta información se obtiene un inventario de la fauna potencial de la zona de estudio, del que se extrae la información que se describe a continuación.

Los matorrales son ambientes utilizados por diferentes grupos faunísticos. Suelen constituir áreas de nidificación para aves como los aguiluchos (*Circus cyaneus*, *C. pygargus*), fringílidos como el pardillo común (*Carduelis cannabina*), currucas (*Sylvia undata*, *Sylvia cantillans*), el chochín (*Troglodytes troglodytes*) y ciertas gallináceas, que encuentran en este ambiente un lugar seguro en el que reproducirse.

En las formaciones boscosas se pueden observar otras especies como pueden ser arrendajos (*Garrulus glandarius*), oropéndolas (*Oriolus oriolus*), pájaro carpintero (*Picoides nuttallii*), así como el martín pescador (*Alcedo atthis*), asociados a cursos de agua.

Las especies de reptiles mejor representadas en la zona son: el lagarto ocelado (*Lacerta lepida*), la culebra lisa europea (*Coronella austriaca*), el eslizón tridáctilo (*Chalcides*

striatus), o especies de víboras, como puede ser la endémica Víbora de Seoane (*Vipera seoanei*).

Entre los mamíferos destacan el corzo (*Capreolus capreolus*), el zorro (*Vulpes vulpes*), la comadreja (*Mustela nivalis*), el jabalí (*Sus scrofa*) o el conejo (*Oryctolagus cuniculus*) y, asociados a los parajes de los arroyos, la nutria (*Lutra lutra*), la marta (*Martes martes*) y jinetas (*Genetta genetta*).

Abundan los insectos fitófagos, como ortópteros, coleópteros, hormigas granívoras o lepidópteros.

Cabe destacar la posible presencia, puede que por influencia de los espacios colindantes y las zonas protegidas de Red Natura 2000 Peña Trevinca, de algunas especies catalogadas como “vulnerables” en el catálogo de especies amenazadas de Galicia, como es el caso de algunas rapaces como el Aguilucho cenizo y Aguilucho pálido, anfibios como la Rana ibérica o la Rana de San Antón y reptiles como el Lagarto o las Culebras Viperina y de Collar.

En el territorio del espacio Red Natura está identificada la presencia de Águila real (*Aquila chrysaetos*), catalogada como especie amenazada en peligro de extinción, aunque su nidificación está muy alejada del área de estudio.

Para comprobar en campo la presencia de especies de estos grupos faunísticos, su biodiversidad y abundancia, se han utilizado las siguientes técnicas:

- **Transectos lineales:** recorrido a pie, a baja velocidad, identificando todas las especies que son detectadas o indicios de su presencia, como pueden ser rastros, huellas, mudas, excrementos, etc. (Fig. 4.21).

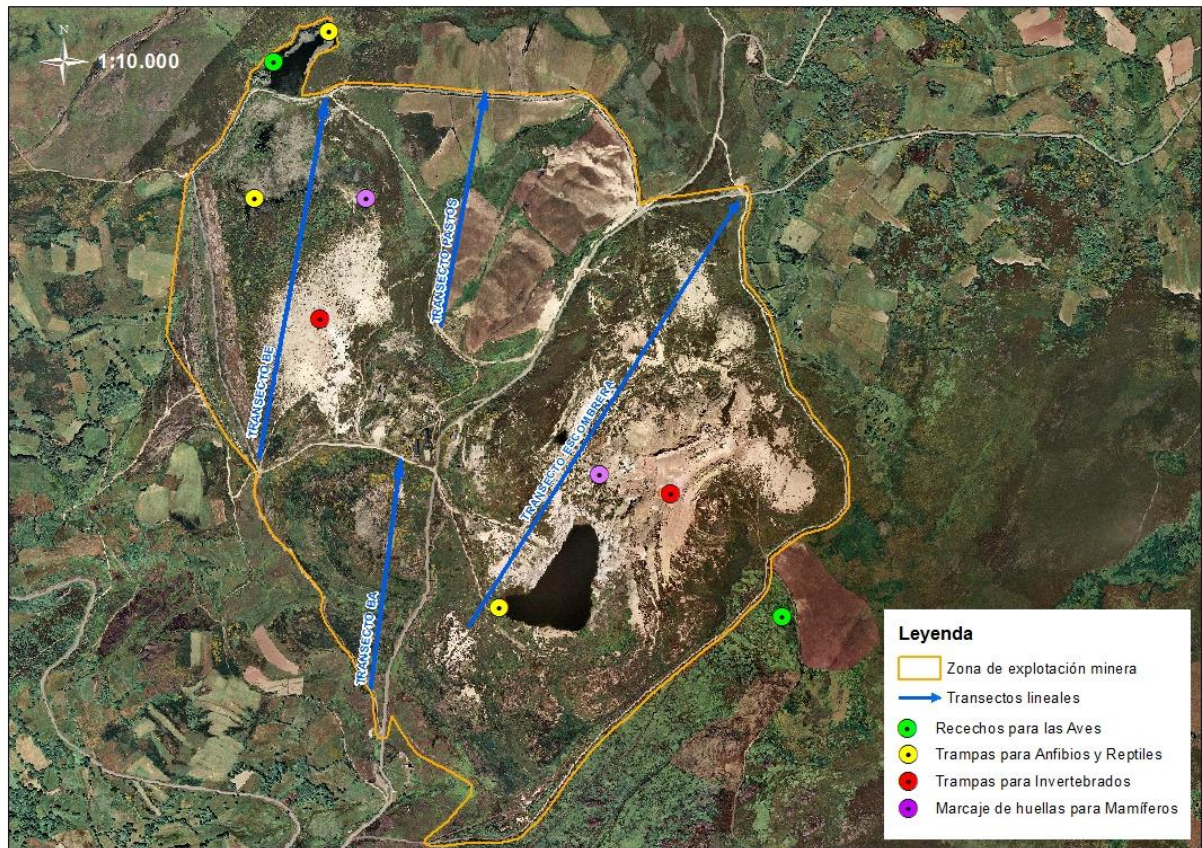


Figura 4.21. Diseño del recorrido de los transectos lineales.

- **Trampa caída 'pit fall'**: que consiste en colocar un recipiente con agua en un agujero en el suelo.
- **Nasa de agua**: situadas en las balsas. Se trata de un método de captura y suelta.
- **Avistamiento**: desde puntos fijos de observación desde los que se dominaba una porción extensa de terreno con ayuda de prismáticos.
- **Trampas de luz para insectos nocturnos**: consisten en un frasco de cristal relleno de agua sobre el que se dispone un embudo con un punto de luz enfocando hacia el interior del frasco, de modo que los insectos nocturnos sean atraídos por la luz hacia el interior del bote (Fig. 4.22).



Figura 4.22. Trampa de luz.

Con los trabajos de campo se ha podido constatar la presencia de las especies anteriormente mencionadas en el área de estudio y con los resultados se puede hacer una valoración de la biodiversidad de fauna.

En base a la documentación bibliográfica se puede considerar que existen más especies que las identificadas en los muestreos de campo, y que se encuentran especies diferentes pero no abundantes. Todo ello puede estar relacionado con que el área de la mina es una zona degradada con un hábitat no muy complejo. Muchas de las especies que se encontraron en la mina son especies de paso que no habitan dentro de la misma ya que el entorno de la mina es natural y no es un área degradada.

4.2.7. ESTUDIO DE LA CALIDAD ATMOSFÉRICA

4.2.7.1. ESTUDIO DE PARTÍCULAS SEDIMENTABLES

Para evaluar la calidad atmosférica se ha llevado a cabo un estudio de partículas sedimentables en esta fase previa a la actividad minera, a cargo del laboratorio externo EUROCONTROL. Los métodos utilizados por esta empresa fueron exigidos por la legislación en vigor.

Se colocaron 3 captadores de partículas (Fig. 4.23), dos de ellos cerca de los límites de la propiedad de la mina, dentro de la misma, debido a que la emisión de partículas es de carácter difuso, y uno cerca del pueblo de Penouta formando un triángulo y dejando el foco difuso, es decir la futura planta de aprovechamiento, en el centro (Fig. 4.24).



Figura 4.23. Foto del captador situado en la Balsa de Estériles de Roldan.

Estos captadores estuvieron colocados durante el periodo de un mes, pasado el cual se recogió su contenido para el posterior análisis del material sedimentado en laboratorio acreditado. Los resultados obtenidos de los tres captadores están por debajo de **300 mg/m² día** (límite más frecuente aplicado por la administración a distintas instalaciones), pero próximos. Concretamente el resultado del captador 2, colocado en la antigua balsa de lodos (Fig. 4.24), es muy próximo a este valor. Esto puede deberse a dos factores, por un lado, el predominio de los vientos hacia esta zona, que es la más baja de la mina y por lo tanto ser la zona donde más se produzca la sedimentación de partículas, y por otro lado a la escasa vegetación en este sector, con predominio de materiales finos y arenas.



Figura 4.24. Localización de los captadores de partículas sedimentables.

Los resultados nos indican por tanto, la presencia de partículas en el ambiente en el estado pre-operacional sin actividad minera, por lo que este estudio servirá de referencia

como punto de partida para establecer los límites de emisiones de polvo en fase de actividad.

4.2.7.2. ESTUDIO DE RUIDO

El estudio de la calidad atmosférica en relación al ruido existente en la fase previa a la actividad minera, fue llevado a cabo por EUROCONTROL. El objetivo del ensayo fue una comprobación acústica del ruido ambiente existente en los límites de propiedad de la mina antes de su apertura y de funcionamiento normal en el término municipal de Penouta (Orense), bajo el *RD 1367/2007, de 19 de octubre por el que se desarrolla la Ley 37/2003, de 17 de noviembre, del Ruido*, en lo referente a zonificación acústica, objetivos de calidad y emisiones acústicas.

Se realizan mediciones con sonómetros de medición de ruido en 5 puntos repartidos a largo del perímetro de los límites de propiedad (Fig. 4.25) y en distintas fases:

FASE 1: Ruido ambiente, sin actividad en la mina.

FASE 2: Coche subiendo por la carretera que atraviesa la mina.

FASE 3: Coche bajando por la carretera que atraviesa la mina.

Tanto en el día como en la noche los valores recogidos en el perímetro de la actividad están por debajo de los límites establecidos. Sin embargo, los valores recogidos en la carretera de la subida y la bajada de vehículos no pertenecientes a la actividad ya dan valores que superan los límites nocturnos.

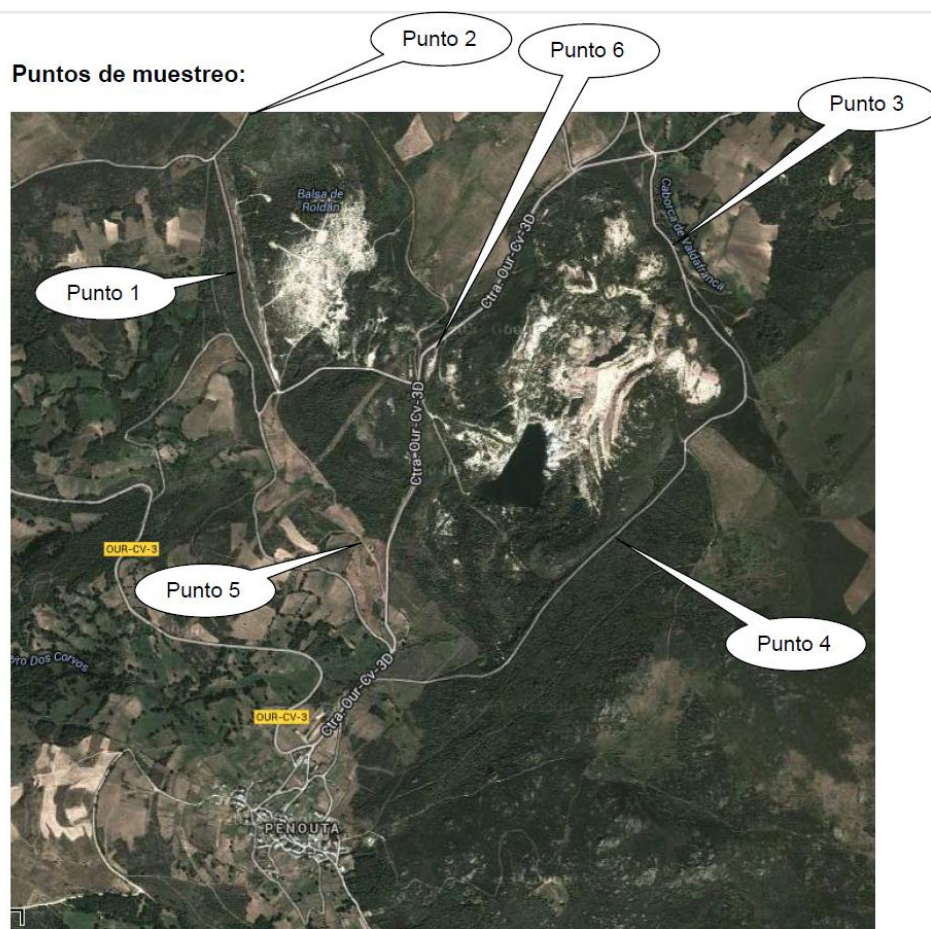


Figura 4.25. Localización de los puntos de medición de ruido.

Por lo tanto se puede concluir que ya existen actividades en la zona que ocasionan que se superen los límites de emisión sonora que no tienen que ver con la actividad minera.

4.2.8. ESTUDIO DEL PAISAJE

La zona de estudio ofrece un paisaje afectado por los efectos de la actividad minera de la Mina de Penouta, la cual presenta un bajo grado de restauración ambiental. El impacto visual está presente ya de forma previa al inicio de las actividades mineras.

Esta zona se encuentra catalogada dentro de la unidad paisajística “MACIZOS MONTAÑOSOS GALAICO-ASTURIANO-LEONESES” (MAGRAMA, 2015 a). Lo integran los macizos montañosos que bordean la fosa de El Bierzo y forman parte de la divisoria

cantábrico-atlántica. Constituyen por tanto áreas montañosas de transición bioclimática, con gran variabilidad climática y biogeográfica. En las áreas de mayor pendiente se conservan restos de los bosques subatlánticos y submediterráneos. Sin embargo son dominantes los pastizales de siega, vinculados a la economía ganadera de la zona, y los matorrales, fundamentalmente brezales, que conquistan antiguos pastos o zonas de cultivo abandonadas.

De manera concreta se han analizado los siguientes componentes del paisaje: **cuenca visual y topográfica, capacidad de absorción visual, y calidad y fragilidad paisajística.**

Respecto a la cuenca visual se distinguen dos tipos: la **cuenca visual existente**, que es el área visible por el observador, incluyendo el efecto sombra de la vegetación y de las estructuras intermedias, y la **cuenca visual topográfica**, que se refiere al área visible para el observador, teniendo en cuenta tan sólo la morfología del terreno. Para este estudio se ha utilizado el cálculo de la cuenca visual topográfica mediante mapa topográfico y estableciendo un radio de 2 km desde el centro del área minera. Para la cuenca visual se definieron puntos de observación en campo para su valoración y toma de fotografías.

La cuenca visual y la topográfica coinciden en gran medida, ya que los terrenos de alrededor de la mina apenas han sufrido cambios a lo largo del tiempo. Debido a la altitud y al tratarse de una zona de cumbres, es visible desde largas distancias, como desde el municipio de Penouta y desde Viana do Bolo, aunque el factor lejanía reduce el impacto (Fig. 4.26). Desde el límite del Espacio Red Natura 2000, la antigua corta minera es visible en algunos puntos. La presencia de la corta y su altitud reduce la visibilidad de este espacio a otras zonas de la antigua explotación. Las áreas menos visibles son la balsa de estériles de Roldan y sus proximidades y la zona del interior de la antigua corta minera, por tratarse de las cotas más bajas.



Figura 4.26. Último punto de la carretera dirección al municipio de Corzos, desde el que es visible la explotación.

Se trata de un paisaje degradado en su día, en el que se realizaron aperturas de frentes de explotación y creación de huecos mineros que eliminaron la morfología natural, soporte donde se estructura el resto de componentes del paisaje.

El frente de explotación, las escombreras y las balsas de estériles, son elementos intrusivos existentes en la actualidad, que alteran los elementos fisiológicos introduciendo grandes contrastes con el paisaje de los alrededores. La modificación y homogenización de la textura por la eliminación de la vegetación que se llevó a cabo en su día en todo el área de la explotación y que la propia naturaleza no ha conseguido restaurar de manera natural por la falta de condiciones ambientales adecuadas, supone un contraste cromático muy llamativo entre el entorno y la explotación.

Todo esto hace que los resultados de **capacidad de absorción visual, calidad visual y la fragilidad paisajística** sean **bajos**.

Por tanto, las medidas correctoras del futuro aprovechamiento deberán ir dirigidas hacia el remodelado de las formas y la revegetación con especies del lugar que devuelvan al medio homogeneidad textural y cromática.

4.2.9. CONCLUSIONES DEL ESTUDIO PRE-OPERACIONAL AMBIENTAL

El *estudio pre-operacional del estado ecológico* del estudio de la Mina de Penouta, realizado de manera voluntaria y para la ampliación de información ambiental a mayores de la necesaria requerida en el cumplimiento legal, es un trabajo clave en el compromiso con la protección medioambiental, enfocado a llevar a cabo un control exhaustivo de los parámetros a vigilar en el estado operacional así como para supervisar los objetivos de restauración.

Este estudio supone una fotografía de detalle del “estado cero” del área minera y su entorno, del que se pueden extraer las siguientes conclusiones:

- La superficie ocupada por las áreas de la explotación minera de Penouta no forman parte de ninguna figura de protección ambiental y no fue incluida en la catalogación de Red Natura 2000 “Peña Trevinca” como algunas de las zonas limítrofes.
- En base a estos parámetros climáticos, existen meses con alta precipitación, como son los meses de invierno, y meses con muy baja precipitación, como es el caso de mes de agosto. El efecto de las lluvias, la geología y la ausencia de suelo hacen que predomine la escorrentía superficial.
- En general, la calidad físico-química de las aguas superficiales que discurren por la mina y su entorno se encuentra próxima a los valores de referencia establecidos por

la Demarcación Hidrográfica Miño-Sil. Tan sólo hay valores significativos de conductividad, oxígeno disuelto, Fe y Mn en dos puntos ubicados en las salidas de antiguas balsas con depósitos de materiales de la antigua explotación minera.

- En cuanto a la calidad hidromorfológica de las aguas superficiales se puede decir que al encontrarse en cabecera de las subcuencas de la zona, conforman un sistema inercialmente rápido de respuesta, de tal forma que la transformación lluvia-escorrentía es cuasi inmediata. Son los tramos próximos a cabecera y los medios alejados de la explotación minera los que presentan una mejor calidad hidromorfológica, de vegetación de ribera y hábitat fluvial. La calidad es menor en los tres casos a medida que se aproxima a la zona minera.
- Con respecto a la calidad biológica de las aguas superficiales, los arroyos de más entidad próximos a la mina presentan un potencial ecológico bueno, que servirá de referencia en los planes de vigilancia. Las balsas ubicadas en el área del estudio presentan un estado ecológico potencial aceptable en relación al indicador de fitoplancton, aunque se pueden apreciar los efectos de la eutrofización debido a la alta degradación de materia orgánica, especialmente en la Balsa de Roldán.
- En general, la calidad físico-química de las aguas subterráneas que discurren por la mina y su entorno se encuentra próxima a los valores de referencia establecidos por la Demarcación Hidrográfica Miño-Sil. Tan sólo hay valores significativos en conductividad, oxígeno disuelto, Fe y Mn, en el Piezómetro 3, previsiblemente por la propia naturaleza de la roca.
- Los suelos del entorno generados en dos zonas con geología diferente, una zona de ortogneis y otra de esquistos, son muy similares en granulometría, elementos constitutivos y nutrientes. En cambio, en el caso de algunos metales y elementos traza, presenta más concentración el suelo con origen geológico esquistos. Estos

datos servirán de indicadores de referencia. Respecto a áreas pertenecientes a la explotación minera, estas suelen carecer de suelo (horizonte A) debido a que se trata de los antiguos depósitos de residuos, balsas de estériles y escombreras. Es decir, se trata de suelo alterado que, dependiendo del grado de cobertura vegetal, puede ir acompañado de una cierta espesura de suelo vegetal.

- El inventario de flora es una información muy valiosa para conocer las especies y la distribución de su colonización natural del espacio minero. Será referencia para las labores de restauración continua. Dentro del área de la mina los estratos compuestos por formaciones arbóreas y arbustivas con tapiz herbáceo y mezcla de matorral son las que tienen una mayor biodiversidad, aunque estas áreas son las más escasas. En el entorno de la mina también ocurre esta condición, sin embargo, se aprecia que la biodiversidad es más uniforme.
- Del estudio de fauna se puede considerar que existen más especies en la documentación bibliográfica que aquellas que han podido ser identificadas en los muestreos de campo. Esto puede estar relacionado con el hecho de ser un área degradada y estén menos habitadas por especies que las que habitan en el entorno natural.
- La ausencia de vegetación y la presencia de taludes y escombreras sin restaurar, junto con el efecto del viento, hacen que exista cierto nivel de partículas sedimentables sin actividad minera.
- Existen actividades en la zona que ocasionan que se superen límites de emisión sonora puntuales sin actividad minera.
- La antigua explotación minera es visible desde largas distancias debido a la altitud y al tratarse de una zona de cumbres. El antiguo frente de explotación y los diques

de las balsas de estériles favorecen el efecto barrera para atenuar el impacto al paisaje desde los planos más cercanos. La eliminación de la vegetación que se llevó a cabo en su día y que la propia naturaleza no ha conseguido restaurar de manera natural, ocasiona un contraste cromático muy llamativo entre el entorno y la explotación. Se considera una baja calidad y fragilidad paisajística y baja capacidad de absorción visual.

Este estudio pre-operacional muestra un área ya degradada ambientalmente previa al inicio de la explotación por la actividad minera, y aporta la información ambiental necesaria del grado de afección y del comportamiento de la naturaleza por la restauración natural. La información del entorno es clave para el seguimiento operacional y los objetivos de restauración.

4.3. VIABILIDAD Y BENEFICIOS AMBIENTALES DEL ESTUDIO

Existen una serie de factores, como son el estado de abandono de la Mina de Penouta desde 1985, tratarse de un área de baja calidad ecológica donde no se ha llevado a cabo ningún proceso de restauración y no albergar ninguna figura de protección de hábitats o especie en concreto, que hacen que el estudio de Penouta sea ambientalmente viable.

El hecho de poder obtener minerales, metálicos e industriales, de un espacio en el que ya ha existido una actividad minera, incluso obtenerlos del aprovechamiento de residuos de estériles presentes en balsas y escombreras, unido a una correcta restauración, hacen que además existan beneficios ambientales.

El conocimiento ambiental adquirido de los estudios pre-operacionales, junto con un buen diseño de las tareas de restauración, es la combinación perfecta para conseguir que en el espacio minero, una vez finalizado su aprovechamiento, pueda existir calidad ecológica suficiente como para la formación de ecosistemas y su integración en el espacio natural donde se encuentra y, en consecuencia, mejorar las condiciones previas a dicho aprovechamiento.

4.3.1. FACTORES QUE FAVORECEN LA VIABILIDAD AMBIENTAL

Los principales factores que favorecen la viabilidad ambiental del Estudio de la Mina de Penouta son:

- estado actual de abandono
- baja calidad ecológica
- ausencia de figuras de protección en el espacio minero
- desarrollo del estudio bajo medidas de preventivas, correctoras y de vigilancia

- minería moderna y sostenible

El estado actual del estudio minero es un **estado de abandono**, en el cual no se ha llevado a cabo ninguna actividad de restauración durante aproximadamente 30 años y por tanto el grado ecológico es bajo. Uno de los principales motivos es la ausencia de suelo, al no existir capacidad edáfica, la colonización natural ha sido desordenada y lenta (Fig. 4.27). Solo en aquellos lugares donde se ha conseguido generar una capa de suelo con nutrientes o en zonas encharcadas, es donde la vegetación ha conseguido implantarse. Otro de los motivos importantes es la existencia de taludes verticales y pendientes inestables (Fig. 4.28). La vegetación es clave para el desarrollo de ecosistemas, y en consecuencia, su ausencia ocasiona que la fauna también sea escasa.



Figura 4.27. Escombreras y taludes de la zona de la corta.



Figura 4.28. Balsa de Estérelles.

El estado de abandono también se hace visible en las antiguas instalaciones. Estas podrán reutilizarse, si es viable, o gestionarse correctamente como residuos de construcción y demolición (Fig. 4.29 y 4.30).



Figura 4.29. Restos de las antiguas instalaciones de la planta de procesado.



Figura 4.30. Restos de antiguas construcciones en las escombreras.

Como en muchos casos de minas o canteras abandonadas, los huecos originados por la antigua explotación de la Mina de Penouta se han convertido en vertederos ilegales (Fig. 4.31).



Figura 4.31. Residuos abandonados en la Mina de Penouta.

Del estudio pre-operacional descrito en el apartado anterior, se ha obtenido información del estado de referencia tanto de la mina como del entorno. De manera general estos estudios concluyen que se trata de un **área de baja calidad ecológica**. Las características ambientales no son las de un espacio natural y no podrían llegar a serlo por si solas, hecho que se evidencia después de casi 30 años de abondo, en los cuales la vegetación potencialmente colonizadora del entorno no ha sido capaz de llevar a cabo una restauración natural.

Los impactos de un estudio minero en este tipo de estado ecológico son menores que los que existirían en un espacio natural. Aun así el estudio generará una serie de impactos. En función de su estudio, el medio afectado y las causas originarias, se establecen **una serie de medidas correctoras, preventivas y de vigilancia**. Estas medidas se basan en el análisis de los posibles impactos, para incidir en las primeras fases de su generación, con el objeto de que, además de reducir las consecuencias ambientales negativas, aminoren los costes de operación y de restauración.

Las medidas preventivas son las aplicables sobre la actividad, modificando las características de la actuación para disminuir el impacto, o bien sobre el medio alterable para disminuir su fragilidad. Se aplican antes de manifestarse el posible impacto.

Las medidas correctoras, son las necesarias para minimizar o corregir impactos ya generados, en un intento de recuperar el estado inicial o disminuir la magnitud del efecto.

Establecer un Plan de Seguimiento y Vigilancia Ambiental es fundamental para realizar el seguimiento y control de la ejecución y eficacia de las medidas protectoras y correctoras aplicadas en todas las fases de la actividad, así como para facilitar la gestión ambiental, permitiendo controlar los efectos no previstos que pudieran surgir, por causa de modificaciones futuras y poder establecer nuevas medidas preventivas y correctoras si fueran necesarias.

Todas estas medidas sirven para prevenir, mitigar o supervisar, los impactos generados a los componentes del estudio pre-operacional, como son las aguas, la flora, la fauna, el suelo, la atmósfera, el paisaje y el medio socioeconómico.

Ejemplo de estas medidas para el Estudio de Penouta son las expuestas en la Tabla 4.9.

Tabla 4.9. Medidas preventivas, correctoras y plan de vigilancia para el estudio de la Mina de Penouta

Aspectos	Medidas preventivas	Medidas correctoras	Plan vigilancia
ATMÓSFERA	<ul style="list-style-type: none"> •Riego de pistas y accesos. •Utilización de transporte por túnel subterráneo. •Correcto mantenimiento maquinaria y vehículos e instalaciones. •Limite velocidad 20 km/h. •Circulación diurna. •Vehículos y maquinaria homologados. 	<ul style="list-style-type: none"> •Según los resultados de las mediciones, establecer medidas correctoras necesarias. •Cintas transportadoras subterráneas o con capotajes. •Sistemas de captación de polvo. •Circulación de vehículos cerrados, capotados o con lonas. 	<ul style="list-style-type: none"> •Protocolos de riego y control. •Mediciones de polvo y ruido. •Procedimiento de mantenimiento preventivo de maquinaria e instalaciones. •Vigilancia, sistemas de señalización y funcionamiento del tráfico.
AGUAS	<ul style="list-style-type: none"> •Reacondicionamiento de las cunetas de drenaje, instalación de nuevas cunetas en áreas de trabajo e incorporación de balsas de decantación. •Reutilización de aguas pluviales. •Instalaciones para el vertido de aguas de escorrentías y de aguas residuales de procesos industriales. 	<ul style="list-style-type: none"> •Según los resultados de las mediciones establecidas en las autorizaciones de vertido, establecer medidas correctoras si fueran necesarias. •Retirada de aguas de lluvia estancadas en zonas de trabajo. 	<ul style="list-style-type: none"> •Vigilancia continua de sistemas de drenaje. •Control de limpieza de balsas de decantación. •Control de análisis de la calidad de las aguas superficiales y subterráneas. •Control de análisis de aguas de vertido. •Control de consumos de la Planta de Beneficio.
SUELO	<ul style="list-style-type: none"> •Gestión de Residuos No Peligrosos y Peligrosos. •Medidas del Plan de Restauración para la conservación del suelo vegetal. •Remodelación del terreno, evitar pendientes. •Mezcla de material de rechazo con suelos de mayor granulometría y suelo vegetal. •Trabajos en bancos como medidas de seguridad para la prevención de derrumbes. 	<ul style="list-style-type: none"> •Remodelación del terreno, con ángulo máximo de 45°. •Abono en los casos necesarios. •Gestores autorizados para la retirada de los residuos peligrosos. 	<ul style="list-style-type: none"> •Seguimiento del plan de gestión de residuos. •Ensayos de residuos mineros generados para la restauración. •Supervisión de las estructuras de trabajo en bancos y las estructuras de restauración en relación a la estabilidad. •Programa de la estabilidad de los diques y zonas de trabajo.

PAISAJE	<ul style="list-style-type: none"> •Formación de barreras visuales. •Ubicación de las instalaciones en la misma zona que las instalaciones de la antigua explotación. •Restauración continua. 	<ul style="list-style-type: none"> •Retirada de las instalaciones tras su uso. •Materiales de construcción con mayor integración en el paisaje. •Remodelado y revegetación. 	<ul style="list-style-type: none"> •Vigilancia de las labores de integración paisajística de la construcción de edificios. •Vigilancia de la restauración. •Seguimiento de la restauración.
FLORA, FAUNA Y HABITAT	<ul style="list-style-type: none"> •Eliminación de vegetación estrictamente necesaria y limitada a las zonas de trabajo. •Talas autorizadas. •Restauración con especies de la zona. •Restauración contigua a la explotación. •Las medidas frente a ruido y polvo. •Utilización de semillas homologadas y sanas •Riego. •Utilización de maquinaria con todas las medidas para la prevención de incendios. •Vallado perimetral adecuado sin hueco que permita el paso de la fauna (incluida la fauna de pequeño trabajo). 	<ul style="list-style-type: none"> •Restauración continua. •Restauración final de hábitats terrestres y hábitats acuáticos. 	<ul style="list-style-type: none"> •Plan de vigilancia de afecciones a la fauna. •Vigilancia del Plan de Restauración. •Seguimiento de los estados de biodiversidad. •Seguimiento de indicadores biológicos.
CULTURAL Y SOCIO ECONOMICO	<ul style="list-style-type: none"> •Señalización de carreteras. •Prevención de incendios. 	<ul style="list-style-type: none"> •Adecuación de caminos, carreteras y viales afectados. 	<ul style="list-style-type: none"> •Uso final que aporte un beneficio social. •Seguimiento de las mejoras económicas y sociales directas e indirectas.

El hecho de que en el espacio minero **no exista ninguna figura de protección ambiental**, como se expone en el estudio pre-operacional, favorece su viabilidad ambiental en relación a la generación de impactos y sus consecuencias.

El estudio de la Mina de Penouta “se encuadra temporalmente en este siglo XXI” donde las empresas mineras son conscientes de los errores del pasado, y entienden que la minería actual debe realizarse en el marco de la **sostenibilidad**, siendo una minería respetuosa con el medio ambiente y las personas, que incorpore las mejores tecnologías y la eficiencia, todo ello maximizando la rentabilidad sobre la inversión y asegurando la satisfacción de todas las partes interesadas.

4.3.2. BENEFICIOS AMBIENTALES

El estudio de la Mina de Penouta, aparte de ser ambientalmente viable, muestra beneficios ambientales.

Concretamente el Estudio de la Sección B de Penouta, consiste en la recuperación de minerales metálicos de estaño y tantalio de los estériles originados en la extracción de dichos minerales en la antigua explotación, por lo tanto, se trata de una **valorización de residuos mineros**. El hecho de que, aparte del aprovechamiento de los minerales metálicos, puedan ser extraíbles y comercializables minerales industriales, como son el caolín, feldespato, mica y cuarzo, aumenta ese grado de valorización hasta tal punto que pueda aprovecharse un 75% del material de estériles depositado en balsas y escombreras.

El tratamiento de estos antiguos rechazos originará un residuo inerte con menor concentración de minerales que el existente y en mucho menor volumen, que será destinado al mismo fin, la **restauración**, pero de una manera planificada y del tal forma que estas zonas explotadas permitan la creación de un suelo óptimo para la revegetación.

El aprovechamiento de estos minerales metálicos e industriales de la Sección C, supondría el aprovechamiento prácticamente total del recurso geológico de la explotación

minera iniciada en su día, la generación de un menor número de residuos y la futura restauración integral del espacio afectado.

El objetivo de restauración del Estudio de la Mina de Penouta, es conseguir que exista mejor grado ecológico que el actual, es decir el objetivo final será **la mejora de las condiciones ecológicas actuales**.

Este objetivo llegaría a su culmen con la **eliminación de barreras ecológicas** mediante la integración final de este espacio minero restaurado en el área declarada Red Natura 2000 "Peña Trevinca".

El establecimiento de medidas preventivas, correctoras y un plan de vigilancia, ocasiona un **mayor control y seguimiento ambiental**, tanto de la empresa responsable de su explotación como de las administraciones públicas, incluso una vez finalizado el aprovechamiento.

La restauración final también proporcionará a esta área un **uso final** para el entorno social, actualmente inexistente.

En todo estudio minero, unido al Plan de Explotación, debe existir un **Plan de Restauración** que en el caso de la normativa española se realizará conforme a lo indicado en el *Real Decreto 975/2009, de 12 de junio, sobre gestión de los residuos de las industrias extractivas y de protección y rehabilitación del espacio afectado por actividades mineras*, teniendo en cuenta la modificación realizada por el *Real Decreto 777/2012 del 4 de mayo*.

El objeto de un Plan de Restauración es describir las medidas necesarias para evitar posibles efectos negativos sobre el medio ambiente y sobre la salud de las personas, derivados del aprovechamiento de los recursos mineros. Dichas medidas estarán basadas en las mejores técnicas disponibles e incluirán la gestión de los residuos.

Un programa de restauración debe permitir la integración en el medio de los terrenos afectados a lo largo de las diferentes etapas que componen el proceso de aprovechamiento, y al finalizar las mismas, en la clausura, reacondicionar los terrenos de acuerdo con las directrices de calidad ambiental con el fin de devolver el área a su entorno inicial o poder darles un uso compatible con la necesidad del momento, siempre teniendo en cuenta su integración en el paisaje.

En el caso del Estudio de Penouta, el plan de restauración y el plan de explotación se coordinarán de forma que los trabajos de rehabilitación y restauración de los terrenos se lleven tan adelantados como sea posible a medida que avancen los trabajos de aprovechamiento, bajo el concepto de “**minería de transferencia**”.

Cabe destacar que los conocimientos de las características ambientales, obtenidos del estudio pre-operacional, especialmente aquellos relacionados con los suelos y la flora, serán clave para el diseño del Plan de Restauración, ya que estos elementos son base para la formación de un ecosistema.

La formación de un suelo lo más parecido al suelo natural favorecerá la implantación de las especies de los ecosistemas colindantes.

El conocimiento de las especies vegetales que habitan en los diferentes estratos de la mina y que han sido capaces de colonizarlos, así como el conocimiento de las especies vegetales del entorno, aportan una información muy valiosa para saber qué especies son más recomendadas a utilizar en los procesos de revegetación artificial.

El objetivo final, es que con todas estas medidas, llevadas a cabo de manera continua y en el cierre de la explotación, se conviertan en un espacio con calidad ambiental e integración paisajística y con un uso final de los terrenos por el entorno social, tanto a nivel de uso agrícola y ganadero como para el ocio y el turismo.

4.4. INFORMACIÓN SOCIOECONÓMICA DEL ESTADO PRE-OPERACIONAL

4.4.1. PANORAMA SOCIOECONÓMICO EN GALICIA

En Galicia se asienta el 13% de las empresas extractivas españolas. La evolución desde el inicio de este siglo no ha sido muy positiva, tal y como reflejan los siguientes gráficos. El conjunto de las actividades extractivas ha perdido peso en el Valor Añadido Bruto (VAB), especialmente en el caso de Galicia, donde se ha reducido más del 50% (Fig. 4.32).

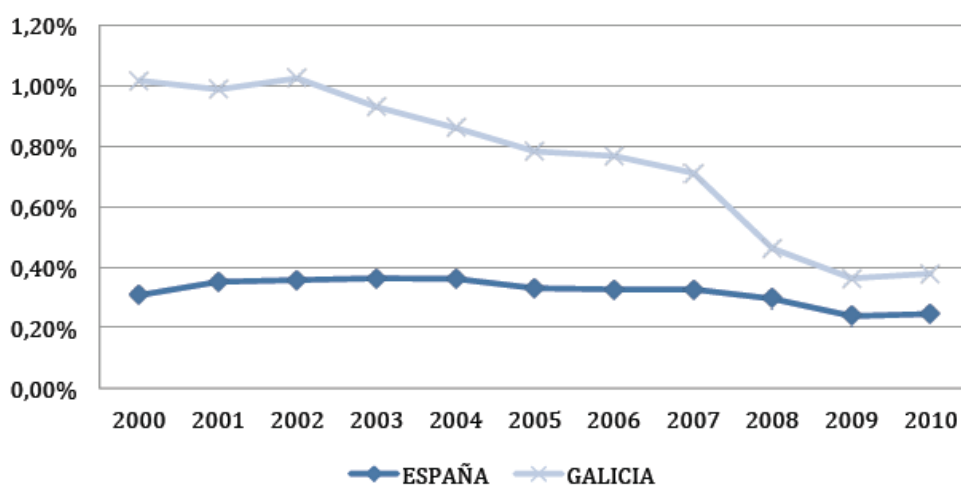


Figura 4.32. Peso de la industria extractiva en VAB total 2000-2010 (INE, 2015; IGE, 2015)

La evolución del peso de la industria extractiva en el total de empleo ha sido similar, aunque el descenso ha sido menos acusado que en el caso del VAB, sobre todo en Galicia (Fig. 4.33). Durante la primera década del siglo XXI se han perdido 5.700 empleos equivalentes en la industria extractiva en España, algo más de un tercio de ellos en Galicia. Estas cifras muestran un sector en fuerte retroceso.

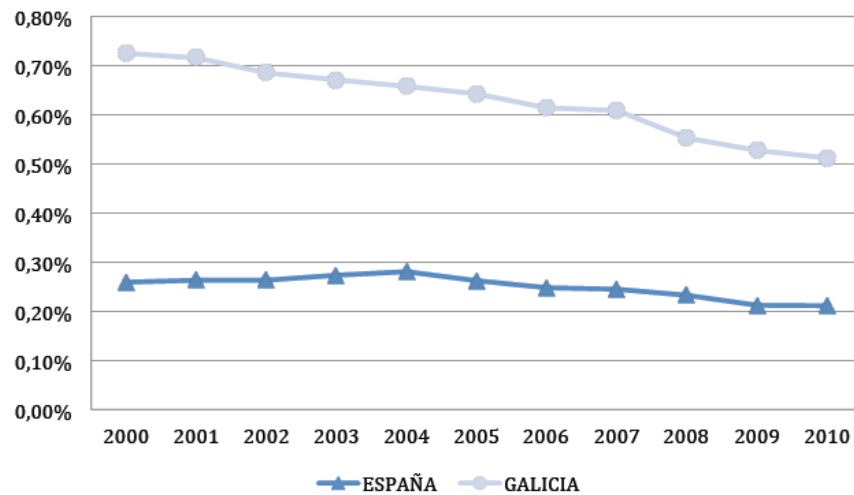


Figura 4.33. Peso de la industria extractiva en el empleo 2000-2010. (INE, 2015; IGE, 2015)

4.4.2. PANORAMA SOCIOECONÓMICO LOCAL

La información recopilada del entorno socioeconómico local del Estudio de la Mina de Penouta, se basa en los datos existentes del Municipio de Viana do Bolo (Orense), en el que se incluye la parroquia de Penouta. El Municipio de Viana do Bolo, por su superficie (271,51 km²) es, tras A Veiga, el segundo municipio más extenso de la provincia de Orense. La densidad de población es de 13 hab./km².

En el caso de Viana do Bolo, la tendencia del descenso de **población** es constante desde el año 1900 (Figura 4.34).

A comienzos del siglo XX Viana do Bolo contaba con aproximadamente 8.000 habitantes. En 1950, coincidiendo con los inicios de la actividad minera de Penouta, la población había aumentado casi hasta **8.450 habitantes**, pero a partir de este año se produce un **progresivo proceso de emigración**, principalmente a Brasil, así como a diversas ciudades españolas y a otros países de América y Europa, destacando Alemania y Francia. En 1981, en torno al cierre de la Mina de Penouta, el censo registraba 6.411 habitantes. Diez años después, en 1991, la población había descendido a 4.672 habitantes.

Durante la década de los años 90 y los primeros años del siglo XXI el número de habitantes siguió disminuyendo aunque a menor ritmo, llegando a **3.663 habitantes** en 2004. A partir de este año la población ha seguido descendiendo hasta **3.113 habitantes** en 2014 (Fig. 4.34), ante la falta de oportunidades en el entorno más próximo. Comparando el dato más actual en 2014 de 3.113 habitantes con el dato de 1900 de 8.016 habitantes, la población en los últimos 100 años ha descendido en 4.903 habitantes.

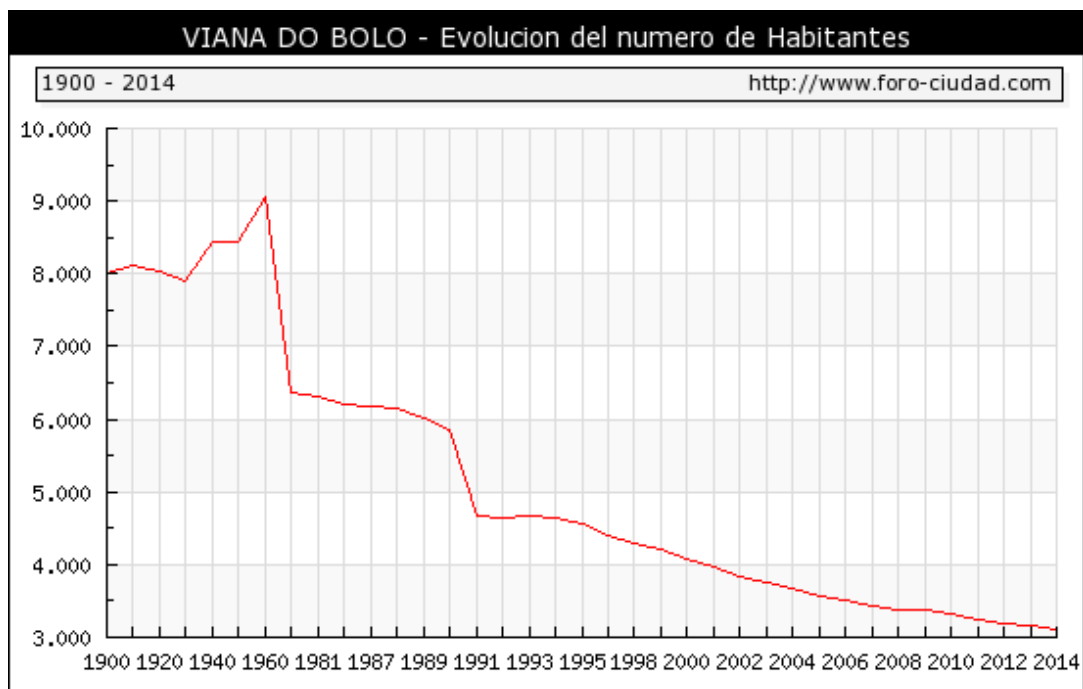


Figura 4.34. Evolución de la Población de Viana do Bolo 1900-2014 (Foro-Ciudad.com, 2015).

Si se evalúa la relación de datos poblacionales del Viana do Bolo, con la historia de la explotación minera, la primera explotación a cielo abierto de la Mina de Penouta coincidió con un aumento en la población, seguido del descenso poblacional de emigración a diversas ciudades españolas y a otros países de América y Europa. Durante la explotación minera el número de habitantes se mantuvo más o menos constante. A partir del cierre de la explotación, el descenso poblacional ha sido muy acusado (Tabla 4.10). No siendo el cierre del estudio minero la causa de este descenso global, cabe presuponer que sí fuera de

influencia, ya que en aquella época la mina daba trabajo a más de 100 trabajadores directos y generaba en torno a 300 empleos indirectos, muchos de ellos en las empresas filiales de la explotación.

Tabla 4.10. Evolución de la población en el tiempo y su relación con diferentes eventos clave acaecidos en la Mina de Penouta

Estado	Año	Nº habitantes Municipio Viana do Bolo	Nº habitantes Parroquia de Penouta
Dato más actual	2014	3.113	89
Mina ya cerrada	1986	6.193	197
Explotación por Rumasa	1981	6.320	201
Explotación por Altos Hornos de Vizcaya	1970	6.365	155
Inicio explotación a cielo abierto de la Mina de Penouta	1960	9.062	146
Primer dato de referencia. Primer registro Mina Olga	1900	8.016	191

Si se comparan el municipio de Viana do Bolo (donde se encuentra la explotación minera de Penouta y perteneciente a la comarca de Viana), con municipios del entorno con similares características de extensión, población y sistema productivo, y pertenecientes a comarcas limítrofes con la de Viana, como son los municipios de A Veiga (comarca de Verín) y Laza (comarca de Valdeorras) (Figura 4.35), se obtienen las diferencias de los datos poblacionales en diferentes años (Fig. 4.36).



Figura 4.35. Comarcas y sus municipios de la provincia de Ourense (ZONU, 2015).

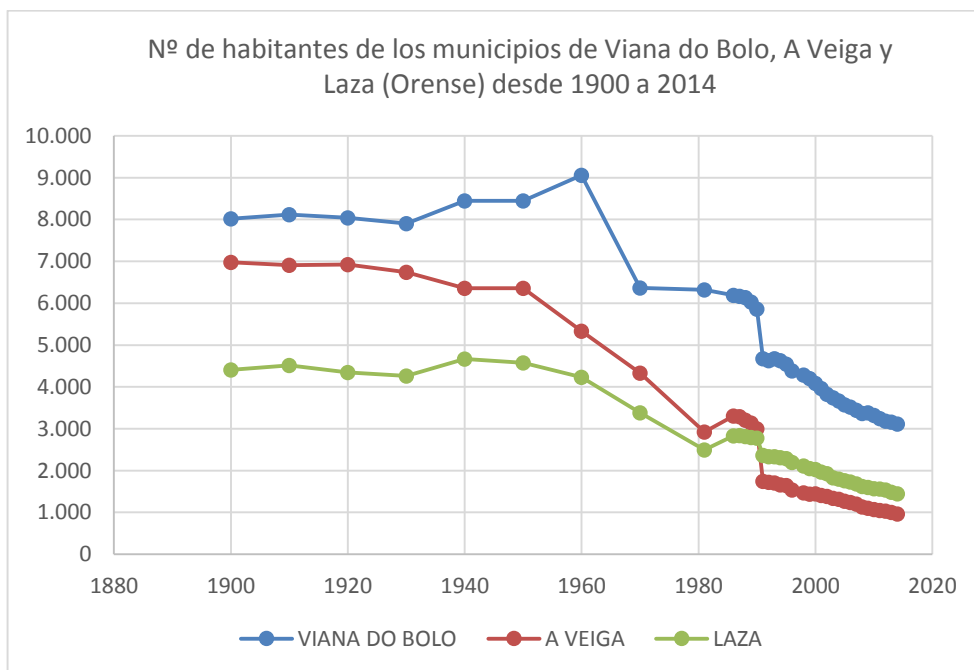


Figura 4.36. Evolución del número de habitantes de los municipios de Viana do Bolo, A Veiga y Laza, en la provincia de Ourense (Foro-Ciudad.com, 2015).

En la comparación general de los municipios existe una tendencia poblacional en torno a los años 1940 y 1980, periodo que coincide con la explotación minera de Penouta en activo (Figura 4.36). En el caso de los municipios de A Veiga y Laza, el descenso poblacional originado por la masiva emigración en toda Galicia, principalmente hacia América u otros países europeos en busca de una mejora en el medio de vida, se hace visible desde los años 50, con un descenso poblacional constante a partir de esa época. En el caso de Viana do Bolo existe un pico de crecimiento en 1960, coincidiendo con el inicio de la explotación minera de Penouta a cielo abierto. En Viana do Bolo también puede observarse los efectos del descenso poblacional general de los territorios gallegos de esta época, aunque este descenso se frena hasta el cese de la actividad minera en los años 80.

Si se realiza un análisis de la población de la parroquia de Penouta, donde se sitúa la explotación minera, cabe destacar el incremento poblacional entre los años 1960 y 1980, años en los que estuvo activa la explotación. A partir de 1986, coincidiendo con el cierre definitivo de la explotación, comienza el descenso progresivo de población hasta los datos más bajos en la época más actual (Fig. 4.37).

Cabe destacar el pico poblacional de los años 80 en Penouta, frente al mantenimiento de la población en el caso de Viana do Bolo o el descenso en el resto de municipios colindantes (Fig. 4.36 y 4.37).

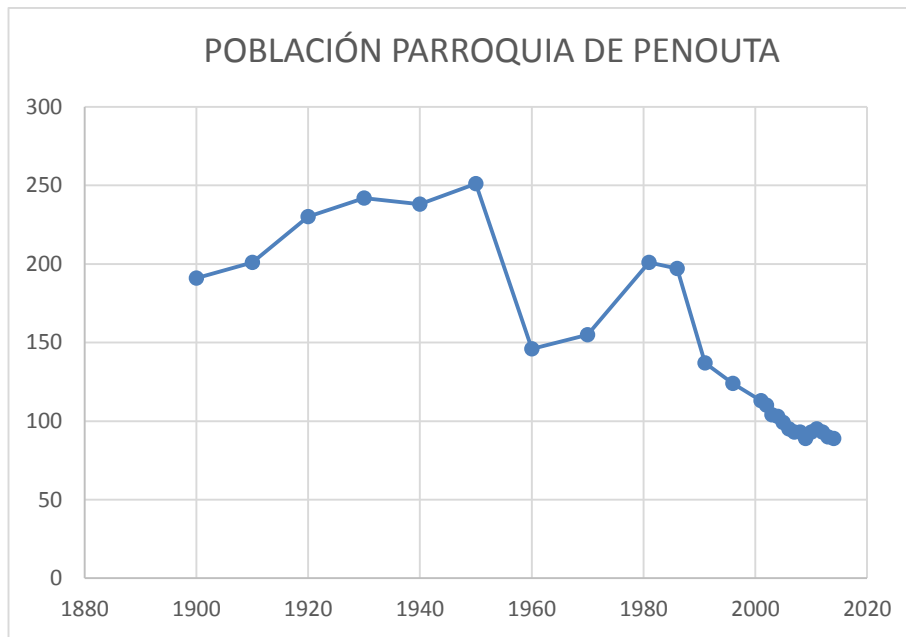


Figura 4.37. Evolución del número de habitantes de la parroquia de Penouta (INE, 2015).

Si se compararan los datos poblacionales con otros municipios gallegos en los cuales haya existido actividad minera, como son el caso de Touro, con la Mina de Touro, o Lousame con las Minas de San Finx, se puede relacionar una variación poblacional similar (Fig. 4.38).

Las minas de San Finx tuvieron su mayor actividad en los años 40 y 50, momento en el que se comienza, aparte del estaño, con la extracción de otro mineral, el wolframio. La explotación de este último se debió a la fuerte demanda por los países que estaban involucrados en la segunda guerra mundial, especialmente Inglaterra y Alemania. Este aumento de la demanda conllevó un aumento de la actividad minera, propiciando el traslado de cientos de personas a Lousame desde ayuntamientos cercanos o de otros lugares en busca de una oportunidad de trabajo.

Por lo que respecta a la mina de Touro, en este caso para la extracción de cobre, inició su actividad en los años 70 y finalizó su explotación a finales de los años 80.

En los tres casos, entre 1940 y 1960 existe un aumento de población en los municipios seguido de un descenso prologando, al igual que en el resto de este tipo de localidades gallegas, debido a la fuerte emigración. También en los tres casos este descenso se estabiliza hasta el fin de las actividades mineras en las décadas de los 80 y 90 (Fig. 4.38).

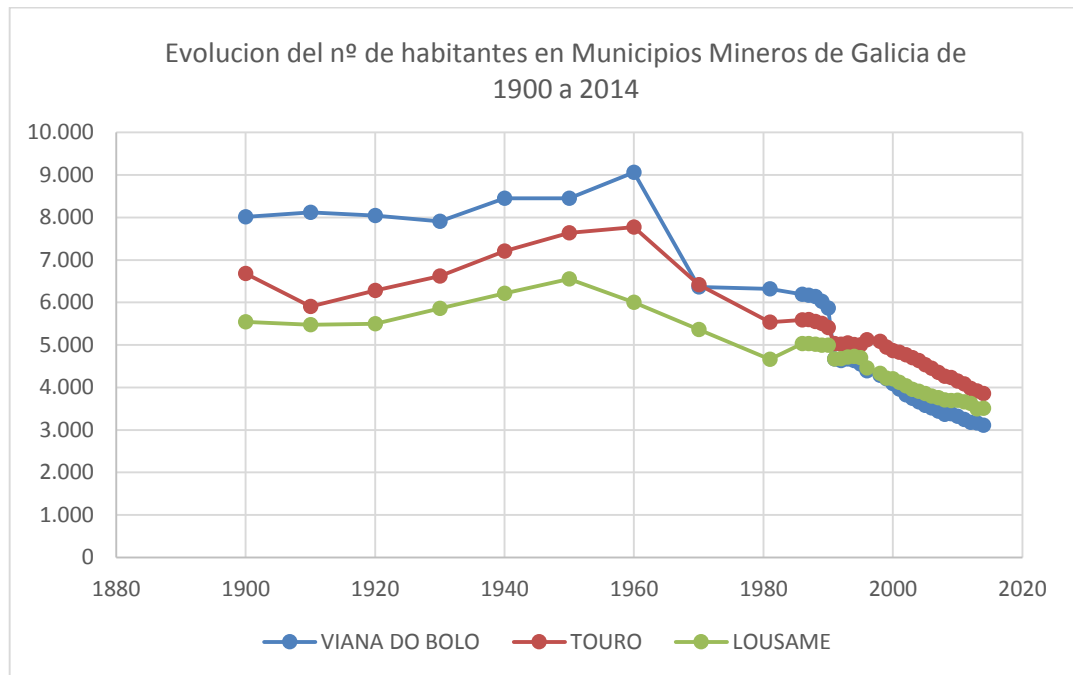


Figura 4.38. Evolución del número de habitantes de los municipios de Viana do Bolo, Touro y Lousame, en la provincia de Orense (Foro-Ciudad.com, 2015).

De manera general, en Galicia a partir de los años 50 se reactivó la actividad minera con la introducción de nuevas tecnologías de explotación, que permitieron hacer de nuevo rentable la minería hasta los años 80. Esta actividad minera generadora de empleo directo e indirecto ha sido capaz de frenar en estos casos, los efectos de los movimientos de población a las ciudades con mayor industria y la emigración a otros países de América y Europa.

La crisis económica producida por el aumento de los precios del petróleo, el agotamiento de los yacimientos y la bajada de los precios de los metales, fueron causa del

cierre definitivo de las minas a partir de los años 80 y 90, momento a partir del cual la tendencia de disminución de la población es constante y similar.

Las actividades mineras suponen una notable influencia socioeconómica a nivel local. Por lo tanto, la reapertura de estas minas originaría previsiblemente un efecto similar al comentado anteriormente, y por ende, un aumento de población de estos municipios, o al menos un efecto de contención al descenso constante de población en los mismos.

En relación con la información aportada por las **pirámides de población**, en Viana do Bolo la población de personas mayores de 60 años predomina frente a un número bajo de población joven. El número de mujeres y hombres es similar, aunque en los grupos de población de mayor edad, el número de mujeres es mayor, especialmente en mayores de 80 años. En general, las pirámides de población de hombres y mujeres son simétricas (Fig. 4.39).

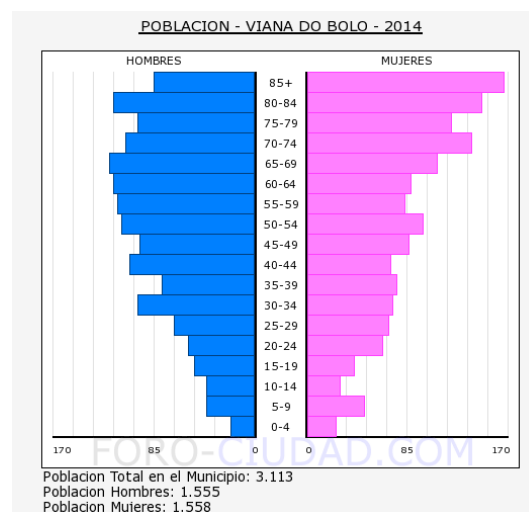


Figura 4.39. Pirámide poblacional de Viana do Bolo 2014 (Foro-Ciudad.com, 2015; INE, 2015).

Respecto a la **estructura productiva**, el sector terciario, concretamente el sector servicios, es el que más trabajo aporta a la población, en un 57 % aproximadamente (Fig. 4.40).

Los sectores agricultura, industria y construcción comparten resultados entre el 10 y el 20 %. En el caso de Viana do Bolo, en el sector industria aparecen porcentajes de las industrias extractivas de la zona y de empresas de producción de energía, aunque son los más bajos (Fig. 4.40).

El número de empresas del sector servicios también es el más alto, con un 62,9 %, seguido de los datos de empresas pertenecientes a los sectores de industria y construcción, con un 15,7 % y un 19,1 %, respectivamente. Finalmente, el sector de la agricultura comprende el menor porcentaje, con un 2,2 % (Fig. 4.40).

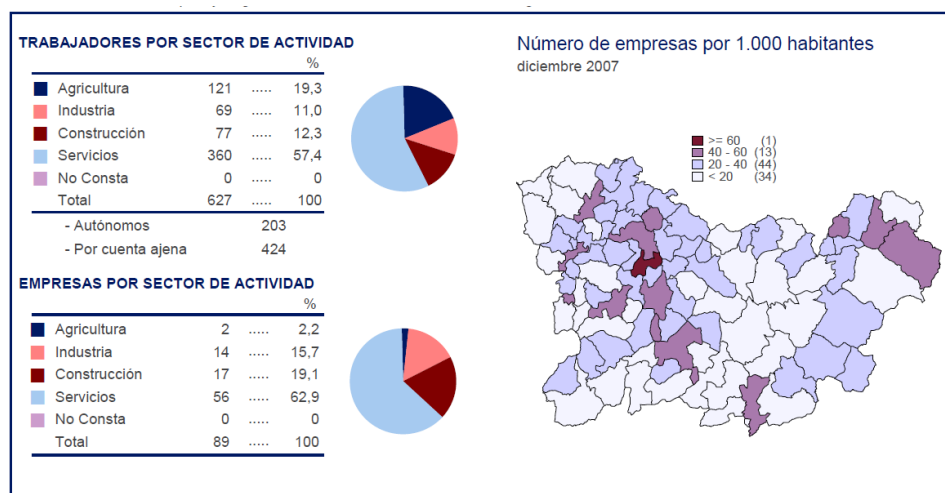


Figura 4.40. Relación de trabajadores y empresas por sectores en Viana do Bolo en el año 2007 (INE, 2015).

La industria extractiva ocupa el 3,2 % del total de empresas y el 3,4 % del total de trabajadores, siendo, junto el sector de producción de energía, los porcentajes más bajos del sector industria.

Respecto a los datos de **parados registrados** en la Seguridad Social, en 2005 la tasa de paro era de 31,80 %, en años sucesivos el paro disminuyó hasta 26,35 % en 2010. A partir de 2010 se incrementó hasta alcanzar en 2012 el 36,15 %, el peor dato registrado (Datosmacro.com, 2015). Desde esta fecha ha disminuido hasta el 28,69 % en 2014 (Fig. 4.41).

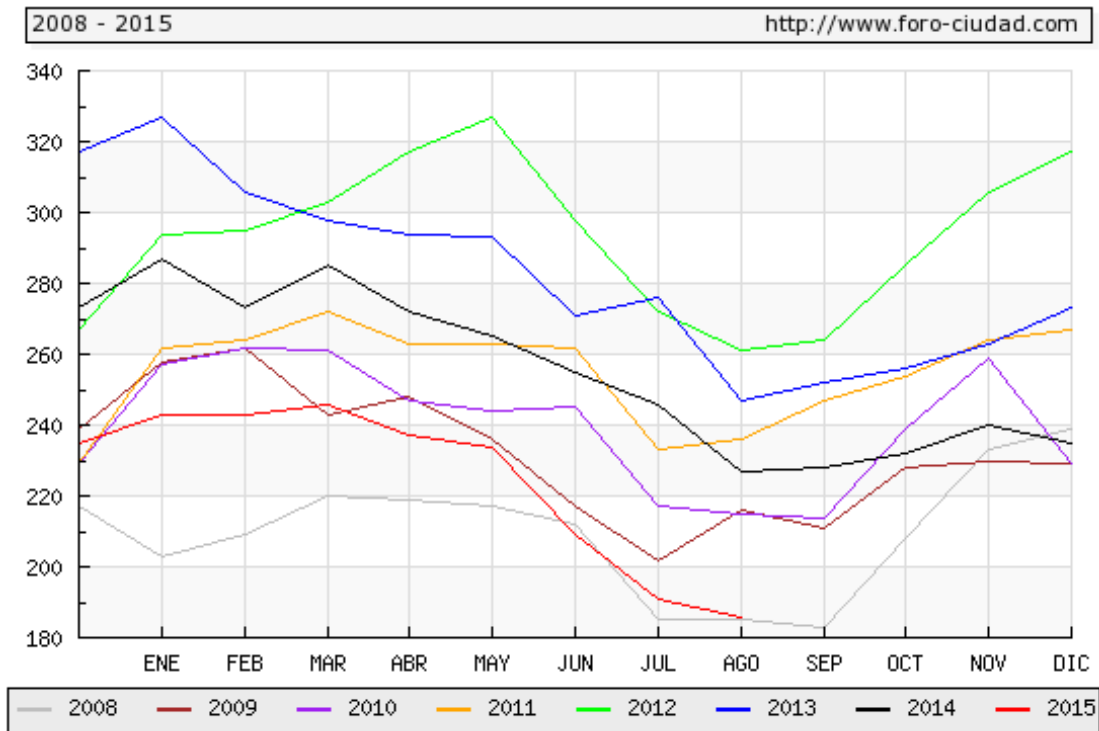


Figura 4.41. Evolución del paro registrado en Viana do Bolo (Foro-Ciudad.com, 2015).

La principal **vía de comunicación** es la carretera OU-533 que cruza Viana do Bolo y une los pueblos de A Rúa y A Gudiña, ya que une la zona norte con la sur de la provincia. Dicha carretera se encuentra en buen estado. En general, el estado de la pavimentación es bueno en todos los municipios.

A partir de la información encontrada en el Mapa Topográfico Nacional, la carretera que comunica Ramilo, Penouta y Viana do Bolo es la antigua carretera OU-3, actualmente OU-0901, que fue una pista minera creada para el acceso a la mina y que posteriormente se convirtió en carretera comarcal.

La comunicación en la zona se verá beneficiada con el estudio del AVE, en fase de construcción, y que atraviesa el municipio de A Gudiña, situado a 30 Km de Penouta.

Respecto al **patrimonio arqueológico** en la Mina de Penouta, después de haber realizado una prospección arqueológica se descarta cualquier indicio dentro de la explotación minera y en el entorno más próximo.

5. ESTUDIO DEL MERCADO DE LOS MINERALES Y METALES DE LA MINA DE PENOUTA

5. ESTUDIO DE MERCADO DE LOS MINERALES Y METALES DE LA MINA DE PENOUTA

El conocimiento del mercado ha de permitir la definición de la naturaleza del producto o los productos que se comercializan, sus volúmenes de producción posibles y los precios de venta probables.

Estos tres estudios se suelen desarrollar en paralelo, con numerosas interacciones mutuas, sobre todo entre el método de explotación, el procedimiento de concentración y el valor del producto final.

5.1. USOS DEL ESTAÑO Y LOS METALES RAROS

5.1.1. ESTAÑO

El estaño (Fig. 5.1) es un metal que tiene como principales características su maleabilidad y su resistencia a la oxidación y a la corrosión, tanto ambiental como a distintos tipos de ácidos. Estas características hacen que sea un metal muy usado en muchas aleaciones.

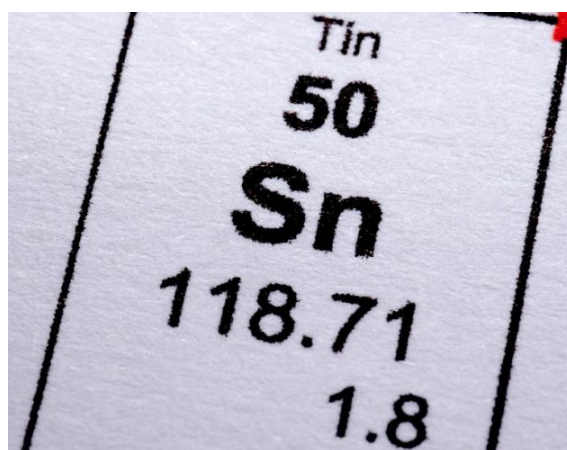


Figura 5.1. Características químicas del Sn (tomada Wikipedia 2015)

El estaño puro tiene dos variantes alotrópicas:

1) El estaño gris, el cual es un polvo no metálico, semiconductor y frágil, con una estructura cúbica tipo diamante que es estable a temperaturas inferiores a 13,2°C.

2) El estaño blanco, que es metálico, buen conductor eléctrico, con una estructura tetragonal tipo TCI y estable a temperaturas por encima de 13,2°C. Este último es el más abundante en la naturaleza.

La transformación del estaño blanco al gris produce un fuerte aumento de volumen, que trae consigo a la desintegración lenta del Sn.

El estaño es un metal que es bastante pesado, ya que tiene una masa atómica de 118,7 g/mol, es bastante blando (1,5 en la escala de Mohs), tiene un punto de fusión bajo (231,9°C), pero no así su punto de ebullición (2.603°C).

El estaño se encuentra fundamentalmente en la casiterita (SnO_2) y en mucha menor proporción en minerales accesorios como la ixiolita ($(\text{Ta}, \text{Nb}, \text{Sn}, \text{Mn}^{2+}, \text{Fe}^{2+})\text{O}_2$) y sulfuros como la estannita. En el caso concreto de la Mina de Penouta el estaño se encuentra fundamentalmente en la casiterita y muy puntualmente en forma de estannita.

5.1.1.1. PROPIEDADES DEL ESTAÑO (SN)

Propiedades térmicas

El Sn es un metal que pertenece al grupo de elementos metálicos conocido como metales del bloque "p" que están situados junto a los metaloides o semimetales en la tabla periódica. Este hecho le confiere una conductividad térmica mayor que otros metales como el Nb y Ta, con valores de 69 W/mK.

En cuanto al calor específico del Sn puro es de 228 J/(K kg) (Tabla 5.1). Sin embargo, el Sn presenta un coeficiente de expansión térmica lineal ciertamente elevado ($2,3 \times 10^{-6}$

[m/(mK)], solamente superado por el Al, Mg, Pb y Zn, y en claro contraste con metales como el Ta o el Nb que presentan valores sensiblemente inferiores.

Propiedades elásticas

Dependen claramente de la composición, tipo de procesamiento y microestructura del material en cuestión. El caso del Sn tiene un módulo de elasticidad bajo (44,3 GPa), por lo que su comportamiento elástico se pierde a relativamente bajos esfuerzos. Comparativamente, metales refractarios como el Ta, W o Mo son notoriamente más elásticos (rango entre 185 y 400 GPa).

Propiedades mecánicas

El Sn también presenta una resistencia mecánica muy baja y los procesos de fluencia tienen lugar a temperatura ambiente. Debido a esta baja resistencia mecánica se suele alejar con otros metales como el Cu, Pb y Sb que le confieren una mayor resistencia.

Presenta, además, un alto nivel de ductilidad (sobre todo cerca de 100 °C), por lo que es adecuado para procesos de conformado, tales como flexión, estampado, prensado o embutición profunda.

5.1.1.2. OBTENCIÓN DEL SN A PARTIR DE LA CASITERITA

El procesamiento de la casiterita para convertirlo en Sn metálico es relativamente sencillo. Los concentrados minerales obtenidos por métodos gravimétricos y magnéticos han de someterse a procesos de fusión (calentamiento) controlada, combinando diferentes variables, como la temperatura de calentamiento, las condiciones de óxido-reducción de la atmósfera y el uso de diferentes fundentes.

Tabla 5.1. Características y propiedades del estaño (tomado de Wikipedia 2015)	
Número atómico	50
Serie química	Metales del bloque p
Aspecto	Gris plateado brillante
Densidad	7.310 g/cm ³
Masa atómica	118.7 g/mol
Radio atómico	145
Radio covalente	180 pm
Estados de oxidación	4, 2
Estructura cristalina	Tetragonal
Estado	Sólido
Dureza	1.5 Mohs
Punto de Fusión	231.9 °C
Punto de ebullición	2603 °C
Calor de fusión	7.029 kJ/mol
Electronegatividad	1.96
Calor específico	228 J/(K kg)
Conductividad eléctrica	9.17*10 ⁻⁶ [1/(Ω*m)]
Conductividad térmica	69 [W/(m*K)]
Coefficiente de expansión térmica lineal	2.3*10 ⁻⁶ [m/(m*K)]
Módulo de elasticidad	44.3 GPa

A partir de 400 °C, en una atmósfera reductora es posible fundir toda la casiterita, dando lugar a estaño blanco muy puro, que al microscopio electrónico de barrido presenta cristales muy alargados debido a su rápido enfriamiento (Figura 5.2).

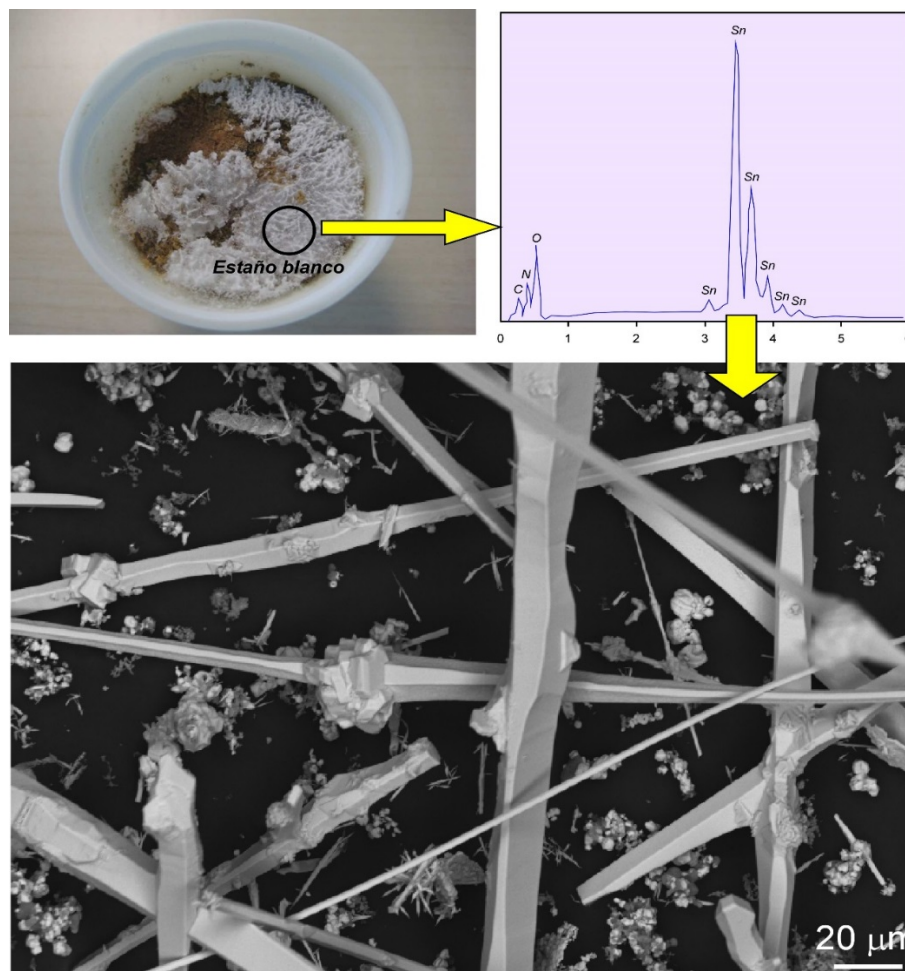


Figura 5.2. Fotografías de Estaño blanco obtenido por fusión en ambiente reductor a partir de un concentrado de la Mina de Penouta, y aspecto de los neo cristales de estaño que se obtuvieron en el centro de investigación metalúrgica IK4 AZTERLAN.

Aunque el punto de fusión teórico de la casiterita es muy bajo, la realidad es que la composición del concentrado de casiterita que se somete a fusión condiciona notablemente la temperatura de fusión. En este sentido, utilizando un proceso de reducción carbotérmica a 1200 °C es posible obtener Sn con una recuperación cercana al 99%, quedando el resto de impurezas en las escorias. Esta elevada pureza se ha puesto de manifiesto en lingotes de estaño obtenidos a partir de concentrados minerales gravimétricos de la Mina de Penouta (Fig. 5.3). Para conseguir un mayor grado de pureza (99,9 % de Sn) son necesarios procesos electrolíticos.



Fig. 5.3. Fotografía de Lingotes de estaño (98,5% en peso de Sn) obtenidos en el Centro Nacional de Investigaciones Metalúrgicas (CENIM) a partir de un concentrado mineral de la Mina de Penouta.

5.1.1.3. APLICACIONES

El estaño es un metal que tiene como principales características su maleabilidad y su resistencia a la oxidación y a la corrosión, tanto ambiental como a distintos tipos de ácidos. Estas características hacen que sea un metal muy usado en muchas aleaciones (Tabla 5.2).

Debido a su resistencia a la corrosión y a la oxidación, el Sn se utiliza para recubrimiento de envases de acero, lo que ayuda a la conservación de alimentos y bebidas. Esta protección se produce al formarse una película delgada de óxido de estaño sobre el estaño que está expuesto al aire, lo que origina una protección superficial, al igual que

ocurre con otros metales resistentes a la corrosión como el Ta o el Nb, aunque mucho más caros y escasos en la naturaleza.

Igualmente, el bajo punto de fusión del Sn hace que sea muy adecuado para hacer aleaciones para soldaduras blandas, sobre todo aleado con plomo, ampliamente utilizadas en la industria electrónica. Estas aleaciones de Sn tienen capacidad para fluir, por lo que resulta sencillo fabricar piezas complejas y de bajos espesores con este metal.

Aleación	Composición	Aplicaciones
Bronce	80% Cu + 20% Sn	Campanas, engranajes, esculturas...
Metal de soldar	60% Sn + 30% Pb	Soldaduras blandas
Metal de imprenta	40% Sn + 50% Pb + 10% Sb	Cojinetes
Aleaciones antifricción	15% Sn-Pb + 80% Cu + 5% Sb	Cojinetes y rodamientos
Aleaciones de bajo punto de fusión	25-30% Bi + 30% Cd + 60% Pb-Sn	Fusibles eléctricos, industria aeroespacial, espadas...

El estaño es un producto que se alea con facilidad con el cobre para dar bronce, donde adquiere un valor metalúrgico, y aleado con otros metales hace que se obtengan aleaciones industriales muy diversas. Por ejemplo, en aleación con el titanio se usa en la industria aeroespacial.

Al ser también un producto blando y maleable se utiliza con mucha profusión en el sobretaponado de botellas de vino en forma de cápsula, especialmente cuando se prohibió el uso del plomo para este fin.

El Sn se puede presentar, entre otros compuestos, en forma de SnO, SnCl₂, SnCl₄ o sulfuro estánnico, con unas características muy específicas en función del tipo de compuesto:

- En su forma oxidada, SnO , el Sn es un excelente opacador de brillo y es un componente de colorantes cerámicos rosas, amarillos y marrones y de cuerpos refractarios y dieléctricos. Es, además, un importante agente pulidor del mármol y de las piedras decorativas.

- El Sn en la forma de cloruro estannoso, SnCl_2 , es el ingrediente principal en el galvanizado ácido con electrolitos y es, además, un agente intermediario de algunos compuestos químicos de estaño.

- El cloruro estánnico, SnCl_4 , en la forma pentahidratada es un sólido blanco que se utiliza en la preparación de compuestos organo-estañosos y químicos para añadir peso a la seda y para estabilizar perfumes y colores en jabones.

- Por otra parte, el sulfuro de estaño se usa en forma de polvo para dar aspecto metálico a objetos de madera o de resina.

5.1.2. TANTALIO

El tantalio es un metal de transición raro, azul grisáceo (Fig. 5.4), que tiene como principales características su elevado punto de fusión (3.017°C) y de ebullición (5.458°C), lo que lo convierten en un metal altamente refractario, y su alta resistencia a la corrosión, de tal manera que aunque no sea un metal noble es comparable a estos en lo que respecta a la resistencia química. La resistencia a la fusión del tantalio es tan alta que es dos veces la del hierro y sólo es superada por la del wolframio y el renio. Es además, un elemento pesado ($180,9 \text{ g/mol}$) y duro, con una dureza de 6,5 en la escala de Mohs (tabla 5.3), que es notablemente superior en su forma de carburo de tantalio (TaC), el cual tiene una dureza similar a la del diamante. Es además un metal con una buena ductilidad, y con una excelente conductividad de la electricidad y del calor. En la naturaleza suele aparecer junto al niobio y ambos tienen propiedades muy similares.



Figura 5.4. Aspecto del Ta (obtenido de Wikipedia 2015b)

El Ta es conocido como un metal raro por su escasa abundancia en la naturaleza, de tal manera que en una tonelada de corteza terrestre hay 0,7 gramos de Ta.

Desde un punto de vista químico, el tantalio es un elemento del quinto grupo de la tabla periódica y pertenece a la serie de los metales de transición 5d y su estructura cristalina es cúbica centrada en el cuerpo.

El tantalio se encuentra fundamentalmente en las siguientes especies minerales:

- Minerales del grupo de la Columbita $[(\text{Fe},\text{Mn})(\text{Ta},\text{Nb})_2\text{O}_6]$, donde la sustitución gradual del Fe por Mn y de Nb por Ta da lugar a los distintos minerales de la serie.
- Minerales del grupo del pirocloro (subgrupo de la microlita $[(\text{Na},\text{Ca})_2\text{Ta}_2\text{O}_6(\text{O},\text{OH},\text{F})]$).
- Ixiolita $[(\text{Ta},\text{Nb},\text{Sn},\text{Mn},\text{Fe})\text{O}_2]$

En la naturaleza lo más corriente es encontrar términos de la serie columbita-tantalita y microlitas. Estas fases minerales aparecen en pegmatitas de metales raros que incluyen Ta, Be y Li, y en leucogranitos albiticos de metales raros altamente evolucionados generalmente asociados a Sn, como es el caso del leucogranito albitico bajo en fósforo de Penouta.

5.1.2.1. PROPIEDADES DEL TA

Propiedades térmicas y termo físicas.

El tantalio es un metal altamente refractario debido a la alta energía que enlaza sus átomos individuales. Al igual que otros metales refractarios el tantalio presenta, además de su alto punto de fusión, una baja presión de vapor, alta densidad y un bajo coeficiente de expansión térmica lineal [$6,4 \cdot 10^{-6} \text{ m}/(\text{mK})$] (Tabla 5.3). Presenta una conductividad térmica alta (54 W/mK), aunque menor que el Sn, por ejemplo, y un calor específico [140 J/(K kg)] también menor que el Sn.

Propiedades mecánicas

El tantalio presenta una temperatura de transición, de quebradizo a dúctil, sumamente baja (-200°C) y claramente muy inferior a la temperatura ambiente, lo que se traduce en que sea un metal fácil de conformar en procesos de flexión, estampado, prensado o embutición profunda. Mientras su resistencia a la tracción y su dureza aumentan con el conformado en frío, el alargamiento de rotura del material se reduce, de tal manera que aunque pierda ductilidad no se vuelve quebradizo. Asimismo, la elasticidad del Ta es similar a la del hierro puro, aunque menor que la del wolframio y molibdeno y mayor que la del niobio. Esta propiedad mecánica disminuye al aumentar la temperatura (Figura 5.5).

Tabla 5.3. Características y propiedades del Ta (tomado de Wikipedia 2015b)

Características y propiedades del Tantalio	
Número atómico	73
Serie química	Metales de transición
Aspecto	Azul grisáceo
Densidad	16.6 g/cm ³
Masa atómica	180.9 g/mol
Radio atómico	200
Radio covalente	138 pm
Estados de oxidación	5 (levemente ácido)
Estructura cristalina	Cúbica centrada en el espacio
Estado	sólido
Dureza	6.5
Punto de Fusión	3017 °C
Punto de ebullición	5458 °C
Calor de fusión	31.6 kJ/mol
Electronegatividad	1.5 (Pauling)
Calor específico	140 J/(kg*K)
Conductividad eléctrica	8*10 ⁻⁶ [1/(Ω*m)]
Conductividad térmica	54 [W/(m*K)]
Coefficiente de expansión térmica lineal	6.4*10 ⁻⁶ [m/(m*K)]
Módulo de elasticidad	186 GPa

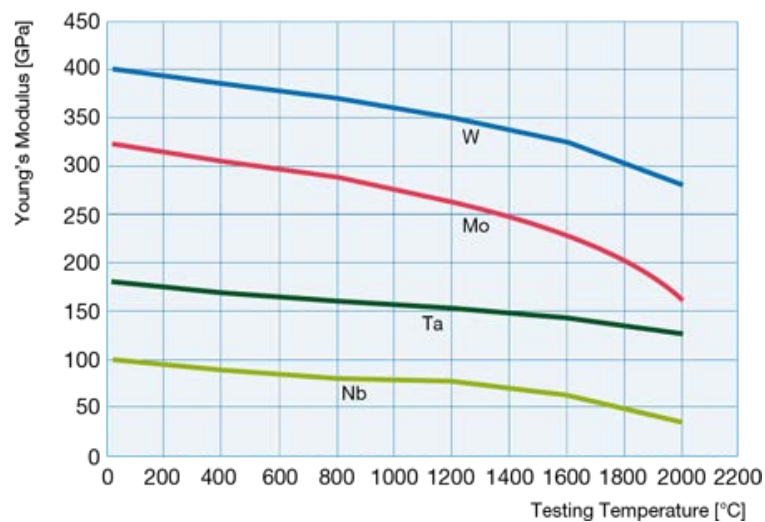


Figura 5.5 Curva módulo de elasticidad – Temperatura (tomado de Plansee, 2015)

Propiedades químicas.

El tantalio es un metal base que puede formar compuestos estables con una amplia variedad de elementos. En contacto con el aire forma una capa de óxido muy densa (Ta_2O_5) que protege el material base contra ataques químicos. Por este motivo, esta capa de óxido hace que el tantalio sea muy resistente a la corrosión, aunque el F y ácidos como el HF, el H_2SO_4 concentrado (>98%) y soluciones ácidas con iones de flúor pueden atacarlo, especialmente al aumentar la temperatura. También puede ser atacado por el hidróxido sódico fundido y el hidróxido potásico.

El tantalio es resistente a una serie de fundiciones de metal, tales como Ag, Bi, Cd, Cs, Cu, Ga, Hg, K, Li, Mg, Na y Pb, siempre que dichas fundiciones tengan un bajo contenido en oxígeno. Sin embargo, el material se ve afectado por Al, Fe, Be, Ni y Co. Igualmente, cuando el Ta entra en contacto con materiales nobles como el Pt, se producen rápidamente reacciones químicas. El tantalio no reacciona con gases nobles. Por lo tanto, los gases nobles de alta pureza se pueden utilizar como gases protectores. Sin embargo, al aumentar la temperatura, el tantalio reacciona muy fuertemente con oxígeno o aire y puede absorber grandes cantidades de hidrógeno y nitrógeno, volviéndose quebradizo.

Propiedades eléctricas

Una de las propiedades más destacables del Ta es la de la superconductividad, es decir, la no resistencia al paso de la corriente eléctrica en determinadas condiciones de temperatura, lo que permite, en combinación con el Nb, fabricar relevadores superconductores utilizados en electrónica.

5.1.2.2. APLICACIONES DEL TA

El Ta metálico, en combinación con el óxido de Ta, almacena y libera la carga eléctrica cuando se necesita, lo que permite diseñar condensadores electrolíticos de muy pequeño tamaño. Aunque existen otros elementos con esta misma propiedad, el Ta permite un

mayor grado de miniaturización, lo que lo convierte en un elemento prácticamente insustituible en la industria electrónica actual y se utiliza en teléfonos móviles, GPS, microprocesadores, satélites artificiales, armas teledirigidas, televisores de plasma, pantallas flexibles OLED, videoconsolas, ordenadores portátiles, PDAs, MP3, MP4, marcapasos, detectores de humo, etc. Igualmente, al presentar superconductividad es utilizado en los trenes de levitación magnética.

Al ser también un metal refractario y de alta resistencia a la corrosión se utiliza en turbinas de aeronaves y reactores nucleares. Su alta temperatura de fusión hace que se use también en recipientes refractarios y en moldes para fundición. Además, el Ta puede combinarse con otros elementos, mejorando sus propiedades mecánicas, como por ejemplo con el C, con el que se obtiene el carburo de Ta, compuesto de altísima dureza (9-10 en la escala de Mohs) que se usa en herramientas de corte. Igualmente, aleado con elementos similares como el Ti, Zr, Hf, Mo, Nb y W permiten mejorar notablemente las propiedades mecánicas del Ta. Al ser inmune a los líquidos corporales, el Ta es utilizado extensamente en medicina, especialmente en las prótesis humanas. Igualmente, en forma de tantalato de Li presenta propiedades ópticas y piezoeléctricas únicas.

Todo esto unido a su escasez en Europa lo ha convertido en un material estratégico para la UE.

El 18% de la producción mundial se dedica a la obtención de productos químicos de tantalio. El 17% se usa en la manufactura de polvos para metalúrgica, pero su mayor aplicación es en condensadores (24-48%). Finalmente, se estima que un 41% de la producción mundial se dedica a productos metálicos del Ta, lingotes y carburos.

A continuación se incluye una tabla donde se recogen los usos y el tipo de producto de Ta que se utiliza para tal fin (Tabla 5.4).

TABLA 5.4. Usos y productos del Ta (fuente. TANB, 2015)

Industria	Uso	Producto de Nb
Automoción	Sistemas anti-bloqueo de frenos, sistemas de activación de airbags y módulos de gestión del motor	Polvo de Ta
Cerámicas y recubrimientos de superficie	Condensadores cerámicos, recubrimientos de vidrios, lentes de cámaras y películas de rayos-X	Óxido de Ta y tantalato de Y
Industria química	Equipos de procesamiento químicos	Metal de Ta
Construcción	Sistemas de protección catódica para grandes estructuras de acero como plataformas petrolíferas y sujeciones resistentes a la corrosión como tornillos, tuercas y bolas.	Metal de Ta
Ingeniería	Herramientas de corte	Carburo de Ta
Electrónica	Condensadores, filtros de onda acústica de superficie para sensores y tecnologías táctiles, discos duros y luces LED	Tantalato de Li, polvo de Ta, lingotes de Ta y nitruros de Ta
Medicina	Marcapasos, audífonos, articulaciones de cadera y prótesis	Metal de Ta
Metalurgia	Superaleaciones para motores de avión y láminas de turbina, toberas de los motores de cohetes	Metal de Ta y lingotes de Ta
Militar	Partes de misiles, sistemas de arranque, gafas de visión nocturna y GPS	Lingotes de Ta y óxidos de Ta

5.1.3. NIOBIO

El niobio es un metal de transición grisáceo que se vuelve azul en contacto con el aire. Este metal tiene como principales características su elevado punto de fusión (2.468 °C) y de ebullición (4.900 °C), lo que lo convierte en un metal refractario, su alta resistencia a la corrosión, así como sus propiedades de superconducción de la electricidad. Es, además, un elemento pesado (92,91 g/mol), blando, ya que tiene una dureza de 6 en la escala de Mohs y es menos denso que otros metales refractarios, ya que tiene una densidad de 8,55 g/cm³. En la naturaleza suele aparecer junto al tantalio, y ambos son conocidos como metales raros por su escasa abundancia en la naturaleza, de tal manera que en una tonelada de corteza terrestre hay alrededor de 8 gramos de Nb. Debido a esta asociación, ambos elementos tienen propiedades muy similares.

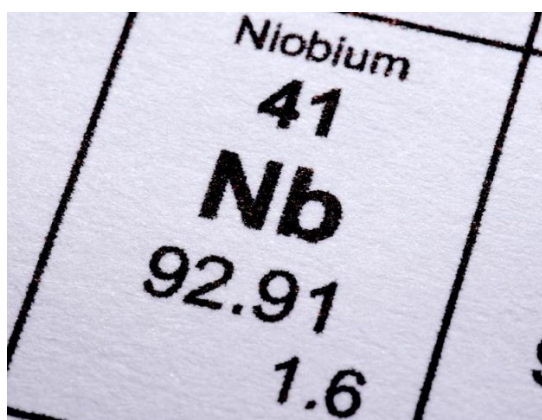


Figura 5.6 Algunas características químicas del Nb. (obtenida de Wikipedia 2015c)

Desde un punto de vista químico, el niobio es un elemento del quinto grupo de la tabla periódica y pertenece a la serie de los metales de transición 5d, y su estructura cristalina es cúbica centrada en el cuerpo

El Niobio es uno de los principales metales a explotar, en la mina de Penouta. En la naturaleza este elemento se encuentra fundamentalmente en las siguientes especies minerales:

- Minerales del grupo de la columbita $[(\text{Fe},\text{Mn})(\text{Ta},\text{Nb})_2\text{O}_6]$, donde la sustitución gradual del Fe por Mn y de Nb por Ta da lugar a los distintos minerales de la serie.

- Minerales del grupo del pirocloro (subgrupo del pirocloro $[(\text{Na},\text{Ca})_2\text{Nb}_2\text{O}_6(\text{O},\text{OH},\text{F})]$).

- Ixiolita $[(\text{Ta},\text{Nb},\text{Sn},\text{Mn},\text{Fe})\text{O}_2]$

En la naturaleza los más comunes son la columbita, columbotantalita y el pirocloro. Los dos primeros se encuentran principalmente en pegmatitas de metales raros que incluyen Ta, Be y Li, y en leucogranitos albiticos de metales raros altamente evolucionados, como es el caso del leucogranito albitico bajo en fósforo de Penouta.

5.1.3.1. PROPIEDADES DEL NB

Propiedades térmicas y termofísicas

El niobio es un metal refractario debido a la alta energía que enlaza sus átomos individuales. Al igual que otros metales refractarios el niobio presenta, además de su alto punto de fusión, una baja presión de vapor, un alto módulo de elasticidad, una elevada estabilidad térmica y un bajo coeficiente de expansión térmica lineal $[7,1 \cdot 10^{-6} \text{ m}/(\text{mK})]$. El Nb presenta una conductividad térmica alta (52 W/mK) y un calor específico $[270 \text{ J}/(\text{K}\cdot\text{kg})]$ que es mayor que el del Ta, aunque menor que el del Fe o Al. En general, se puede decir que las propiedades termofísicas del Nb cambian en función de la temperatura.

Propiedades mecánicas

El niobio presenta una temperatura de transición de quebradizo a dúctil que está muy por debajo de la temperatura ambiente, facilitando así los procesos de conformación, tales como la flexión, estampado, prensado o embutición profunda. Al igual que el Ta, el Nb pierde ductilidad pero no se vuelve quebradizo durante el proceso de conformado en frío. Otro parámetro mecánico como el de la elasticidad, comúnmente cuantificado con el

módulo de Young, es claramente inferior a la del wolframio, molibdeno y tantalio. Esta propiedad mecánica disminuye al aumentar la temperatura.

Propiedades químicas.

El niobio es un metal base que puede formar compuestos estables con una amplia variedad de elementos. En contacto con el aire forma una capa de óxido muy densa (Nb_2O_5) que lo protege contra ataques químicos. Por este motivo, esta capa de óxido hace que el niobio sea muy resistente a la corrosión, aunque el F y ácidos como el HF, el H_2SO_4 concentrado (>98%) y el ácido oxálico, al igual que soluciones alcalinas como el hidróxido sódico fundido y el hidróxido potásico pueden atacarlo, especialmente al aumentar la temperatura.

El niobio es resistente a una serie de fundiciones de metal, tales como las de Ag, Bi, Cd, Cs, Cu, Ga, Hg, K, Li, Mg, Na y Pb, siempre que tengan un bajo contenido en oxígeno. Sin embargo, el material se ve afectado por Al, Fe, Be, Ni, Zn, Sn y Co. Al igual que el Ta, el Nb no reacciona con los gases nobles, de ahí que estos últimos se utilicen como protectores. Es un hecho constatado que al aumentar la temperatura, el niobio reacciona fuertemente con el oxígeno, nitrógeno e hidrógeno del aire y se vuelve quebradizo.

Propiedades eléctricas:

Una de las propiedades más destacables del Nb es la de la superconductividad, es decir, la no resistencia al paso de la corriente eléctrica a determinadas condiciones de temperatura. Además, con una temperatura de $-263,95\text{ }^\circ\text{C}$, el Nb tiene la temperatura de transición más alta de todos los elementos, lo que lo convierte en un elemento clave en los superconductores.

5.1.3.2.APLICACIONES DEL Nb

Gracias a sus excepcionales propiedades, el niobio es ampliamente utilizado en aleaciones metalúrgicas y la fabricación de componentes de alta tecnología. Su gran importancia económica y su escasez hacen que sea un material estratégico para la UE.

La mayor demanda del Nb es para formar ferroniobio (60-70 % de Nb) como aleante para aceros, que le confiere una mayor resistencia. A esta aleación se dedica el 89% de la producción mundial de Nb y se utiliza en la fabricación de chasis de vehículos, cascos de barcos, vías del tren y tuberías de gas y gasolina/gasóleo. También, en forma de carburo de niobio, por su gran dureza (8,5-9 en la escala de Mohs), es idóneo para su utilización en herramientas de mecanizado de alta velocidad.

Con el Nb se pueden formar, además, aceros inoxidable, donde el Nb se utiliza para el control del tamaño de grano, ya que mejora las propiedades mecánicas y la relación resistencia-peso del acero. Estos aceros se utilizan para aumentar la durabilidad de tuberías de hidrocarburos, puentes, torres y columnas, entre otros. Asimismo, el Nb se puede alea con el W, Ti y Mo, lo que permite al conjunto resistir temperaturas muy elevadas, de ahí su uso en reactores nucleares y válvulas electrónicas. En aceros de bajo carbono se suele utilizar para elevar el límite elástico y la resistencia a la tracción. El Ta podría reemplazar al Nb en los aceros inoxidable pero se necesitarían dos veces más de Ta para obtener el mismo efecto, además el Nb es un mineral más económico hoy en día.

Debido a la superconductividad del Nb éste se utiliza aleado con el Ti (47% de Ti) en los grandes electroimanes utilizados en los aceleradores de partículas, donde a temperaturas cercanas al cero absoluto esta aleación se hace altamente magnética y superconductora, características necesarias para desviar y acelerar las partículas, como ocurre en el LHC. Existen también aleaciones superconductoras de Sn-Nb y Al-Nb que son usadas en giroscopios para navegación aeroespacial y para obtener imágenes por resonancia magnética.

El Nb también se utiliza en lentes y pantallas de cristal, donde un finísimo polvo de Nb difunde la luz sin absorberla ni refractarla, además de ser más resistente al reflejo. Igualmente, en forma de niobato de Li presenta propiedades piezoeléctricas únicas.

A continuación se incluye una tabla donde se recogen los usos y el tipo de producto de Nb que se utiliza para tal fin (Tabla 5.5).

TABLA 5.5. Usos y productos del Nb (Fuente TANB, 2015)		
Industria	Uso	Producto de Nb
Automoción	Chasis de vehículos	Ferro-niobio
Cerámicas y recubrimientos de superficie	Condensadores cerámicos, recubrimientos de vidrios y lentes de cámaras	Óxido de Nb
Industria química	Equipos de procesamiento químicos y tuberías de gas y combustibles	Ferro-niobio, metal de Nb y aleación de niobio y zirconio
Construcción	Aceros para edificios, sistemas de protección catódica para grandes estructuras de acero	Ferro-niobio, metal de Nb.
Ingeniería	Herramientas de corte, vías del tren y cascos de barco	Carburo de Nb
Electrónica	Condensadores, sistemas de iluminación de calles y filtros de onda acústica de superficie para sensores y tecnologías táctiles	Polvo de Nb, óxidos de Nb y niobatos de Li
Medicina	Rollos magnéticos superconductores para scanner médicos y magnetoencefalografía	Aleación de Nb-Ti, aleación de Nb-Sn y nitruros de Nb
Metalurgia	Superaleaciones para motores de avión y láminas de turbinas	Ferro-niobio al vacío y níquel-niobio al vacío
Física	Investigación de física de partículas	Aleación de Nb-Ti y de Nb-Sn

5.2. ESTUDIO DE MERCADO DE LOS METALES RAROS (SN, TA Y NB)

5.2.1. RECURSOS Y RESERVAS MUNDIALES DE TANTALIO

Hacer una estimación de referencia de recursos más probables de tantalio para 2016 no es una tarea sencilla, pero se han hecho algunos intentos considerando una medida que equilibra la precisión de los recursos conocidos (indicados+medidos) con la disponibilidad más amplia de los recursos inferidos y los “objetivos de exploración avanzada” (Roskill Consulting Group, 2012, 2015). En esta estimación no cabe duda que estos últimos tendrían una fuerte incidencia en el cómputo total, que se puede reducir ignorando los proyectos que se encuentran en un estado de exploración inicial, así como descontando otros recursos de acuerdo al nivel de exploración, mineralogía y calidad de la ley, quedando como computables las minas en explotación (o actualmente cerradas) o aquellos proyectos que han alcanzado el estatus de estudio de factibilidad.

Como resultado de esta metodología se infiere que la mayor parte de los recursos mundiales de tantalio se encuentran en América del Sur, particularmente Brasil, y Australia, y no, como a menudo se informó en los medios de comunicación durante la década de 2000, en la República Democrática del Congo (Tabla 5.6 y Fig. 5.7). Cabe destacar la baja incidencia de los recursos de Europa, con tan solo un 1 % de los recursos mundiales (Tabla 5.6).

Para evaluar la estimación de recursos en términos de la capacidad de satisfacer la demanda futura es necesario hacer una comparación con la producción primaria histórica (Tabla 5.7), de lo que se deduce que la base actual de recursos sería suficiente para abastecer más de 150 años de producción minera.

Tabla 5.6. Recursos mundiales de tantalio (según Roskill TIC, 2015).

	Mlb Ta ₂ O ₅ (1Kg = 2,2lb)	% del total	Pico máximo de los años de producción histórica
América del Sur	285,00	40,00	64,00
Australia	145,00	21,00	32,00
China / SE de Asia	73,00	10,00	16,00
Rusia /Medio Este	69,00	10,00	15,00
África Central	63,00	9,00	14,00
África otros	47,00	7,00	10,00
América del Norte	12,00	2,00	3,00
Europa	5,00	1,00	1,00
Total	699,00		156,00

Tabla 5.7. Producción minera mundial de tantalio por país, del año 2009 al año 2013 en (Mlb). (1Kg = 2,2lb) fuente: BGS (2015)

País	2009	2010	2011	2012	2013
Rusia	35,00	31,00	27,00	31,00	32,00
Burundi	44,00	67,00	159,00	229,00	3,00
República Democrática del Congo	490,00	279,00	383,00	586,00	697,00
Etiopía	206,00	400,00	207,00	200,00	200,00
Mozambique	405,00	55,00	139,00	140,00	150,00
Nigeria	83,00	-	-	-	-
Ruanda	952,00	560,00	829,00	1.100,00	2.500,00
Canadá	88,00	-	-	-	121,00
China	350,00	350,00	350,00	350,00	350,00
Australia	140,00	-	240,00	100,00	-
Total	2.793,00	1.742,00	2.334,00	2.736,00	4.053,00

5.2.2. RECURSOS Y RESERVAS MUNDIALES DE NIOBIO

El Servicio Geológico de los Estados Unidos (USGS, 2015) ha realizado una estimación de las reservas mundiales de Nb en más de 4 Mlb. No obstante, esta cifra podría estar subestimada, ya que este cálculo se realizó considerando únicamente a Brasil y Canadá. Esta limitación de la cobertura de los datos es de pequeña importancia, debido a que solamente las reservas conocidas en Brasil son suficientes para satisfacer la demanda mundial de muchos, quizá cientos de años, y las reservas actuales de Niobec (Canadá) se estima que podrían mantener la producción minera durante 40 años o más (Roskill Consulting Group, 2013).

La mayor parte de los recursos de niobio están contenidos en pirocloro, que se extrae casi en su totalidad en Brasil y Canadá (99 % de la producción mundial), y se convierte, sobre todo, a ferroniobio en las empresas en las que se extrae, aunque en algunos casos el pirocloro se usa como material de partida para otros productos de niobio.

A parte de los yacimientos de pirocloro, el resto de minerales que contienen Nb suelen asociarse con minerales de Ta en diferentes proporciones. Es por ello que el mayor interés se centra principalmente en los minerales de Ta. En la Figura 5.7, que muestra la distribución estimada global de los recursos de tantalio, se puede obtener una visión aproximada de cómo se distribuyen los recursos de niobio diferentes de aquellos exclusivamente de pirocloro.

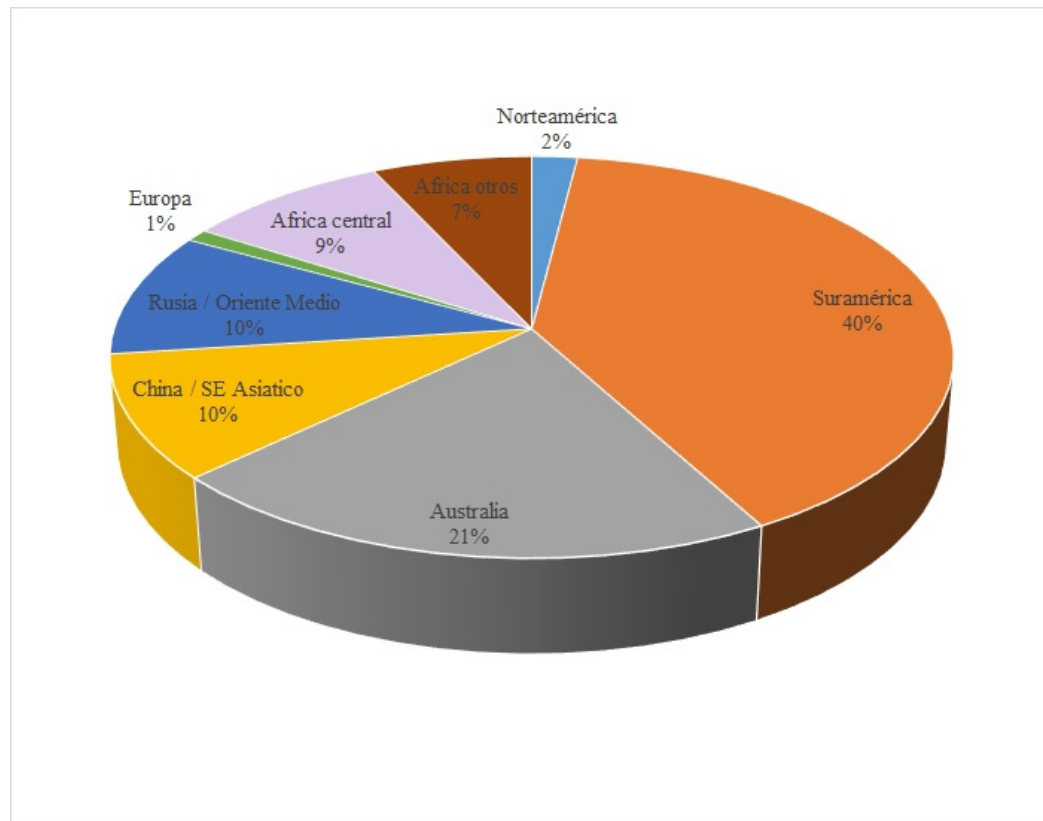


Figura 5.7. Estimación del origen de los recursos mundiales de tantalio, según Roskill Consulting Group (2013).

5.2.3. RECURSOS Y RESERVAS MUNDIALES DE ESTAÑO

Una aproximación a las reservas de Sn a nivel mundial que ha realizado el Servicio Geológico de los Estados Unidos (USGS, 2015) se acerca a los 4,8 Mt, considerando en esta estimación el inventario del suministro que tienen las empresas mineras. Este valor es unas 16 veces el valor del consumo mundial actual (Tabla 5.8.). China alberga las mayores reservas de Sn del mundo, seguido de los depósitos de Indonesia y América del Sur.

Tabla 5.8. Reservas mundiales de estaño por país, según USGS (2015).

País	Reservas (t)
Australia	370.000,00
Bolivia	400.000,00
Brasil	700.000,00
China	1.500.000,00
Indonesia	800.000,00
Malasia	250.000,00
Perú	80.000,00
Rusia	350.000,00
Tailandia	170.000,00
Otros países	180.000,00
Mundial total (redondeado)	4.800.000,00

Los datos de las reservas son dinámicos. Pueden reducirse si la viabilidad de la extracción disminuye y pueden aumentar si se localizan nuevos depósitos, si los depósitos que actualmente están en explotación se investigan más a fondo, si hay un descubrimiento de una nueva tecnología o si cambian las variables económicas para mejorar la viabilidad.

5.2.4. MERCADOS A NIVEL MUNDIAL

5.2.4.1. MERCADOS DE TANTALIO

El mercado de tantalio se abastece de las siguientes fuentes (Roskill Consulting Group, 2015):

- Producción primaria de los minerales de tantalio a través de la minería convencional.
- Producción artesanal de minerales de tantalio.
- Concentrados sintéticos producidos a partir de escorias de estaño (*syncons*).
- Material procedente de productores, procesadores, clientes e inventarios del gobierno.
- Materiales intermedios, tales como óxidos de tantalio, sales potásicas (*K-salt*) y metales.

- Reciclaje, chatarra y otros materiales secundarios.

Estos materiales pasan a través de varios niveles de procesamiento y fabricación antes de llegar al mercado como productos terminados, como se puede ver esquematizado en la Figura 5.8.

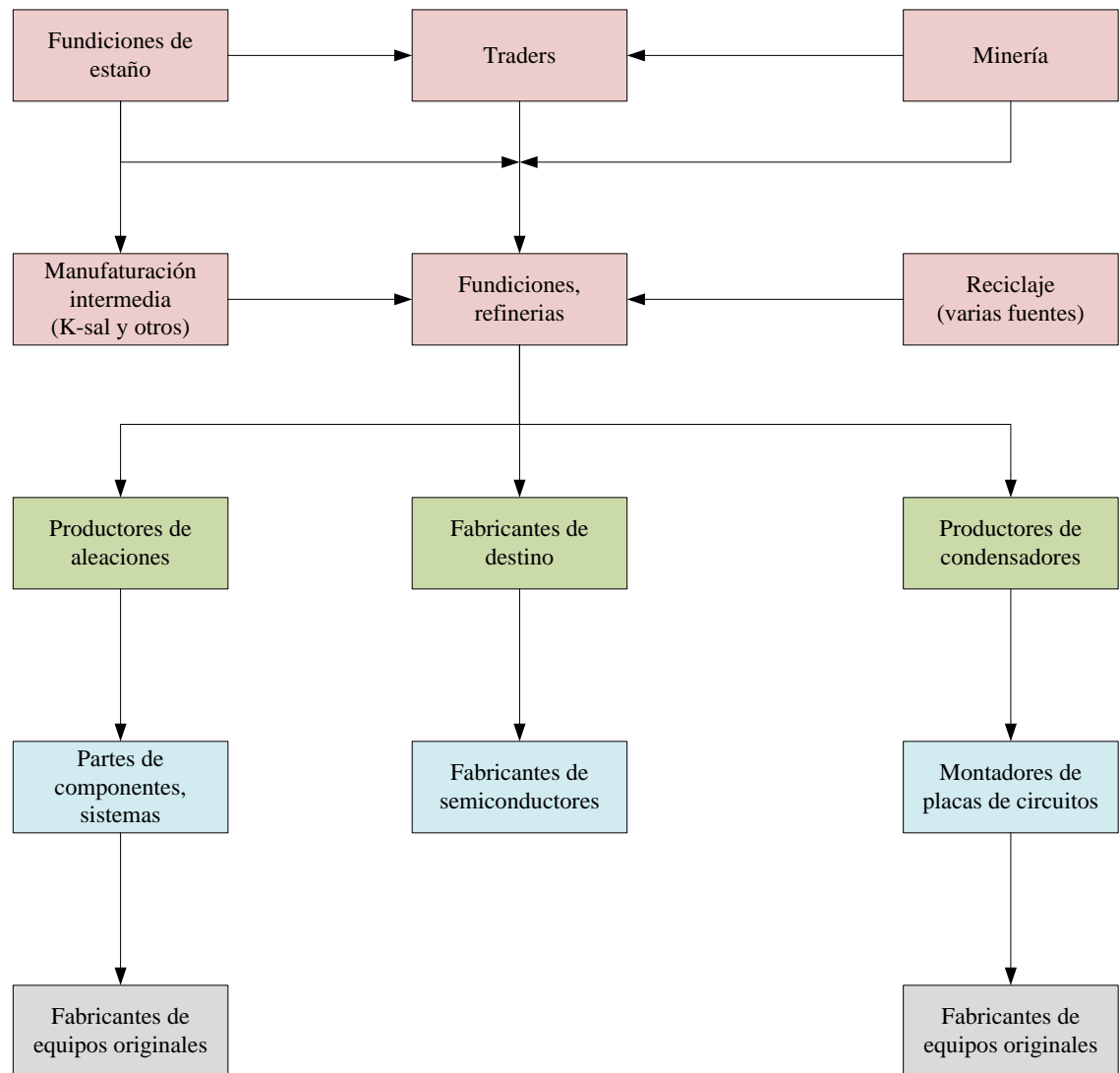


Figura 5.8. Cadena de abastecimiento de tantalio. Fuente: Global Advanced Metals (2015).

La producción global de Ta en el año 2013 fue de 4 Mlb Ta₂O₅ (Tabla 5.9) que representa un ligero incremento respecto del año 2012 y un considerable aumento respecto de los años de la crisis económica mundial. A pesar de ello, el suministro permanece bastante lejos de los años de máxima producción de la década de 2000.

La producción de tantalio mediante minería convencional y artesanal representa, con creces, la mayor parte del suministro mundial, llegando a las tres cuartas partes del total (Fig. 5.9). Desde comienzos de la década de 2000 la minería ha supuesto entre el 56 y el 74 % de la oferta global.

Tabla 5.9. Estimación del suministro mundial de tantalio, de 2000 a 2013 (Mlb Ta₂O₅), según Roskill Consulting Group (2015).

Año	Minas	Syncons	Reciclaje	DLA*	Total	Cambio %
2000	3.995	750	1.103	650	6.498	
2001	4.482	750	1.430	150	6.812	5
2002	4.045	375	1.004	125	5.549	-19
2003	3.470	375	708	600	5.153	-7
2004	3.510	250	891	600	5.251	2
2005	3.535	250	934	600	5.319	1
2006	3.450	500	1.004	100	5.054	-5
2007	3.670	500	1.141	50	5.361	6
2008	3.095	250	1.192	--	4.537	-15
2009	1.870	100	973	--	2.943	-35
2010	1.520	300	878	--	2.698	-8
2011	2.775	300	672	--	3.747	39
2012	2.740	300	604	--	3.644	-3
2013	3.055	250	600	--	3.905	7

*DLA: Defense Logistics Agency (DLA) Strategic Materials (Gobierno de EEUU)

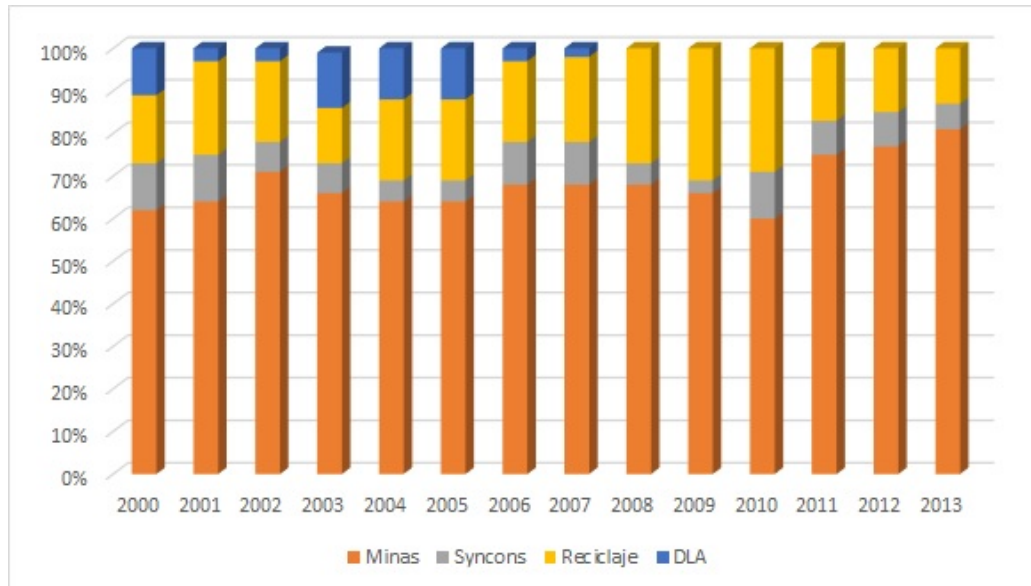


Figura 5.9. Estimación del suministro mundial de tantalio de 2000 a 2013 (%), según Roskill Consulting Group (2015)

La contribución de las escorias procedentes de la fundición de estaño al abastecimiento total no ha superado el 12 % desde el año 2000 y se estimó en un 6,4 % en 2013. El resto de los suministros en este año procedían del reciclaje, cuya contribución varía en función de la demanda de productos finales, debido a que la mayor parte de tantalio es generado durante la fabricación de condensadores y blancos de pulverización. Las pilas de DLA en los Estados Unidos era una importante fuente de tantalio a principios y mediados de la década de 2000, pero en la actualidad se ha agotado. La industria y los inventarios de consumo de tantalio juegan un papel importante, pero su tamaño es conocido sólo por las empresas particulares.

5.2.4.1.1. PRODUCCIÓN PRIMARIA

-MINERÍA CONVENCIONAL

La minería convencional ha sido tradicionalmente la principal fuente de suministro de Ta al mercado global. Sin embargo, esto se ha visto modificado en los últimos años, de

modo que en 2013 la minería convencional sólo contribuyó en un 36 % de total del suministro primario (Fig. 5.10).

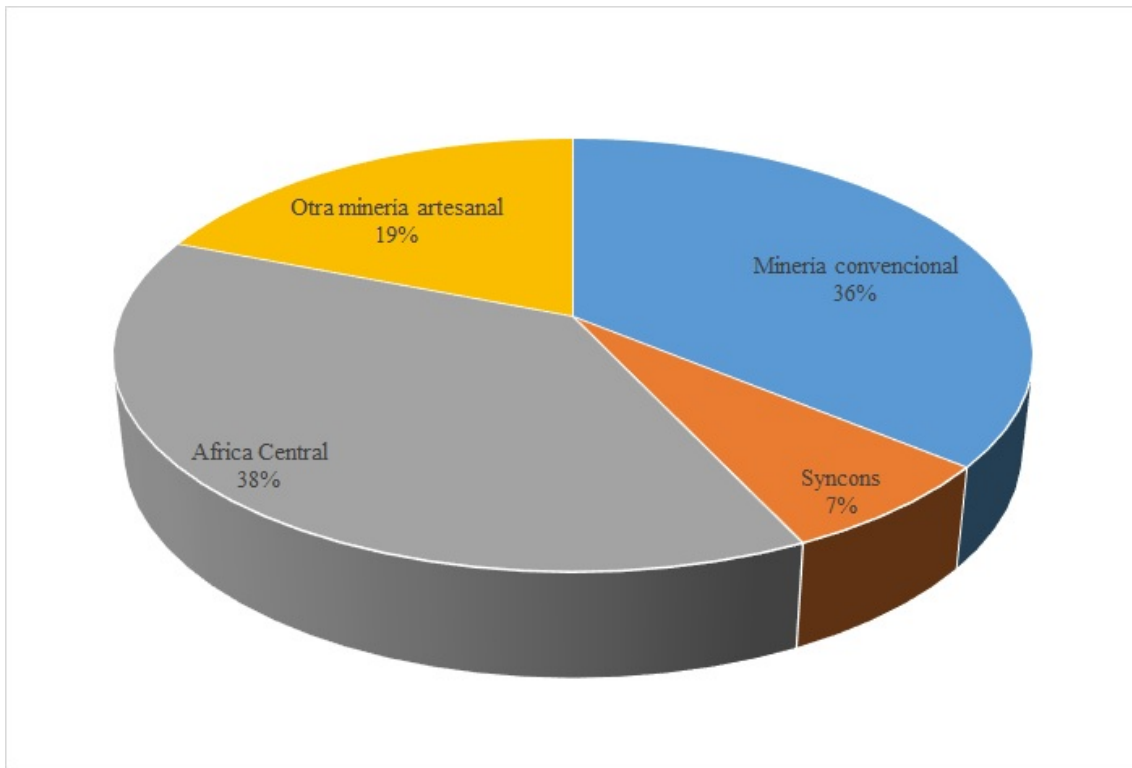


Figura 5.10. Estimación realizada por Roskill Consulting Group (2015) sobre la procedencia primaria del suministro mundial de Ta en el año 2013.

Las razones para este cambio son variadas, desde el crecimiento de la minería artesanal, especialmente en regiones de África Central, la escasa demanda del producto, que produjo la caída de precios y provocó el cierre de varias minas, cuestiones técnicas o el empobrecimiento de recursos.

Las principales minas convencionales de tantalio se encuentran fundamentalmente en Australia, Brasil, Canadá, China, Etiopía, Mozambique y Rusia, que constituyen el 51 % de la oferta primaria en 2011. En la Figura 5.11 se puede observar una comparativa de la producción de Ta en la minería convencional en los años 2011 y 2013.

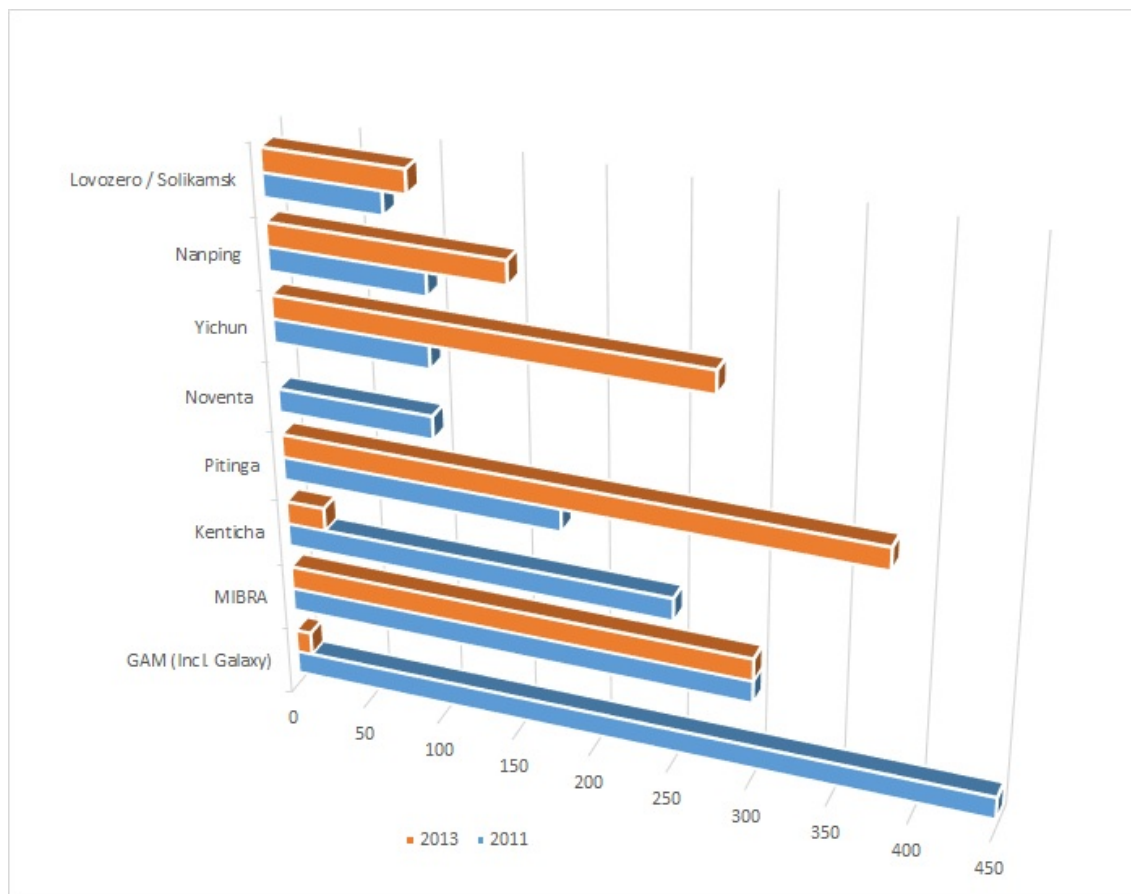


Figura 5.11. Estimación de Roskill Consulting Group (2015) sobre la contribución de las diferentes minas de Ta al suministro mundial en los años 2011 y 2013.

Australia ha sido tradicionalmente el principal productor de tantalio primario a nivel mundial, siendo la empresa Global Advanced Metals (GAM) su mayor activo, previamente conocida como Sons of Gwalia y después como Talison Tantalum. Hace tiempo la empresa representaba el 60 % de la producción primaria mundial, con sus principales minas en Wodgina y Greenbushes, contribución que cayó hasta un 15 % en el año 2011 (Fig. 5.11).

En los últimos años Brasil ha superado a Australia como el mayor productor del mundo de tantalio. La producción ascendió a más de 0,6 Mlb Ta_2O_5 en 2013 procedente de los depósitos de Mibra y Pitinga, lo que constituye aproximadamente un tercio de la producción mundial convencional. Considerando, además, una producción artesanal de 0,1

Mlb, las minas brasileñas contribuyeron en un 38 % al total de la producción primaria en 2011. Roskill Consulting Group (2015) anticipa la expansión tanto de Mibra como de Pitinga, y su producción combinada podría alcanzar 0,7 Mlb/año a mediados de la década.

Ninguna de las compañías produce exclusivamente tantalio. Por ejemplo, Mibra produce también niobio, pero combinado con Ta, lo que representa una pequeña parte de las ventas totales del grupo. Pitinga también produce tantalio y niobio y vende sus productos principalmente como una aleación de FeNbTa. Este último, a pesar de estar localizado en el que podría ser el mayor yacimiento de tantalio, sin embargo es primariamente una mina de estaño.

En China existe un gran número de pequeños depósitos de tantalio, pero sólo hay dos minas convencionales a gran escala: Yichun y Nanping. Combinadas, aportaron alrededor de una tercera parte de la producción mundial de Ta en 2013 procedente de la minería convencional, con más de 0,4 Mlb de Ta₂O₅ en 2013, y las previsiones apuntan a un nuevo incremento. La minería de tantalio en China se orienta a la industria nacional de transformación y hay poca o ninguna exportación.

En Etiopía, el Ta es producido principalmente mediante minería convencional, aunque la artesanal tiene también una pequeña contribución. La mina Kenticha, propiedad del estado y mundialmente conocida como la mina de más bajo coste, produjo 0,25 Mlb de Ta₂O₅ en 2011, que constituye el 16 % de la producción total de las minas convencionales y el 8 % de la producción primaria global. Sin embargo, en 2012 el concentrado de Ta procedente de esta mina se catalogó como Clase 7 debido al creciente contenido en uranio, dificultando así su exportación de manera legal, lo que provocó la caída de su producción a tan solo 0,025 Mlb de Ta₂O₅ en 2013.

En Mozambique, las minas de Marropino y Morrua tienen el potencial de convertir a la compañía Noventa en uno de los mayores productores de Ta. Ha estado en producción durante algún tiempo, a pesar de las condiciones del mercado y las dificultades técnicas

que dieron lugar a las operaciones de mantenimiento en abril de 2009. La producción se renovó en abril de 2010, pero ha habido nuevas dificultades que han retrasado las operaciones. A plena capacidad la mina produciría 0,6 Mlb/año de Ta₂O₅ y Roskill Consulting Group (2012) ha estimado una producción de 0,1Mlb en 2011, lo que representa el 6 % de la producción total de las minas convencionales. Conviene resaltar, no obstante, que en Mozambique también se realiza minería artesanal.

Rusia es actualmente el único país de Europa donde se explota el Ta, con la posible excepción de algunos pequeños sectores en Francia, como subproducto de la minería del caolín. Existen numerosos depósitos en todo el territorio, sin embargo, toda la producción procede de la mina Lovozero, con poco más de 75.000 lb/año de Ta₂O₅, lo que representa el 5 % del total de la producción mundial de las minas convencionales en 2013.

Canadá actualmente no tiene producción de Ta, aunque hay varios proyectos con potencial para ver la luz a corto-medio plazo, como son aquellos de los depósitos de Nechalacho, Blue River y Crevier, cuya apertura no se prevé antes de 2018 (Roskill Consulting Group, 2015). Toda la producción pasada correspondió a la mina de Tanco, en Manitoba, fuente también de Li y Cs, que en 2008 suponía el 3-4 % de la producción global de Ta hasta su suspensión en 2009.

Por su parte, Egipto cuenta con importantes recursos de Ta, principalmente con los depósitos de Abu Dabbab y Nuweibi, aunque el primero es prioritario en este momento, ya que de comenzar a explotarse, con un total de 41 Mt al 0,024 % Ta₂O₅, se convertiría en el mayor productor de Ta del mundo con un margen considerable.

Finalmente, el depósito de Ghurayyah, en Arabia Saudí, contiene una de las mayores acumulaciones de Ta y Nb del mundo, con recursos inferidos de 385 Mt al 0,024 % Ta₂O₅ y 0,028 % Nb₂O₅. Sin embargo, sus contenidos en uranio provocaron la retirada de las licencias de exploración y producción por parte del gobierno saudí, permaneciendo el proyecto de esta manera en suspensión y sin visos de ser retomado.

-MINERÍA ARTESANAL Y ESCORIAS DE ESTAÑO

Además de la producción primaria de las minas convencionales, un gran volumen de tantalio deriva de las operaciones de minería artesanal. Dentro de este tipo de minería se pueden diferenciar dos grupos: (i) minas cuya producción es una parte arraigada de la cadena de suministro reconocido, como es el caso de Nigeria, Brasil y parte de África y Sudamérica, y (ii) minas artesanales en regiones en conflicto, como la República Democrática del Congo, Ruanda y Burundi, aunque no todos los minerales de tantalio que se extraen de estas zonas se producen de forma ilegal.

Roskill Consulting Group (2015) estima que, en conjunto, estas fuentes proporcionaron 2,13 Mlb de Ta_2O_5 en 2013 (Fig. 5.10 y 5.12), lo que equivale al 64% de la producción primaria total y el 54% de la producción global de tantalio.

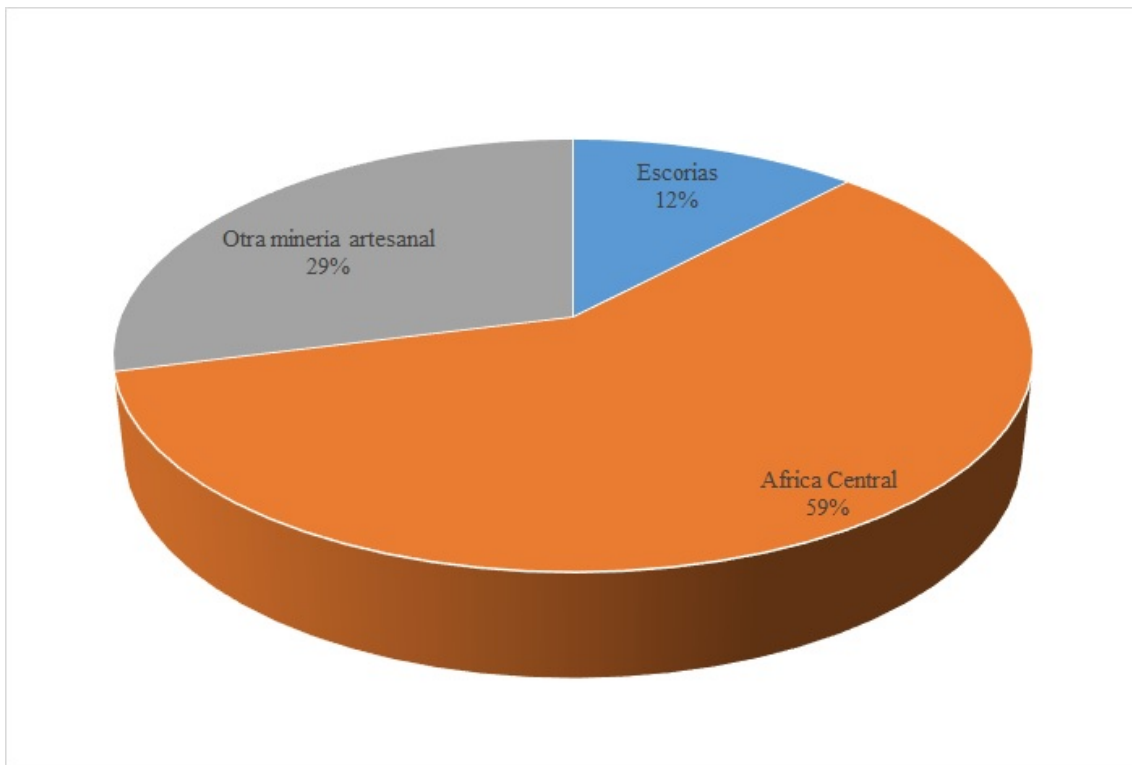


Figura 5.12. Suministro de tantalio primario de minas artesanales y escorias de estaño en 2013 (%). Fuente: Roskill Consulting Group (2015)

Minas artesanales

La minería artesanal supuso el 48% de la oferta mundial de tantalio en 2013 y alrededor del 70% de la oferta de procedencia distinta a las minas convencionales. Se consideran dos tipos de minería artesanal, la legalizada y aquella procedente de regiones en conflicto (e.g. África Central).

La minería artesanal legalizada representó un total de 0,63 Mlb de Ta₂O₅ en 2013, de cuya producción, el 40% se estima que fue producida en Nigeria, la cual fue exportada a China. Otros países de África contribuyeron en un 44%, mientras que el 16% restante procedió de la producción artesanal de Brasil y Bolivia.

La minería artesanal de columbo-tantalita en regiones conflictivas (e.g. África Central) proporcionó 1,25 Mlb de Ta₂O₅ en 2013, lo que supone el 41 % del total de la producción minera mundial y el 32 % del abastecimiento total. Se incluyen en esta categoría la República Democrática del Congo y Ruanda. Este suministro es controlado por milicias armadas y se introduce de contrabando a través de Ruanda principalmente. Prácticamente todo el producto acaba en China.

Este tema ha sido objeto de mucha preocupación internacional desde hace algunos años y muchos procesadores de tantalio de todo el mundo han adoptado la posición de no comprar minerales de tantalio procedente de estas regiones en conflicto. Esto afectó a los productores artesanales legítimos de la República Democrática del Congo, Ruanda y otros lugares, debido a la dificultad que radica en diferenciar el material producido allí y el producido en otras zonas no conflictivas.

Sin embargo, esta situación está cambiando. Se están introduciendo una serie de iniciativas para limitar o detener el flujo de tantalio de las zonas de conflicto y para trasladar la minería artesanal a otros lugares partiendo de una base legítima y transparente. La industria está tomando sus propias medidas, como es el caso de la

creación del Programa Conflict-Free Smelter (CFS), que engloba numerosas compañías que certifican un origen ético de sus materias primas (Tabla 5.10).

Del mismo modo, el Parlamento Europeo ha realizado una propuesta para la regulación de la cadena de suministro de importadores de estaño, tantalio y wolframio, entre otras materias primas, procedente de zonas de alto riesgo como las mencionadas arriba (*Procedimiento 2014/0059(COD)*). El principal objetivo de esta propuesta es ayudar a reducir la financiación de grupos armados y fuerzas de seguridad costeadas con fondos procedentes de la venta de materias primas estratégicas procedentes de zonas de conflicto y de alto riesgo. El *modus operandi* para abordar este reto es logrando un abastecimiento responsable de estas materias primas por parte de las empresas de la Unión Europea. Esta propuesta se ampara en marcos y principios internacionales existentes, como son: la “Guía de Devida Diligencia de la OCDE (Organización para la Cooperación y el Desarrollo Económicos) para Cadenas de Suministro Responsables de Minerales en las Áreas de Conflicto o de Alto Riesgo”, y la sección 1502 de la “Ley Dodd-Frank de Reforma de Wall Street y Protección de los Consumidores (*Dodd-Frank Wall Street Reform and Consumer Protection Act*)”, adoptada en los Estados Unidos.

Escorias

La producción de tantalio a partir de escorias en 2013 se estimó en 0,25 Mlb de Ta₂O₅ (Roskill Consulting Group, 2015), lo que se encuentra dentro del típico 5-10% del suministro total de tantalio.

Hay tres tipos de escoria de tantalio a tener en cuenta:

- Escorias de fundición de estaño
- Escorias de baja ley
- Grandes vertederos de escorias

Tabla 5.10. Fundidores de tantalio certificados (conflict-free smelter)	
País	Compañía
China	Conghua Tantalum and Niobium Smeltry Duoluoshan F&X Electro Metals Guangdong Zhiyuan New Material Hengyang King Xing Lifeng New Materials JiuJiang JinXin Nonferrous Metals Jiujiang Zhongao Tantalum & Niobium Jiujiang TaNbRe Ningxia Orient Tantalum Industry RFH Tantalum Smeltry XinXing Haorong Electronic Material Yichun Jin Yang Rare Metal Zhuzhou Cement Carbide
Rusia	Solikamsk Magnesium Works
Austria	Plansee
USA	D Block Metals Exotech GAM Advanced Metals H.C. Starck Hi-Temp KEMET Blue Powder QuantumClean Telex
Kazajstán	Ulba
Estonia	Molycorp Silmet
Japón	GAM Advanced Metals H.C. Starck Mitsui Mining & Smelting Taki Chemical
Tailandia	H.C. Starck
Alemania	H.C. Starck
Méjico	KEMET Blue Metals
Brasil	LSM Brasil Mineração Taboca
India	Metallurgical Products India

Fuente: Conflict-free sourcing initiative (2015)

Escorias de fundición de estaño: muchos depósitos de estaño contienen tantalio, como ocurre comúnmente en Tailandia, Malasia y la República Democrática del Congo, y menos a menudo en Indonesia, China y Sudamérica. El residuo resultante de la fundición del mineral para recuperar el estaño contiene tantalio en concentraciones de 7-15% de Ta₂O₅. Tales escorias pueden ser procesadas mediante técnicas hidrometalúrgicas, aunque algunos procesadores las mezclan con escorias de bajo grado en procesos pirometalúrgicos, como es el caso de H.C. Starck.

Las escorias de estaño constituyeron en su tiempo la mayor fuente de tantalio, con dos tercios de la oferta total. En los últimos años resulta mucho menos importante, en consonancia con una gran reducción de la minería del estaño.

Escorias de baja ley: muchas de las escorias de estaño generadas en el pasado tenían poco tantalio, alrededor del 2-3%, por lo que no se consideraban económicamente rentables para la recuperación de tantalio. Cuando los precios de este elemento comenzaron a subir a mediados de la década de 1990 se hizo rentable su recuperación. Varias empresas han utilizado la práctica de comprar estas escorias a bajo precio para su posterior almacenamiento.

Grandes vertederos de escorias: como en el caso anterior, este grupo englobaría grandes acumulaciones de escorias procedentes de procesos previos de fundición del Sn. Dos de estos vertederos son Pulau Brani y Mamoré, ambos en Brasil. Entre ellos podrían contener millones de libras de tantalio con alrededor del 2% de Ta₂O₅, por lo que podrían ser consideradas como potenciales reservorios con grandes reservas de material de alta calidad, donde el tantalio podría ser recuperado a bajo coste. Roskill Consulting Group (2015) estima que estos vertederos podrían suponer un total de 0,5 Mlb/año de Ta₂O₅ al suministro global durante varias décadas.

5.2.4.1.2. ABASTECIMIENTO SECUNDARIO

-PILAS/INVENTARIOS

Las ventas procedentes de la reserva estratégica de Estados Unidos, creada durante los años de la Guerra Fría, han sido una gran contribución al suministro de tantalio durante la década de 2000. Sin embargo, estas reservas se han ido agotando, hasta que en 2014 sólo perdura una pequeña cantidad de carburo de tantalio sin vender.

Los inventarios de tantalio se realizan en todas las etapas de la cadena de suministro, desde las minas a los fabricantes y pasando por los procesadores. Los volúmenes sólo se conocen por las empresas, pero probablemente sean elevados. Estos inventarios variarán de acuerdo a factores tales como los niveles de producción primaria, los precios imperantes, la demanda de productos terminados y la cantidad de desechos que se generen.

-RECICLAJE DE TANTALIO DE RESIDUOS Y CHATARRAS

Los residuos y las chatarras de tantalio forman una parte importante de la cadena de suministro, representado en torno al 28% en el año 2013. Este porcentaje puede aumentar en un futuro debido al creciente reciclaje de superaleaciones y componentes electrónicos.

Los materiales secundarios incluyen la propia chatarra generada durante los procesos de fabricación, la chatarra que los consumidores devuelven para su reciclaje y los residuos que contienen tantalio.

5.2.4.2. MERCADOS DE NIOBIO

5.2.4.2.1. MINERALES DE NIOBIO

La producción minera de niobio consiste casi exclusivamente en pirocloro y columbita, además de otros minerales con contenidos menores en Nb como la tantalita. El

pirocloro y la columbita suman más del 99% de la producción total, si bien las estadísticas del sector no diferencian entre ambos minerales, de modo que la mayoría de la producción en esta categoría es de pirocloro (Roskill Consulting Group, 2013).

Casi toda la producción de pirocloro procede de las empresas CBMM y Anglo American, en Brasil y Niobec (Canadá). La combinación de sus reservas es suficiente para satisfacer la demanda mundial de niobio durante muchos años.

CBMM es, con mucha diferencia, el mayor productor de pirocloro, ampliando su capacidad productiva en los últimos años y con nuevas subidas previstas. Anglo American y Niobec también tienen planes para ampliar su capacidad. Pequeñas cantidades de pirocloro también son extraídas en Lueshe, en la República Democrática del Congo. En cuanto a la columbita, son Nigeria y Brasil sus principales fuentes.

La producción minera de niobio se ha mantenido al alza desde hace muchos años (Fig. 5.13).

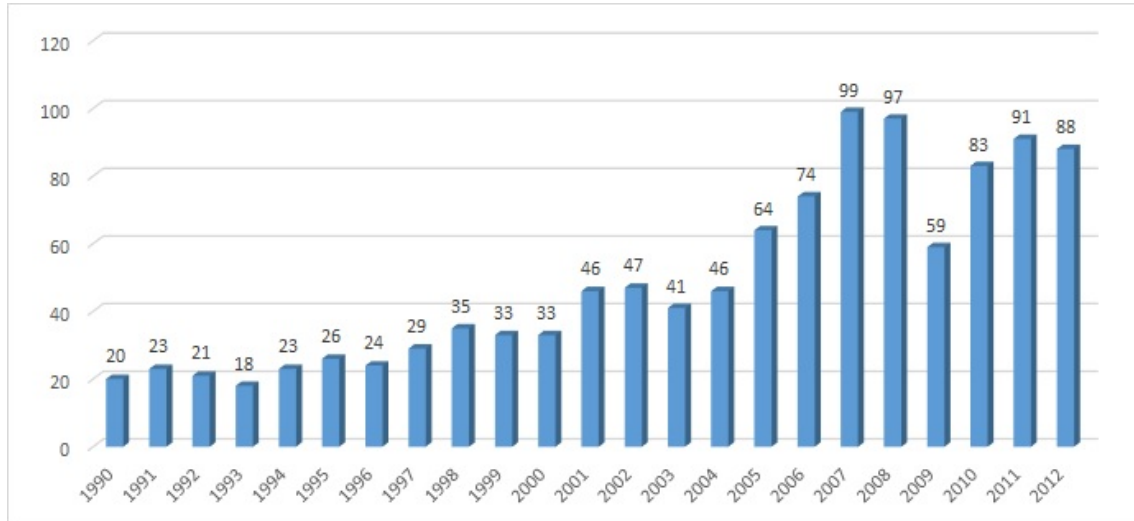


Fig. 5.13. Distribución del niobio a nivel mundial (en toneladas de Nb₂O₅) desde 1990 a 2012 (Roskill Consulting Group, 2013).

En detalle, la evolución de la producción minera en el período de 1990 a 2000 fue de un ligero crecimiento del 5% de la TCAC (Tasa de Crecimiento Anual Compuesta), con un promedio del 6,5% al año, cifra que habría sido mayor si la recesión económica mundial no hubiera causado una caída del 40% en la producción de 2009. En el periodo de 2000 a 2008 la media del TCAC fue de 14,2% al año. Por último, en la década actual el suministro se recuperó fuertemente en 2010 y 2011, pero disminuyó un 3,1% en 2012 (aunque los envíos de productos de niobio a los procesadores aumentaron ligeramente).

El predominio de Brasil y Canadá en la oferta mundial de niobio se ilustra en la tabla 5.11. La producción de niobio generalmente está subordinada al suministro de tantalio, que es un producto mucho más abundante y valioso (siete veces más valioso a finales de 2012 en términos de óxidos contenidos).

Tabla 5.11. Producción minera mundial de niobio por país, de 2007 a 2011 (t Nb). fuente: USGS (2015)					
País	2007	2008	2009	2010	2011
Brasil	57.267,00	58.000,00	58.000,00	58.000,00	58.000,00
Burundi	10,00	18,00	5,00	13,00	13,00
Canadá	4.337,00	4.383,00	4.330,00	4.419,00	4.632,00
República Democrática del Congo	98,00	179,00	1,00	93,00	80,00
Etiopia	12,00	14,00	14,00	17,00	14,00
Mozambique	14,00	28,00	29,00	30,00	65,00
Nigeria	340,00	230,00	360,00	480,00	440,00
Ruanda	150,00	190,00	150,00	120,00	120,00
Somalia	--	2,00	2,00	--	--
Total	62.200,00	63.000,00	63.000,00	63.200,00	63.400,00

**Nota: Bolivia, China, Guayana Francesa, Kazajstan, Rusia y Uganda también producen niobio pero no hay datos disponibles.*

La importancia de los precios de otras materias repercutirá en muchos de los nuevos proyectos en tramitación, de los cuales un número muy reducido es exclusivo de proyectos de niobio, siendo la mayoría proyectos que consideran productos básicos y cuyo éxito dependerá de las condiciones de mercado para las tierras raras, circonio y otros, y no sobre la demanda de niobio.

5.2.4.2.2. FERRONIPIO PARA ACEROS DE ALTA RESISTENCIA Y BAJA ALEACIÓN (HSLA FENb)

Ya que la mayor parte de Nb extraído se transforma en ferroniobio a continuación se dan unas pinceladas sobre el mercado de este componente. La evolución del suministro del ferroniobio deriva de la producción minera. El envío de ferroniobio cayó bruscamente en 2009, pero se recuperó con fuerza en 2010 y 2011, antes de caer de nuevo, con un crecimiento más modesto del 2,5% en 2012 (Figura 5.14.) y 53.516 t de Nb. La empresa CBMM acaparó el 83% del total, y el resto se divide equitativamente entre Niobec y Anglo American Brasil (aparte de una pequeña cantidad producida en China para el mercado interno).

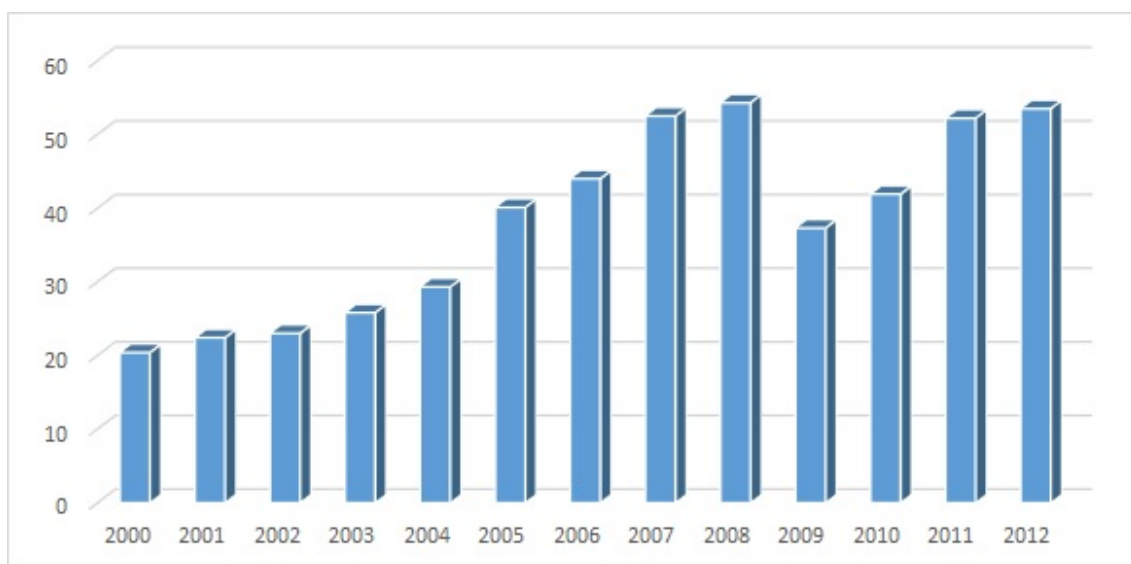


Figura 5.14. Envíos mundiales de ferroniobio entre los años 2000 y 2012 (000t Nb) según Roskill Consulting Group (2012).

5.2.4.2.3. OTROS PRODUCTOS DE NIOBIO

El volumen de niobio utilizado en aplicaciones distintas de aceros es comparativamente pequeño (Tabla 5.12). Una proporción significativa de productos químicos de niobio, metales y aleaciones son usados últimamente en aleaciones maestras.

Tabla 5.12. Envíos mundiales de procesadores de niobio para aplicaciones distintas del acero entre 2000 y 2012 según Roskill Consulting Group (2013).						
Año	Químicos de Nb		VG FeNb, NiNb	Nb metal	Aleaciones de Nb	Total
2000		2,86		0,23	0,54	3.63
2001		3,04		0,27	0,32	3.63
2002		2,18		0,27	0,36	2.81
2003		2,36		0,50	0,41	3.27
2004	1,54		1,32	0,45	0,32	3.63
2005	1,46		2,01	0,44	0,48	4.39
2006	1,90		2,15	0,41	1,23	5.69
2007	1,99		1,72	0,70	1,29	5.69
2008	2,10		1,50	0,69	1,18	5.47
2009	1,67		0,94	0,43	0,81	3.85
2010	2,72		1,33	0,54	1,23	5.82
2011	2,77		2,14	0,74	1,07	6.72
2012	2,96		2,23	0,64	0,96	6.80

En general, los envíos de estos productos crecieron a una tasa anual del 5,4% entre 2000 y 2012. La fuerte caída de la demanda en 2009 fue de corta duración y regresó rápidamente a una tendencia de crecimiento. El niobio metal y las aleaciones sufrieron un

ligero descenso en los envíos en 2012, pero el total general continuó aumentando en un 1,2%, con un record de 6.802 t de niobio.

5.2.4.3.MERCADOS DE ESTAÑO

La producción minera mundial de estaño se sitúa en torno a las 294 kt/año en 2013, según el USGS (US Geological Survey, 2015), mientras que el BGS (British Geological Survey, 2015) arroja unos valores de producción mundial de 343 kt/año.

Unos 20 países producen minerales de estaño en más o menos cantidad, aunque sólo son significativas las producciones de 12 de ellos. China produce más del 40% del total y los cinco mayores productores (China, Indonesia, Perú, Bolivia y Brasil) copan alrededor del 91% de dicha producción (Tabla 5.13).

Entre las empresas productoras más importantes de Sn de la actualidad se citan a continuación las más importantes. La mayor productora de estaño a nivel mundial es la empresa Yunnan Tin Company Group Limited (YTC) de China. Su capacidad de producción principal es de más de 40.000 toneladas de estaño, a la que hay que añadir una relativamente importante producción de productos químicos de arsénico, con unas 2.000 toneladas. La compañía forma parte de las participadas por el gobierno chino y se encuentra entre sus 520 mayores empresas. Otra empresa china es la Yunnan Chengfeng Non-ferrous Metals Co. Ltd, que se dedica a la producción de estaño refinado y soldaduras de estaño-plomo, además de recuperar metales como indio, plata, oro, plomo, bismuto, cobre y antimonio. Con una producción menor se encuentra la compañía china Guangxi China Tin Co. Ltd., que posee una capacidad de producción de 10,5 kt/año.

Tabla 5.13. Producción minera mundial de estaño (t de Sn contenido) según el British Geological Survey (2015).

País	2009	2010	2011	2012	2013
Portugal	34,00	22,00	39,00	42,00	84,00
España	--	--	9,00	69,00	*0
Rusia	126,00	143,00	75,00	249,00	*250,00
Burundi	20,00	29,00	52,00	69,00	74,00
Rep. Democrática del Congo	8.532,00	9.330,00	10.229,00	10.440,00	10.175,00
Niger	6,00	6,00	10,00
Nigeria	1.800,00	1.300,00	1.800,00	*2.400,00	*2.600,00
Ruanda	3.154,00	3.970,00	4.508,00	*3.500,00	*3.600,00
Uganda	--	24,00	0	0	19,00
Bolivia	19.575,00	20.190,00	20.373,00	19.702,00	19.287,00
Brasil	9.500,00	10.400,00	10.725,00	13.667,00	13.800,00
Perú (a)	37.503,00	33.848,00	28.882,00	26.105,00	23.668,00
Burma	*600,00	*800,00	*2.100,00	*2.100,00	*9.000,00
China	*128.000,00	129.600,00	127.400,00	115.900,00	149.000,00
Indonesia	*84.000,00	*84.000,00	*78.000,00	*91.000,00	*95.000,00
Laos	389,00	723,00	434,00	965,00	800,00
Malasia	2.410,00	2.668,00	3.340,00	3.725,00	3.697,00
Mongolia	8,00	7,00	42,00	(b) 54,00	(b) 60,00
Tailandia	166,00	291,00	282,00	199,00	132,00
Vietnam	*5.400,00	*5.400,00	*5.400,00	*5.400,00	*5.400,00
Australia	13.268,00	18.263,00	14.014,00	6.158,00	6.472,00
Total Mundial	314.000,00	321.000,00	308.000,00	302.000,00	343.000,00

(a): Recuperable; (b): Estimado basado en informes de exportación; *: Estimado; --: Nulo; 0: cantidad inferior a media unidad indicada

Con sede en Bangka, Indonesia, se encuentra la compañía PT Timah (Persero) Tbk, empresa que produjo 29.776 toneladas de estaño con una exportación del 95 % de su producción. En el año 2012 se unió formando INATIN (estaño de Indonesia), grupo formado para entrar en la bolsa de derivados de productos básicos (ICDX). Esta gigante de Indonesia ha anunciado planes para aumentar su capacidad de producción de estaño refinado hasta llegar a las 50.000 t.

Otra empresa importante en el sector es la Malaysia Smelting Corporation Berhad (MSC), con una producción de aproximadamente 37.792 toneladas de estaño en 2012, y con perspectivas para desarrollar nuevos proyectos en Indonesia y Malasia.

Atendiendo a la cantidad de Sn producido, en Sudamérica la empresa más importante es Minsur S.A (Perú), con una producción de Sn que representa el 12% del total de la producción mundial. Esta empresa se sitúa en el cuarto lugar en el ranking mundial, con 40.000 toneladas de estaño refinado en 2012. En base a las reservas actualmente estimadas, a su mina de San Rafael le quedan unos 6-7 años de actividad, con lo que el retratamiento de los residuos mineros parece ser el siguiente paso a nivel operativo, ya que se estima que estos residuos contienen más de 100.000 t de estaño y un contenido medio del 1%.

En el quinto puesto del ranking mundial se encuentra la empresa Thaisarco (Tailandia), la cual perteneciente a AMC Group, y se ha cifrado una producción anual entre 25.000 y 30.000 toneladas de estaño.

Con una importante producción se encuentra también la australiana Kasbah Resources Ltd., que comenzó los trabajos en el proyecto minero Achmmach, al norte de Marruecos, en 2014. En este mismo país, en 2012 se inició la explotación de la mina Bou El Jaj, por lo que cabe esperar un aumento considerable de la producción durante los próximos años en Marruecos.

En cuanto a la producción metalúrgica a nivel mundial, se dispone de los datos publicados por el British Geological Survey en 2015 y que han sido recogidos en la tabla 5.8. Se pone de manifiesto que la producción metalúrgica la cubren sólo 12 países. De ellos, China produce alrededor del 45,8%, Indonesia el 15,4%, Perú y Malasia el 19,4%, y Bolivia y Bélgica el 7,9% (Tabla 5.14).

Tabla 5.14. Producción metalúrgica mundial de Sn (t de Sn contenido).					
País	2009	2010	2011	2012	2013
Bélgica	8.700,00	9.900,00	10.000,00	11.400,00	10.300,00
Rusia	1.429,00	1.381,00	726,00	900,00	*900,00
Bolivia (a)	14.715,00	15.000,00	14.500,00	14.280,00	14.863,00
Brasil	8.311,00	9.098,00	9.382,00	11.955,00	16.100,00
Perú	34.388,00	36.451,00	32.290,00	24.811,00	24.181,00
China	140.400,00	149.000,00	155.500,00	148.100,00	158.500,00
India (b)	27,00	24,00	23,00	14,00	23,00
Indonesia	50.859,00	49.810,00	53.428,00	*50.000,00	*50.000,00
Japón	757,00	841,00	947,00	1.133,00	1.786,00
Malasia	35.443,00	38.771,00	40.281,00	37.822,00	32.633,00
Tailandia	19.423,00	23.551,00	20.670,00	19.996,00	19.088,00
Vietnam	2.747,00	3.042,00	3.900,00	4.800,00	5.500,00
Mundial total	317.000,00	337.000,00	342.000	325.000	334.000,00

(1): Las cifras se refieren tanto al metal primario como al secundario; (2): Además de los países mencionados, muchos otros producen pequeñas cantidades de metal secundario; (a): Refinado, incluyendo aleaciones; (b): Estimado basado en informes de exportación; *: Estimado; Fuente: British Geological Survey (2015).

Una vez enumeradas las empresas productoras de Sn más importantes a nivel mundial, así como la producción metalúrgica de este metal se ha pretendido hacer una estimación del consumo de minerales de estaño. Sin embargo, es una tarea casi imposible con los datos disponibles, por cuanto en esta estimación es necesario partir de la

producción de metal refinado, en la cual se suele incluir el material obtenido por segunda fusión a partir de chatarras (nuevas y usadas), de cuya participación existe una más que evidente escasez de datos estadísticos.

Sí que existen, no obstante, estimaciones de la demanda mundial de estaño, que para el año 2015 el ITRI (Tin markets, technology and sustainability) cifra en 400.000 t/año. Es previsible que la miniaturización, el menor peso en las coberturas y otros avances tecnológicos reduzcan el consumo de estaño. Sin embargo, el boom mundial en electrónica, especialmente en el uso de soldaduras sin plomo, productos químicos, las nuevas tecnologías relacionadas con la energía (baterías ión-litio) y las aleaciones de acero, pueden suponer un incremento en la demanda mundial de este metal.

5.2.5. PRECIOS A NIVEL MUNDIAL

5.2.5.1. PRECIO MINERALES DE TANTALIO

El punto de referencia para el mercado del tantalio es el contenido de Ta_2O_5 en menas de tantalio o concentrados, utilizando como base el 30% de Ta_2O_5 contenido.

Principalmente hay dos mecanismos que marcan los precios del tantalio. Por un lado, está la venta con un contrato a largo plazo (cuyos términos no se hacen públicos) que realizan los principales productores como Australia, Brasil y Mozambique. Por otro lado, la mayoría de la producción de otros minerales de tantalio, incluyendo la producción artesanal, se vende en el mercado abierto (Roskill Consulting Group, 2015).

Al comparar los precios derivados de los contratos con los del mercado se constata un mayor valor en los precios derivados de los contratos hasta el año 2012, a partir del cual existe una convergencia en ambos precios hasta la actualidad (Figura 5.15.).

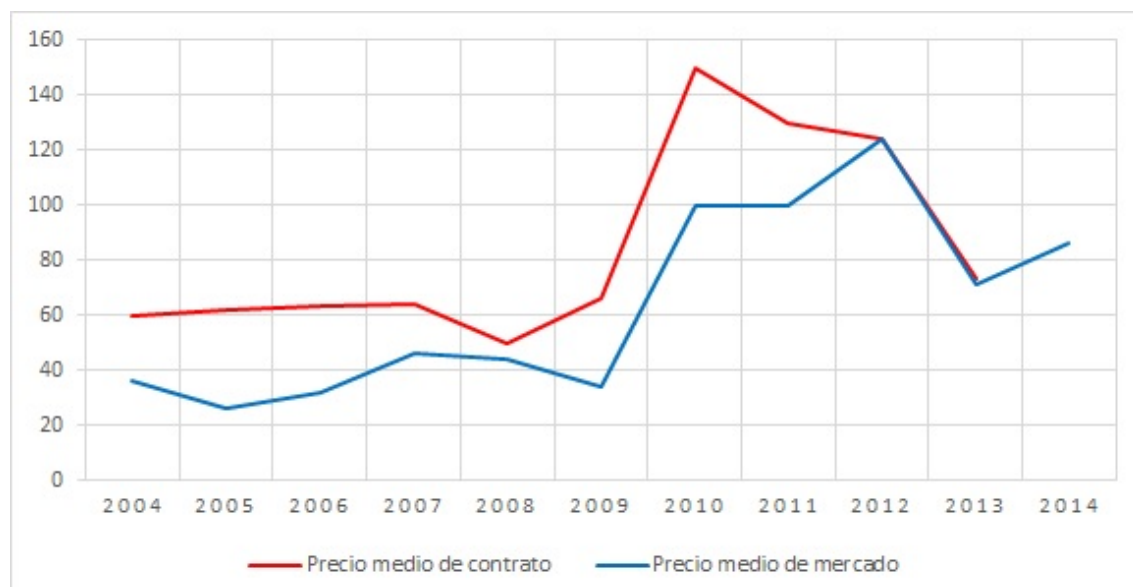


Figura 5.15. Precios de contrato y de mercado del tantalio desde el año 2004 al 2014, según Roskill Consulting Group (2012 y 2015).

En detalle, se puede decir que la evolución del precio del tantalio derivado de los contratos o del mercado ha seguido distintos avatares que se describen a continuación de manera pormenorizada.

Así, con anterioridad a 2004 se puede hablar de un fuerte incremento en los valores de mercado en el año 2000, con el precio al contado citado por *Metal Pages* en 350 US\$/lb en el cuarto trimestre del año. Este repunte se debió a la creciente demanda de tantalio para consumibles electrónicos y la creencia de que el suministro de tantalio iba a entrar en déficit. Sin embargo, muy poco tantalio se vendió al precio de mercado publicado, aparte de que realmente no hubo escasez de suministro y el auge de la demanda terminó, de modo que los precios de mercado cayeron fuertemente. En los años que siguieron los precios fueron bastante estables. Desde 2005 hasta 2009 los precios de mercado estaban generalmente por debajo de 45 US\$/lb y la media de los precios de los contratos era de aproximadamente 60 US\$/lb, de acuerdo a las estimaciones de Roskill Consulting Group (2015) (Fig. 5.15). El mantenimiento del bajo precio de mercado fue, al menos en parte, debido a la disponibilidad de minerales de tantalio a bajo precio procedentes de África

Central. Cabe señalar que hacia finales de 2008, Talison (ahora GAM), entonces el más grande proveedor de tantalio del mundo, anunció que estaba buscando un aumento sustancial en el precio de contrato con sus clientes (Cabot y HC Starck). El incremento fue de un 80% sobre su precio de contrato existente, alrededor de 75 US\$/lb. Sin embargo, los bajos precios de mercado, la baja demanda de tantalio causada por la recesión económica mundial y la existencia de grandes inventarios de tantalio acumulados a los largo de varios años provocaron que este proveedor no lograra obtener el aumento deseado y tuvo que suspender las operaciones mineras.

A principios de 2010 los precios de mercado comenzaron a subir rápidamente con la mejora de las condiciones económicas globales y el agotamiento de los inventarios. Uno de los motivos de tal aumento fue la aprobación de leyes para limitar el mercado de minerales de conflicto en EEUU, lo que animó a los consumidores a buscar tantalio en cualquier lugar fuera de África Central, en particular de la República Democrática del Congo. Fue entonces cuando la compañía china procesadora de tantalio Ningxia Orient firmó un contrato de compra del 75% de la producción de la mina brasileña Mibra para la segunda mitad de 2010 (aproximadamente 200.000 lb) a un precio de 80 US\$/lb. Esto generó una gran sorpresa inicial en la industria, pero para Ningxia Orient la estrategia claramente dio sus frutos en dos frentes. Por un lado, el procesador se aseguró un volumen muy grande de tantalio del único productor activo importante de tantalio libre de conflicto; por otro lado, la compañía ahorró mucho dinero. Los precios de mercado para el tantalio siguieron aumentando y para principios de 2011 fueron tres veces más altos que un año antes. Los precios de mercado a principios de 2011 fueron de 30-50 US\$/lb superior al contrato de Ningxia Oriente.

El aumento de los precios de mercado también resulto beneficioso para Global Advanced Metal (GAM), que anunció reanudar la producción de tantalio en 2011 y consiguió contratos con sus clientes a un precio de 150 US\$/lb. Este aumento de los precios propició también que Mibra consiguiera contratos a un nivel similar y que la mina Noventa

en Mozambique volviera a entrar en producción. A mediados de 2011 se alcanzaron precios de venta por encima de 130 US\$/lb. Sin embargo, la demanda de tantalio comenzó a bajar y los precios comenzaron a caer hasta 100 US\$/lb aproximadamente a final de año. Esto llevó a GAM a anunciar, a principios de 2012, la suspensión de la producción para la mina Wodgina, aunque seguiría cumpliendo las obligaciones del suministro por otras fuentes. El precio de mercado se recuperó hasta 124 US\$/lb a finales de 2012, manteniéndose elevado hasta mediados de 2013 (Fig. 5.16), cuando comienza, de nuevo, una importante caída. En febrero de 2014 los precios habían caído hasta 71 US\$/lb. Desde entonces se ha notado alguna mejora, aunque escasa, con precios actuales de mercado en torno a las 73 US\$/lb.

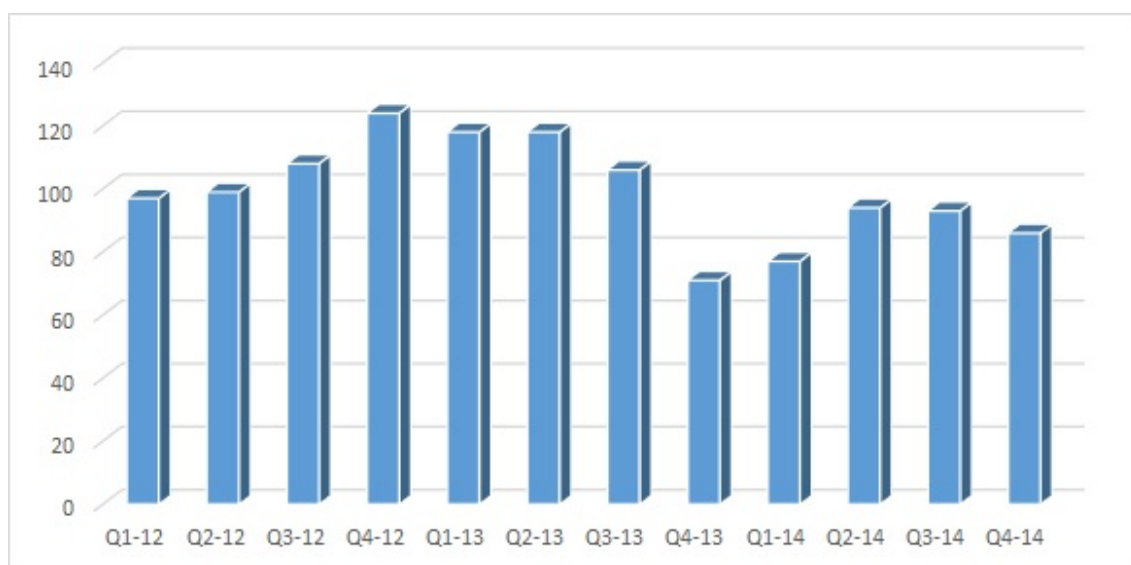


Figura 5.16. Precios trimestrales de concentrado de tantalio (Ta₂O₅ al 30%) del año 2012 a 2014 (US\$/lb Ta₂O₅) según Roskill Consulting Group (2015).

La previsión que hace Roskill Consulting Group (2015) es que los contratos a largo plazo (1-2 años) vuelvan a niveles de 95-100 US\$/lb.

Como corolario se desprende que la historia ha demostrado que los precios del tantalio pueden soportar fluctuaciones bruscas y prolongadas en el tiempo, pero no hay

indicaciones actualmente de que se vayan a alcanzar niveles de 120 US\$/lb en un futuro cercano.

5.2.5.2.PRECIOS MINERALES DE NIOBIO

Entre los minerales portadores de Nb, el pirocloro no es comúnmente exportado por los principales productores de Brasil y Canadá, aunque pequeños tonelajes que no están cotizados al precio de mercado son suministrados por otros países. Esta es la razón por la que otros minerales que contienen proporciones variables de niobio y tantalio constituyen la base de la mayor parte del comercio de concentrados de niobio (Roskill Consulting Group, 2013).

De acuerdo con el T.I.C., los concentrados de columbita disponibles para la venta deben contener un mínimo de 50% de Nb_2O_5 , con un límite marcado de elementos radiactivos en 0,13% de ThO_2 y 0,048% U_3O_8 . El precio se establece para el concentrado combinado de $Nb_2O_5+Ta_2O_5$, pero en este caso solo se valora el Nb_2O_5 y no hay prima por el contenido de Ta_2O_5 , aunque es mucho más valioso y muy probablemente está siendo recuperado por muchos de los procesadores que compran los concentrados.

Si el material contiene Ta_2O_5 en igual o mayor proporción que de Nb_2O_5 entonces es vendido como tantalita. En este caso el concentrado debe contener un mínimo del 30% de Ta_2O_5 y los mismos límites restrictivos de elementos radiactivos (ThO_2 y U_3O_8) que el concentrado de columbita. Del mismo modo, el precio del concentrado de tantalita se basa en el contenido en Ta_2O_5 únicamente, cualquier contenido en Nb_2O_5 es ignorado.

A pesar de su asociación física, los precios de los concentrados de niobio y tantalio tienen poco en común. El precio de mercado de los concentrados de niobio creció fuertemente durante el año 2008, a más de 40 US\$/kg Nb_2O_5 , antes de caer a menos de 16 US\$/kg a mediados de 2009, en línea con la crisis económica mundial (Tabla 5.15). Los precios se recuperaron durante gran parte de 2011 y 2012 (50 US\$/kg) pero desde

comienzos de 2013 la tendencia es a la baja, alcanzando precios de 13 US\$/lb a finales de octubre (Roskill Consulting Group, 2013).

Tabla 5.15. Precios medios trimestrales de concentrados de Nb⁽¹⁾ y Ta⁽²⁾ en China del año 2008 al 2014 (US\$/kg), tomado de Roskill Consulting Group (2012 y 2015).

	Precio nominal (actual)		Precio real (ajustado por la inflación)	
	Concentrado de Nb	Concentrado de Ta	Concentrado de Nb	Concentrado de Ta
Q1-08	25,90	101,41	27,58	107,99
Q2-08	31,97	95,90	33,86	101,57
Q3-08	40,23	82,59	42,38	97,54
Q4-08	34,46	97,00	36,10	101,63
Q1-09	22,33	97,00	36,10	101,63
Q2-09	15,98	81,57	16,67	85,08
Q3-09	20,24	72,75	21,06	75,71
Q4-09	20,61	75,13	21,40	78,00
Q1-10	20,79	96,50	21,53	99,95
Q2-10	27,62	121,35	28,54	125,39
Q3-10	38,58	156,13	39,77	160,95
Q4-10	36,97	221,15	38,02	227,42
Q1-11	35,27	258,43	36,18	265,04
Q2-11	44,09	283,56	45,10	290,02
Q3-11	49,45	278,09	50,44	283,66
Q4-11	49,41	221,37	50,26	225,18
Q1-12	49,60	213,85	50,29	216,79
Q2-12	48,50	219,14	49,00	221,40
Q3-12	48,50	238,52	48,83	240,15
Q4-12	39,68	273,37	39,82	274,31

Tabla 5.15. Precios medios trimestrales de concentrados de Nb⁽¹⁾ y Ta⁽²⁾ en China del año 2008 al 2014 (US\$/kg), tomado de Roskill Consulting Group (2012 y 2015).

	Precio nominal (actual)		Precio real (ajustado por la inflación)	
	Concentrado de Nb	Concentrado de Ta	Concentrado de Nb	Concentrado de Ta
Q1-13	41,89	259,04	41,89	259,04
Q2-13	40	--	--	--
Q3-13	35,5	--	--	--
Q4-13	28,8	--	--	--
Q1-14	26,6	--	--	--
Q2-14	28,8	--	--	--
Q3-14	28,8	--	--	--

Notas:

⁽¹⁾Concentrado de Nb = 50% Nb₂O₅ min, 5% Ta₂O₅ min

⁽²⁾Concentrado de Ta = 30% Ta₂O₅

⁽³⁾Q: cuatrimestre.

5.2.5.2.1.FERRONIPIO

La mayor parte del Nb se comercializa en forma de ferroniobio. La mayoría de este componente se vende de acuerdo a contratos a largo plazo entre productores y consumidores. Tal vez sólo el 5% de la producción total se vende a través del mercado abierto. Aunque los precios de venta acordados en estos contratos no son públicos, la tendencia se puede estimar a partir de los valores medios de las importaciones.

Los precios del ferroniobio están basados en la demanda y los marca en gran medida la compañía CBMM (Companhia Brasileira de Metalurgia e Mineração), siendo aplicados por el resto de productores. La capacidad de esta compañía para influir y mantener los niveles de los precios deriva de diferentes razones que se enumeran a continuación:

- La posición dominante de CBMM en el mercado del niobio.
- La aparente voluntad de otras empresas del sector como Niobec y Anglo American Brasil para dejar la iniciativa a CBMM.
- Las ventajas técnicas ofrecidas por el uso de niobio.
- La mínima oportunidad de sustituir el niobio por otra aleación de elementos.
- La mínima contribución del niobio al precio total de la producción del acero.

El precio de ferroniobio estuvo casi sin cambios durante muchos años, como lo demuestran los datos de importación de Estados Unidos (Figura 5.17) y cuya tendencia evolutiva es un fiel reflejo de lo que ocurre en el oeste de Europa y Japón (no mostrado).

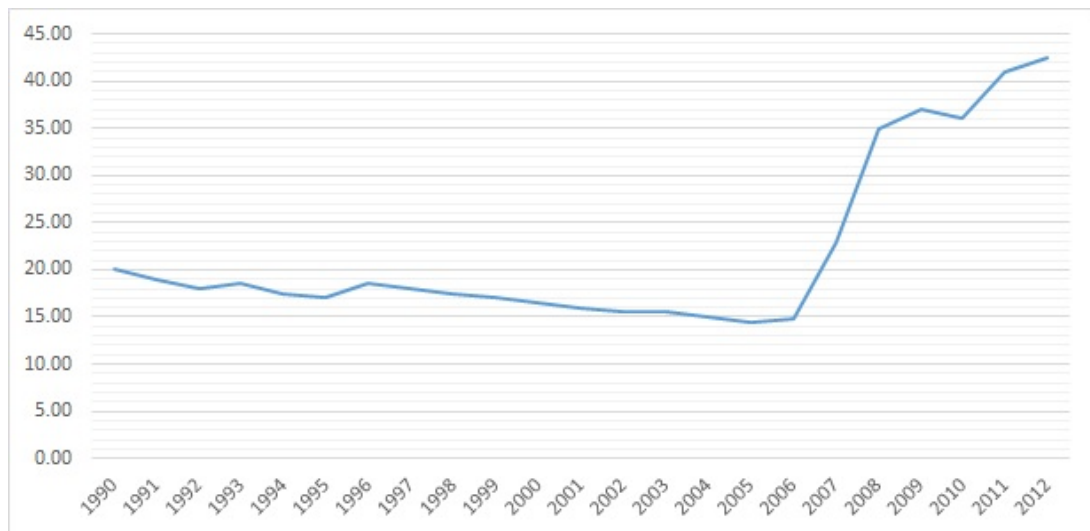


Figura 5.17. Valor anual medio de las importaciones de ferroniobio de EEUU entre 1990 y 2012 (US\$/kg Nb) según Roskill Consulting Group (2013).

La estrategia de crecimiento de CBMM del mercado de ferroniobio durante años se ha basado, en gran medida, en la promoción de las ventajas técnicas del niobio, y en particular, el valor añadido. Este planteamiento ha tenido un gran éxito, que llevó a la empresa a mediados del año 2000 a un aumento de su capacidad de producción para garantizar la continuidad del suministro, y que culminó, entre 2006 y 2008, con una fuerte subida el precio del ferroniobio. Al principio, el movimiento parecía ser un repunte, pero

más tarde quedó claro que se trataba de un aumento permanente para hacer frente a lo que parece haber sido una infravaloración estructural del niobio. Hasta ese momento, el fuerte crecimiento de la demanda del ferroniobio no se había reflejado en su precio.

Otro hito histórico en la evolución de la producción/precios del ferroniobio lo constituye la recesión económica mundial de 2009, que provocó un descenso brusco en la demanda de ferroniobio, pero que apenas tuvo un efecto destacado en los precios (Figura 5.18).

Las previsiones que hay para los años venideros en los precios del ferroniobio es de un continuo y ligero aumento y con escasas fluctuaciones (ver Roskill Consulting Group 2013).

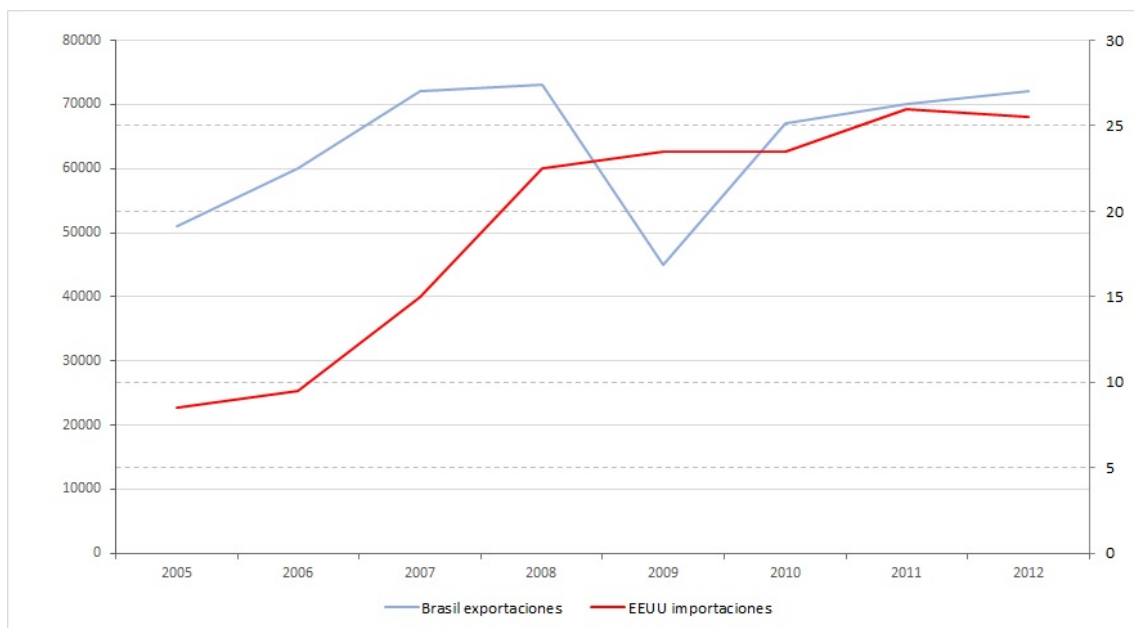


Figura 5.18. Valor de la media anual de las importaciones de EEUU y de las exportaciones de Brasil de ferroniobio de 2005 a 2012 según Roskill Consulting Group (2013).

5.2.5.2.2. OTROS PRODUCTOS DE NIOBIO

El óxido de niobio (Nb_2O_5) es la forma comercial más importante de niobio después del ferroniobio, aunque se consume en cantidades mucho más pequeñas. Por lo general, se denomina óxido de niobio de alta pureza para distinguirlo de minerales y concentrados de niobio. El óxido de niobio contiene un 69,9% de Nb, en comparación con el 66% típico del ferroniobio y está disponible en varias leyes. CBMM suministra lo siguientes:

- Óxido de niobio de alta pureza estándar (99% Nb_2O_5) para su uso en cerámicas, catalizadores, carburos y algunas formas de niobio metálico y aleaciones.
- Torta de filtro (99% Nb_2O_5) para su uso en catalizadores y materiales cerámicos.
- Pureza especial (99,7% Nb_2O_5) para uso en metales de niobio de alta pureza y aleaciones de metal, vidrio y optoelectrónica.

Con respecto a la evolución del precio de mercado del óxido de niobio, a mitad de 2009 se produjo una notoria subida antes de alcanzar un máximo y estabilizarse a finales de 2011. A finales de 2012 se produjo, sin embargo, una caída del precio estabilizándose hasta principios de 2013 (Roskill Consulting Group, 2013).

Otros productos comercializados, como metales y chatarras de niobio son difíciles de valorar por cuanto hay poca información sobre sus precios y la información sobre el comercio internacional no es publicada en la mayoría de los países. Además, existe una multiplicidad de formas de productos y leyes/purezas, por lo que el análisis detallado de los datos disponibles de series de tiempo es de poco valor práctico.

5.2.5.2.3. PRONÓSTICOS DE PRECIOS PARA 2017

Se recoge aquí el pronóstico del precio del ferroniobio (elemento más comercializado actualmente) y se da también alguna pincelada sobre la predicción de precios para el óxido de Nb. Para el caso del ferroniobio, Roskill Consulting Group (2013) considera que toda valoración a corto y medio plazo tiene que tener en cuenta los siguientes aspectos clave:

- la estabilidad histórica de los precios de niobio.
- el brusco aumento de los precios durante la segunda mitad de la década de 2000.
- el retorno a la estabilidad.
- la grave desaceleración económica mundial en 2009.
- la rigidez de la demanda evidente en los precios.

Con estos factores en mente se puede realizar una estimación considerando el promedio anual del valor CIF (Costo, Seguro y Flete) de las importaciones en los EEUU y las variaciones mensuales en el valor medio desde el inicio de 2009 (que es cuando el nuevo nivel de referencia se considera que ha sido establecido). Como resultado, el valor promedio de EEUU se prevé que aumente de manera conservadora hasta llegar a 49,74 US\$/kg (Tabla 5.16) en 2017, representando una tasa de crecimiento del 3% cada año. Los valores promedio en el oeste de Europa, Japón y China difieren de los de EEUU, principalmente a causa de las variaciones de los tipos de cambio, pero se espera que su incremento sea afín al de EEUU.

Para el caso del óxido de Nb, existen datos del valor medio de las importaciones en EEUU en el período 2009-2012, con un valor superior al del ferroniobio (entre 1,05 y 1,47 veces). Las previsiones disponibles apuntan a que el óxido de Nb tendrá un precio promedio de 1,3 veces mayor que la de ferroniobio en los próximos años, sobre una base de Nb contenido.

Tabla 5.16. Media anual del valor cif (coste, seguro y flete) de importación de ferroniobio en 2012 y pronóstico hasta 2017 de EEUU, Alemania, Japón y China (US\$/kg Nb, precios nominales). Fuente Roskill Consulting Group (2013).

Año	EEUU	Alemania	Japón	China
2012	42,91	39,85	42,00	39,28
2013	44,20	41,05	43,26	40,46
2014	45,52	42,28	44,56	41,67
2015	46,89	43,55	45,89	42,92
2016	48,30	44,85	47,27	44,21
2017	49,74	46,20	48,69	45,54

5.2.5.3. PRECIOS DEL ESTAÑO

Como hitos históricos en la evolución del precio de Sn cabe mencionar la fuerte subida de los precios en el segundo semestre de 2010, que llevó a alcanzar en abril de 2011 un máximo histórico con 32.442,78 \$/t en valor medio mensual (Fig. 5.19). A esta fuerte subida fue seguida una clara tendencia regresiva, con recuperaciones pasajeras, que perduraron a lo largo del resto de 2011 y todo el 2012 y continuó en los cinco primeros meses de 2013 hasta los 22.735,07 \$/t de septiembre. La tendencia general en el precio del estaño, aunque con fluctuaciones puntuales, de 2012 hasta la actualidad ha sido de un descenso de los precios, alcanzando el mínimo, a finales del mes de agosto de 2015, con un valor de 14.100 \$/t (Fig. 5.19).

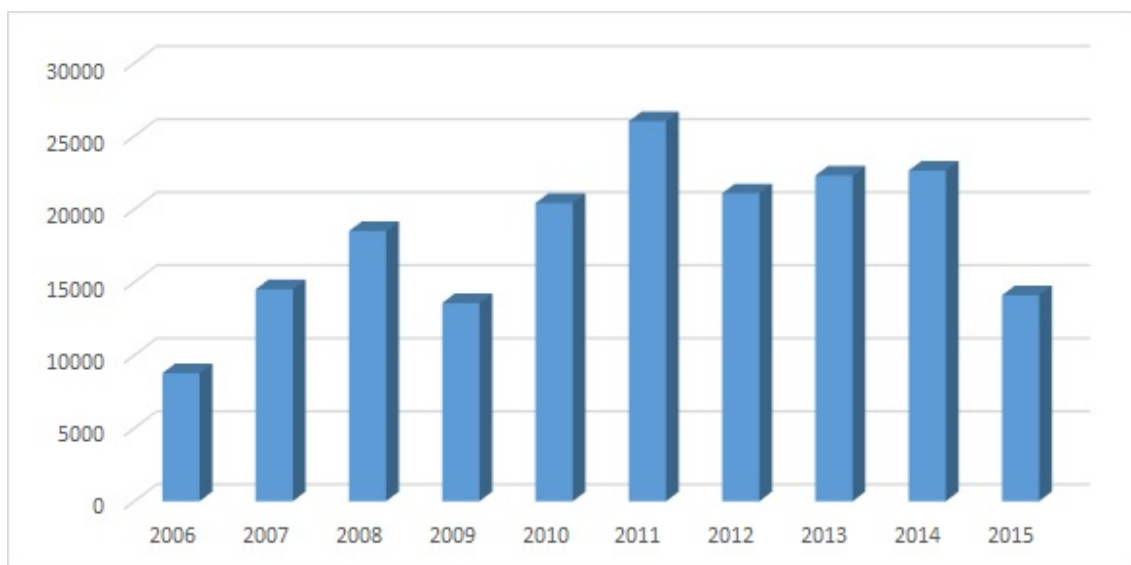


Figura 5.19. Cotización del estaño \$/t. Fuente: London Metal Exchange (2015).

Tabla 5.17. Cotizaciones del estaño (LME)

	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014
\$/t, cash	8.764,0	14.508,0	18.491,0	13.567,0	20.415,0	26.010,0	21.073,0	22.297,0	22.636,0

5.2.6. SITUACIÓN NACIONAL ACTUAL DE LOS METALES RAROS

En el panorama nacional hay diferencias en cuanto a la explotación en los últimos años de los minerales de metales raros. Metales como el tantalio y el niobio llevan sin explotarse en España desde 1992 tras el cierre de las minas de Golpejas y de Penouta. Por otro lado, algunas de las explotaciones de estaño que había en España siguen en funcionamiento, pero son muy pequeñas, y aunque se tienen datos de minas clausuradas o labores mineras de Sn repartidas por la zona sur de Galicia y oeste de Castilla y León, no ha habido hasta ahora un mercado que hiciera rentable este tipo de explotación.

Para evaluar las reservas en España, se abordarán, por un lado, las reservas de estaño, y por otro lado, las de niobio y tantalio, ya que suelen aparecer juntos.

Cabe mencionar que algunos de los informes utilizados como referencia son antiguos, pero son los últimos que se han publicado para el panorama nacional, ya que desde 1992 hay pocas explotaciones activas de estos metales y con producciones muy pequeñas.

5.2.6.1. RESERVAS DE ESTAÑO EN ESPAÑA

El estaño (Sn) es un metal cuya extracción es de las más antiguas practicadas para minerales metálicos en España. Se remonta a la época de los Tartesos, desarrollándose después bajo la dominación Romana. El estaño se puede encontrar en cristales grandes de casiterita asociada a diques de cuarzo, en forma de casiterita diseminada en leucogranitos albiticos, como los de Penouta o Golpejas, o bien, en materiales aluvionares procedentes del desmantelamiento de yacimientos primarios, como es el caso de pequeñas explotaciones artesanales en el área de Ciudad Rodrigo, como Navasfrías, Robleda y Puebla de Azaba.

Las zonas de explotación más importantes de este tipo de metales en España se encuentran ubicadas en la zona occidental del Macizo Ibérico, en concreto, en tres comunidades autónomas (Tabla 5.18): Galicia, Castilla y León y Extremadura, encontrando numerosos yacimientos de distintos tipos, normalmente asociados a wolframio, y en algunos casos a columbotantalita, material del que se extrae el niobio y el tantalio. Las provincias con un mayor número de explotaciones son Ourense, Coruña, Salamanca y Zamora, y en menor número en las provincias de Cáceres y Badajoz. En todos los casos se trata de pequeñas minas, actualmente cerradas.

Tabla 5.18. Yacimientos de Sn importantes en España (Gonzalo Corral y Gracia Plaza, 1985)

Provincia	Encajante o substrato	Paragénesis fundamenta 1	Ley media de Sn [g/t]		
			500-1000	1000-2000	>2000
La Coruña					
Santa Comba	Granito de dos micas	Q-W-Sn-As	X		
San Finx	Granito y Migmatita	Q-W-Sn-As-Cu	X		
Pontevedra					
Fontao	Granito de dos Micas	Q-W-Sn-As	X		
Forcarey	Pegmoaplita y Albitita	Na-Sn-Ta-Li	X		
Presqueiras	Pegmoaplita y Albitita	Na-Sn-Ta-Li	X		
Alfonsín	Pegmoaplita y Albitita	Na-Sn-Ta-Li	X		
Orense					
Doade	Esquisto	Na-K-Sn-Ta-Li	X		
Gomesende	Granito/ Esquisto	Q-Sn-As-Ta	X		
Lovios	Granodiorita	Q-W-Mo-Sn-Bi		X	
Baltar	Granito de dos micas	Q-Sn-W-Fe-Ti	X		
Penouta	Leucogranito/Gneis/Esquisto	Sn-Ta-Nb	X		
Zamora					
Calabor	Esquisto	Q-Mos-Sn-As	X		
Arcillera	Esquisto	Q-Sn-As	X		
Cerezal de Aliste	Esquisto	Q-Sn-As		X	
Carbajosa	Complejo Esquisto Grauváquico (CEG)	Q-Sn-As-Cu			X
Villadepera	CEG	Q-Sn-As			X
Almaraz del Duero	CEG	Q-Sn-W-As-Ta	X		
Pereruela	CEG	Q-Sn-W-As-Ta	X		

Tabla 5.18. Yacimientos de Sn importantes en España (Gonzalo Corral y Gracia Plaza, 1985)					
Provincia	Encajante o sustrato	Paragénesis fundamenta l	Ley media de Sn [g/t]		
Localidad			500-1000	1000-2000	>2000
Salamanca					
La Fregeneda	CEG	Q-Sn-As-Li-Ta	X		
Lumbrales	Migmatita	Q-Sn-As-Mo-Cu			X
Bermellar	CEG	Na-K-Sn-Ta	X		
Fuentes de Oñoro	Leucogranito albítico	Sn-Ta-Nb	X		
Berroy	CEG	Na-K-Sn-Ta	X		
San Pedro de Rozados	CEG	Q-Sn-As-W		X	
El Cubito	CEG	Q-Sn-As	X		
Golpejas	Leucogranito albítico	Sn-Ta-Nb		X	
Cáceres					
La Nava	CEG	Sn-Ta-Li	X		
Mina Teba	CEG	Q-Sn-As	X		
Serranillo	CEG	Q-Sn-As	X		
Badajoz					
Valle de la Serena	CEG	Q-W-Sn-Cu-Bi	X		
Albuquerque	CEG	Na-Sn-Ta-Li		X	

De los numerosos yacimientos que existen en la zona occidental de España, merecen destacarse los que se encuentran en Galicia. Estos yacimientos fueron ya explotados en la época fenicia, y no cabe duda de que esta región y las colindantes formaban parte de la región poco definida de las *Casitérides*, que suministró estaño a fenicios, romanos y otros pueblos de la antigüedad.

De los numerosos yacimientos en Galicia, merecen destacarse los existentes en Beariz, Avión (Coto del Avión) y Pesqueiras. En los yacimientos gallegos cabe mencionar la gran abundancia de cristales de casiterita, a veces con la típica macla en "pico del estaño",

generalmente perfectos y de buen tamaño (algunos han alcanzado hasta los 10 cm) y con frecuencia engarzados en cuarzo. Las localidades más famosas por sus cristales de casiterita son Beariz, Monterrey, la mina de Penouta en el concello de Viana do Bolo y la mina de San Finx en el concello de Lousame.

Actualmente hay proyectos en desarrollo, en investigación y otros en fase de apertura de la explotación correspondiente. Los más importantes, en cuanto a producción estimada al año, son el de la propia mina de "San Finx" de W-Sn, adquirida por el Grupo Sacyr, así como el de la mina de Penouta en la provincia de Ourense, propiedad de Strategic Minerals Spain, que podría ser la mina de Sn-Ta más grande de Europa. Otro proyecto importante es el de la mina de W-Sn de "La Parrilla" en la provincia de Cáceres, aunque su apertura no se espera en un futuro próximo, ya que todavía se encuentra en fase de investigación. Cabe mencionar también que no hace demasiado en el municipio de Pedroso de Acim (Cáceres) se llevó a cabo la reapertura de la mina de Santa María, que en su tiempo fue la mayor mina de Sn de Europa. Sin embargo, este proyecto se encuentra paralizado por falta de financiación y de reactivarse tendría una vida estimada de 10 años. Finalmente, se menciona aquí el permiso de Investigación Alberta I de la provincia de Ourense, y Alberta II este último con unas reservas de Sn-Ta no desdeñables propiedad de Strategic Minerals Spain. Con la apertura de estas explotaciones mineras se logrará mejorar la producción de Sn que en los últimos años ha sido insignificante.

5.2.6.2. RESERVAS DE TANTALIO Y NIOBIO

La extracción de columbo-tantalita cesó en España en el año 1986, con los cierres de las Minas de Penouta y Golpejas, pero durante unos 7 años se vino registrando un número de exportaciones de concentrados de Ta y Nb por parte de algunas empresas del sector. Estos concentrados eran al parecer de antiguas minas, principalmente de Penouta. En estos años debido a la escasa demanda de estos materiales, la perspectiva a medio plazo de apertura de este tipo de explotaciones era muy escasa.

El último dato publicado por el gobierno de España a través de los informes del IGME (1995) habla de unas reservas muy limitadas de este material, que se estimaban en torno a 1500 toneladas de recursos en las provincias de Salamanca y Zamora, con indicios en algunas zonas de Galicia, y con unos recursos de 503 toneladas de Ta₂O₅ en la mina de Penouta.

En estos datos no aparecen algunos recursos de los que se tiene constancia hoy en día, como los existentes en los permisos de exploración en Galicia de Alberta I, y Alberta II este último propiedad de Strategic Minerals Spain. Según el documento “NI 43-101 Alberta-I Rare Metals Project (2014)” este proyecto prevé unos recursos en torno a 1.800 toneladas de Ta₂O₅. En concreto la compañía Strategic Minerals Spain en su conjunto de recursos auditados a nivel internacional con la realización de NI 43-101 para todos ellos tiene unos recursos globales entre Alberta II, Penouta sección B y C de unas 8.000 toneladas de Ta₂O₅.

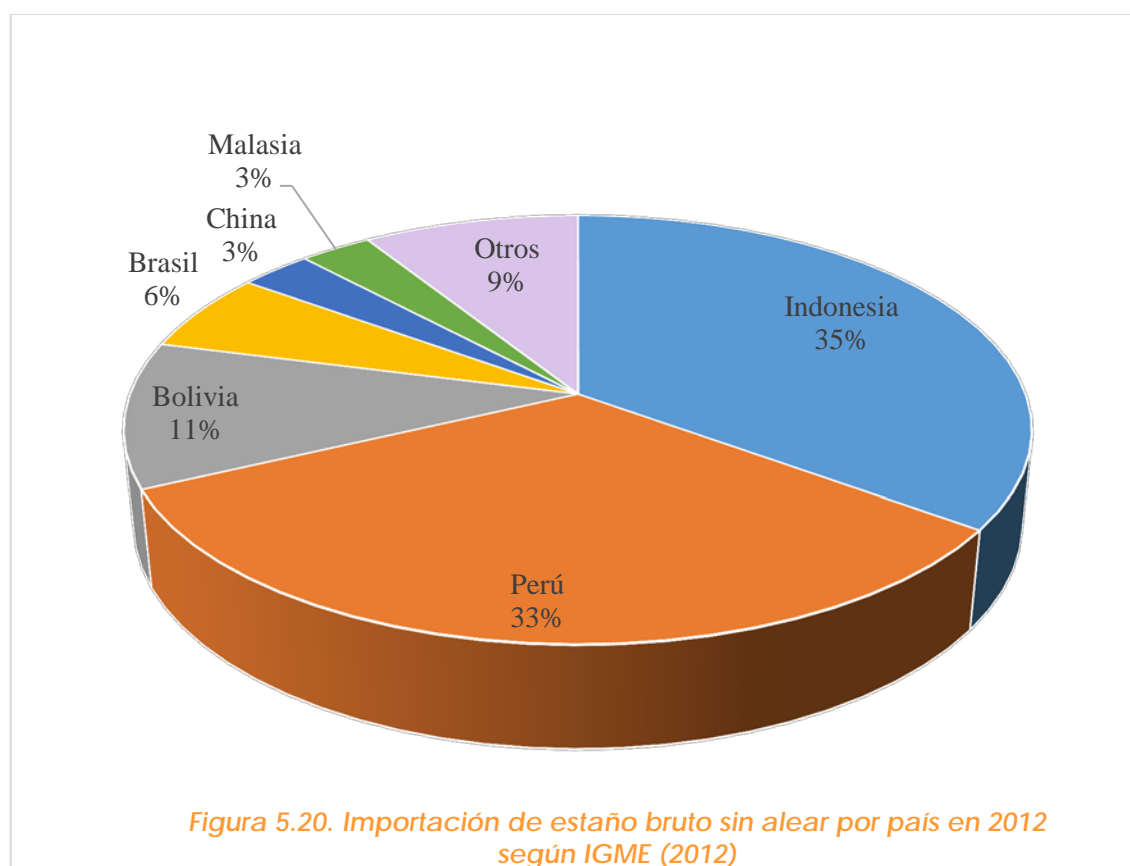
5.2.6.3.MERCADOS

En España el mercado de metales como el Ta, Nb o Sn no es muy importante, ya que no ha habido una gran explotación de estos elementos y tampoco existen industrias importantes que lo demanden para la fabricación de sus productos, por lo que la mayor parte del concentrado se importa de otros países.

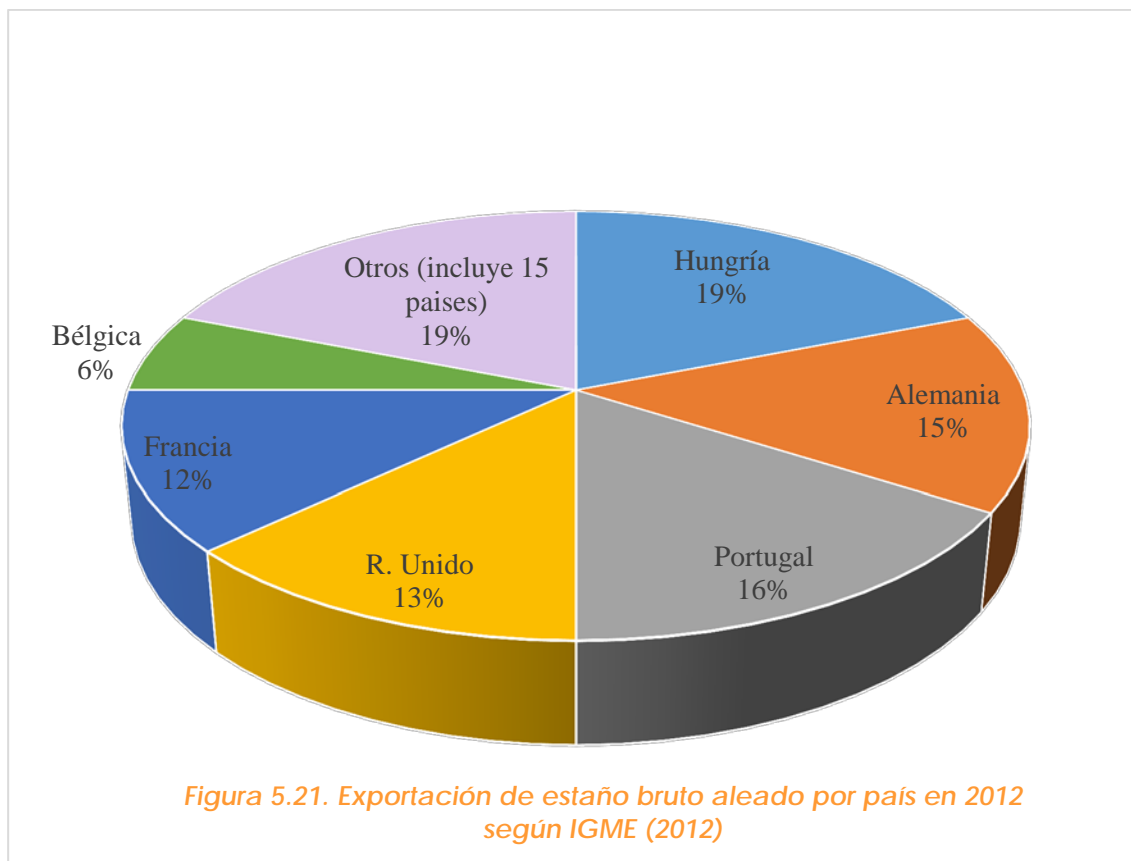
5.2.6.3.1.MERCADOS DE SN

El mercado de estaño en España es el que presenta un mayor índice de actividad entre los metales raros. Aun así es un mercado pequeño, en el que sobre todo se comercia con productos de estaño, ya que al carecer de industria extractiva primaria la producción minera es casi nula. Esta situación se pone también de manifiesto a partir de los datos económicos distribuidos por la Agencia Tributaria, con una preponderancia en la importación y exportación de productos de estaño y aleaciones.

En línea con lo anterior y a modo de ejemplo, en 2012 la importación y exportación de materias primas de estaño bajaron, fundamentalmente las importaciones (IGME, 2012); sin embargo, se experimentó un incremento en las ventas de chatarras de estaño y hojalatas, estaño bruto aleado y sin alear. La principal partida importadora, con el 69,7% del contenido en metal y 73% del valor total, continuó siendo la de metal bruto sin alear, seguida por la de chatarras de hojalata, semielaborados de estaño, chatarras de estaño, cenizas y residuos, y otros. La procedencia de las compras exteriores de estaño bruto sin alear expresadas en tanto por ciento se reflejan en la figura 5.20 (IGME, 2012).



En el lado exportador, las chatarras de estaño, el estaño bruto aleado, las cenizas y residuos, las chatarras de hojalata y los semielaborados de estaño sin alear fueron los principales productos vendidos. El estaño aleado en bruto se distribuyó como se indica en la figura 5.21 (datos de IGME 2012).



Por lo tanto, en España, dado el bajo volumen de la producción, el saldo del comercio exterior es tradicionalmente deficitario, aunque en el ejercicio de 2012 se redujera notablemente debido a la apertura de la mina de San Finx, que con su posterior cierre propició la vuelta a los datos preapertura, por lo que sigue siendo muy deficitario.

5.2.6.3.2. MERCADOS DE TA

El mercado de tantalio en España se abastece de las siguientes fuentes:

- La producción primaria a partir de los minerales de tantalio.
- Concentrados sintéticos producidos a partir de escorias de estaño
- Materiales intermedios, tales como óxidos de tantalio, sales y metales.
- Reciclaje, chatarra y otros materiales secundarios.

Estos materiales pasan a través de varios niveles de procesamiento y fabricación antes de llegar al mercado como productos finales.

La producción y exportación de tantalio a través del reciclaje y metal ya trabajado representa, con mucho, la mayor parte del suministro de tantalio en los últimos años. Es importante comentar que a pesar del cierre de la Mina de Penouta, entre los años 1993 y 1995 hubo un incremento en la exportación de concentrados de Ta-Nb, derivado de la comercialización de los stocks que aún estaban en la mina.

En la última década, España no ha sido un país productor de Ta y Nb, algo que cambiará de abrirse los numerosos proyectos mineros enfocados a la explotación de estos metales estratégicos. Algunos de estos proyectos podrían llegar a convertirse en los proyectos de explotación de Ta más grandes de Europa.

Pocos son los datos concernientes a volumen de ventas de estos concentrados, y sólo se dispone de algunos valores que recogen instituciones como el IGME, que se circunscriben al año 1995, con una exportación de minerales de tantalio de 60 toneladas y una exportación de productos finales de 6,2 toneladas (IGME, 1995). Se trata, pues, de cifras muy pequeñas si nos atenemos a la producción mundial de 2011, que se sitúa en 1686,15 toneladas de mineral (Roskill Consulting Group 2012, 2015).

5.2.6.3.3.MERCADOS DE NB

En España, según el IGME (1995) no se ha producido mineral de niobio hasta esa fecha, ya sea pirocloro o columbita, si bien, este informe indica que en explotaciones como la de la Mina de Penouta esta sustancia aparece junto al Ta, ya que ambos metales se encuentran en la misma fase mineral, sustituyéndose un elemento por otro. Sin embargo, no se conocen indicios de minerales específicos de niobio en el territorio español. Objetivamente, se desprende, que las exportaciones en este metal son prácticamente siempre nulas en nuestro país, a excepción de alguna reseña de exportaciones de decenas y

cientos de toneladas de origen desconocido de este metal (IGME, 1995). En este sentido, los datos de la Agencia Tributaria ponen de manifiesto que las importaciones de este metal coinciden con la demanda que hay por la industria de España, corroborando la falta de producción primaria de este elemento hasta el momento presente.

5.2.6.4.PRODUCCIÓN NACIONAL DE METALES RAROS

5.2.6.4.1.PRODUCCIÓN PRIMARIA

-MINAS CONVENCIONALES

Como ya se comentado con anterioridad, la producción y el mercado de estos metales ahora mismo es casi nula en España. Sin embargo, la más que probable viabilidad de algunos de los proyectos actualmente en desarrollo para la reapertura de antiguas explotaciones mineras, hace que en un futuro no demasiado lejano no es difícil pensar en la existencia de una producción primaria propia. El interés en estas sustancias es más que evidente, ya que algunas de ellas (e.g. el Nb) están consideradas como materias primas estratégicas por la UE. La razón en su interés es clara, por un lado, se trata de materias primas necesarias para la industria más puntera, y por otro, existe el hándicap de que su producción se focaliza en países conflictivos desde un punto de vista político, con lo que su suministro se puede ver comprometido en un momento dado. En este sentido, cabe citar el hecho de que actualmente la mayor parte del tantalio o niobio que hay disponible en España es importado de Sudamérica.

La minería del estaño sufrió un periodo de estancamiento en los años 50 y 60, a mediados de los 70 muestra un sensible desarrollo, alcanzándose producciones máximas en la historia, procedentes de muchas pequeñas explotaciones artesanales y, salvo excepciones, muy poco tecnificadas. En esa época la producción de este metal provenía de cerca de dos centenares de explotaciones. A mediados de los

años 70 la producción de concentrados de estaño se cifraba en unas 600t al año (máximo de 737 t en 1975), bajando en 1986 a 300 t al año (crisis del Internacional Tin Council y suspensión de la cotización del estaño en el mercado de Londres), disminuyendo progresivamente, de tal modo que en 1995 la producción bajó a 3,4 t, localizándose exclusivamente de la mina “Insuperable” en la localidad de Puebla de Azaba, provincia de Salamanca, y cuya producción hoy día es inferior a la tonelada.

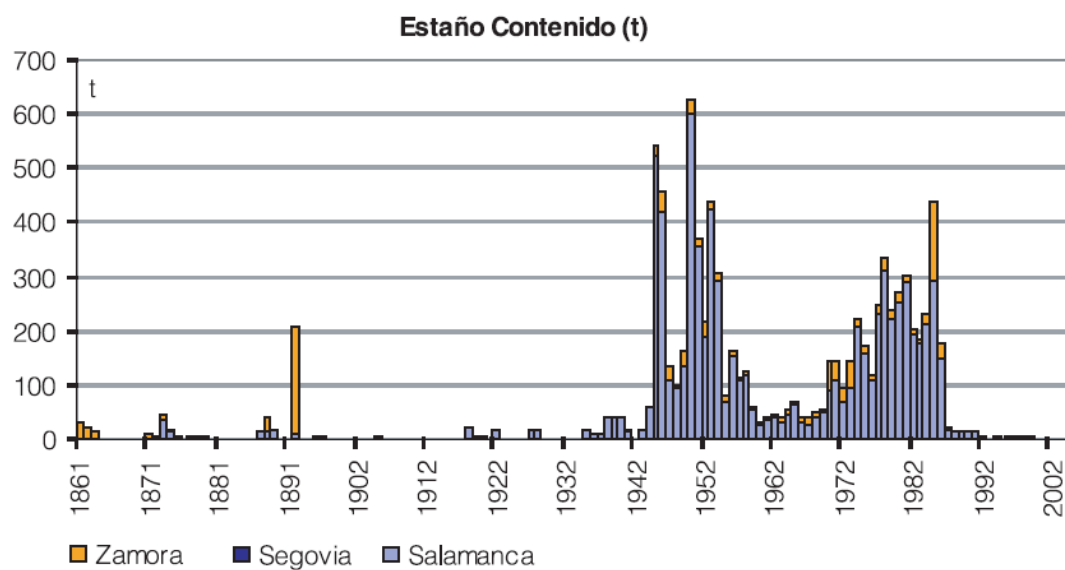


Figura 5.22. Estaño contenido en minas de Castilla y León (SIEMCALSA, 2007)

En el año 2012, con la reapertura de la mina de W-Sn de “San Finx” se mejoraron las cifras de producción en España, pero debido a la falta de fondos de la empresa, en el año 2013 se clausuró su explotación, por lo que su exigua actividad minera no llegó a impactar de manera notable en la producción de concentrado de Sn en España.

Tabla 5.19. Evolución de la producción en España (Estadística Minera de España, IGME 2012)					
	2008	2009	2010	2011	2012
-Minería de estaño:	6,482	0,357	0,207	0,352	0,244
Sn contenido (t)	3,889	0,214	0,124	0,211	0,146
-Minería de estaño-wolframio	--	--	--	12,125	98,120
Sn contenido (t)	--	--	--	8,488	68,684
Total Sn contenido (t)	3,889	0,214	0,124	8,699	68,830

La producción minera, pese a que aumentó en 2012 (Tabla 5.19), fue y sigue siendo mínima en comparación con los números que aportan las importaciones, que junto con la recuperación de chatarras marca las cifras de consumo aparente, siempre difícil de estimar debido a la gran incertidumbre sobre las cantidades recuperadas.

Debido al bajo volumen de producción de concentrado, el saldo entre exportaciones e importaciones es negativo, y con la apertura de algunos proyectos que están en desarrollo se lograría convertir este déficit en superávit.

-MINAS ARTESANALES

Actualmente en España no hay minería artesanal y toda la minería que se practica es de tipo convencional, es decir, con maquinaria, medidas de seguridad y una reglamentación específica. Sin embargo, no hace muchos años que ha existido minería artesanal de estaño, como es el caso de las explotaciones de Navasfrías y Robleda en la provincia de Salamanca, aunque hoy día estas explotaciones se encuentran sin actividad.

-ESCORIAS DE TA-NB

Muchos concentrados de estaño contienen tantalio. La presencia de este elemento puede ser consecuencia de una “deficiente” separación mineral efectuada por métodos gravimétricos/magnéticos, aunque también la propia casiterita puede presentar microinclusiones de Columbo-Tantalita e incluso puede que presente Ta elemental en su estructura cristalina. Esto ocurre, por ejemplo en España, en los concentrados minerales de la Mina de Penouta en Ourense y la Mina de Golpejas en Salamanca. Una forma de conseguir una separación de estos metales es mediante un proceso de fundición del concentrado mineral, obteniendo un fundido muy rico en Sn y un material refractario, escorias, rico en Ta y Nb. Estas escorias pueden ser procesadas mediante hidrometalurgia o procesos pirometalúrgicos para obtener el tantalio. Este proceso optimiza, pues, de un modo simplista, la obtención de estos metales en minas con altas reservas en estos elementos pero de leyes bajas.

5.2.6.4.2.PRODUCCIÓN SECUNDARIA

-INVENTARIOS

El almacenaje de tantalio se produjo en España a principios de los años 90 con el mineral que aún quedaba en las minas de Sn y Ta de España, debido sobre todo a las subidas del precio del tantalio, y por ello se exportó tantalio hasta el año 1995.

En el documento de análisis del tantalio del IGME de 1995 se hace referencia a esto, y en concreto a las reservas de la mina de Penouta, que había sido cerrada a mediados de los 80, y en la que seguía inventariada una gran producción a pesar de no estar operando.

-RECICLAJE DE TANTALIO DE RESIDUOS Y CHATARRAS

Los residuos y chatarras de tantalio, representan una parte importante de la oferta total en los últimos años.

En España la mayor exportación de Ta que se ha dado recientemente ha sido gracias al reciclaje de la chatarra que los consumidores finales devuelven.

5.3. ESTUDIO DE MERCADO DE LOS MINERALES INDUSTRIALES

5.3.1. FELDESPATO Y ARENAS FELDESPÁTICAS

Los feldespatos son una familia de minerales que comprende un grupo de aluminosilicatos relacionados entre sí, con distintas proporciones de potasio, sodio y calcio. Los principales usos del feldespato son la industria de fabricación del vidrio y la cerámica. En ambas aplicaciones, los minerales feldespáticos son usados principalmente como fuente de alúmina y sílice.

5.3.1.1. PANORAMA NACIONAL

5.3.1.1.1. PRODUCCIÓN MINERA. PERSPECTIVAS

La producción de materias primas feldespáticas reflejó un ligero descenso (Tabla 5.20), 20 %, con respecto al año 2011. La producción de arenas feldespáticas podría rondar las 150-200 kt/año.

Tabla 5.20. Producción Minera del Feldespato (Toneladas)					
Localización	2008	2009	2010	2011	2012
A. Minería del feldespato					
Segovia	350.588	375.602	425.296	408.051	359.743
Lugo	35.000	22.000	23.125	20.000	23.000
Gerona	60.000	24.154	18.868	21.098	20.000
Cáceres	44.858	36.256	36.100	25.650	49.000
Sevilla	67.000	34.000	36.000	37.500	27.000
Salamanca	23.818	9.455	21.560	12.000	2.500
B. Minería del caolín					
Guadalajara	48.500	24.950	60.000	45.000	30.205
Valencia	33.714	54.000	70.945	93.119	18.790
Cuenca	26.778	17.079	-	-	-
TOTAL	690.256	597.496	691.894	662.418	530.238

Tipologías

En España se benefician diferentes tipos de feldespatos, siendo el volumen de sus recursos y sus aplicaciones industriales diferentes. Los tipos producidos son fundamentalmente: potásicos, sódicos y mixtos, según refleja la tabla 5.21. Los potásicos (K Feld) con contenidos en $K_2O > 9\%$, representan el mayor porcentaje de la producción nacional y su destino es la industria del vidrio, los esmaltes y las fritas cerámicas. En los feldespatos sódicos se diferencian los albíticos (Na Feld) y los cuarzo-albíticos (Q+Na Feld) y su aplicación principal es la industria cerámica de pastas blancas. Por último, los feldespatos mixtos (K+Na Feld) representan el 7% de la producción total y su utilización se enfoca en la industria cerámica. Las arenas feldespáticas se están consumiendo preferentemente en pastas cerámicas.

Tabla 5.21. Tipos de feldespatos explotados en España y aplicación industrial				
POTÁSICOS (K/Na)>3	SÓDICOS (K/Na)<(1/3)		MIXTOS (1/3)<(K/Na)<3	OTROS
Feld K	Feld Na	Feld Na + Q	Feld K + Na	Feld Li
$K_2O > 9\%$	$SiO_2 > 68\%$ $Na_2O > 7\%$	$SiO_2 > 71\%$ $Na_2O > 7\%$	$K_2O = 4-6.5$ $K_2O/Na_2O = 1-2$	
Vidrio Cerámicas: Fritas y esmaltes	Pastas cerámicas blancas		Cerámica: Pasta Blanca y porcelana fina	Cerámica Aditivos
	Pavimentos y revestimientos	Porcelana sanitaria		



Figura 5.23 Producción de feldespatos en España

Los feldespatos potásicos (K Feld) actualmente se obtienen a partir del tratamiento de arenas eólicas feldespáticas, en detrimento de los yacimientos pegmatíticos que han experimentado una fuerte recesión. Su temperatura de fusión está entre los 1.250°C y 1.280°C

Los feldespatos albíticos (Na Feld) se obtienen a partir de depósitos de origen probablemente subvolcánico y los cuarzo-albíticos (Q+Na Feld) de masas aplíticas y diques cuarzo-feldespáticos. La albita funde a 1.130°C.

Los feldespatos mixtos (K+Na Feld) se obtienen a partir de yacimientos de diques pegmatíticos, aplíticos o cuarzo-feldespáticos. Existe un feldespato mixto, que además de potasio y sodio en proporciones similares, contiene óxido de litio y que ha sido denominado (Li Feld).

La producción nacional abastece parcialmente a la industria, exportándose pequeñas cantidades de feldespato cuarzo-albítico (Q+Na Feld) y feldespato potásico (K Feld) de

calidad. Sin embargo, la producción nacional no puede abastecer la demanda de la industria de pavimentos y revestimientos cerámicos de pasta blanca, siendo por ello necesario, pese al esfuerzo productor, importar mayoritariamente feldespatos sódicos (Na Feld).

En la tabla 5.22 se caracterizan las diferentes explotaciones españolas, indicándose su génesis, tamaño, y el tipo de feldespatos extraído.

Tabla 5.22. Diferentes explotaciones españolas por tipo de material

Provincia	Empresa	Mina	Genesis del Yacimiento	Tamaño	Tipo
Segovia	INCUSA SAMCA	El Carrascal Navas	arenas eólicas arenas eólicas	Grande Grande	K Feld. K Feld.
Lugo	BASAZURI S.L J.PERNAS	Quinta Silán	depósito volcánico diques pegmatíticos	Mediano Grande	Na Feld K+Na Feld
Gerona	LLANSÁ, S.A.	Carmina	diques cuarzo feldespáticos	Mediano	K+Na Feld (70-75%) Q+Na Feld (25-30%)
Sevilla	OSTALÉ	El Realejo	masa aplítica	Mediano	Q+Na Feld
Salamanca	DAMREC	Alberto I	dique pegmatítico	Pequeño	Li Feld
Cáceres	MINALCA	Alfa I	lhem granítico	Mediano	K Feld.

Empresas

Las empresas productoras son:

- La empresa Industrias del Cuarzo SA perteneciente al grupo francés Saint Gobain es líder mundial en la producción de feldespatos potásicos y especialista en la fabricación de diversas arenas de sílice. El yacimiento de arenas feldespáticas que explota INCUSA, está ubicado en Carrascal del Río, al este de la provincia de Segovia. Se trata de un yacimiento de arenas de origen eólico, procedentes de la meteorización y erosión de la Sierra de Guadarrama. Es un yacimiento cuyas características principales son la homogeneidad y

calidad de la sílice y del feldespato potásico. Por otro lado, cabe destacar que las reservas seguras son superiores a los 250 millones de toneladas.

- Arcillas y Feldespatos Río Pirón, SA. de la Sociedad Minera Catalano-Aragonesa, SA (SAMCA). Cuenta con planta de tratamiento cuya capacidad de producción es de 250 kt/año de feldespato y unas 200 kt de arenas feldespáticas.

- Llansá S.A., compañía líder en la producción de feldespatos para el mercado nacional, beneficia la mina Carmina, en Llansá (Gerona), muy cerca de la frontera con Francia. La capacidad conjunta de sus dos plantas de molienda es de 150 kt/a. La explotación produce feldespatos sódico-potásicos (4,3% K_2O , 4,8% Na_2O) y sódicos (6,8% Na_2O , 2% K_2O).

- Basazuri SL, ubicada en la localidad de Foz, es la principal productora de feldespato de Lugo. Explota el Grupo Minero Pozomouro, en Barreiros. La empresa extrae albita de un yacimiento de rocas albíticas interestratificadas en la Formación Cándana (Cámbrico inferior). El producto molido en su planta de Maneute-Foz (Lugo) se embarca en Ribadeo con destino a la industria cerámica nacional.

- La empresa Ostalé, produce feldespato compuestos por aluminosilicatos de sodio cuyos usos principales están destinados a la manufactura de porcelana vítrea y lozas para paredes y techos (además de sanitarios, porcelanas eléctricas y otras aplicaciones). La producción se realiza en Cazalla de Sierra, Sevilla.

- Minas de Alcántara SL (Minalca, SL), filial de Lignitos de Meirama, continúa explotando su yacimiento de feldespatos potásicos en los términos municipales de Acehuche y Ceclavín (Cáceres), cuyas características ya se han comentado en ediciones anteriores del Panorama. Las reservas evaluadas alcanzan los 3 Mt. La planta de tratamiento se encuentra en Acehuche (Cáceres).

5.3.1.1.2. RESERVAS Y RECURSOS NACIONALES

Las reservas económicas demostradas de feldespato son del orden de 40 Mt, de las cuales 2,5 Mt son de feldespatos sódicos y 37,5 Mt de feldespatos potásicos. Los recursos nacionales de feldespatos de todo tipo podrían evaluarse en 600 Mt. No existen datos sobre los recursos disponibles de arenas feldespáticas, pero es posible que España disponga de los mayores recursos del mundo.

La empresa Arcillas y Feldespatos Río Pirón, SA, indica unos recursos explotables de 50 Mt en su mina de Segovia. Como se ha mencionado, INCUSA cifra sus reservas en 250 Mt.

5.3.1.1.3. COMERCIO EXTERIOR

La importación de feldespatos disminuyó en 2012 tanto en tonelaje (6,7%) como en valor (2,2%), así como la exportación (11,9 y 7,6%, respectivamente) como se puede observar en la tabla 5.23. El déficit crónico de la balanza comercial de esta sustancia disminuyó un 1%, bajando a 23,632 M€ (tablas 5.24 y 5.25).

Como en años anteriores, las compras se efectuaron principalmente en Turquía (70,1%) e Italia (22,1%), más un 3,1% en Ucrania y 4,7% en otros 11 países. Las ventas estuvieron mucho más diversificadas, como se recoge en la figura 5.24; el concepto “otros” incluye a 26 países.



Figura 5.24 Exportación de feldespatos en el año 2012 en España (IGME, 2012)

Tabla 5.23. Comercio exterior de materias primas minerales de feldespatos (t y 10³ €)

Importaciones						
Minerales	2010		2011		2012p	
	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Feldespatos	857446,1	24477,9	993327,5	29579,5	926809,0	28912,3
Exportaciones						
Minerales	2010		2011		2012p	
	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Feldespatos	69336,7	5894,2	71940,3	5715,0	63368,9	5280,6

Fuente: Estadística del Comercio Exterior de España, Agencia Tributaria, Departamento de Aduanas e Impuestos Especiales p = provisional

Tabla 5.24. Balance de materias primas minerales sustancia : feldespatos (t de mineral)				
Año	Producción (t) Minera (P _i)*	Comercio Exterior		Consumo Aparente (t) (C=P _i +I-E)
		Importación (I)	Exportación (E)	
2000	478.260,00	583.420,00	57.217,00	1.004.463,00
2001	509.968,00	500.910,00	52.076,00	958.802,00
2002	548.964,00	602.761,00	79.557,00	1.072.168,00
2003	563.580,00	760.726,00	66.349,00	1.257.957,00
2004	552.507,00	955.039,00	71.993,00	1.435.553,00
2005	650.061,00	1.231.865,00	66.427,00	1.815.499,00
2006	674.912,00	1.426.281,00	77.348,00	2.023.845,00
2007	683.134,00	1.415.167,00	66.861,00	2.031.440,00
2008	690.256,00	1.410.937,00	76.876,00	2.024.317,00
2009	597.496,00	664.830,00	56.161,00	1.206.165,00
2010	691.894,00	857.446,00	69.337,00	1.480.003,00
2011	662.418,00	993.327,00	71.940,00	1.583.805,00
2012p	530.238,00	926.809,00	63.369,00	1.393.678,00

*Fuente: Estadística Minera de España p = provisional

Tabla 5.25. Dependencia económica y técnica				
Año	Saldo ** (10 ³ €)	Autosuficiencia primaria P _i /C	Dependencia técnica (I-E)/C	Dependencia económica I/(C+E)
2000	- 18211,50	47,6 %	52,4 %	54,9 %
2001	- 15549,00	52,2 %	46,8 %	49,5 %
2002	- 16904,30	51,2 %	48,8 %	52,3 %
2003	- 20331,70	44,8 %	55,2 %	57,4 %
2004	- 25658,00	38,5 %	61,5 %	63,3 %
2005	- 38673,20	35,8 %	64,2 %	65,4 %
2006	- 44601,80	33,3 %	66,7 %	67,9 %

2007	- 42484,50	33,6 %	66,4 %	67,4 %
2008	- 44970,80	34,1 %	65,9 %	67,1 %
2009	- 18491,10	49,5 %	50,5 %	52,7 %
2010	- 18 583,70	46,7 %	53,3 %	55,3 %
2011	- 23 864,50	41,8 %	58,2 %	60,0 %
2012p	- 23 631,70	38,0 %	61,9 %	63,6 %

**Fuente: Estadística del Comercio Exterior de España, Agencia Tributaria, Departamento de Aduanas e Impuestos Especiales*

5.3.1.1.4. ABASTECIMIENTO DE LA INDUSTRIA NACIONAL

El consumo aparente de feldespatos ha mostrado una tendencia claramente ascendente desde 1986 hasta 2007, año en que se inicia la crisis de la construcción en España. Pese a ello, gracias al potencial exportador del sector cerámico, parece que se va recuperando la tendencia ascendente. En 2012 se ha visto disminuida la demanda aparente así como la importación después de la subida de 2011, para alcanzar valores similares a los de 2004

En España, los principales sectores industriales demandantes de feldespatos han sido: el cerámico (52%), el vidrio (5,8%) y otros sectores (pinturas, plásticos, caucho) el 39,2% restante. El porcentaje destinado a exportación, según la Estadística Minera, es más bajo del real, un 3% del montante total, muy probablemente debido a que parte de la exportación aparezca como destinada a "cerámica", al ser ese su uso final.

5.3.1.2. PANORAMA MUNDIAL

El mercado de los feldespatos sigue sometido a la presión de una producción minera fuertemente marcada por parte de Italia y de Turquía, siendo Turquía el mayor productor

mundial de feldespato, de manera destacada, con un 31,7 % del total e Italia en un segundo puesto con un 18,6 %. La competencia entre Italia y Turquía se mantiene también en la sienita nefelínica (roca rica en feldespatoídes) en el sector del vidrio, siendo este principal demandante de feldespato junto con el de la cerámica. Estos dos consumidores representan el 85-90% de la demanda total de feldespatos, pero mientras en la UE la cerámica requiere el 70%, en EEUU es el vidrio el que consume alrededor del 70 %; el resto se utiliza en cargas para plásticos, pigmentos, caucho, selladores y adhesivos.

El incremento del reciclado de envases de vidrio, que disminuye la necesidad de fabricación de vidrio nuevo, junto a la competencia de otros productos como cartón, PVC, PET, etc., en el campo del envasado, son otros factores que afectan muy negativamente al crecimiento de la demanda de feldespatos.

La Asociación Europea de Productores de Feldespato (EUROFEL), creada por las principales empresas mineras de Italia, España, Francia, Alemania, Suecia, Finlandia y Portugal, ha tipificado las materias primas feldespáticas en tres categorías, en función de su contenido en álcalis y alúmina:

Arenas feldespáticas	álcalis < 6%	alúmina < 8%
Feldespato pegmatítico	álcalis > 6%	8% < alúmina < 14%
Feldespato	álcalis > 6%	alúmina > 14%

5.3.1.2.1. PRODUCCIÓN MINERA

La producción mundial de feldespato (tabla 5.26.), según el BGS, ha superado durante el año 2012 las 25.000 kt, lo que supone una subida del 4,7% con respecto al año anterior. Los datos globales estimados por el USGS indican una producción mundial inferior, de 22.700 kt.

Tabla 5.26. Producción minera mundial de feldespato (kt de mineral)

País	Año	2008	2009	2010	2011	2012
Italia (e)		4.727	4.700	4.700	4.700	4.700
Francia (e)		650	650	650	600	600
España		690	597	692	662	530
Polonia		599	446	514	538	487
Republica checa		488	431	388	407	445
Alemania		161	106	204(e)	218(e)	220(e)
Portugal		230	210	170	187	167
Bulgaria (e)		90	80	80	80	80
Finlandia		45	45	45	26	43
Suecia		22	18	22	30	27
Rumanía		23	14	6	4	4
Grecia		62	56	23	10	-
Reino Unido		0,4	--	--	--	-
Subtotal UE		7.787	7.353	7.494	7.462	7.303
Mexico		446	348	399	382	380
Brasil		122	115	276	333	300(e)
Argentina		220	214	217	216	200
Venezuela		97	100	58	100	100
Colombia (e)		100	85	85	85	85
Ecuador		60	60	60	60	60
Subt. Iberoamérica		1.045	922	1.095	1.176	1.125
Turquía		6.500	4.000	6.282	7.076	(e)8.000
China		2.400	2.400	2.400	2.400	2.400
Tailandia		671	719	642	1.041	1.100
India		534	497	546	661	998
Estados Unidos		680	550	670	650	(e)630
Japón (e)		700	700	650	650	600
Irán		502	634	652	577	(e)570
Malasia		457	410	455	380	483
Egipto		169	354	405	406	(e)400
Corea del Sur		344	623	497	384	360
Otros(1)		1.152	1.009	1.214	1.182	1.207
Total (redond.)		22.941	20.171	23.002	24.045	25.176

Fuentes: BGS (2013); (e): estimado; México: Camimex (2015); (1): incluye: Noruega, Rusia, Serbia-Montenegro, Macedonia, Ucrania, Argelia, Marruecos, Nigeria, Madagascar, Sudáfrica, Zimbabwe, Arabia Saudí, Jordania, Birmania, Pakistán, Filipinas, Sri Lanka, Vietnam y Australia

De forma contraria a lo ocurrido con la producción mundial de feldespatos (crece casi un 5 %), en la UE ha disminuido ligeramente su aportación, situándose un 2 % por debajo del año 2011.

Turquía e Italia siguen a la cabeza de la extracción de feldespato a nivel mundial mientras que China, en tercer lugar, mantiene su nivel de producción desde hace varios años. España se aleja de los niveles de producción que venía obteniendo, cercanos a las 700 kt, situándose en las 530 kt.

Hay que destacar el notable incremento de la obtención de feldespato de India, así como ya lo hizo Tailandia durante 2011, situándose en producciones en torno al millón de toneladas anuales de dicho mineral.

Mevior Co. SA, en Grecia, mayoritariamente propiedad de Ankerport, en la actualidad Sibelco Groupe MineralsPlus, explota depósitos pegmatíticos en el área de Karteres Thessaloniki. El 50% de la producción va al mercado doméstico y el resto se exporta a países de Europa.

Imerys Ceramics es una importante empresa, dedicada a la extracción de distintos minerales entre los cuales destaca el feldespato. La empresa está especializada principalmente en la manufacturación de cerámicas. Dicha compañía está presente en 23 países con unos 50 focos de producción, algunos de ellos en España, Turquía e India. Según los datos de la propia empresa, es la compañía líder en fabricación de cuerpos cerámicos y lozas sanitarias.

La producción de feldespato de Estados Unidos, en el año 2012, alcanzó un valor de unos 43 millones de dólares. Los tres principales productores representan alrededor de un 71% de la producción, junto con otras cuatro empresas que suministran el resto. Los estados productores fueron Carolina del Norte, Virginia, California, Idaho, Oklahoma,

Georgia, y Dakota del Sur, en orden descendente de tonelaje estimado (U.S. Geological Survey, 2014).

Sibelco Group, con más de 200 unidades de producción repartidas en 41 países de todo el mundo tiene en Canadá, con Unimin Canada, Ltd. una producción de sienita nefelínica para fabricación de vidrio y cerámica. Cuenta con dos plantas en su depósito de Blue Mountain (Ontario), con producciones en torno a las 685 kt/a. Se estima que el 70% de la producción se destina a la fabricación de vidrio, especialmente envases y fibra de vidrio. Un 15 % se emplea en aplicaciones cerámicas y el otro 15 % para pigmentos y selladores con aproximadamente una exportación del 60 % de su producción. La filial noruega de Sibelco, NORDIC a través de la compañía North Cape Minerals, produce unas 305 kt/a de sienita nefelínica en una mina subterránea en Stjernoya, destinando el 70 % a fabricación de vidrio, el 28 % a cerámica y el 2 % a selladores.

Cabe destacar que el crecimiento en el uso del feldespato, en azulejos, alfarería y derivados, en Estados Unidos y el oeste de Europa continuó siendo lento por la caída en la industria de la vivienda, algunos cierres de plantas y el incremento en las importaciones. El principal crecimiento se dio en China, México, Oriente Medio, Sudamérica y el sureste asiático.

5.3.1.2.2. LOS PRECIOS

En abril de 2009, Industrial Minerals dejó de publicar los precios de la mayor parte de los productos feldespáticos que venía referenciando hasta la fecha, subsistiendo solamente los del feldespato sódico turco fob Gulluk a granel <10 mm, y molido a 500 μ grado vidrio empaquetado, pero en febrero de 2012 inició la cotización de otros cuatro tipos (dos turcos, uno sudafricano y otro estadounidense). Los precios de todos ellos permanecieron inalterados a lo largo del año, en los niveles inicialmente establecidos (tabla 2.27.).

Tabla 5.27. Precios de productos feldespáticos

	2008	2009	2010	2011	2012
- EEUU, ex-works, \$/tc :					
• cerámico, Na, 170-200 μ , granel	60-75	60-75	–	–	–
• cerámico, K, 200 μ , granel	125	125	–	–	–
• vidrio, Na, 30 μ , granel	40-52	40-52	–	–	–
• vidrio, K, 80 μ , granel	85-90	85-90	–	–	–
• Na, cerámico, 170-200 μ , μ empaquetado ¹	–	–	–	–	150-180
- India, cerám. K, granel, fob, \$/t	25-27	25-27	–	–	–
- India, polvo 200 μ , fob, \$/t	70	7	–	–	–
- Sudáfrica, empaquetado, fob Durban, g					
• cerámico	112-165	112-	–	–	–
• micronizado	205	205	–	–	–
• < 38 μ , brillo >90 ¹	–	–	–	–	168
• crudo, < 10 mm, granel	22-23	22-23	22-23	22-23	22-23
• molido < 63 μ , empaquetado	75-80	75-80	–	–	–
• grado vidrio, < 500 μ , empaquetado	70	7	7	70	70
• flotado, < 150 μ , empaquetado ¹	–	–	–	–	53-55
• flotado. < 500 μ , granel ¹	–	–	–	–	38-40
▪USA, valor medio prod. vendible,	62	65	61	62	62

tc = tonelada corta; Fuentes: Industrial Minerals (2015); * USGS (2012); 1) empezó a cotizar en febrero 2012

5.3.2.MICA

5.3.2.1.PRODUCCIÓN MINERA NACIONAL. RESERVAS Y RECURSOS

Las micas, aunque figuran entre los minerales más abundantes de la naturaleza (3,8% del peso de corteza la terrestre) se suelen explotar junto con otros minerales, de los que tras su separación completa, rara vez se llega a alcanzar más de un 10 % de rendimiento en el proceso de extracción.

La producción nacional de mica se obtiene exclusivamente como coproducto de la minería del caolín, siendo los únicos productores Arcillas y Feldespatos Río Pirón, SA., en Zamora y Caolines de Vimianzo, SAU (CAVISA, sociedad anónima unipersonal, cuyo único socio es la italiana Veneta Mineraria Kreas S.r.l.), en La Coruña.

La producción nacional de mica en los últimos años se puede observar en la tabla 5.28:

Tabla 5.28. Producción nacional de mica en lo últimos años (t)					
Empresa	2008	2009	2010	2011	2012
Caolines de Vimianzo, SA	2.424	2.081	2.628	2.194	2.245
Arcillas y Feldespatos Río Pirón, SA	1.830	1.574	1.406	1.415	1.273
TOTAL	4.254	3.655	4.034	3.609	3.518

**Fuente: Ministerio de Industria, Energía y Turismo (2013)*

5.3.2.2.COMERCIO EXTERIOR

La importación de mica y sus manufacturas disminuyó en 2012 un 26,2% en mica contenida y 3,4% en valor respecto al año anterior, registrando descenso en peso del 33,9% en minerales (-10,1% en mica en bruto, -37,9% en polvo) y aumento del 13,1% en manufacturas. La exportación también decreció, un 6,4% en contenido y 14,7% en valor,

con recortes del 6% en minerales (mica bruta, -2,1%; en polvo, -9,1%) y del 14,7% en manufacturas (cuadro Mica-I). El déficit crónico de la balanza comercial de estos productos subió un 4,6%, ascendiendo a 3530 k€ (cuadro Mica-II), de los que 132,1 correspondieron a los minerales y 3 397,9 a sus manufacturas.

La partida importadora (tabla 5.29.) más valiosa fue la constituida por la mica manufacturada, con el 82,2% del valor total, correspondiendo a la mica en polvo el 11,9% y el 5,9% a la bruta. El mineral bruto procedió de China (93,2 t), Reino Unido (80 t), Francia (24,1 t) y 5 países más (1,7 t en conjunto), y la mica en polvo, sobre todo de Francia (37,9%), Alemania (15,5%), Bélgica (15,1%), Austria (10,3%) y Noruega (6%). La mica trabajada se adquirió principalmente en China (25,2%), Austria (24,5%), Suiza (18,1%), Bélgica (11,9%), Alemania (7%) y R. Checa (6,8%).

La exportación se compuso (tabla 5.30), en valor, de un 41,8% de minerales (en bruto, 20,4%; polvo, 21,3%; desperdicios, 0,1%) y 58,2% de manufacturas. La mica en bruto se destinó mayoritariamente a Reino Unido (934,7 t), Italia (396,6 t), Francia (216,5 t), Portugal (128,2 t) y China (114,8 t), y la mica en polvo, sobre todo a Reino Unido (1 488,5 t) e Italia (285,5 t); las manufacturas se dirigieron a Brasil (42,1%), Suiza (28,9%), Portugal (4,7%), Argentina (4,6%) y otros 25 países (19,7%) .

Tabla 5.29. Importaciones de materias primas minerales de mica (t y 10³€)

Minerales	2010		2011		2012p	
	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Mica en bruto o exfol	103,40	112,00	221,30	291,60	199,00	330,90
Mica en polvo	1.063,00	782,00	1.316,80	844,10	817,70	662,80
Desperdicios de mica	16,50	9,50	<0,10	0,00	-	-
Total	1.182,90	903,50	1.538,10	1.136,60	1.016,70	993,70
Mica trabajada						
Placas, hojas y bandas	304,40	2.647,00	264,00	3.071,60	318,60	3.105,00
Las demás manufact.	92,60	1.622,60	124,60	1.584,10	95,30	1.493,30
Total		4.269,60		4.655,70		4.598,30
TOTAL	1.556,30	5.173,10	1.904,00	5.792,30	1.405,70	5.592,00

*Fuente: Ministerio de Economía y Competitividad (2015), Agencia Tributaria (2015); p=provisional.

Tabla 5.30. Exportaciones de materias primas minerales de mica (t y 10³€)

Minerales	2010		2011		2012p	
	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Mica en bruto o exfol	1.339,40	275,00	1.846,00	446,00	1.825,60	421,70
Mica en polvo	2.269,30	449,20	2.192,60	393,30	1.992,70	438,40
Desperdicios de mica	-	-	8,80	2,60	2,00	1,50
Total	3.608,70	724,20	4.065,40	841,90	3.820,30	861,60
Mica trabajada						
Placas, hojas y bandas	46,10	950,40	96,50	1.389,20	60,20	1.092,90
Las demás manufact.	37,40	226,00	15,80	185,70	29,90	107,50
Total		1.176,40		1.574,90		1.200,40
TOTAL	3.687,00	1.900,60	4.171,00	2.416,80	3.905,00	2.062,00

*Fuente: Ministerio de Economía y Competitividad (2015), Agencia Tributaria (2015); p=provisional.

Tabla 5.31.a. Balance de materias primas minerales de mica (t)				
Año	Producción (t) Minera (P _i)*	Comercio Exterior (t)		Consumo Aparente (t) (C=P _i +I-E)
		Importación(I)	Exportación(E)	
2001	3.233	1.402	1.918	2.717
2002	4.924	5.990	2.113	8.801
2003	5.467	2.435	4.043	3.859
2004	4.599	2.041	3.098	3.542
2005	4.043	2.183	2.612	3.614
2006	4.653	1.811	4.503	1.961
2007	5.569	2.508	3.648	4.429
2008	4.254	1.533	2.778	3.009
2009	3.655	1.853	2.223	3.285
2010	4.034	1.556	3.687	1.903
2011	3.609	1.904	4.171	1.342
2012p	3.518	1.406	3.905	1.019

Fuente: Ministerio de Industria, Economía y Turismo (2013)

Tabla 5.31.b Balance de Materias primas minerales de mica (t)				
Año	Valor del Saldo (10 ³ €)	Autosuficiencia primaria P _i /C	Dependencia técnica (I-E)/C	Dependencia económica I/(C+E)
2001	-2.573,000	>100%	-	30,2%
2002	-2.647,333	55,9%	44,1%	54,9%
2003	-2.645,073	>100%	-	30,8%
2004	-3.634,000	>100%	-	30,7%
2005	-3.658,400	>100%	-	35,1%
2006	-4.710,700	>100%	-	28,0%
2007	-8.380,400	>100%	-	31,0%
2008	-6.999,100	>100%	-	26,5%
2009	-4.234,900	>100%	-	33,6%
2010	-3.272,500	>100%	-	27,8%
2011	-3.375,500	>100%	-	34,5%
2012p	-3.530,000	>100%	-	28,5%

**Hasta 2000, contravalor en € del saldo en PTA corrientes al cambio fijo de 166,386 PTA/€

5.3.2.3. ABASTECIMIENTO DE LA INDUSTRIA NACIONAL

La demanda aparente de mica siguió en el año 2012 la tendencia emprendida en 2010, quedando en sólo 1 kt, pero en una sustancia en la que buena parte de la producción es objeto de exportación, la influencia de la variación anual de los stocks puede alterar considerablemente la estimación del consumo.

Tomando como valor para cada año la media de la demanda aparente de los tres últimos años, a fin de minimizar dicha influencia, se obtienen las cifras de 1,42 kt para 2012; 2,2 kt para 2011 y 2,74 kt para 2010.

5.3.2.4. PANORAMA MUNDIAL

Las micas se dividen en micas blancas y negras. Las primeras, entre las que se destaca la moscovita, son ricas en álcalis (óxidos, hidróxidos y carbonatos de los metales alcalinos), las segundas, cuyo principal representante es la biotita, abundan en hierro y magnesio. Además de la moscovita, que contiene potasio y aluminio, las micas más importantes son: la flogopita, que contiene potasio y magnesio; la lepidolita, que contiene litio y aluminio; la margarita, que contiene calcio y aluminio; la biotita, que contiene potasio, magnesio y hierro.

5.3.2.5. TIPOS Y USOS DE LA MICA

La terminología norteamericana cataloga la mica en dos grandes grupos: "sheet" y "scrap and flake". La primera (hoja, lámina) alude a trozos exfoliables relativamente grandes, que se comercializan en bloque (espesor mínimo de lámina 0,18 mm, área mínima de 6,45 cm²), delgado (espesor de 0,05 a 0,18 mm), film (0,002-0,18 mm) y desintegrado (espesor máximo de 0,03 mm, área mínima de 4,83 cm²). Por "scrap" se entiende todo el material que, por su tamaño y calidad, no puede ser utilizado como laminar, y comprende tanto la mica extraída como mineral único de pegmatitas como la obtenida en la minería de mica en bloque (mine scrap), en el procesado de los bloques (bench scrap) y los recortes y

residuos de la elaboración de productos acabados (factory scrap); por consiguiente, no debe confundirse el término con la acepción corriente de scrap como chatarra o producto desechado después de su uso. La mica "flake" (escamas) es también "scrap", pero el vocablo se restringe al mineral procedente de esquistos u obtenido como coproducto de la explotación de feldespato, caolín o minerales de litio. Tanto "scrap" como "flake" se consumen molidas a diversas granulometrías, incluso micronizadas.

Usualmente, la molienda se hace en seco, pero una pequeña parte se muele en húmedo, proceso mucho más costoso (1.000 \$/t frente a 180 \$/t), pero que preserva el lustre y el brillo de las partículas de mica, siendo destinada a determinadas pinturas para automóviles y en la industria cosmética.

Según la forma en que finalmente se procese, la mica se destinará a diferentes usos, destacando, entre otros:

-Hoja de Mica: ventanas para microondas, condensadores, transistores, tarjetas potenciométricas y resistencias, guiado de misiles, láseres de helio-neón, filtros ópticos especiales, diafragmas para máquinas de oxígeno y respiración, instrumentos ópticos, y reguladores térmicos.

-Mica armada: sirve como sustituto de la hoja de mica natural cuando la principal propiedad que se requiere es la capacidad aislante. placas moldeadas, flexibles o de alta temperatura, papel especial, sedas, linos, fibras de vidrio, o plástico.

-Mica molida en húmedo: debido a sus propiedades de lustre, deslizamiento y brillo, se emplea en papel para paredes y revestimientos, pigmentos nacarados, caucho, pintura para exteriores y de aluminio, selladores plásticos.

-Mica molida en seco: lodos para perforación, electrodos de soldaduras, fabricación de cemento, cobertura de terminación de techos, mejoramiento de tejas y bloques, ladrillos

de hormigón prefabricado, como extendedor y carga en ciertas texturas y pinturas para carreteras.

-Mica micronizada: perforación con aceite, nieve artificial, plásticos, metal templado, absorbente en explosivos, desinfectantes, pinturas, productos de caucho, papel.

-Mica laminar: equipos eléctricos y electrónicos, cementos adhesivos, pinturas, electricidad, caucho, techados, electrodos de soldadura y lodos de perforación.

5.3.2.6. PRODUCCIÓN MINERA

En cuanto al valor total de la producción mundial, se observa en la siguiente tabla 5.32, que existe una notable diferencia entre las 2 fuentes utilizadas. Estas variaciones se deben principalmente a lo siguiente:

- La estimación del aporte de producción de mica de China por parte del BGS, que es de 149.000 t, refleja una enorme diferencia con respecto al USGS que estima una cantidad que supera las 750.000 t, lo cual repercute notablemente en la producción mundial.

- También influye, aunque en menor medida, la falta de concordancia en cuanto a la estimación de la mica extraída por Rusia. Según los datos estadounidenses, la producción de mica rusa se eleva a las 100.000 t, 10 veces más que el valor recogido por el BGS.

La producción mundial apenas se incrementó un 1,9% respecto al 2011, según el BGS, y permaneció estancada según el USGS.

Tabla 5.32. Producción minera mundial de mica (t de mineral)						
País	Año	2008	2009	2010	2011	2012
Francia		20.000	18.000	19.000	19.000	18.000
Finlandia		10.706	7.855	13.809	12.896	12.112
España		4.254	3.655	4.034	3.609	3.518
Subtotal UE		34.960	29.510	36.843	35.505	33.630
Argentina		8.790	8.668	9.638	10.226	10.000
Brasil		4.000	4.379	4.709	6.193	6.000
México		5.000	5.000	160	-	160
Subt. Iberoamérica		17.790	18.047	14.507	16.419	16.160
China		139.000	91.000	126.000	132.000	149.000
Estados Unidos		84.000	50.000	53.000	50.000	47.500
Corea del Sur		49.474	27.078	36.486	31.260	25.594
Canadá		17.000	15.000	15.500	17.000	16.000
Rusia		10.000	9.000	9.000	9.000	9.000
Taiwán		3.179	557	-	1.455	6.844
Turquía		8.392	4.172	4.500	4.500	4.500
Malasia		5.593	4.324	4.415	4.244	3.966
Irán		1.510	6.797	2.860	2.900	3.000
Sri Lanka		2.364	2.347	2.095	2.927	2.200
India		1.462	1.061	1.333	1.807	1.315
Madagascar		1.233	358	947	1.165	1.200
Total (red.) BGS		377.000	261.000	308.000	311.000	317.000
Total (red.) USGS		1.200.000	1.060.000	1.110.000	1.110.000	1.110.000

Fuentes: BGS (2012); USGS (2012); Ministerio de Industria, Energía y Turismo (2013).

En Suecia destaca la empresa Luossavaara-Kiirunavaara (LKAB), fundada en 1890 y propiedad del estado desde 1959, con sede corporativa en Luleå, y cuyos principales centros de producción se emplazan en Kiruna y Malmberget, cerca de Gällivare. El mineral es parcialmente tratado in-situ y se transporta por tren de carga a Malmbana, Narvik o Luleå, en función del destino final.

En China, Hebei Taihe Group continúa la explotación de la mina de Lubaishan (la mayor mina de mica de China) produciendo mica molida y polvo de mica. La mina está localizada en Lingshou, provincia de Hebei. La cantidad extraída anualmente es de unas

100 000 toneladas; Hebei Nighe Trading Co., Ltd es la compañía que de forma exclusiva, se encarga de la venta de la mica proveniente de dicha mina.

En Estados Unidos, se abastece con la producción de mica a industrias como la aeroespacial, médica, óptica, además de servir en aplicaciones para defensa. En el mercado estadounidense, en 2012, produjeron mica laminar 8 empresas en 4 estados, con Dakota del Sur como mayor productor. Estas 8 compañías cuentan con 9 plantas de molienda repartidas por 3 estados, de ellas, 6 son en seco y 3 por vía húmeda.

5.3.2.7. LOS PRECIOS

En las tablas 5.33.a y 5.33.b se han recogido los precios de referencia de Industrial Minerals para algunas calidades y procedencias, y los del mercado norteamericano según el USGS. A lo largo de 2012, *IM* no registró variación alguna en los niveles de precios establecidos en 2008-2009.

Tabla 5.33. Variación de precios de 2008 a 2012

	2008	2009	2010	2011	2012
India, molida en seco, fob, \$/t	200-430	200-430 ¹	-	-	-
India, molida en húmedo, cif Europa, \$/t	542-958	600-900	600-900	600-900	600-900
India, micronizada, 325, cif Europa, \$/t	300-545	300-545 ¹	-	-	-
India, desperd. verde, fob Madras, \$/t	-	300-400 ²	300-400	300-400	300-400
EEUU, fot planta, molida en seco, \$/t	300-400	300-400 ¹	-	-	-
EEUU, fot planta, molida en húmedo, \$/t	700-1300	700-1300	700-1300	700-1300	700-1300
EEUU, fot planta, micronizada, \$/t	700-1000	700-1000	700-1000	700-1000	700-1000
EEUU, fot planta, escamas, \$/t	350-500	350-500	350-500	350-500	350-500

Fuente: Industrial Minerals (2015); 1) Dejó de publicarse en abril 2) Empezó a publicarse en abril

En el mercado interior norteamericano, en 2012 se movieron al alza los precios medios de todos los productos considerados, con incrementos en media anual del 2,6% en la moscovita laminar en bloque, 3,1% en la desintegrada (splitting), 7,5% en la mica en polvo molida en húmedo, 1,4% en la molida en seco y 2,5% en los desperdicios y escamas.

	2008	2009	2010	2011	2012
Laminar, moscovita, en bloque, \$/kg	122	121	130	152	156
Laminar, moscovita, desintegrada, \$/kg	1,53	1,66	1,53	1,63	1,68
Polvo, molida en húmedo, \$/t	651	651	651	651	700
Polvo, molida en seco, \$/t	251	284	285	281	285
Desperdicios y escamas, \$/t	120	128	137	122	125

Fuente: USGS (2013).

5.3.3. SÍLICE (INDUSTRIAL)

5.3.3.1. PRODUCCIÓN MINERA NACIONAL. RESERVAS Y RECURSOS

El presente capítulo está dedicado a la sílice para usos industriales. Junto con el cuarzo, incluye otros materiales predominantemente silíceos, parte de cuya producción es utilizada por su contenido en SiO₂.

En la actualidad, la sílice es utilizada en numerosos procesos industriales: como abrasivo, desecante en forma de gel, constituyente del hormigón, fertilizantes, aislantes, fabricación de cerámicas y ladrillos, refractarios, además de estar presente en diversas técnicas de fundición y obtención de aleaciones. Por otro lado, el silicio es indispensable en la fabricación de vidrio (botellas, ventanas, etc.), catéteres, implantes, lentes de contacto, encendedores (silex), fibra óptica (cables de comunicación).

El uso del silicio se encuentra en constante evolución, tanto por las posibilidades que ofrece en el campo de la electrónica (según se le añadan más o menos impurezas a un compuesto fabricado con él, variará su conductividad), como en la industria fotovoltaica al ser el silicio cristalino el compuesto más usado en la fabricación de celdas solares.

En la tabla 5.34 se recoge la evolución de la producción nacional de sílice de uso industrial:

Producto \ Año	2008	2009	2010	2011	2012
Cuarzo	958.087,00	789.327,00	1.113.605,00	1.105.980,00	1.011.271,00
Arenas Silíceas	3.644.261,00	2.521.467,00	2.587.006,00	2.621.974,00	2.353.288,00
TOTAL	3.602.348,00	3.310.794,00	3.700.611,00	3.727.954,00	3.546.559,00

Fuente: Ministerio de Industria, Energía y Turismo (2013)

La obtención de los datos de arena silícea se hace a partir de las Tablas de Sectorización de la Estadística Minera, en las que figuran los diferentes destinos de la producción vendida, teniendo sólo en consideración aquellos que se destinaron a usos cerámicos e industriales. Es importante tenerlo en cuenta, ya que la producción vendible que aparece en las Tablas de Extracción de la citada Estadística, no siempre coincide con la producción finalmente vendida y sólo a partir de esta es posible discriminar los destinos finales de los minerales.

Durante el año 2012, la producción de materiales silíceos ha descendido ligeramente con respecto al año anterior (-4,9%). El 35,5% de estos materiales provienen de la extracción de cuarzo, que dentro de este grupo, es el mineral de más valor. El resto corresponde a las arenas silíceas. En este último ejercicio se han destinado 155 137 t de arena y grava a agricultura y jardinería, que no se han incluido en la tabla, y sigue sin figurar producción de cuarcita para dichos usos.

Cuarzo

En lo que al cuarzo se refiere, las empresas que mayor producción de este mineral han aportado son las siguientes:

Cuarzos Industriales, SA, creada en 1963 y perteneciente al grupo FerroAtlántica desde el año 1996, se dedica a la extracción de cuarzo metalúrgico en Galicia. Las dos minas sobre las que opera esta compañía en la actualidad son la mina Sonia y la mina Esmeralda, ambas situadas en La Coruña. En la mina Sonia, con capacidad de producción de 150000 t/año de mineral, el arranque se realiza mediante perforación seguida de voladura con explosivos. Por su parte, la mina Esmeralda cuenta con una capacidad anual de 50000 t de cuarzo metalúrgico; los minerales extraídos se procesan en la planta que la empresa tiene en Cabaleiros.

Sílices La Cuesta, SL, trabaja las minas La Cuesta, en Salas, y Kopelia, en Parres, respectivamente, ambas en Asturias. Obtienen una producción muy apta para la industria del vidrio al tener un alto porcentaje de sílice.

La mina de San Antonio, en Cantabria, que en 2011 llegó a producir 141797 toneladas de cuarzo, ha cesado su producción en 2012.



Figura 5.25 Producción de cuarzo por Comunidades Autónomas (Datos según IGME 2012)

Arenas silíceas

La principal empresa productora de arenas silíceas que opera en España es SIBELCO HISPANIA. Desde sus 11 centros de actividad, el grupo produce y comercializa 3.300kt de arena silícea (no toda de uso industrial), además de 200kt de harina silícea.

Otros productores menores son:

- Arenas Industriales de Montorio SA (Montorio, Burgos).

- ASIROSA, en la localidad gaditana de San José del Valle, en la Finca “La Arenosa” explota arenas silíceas de origen aluvial. El 99,6% de sus terrenos lo constituyen granos redondeados de arena silícea.

- Sílices Gilarranz cuenta en la actualidad con dos plantas de transformación de sílice, situadas en los términos municipales de Prádena y Arcones (Segovia); dispone de una pequeña planta de micronizado, con una capacidad de 59 kt/a y su producción va fundamentalmente destinada a Cristalería Española, aunque también produce arenas para chorreo, filtros y campos de deportes, al producir granulometrías que van desde 0,1 hasta los 10 mm.

- Gómez de Vallejo con planta en Segovia y producción de 30 kt de arenas lavadas, clasificadas para filtros, chorreo, morteros etc.

Hay además diversas explotaciones pequeñas en Galicia, Asturias, Cantabria, Vizcaya, Cuenca, Valencia y Gerona, entre otras, que completan el resto de producción de arenas silíceas de España.

En explotaciones de caolines, en 2012, se han obtenido como coproducto 720 kt de arenas silíceas, lo que supone un gran descenso, -16,4 %, con respecto al 2011. Castilla - La Mancha ha aportado casi un 48,7 % del total, mientras que Valencia ha alcanzado el 27,3 % y por último Galicia el 23,9%. El principal descenso de la producción derivada del caolín se

debe a que las explotaciones de caolín de Aragón no han obtenido arenas silíceas en el presente ejercicio, en tanto que en 2011 produjo el 16 % de las arenas silíceas con dicho origen.

CAOBAR que explota caolines en Poveda de la Sierra, (Guadalajara), es titular de derechos mineros que abarcan un total de 8 970 hectáreas de las que más de 95% son para explotación de mineral de caolín y cuarzo. La mayoría de las reservas se encuentran agrupadas en el entorno del Alto Tajo, al sur de Guadalajara y al norte de la provincia de Cuenca. La planta que tiene la empresa cuenta con una capacidad de tratamiento de 500 000 t anuales de mineral.

KAOSA, S.A. (Villar del Arzobispo, Valencia) estima que sus derechos mineros contienen unas reservas de 120 Mt de mineral repartidas en sus 600 hectareas. Sus explotaciones mineras tienen una capacidad de producción de 1 400 t diarias total.

En la actualidad, la recuperación de arenas silíceas como coproducto de feldespatos procede exclusivamente de Segovia, obteniendo la producción Industrias del Cuarzo, SA, perteneciente a Saint-Gobain (concesiones Carrascal-Navalita-Eficacia, en Burgomillodo, Carrascal del Río), que asegura tener unas reservas superiores a los 250 millones de toneladas y SAMCA a través de Arcillas y Feldespatos Río Pirón en la localidad de Navas de Oro.

La producción de arenas silíceas a partir de areniscas se viene destinando en los últimos años a usos no industriales.

Una aplicación que se inició en 1990 es el uso de la sílice en la elaboración de superficies para encimeras, placas, baldosas, etc. En este sector destaca la empresa almeriense Cosentino S.A. que continúa su expansión internacional dentro del mercado de los manufacturados de sílice "silestone".

También, con el que denominan “cuarzo tecnológico” abastece el mercado la empresa Mármoles Compac S.A, con sede en Gandía (Valencia), del grupo empresarial Silicalia. Silicalia S.L, cuenta con tres permisos de investigación para la futura explotación de cuarzo en Yecla de Yeltes, Pereruela y Mesas de Ibor.

5.3.3.2.COMERCIO EXTERIOR

Los intercambios comerciales de materias primas minerales de silicio incluyen el cuarzo y las arenas silíceas, que constituyen la mayor parte del tonelaje objeto de transacción, y el dióxido de calidad química, el carborundo (carburo de silicio), ferrosilicios y otras ferrosilicoaleaciones (FeSiMn, FeSiCr, FeSiMg) y silicio elemental, que acaparan la mayor parte del coste por el gran valor añadido que conllevan.

La balanza comercial de estas sustancias nos es crónicamente desfavorable, siendo exportadores netos de cuarzo, FeSiMn y silicio metal, e importadores netos de arenas silíceas, dióxido, carborundo, ferrosilicio, FeSiCr y FeSiMg (cuadro Si-I).

En 2012 las importaciones disminuyeron un 22% en Si contenido y 2,4% en valor respecto a 2011, con incrementos en contenido en cuarzo (8,7%), dióxido (19,7%) y ferrosilicoaleaciones (2,4%), y descensos en arenas silíceas (-48,6%), carborundo (-31,5%), FeSi (-12,6%) y silicio metal (-0,7%). Las exportaciones también decrecieron en Si contenido (-3,5%), pero su valor subió un 2,6%, experimentando fuertes subidas en peso en dióxido (40,6%), carborundo (13,4%) y ferrosilicio (50,7%), y recortes en arenas silíceas (-7,5%), cuarzo (-8,2%), ferrosilicoaleaciones (-1,9%) y silicio metal (-12,4%). El déficit de la balanza comercial conjunta descendió un 22,7%, bajando a 25,610 M€.

En la tabla 5.35. puede verse la composición porcentual según productos de las importaciones realizadas en 2012, tanto en metal contenido como en valor, con la salvedad de que el correspondiente a las importaciones de FeSiMn y FeSiCr se ha incluido íntegramente en los balances de manganeso y cromo.

Elemento	Si contenido	Valor
Dióxido	21,00	48,80
Ferrosilicio	11,20	20,40
Silicio metal	8,30	14,20
Cuarzo	17,20	4,80
Carborundo	2,40	4,50
Arenas Silíceas	32,30	4,30
Ferrosilicoaleaciones	7,60	3,00
TOTAL	100,00	100,00

Fuente: IGME (2012).

Las arenas silíceas se adquirieron en Bélgica (55,3%), Francia (15,7%), Portugal (13%), Alemania (7,6%) y otros 22 países (8,4%), efectuándose las compras de cuarzo preferentemente en Turquía (72,9%) y Brasil (17,5%), más un 2,8% en Alemania y 6,8% en 17 países más. Finalmente, los gráficos adjuntos reproducen la estructura porcentual de las importaciones realizadas en 2012 de dióxido, de ferrosilicios (en su mayoría integradas por la calidad con ley en Si comprendida entre 55% y 80%) y de silicio metal; el epígrafe “otros” incluye a 27 países en el primero, 18 en los segundos y 12 en el tercero.

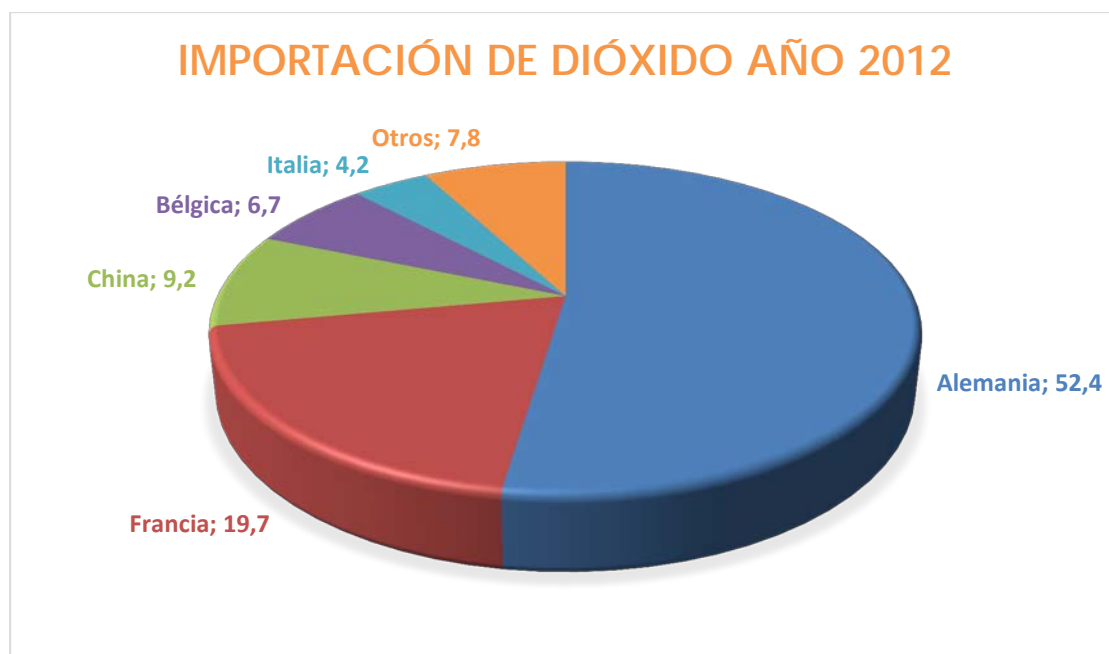


Figura 5.26 Importación de dióxido en el año 2012 en España según IGME (2012).

IMPORTACIÓN DE FERROSILICIO AÑO 2012

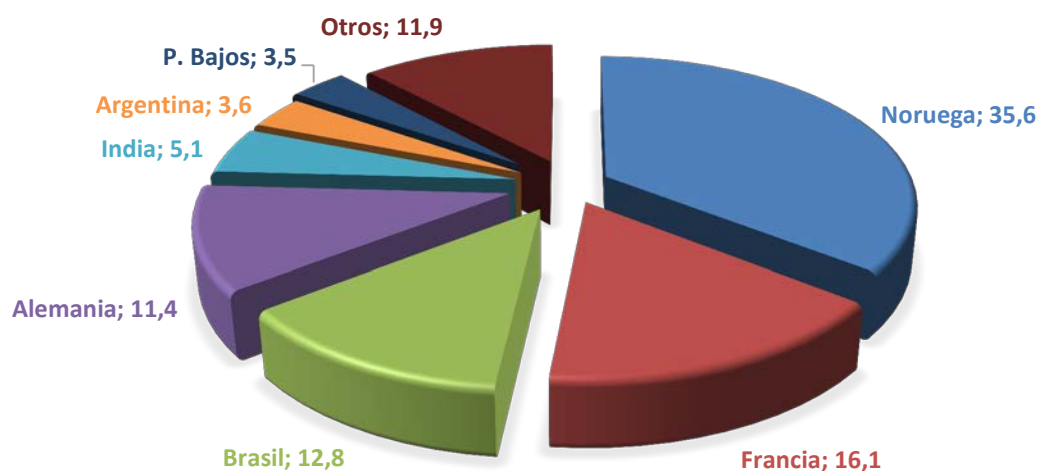


Figura 5.27 Importación de ferrosilicio en el año 2012 en España según IGME (2012).

IMPORTACIÓN DE SILICIO METAL AÑO 2012

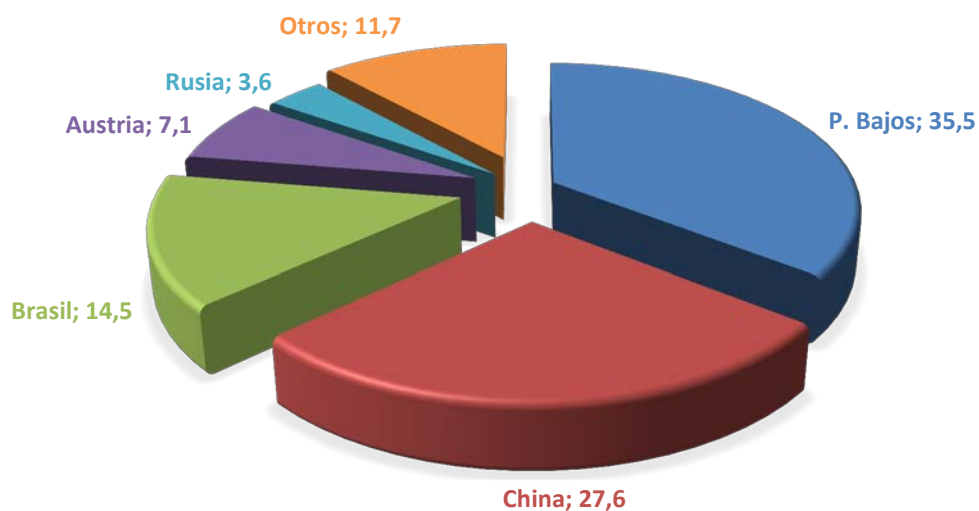


Figura 5.28 Importación de ferrosilicio en el año 2012 en España (IGME 2012).

La estructura de las exportaciones fue la figurada en el cuadro siguiente, con la misma salvedad apuntada para las importaciones. La tabla 5.36 y las figuras 5.29 y 5.30 se recoge la distribución porcentual por países de destino del valor de las exportaciones de dióxido y ferrosilicio; el concepto “otros” incluye a 61 países en el primero y 7 en el segundo. Las ventas externas de cuarzo se efectuaron mayoritariamente en Noruega (48,3%), Venezuela (23,1%), Francia (21,3%) e Islandia (2,8%); las de arenas silíceas, principalmente en Venezuela (53,3%), Portugal (20,9%), Francia (11,4%) y Marruecos (5,3%), y las de silicio metal, en Reino Unido (57,5%), Alemania (14,4%), Francia (8,6%), Italia (7,2%), EEUU (4,9%), Eslovaquia (2,9%) y 10 países más (4,5%).

Tabla 5.36. Estructura de las exportaciones año 2012		
Elemento	Si contenido	Valor
Silicio metal	5,7	30,7
Dióxido	8,4	24,3
Ferrosilicios	4,0	17,5
Cuarzo	48,9	12,5
Arenas Silíceas	28,1	7,9
Carborundo	1,1	6,1
Ferrisilicoaleaciones	3,8	1,0
TOTAL	100,0	100,0

Fuente: IGME (2012).

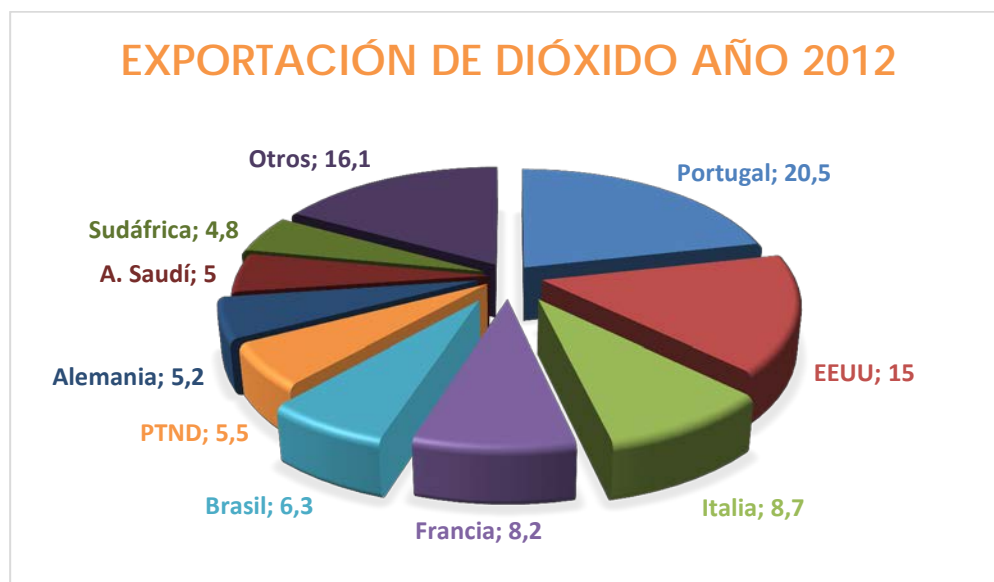


Figura 5.29 Exportación de dióxido en el año 2012 en España (IGME, 2012).

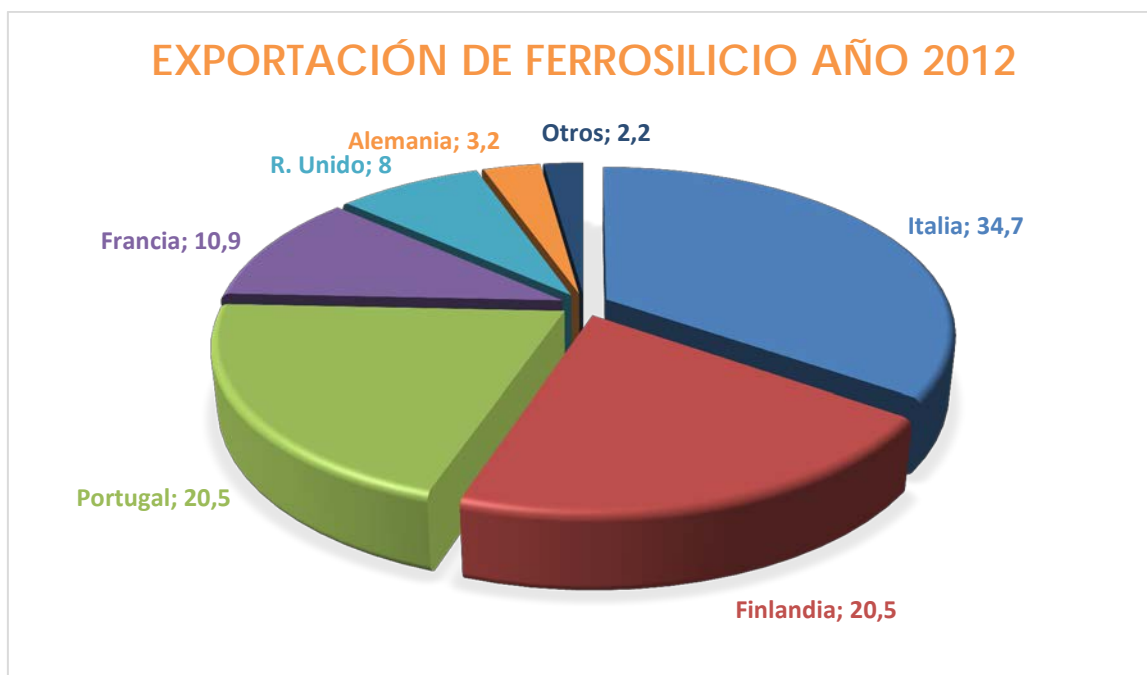


Figura 5.30 Exportación de ferrosilicio en el año 2012 en España (IGME, 2012).

Tabla 5.37. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: importaciones (t y 10³€)

Productos	2010		2011		2012p	
	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Minerales						
Concentrados de Cuarzo	4.080,60	5.665,00	49.238,10	6.560,00	53.524,70	8.056,50
Arenas Silíceas	174.110,40	12.422,80	195.078,40	9.785,30	100.352,40	7.080,60
Total		18.087,80		16.345,30		15.137,10
Óxidos y sales						
Dóxido de silicio	35.932,00	43.034,30	54.294,80	61.968,20	64.992,30	80.862,80
Ferroal. Pr. Interm.						
Carborundo	9.187,30	10.738,20	7.980,60	11.147,80	5.463,20	7.501,90
Ferrosilicio	26.426,60	33.687,70	29.932,70	43.389,70	28.149,20	33.830,70

Tabla 5.37. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: importaciones (t y 10³€)

Productos	2010		2011		2012p	
Ferrosilicoaleaciones*	43.903,20	2.501,00	44.365,60	4.239,20	46.316,60	4.936,60
Total		46.926,90		58.776,70		46.269,20
Elemento Bruto	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Si bruto >99,99%	518,50	10.974,60	1.196,60	9.030,90	831,40	1.670,00
Si bruto, los demás	8.040,60	14.444,70	10.985,50	23.681,60	11.742,20	21.843,80
Total	8.559,10	25.419,30	12.182,10	32.712,50	12.573,60	23.513,80
TOTAL		133.468,30		169.802,70		165.782,90

Fuente: IGME (2012).

Tabla 5.38. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: exportaciones (t y 10³€)

Productos	2010		2011		2012p	
Minerales	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Concentrados de Cuarzo	468.100,00	16.643,40	437.145,90	17.363,90	401.440,20	17.559,50
Arenas Silíceas	57.734,70	2.465,00	232.665,30	6.092,40	215.124,60	11.120,40
Total		19.108,40		23.456,30		28.679,90
Óxidos y sales	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Dóxido de silicio	43.077,50	26.107,30	46.991,80	28.145,60	66.055,90	34.016,00
Ferroal. Pr. Interm.	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Carborundo	5.704,20	6.716,30	5.121,10	7.036,90	5.809,20	8.547,50
Ferrosilicio	12.874,30	16.894,00	13.410,60	19.957,90	20.235,50	24.605,20
Ferrosilicoaleaciones*	58.893,10	1.061,30	67.815,20	1.098,80	66.670,00	1.278,80

Total		24.671,60		28.093,60		34.431,50
Elemento Bruto	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor	Cantidad	Valor
Si bruto >99,99%	47,00	317,40	47,80	97,40	4,20	16,70
Si bruto, los demas	18.415,60	37.471,50	23.339,80	56.886,50	20.685,90	43.029,20
Total	18.462,60	37.788,90	23.387,60	56.983,90	20.690,10	43.045,90
TOTAL	107.676,20		136.679,40		140.173,30	

Fuente: Ministerio de Economía y Competitividad (2015), Agencia tributaria (2015). Especiales p=provisional.

El valor de FeSiMn y FeSiCr se ha consignado íntegramente en los balances de Mn y Cr, respectivamente.

Tabla 5.39. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: importaciones (t Si contenido)					
Productos	2008	2009	2010	2011	2012p
Minerales					
Cuarzo y arenas silíceas	99870,00	74018,00	99645,00	113607,00	71553,00
Óxidos y sales					
Dióxido	20651,00	16824,00	16744,00	25301,00	30286,00
Ferroal y prod. Int					
Carborundo	5840,00	3983,00	5972,00	5187,00	3551,00
Ferosilicio	19038,00	17748,00	16772,00	18569,00	16219,00
Ferrosilicoaleaciones	17852,00	10700,00	9659,00	10707,00	10960,00
Total	42730,00	32431,00	32403,00	34463,00	30730,00
Metal bruto					
Silicio en bruto	8815,00	9433,00	8 478,00	12 071,00	11986,00
TOTAL	172.066,00	132.706,00	157.270,00	185.442,00	144.555,00

Fuente: IGME (2012).

Tabla 5.40. Comercio exterior de materias primas minerales de sílice: exportaciones (t Si contenido)					
Productos	2008	2009	2010	2011	2012p
Minerales					
Cuarzo y arenas síliceas	175708,00	134854,00	228424,00	295901,00	272408,00
Óxidos y sales					
Dióxido	23806,00	11572,00	19385,00	21146,00	29725,00
Ferroal y prod. Int					
Carborundo	2818,00	2145,00	3708,00	3328,00	3776,00
Ferosilicio	6480,00	4110,00	8926,00	9333,00	14070,00
Ferrosilicoaleaciones	7038,00	5278,00	11997,00	13769,00	13505,00
Total	16336,00	11533,00	24631,00	26430,00	31351,00
Metal bruto					
Silicio en bruto	15848,00	5515,00	18278,00	23153,00	20277,00
TOTAL	231698,00	163474,00	290718,00	366630,00	353761,00

Fuente: IGME (2012).

Tabla 5.41a. Balance de materias primas minerales de sílice (t Si contenido)				
Año	Producción (t) Minera (P _i)*	Comercio Exterior (t)		Consumo Aparente (t) (C=P _i +I-E)
		Importación(I)	Exportación(E)	
2001	3987061,00	88753,00	345136,00	3730678,00
2002	3900874,00	100139,00	303005,00	3698008,00
2003	4080227,00	129786,00	286429,00	3923584,00
2004	3762862,00	152126,00	340895,00	3574093,00

2005	4430560,00	144703,00	331924,00	4243339,00
2006	4343174,00	156966,00	270223,00	4229917,00
2007	3739825,00	195648,00	224666,00	3710807,00
2008	3218529,00	172066,00	231698,00	3158897,00
2009	2208954,00	132706,00	163474,00	2178186,00
2010	2134940,00	157270,00	290718,00	2001492,00
2011	2388457,00	185442,00	366630,00	2207269,00
2012p	1864300,00	144555,00	353761,00	1655094,00

*Cuarzo, arenas silíceas, arenas y gravas, arenisca y cuarcita para usos industriales. Fuente: Ministerio de Industria, Energía y Turismo (2013)

Tabla 5.41b. Balance de materias primas minerales de sílice (t)

Año	Valor del Saldo (10 ³ €)	Autosuficiencia primaria P _i /C	Dependencia técnica (I-E)/C	Dependencia económica I/(C+E)
2001	- 34378,000	>100%	>100%	2,2%
2002	- 26546,583	>100%	>100%	2,5%
2003	- 39121,724	>100%	>100%	3,1%
2004	- 50992,000	>100%	>100%	3,9%
2005	- 37196,900	>100%	>100%	3,2%
2006	- 63448,900	>100%	>100%	3,5%
2007	- 73790,900	>100%	>100%	5,0%
2008	- 48503,700	>100%	>100%	5,1%
2009	- 64953,000	>100%	>100%	5,7%
2010	- 25792,100	>100%	>100%	6,9%
2011	- 33123,300	>100%	>100%	7,2%
2012p	- 25609,600	>100%	>100%	7,2%

Fuente: Ministerio de Industria, Energía y Turismo (2013).

5.3.3.3. ABASTECIMIENTO DE LA INDUSTRIA NACIONAL

En base a los datos obtenidos en la tabla 5.41.a y 5.41.b del comercio exterior, podemos apreciar que la autosuficiencia en lo que a minerales se refiere sigue siendo total, pero el saldo comercial sigue siendo negativo. Ello se debe al mayor volumen y valor de las importaciones de productos intermedios y de Si en bruto. El nivel de producción parece ir recuperándose ligeramente y las exportaciones han crecido lo que permite que el déficit se esté reduciendo en los últimos ejercicios.

5.3.3.4. PANORAMA MUNDIAL

La producción mundial de sílice industrial (cuarzo y arenas cuarcíferas, arenas silíceas y gravas) aumentó hasta los 138 Mt durante el año 2011 (USGS, 2011), lo que supone un incremento de más del 14% con respecto al año anterior. Sin embargo, dicha fuente no recoge la producción de la antigua URSS (países bálticos exceptuados), ni la de China, Corea del Norte, Irak y otros. En la tabla 5.42. se han reproducido los datos ofrecidos por el USGS para los principales productores, y los calculados en este panorama para España.

Tabla 5.42. Producción minera mundial de sílice industrial (kt)					
País \ Año	2007	2008	2009	2010	2011
Italia	14 000,00	14 000,00	19 759,00	19 800,00	19 800,00
Alemania	8 382,00	8 186,00	6 453,00	7 000,00	7 700,00
Francia	5 000,00	5 000,00	5 000,00	5 000,00	5 000,00
España	5 081,00	4 600,00	3 311,00	3 700,00	3 728,00
R. Unido	4 909,00	4 777,00	3 755,00	3760,00	3 760,00
Letonia	4 285,00	2 223,00	1 339,00	1359,00	1 360,00
Finlandia	2 958,00	3 160,00	3 160,00	2250,00	2 250,00
Polonia	2 268,00	2398,00	2 731,00	2730,00	2 460,00

Tabla 5.42. Producción minera mundial de sílice industrial (kt)

País \ Año	2007	2008	2009	2010	2011
Austria	1 915,00	2 175,00	1 170,00	939,00	1 500,00
Bélgica	1 800,00	1 800,00	1 800,00	1 800,00	1 800,00
República Checa	850,00	702,00	1364,00	1400,00	1350,00
Suecia	700,00	700,00	700,00	700,00	700,00
Eslovaquia	591,00	619,00	502,00	500,00	500,00
Bulgaria	551,00	734,00	657,00	660,00	660,00
Rumania	520,00	520,00	520,00	520,00	520,00
Hungría	337,00	320,00	196,00	180,00	200,00
Grecia	100,00	65,00	38,00	38,00	38,00
Dinamarca	60,00	60,00	60,00	60,00	60,00
Lituania	45,00	38,00	42,00	67,00	67,00
Irlanda	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00
Portugal	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00
Holanda	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00
Subtotal UE	54708,00	55325,00	54238,00	53788,00	53468,00
México	2950,00	2779,00	2484,00	2480,00	2570,00
Chile	1234,00	1401,00	1405,00	1400,00	1237,00
Venezuela	500,00	500,00	500,00	500,00	500,00
Perú	900,00	900,00	900,00	900,00	900,00
Argentina	457,00	473,00	364,00	400,00	425,00
Ecuador	36,00	36,00	36,00	-	-
Cuba	21,00	29,00	16,00	16,00	16,00
Paraguay	25,00	25,00	25,00	25,00	26,00
Brasil	2,00	2,00	2,00	2,00	2,00
Guatemala	68,00	65,00	36,00	62,00	62,00

Tabla 5.42. Producción minera mundial de sílice industrial (kt)					
País \ Año	2007	2008	2009	2010	2011
Subt. Iberoamér.	5719,00	5935,00	6172,00	5785,00	5738,00
Estados Unidos	30100,00	30400,00	24600,00	29900,00	43700,00
Australia	5300,00	5300,00	5200,00	5300,00	5600,00
Sudáfrica	3252,00	3648,00	2306,00	2910,00	2900,00
Japón	4134,00	3664,00	3856,00	3078,00	2900,00
Irán	2000,00	2000,00	1500,00	1500,00	1200,00
Canadá	1987,00	1979,00	1296,00	1171,00	1431,00
Noruega	1500,00	1500,00	1500,00	1500,00	1200,00
Turquía	4998,00	2423,00	4499,00	4000,00	5000,00
India	1600,00	1700,00	1700,00	1800,00	1800,00
Gambia	712,00	1065,00	850,00	897,00	1200,00
Thailandia	844,00	496,00	500,00	500,00	500,00
Total (redond.)	128000,00	123000,00	114000,00	121000,00	138000,00

Fuente: USGS (2011)

Los principales productores europeos se encuentran asociados en “The European Association of Industrial Silica Producers” (<http://www.eurosil.eu>). SCR-Sibelco NV (Bélgica) produce el mineral en sus más de 277 focos de producción correspondientes a sus empresas filiales, y que están repartidas en 38 países de todo el mundo. Las menas que utiliza para su obtención son, principalmente, cuarzo, cristobalita y arenas silíceas.

El holding Quarzwerke Gruppe (Alemania), continúa con sus planes de expansión con proyectos como el de la modernización de su planta de arenas silíceas y procesamiento de cuarzo situada en la región de Murajewnja a 260 km de Moscú (Rusia).

En Reino Unido, SAMSA (Silica and Moulding Sands Association) agrupa a las principales compañías productoras del mineral: Hanson Aggregates, Bathgate Silica Sand Limited y Tarmac Limited. Según lo publicado por SAMSA, únicamente el 10 % del material explotado se destina a la fabricación de cristal.

El Gruppo Minerali Maffei engloba 10 compañías con 15 focos de producción, 13 en Italia y las demás en India y Brasil.

5.3.3.5.LOS PRECIOS

Según la revista Industrial Minerals, en 2012 los precios de los productos referenciados por la misma permanecieron dentro de las bandas de fluctuación fijadas para ellos en 2010.

En la tabla 5.43 se recoge la evolución de las medias anuales de estos productos desde 2008, incluyendo a título comparativo la de los precios medios de arenas y gravas industriales, ferrosilicio y silicio metal en el mercado interior norteamericano, según el USGS. En este, las arenas y gravas industriales se depreciaron moderadamente en 2012 (-2,1%) respecto al valor medio en el año anterior, el precio del ferrosilicio 75% Si bajó el 9,8%, el 9,9% el del ferrosilicio 50% Si y el 17,7% el del silicio metal de grado metalúrgico.

Tabla 5.43. Evolución de las medias de precios en los últimos años					
	2008	2009	2010	2011	2012
Arena fundición, seca, a granel, ex-works, £/t	15,5-16,5	15,5-16,5 ¹	-	-	-
Arena para vidrio, silex, ex-works, £/t	15-17	15-17 ¹	-	-	-
EEUU, arena fundición seca, ex-works, \$/t	14-40	14-40 ¹	-	-	-
Aren. sílicea <20 µ brillo >92, fob Durban, \$/t	-	295 ¹	295	295	295
EEUU, arena vidrio, contened. ex-works, \$/t	-	14-26 ¹	17,5-26	20-26	20-26
EEUU, arenas y gravas	30,82	34,25	35,60	45,76	44,78

Tabla 5.43. Evolución de las medias de precios en los últimos años					
	2008	2009	2010	2011	2012
industriales, \$/t *					
Carburo Si, 99%, negro, grado 1, €/t cif RU	1642-2042	1700-2100	1867-2100	1900-2100	1900-2100
Carburo Si, 99%, negro, €/t cif RU	1412-1667	1500-1717	1500-1658	1500-1650	1500-1650
Carburo Si, 99%, negro, refractario, min. 98% SiC, €/t	1433-1683	1283-1750	1425-1800	1500-1800	1500-1800
Carburo Si, 99%, negro, id. , mín. 95 % SiC, €/t	1332-1417	1283-1483	1283-1442	1350-1450	1350-1450
EEUU, ferrosilicio, 50% Si, US ctv/lb Si cont. *	116	76,9	109	111	100
EEUU, ferrosilicio 75% Si, US ctv/lb Si cont. *	109	68,9	97,2	102	92
EEUU, silicio metal, US ctv/lb Si *	162	116	140	158	130

En la tabla 5.44. se han calculado los valores medios de las importaciones y exportaciones nacionales de cuarzo y de arenas silíceas.

Tabla 5.44. Valores medios de las importaciones y exportaciones nacionales de cuarzo y de arenas silíceas					
	2008	2009	2010	2011	2012 _p
Importación cuarzo €/t	125,31	165,11	140,99	133,23	150,52
Importación arenas silíceas €/t	75,66	79,81	71,35	50,16	70,56
Exportación cuarzo €/t	32,99	38,42	35,55	39,72	43,74
Exportación arenas silíceas €/t	33,05	54,09	42,69	26,18	51,69

5.3.4. CARACTERÍSTICAS DE LOS PRODUCTOS OBTENIDOS

Las propiedades físicas y químicas de los productos obtenidos se pueden considerar como mínimas, ya que los ensayos se realizaron para disponer de una estimación cualitativa y cuantitativa de los minerales que se podrían obtener, sin embargo una investigación más exhaustiva nos permitirá mejorar las características físico-químicas de mica, feldespato y cuarzo.

Con objeto de poder evaluar la calidad de los productos obtenidos, en las tablas que siguen mostramos sus valores al lado de los de productos que están siendo consumidos por los diferentes mercados.

5.3.4.1. MICA

La tabla 5.45. muestra que se podría producir una mica de características incluso mejores que la mica de un productor nacional. Hay que recordar que sus características ópticas pueden mejorar después de separación magnética y desde el punto de vista granulométrico es superior para algunas aplicaciones.

Tabla 5.45. Características mica Strategic vs. mica nacional			
Propiedad analizada	Mica de	Mica de Strategic	Producto
Análisis químico	Strategic Balsa	Mina	comercial nacional
SiO ₂	49.8	50,4	48.5
Al ₂ O ₃	33.4	33,6	33.5
Fe ₂ O ₃	2.3	2,02	2.5
MgO	0.4	0,08	0.5
CaO	0.02	0,04	0.1
K ₂ O	8.1	7,1	8.0
Na ₂ O	0.6	1,5	0.4
TiO ₂	0.3	0,1	
P.F.	5.0	5,1	6.5
Granulometría			
+ 500 µm	5	0,2	4
+ 250 µm	33	8	19
+ 150 µm	38	34	27
+ 106 µm	14	21	20
+ 74 µm	6	17	16
+ 53 µm	3	15	14
- 53 µm	1	5	10

5.3.4.2.FELDESPATO

La tabla 5.46. muestra que se pueden obtener feldespatos con un contenido en alcalinos similares a otros feldespatos que se están comercializando. Debemos recordar que el feldespato de Strategic es susceptible de mejorar sus características de manera sustancial. Esta afirmación se sustenta por un lado en que se puede mejorar el proceso de molienda previo a la flotación, generando menos finos lo que repercutirá en la flotación y por otra lado en que el feldespato no ha sido tratado con separación magnética de alta intensidad, lo que afecta al contenido de óxidos férricos y al contenido de biotita.

Tabla 5.46. Características feldespato Strategic vs. feldespato Nacional					
Propiedad analizada	Feldespato Strategic	Feldespato Strategic	Feldespato de Strategic	Producto comercial nacional 1	Producto comercial nacional 2
Análisis químico	Balsa	Balsa	Mina		
SiO ₂	67.9	65.3	71,6	69.5	
Al ₂ O ₃	19.7	20.1	18,6	16.8	
Fe ₂ O ₃	0.3	0.34	0,2	0.09	0.13
MgO	0.08	0.08	0,04	0.03	
CaO	0.03	0.12	0,04	0.3	
K ₂ O	9.1	9.2	4,3	11	10.6
Na ₂ O	1.8	3.8	4,2	1.85	2.4
TiO ₂	0.1	0.14	0,1	0.02	0.01
P.F.	1	1	1,05	0.45	
Granulometría					
+ 500 μm	2		0,1	2	
+ 250 μm	34	20	8	43	
+ 150 μm	36	38	26	35	
+ 106 μm	17	25	26	15	
+ 74 μm	8	15	27	4	
+ 53 μm	3	2	12	1	
- 53 μm	0.3	0.2	2		

Arena feldespática

Tabla 5.47. Características arena feldespática Strategic vs. arena feldespática nacional

Propiedad analizada	Arena feldespática de Strategic	Producto comercial nacional
Análisis químico		
SiO ₂	91.6	92
Al ₂ O ₃	4.4	4
Fe ₂ O ₃	0.19	0.07
MgO	0.14	0.03
CaO	0.08	0.15
K ₂ O	2.15	2.9
Na ₂ O	0.92	0.5
TiO ₂	0.13	0.02
P.F.	0.49	0.35

P.F.: Pérdida al fuego.

5.3.4.3. CUARZO

La tabla 5.48. evidencia la capacidad de producir mediante flotación un cuarzo de alta calidad que puede competir con los cuarzos que se están vendiendo actualmente.

Debemos recordar, una vez más, que la muestra de Strategic no ha pasado por separación magnética lo que significa que es susceptible de ser mejorada notablemente. Mediante procesos de clasificación o molienda se puede ajustar la granulometría a los diferentes usos del cuarzo.

Tabla 5.48. Características cuarzo Strategic vs. cuarzo nacional			
Propiedad analizada	Cuarzo de Strategic Balsa	Cuarzo de Strategic Mina	Producto comercial nacional
Análisis químico			
SiO ₂	97.8	97,6	95.6
Al ₂ O ₃	0.77	1	2.41
Fe ₂ O ₃	0.05	0,04	0.08
MgO	0.08	0,04	0.02
CaO	0.04	0,04	0.09
K ₂ O	0.7	1,2	1.49
Na ₂ O	0.16	0,16	0.28
TiO ₂	0.1	0,1	0.04
P.F.	0.2	0,24	0.2
Granulometría			
+ 500 μm	6	5	5
+ 250 μm	53	39	55
+ 150 μm	28	33	32
+ 106 μm	9	13	5
+ 74 μm	3	7	2
+ 53 μm	1	2	1
- 53 μm	0.2	0,3	

5.3.5. USO DE LOS PRODUCTOS OBTENIDOS

5.3.5.1. MICA

La mica moscovita es un producto que tiene un amplio campo de usos. Según su elaboración se pueden producir varios grados de micas para aplicar en sectores tales como los de plástico, caucho, adhesivos y sellantes, recubrimientos, paneles de yeso, compuestos para juntas, insonorización, electrodos de soldadura, pinturas para fundición, polvo de extintores, pastillas de frenos y decorativos.

En algunos de estos sectores se podrá aplicar el producto que sale directamente de la flotación mientras que en otros será necesario un algún tipo de elaboración como puede ser la molienda para conseguir una granulometría mucho más fina.

5.3.5.2.FELDESPATO

El feldespatos es usado ampliamente en las industrias de la cerámica y del vidrio que consumen grandes cantidades.

En la industria del vidrio se usa molido a 20 mallas para la fabricación de recipientes tales como botellas, vasos, etc. molido a 40 mallas se usa en la fabricación de vidrio plano

En cerámica se usa en la producción de fritas y esmaltes, de pastas cerámicas para uso en pavimentos y revestimientos, así como en la de pastas sanitarias.

Para cerámica generalmente se muele a 200 mallas ó a 100 mallas.

La función fundamental de los feldespatos en las pastas cerámicas es la de rebajar el punto de fusión.

5.3.5.3. CUARZO

Las principales aplicaciones del cuarzo son la industria del vidrio, cerámica, arenas de moldeo en la fundición, abrasivos, filtrado y hormigones especiales.

Otras aplicaciones del cuarzo son en la industria de pinturas, plásticos, caucho, sellantes y pegamentos. También en la fabricación de productos químicos como el silicato sódico, la gel de sílice y los silanos.

En la industria metalúrgica para la producción de silicio metal y ferrosilicio.

6. RECURSOS, MODELIZACIÓN, EVALUACIÓN Y PLANIFICACIÓN

6. RECURSOS, MODELIZACIÓN, EVALUACIÓN Y PLANIFICACIÓN MINERA

6.1. MODELIZACIÓN Y CÁLCULO DE RECURSOS

6.1.1. INTRODUCCIÓN

Una vez que el yacimiento ha sido estudiado geológicamente en detalle, se ha desarrollado un modelo conceptual que permita el comienzo de la planificación minera tanto de la sección B, como la optimización de la futura corta de la sección C. Conviene también resaltar que este modelo conceptual contempla las distintas pruebas y comprobaciones mineralúrgicas y metalúrgicas conducentes a optimizar los mejores concentrados vendibles de los distintos minerales obtenidos.

Para desarrollar la planificación minera de la sección B se procedió a la modelización de la distribución de los elementos de interés en las balsas y escombreras. Para ello se ha integrado la información topográfica, con la de concentraciones y recursos obtenida mediante la realización de calicatas, perforaciones (Fig. 6.1) y los posteriores resultados analíticos del laboratorio.

Por su parte, para la Sección C se ha realizado, en primer lugar, una modelización clásica del depósito sobre papel, para poder realizar la integración de la interpretación tanto de los datos geológicos tomados, como empleando además, los datos geoquímicos de Sn, Nb y Ta (Fig. 6.2). Este trabajo previo, ha permitido interpretar las relaciones geológicas existentes entre los diferentes sondeos realizados a partir de los distintos cortes geológicos. El modelo geológico fue tratado posteriormente de manera digital empleando el software Geovia Surpac™ (Fig. 6.3), corroborando las interpretaciones de la modelización clásica en papel.

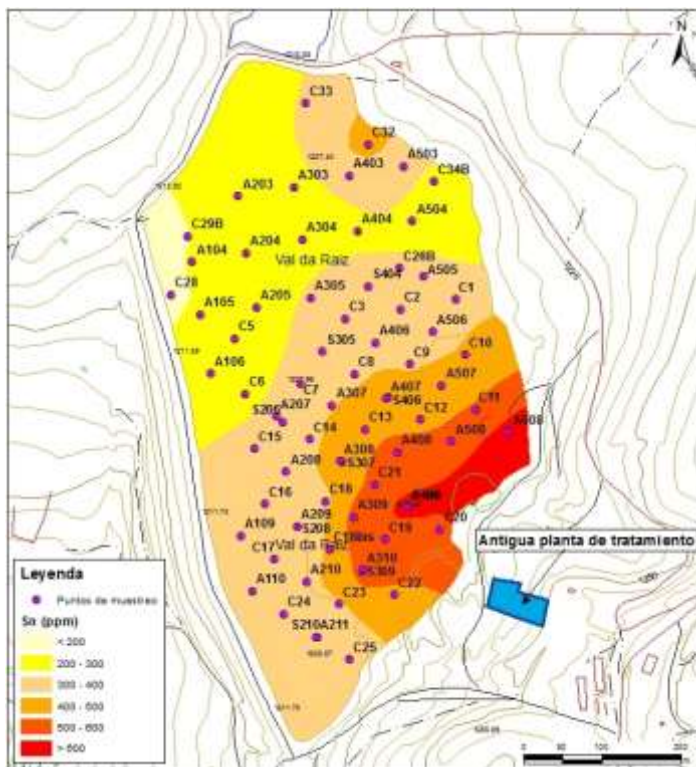


Figura 6.1. Ejemplo de modelización de la balsa grande para el contenido en Sn.

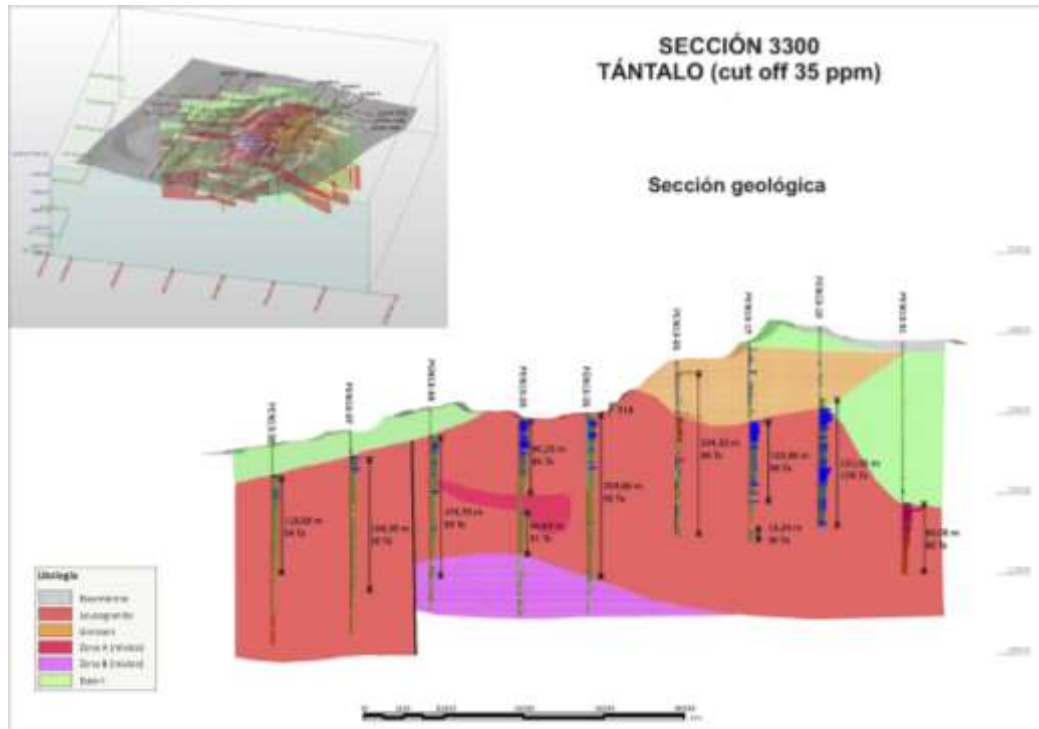


Figura 6.2. Ejemplo de sección tipo mostrando la geología del depósito.

Este software proporciona una fácil gestión de los datos de perforaciones y de las muestras tomadas para realizar la modelización geológica. Posteriormente se utilizaron las herramientas integradas en el propio software para realizar el análisis geo-estadístico, con el fin de definir el modelo de bloques, empleado a continuación para la planificación minera, donde se definen los factores condicionantes, tales como la ley mínima de corte, las restricciones financieras y la estabilidad del terreno.

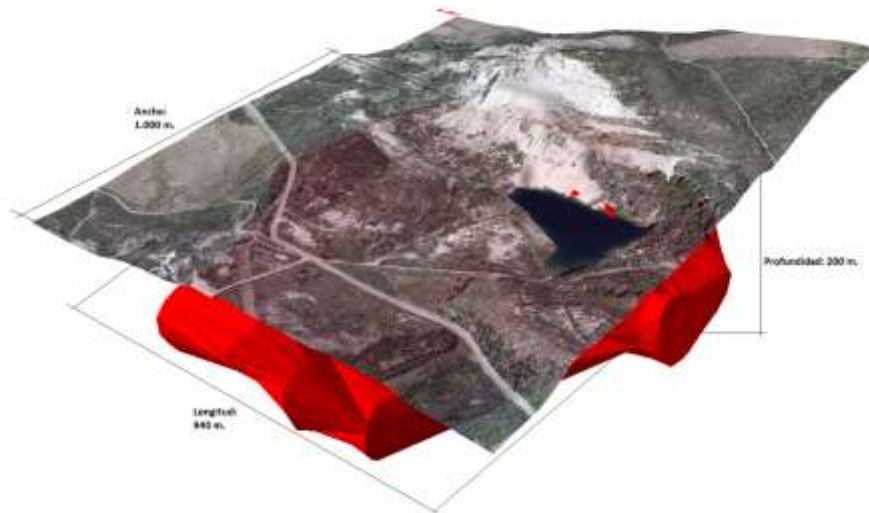


Figura 6.3. Representación 3D y dimensiones del cuerpo leucogranítico mineralizado.

La mineralización del yacimiento de Penouta se concentra principalmente en el leucogranito y en las zonas greisenizadas. El leucogranito (representado en rojo en la Fig. 6.3.) se caracteriza por tener una mineralización diseminada de columbo-tantalita y casiterita, la cual disminuye de forma gradual en profundidad. En el leucogranito también se pueden beneficiar minerales industriales como la albita (feldespato sódico), el cuarzo, la mica blanca y el caolín.

6.1.2. CÁLCULO Y CLASIFICACIÓN DE RECURSOS

La clasificación del recurso está basada en la distribución de Sn y Ta en el yacimiento (dejando el Nb como elemento secundario) siguiendo las mejores prácticas definidas por los códigos internacionales.

En la práctica minera los recursos geológicos se deben establecer de acuerdo a dos criterios básicos:

1. El criterio físico o de incertidumbre geológica, llamada fiabilidad geológica.

2. El criterio económico o de rentabilidad de la explotación minera, llamada fiabilidad económica.

Así, se pueden diferenciar los conceptos de recursos y reservas. Los recursos pueden asociarse a la idea geológica de su existencia física, y las reservas a la parte de esos recursos que pueden explotarse de manera rentable en un momento determinado.

Los recursos identificados se pueden clasificar en inferidos, indicados o medidos, según aumente el conocimiento geológico del yacimiento. Para que estos recursos se clasifiquen como reservas, el grado de certidumbre geológica tiene que ser muy alto y se deben considerar otros factores como los económicos, sociales, mineros, metalúrgicos, gubernamentales, etc. (Fig. 6.4).

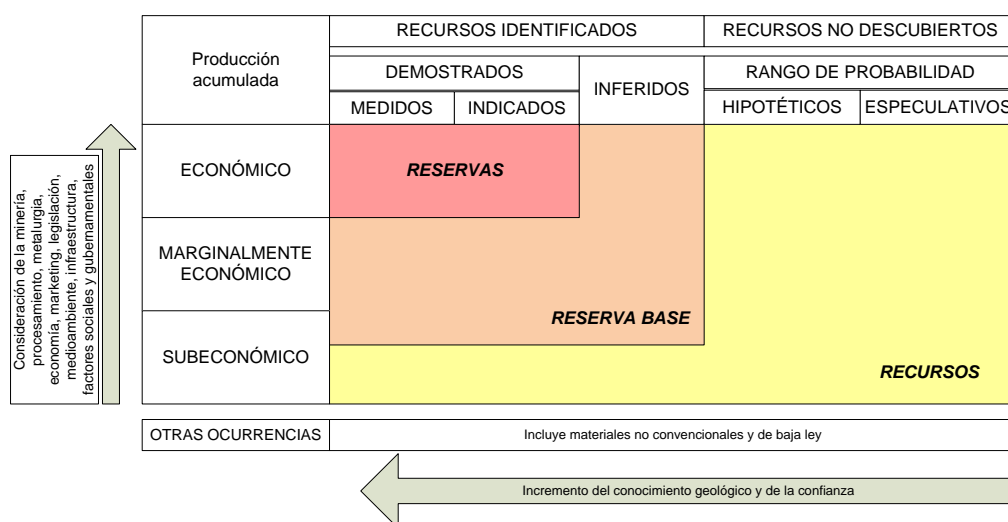


Figura 6.4. Clasificación de recursos y reservas según Oyarzun (2011).

6.1.3. CERTIFICACIÓN DE RECURSOS MEDIANTE NI 43-101.

Las estimaciones de recursos para este estudio han sido certificadas mediante informes técnicos basados en la normativa canadiense NI 43-101 (*National Instrument 43-101*) de "Canadian Securities Administrators" denominado "Normas de Divulgación de los Proyectos Mineros" (*Standard of Disclosure of Minerals Projects*).

Esta normativa indica la forma de presentar la información de concesiones mineras para indicar la veracidad de los datos aportados, de tal forma que no puedan ser manipulados. Los informes técnicos presentados bajo la norma NI 43-101 deben estar realizados por una persona independiente, denominada “persona cualificada”, que debe cumplir unos requisitos de experiencia y conocimientos, y los datos y análisis de muestras deben llevar un control de calidad. La clasificación de recursos se realiza de acuerdo a lo indicado en la Fig. 6.4.

Para el Estudio Penouta se han realizado 2 informes NI 43-101:

- **Sección B:** “NI 43-101 Technical Report of Penouta Project”, realizado por Metal Mining Consultants, Inc.

La clasificación de recursos para los materiales de la sección B contenidos en las balsas de estériles y escombreras se recoge en la Tabla 6.1. Para la estimación de leyes de las balsas de estériles se utilizó el método del Inverso de la Distancia, mientras que para las escombreras se utilizó el método de los polígonos de Thiessen. Un ejemplo de sección del modelo de bloques elaborado para la Balsa Grande de estériles se puede ver en la figura 6.5.

Tabla 6.1. Clasificación de recursos para las distintas zonas de la Sección B de la Mina de Penouta.

Recursos Minerales Indicados						
Zona	Volumen (m ³)	Densidad (t/m ³)	Toneladas	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Balsa Grande (B1)	3.286.899,00	1,465	4.815.307,00	387,00	48,00	NA
Recursos Minerales Inferidos						
Zona	Volumen (m ³)	Densidad (t/m ³)	Toneladas	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Balsa Abeja (B2)	152.601,00	1,465	223.560,00	421,00	26,00	42,00
Escombreras	3.817.519,00	1,800	6.871.535,00	458,00	27,00	29,00
Total	7.257.019,00		11.910.402,00	428,00	35,00	NA

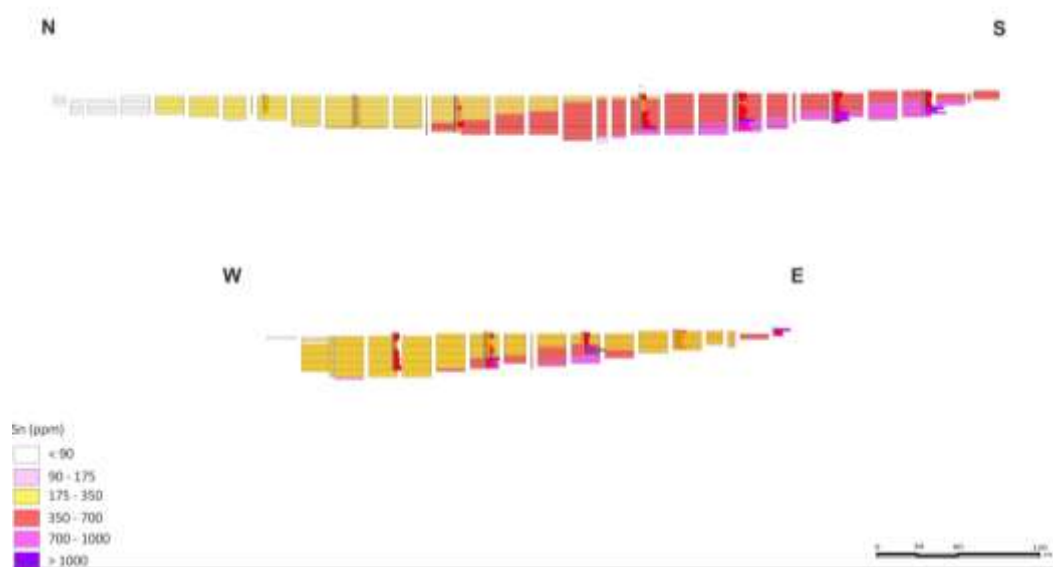


Figura 6.5. Ejemplo de secciones del modelo de bloques de la balsa grande de estériles.

- **Sección C:** “NI 43-101 Technical Report of Coneto Project” realizado por Metal Mining Consultants, Inc.

Para el caso de la sección C se trata de una modelización y cálculo de recursos mucho más compleja, dada la extensión del yacimiento y la cantidad de información generada. Las estimaciones se han realizado para un modelo tridimensional de bloques (Figs. 6.6 y 6.7) con límites y tamaños que se muestran en la Tabla 6.2.

Tabla 6.2. parámetros utilizados para el modelo de bloques			
Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Tamaño Bloque (m)
Este	663.405	664.615	10
Norte	4.671.805	4.672.855	10
Elevación	950	1.450	5

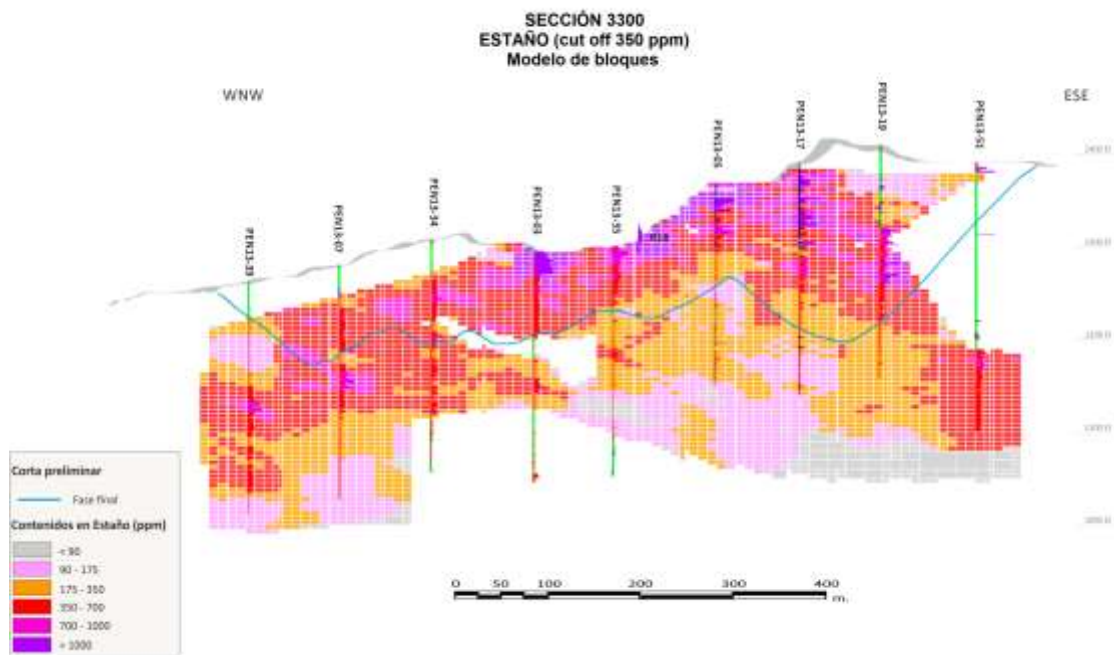


Figura 6.6. Sección tipo del modelo de bloques para los contenidos en Sn.

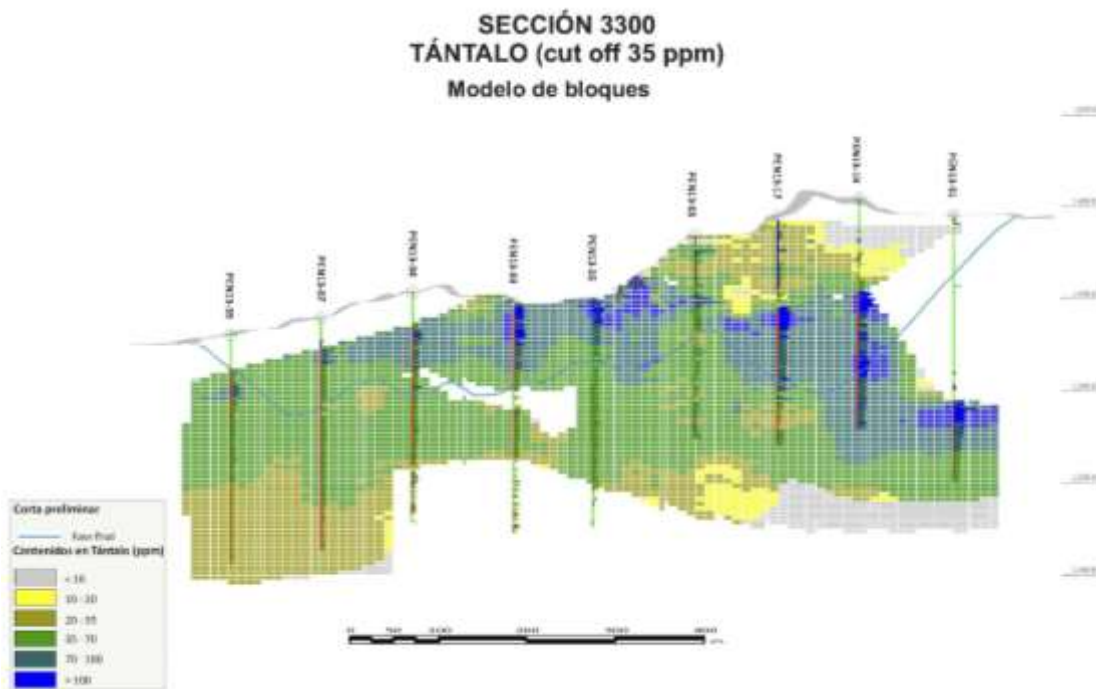


Figura 6.7. Sección tipo del modelo de bloques para los contenidos en Ta.

Para el estudio geoestadístico del yacimiento se han definido localmente cinco unidades con el objetivo de simplificar la geología (Fig. 6.8). Estos cuerpos geológicos se han creado digitalizando secciones cada 50 metros. Los cuerpos creados son: Material de Recubrimiento (Mat-Rec), Leucogranito, Zona de mezcla (Mix), Greissen y Estéril.

- El dominio “Leucogranito” engloba las zonas litológicas del leucogranito más fresco y continuo, donde se concentra la mayor parte de la mineralización.
- El dominio “Mix” engloba las alternancias ente leucogranito y las rocas metamórficas.
- El dominio “Greissen” es una zona de alteración de las rocas metamórficas de cúpula mineralizada, principalmente, con casiteritas, situada al este.
- El dominio “Estéril” es una zona de materiales metamórficos que no están mineralizados.
- El dominio de “Mat-Rec” engloba el material de recubrimiento, generalmente se trata de las escombreras de la antigua explotación.

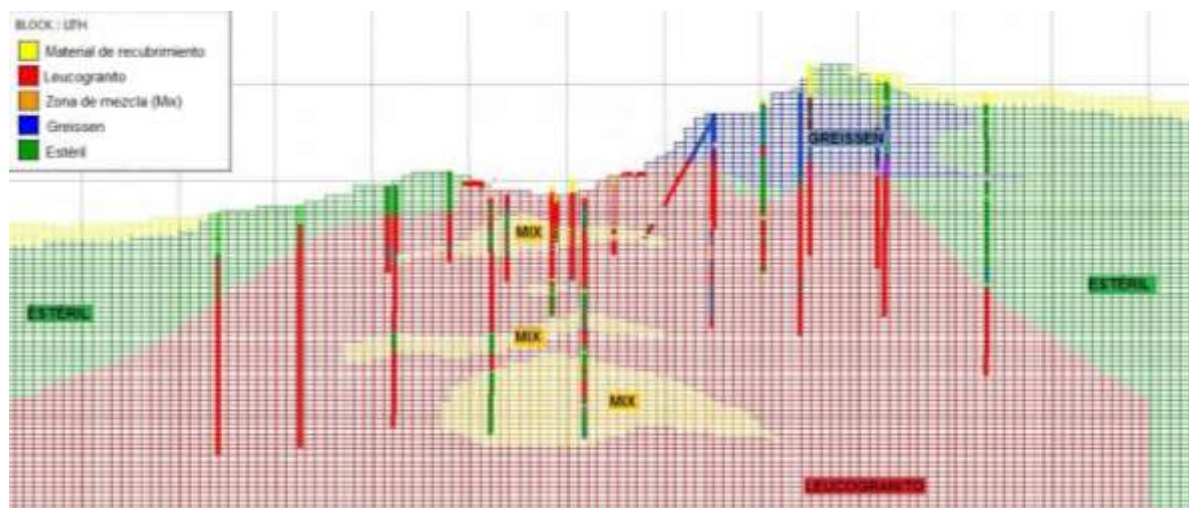


Figura 6.8. Sección del modelo geológico mostrando sondeos y dominios geológicos definidos.

Para el desarrollo de este modelo de recursos se han utilizado 174 sondeos de exploración, con un total de 26.613,53 metros de testigo continuo, incluyendo muestras de canal que se han considerado como sondeos horizontales. En la mayoría de las muestras se ha analizado el estaño (Sn) y el tantalio (Ta), y en menor medida el niobio (Nb). El resumen general de la información de la base de datos se presenta en la tabla 6.3:

Tabla 6.3. Resumen estadístico de los valores para cada variable por dominio

Dominio	Variable	N. Muestras	Mín.	Máx.	Media	Desv. Est.	Varianza
Leucogranito	Sn	3.060	0	3.257,3	409,5	301,6	90.966
	Ta	3.060	0	317,2	66,6	29,1	847
Greissen	Sn	450	7	8.704,7	514,7	730,9	534,2
	Ta	450	1	123	23,5	22,2	491,6
Mix	Sn	361	5,2	1.053,9	128,8	137,9	19.042
	Ta	361	0,86	130,5	22,7	23,6	555,9

Cómo información adicional, la base de datos creada con toda la información obtenida en la testificación y análisis de las muestras, contempla códigos litológicos, y medidas de densidad. La longitud de las muestras es generalmente de 2,5 m, la recuperación de las mismas está por encima del 97% y la desviación del sondeo es inferior a 3°.

La determinación de la densidad se ha llevado a cabo siguiendo el principio de Arquímedes, tomando el peso de las muestras frescas al aire, saturadas y sumergidas en agua, y saturadas en agua al aire (Tabla 6.4).

Tabla 6.4. Valores de densidad para los distintos dominios geológicos

Item	Leucogranito	Greissen	Estéril	Intrusivos	Mat-Rec	Mix (todos)
Media	2,58	2,78	2,61	2,54	1,55	
Desv. estándar	0,08	0,12	0,18	0,13	0,30	
Media 3						
Desv. estándar	2,58	2,79	2,63	2,55	1,55	2,63
Valor mín	2,33	2,43	2,07	2,15	0,64	
Valor máx	2,82	3,13	3,14	2,92	2,46	
Nº de muestras	373,00	165,00	394,00	94,00	8,00	1.034,00

Para la estimación de las leyes de Ta, Sn y Nb se utilizó el método del inverso de la distancia al cuadrado, usando una regularización de 5 m a lo largo del sondeo. En la Tabla 6.5 se describen los parámetros de estimación de calidad utilizados para la determinación de la mineralización.

Tabla 6.5 Parámetros de estimación para el Ta, Sn y Nb en los dominios de Greissen, Leucogranito y Mixtos.

Dominios de Leucogranito y Mixtos			
Tipo de estimación	Inverso de distancia (ID ²)		
	Bearing	Plunge	Buzamiento
Elipsoide de búsqueda	280	0	0
Distancia de búsqueda (m)	Eje mayor	Semi-eje mayor	Eje menor
	170	120	Unfolded
Muestras	Min	Max	
	4	24	
Límite de muestras por sondeo	3		

Dominio Greissen			
Tipo de estimación	Inverso de la distancia (ID ²)		
	Bearing	Plunge	Buzamiento
Elipsoide de búsqueda	280	0	90
	Eje mayor	Semi-eje mayor	Eje menor
Distancia de búsqueda (m)	60	30	30
	Min	Max	
Muestras	4	24	
Límite de muestras por sondeo	3		

Los resultados de los procesos de modelización han sido validados a través de varios métodos, incluyendo una revisión y chequeo visual de los contenidos del bloque en relación con las leyes de las muestras de los sondeos y realizando un estudio mediante *swath plots*, o gráficos de líneas que representan las tendencias de las leyes promedio en un rango de coordenadas en dirección norte, en dirección este y con respecto a las elevaciones.

La revisión visual de los resultados se ha llevado a cabo tanto en perfiles como en planta para asegurar que se han producido los valores deseados siguiendo los procesos de interpolación. Esto incluye la confirmación de los parámetros que definen a cada bloque dentro de los distintos dominios. La distribución de leyes se ha comparado con la relativa a los sondeos para asegurar una adecuada representación del modelo.

A partir de la modelización anterior se obtiene la clasificación del recurso para la sección C del yacimiento de Penouta que se indica en la Tabla 6.6.

Tabla 6.6. Clasificación de recursos para la Sección C de la Mina de Penouta				
Categoría	Masa (Kt)	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Medidos	10.968,00	461,00	79,00	64,00
Indicados	84.601,00	440,00	77,00	63,00
Total Medidos e Indicados	95.569,00	443,00	77,00	63,00
Inferidos	61.352,00	431,00	61,00	53,00

La densidad de sondeos en el centro del depósito demuestra un adecuado espaciado y continuidad para las leyes de estaño, tantalio y niobio, por lo que los recursos han sido clasificados como medidos e indicados.

Para el leucogranito, los bloques clasificados como medidos se encuentran a 20 m del sondeo, y al menos dos sondeos han sido utilizados en la estimación del contenido de la mineralización. Los bloques clasificados como indicados deben cumplir, como criterios mínimos, que dos sondeos se utilicen para su estimación, y los sondeos deben estar acotados entre los 20 y los 85 m de distancia máxima. Los bloques que se encuentren a más de 85 m de un sondeo se clasifican como inferidos, por definición.

En la figura 6.9 se esquematiza el estado actual de clasificación del recurso, diferenciándose las clases en zonas poligonales.

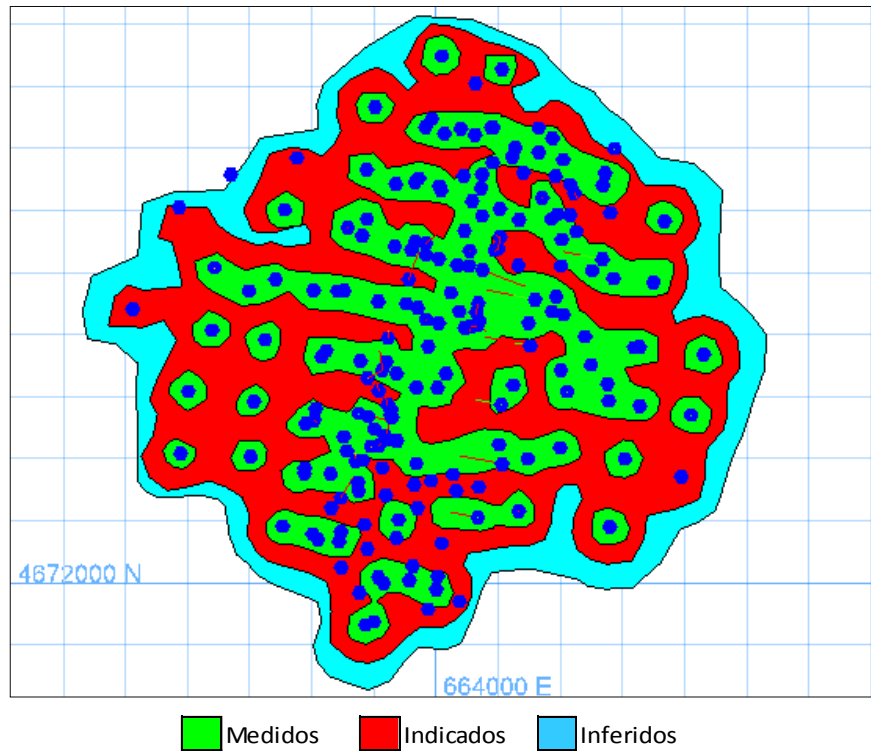


Figura 6.9. Representación de la clasificación del recurso en planta.

6.1.3.1. ESTIMACIÓN DE RECURSOS DE MINERALES INDUSTRIALES

Los minerales industriales de interés en el yacimiento de Penouta son la albita, el cuarzo, la mica y, adicionalmente, se han calculado los recursos de feldespato potásico, todos ellos contenidos en el dominio “Leucogranito” (Fig. 6.8).

Para el desarrollo del modelo de recursos de minerales industriales ha sido necesario estimar las proporciones de los minerales contenidos en el leucogranito. Estas estimaciones se han realizado mediante el código “MINSQ” de Herrmann y Berry (2002). Este código es una hoja de cálculo Microsoft Excel modificada que usa la herramienta Solver de esta aplicación informática. A partir de datos geoquímicos de roca total y la composición químico-mineralógica de las fases minerales mayoritarias que componen el granito (es decir, cuarzo, feldespato potásico, albita, mica blanca y, en casos excepcionales, granate), la aplicación hace una estimación de la proporciones minerales mediante un método iterativo

y de ajuste por mínimos cuadrados. Los resultados más óptimos son aquellos en los que la suma de los valores residuales al cuadrado obtenidos está muy próxima a 0.

Los análisis de partida han sido los de elementos mayores, de los que se tiene analizada 1 muestra de cada 5 dentro del leucogranito.

Para la estimación se han utilizado 52 sondeos, así como los muestreos en canal introducidos en la base de datos como sondeos horizontales, obteniendo los resultados que se recogen en la tabla 6.7.

Tabla 6.7. Resumen estadístico de resultados analíticos de las muestras						
	Nº Muestras	Mínimo	Máximo	Media	Mediana	Desv. Est.
Albita (%)	1001	0,00	72,2	46,45	47,26	1,48
Cuarzo (%)	1001	0,47	78,02	26,63	26,56	0,71
Feldespatopotásico (%)	1001	0,00	60,55	14,52	15,18	1,77
Moscovita (%)	1001	2,29	57,68	10,94	9,97	1,78

Para la modelización es necesario conocer la densidad del leucogranito, que se ha determinado siguiendo el principio de Arquímedes y los mismos supuestos que los considerados en el apartado 6.1.3 y cuyos resultados se recogen en la tabla 6.8.

Tabla 6.8. Resumen de valores de densidad en el leucogranito				
Dominio	Nº Muestras	Mínimo	Máximo	Media
Leucogranito	348	1,69	3,26	2,57

La longitud de las muestras es, generalmente, de 2,5 m y la recuperación de las mismas ha sido casi total. Los intervalos de muestreo se han regularizado en longitudes de 10 m (Tabla 6.9), ya que el análisis geoestadístico exige muestras de igual longitud.

Dirección	Mínimo (m)	Máximo (m)	Tamaño bloque (m)
Este	663.585	664.435	10
Norte	4.671.938	4.672.858	10
Elevación	1.005	1.345	10

Conjuntamente con la revisión visual, se han empleado histogramas de los datos para llegar a comprender mejor el comportamiento de estos minerales. Se han determinado valores atípicos, anómalos u “*outliers*”, que son aquellos por encima del 97,5%.

Los resultados de los procesos de modelización han sido validados por varios métodos, incluyendo una revisión y chequeo visual de las leyes del bloque en relación con las leyes de las muestras de los sondeos. Esta revisión se ha realizado en perfiles y en planta, con el fin de asegurar que se han producido los valores correctos siguiendo los procesos de interpolación. El modelo ha permitido estimar unos recursos inferidos y unas leyes para la albita, cuarzo y moscovita, siendo, como era de esperar, la albita la que presenta la mayor ley (Tabla 6.10).

	Volumen (Mm ³)	Masa (Mt)	Ley de albita (%)	Ley de cuarzo (%)	Ley de feldespato K(%)	Ley de moscovita (%)
Total Min. Ind.	164,00	423,80	43,69	28,26	14,13	10,93

Por último, cabe mencionar que la revisión visual de perfiles y plantas obtenidos con el modelo ha puesto de manifiesto que, en general, la distribución de los minerales industriales tiende a ser isotrópica, siendo los contenidos bastante constantes en todas las direcciones, salvo en muestras puntuales (Fig. 6.10).

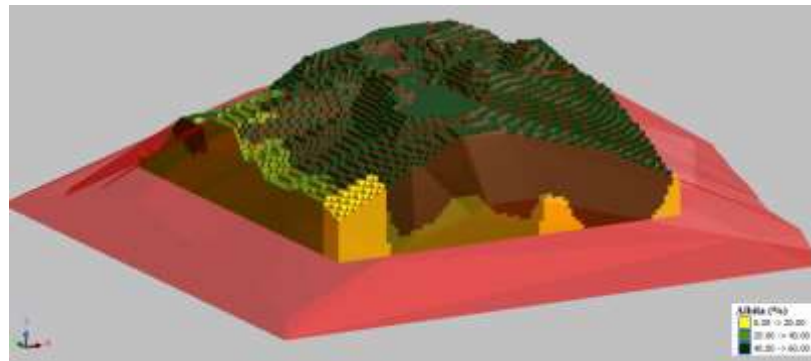
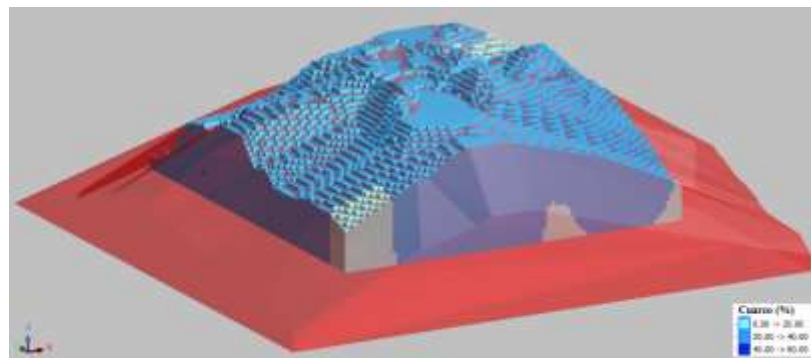
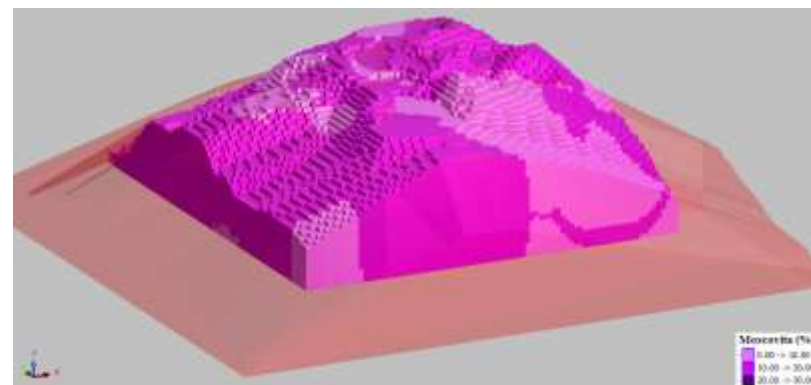
Albita**Cuarzo****Moscovita**

Figura 6.10. Vista del modelo de bloques para cada mineral industrial analizado en el leucogranito (Componente Y = Norte).

6.1.4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de explotación seleccionado para la mina de Penouta Sección C es el de la minería a cielo abierto, con diseño en corta mediante la ampliación y profundización de la ya existente, resultante de la actividad minera previa. Para la Sección B, el método utilizado se diferencia entre el método a emplear para las escombreras, similar a la minería a cielo abierto, y el método para las balsas, que consistirá en un dragado o bombeo mediante la fluidificación de los lodos secos contenidos en las mismas; dado que su volumen total no llega ni tan siquiera al 10% de los recursos definidos en la mina de Penouta, todos los siguientes cálculos y optimizaciones se consideran los mismos para ambos.

Se plantea una operación de extracción convencional mediante banqueo descendente, que se compone de las siguientes actividades principales: arranque, ejecutado con perforación y voladura de estéril y mineral, carga, transporte y vertido mediante uso de cargadoras y volquetes.

Los estériles resultantes de la operación, materiales con ley inferior a la ley de corte, son objeto de transporte y acopio en escombreras a tal efecto, separando el material procedente del leucogranito del resto, mientras que el mineral arrancado se carga y transporta hasta el patio de acopios de la planta de tratamiento, constituido por instalaciones de machaqueo.

Todo el material procedente del leucogranito, sea estéril o no con respecto a la ley de corte de minerales metálicos, será transportado para su procesado a la futura planta de procesamiento de minerales industriales.

En general, siempre un método a cielo abierto es más productivo, menos costoso económicamente y más seguro para los trabajadores, comparado con un método de minería de interior. Además, la existencia de una operación de aprovechamiento de las

antiguas escombreras de forma simultánea generará sinergias, si el método es el mismo en ambos casos.

Podría resultar atractiva la opción de emplear un método subterráneo desde el fondo de la corta para acceder a las zonas más ricas del yacimiento, pero con la información actualmente disponible carecería de interés, ya que las mayores concentraciones de la mena metálica y de la albita se encuentran en la parte superior del leucogranito, y tan solo se han reconocido en profundidad, puntualmente, fuertes enriquecimientos en Sn de escaso desarrollo. En cualquier caso, futuras labores de exploración geológica confirmarían la existencia o no de dicho potencial.

En la figura 6.11 se muestra el mineral que queda por debajo de la corta final, donde los bloques en color azul representan la ley de corte para cielo abierto (95 ppm) y en rojo/magenta para la subterránea (200-240 ppm).

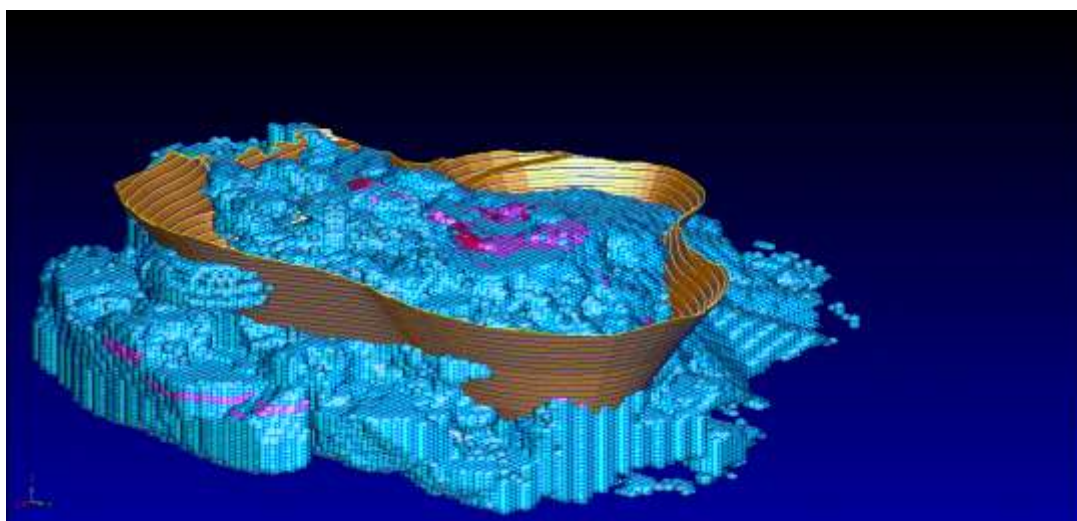


Figura 6.11. Vista de bloques situados en torno a la corta.

6.1.5. OPTIMIZACIÓN MINERA

El proceso de optimización de la corta es un proceso de cálculo por el cual, a partir de un algoritmo matemático, se obtiene la corta que, atendiendo a unos precios de venta,

condiciones geotécnicas, recuperación metalúrgica y costes operativos, produce el mayor beneficio. Se trata de un proceso iterativo en el que se tienen en cuenta estrategias de desarrollo del estudio con leyes de corte variables y en el cual se han chequeado varios escenarios.

Este proceso se ha realizado con el software Geovia Whittle™ para así maximizar el Valor Actual Neto de la inversión (VAN) y planificar el balance y la optimización de mezclas. Este software se utiliza en estudios de pre-factibilidad y factibilidad, con resultados que cuentan con el respaldo y la confianza de la comunidad financiera.

Para simplificar los cálculos, se ha considerado que la tantalita y la casiterita se encuentran en sus formas puras (Ta_2O_5 y SnO_2 , respectivamente).

Para englobar todos los productos en uno solo, se ha creado una variable nueva denominada tantalita equivalente $Ta_2O_5_{eq}$ [i.e. $Ta_2O_5_{eq} (ppm) = 1 * Ta_2O_5 (ppm) + 0,08 Sn (ppm)$]. Se ha tomado como referencia la tantalita ya que es el producto de mayor valor del yacimiento. El resto de productos que vayan a formar parte de los concentrados metálicos se han "convertido" a su tantalita equivalente ($Ta_2O_5_{eq}$). Para obtener la relación entre cada elemento o especie mineral y la tantalita se ha utilizado el valor relativo con precios de mercado de cada especie o elemento respecto al de la tantalita, tal y como se indica en la fórmula anterior de cálculo de leyes de tantalita equivalente. Hay que tener en cuenta que, en principio, la tantalita y columbita se han considerado por su especie mineral; sin embargo, en el caso del estaño no se ha considerado la casiterita sino el propio estaño elemental, al cotizar de esta forma en los mercados internacionales.

Los precios de venta utilizados para calcular la tantalita equivalente se muestran en la tabla 6.11, junto con el factor a utilizar en la fórmula de cálculo.

Tabla 6.11. Precios de venta utilizados para el cálculo de $Ta_2O_5_{eq}$

Elemento/Especie mineral	Precio venta	Unidad	Factor
Estaño (Sn)	11,5	€/kg	0,08
Tantalita (Ta_2O_5)	138	€/kg	1,00

En la tabla 6.12 se incluyen los distintos parámetros que se han tenido en cuenta en la optimización.

Tabla 6.12. Parámetros utilizados en la optimización

Item	Unidades	Costo Planta Bajo
Talud general	Grados	Entre 50° y 60°
Material utilizado	Categoría	Todos
Costo minería estéril		
Costo base de extracción estéril por t	€/t minado	2,05
Costo base de extracción estéril por m ³	€/bcm minado	5,13
Costo de rehabilitación	€/t minado	0,50
Costo de mineral		
Incremento de coste de minado para mineral	€/t mineral	0,50
Control de leyes	€/t mineral	0,05
Costo de procesado (Conminución, concentración gravimétrica, etc.)	€/t mineral	4,95
Costos de administración y generales	€/t mineral	0,50
Total costos de procesado y generales	€/t mineral	8
Producto vendible	$Ta_2O_5_{eq}$	
Ta_2O_5 equivalente	€/kg	138
Recuperación (Total)	%	78
Costo de venta	€/kg	5,63
Rango de optimizaciones	% factor de ingreso	30% a 150% y 200%
Tasa de descuento	%	10

En la tabla 6.13 y en la figura 6.12 se muestran los resultados de optimización considerando una producción anual de 3 Mt, el producto vendible Ta_2O_5 equivalente y el talud general de la corta variable entre 45° y 60°, tal y como se ha determinado en el estudio de geotecnia.

Tabla 6.13. Optimización

Producto:	Ta2O5 equivalente		Talud general:		Variable		Costos proceso: Bajos		Costos restauración: Incluidos		Producción anual:		3Mt
	Físicos						Financieros						
Pit hell	Mineral	Ley eq.	Ley corte	Estéril	SR	Total	Producción	Costo Mina	Costo proceso	Best Cashflow(disc.)	Worst Cashflow (disc.)	Cashflow(un disc.)	Vida mina
(#)	(t)	(PP)	(ppm)	(t)	(t/t)	(t)	(kg)	(€)	(€)	(€)	(€)	(€)	(años)
1	3.750	300	71	0	0	3.750	878	-7.695	-39.375	112.500	112.500	112.531	0
2	27.668	302	71	0	0	27.668	6.511	-58.995	-290.514	832.931	832.931	834.656	0
3	67.661	288	71	0	0	67.661	15.188	-146.205	-710.440	1.896.403	1.896.403	1.905.575	0,1
4	321.777	259	71	3.499	0	325.276	64.882	-697.680	-3.378.658	7.564.432	7.564.432	7.721.975	0,2
5	495.376	251	71	8.234	0	503.610	97.016	-1.079.865	-5.201.448	11.014.062	11.014.062	11.358.822	0,3
6	721.299	243	71	14.121	0	735.420	136.570	-1.574.910	-7.573.639	15.016.459	15.016.459	15.682.338	0,5
7	1.265.531	229	71	32.438	0	1.297.969	225.736	-2.772.765	-13.288.075	23.249.010	23.249.010	24.977.592	0,8
8	1.969.427	218	71	52.814	0	2.022.241	334.955	-4.311.765	-20.678.983	32.600.847	32.598.127	35.901.032	1,1
9	2.853.198	209	71	78.652	0	2.931.850	464.818	-6.240.645	-29.958.579	43.163.784	43.103.552	48.297.831	1,5
10	4.210.119	199	71	113.774	0	4.323.893	654.206	-9.195.525	-44.206.249	56.745.214	56.551.388	65.521.771	2,2
11	6.043.870	190	71	233.655	0	6.277.525	896.503	-13.307.220	-63.460.635	71.963.178	71.462.240	86.162.387	3
12	8.264.261	184	71	645.786	0.1	8.910.047	1.183.351	-18.811.710	-86.774.740	87.846.183	86.783.691	109.308.534	3,9
13	10.831.623	177	71	1.117.901	0.1	11.949.524	1.498.078	-25.119.046	-113.732.041	102.507.872	100.732.272	133.049.192	5
14	14.873.116	171	71	2.132.532	0.1	17.005.648	1.981.470	-35.561.161	-156.167.718	121.547.603	118.057.426	167.582.362	6,6
15	19.001.199	165	71	3.058.354	0.2	22.059.553	2.451.167	-45.936.586	-199.512.589	136.080.185	130.839.128	198.830.932	8,2
16	26.070.677	160	71	6.099.297	0.2	32.169.974	3.254.893	-66.525.841	-273.742.108	155.006.680	145.860.821	248.691.026	10,8
17	31.514.772	156	71	7.920.346	0.3	39.435.118	3.841.648	-81.415.667	-330.905.106	165.286.248	152.818.685	282.444.573	12,8
18	45.403.579	152	71	16.455.814	0.4	61.859.393	5.369.232	-128.175.618	-476.737.579	181.151.707	151.725.878	363.827.988	18,3
19	59.087.095	148	71	25.429.433	0.4	84.516.528	6.809.993	-174.591.859	-620.414.497	189.002.938	129.509.493	431.681.650	23,6

Producto:	Ta2O5 equivalente	Talud general:			Variable	Costos proceso: Bajos			Costos restauración: Incluidos		Producción anual:		3Mt
	Físicos							Financieros					
Pits hell	Mineral	Ley eq.	Ley corte	Estéril	SR	Total	Producción	Costo Mina	Costo proceso	Best Cashflow(disc.)	Worst Cashflow (disc.)	Cashflow(un disc.)	Vida mina
20	68.685.831	145	71	30.947.549	0.5	99.633.380	7.775.658	-205.076.885	-721.201.225	192.398.418	122.003.238	473.641.347	27
21	79.268.011	142	71	36.735.043	0.5	116.003.054	8.797.982	-237.980.705	-832.314.115	194.646.363	107.374.878	512.811.568	30,7
22	97.729.310	138	71	48.155.494	0.5	145.884.804	10.546.000	-297.568.222	-1.026.100.000	196.428.256	78.781.793	571.902.157	37,5
23	107.964.851	136	71	53.753.718	0.5	161.718.569	11.473.100	-328.920.217	-1.133.600.000	196.980.642	66.004.428	599.413.982	41,2
24	133.237.887	135	71	87.431.860	0.7	220.669.747	13.978.500	-446.412.610	-1.398.900.000	196.998.632	16.024.626	659.574.787	54,2
25	141.821.172	133	71	93.150.997	0.7	234.972.169	14.730.400	-475.032.881	-1.489.100.000	197.061.680	9.594.940	675.336.430	57,5
26	150.529.868	132	71	98.683.078	0.7	249.212.946	15.468.100	-503.530.031	-1.580.500.000	197.094.829	4.982.996	687.234.879	60,6
27	158.720.169	130	71	103.284.487	0.7	262.004.656	16.133.500	-529.144.122	-1.666.500.000	197.111.100	1.259.167	694.980.025	63,4
28	169.248.599	129	71	109.222.372	0.6	278.470.971	16.966.500	-562.065.898	-1.777.100.000	197.118.339	-3.529.896	701.007.567	67,1
29	177.868.499	127	71	115.812.699	0.7	293.681.198	17.650.700	-592.509.883	-1.867.600.000	197.118.091	-8.282.840	702.519.784	70,5
30	185.990.305	126	71	122.231.193	0.7	308.221.498	18.284.300	-621.607.244	-1.952.800.000	197.114.693	-13.391.307	701.065.188	73,6
31	195.329.398	125	71	130.209.710	0.7	325.539.108	19.000.400	-656.211.660	-2.050.900.000	197.108.837	-20.278.997	695.873.208	77,1
32	201.796.869	124	71	136.442.700	0.7	338.239.569	19.493.500	-681.587.205	-2.118.800.000	197.105.042	-24.888.420	690.095.722	79,9
33	211.272.366	123	71	145.955.764	0.7	357.228.130	20.203.600	-719.613.331	-2.218.300.000	197.099.157	-31.760.587	678.492.742	83,6
34	218.005.870	122	71	152.453.225	0.7	370.459.095	20.694.300	-746.114.912	-2.289.000.000	197.095.686	-36.971.697	668.071.116	86,2
35	225.897.800	121	71	159.996.462	0.7	385.894.262	21.253.100	-777.089.852	-2.371.900.000	197.092.100	-40.919.133	653.467.430	89,5
36	232.114.556	120	71	165.925.343	0.7	398.039.899	21.681.600	-801.424.008	-2.437.200.000	197.089.667	-43.795.921	639.952.834	92
37	238.319.517	119	71	172.202.378	0.7	410.521.895	22.102.300	-826.504.578	-2.502.300.000	197.087.434	-45.758.221	624.620.337	94,1
38	244.560.291	118	71	179.206.706	0.7	423.766.997	22.519.600	-853.113.889	-2.567.800.000	197.085.420	-48.031.117	606.569.591	96,8
39	249.525.640	117	71	185.453.712	0.7	434.979.352	22.837.800	-875.429.390	-2.620.000.000	197.083.707	-49.195.452	587.569.034	98,5
40	252.077.008	117	71	190.464.699	0.8	442.541.707	23.003.700	-890.537.240	-2.646.800.000	197.082.662	-49.771.556	573.971.377	99,6

Producto:	Ta2O5 equivalente		Talud general:		Variable		Costos proceso: Bajos		Costos restauración: Incluidos		Producción anual:		3Mt
	Físicos						Financieros						
Pits hell	Mineral	Ley eq.	Ley corte	Estéril	SR	Total	Producción	Costo Mina	Costo proceso	Best Cashflow(disc.)	Worst Cashflow (disc.)	Cashflow(un disc.)	Vida mina
41	254.494.513	117	71	196.544.048	0.8	451.038.561	23.168.300	-907.579.100	-2.672.100.000	197.081.657	-50.853.839	559.029.138	101
42	257.421.657	116	71	204.562.948	0.8	461.984.605	23.369.200	-929.594.496	-2.702.900.000	197.080.564	-52.057.932	540.287.237	102,8
43	259.033.874	116	71	210.772.928	0.8	469.806.802	23.478.300	-945.335.901	-2.719.800.000	197.079.812	-52.672.376	525.208.649	104,1
44	260.796.519	116	71	217.790.825	0.8	478.587.344	23.600.300	-962.980.536	-2.738.300.000	197.079.083	-53.791.832	508.503.130	105,6
45	263.128.887	116	71	225.022.403	0.9	488.151.290	23.750.900	-982.230.862	-2.762.800.000	197.078.382	-54.199.765	489.895.787	107,2
46	264.692.665	116	71	231.827.279	0.9	496.519.944	23.859.600	-999.090.607	-2.779.200.000	197.077.849	-55.443.922	473.618.504	108,6
47	266.102.527	115	71	238.623.519	0.9	504.726.046	23.953.900	-1.015.600.000	-2.794.000.000	197.077.381	-55.953.607	457.215.144	110
48	267.134.413	115	71	245.137.659	0.9	512.272.072	24.025.300	-1.030.800.000	-2.804.900.000	197.076.985	-56.786.217	441.602.137	111,2
49	269.496.852	115	71	256.893.293	1	526.390.145	24.178.300	-1.059.300.000	-2.829.700.000	197.076.346	-57.975.262	411.682.069	113,6

En la figura 6.12 se muestran, además, las curvas que indican, en función de la corta óptima (*pitshell*) seleccionada, cuál es el valor del estudio y cuántas toneladas de estéril y mineral se producen.

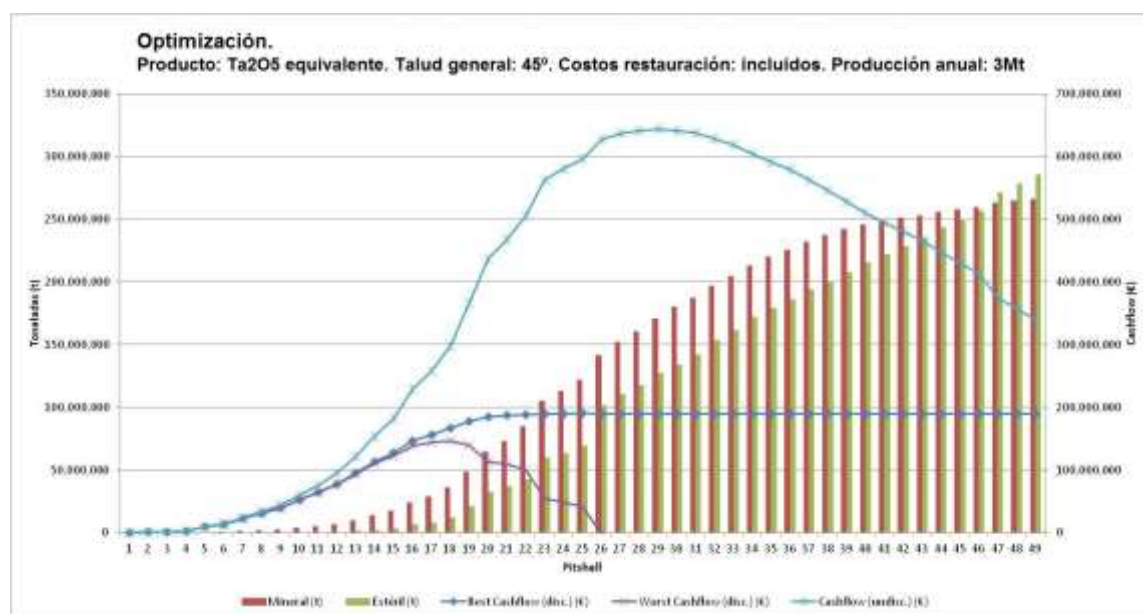


Figura 6.12. Curva de optimización para el escenario estudiado.

Las tres curvas representan los distintos valores que tiene cada una de las cortas, teniendo en cuenta los siguientes condicionantes para cada caso:

- Flujo de caja con tasa de descuento para el escenario de desarrollo de la corta más optimista (*Best Cashflow disc.*).
- Flujo de caja con tasa de descuento para el escenario de desarrollo de la corta más pesimista (*Worst Cashflow disc.*).
- Flujo de caja sin tasa de descuento (no tiene en cuenta cómo se explota la corta).

Cualquier corta cuyo flujo de caja, con o sin tasa de descuento, sea positivo, tiene potencial de ser elegida como la corta óptima del estudio. Teniendo en cuenta estos resultados es posible ir más allá y modelizar en 3D posibles cortas hipotéticas teniendo en

cuenta distintos precios de venta, lo que se traduce, en definitiva, en la posibilidad de un mayor grado de profundización de la corta conforme el precio de venta aumenta (Fig. 6.13).

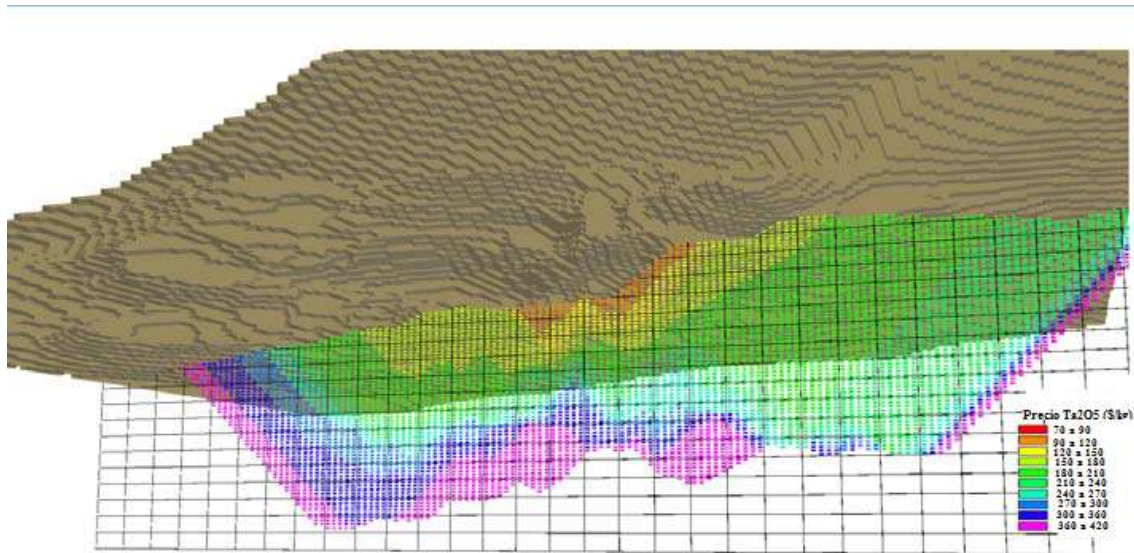


Figura 6.13. Escenario estudiado: cortas para distintos precios de venta

En la elección de la corta óptima se ha considerado, como principal factor a tener en cuenta, la maximización del flujo de caja con tasa de descuento, es decir, el "*Discounted Cash Flow*". Esto se traduce en la apertura de cortas anidadas inferiores con un posterior avance hacia la corta seleccionada a través de las distintas cortas intermedias generadas en la optimización, como se puede ver en las figuras 6.13 y 6.14, donde las cortas iniciales corresponderían con los colores rojos y amarillos y la corta final coincidiría con los colores verdes, es decir, correspondiendo con los precios de venta considerados en la optimización.

La corta óptima final se ha seleccionado como aquella que arroja el máximo "*Discounted Cash Flow*". Esta forma de seleccionar la corta óptima es la que genera menos riesgos a la hora de realizar el diseño posterior, ya que, aunque el diseño de la corta empeore el valor de la misma, es difícil que este baje tanto que pueda volverse negativo.

La corta óptima así seleccionada está en torno a la corta 28 (Fig. 6.14), cuyas características se recogen en la Tabla 6.14. Dicha corta se ha considerado como base para continuar con los diseños y generar la planificación de la corta y de la producción final.

Tabla 6.14. Corta Óptima							
Corta	Mineral	Ley eq	Ley corte	Estéril	Ratio e/m	Total	Ta ₂ O ₅ _eq rec
Nº	(Mt)	(ppm)	(ppm)	(Mt)	(t/t)	(Mt)	(t)
28	169,25	129	71	109,22	0,6	278,47	16.967

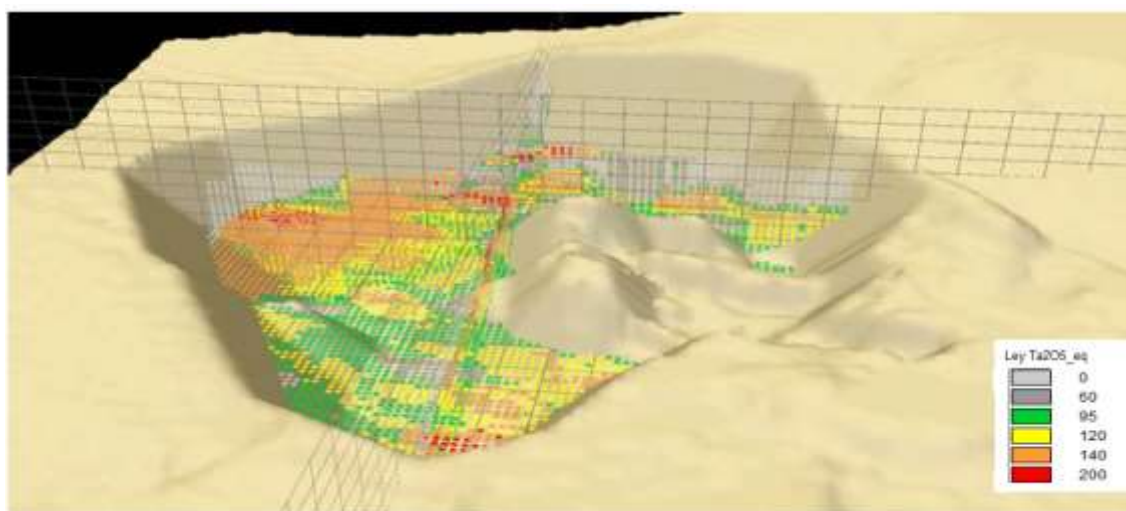


Figura 6.14. Corta óptima seleccionada como caso base.

Respecto a los minerales industriales, al considerarlos como subproductos de la explotación, se encuentran supeditados a la optimización minera para minerales metálicos, aunque los precios actuales de venta de estos minerales no son nada desdeñables y en un análisis económico inicial generarían un flujo de caja con tasa de descuento similar, en las condiciones actuales de precio de los metales y los minerales industriales, y por lo tanto, merecerían su reflexión y análisis en detalle en el momento de puesta en marcha (Tabla 6.15).

Tabla 6.15. Precios estipulados para los minerales industriales

Mineral industrial	Precio (€/t)
Cuarzo	40,00
Feldespató sódico (Albita)	80,00
Moscovita (Mica)	240,00
Caolín	40,00

6.1.4. DISEÑO DE CORTA PRELIMINAR

A partir de la corta óptima establecida en el apartado anterior, con un escenario de precios de venta acorde con el mercado internacional, y con una configuración de taludes generales entre 45° y 60°, según los estudios geotécnicos, se ha realizado el diseño de la misma incorporando los elementos que la hacen viable técnicamente (Tabla 6.16).

Tabla 6.16. Parámetros de diseño de la corta preliminar

Parámetro	Unidades	Valor
Ancho de rampa	m	23,00
Pendiente de rampa	%	10,00
Altura de banco final	m	10,00
Ancho de berma	m	5,00
Ángulo de talud en leucogranito	°	80,00
Ángulo de talud en resto	°	70,00

Con los parámetros considerados se ha generado una corta de geometría irregular, pero que podría idealizarse como de forma circular (Fig. 6.15), con unos 600 m de diámetro, ocupando una huella superficial en torno a 46 ha y un volumen total de 16 Mm³.

El fondo de la corta se encontraría a una cota de 1.157,5 msnm, situado en su hueco norte y con un banco de mayor cota (1.417,5 msnm), situado al este.

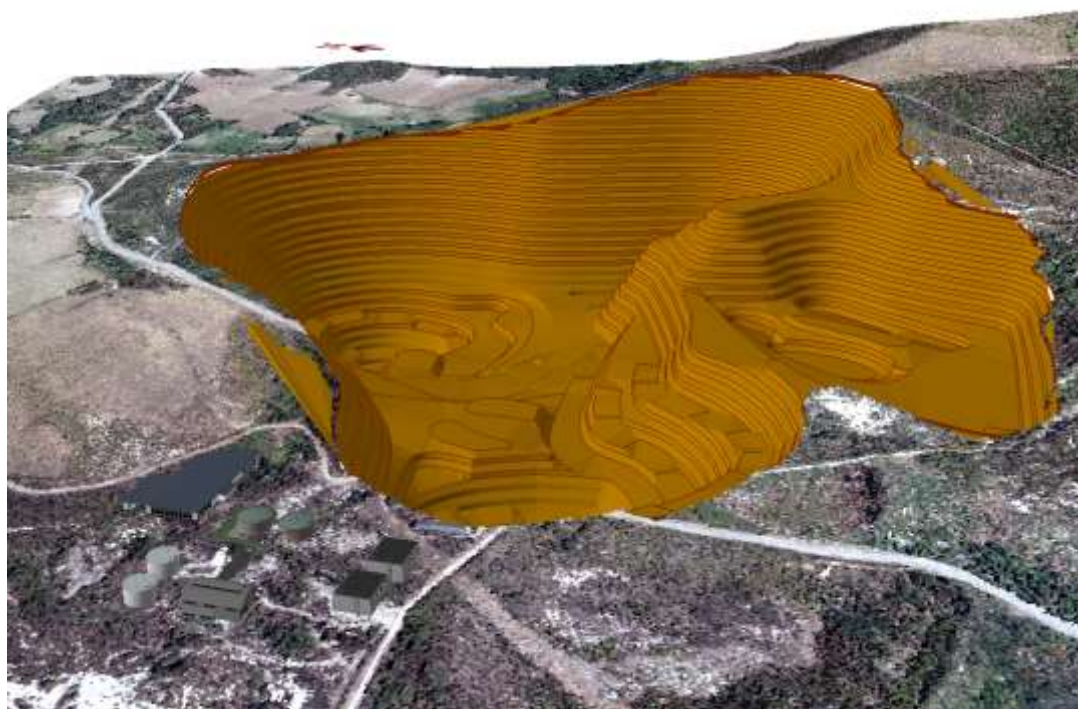


Figura 6.15. Vista del diseño de corta preliminar.

6.1.7. INVENTARIO MINERAL

A partir del diseño de la corta se ha calculado la cantidad de estéril y mineral beneficiable, constituyendo el Inventario de Mineral de minerales metálicos sobre el que se ha desarrollado la planificación minera (Tabla 6.17).

Ley corte	Volumen	Toneladas	Ley media Sn	Sn contenido	Ley media de Ta	Ta contenido
(ppm)	(m ³)	(t)	(ppm)	(kg)	(ppm)	(kg)
< 71	4.825.500,00	13.074.590,00				
> 71	11.495.500,00	29.660.839,00	542,00	16.078.879,00	91,00	2.706.823,00

Se considera mineral al material con ley de Ta₂O₅ equivalente mayor de 71 ppm. En estas condiciones la corta diseñada tiene un contenido en mineral de 29,7 Mt con una ley

media de 542 ppm de estaño y 91 ppm de tantalio. El estéril es de 13 Mt, lo que supone un ratio estéril mineral de 0,4.

Para el cálculo del inventario mineral de minerales industriales se ha considerado el material procedente del leucogranito, una vez pasado por la planta de minerales metálicos, esté por encima o por debajo de la ley de corte, lo que suma un total de 33,7 Mt. Además, se han tenido en cuenta los resultados obtenidos en las pruebas de recuperación de caolín, mica, feldespatos (albita) y cuarzo. La recuperación global del proceso de flotación sobre el todo-uno es del 84%, con lo que se puede calcular el tonelaje de material a obtener en la planta de beneficio, el resto sería estéril (Tabla 6.18).

Tabla 6.18. Inventario mineral de minerales industriales

	Volumen (Mm ³)	Tonelaje (Mt)	Ley de albita (%)	Albita (Mt)	Ley de cuarzo (%)	Cuarzo (Mt)	Ley de moscovita (%)	Moscovita (Mt)
Minerales industriales	10,9	28,3	49,17	16,58	24,84	8,4	10,42	3,8
Estériles de planta Min Ind	2,1	5,4						

6.1.8. PLANIFICACIÓN MINERA

La planificación minera se ha desarrollado para dos escenarios de producción que se describen a continuación.

- **Escenario de producción de 1 Mt / año**

En el primer caso se considera un escenario de producción de 1Mt/año en la planta de minerales metálicos, realizando la correspondiente optimización considerando el precio de 138 €/kg de Ta₂O₅ como el precio más acorde con la situación actual desfavorable, dado que la proyección de Roskill era para la actualidad de un precio mayor (Tabla 6.19).

Tabla 6.19. Características de la corta				
Mineral (Mt)	Ley eq. (ppm)	Ley corte (ppm)	Estéril (Mt)	Vida (años)
19,68	33	71	10,6	21

El desarrollo de la corta se ha realizado en 3 fases concéntricas, como se muestra en las figuras 6.16 a 6.18. La principal ventaja de este tipo de secuenciado de la corta es que se optimiza el VAN del estudio, consiguiendo los primeros años la explotación de la mejor zona de la corta y manteniendo un ratio estéril mineral más controlado.

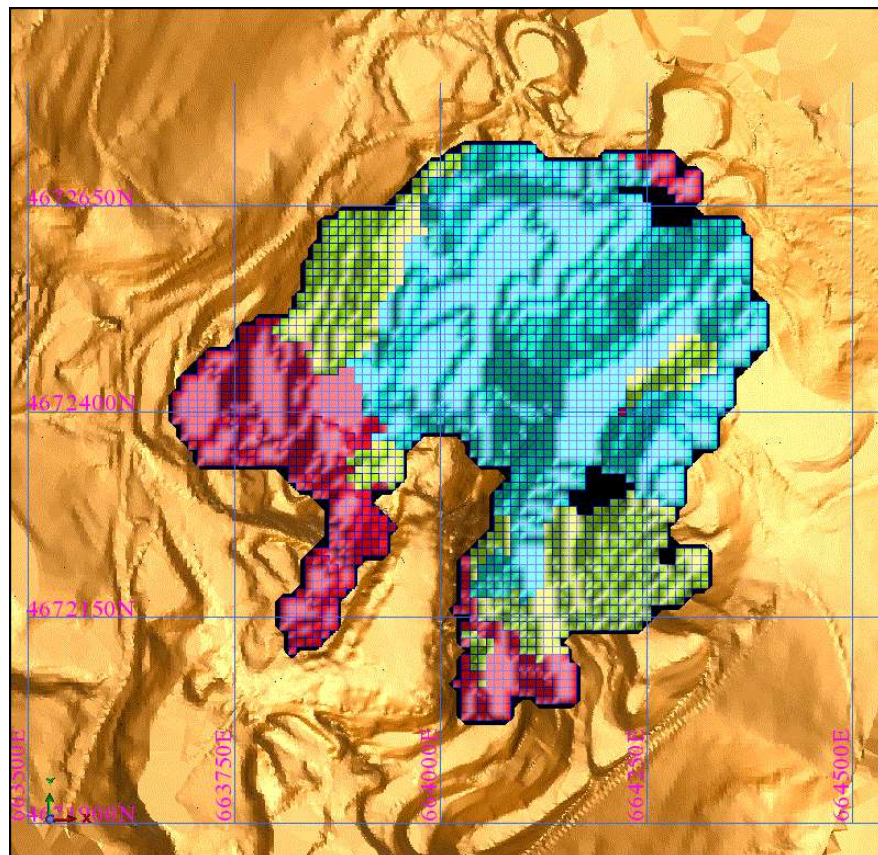


Figura 6.16. Desarrollo de corta en fases. Vista en planta.

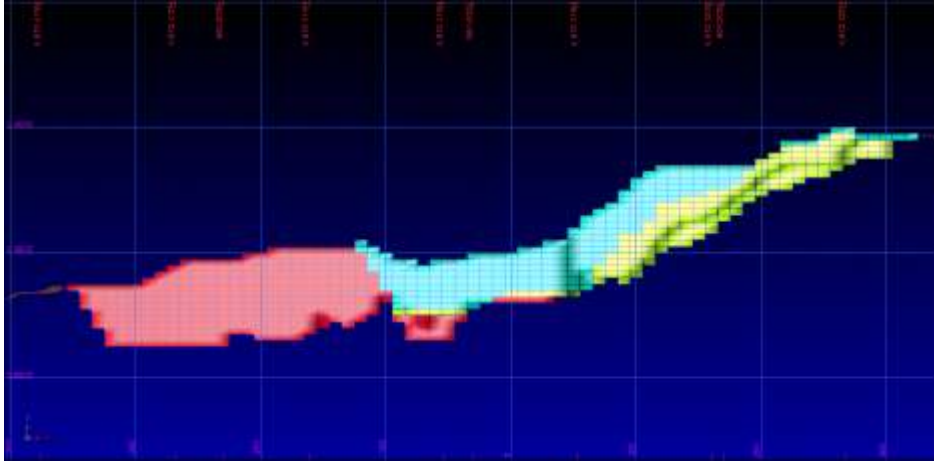


Figura 6.17. Sección Oeste-Este de desarrollo de corta.

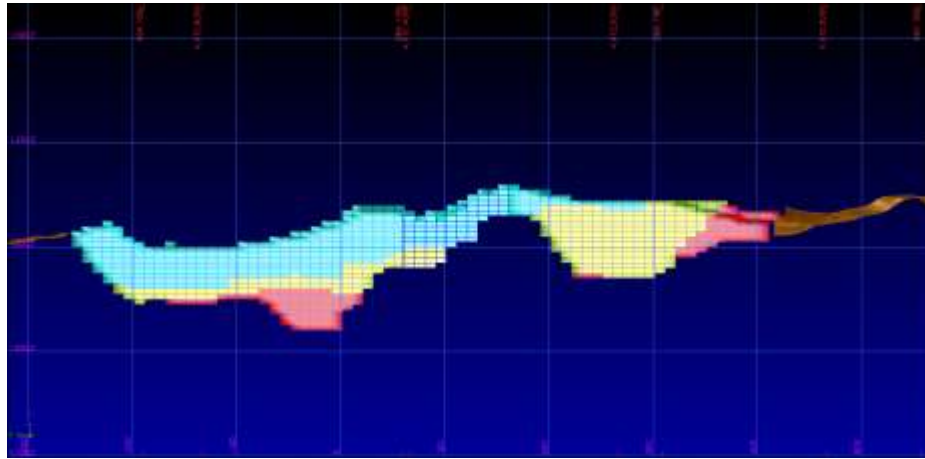


Figura 6.18. Sección Norte-Sur de desarrollo de corta.

La excavación se comienza en la zona con mayor ley, cerca de la superficie y se van ampliando en forma de cortas anidadas hasta alcanzar la corta final.

Atendiendo al anterior desarrollo en tres fases se ha realizado la planificación anual buscando los siguientes objetivos:

- Asegurar la alimentación a planta de 1Mt anuales.
- Mantener un movimiento lo más constante posible.
- Asegurar la excavación total de los bancos superiores de cada fase antes de comenzar los inferiores, asegurando el acceso a los distintos frentes.

En la figura 6.19 se muestra el movimiento anual de material en la corta:



Figura 6.19. Planificación anual para 1 Mt de producción. Movimiento de la corta.

La vida de la mina en este supuesto se estima en 21 años, los dos primeros años de operación minera a un ritmo menor y los cuatro años finales en que el movimiento de estéril se va reduciendo hasta desaparecer. Durante los años centrales de la operación, el movimiento anual promedio es de casi 1,5 Mt entre estéril y mineral.

En los primeros dos años es necesario un movimiento adicional de estéril para garantizar la producción futura

- **Escenario de producción de 3 Mt / año**

En este escenario se utiliza una corta de similares características a las del caso anterior, con el mismo modelo de desarrollo en 3 fases concéntricas. La única variación se encuentra en la producción anual de la planta de beneficio de minerales metálicos, en este caso de 3 Mt/año, y por lo tanto, la vida de la mina, que se reduce significativamente (Tabla 6.20).

Tabla 6.20. Características de la corta óptima

Mineral	Ley eq.	Ley corte	Estéril	Vida
(Mt)	(ppm)	(ppm)	(Mt)	(años)
19,68	133	71	10,6	8

Atendiendo al desarrollo en tres fases se ha realizado la planificación anual buscando los siguientes objetivos:

- Asegurar la alimentación a planta de 3Mt anuales.
- Mantener un movimiento lo más constante posible.
- Asegurar la excavación total de los bancos superiores de cada fase antes de comenzar los inferiores, asegurando el acceso a los distintos frentes.

En la figura 6.20 se muestra el movimiento anual de material en la corta:



Figura 6.20. Planificación anual para 3Mt/año, movimiento de corta.

La vida de la mina en este supuesto se estima en 8 años. El movimiento anual promedio es de algo más de 3Mt entre estéril y mineral, durante los años centrales de la operación, existe un año de inicio de la operación con un ritmo menor y un año final en que el movimiento de estéril se reduce hasta desaparecer. Este primer año es un año de desmonte inicial y preparación por lo que el mineral extraído es menor. En el último año se reduce la cantidad de mineral por agotamiento de la corta.

6.1.9. ALTERNATIVAS DE DESARROLLO DE CORTA

Aunque se ha comprobado que la forma óptima de desarrollo de la corta es mediante cortas anidadas concéntricas, se han estudiado otras opciones, que aunque desde el punto de vista económico no son óptimas, pueden serlo desde el punto de vista medioambiental. Todas las opciones de desarrollo se han hecho sobre la opción de 3Mt anuales de producción.

6.1.9.1. DESARROLLO DE LA ZONA NORTE Y AVANCE HACIA EL SUR

La generación de estériles fuera de la corta puede conllevar una percepción negativa del estudio, por ello los sistemas de explotación que permitan almacenar los estériles dentro de la corta pueden tener ventajas ambientales. Un vistazo a la corta sugiere realizar un desarrollo que permita llegar a situación final en todo el hueco norte y utilizar el hueco generado para colocar los estériles extraídos en el resto de la corta, iniciándose una minería de transferencia, minimizando así el volumen de estériles almacenados en superficie (Fig. 6.21).

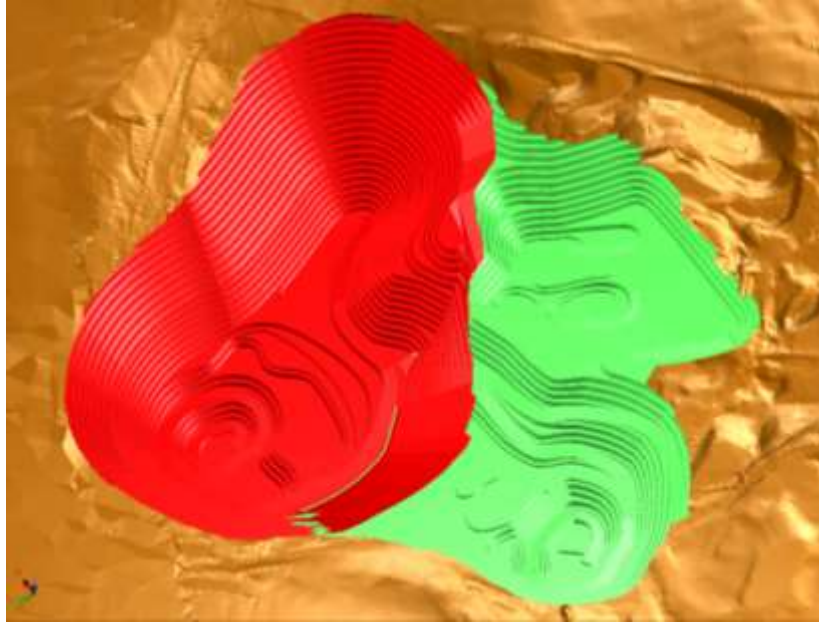


Figura 6.21. Explotación de la zona norte (en rojo) y avance hacia el sur (en verde).

La ley general de la zona norte es mayor que la de la zona sur y, en este caso, es necesario colocar en superficie al menos el 76% del estéril de la corta total para poder extraer el 71% del mineral. Además, es necesaria la extracción de suficiente estéril de la fase sur para garantizar el acceso al mineral en dicha zona y no interrumpir la producción.

Este tipo de explotación no reduce sensiblemente el volumen de estériles a manejar en superficie y, por el contrario, sí puede afectar de forma negativa a la explotación de los recursos, al restringir la excavación de la corta imponiendo un relleno de parte de la misma, lo que hipoteca los recursos de esa zona. Hay que tener en cuenta, además, que la zona norte aún está abierta y tiene potencial de crecer.

6.2. GESTIÓN DE ESTÉRILES

6.2.1. INTRODUCCIÓN

Una vez desarrollada la optimización de la corta, se ha llevado a cabo un análisis de las posibles ubicaciones de los estériles, así como de las ventajas de realizar la separación óptima de los mismos de cara a su uso futuro como minerales industriales y a la posterior restauración de la zona afectada.

Para ello, se ha asumido una densidad media de los lodos de 1,9 t/m³.

6.2.2. TIPOS DE ESTÉRILES

La diferenciación de los estériles del estudio de Penouta hace referencia a su origen:

- **Lodos de proceso procedentes de las distintas etapas de clasificación y concentración del mineral:** se trata de pulpas con alto contenido en sólidos pero con evidente capacidad para fluir. Es necesario confinarlos en balsas que garanticen su estabilidad hasta la pérdida de agua que los haga comportarse como un material sólido.

A su vez estos se dividen en dos tipos:

- Los lodos de proceso derivados del leucogranito (Estéril Leucogranito), tras ser procesados en la planta de minerales industriales.
- Resto de estériles (Estéril Planta Metálicos), sin interés desde el punto de vista de los minerales industriales, derivados de las zonas de mixtos y del greisen.

- **Estériles de mina (Estéril de Mina):** principalmente bloques de voladura procedentes del gneis y de los materiales de recubrimiento, que se ubicarán en escombreras.

Para la gestión de estériles de mina se han diseñado, de forma conceptual, una escombrera Norte y una balsa de lodos que se ubicará sobre la actual balsa grande o B1, una vez esta haya sido re-procesada (Tabla 6.21 y Fig. 6.24).

Tabla 6.21. Generación de estériles de mina			
		Total	Destino
Estéril de Mina			Escombrera Norte
Tonelaje	Mt	4,8	
Volumen en escombrera	Mm ³	2,5	
Estéril Leucogranito			
Estéril Leucogranito			Balsa de Lodos
Tonelaje	Mt	5,4	
Volumen en escombrera	Mm ³	2,8	
Estéril Planta Metálicos			
Estéril Planta Metálicos			Balsa de lodos
Tonelaje	Mt	0,4	
Volumen en escombrera	Mm ³	0,2	
Estéril Total			
Estéril Total			Escombrera Norte / Balsa de lodos
Tonelaje	Mt	10,6	
Volumen en escombrera	Mm ³	5,5	

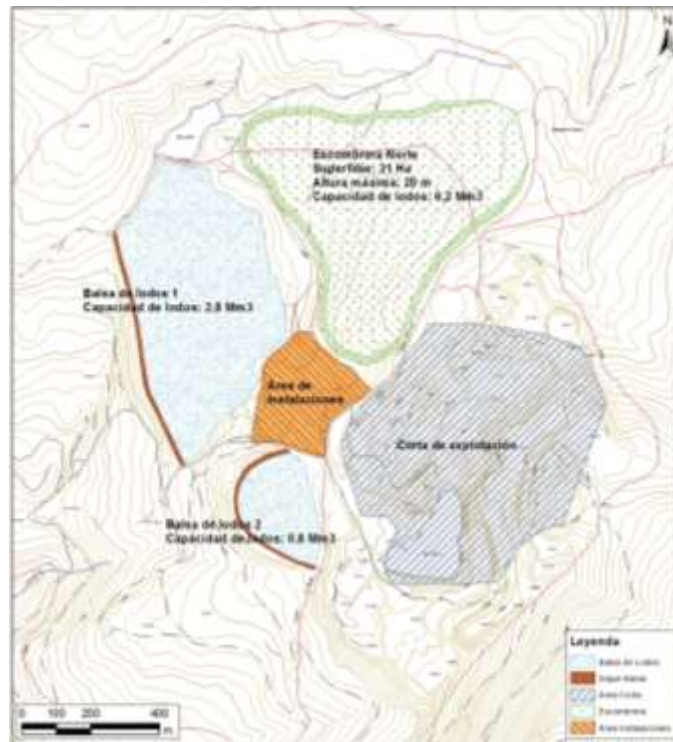


Figura 6.24. Disposición general de las balsas y de la escombrera.

6.3. GESTIÓN DE AGUAS

6.3.1. GESTIÓN DE AGUA DE PROCESO

Para llevar a cabo el proceso de tratamiento del mineral, se cuenta con una concesión anual de 51 l/s por parte de la Confederación Hidrográfica Miño-Sil, caudal que se bombeará desde el río do Couto y se almacenará para su uso final. El coste energético de este bombeo desde la Cuenca del río do Couto hasta la zona del estudio, tomando una diferencia de cotas de 142 m (Fig. 6.25), se estima en 373.984 kWh/año.

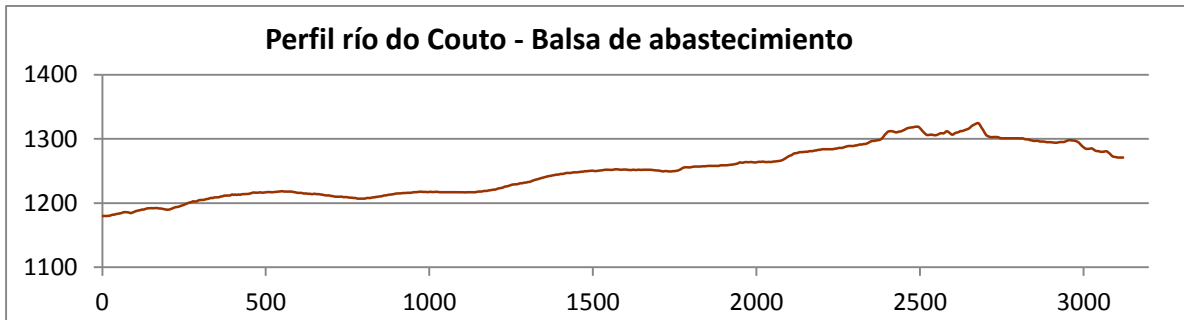


Figura 6.25 Perfil a superar para el bombeo de agua de abastecimiento.

6.3.2. GESTIÓN DE AGUA DE DRENAJE

El diseño definitivo de la corta definirá el agua de escorrentía que se podrá evacuar por gravedad mediante cunetas, interceptándola previamente a su descenso por debajo de la cota del terreno natural, y la que sea necesario bombear desde el fondo de la corta.

Para el drenaje mediante cunetas de las cuencas del estudio (Fig. 6.26), se calculará el máximo caudal evacuado usando la fórmula de continuidad y de Manning, tomando como referencia el material de la cuneta tierra, cuyo número n es 0,028.

Fórmula de Manning:
$$i = \frac{(v^2 \times n^2)}{R_h^{4/3}}$$

Continuidad:
$$Q = S \cdot v$$

Despejando una fórmula en otra y tomando como referencia un canal de desagüe trapezoidal con base y ángulo de talud 1:1, se obtiene:

$$Q = (b \cdot h + h^2) \cdot i^{1/2} \cdot ((bh + h^2) / (b + 2,8284h))^{2/3} / n$$

El dimensionamiento del desagüe se ha aproximado a cada zona de la corta del estudio en función de las características del área vertiente. Se han tomado valores de umbral de escorrentía del orden del 35 % de la precipitación máxima de la avenida en las balsas y escombreras, y del 10 % en corta y plantas.

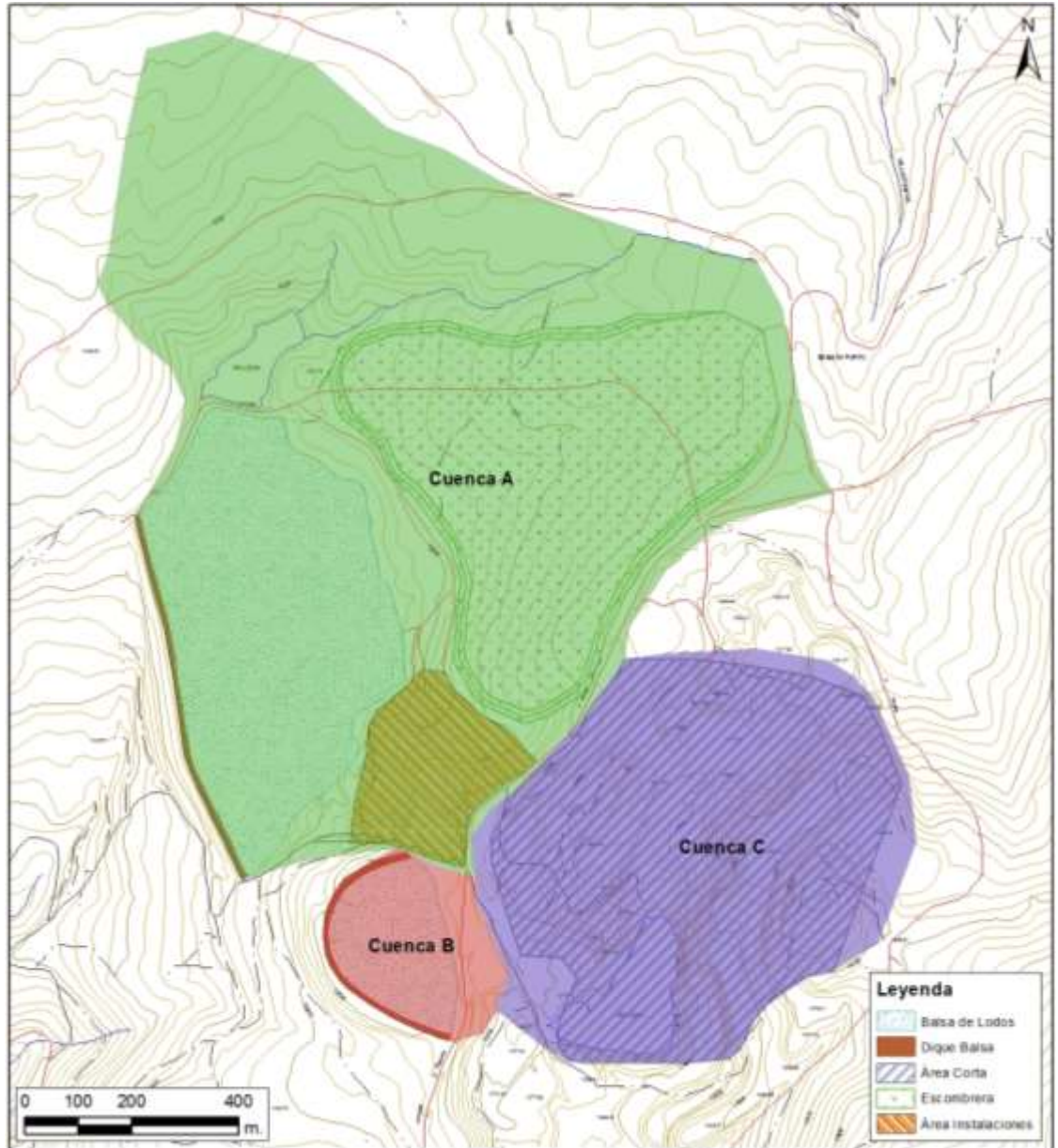


Figura 6.26. Cuencas de drenaje del estudio.

La tabla 6.22 muestra los caudales a drenar en las distintas cuencas del estudio, basadas en el cálculo a partir de la ITC. 5.2-IC del Ministerio de Fomento.

Tabla 6.22. Caudales a gestionar en las distintas cuencas del estudio

	Sup (km ²)	Longitud (km)	Pendiente (%)	P ₀ (mm)	Tiempo de Concentración (T _c) (h)	Intensidad Máxima para Tiempo de Concentración T _c y P _a 50 (mm/día)	Intensidad Máxima para Tiempo de Concentración T _c y P _a 100 (mm/día)	C50	C100	Q T50 (m ³ /s)	Q T100 (m ³ /s)	Bas e (m)	Altu ra (m)
Cuenca A	1,30	1,60	5%	78,16	0,77	84,70	96,00	0,04	0,07	2,42	2,75	1,70	0,90
Cuenca B	0,10	0,50	21%	9,77	0,25	150,40	170,40	0,67	0,71	4,78	5,42	2,00	1,00
Cuenca C	0,50	1,60	20%	9,77	0,58	98,30	111,50	0,67	0,71	10,92	12,38	2,30	1,20

Nota1: Para el cálculo de la cuneta se ha tomado el caso más desfavorable: período de 100 años. Nota2: La P₀ se ha factorizado para tener en cuenta coeficientes de escorrentía estimados en las distintas zonas del estudio, mayor en las zonas de corta y menor en las zonas de escombrera.

6.4. ESTIMACIÓN DE COSTES, SELECCIÓN DE EQUIPOS

Se ha desarrollado un modelo de costes para la operación de Penouta sobre unidades básicas de producción y operación. A partir de un plan minero con superficies afectadas, volúmenes y tonelajes estimados, se han estimado horas de operación de maquinaria minera, horas de personal, actividades de rehabilitación, así como la inversión inicial estimada.

Los resultados del modelo son acordes con el nivel de precisión y/o confiabilidad del plan minero. La estimación de los costes de operación ha sido complementada con el conocimiento y la experiencia, así como con datos relativos a operaciones de similar calibre, tanto en España como en el extranjero.

La operación a cielo abierto ha sido proyectada a 21 años, con excavación y procesado de en torno a 1 Mt de mineral y movimientos globales del orden de 1,5 Mt. Sobre la base del modelo de costes, los costes operativos totales exceden los mil millones de Euros (1.173 M EUR) mientras que el capital invertido en los primeros años del estudio rondaría los veinticinco millones de Euros (25 M EUR).

La base del modelo es la del “operador contratista”, debido a la practicidad que este ofrece, el gran número de contratistas disponibles a nivel nacional, así como el menor riesgo financiero. La estrategia de operación minera elegida para Penouta es la de carga con retroexcavadoras (7 m³) y camiones, tanto articulados (40 t) como rígidos (65 t).

La estimación de horas de trabajo, productividad de la flota, así como personal involucrado en la operación, ha sido calculada a partir del modelo y bases de datos. El modelo incluye mantenimiento, servicios y todas las actividades pertinentes a la operación a cielo abierto de Penouta. Asimismo, este estudio ha establecido sendos parámetros de perforación y voladura, tanto para roca estéril como mineral, con factores de carga de 235 g/t para estéril y 385 g/t para mineral.

Los costes del procesado del mineral han sido calculados de forma unitaria y de acuerdo a un consumo unitario de electricidad más gastos en consumibles. El transporte/logística del mineral consiste en acarreo mediante camión desde la planta de proceso hasta el puerto en la ciudad de Vigo, como escenario básico. Se ha valorado también el transporte por ferrocarril como opción, si bien ha sido desestimada por la baja cuantía de concentrado.

El modelo de costes incluye tanto costes operativos como de capital o inversión, tanto en unidades completas (EUR'000) como en ratio por kilogramo de mineral extraído (tantalita equivalente), así como por tonelada minada y procesada.

6.4.1. COSTES DE LA OPERACIÓN MINERA

La planificación de mina para el escenario de costes de planta “intermedios” ha servido como base para el cálculo de los volúmenes de producción, horas de trabajo, personal, proceso y cálculos de infraestructura del modelo.

Los costes de operación minera han sido establecidos en torno a cinco ítems principales:

- Tierra Vegetal. Despejado, carga y transporte de los suelos correspondientes a las áreas de la corta, vertederos y balsas de estériles.
- Perforación y Voladura. Tanto para roca estéril como mineral, incluyendo el coste de perforación, explosivos y servicio de voladura.
- Estéril. Correspondiente a las horas de carga y transporte de roca estéril, así como el correspondiente equipo de apoyo a la operación.
- Mineral. Correspondiente a la carga y transporte de la roca mineral, así como los trabajos auxiliares de apoyo a dicha operación.
- Control de Calidad. Correspondiente a la actividad de supervisión de mineral, así como al laboratorio de análisis para el control de leyes.

6.4.1.1. RATIOS DE PRODUCCIÓN

Teniendo en cuenta una vida estimada de 21 años de operación a cielo abierto, un movimiento global medio de 1,5 Mt y 1 Mt de mineral procesado en planta, las producciones anuales se muestran en la tabla 6.23.

Tabla 6.23. Producciones anuales

Esquema de Produccion		Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 10	Año 15	Año 20	Año 25	Totales
Resumen Cantidades	'000 t	3.011	5.485	4.664	4.253	4.396	6.381	5.893	5.189	3.241	132.702
Top Soil	'000 t	350	350	100	50	50	50	50	50	50	2.000
Esteril	'000 t	1.873	2.152	1.533	1.198	1.342	3.328	2.841	2.134	189	55.925
Mineral	'000 t	788	2.983	3.031	3.005	3.004	3.003	3.001	3.006	3.002	74.777
Ratio esteril/mineral	t/t	2,31	0,70	0,49	0,39	0,43	1,08	0,92	0,69	0,06	0,73
Tantalita - Ta2O5	kg	26.475	223.779	233.457	250.953	231.493	206.495	208.258	200.658	185.229	5.296.001
Estano - Sn	kg	790.450	2.122.743	1.483.214	1.431.883	1.396.832	1.230.681	822.484	962.991	1.078.411	27.499.226
Columbita - Nb2O5	kg	10.666	100.820	67.013	66.402	67.487	96.289	99.479	145.992	190.252	2.767.140
Total	kg	827.591	2.447.342	1.783.684	1.749.238	1.695.812	1.533.465	1.130.220	1.309.641	1.453.892	35.562.367
Contenido Ta2O5(Fe,Mn)	kg	88.250	745.930	778.191	836.511	771.642	688.318	694.194	668.860	617.430	17.653.337
Contenido Sn2O5 (X,Y)	kg	1.045.699	2.808.212	1.962.169	1.894.262	1.847.892	1.628.088	1.088.077	1.273.957	1.426.648	36.379.184
Contenido Nb2O5(X,Y)	kg	22.221	210.042	139.610	138.337	140.599	200.601	207.247	304.149	396.359	5.764.875
Concentrado Total	kg	1.156.170	3.764.184	2.879.970	2.869.110	2.760.132	2.517.007	1.989.518	2.246.966	2.440.437	59.797.396

6.4.1.2. HORAS DE PRODUCCIÓN

Las horas de operación se han estimado en base a premisas de disponibilidad mecánica, de utilización de los equipos de tipo estándar y acorde a prácticas del mercado. Se han estimado **dos turnos diurnos de 8 horas**. En condiciones normales de operación, la mina funcionará unas **5.500 horas al año**.

Con disponibilidades mecánicas de los equipos entre aproximadamente 75% para algunos equipos auxiliares, y 84% para equipos de carga, y usos de tal disponibilidad de entre el 75% y 85%, contaremos con aproximadamente unas 4.000 horas de trabajo al año para los equipos de carga y transporte.

Las productividades para los equipos de carga estarán entre las 600 t/h y 1.000 t/h para las excavadoras seleccionadas (Tabla 6.24).

Tabla 6.24. Resumen de Horas de Operación Mina

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 10	Año 15	Año 20	Año 25	Totales
Carga	4.369	8.924	7.739	7.213	7.362	9.430	8.920	8.191	6.156	208.647
EX1200	2.416	6.679	6.141	5.964	5.962	5.960	5.957	5.965	5.959	150.322
EX1900	1.953	2.245	1.598	1.250	1.399	3.470	2.963	2.225	197	58.325
Transporte	8.960	18.930	16.564	15.524	15.803	19.699	18.737	17.365	13.531	441.704
CAT 740	5.281	14.702	13.553	13.170	13.167	13.162	13.155	13.174	13.160	331.846
CAT 785	3.679	4.228	3.011	2.354	2.636	6.537	5.582	4.192	371	109.858
Perforacion	1.996	4.890	4.615	4.402	4.479	5.548	5.284	4.908	3.855	123.636
DM45	1.996	4.890	4.615	4.402	4.479	5.548	5.284	4.908	3.855	123.636

6.4.1.3. COSTES DE CONTRATISTA

Los costes de la operación del contratista han sido estimados de acuerdo a costes conocidos y operaciones similares a nivel nacional e internacional. Se ha asumido que el contratista ofrecerá un coste unitario por unidad de carga y transporte estéril/mineral, más un sobrecargo por distancia (Tabla 6.25).

Tabla 6.25. Costes del Contratista – Carga y Transporte			
Unidad	Coste EUR/t	Vertido EUR/t	Recarga Distancia EUR/t m
Estéril	1,50	0,25	0,0015
Mineral	1,85	0,25	0,0015

Asimismo, el coste de perforación y voladura se ha estimado por unidad de volumen o BCM (Tabla 6.26).

Tabla 6.26. Costes del Contratista – Perforación y Voladura	
Unidad	Coste EUR/BCM
Estéril	1,25
Mineral	1,50

6.4.2. COSTES DE PLANTA DE PROCESO E INFRAESTRUCTURA

Los costes de procesado del mineral se han estimado de acuerdo a unas premisas básicas de coste de consumibles (componentes y otros materiales) y el consumo de electricidad. Tanto para el lavado del mineral más blando, que no necesita trituración, como para los circuitos de trituración y molienda de los minerales duros se han estimado consumos energéticos de 10 kWh/t y 21 kWh/t, respectivamente. Asumiendo unos costes de consumibles en torno a los 46,5 EUR/t en total, se estima que el coste de proceso de Penouta rondaría los **7,50 EUR por tonelada** de mineral procesado.

6.4.3. COSTES MEDIOAMBIENTALES, REHABILITACIÓN

Los denominados costes ambientales del estudio se refieren a la rehabilitación de las áreas afectadas por la operación minera y a la preparación y restauración de la balsa de lodos. Se asume que Penouta será un estudio avanzado en su gestión ambiental y que la restauración comenzará prácticamente de forma simultánea con los primeros trabajos de minado. Los costes de rehabilitación del terreno serán de unos 100.000 EUR anuales, salvo el año de máxima apertura de la corta, en que serán de 700.000 EUR.

El coste de preparar y operar la balsa de lodos, será aproximadamente de 1.200.000 EUR por año, reduciéndose a partir del año 10 a 600.000 EUR anuales.

6.4.4. COSTES GENERALES

Como costes generales se han estimado los costes de personal ("*Staff*"), los de marketing y ventas del mineral y los costes de administración. Los costes generales han sido estimados en 1,7 M EUR por año, desglosándose en costes de personal en torno a 1,2 M EUR, costes de marketing y ventas en torno a los 50.000 EUR y costes de administración cercanos a 0,5 M EUR.

Para realizar estas estimaciones se ha considerado una dotación de personal adecuada a una operación de la naturaleza de Penouta y de acuerdo a prácticas comunes en el mercado (Tabla 6.27).

Tabla 6.27. Esquema de Personal de Penouta	
Personal	Coste laboral (EUR/año)
Director General	94.000
Secretario	24.000
Director de Proyecto	42.000
Director Mina, D. Facultativo	60.000
Superintendente Mina, Ing Operaciones	46.000
Supervisor Mina	36.000
Superintendente Planta	48.000
Supervisor Planta	36.000
Jefe Eléctrico	36.000
Asistente	24.000
Almacén	24.000
Director Recursos	52.000
Geólogo Exploración	41.000
Geólogo GIS, etc.	40.000
Topógrafo Jefe	36.000
Topógrafos	24.000
Geólogo Mina	36.000
Técnicos Control de Leyes	30.000
Líder Sostenibilidad (Seguridad y M.Amb.)	46.000
Ayudante Seguridad	36.000
Técnico Medio Ambiente	36.000
Jefe de Administración	42.000
Asistente Administración	24.000

Por último, los costes de marketing y ventas del mineral han sido establecidos en 20 EUR por tonelada de concentrado, lo cual asciende a una suma anual de unos 50.000 EUR.

6.4.5. RESUMEN DE COSTES DE OPERACIÓN (OPEX)

En total, los costes de operación (OPEX) de la mina de Penouta han sido estimados en unos 45 M EUR por año, con un gasto total durante la vida del estudio del orden de magnitud de 1.174 M EUR (Tabla 6.28). También se hacen constar los costes unitarios de operación referidos a los kilogramos de Tantalita equivalente producidos en Penouta, así como los niveles de producción tanto en planta como en mina (Tabla 6.29).

Tabla 6.28. Costes Operación Vida de la Mina

OPEX*Costes de Operacion*

		Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 10	Año 15	Año 20	Año 25	TOTAL	
		2015	2016	2017	2018	2019	2024	2029	2034	2039		
Produccion												
Movimiento Total	t'000	2.288	5.193	5.084	3.988	4.395	6.253	6.297	5.181	3.289	130.908	
Esteril	t'000	1.499	2.210	2.053	983	1.391	3.251	3.296	2.175	287	56.131	
Mineral Seccion-B	t'001	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Mineral Seccion-C	t'000	788	2.983	3.031	3.005	3.004	3.003	3.001	3.006	3.002	74.777	
	Tantalo	kg	27.946	236.211	246.427	264.895	244.353	217.967	219.828	211.806	195.519	5.590.223
	Estaño	kg	834.364	2.240.673	1.565.615	1.511.432	1.474.434	1.299.052	868.177	1.016.490	1.138.323	29.026.961
	Niobio	kg	11.259	106.421	70.736	70.091	71.237	101.638	105.005	154.102	200.822	2.920.870
Mina - Costes de Operacion	EUR'000	8.039	15.225	14.556	11.751	12.986	20.372	15.426	15.245	8.570	373.560	
Planta, Infraestructura, Transporte	EUR'000	7.633	26.334	29.732	29.509	29.503	29.493	29.480	29.517	29.489	732.744	
Medioambientales	EUR'000	782	1.321	1.932	1.425	1.325	1.325	700	701	700	24.397	
Costes Generales	EUR'000	1.095	1.190	1.717	1.717	1.715	1.710	1.699	1.705	1.709	43.215	
Coste Operativo	EUR'000	17.549	44.071	47.938	44.402	45.528	52.900	47.305	47.168	40.469	1.173.915	

Tabla 6.29. Resumen Costes Unitarios

Costes Unitarios

Costes de Operacion y de Inversion

Expandir para ver otros años intermedios

	Units	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 10	Año 15	Año 20	Año 25	TOTALS
Produccion		2015	2016	2017	2018	2019	2024	2029	2034	2039	
Movimiento Mina	t'000	2.288	5.193	5.084	3.988	4.395	6.253	6.297	5.181	3.289	130.908
Mineral	t'000	788	2.983	3.031	3.005	3.004	3.003	3.001	3.006	3.002	74.777
Tantalita Equivalente	kg	103.638	439.481	388.457	402.010	378.111	335.815	298.588	304.020	298.786	8.223.503
Coste/Tantalita Eq	EUR/kg Ta2O5	169,33	100,28	123,41	110,45	120,41	157,53	158,43	155,15	135,44	142,75
Mina - Costes de Operacion	EUR/kg	77,56	34,64	37,47	29,23	34,34	60,66	51,66	50,15	28,68	45,43
Planta e Infraestructura - Costes	EUR/kg	73,65	59,92	76,54	73,40	78,03	87,83	98,73	97,09	98,70	89,10
Medioambientales	EUR/kg	7,54	3,00	4,97	3,55	3,50	3,94	2,34	2,31	2,34	2,97
Costes Generales	EUR/kg	10,57	2,71	4,42	4,27	4,54	5,09	5,69	5,61	5,72	5,26
Coste/Mineral	EUR/t Mineral	22,26	14,77	15,82	14,78	15,16	17,62	15,76	15,69	13,48	15,70
Mina - Costes de Operacion	EUR/t	10,20	5,10	4,80	3,91	4,32	6,78	5,14	5,07	2,85	5,00
Planta e Infraestructura - Costes	EUR/t	9,68	8,83	9,81	9,82	9,82	9,82	9,82	9,82	9,82	9,80
Medioambientales	EUR/t	0,99	0,44	0,64	0,47	0,44	0,44	0,23	0,23	0,23	0,33
Costes Generales	EUR/t	1,39	0,40	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,57	0,58
Coste/t Mina	EUR/t Mineral	7,67	8,49	9,43	11,13	10,36	8,46	7,51	9,10	12,30	8,97
Mina - Costes de Operacion	EUR/t	3,51	2,93	2,86	2,95	2,95	3,26	2,45	2,94	2,61	2,85
Planta e Infraestructura - Costes	EUR/t	3,34	5,07	5,85	7,40	6,71	4,72	4,68	5,70	8,97	5,60
Medioambientales	EUR/t	0,34	0,25	0,38	0,36	0,30	0,21	0,11	0,14	0,21	0,19
Costes Generales	EUR/t	0,48	0,23	0,34	0,43	0,39	0,27	0,27	0,33	0,52	0,33

6.4.6. INVERSIONES DE CAPITAL

Los costes de capital o inversión inicial del estudio de Penouta han sido calculados corresponde mayoritariamente con el coste de equipos y construcción de la planta de tratamiento del mineral, las infraestructuras aledañas a la operación minera y todos los estudios técnicos necesarios para la puesta en marcha de la operación.

El coste de construcción de la planta de proceso asciende a unos 12,7 M EUR (costes de operación e inversión de planta e infraestructura fuera del alcance del estudio). Junto con la inversión de la planta, se han realizado provisiones de inversión por valor de unos 5,7 M EUR para varios trabajos de preparación preliminares, obra civil, infraestructura industrial, líneas de alto voltaje, accesos a la operación y otras infraestructuras necesarias. Asimismo, se ha hecho una provisión del 5% de la inversión inicial como factor de riesgo del estudio.

La tabla 6.30 muestra los volúmenes de inversión inicial.

Tabla 6.30. Costes de Capital, Estudios, Preliminares

CAPEX

<i>Inversion de Capital</i>		Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	TOTAL
Unidades		2014	2015	2016	2017	2018	2019	
Produccion								
Movimiento Mina	t'000		2.288	5.193	5.084	3.988	4.395	130.908
Mineral	t'000		788	2.983	3.031	3.005	3.004	74.777
Planificacion, Estudios, EPCM	EUR'000	3.072	3.268	-	-	-	-	6.340
MedioAmbiente	EUR'000	-	-	-	-	-	-	-
Comunidades	EUR'000	250	250	-	-	-	-	500
Exploracion	EUR'000	1.500	1.500	-	-	-	-	3.000
Ingenieria/Consultoria	EUR'000	750	250	-	-	-	-	1.000
EPCM	EUR'000	572	1.268	-	-	-	-	1.840
Planta e Infraestructura	EUR'000	5.723	12.675	-	-	-	-	18.398
Planta de Tratamiento Ta-Sn	EUR'000	-	8.571	-	-	-	-	8.571
Planta Molienda	EUR'000	-	3.500	-	-	-	-	3.500
Trabajos Preliminares	EUR'000	500	-	-	-	-	-	500
Obra Civil	EUR'000	1.400	-	-	-	-	-	1.400
Infraestructura (Industrial)	EUR'000	1.400	-	-	-	-	-	1.400
Servicios	EUR'000	250	-	-	-	-	-	250
Linea Electrica Alto Voltaje	EUR'000	1.300	-	-	-	-	-	1.300
Administracion	EUR'000	300	-	-	-	-	-	300
Accesos	EUR'000	200	-	-	-	-	-	200
Estructuras y Puentes	EUR'000	100	-	-	-	-	-	100
Riesgo Proyecto (5%)	EUR'000	273	604	-	-	-	-	876
Mineria	EUR	100	200	-	-	-	-	300
CAPEX	EUR'000	8.895	16.143	-	-	-	-	25.037

6.5. MODELO ECONÓMICO. EVALUACIÓN DEL ESTUDIO

Como se ha comentado a lo largo del documento, la vida de la mina de Penouta ha sido estimada en unos 21 años para niveles de producción de 1 Mt de mineral anuales. El coste de desarrollo del estudio, incluyendo la planta de tratamiento de los metales, infraestructuras y otros aspectos preliminares del mismo, asciende a 25 M EUR. Los costes de operación anuales alcanzan los 47 M EUR anuales, con una suma total de 1.174 M EUR a lo largo de la vida de la mina (Tabla 6.31).

Tabla 6.11. Resumen de Costes		
Caso	Capital (M EUR)	Operaciones (M EUR)
Base – Operador	25	1.174

Para la evaluación del estudio de Penouta se ha utilizado el método del VAN (Valor Actualizado Neto) o comúnmente conocido por sus siglas en inglés NPV (Net Present Value).

El análisis del VAN ofrece una visión bastante clara de la rentabilidad del estudio en su comienzo, o momento de inversión. Si bien este tipo de ejercicio consta de varias limitaciones, debido esencialmente a su rigidez y limitada variabilidad, da una idea RAZONABLEMENTE precisa del valor temporal de los flujos de caja a percibir como fruto de la operación del estudio.

Se ha elaborado un modelo de VAN que permite a su vez modificar numerosos parámetros de evaluación para evaluar sus diferentes impactos o influencia sobre la rentabilidad global del estudio.

Las tres partidas más importantes en el cálculo del VAN son los costes de operación y de capital, y las ventas de mineral.

6.5.1. VENTAS DE MINERAL

Los productos principales de la mina de Penouta consistirán en un concentrado de tantalita (Ta_2O_5) y un concentrado de estaño (Sn).

El concentrado de tantalita es una concentración de alta pureza de la especie mineral mena de la tantalita $(Fe,Mn)Ta_2O_5$, que contiene aproximadamente entre un 35% y un 45% de tantalita pura. Este concentrado contiene, a su vez, menores cantidades de columbita (Nb_2O_5). Sin embargo se ha optado por eliminar cualquier ingreso debido a la venta de la columbita, asumiendo que irá dentro del concentrado de tantalita, pero sin beneficio económico adicional. Otro parámetro a considerar es el de la recuperación del proceso de separación mineral, que por los datos disponibles en estos momentos de los ensayos en planta piloto son aproximadamente del 80% para el estaño, tantalita y columbita.

El concentrado de estaño consiste esencialmente en una concentración muy alta de este elemento en niveles mínimos del 65% con menores inclusiones de otros minerales y gangas.

El precio de tantalita adoptado para la evaluación del estudio ha sido de **138 USD/kg Ta_2O_5** (a diferencia de la establecida en Roskill, 2015). Este precio es aplicable a cada kilogramo de tantalita contenida en el concentrado. Los precios correspondientes al concentrado de casiterita son de 22 USD/kg de Sn contenido. Las ventas de mineral a los precios indicados ascienden a unos 1.425 M EUR durante la vida de la mina, con una media anual de unos 57 M EUR.

6.5.2. PARÁMETROS ECONÓMICOS PARA LA EVALUACIÓN

Para la evaluación económica del estudio se han adoptado los siguientes parámetros:

- Cambio EUR/USD: 1,18
- Precio gasóleo: 1,00 EUR/l
- Precio Electricidad: 0,075 EUR/kWh (subvenciones incluidas)

6.5.3. RESULTADOS VAN PARA EL CASO BASE

Considerando el caso base del tratamiento de 1 Mt de mineral anual, a un precio de 138USD/kg Ta₂O₅, se analizan tres casos con diferentes tasas de descuento, que arrojan los siguientes valores:

- 54 M EUR – Tasa Descuento 12%
- 98 M EUR – Tasa Descuento 10%
- 117 M EUR – Tasa Descuento 8%

La TIR (Tasa Interna de Retorno o Rentabilidad) del estudio en el caso base sería de 58%.

Como se puede observar, el estudio muestra resultados positivos para los tres casos analizados bajo diferentes tasas de descuento. Un análisis de sensibilidad llevado a cabo sobre las variables más influyentes del estudio (análisis de variables independiente) arroja las siguientes observaciones:

- Precio tantalio: Es lógicamente la variable de mayor influencia y ofrece el potencial de aumentar significativamente el valor del estudio (Fig. 6.27).

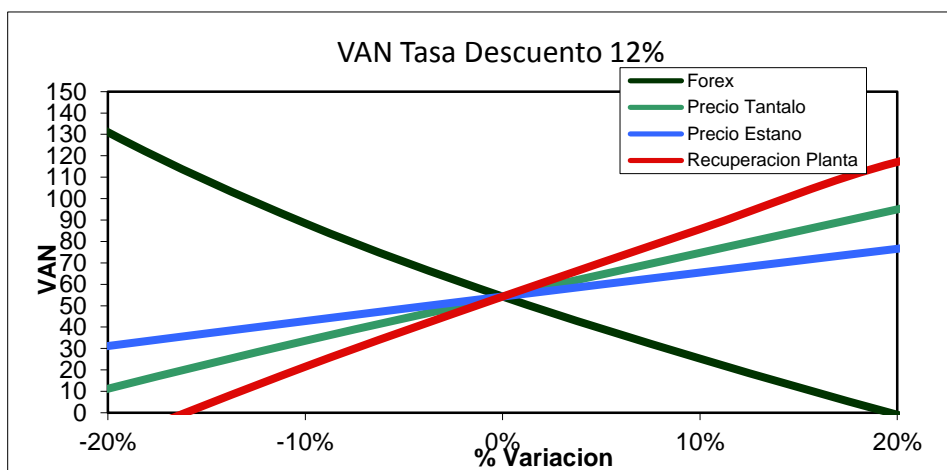


Figura 6.27. Análisis de sensibilidad del VAN.

- Tipo de Cambio EUR/USD: Como productor europeo (costes en EUR), Penouta se beneficiaría sustancialmente de una bajada del tipo de cambio, fortaleciendo así su posición competitiva.
- Recuperación Metalúrgica: Dentro de los riesgos endógenos al estudio, una disminución de la recuperación en un 10% reduciría notablemente la rentabilidad del estudio. Del mismo modo, un posible aumento elevaría el valor de la operación muy significativamente. Es, por tanto, capital mantener la recuperación metalúrgica como principal variable de diseño y evaluación en sucesivas fases del estudio. Cualquier tipo de variación en estos parámetros afectaría muy seriamente la viabilidad del estudio, por lo que es crítico asegurar la viabilidad de los procesos metalúrgicos y la veracidad de las premisas tomadas.

En aras de tener una mejor perspectiva sobre la variabilidad técnico-económica del estudio, se han elaborado una serie de casos alternativos con diferentes parámetros de evaluación del estudio (Tabla 6.32).

En concreto, se han analizado tres escenarios técnico-económicos. Un “Mejor Escenario Posible”, como alternativa optimista ante precios de mercados al alza (incremento de precios +20% con respecto a un precio referencial de 138 USD/kg), así como

un clima macroeconómico muy favorable; un escenario “Negativo”, con precios de los metales más bajos (precios -20%), así como un clima macroeconómico no favorable; y un escenario “Conservador a largo plazo” con parámetros algo más moderados, si bien algo pesimistas comparados con el caso base (Precios -10%).

El análisis muestra que el estudio incrementa su valor muy significativamente para escenarios de precios al alza, a la vez que se mantienen sus márgenes de rentabilidad para escenarios algo conservadores. Solo un escenario de precios a la baja con dificultades técnicas en la recuperación y tasas de cambio euro-dólar alta, llevarían el estudio a escenarios de dudosa viabilidad.

Tabla 6.32. VAN casos alternativos			
	Caso 1: “Optimista”	Caso 2: “Pesimista”	Caso 3: “Conservador Largo Plazo”
Precio Ta ₂ O ₅	264 USD/kg	110 USD/kg	138 USD/kg
Precio SnO ₂	22,8 USD/kg	9,2 USD/kg	12,1 USD/kg
Forex EUR/USD	1,1	1,4	1,2
Prec. Planta	82%	78%	80%
Rec. Mina	95%	90%	92%
Precio kWh	6,5 cts. EUR	9 cts. EUR	7,5 cts. EUR
NPV @ 10%	196 M EUR	8 M EUR	88 M EUR

7.CONCLUSIONES: VIABILIDAD DEL PROYECTO

7. CONCLUSIONES: VIABILIDAD DEL ESTUDIO

Con todo lo desarrollado a lo largo del documento hasta este punto, es preceptivo y recomendable recapitular sobre las valoraciones y análisis llevados a cabo para determinar la viabilidad del estudio minero de la Mina de Penouta, considerando conjuntamente todos los aspectos tanto técnicos, como económicos, y ambientales, así como los sociales.

7.1. VIABILIDAD DEL ESTUDIO TÉCNICO

7.1.1. VIABILIDAD EN LA OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS DE SN, NB Y TA

Uno de los aspectos más importante valorados en el transcurso de este estudio ha sido la posibilidad o imposibilidad técnica para obtener un concentrado mineral comercializable a partir de materiales “estériles” de balsas y escombreras, así como de la roca mineralizada, en este caso un leucogranito con Sn, Ta y Nb y su encajante metamórfico greisenizado con un fuerte enriquecimiento en Sn. En principio, los esfuerzos se han focalizado con mayor intensidad en los materiales de las balsas (sección B), ya que son los que van a ser explotados en primera instancia y, además, presentan una complejidad técnica mayor, al ser sus leyes más bajas que las de las rocas mineralizadas, con lo que el proceso a desarrollar tiene que estar perfectamente definido y optimizado para su viabilidad.

Los **ensayos metalúrgicos** realizados ponen de manifiesto que la combinación de espirales, mesas de sacudidas y separación magnética de alta intensidad por vía húmeda es la mejor solución técnica ensayada hasta la fecha para la separación de los concentrados de la Mina de Penouta. Los mejores resultados en términos de ley y recuperación se han alcanzado al llevar a cabo un tratamiento individualizado por fracciones, alcanzando recuperaciones de más del 83 % para el Sn y más del 79 % para el conjunto de Ta+Nb, con leyes del 67 para el Sn y 62% para Ta+Nb, respectivamente (Figura 7.1). Si bien los

resultados finales del balance global del proceso están aún por concretar, estos resultados se encuentran dentro del rango necesario para poner el producto en el mercado.

Uno de los factores determinantes en la consecución de las leyes y recuperaciones adecuadas es el tamaño de molienda del material, en torno a las 212 μm , dado que la mena, sobre todo la columbo-tantalita, se encuentra con un grado mayor de liberación en esta fracción.

Otras técnicas, actualmente en fase de investigación, podrían mejorar aún más la calidad del concentrado, como son los tratamientos electrostáticos, que facilitarían la separación de las micas, o los térmicos, que permitirían cambiar la susceptibilidad magnética de los minerales con un componente férrico y poder así optimizar el proceso de separación y mejora de las leyes. Se desprende, por tanto, que con el proceso metalúrgico se puede obtener un concentrado mineral aceptable, pero que, aun así, podría presentar un margen de mejora.

Aunque con el tratamiento gravimétrico y la separación magnética de los concentrados de Sn, Nb y Ta se obtiene un producto vendible, se ha constatado en este trabajo que existe, no obstante, un margen importante de mejora al incorporar una etapa de separación mediante **técnicas pirometalúrgicas**. Como se recoge en el capítulo 3 y en la figura 7.1, para estos ensayos se ha partido de un concentrado de Sn que presenta una parte residual de Ta y Nb que no ha sido posible separar mediante técnicas magnéticas de alta intensidad. Con este proceso se ha constatado, en los ensayos realizados hasta la fecha, la obtención de un lingote con una pureza del 98,4% de Sn, producto que se encuentra próximo a las especificaciones del LME (99,4%) y que, aun así, ya sería comercializable. El residuo resultante de la fusión de este concentrado es una escoria donde se encuentran, entre otros componentes, el Nb y Ta, este último en porcentajes algo superiores al 25 % de concentración, lo que supone ya en sí mismo un producto vendible a un precio similar al del concentrado de tantalita (Figura 7.1). Además, resulta sencillo, una vez optimizado el proceso pirometalúrgico, incrementar la pureza del lingote de Sn hasta alcanzar las

especificaciones del LME, lo que conllevaría un aumento del margen de beneficio en este sentido.

Actualmente es posible disolver, separar y precipitar el Nb y Ta contenido en estas escorias, obteniéndose un producto de mucho más valor en el mercado que el concentrado gravimétrico de Nb-Ta o el de las escorias de fusión del Sn. Para ello habría que llegar a concentraciones del 99% de pureza del metal, trabajo que forma parte de una batería de ensayos que están siendo programados para valorar su viabilidad, pero que seguramente aporten un grado más de valor añadido a los productos obtenidos de la mina de Penouta.

No cabe duda de que el punto de partida utilizado en el ensayo pirometalúrgico podría haber sido otro muy distinto, por ejemplo: un concentrado mixto de Sn, Nb y Ta. Este producto inicial simplificaría el proceso, ya que no sería necesaria la separación magnética; pero en el momento presente esta posibilidad no se ha concretado aún. Sin embargo, *a priori* este diferente enfoque es muy estimulante y no exento de interés, no sólo desde un punto de vista metodológico, sino también por la reducción de costes, ya que los separadores magnéticos de alta intensidad son equipos caros y se requiere, por tanto, una fuerte inversión inicial y mantenimiento regular.

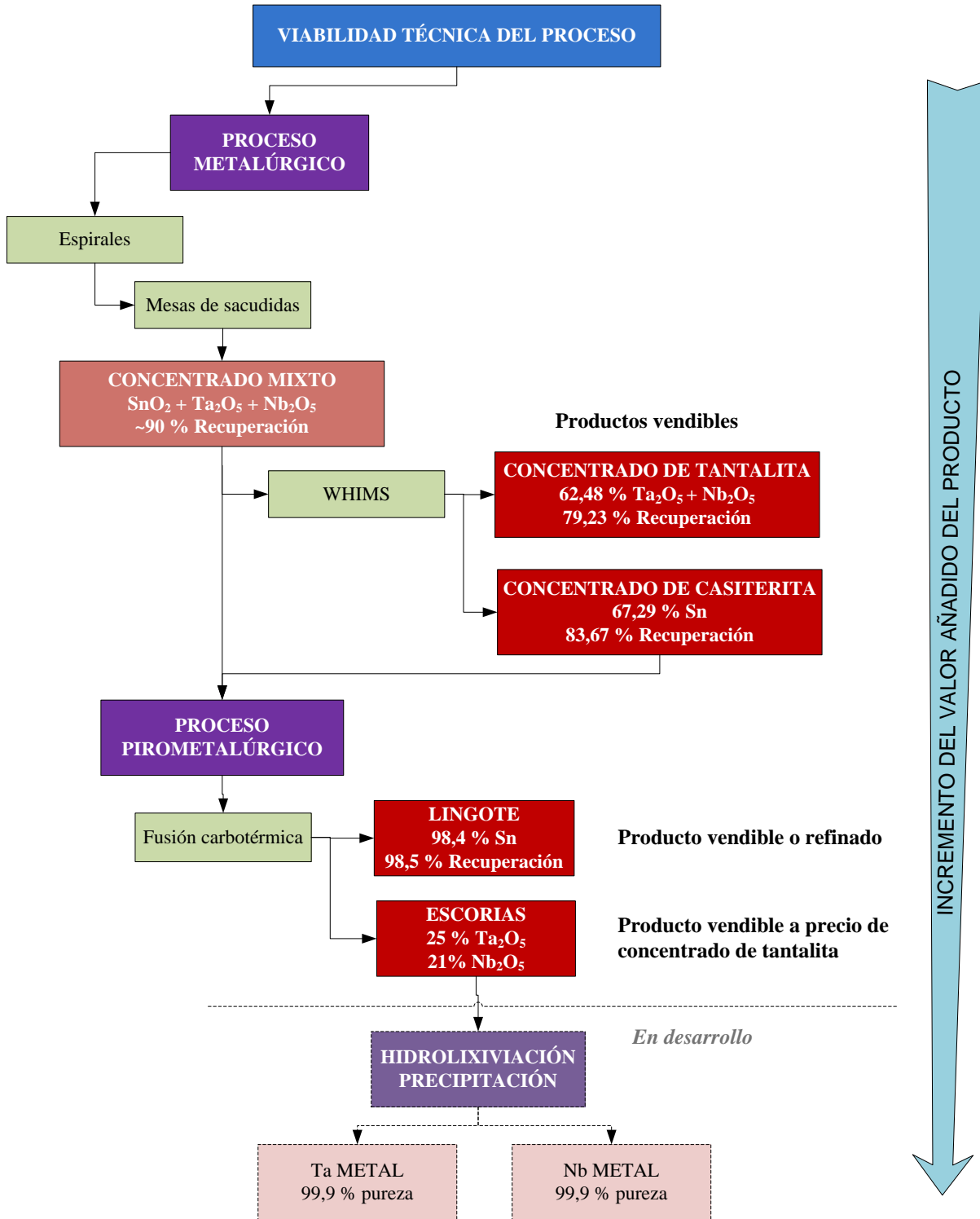


Figura 7.1. Desarrollo y evolución de los procesos empleados para determinar la viabilidad técnica del proceso.

Por lo tanto, resulta evidente la viabilidad de las técnicas de obtención de los productos metálicos de Sn, Nb y Ta, bien mediante la ruta metalúrgica clásica por sí sola, o bien extendiendo el proceso hacia una ruta siderúrgica, que habitualmente no forma parte del entorno minero como tal.

7.1.2. VIABILIDAD EN BASE AL CÁLCULO DE RECURSOS EXISTENTES Y LA LEY DEL YACIMIENTO

En este punto hay que diferenciar la viabilidad técnica para la explotación de las balsas y escombreras (sección B), de la viabilidad para la explotación de la roca mineralizada (granito y encajante metamórfico greisenizado (sección C). *A priori*, los materiales de la sección B presentan un menor coste de producción al estar ya la roca triturada, no necesitando ni arranque ni apenas trituración, aunque sí es aconsejable, como se ha considerado con anterioridad, llegar a fracciones por debajo de 212 μm , que sería la granulometría óptima para el inicio de los procesos metalúrgicos. Sin embargo, la ley de las balsas y escombreras es sensiblemente menor a la de la roca mineralizada (sección C), que puede llegar a ser casi 2 veces superior para el metal de mayor valor, como es el Ta.

Como se ha comentado en esta disertación, el yacimiento de la Mina de Penouta es el escenario más favorable para el beneficio del Ta en el territorio español, y posiblemente europeo, y la razón no es otra que sus leyes y el relativamente alto volumen de material a extraer, que podría ser equivalente al granito de Nuweibi, en Arabia Saudí. Este aspecto se ha constatado con la modelización del depósito realizado en base a los datos geoquímicos de Sn, Ta y Nb obtenidos en las diferentes campañas prospectivas, y considerando sondeos de exploración de más de 250 m de profundidad realizados con el afán de caracterizar la mena en profundidad. Este modelo conceptual también se ha confirmado con un modelo de bloques, tanto de las balsas de estériles como del granito mineralizado, este último mucho más afinado al disponer de un mayor número de datos.

Para el caso de la balsa mejor estudiada (Balsa Grande) el modelo de bloques pone de manifiesto que la zona potencialmente más favorable para su explotación es la parte sur de

la misma, que coincide con la zona de aporte de material de la antigua mina. Este modelo también revela la falta de interés de la zona más distal (parte más septentrional) al presentar leyes muy bajas, si bien hay que decir que la proporción de material de escaso valor es proporcionalmente muy pequeña.

En cuanto a la viabilidad del leucogranito se pueden extraer importantes conclusiones derivadas del modelo de bloques realizado. Primeramente, se desprende que las leyes más altas de Ta, y en general de Sn, se encuentran en la parte superior del cuerpo granítico, donde la columbo-tantalita, portadora del Nb y Ta, se encuentra con un tamaño de grano mayor (que facilitaría también la liberación del mineral), y con porcentajes de Ta sensiblemente superiores a los de Nb, relación que se invierte en el yacimiento en profundidad. También se han puesto de manifiesto enriquecimientos de Sn en las partes bajas del cuerpo mineralizado, quizás en relación con procesos de desgasificación propiciados por la forma laminar del cuerpo mineralizado (es decir, no es una apófisis granítica fuertemente enraizada). El modelo también evidencia que la mineralización de Ta se concentra, sobre todo, en la parte oriental y norte del granito, que corresponde con las zonas topográficamente más elevadas, mientras que en la parte más occidental estos enriquecimientos son sensiblemente inferiores.

Esta distribución de la mena, fundamentalmente en la parte apical del cuerpo mineralizado, es un ejemplo clásico de mineralización de cúpula, que unido a la fuerte alteración de caolín en las partes altas del yacimiento hace que la explotación de este granito sea sencilla y posible con un coste inicial relativamente limitado, considerando el beneficio de la parte superior más mineralizada y de más fácil arranque. En este sentido, la ley de corte estimada para el yacimiento, considerando una producción de 1 y 3 Mt/año y un escenario de costes medios, sería de 95 ppm de Ta₂O₅, concentraciones que se encuentran en los primeros 50 metros de profundidad de la parte apical del leucogranito. En el escenario más favorable (de costes más bajos) la ley de corte estimada presenta una ley más baja, con 71 ppm de Ta₂O₅, ley que permitiría extenderse hasta profundidades de

175 metros en el leucogranito, según el modelo de bloques considerado. Como se desprende de la Tabla 7.1, los recursos clasificados como Medidos e Indicados para la Sección C del estudio de la Mina de Penouta están próximos a 100 Mt, con unas leyes más que aceptables tanto para Ta como para Sn.

Tabla 7.1. Clasificación de recursos para la Mina de Penouta				
Clasificación de recursos para la Sección B				
Zona	Toneladas	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Recursos minerales Indicados				
Balsa Grande (B1)	4.815.307	387	48	NA
Recursos minerales Inferidos				
Balsa Abeja (B2)	223.560	421	26	42
Escombreras	6.871.535	458	27	29
Total	11.910.402	428	35	NA
Clasificación de recursos para la Sección C				
Categoría	Toneladas	Sn (ppm)	Ta (ppm)	Nb (ppm)
Medidos	10.968.000	461	79	64
Indicados	84.601.000	440	77	63
Total Medidos e Indicados	95.569.000	443	77	63
Inferidos	61.352.000	431	61	53

Es evidente que la explotación del granito en su totalidad, es decir, considerando las zonas más profundas, es poco factible teniendo en cuenta únicamente la mena coma tal, ya que se beneficiaría la columbita, mineral menos enriquecido en Ta y por tanto de menor valor, y la casiterita sería también menos abundante, salvo la zona de enriquecimiento basal del Sn, la cual se encuentra de manera discontinua y en niveles muy profundos para que su beneficio fuera probablemente viable.

7.1.3. VIABILIDAD DE LA OBTENCIÓN DE SUBPRODUCTOS

Las estrictas exigencias de calidad que actualmente demandan los consumidores finales de minerales industriales marcan las pautas de un minucioso diseño de las distintas etapas que conforman una planta de tratamiento de estos materiales, con el fin de garantizar unos resultados del producto final que le facilite el acceso al mercado.

Los ensayos llevados a cabo con los estériles procedentes de la planta de tratamiento de metales han puesto de manifiesto las elevadas posibilidades de beneficio de los minerales industriales contenidos en estos materiales, tanto de la sección B como de la sección C, especialmente de los de esta última. Como se ha indicado en el capítulo 3 de este trabajo, a partir de un proceso de flotación relativamente sencillo es posible separar cuarzo, feldespatos *sensu lato* y mica, además de caolín en determinadas zonas del yacimiento, y todo ello con un coste de producción no demasiado elevado. En este sentido es necesario subrayar que la granulometría que presentan los estériles al final del tratamiento de la mena es ya óptima para la entrada de estos materiales a la planta de tratamiento de minerales industriales, sin necesidad de remoliendas que encarecerían el procesado del producto. No cabe duda que la calidad del producto obtenido por flotación es necesariamente mejor cuando el material de partida es únicamente el leucogranito, ya que es un material más enriquecido en los componentes de más valor en el mercado, como son la albita y la mica blanca. Por el contrario, las arenas de la sección B presentan, además de los componentes del leucogranito, minerales correspondientes a las rocas de caja del granito (ortogneises y diques de cuarzo de la zona apical). Estas rocas de caja aportarían más feldespato potásico en el flotado de feldespato *s.l.*, restando calidad al producto, al igual que la mica biotita en el flotado de micas, que también restaría calidad, aunque mejoraría tímidamente la calidad del flotado del cuarzo, ya que el cuarzo de los filones y de los ortogneises está más libre de inclusiones minerales que el del leucogranito.

No obstante, y como ya se ha comentado en el capítulo 5, la calidad de los minerales industriales obtenidos en este proceso es notoriamente mejor que la de los productos

disponibles en el mercado nacional, máxime cuando las propiedades físicas y químicas determinadas han de tomarse como una primera aproximación, ya que los ensayos se realizaron con el único fin de disponer de una estimación cualitativa y cuantitativa de los minerales beneficiables. Sin embargo, una investigación más exhaustiva que contemple un estricto control de las condiciones de molienda para generar una menor proporción de finos que mejore la flotación de la mica y el feldespatos, o someter al producto a una separación magnética de alta intensidad que elimine los óxidos de Fe y la biotita han de conducir, inevitablemente, a una mejora sustancial de la calidad del producto final, por lo que es de esperar una buena acogida en el mercado.

Los ensayos conducentes a la valoración de la viabilidad del proceso de separación por flotación de los minerales industriales de la Balsa Grande de la Mina de Penouta han permitido estimar una producción de 503.327 t/año de cuarzo, 262.201 t/año de feldespatos, 76.809 t/año de micas y 20.529 t/año de pastas cerámicas, considerando la alimentación a la planta de metales de 1 Mt/año y una recuperación del 87 % en la planta de minerales industriales. Estas proporciones muy probablemente variarán cuando se procese el leucogranito, ya que el modelo de bloques realizado en esta memoria ha permitido valorar una ley de la albita del 49,17%, del cuarzo del 24,84% y de la mica blanca del 10,42%, es decir, existe una mayor proporción de albita que de cuarzo. De igual manera, el procesado del leucogranito arrojará también una mejor calidad de la fracción más fina cuando se procese la parte superior del yacimiento, ya que en esta zona existe una mayor abundancia de caolín.

Cabe mencionar que el tratamiento de los “estériles” generados en el procesado de la mena metálica no sólo representa en sí mismo una manera de mejorar la viabilidad económica del estudio minero, sino también del propio proceso de restauración, ya que se aprovecha una parte muy importante de los materiales que en otras explotaciones mineras similares constituye un material estéril.

7.2. VIABILIDAD DEL ESTUDIO ECONÓMICO

Los indicadores económicos analizados en esta disertación muestran que Penouta es un estudio con el potencial de ser económicamente rentable. Basado en las premisas adoptadas, es decir, un tratamiento razonable de 3 Mt de mineral natural, un precio de 138 dólares USA por kilo de Ta_2O_5 (que es el considerado en el caso base) y teniendo en cuenta todos los costes considerados (operación minera, coste de planta, medioambientales, generales) el estudio demuestra robustez económica. Incluso, en el supuesto más pesimista en la variable con un elevado grado de incertidumbre, como es el valor del producto vendible, y sin tener en cuenta los beneficios derivados de la comercialización de los minerales industriales, el estudio estaría al borde de la rentabilidad

Uno de los puntos fuertes del estudio considerado es, sin duda, la relativamente baja inversión inicial necesaria (aproximadamente 25 M EUR), que sería amortizada de manera relativamente rápida en el transcurso del estudio. Asimismo, un punto a destacar es el gran potencial económico que presenta el estudio ante la posibilidad, no exenta de plausibilidad, de una fluctuación, al alza, del precio del producto, ya que los cálculos realizados se han llevado a cabo en un escenario actual de precios a la baja, con los cuales el estudio presenta de hecho la posibilidad de ser viable a largo plazo.

El poder conseguir a una buena recuperación metalúrgica global es un factor clave en la economía del estudio, si bien la factibilidad de la concentración de varias especies minerales (casiterita y columbotantalita) es el mayor desafío técnico que presenta el estudio en esta etapa de montaje de la planta de proceso metalúrgico. El factor clave en el desarrollo inmediato del estudio, será la determinación de los parámetros metalúrgicos con un mayor grado de exactitud en la fase de puesta en marcha del proceso, que muy seguramente darán lugar a una mejora en las recuperaciones del 78% obtenidas en la planta piloto.

Un análisis de sensibilidad llevado a cabo sobre las variables más influyentes del estudio (análisis de variables independiente) arroja las siguientes observaciones:

- Precio tantalio: Es lógicamente la variable de mayor influencia y ofrece el potencial de aumentar significativamente el valor del estudio.
- Tipo de Cambio EUR/USD: Como productor europeo (costes en EUR), Penouta se beneficiaría sustancialmente de una bajada del tipo de cambio, fortaleciendo así su posición competitiva.
- Recuperación Metalúrgica: Dentro de los riesgos endógenos al estudio, una disminución de la recuperación en un 10% reduciría notablemente la rentabilidad del estudio. Del mismo modo, un posible aumento elevaría el valor de la operación muy significativamente. Es, por tanto, capital mantener la recuperación metalúrgica como principal variable de diseño y evaluación en sucesivas fases del estudio. Cualquier tipo de variación en estos parámetros afectaría muy seriamente la viabilidad del estudio, por lo que es crítico asegurar la viabilidad de los procesos metalúrgicos y la veracidad de las premisas tomadas.

En aras de tener una mejor perspectiva sobre la variabilidad técnico-económica del estudio, se han elaborado una serie de casos alternativos con diferentes parámetros de evaluación del estudio (Tabla 7.2).

En concreto, se han analizado tres escenarios técnico-económicos. Un “Mejor Escenario Posible”, como alternativa optimista ante precios de mercados al alza (incremento de precios +20% con respecto a un precio referencial de 138 USD/kg), así como un clima macroeconómico muy favorable; un escenario “Negativo”, con precios de los metales más bajos (precios -20%), así como un clima macroeconómico no favorable; y un escenario “Conservador a largo plazo” con parámetros algo más moderados, si bien algo pesimistas comparados con el caso base (Precios -10%).

El análisis muestra que el estudio incrementa su valor muy significativamente para escenarios de precios al alza, a la vez que se mantienen sus márgenes de rentabilidad para escenarios algo conservadores. Solo un escenario de precios a la baja con dificultades técnicas en la recuperación y tasas de cambio euro-dólar alta, llevarían el estudio a escenarios de dudosa viabilidad.

Tabla 7.2. VAN casos alternativos

	Caso 1: "Optimista"	Caso 2: "Pesimista"	Caso 3: "Conservador Largo Plazo"
Precio Ta ₂ O ₅	264 USD/kg	110 USD/kg	138 USD/kg
Precio SnO ₂	22,8 USD/kg	9,2 USD/kg	12,1 USD/kg
Forex EUR/USD	1,1	1,4	1,2
Prec. Planta	82%	78%	80%
Rec. Mina	95%	90%	92%
Precio kWh	6,5 cts. EUR	9 cts. EUR	7,5 cts. EUR
NPV @ 10%	196 M EUR	8 M EUR	88 M EUR

Hay que tener en cuenta también que en el análisis de viabilidad no se ha considerado la influencia positiva que tendría la venta de otros subproductos como los feldespatos, el cuarzo, la mica y en menor cuantía el caolín. de la albita, no cabe duda de que su venta mejoraría notablemente el estudio lo que supondría una clara alternativa de desarrollo futuro del estudio.

7.3. VIABILIDAD DEL ESTUDIO AMBIENTAL

El estudio de la Mina de Penouta se localiza en una antigua explotación minera cuyo espacio está ambientalmente degradado desde que se clausuró su explotación en 1985, fecha a partir de la cual no se han realizado actividades de restauración. Sin duda, todos los estudios pre-operacionales realizados en este estudio con el afán de conocer el estado ecológico del entorno de la mina han constituido un espaldarazo para el conocimiento ambiental del lugar. Este conocimiento resulta ser un elemento clave para valorar los posibles impactos que puedan surgir y para establecer medidas preventivas, correctoras, de vigilancia y abordar el proceso de restauración, lo que redundará en la propia viabilidad del estudio. Cabe destacar, inicialmente, que la viabilidad ambiental del estudio de la Mina de Penouta se ve ineludiblemente favorecida por la ausencia de áreas de especial protección, hábitats de interés prioritario o especies catalogadas a proteger en el recinto minero.

Es necesario mencionar que el propio devenir del estudio va a desembocar en una serie de mejoras medioambientales coadyuvantes con la viabilidad del estudio minero. En este sentido, el beneficio de minerales industriales, por ejemplo, es un elemento de capital importancia en el estudio medioambiental de la Mina de Penouta, ya que: (i) reduce el volumen de residuos generados hasta en un 75% del volumen actual, pensando en la total comercialización del cuarzo, feldespatos, micas y caolín generados; (ii) se aprovecha el mismo espacio minero de una antigua mina de Sn, Ta y Nb sin necesidad de la apertura de una nueva explotación para el beneficio de minerales industriales, evitando, así, la degradación de otra área natural; (iii) muy probablemente el procesado del material de las balsas, con el consiguiente vaciado y reducción de material, va a ser la mejor medida correctora para mitigar o eliminar los relativamente elevados contenidos en Fe y Mn, aunque bajos en S, de algunas surgencias asociadas a la balsa de estériles, que son la excepcionalidad en un entorno de aguas muy poco mineralizadas y de buena calidad al ser aguas de la cabecera de la cuenca.

No se deben desdeñar tampoco los beneficios ambientales aparejados con el proceso de restauración previsto, que va a permitir la creación de un suelo con las mismas características edafológicas que el localizado en el entorno no degradado de la antigua explotación minera y que permitirá el crecimiento de especies autóctonas y la creación de un hábitat de mayor calidad ambiental. La restauración también redundará en la retirada o acondicionamiento de instalaciones abandonadas, en una mejora de los hábitats acuáticos, el remodelado del terreno, que permitirá, entre otros aspectos, la eliminación de huecos mineros abandonados que puedan convertirse en escombreras ilegales. De igual modo, el proceso de restauración propiciará una revegetación y una mejora de la calidad del paisaje que evitará, en gran medida, los grandes impactos visuales existentes actualmente y, además, eliminará las barreras ecológicas existentes hoy en día con respecto al espacio de Red Natura 2000 colindante. Finalmente, mencionar que el estudio de la Mina de Penouta supone un acicate para una mayor vigilancia ambiental durante y después de la finalización del estudio minero, aspecto que no sería posible sin la consecución del mismo.

7.4. VIABILIDAD COMO TRABAJO SOCIAL

El Estudio de la Mina de Penouta se desarrollará en el marco del desarrollo sostenible, donde la generación de riqueza debe ir acompañada de la creación de un valor social que se pretende alcanzar en el transcurso del estudio.

7.4.1. LA MINA DE PENOUTA COMO TRABAJO GENERADOR DE ECONOMÍA Y EMPLEO

El Estudio de la Mina de Penouta se desarrolla en un entorno social donde existe un descenso de población continuo en los últimos años, con una población mayoritariamente envejecida y donde la generación de empleo está siendo muy lenta desde la bajada tan acusada de la crisis económica nacional de los últimos años. En el entorno próximo el porcentaje del sector industrial es también muy bajo, siendo la industria extractiva la que ocupa el porcentaje más bajo dentro de dicho sector. Estos datos indican que Penouta y su entorno representan una comarca muy degradada y el Estudio de la Mina de Penouta va a suponer un elemento revitalizante y conducente a la reactivación económica y de empleo en la comarca en cada una de sus fases: la investigación geológica, la realización de estudios y estudios pre-operacionales, la fase de montaje de las instalaciones mineras, la fase de operación, de restauración y en el cierre posterior del mismo. El impacto será más visible en las fases de montaje y operación, aunque un estudio minero puede tener repercusión socioeconómica después del cierre, siendo esto uno de los retos sociales más importantes del estudio.

Además, hay que tener en cuenta el efecto multiplicador del estudio, que se ha de traducir en la generación de puestos de trabajo indirectos y la reactivación del sector servicios, verdadero motor de la economía en la zona. Como ejemplo, decir que en la primera fase de explotación del estudio se prevé la generación de 100 puestos de trabajo directos y un máximo de 500 puestos de trabajo indirectos, aunque estrictamente su variabilidad depende de la cantidad y tipo de contratos con proveedores de bienes y servicios.

Cabe destacar aquí la doble dimensión del estudio de la Mina de Penouta, derivada del beneficio no sólo de los minerales metálicos, sino también de los industriales, lo que hace necesarias dos vías productivas y de comercialización. Este hecho va a traer consigo una mayor inversión en el estudio, un mayor número de instalaciones industriales, un mayor número de trabajadores y empresas contratadas y la prolongación del periodo productivo de la explotación minera, lo que favorece aún más el efecto multiplicador al incrementar el impacto socioeconómico del estudio.

7.4.2. LA MINA DE PENOUTA Y SU COMPROMISO SOCIAL

Para todos los estudios mineros embarcados en políticas y actuaciones de sostenibilidad, como es el de la Mina de Penouta, es muy importante establecer, desde el principio y durante toda su vida, un compromiso social, así como generar un valor empresarial a través de un comportamiento ético, transparente y socialmente responsable. En términos generales, cualquier empresa debe ser consciente de los problemas y necesidades del entorno donde desarrolla sus actividades, con el fin de conseguir convertirse en compañías que aporten beneficios para la sociedad más allá de la mera generación de empleo y mejora de la economía del lugar.

Ante esta preocupación social, el estudio de la Mina de Penouta establecerá un **Plan de Compromiso Social** mediante el cual se evaluarán las necesidades locales, se promoverá la participación de la comunidad y se crearán alianzas con grupos de interés del entorno. Con ello se pretende financiar necesidades de la comunidad, fomentar el desarrollo de la misma, participar en actividades de la comunidad y grupos sociales, así como fomentar la transparencia con los empleados, contratistas, administraciones públicas, proveedores y clientes y, en general, con todos los grupos de interés. El Plan de Compromiso Social constará de actividades para la capacitación y formación, actividades para el fomento de planes de igualdad, actividades para colaborar con grupos sociales y

finalmente actividades de divulgación, información y transparencia (e.g. reuniones, conferencias, notas de prensa, etc. donde el estudio pueda informar de su desempeño).

Dentro de las **actividades de formación y capacitación** se pretende establecer programas para la capacitación profesional que permitan desarrollar actividades en el entorno minero, tanto a trabajadores como a contratistas o desempleados, desarrollar programas de formación en seguridad, seguridad minera, seguridad industrial y prevención ambiental, así como actividades formativas relacionadas con la minería, geología y el medio ambiente.

Dentro de las **actividades para el fomento de la igualdad** se fomentará la elaboración de programas de igualdad laboral para personas con discapacidad, así como de igualdad entre mujeres y hombres en el ámbito laboral y de conciliación familiar.

7.4.3. LA RESTAURACIÓN COMO BENEFICIO ECONÓMICO Y SOCIAL

En el caso del Estudio de la Mina de Penouta la restauración final del espacio minero no solo originará beneficios ambientales (como se ha comentado ya con anterioridad en el apartado 7.3), sino que se pretende ir más allá y dar uso a un espacio actualmente improductivo. En este sentido, según el Plan de Restauración del Estudio de Aprovechamiento de los recursos de la Sección B de Penouta se plantea un uso turístico, desarrollando un centro de interpretación minero y ambiental, así como un lugar adaptado, que es el punto de partida de rutas de senderismo. Algunas de las áreas del espacio minero serían restauradas para un uso agrícola y ganadero y todo ello de manera integrada en las actividades actuales de las zonas limítrofes.

7.5. Nuevas líneas de investigación.

De acuerdo a lo explicado a lo largo de esta tesis, surgen dudas e incertidumbres todavía no resueltas, que permiten establecer líneas de nuevos estudios que darían lugar a una mayor certidumbre y detalle en todas las áreas desarrolladas en la misma, y que de manera muy sucinta se detallan a continuación:

- Parece muy claro y necesario incrementar el conocimiento del yacimiento geológico en la dirección NO y en profundidad, para evaluar el incremento que supondría en las reservas de los distintos minerales localizados.
- Continuar investigando en la búsqueda de los métodos más óptimos para la recuperación de los minerales industriales, puesto que ellos determinarán el posible futuro de esta mina.
- Es muy importante concluir la investigación para la extracción de Ta y Nb de las escorias de fundición del Estaño, dado el efecto estabilizador que producen en el balance económico. También muy importante investigar el potencial al menos como subproductos, de otros metales que aparecen en el yacimiento como son REE, Li y Be.
- Por último, y no menos importante es tener en cuenta el desarrollo medioambiental y social para poder adaptarse a las necesidades cambiantes de la sociedad, siempre intentando ir un paso por delante, en demostración de la implicación con el medioambiente y la sociedad.

Finalizaré con una cita de un filósofo de mi tierra “En tres tiempos se divide la vida: en presente, pasado y futuro. De estos, el presente es brevísimo, el futuro dudoso, y el pasado cierto.” (LUCIO ANNEO SÉNECA 4 a.C. Córdoba).

8. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

8. Referencias bibliográficas

- Agencia Estatal de Meteorología (AEMET) (2015). *Estación meteorológica A Erosa*. <http://www.aemet.es>. Consultado en 2015.
- Agencia Tributaria (2015). Datos estadísticos de Comercio Exterior. http://www.agenciatributaria.es/AEAT.internet/Inicio/La_Agencia_Tributaria/Memorias_y_estadisticas_tributarias/Estadisticas/Comercio_exterior/Comercio_exterior.shtml. Consultado en 2015
- Álvarez Rodríguez, R. (1984). Estudio de flotación de la casiterita y la tantalita del "Leucogranito" de la mina Penouta (Orense). *Boletín Geológico y Minero* 45: 225-234.
- Awasti, A., Bhatt, Y.J., Krishnamunthy, N., Ueda, Y., Garg, S.P. (2001). The reduction of niobium and tantalum pentoxides by silicon in vacuum. *Journal of Alloys and Compounds* 315: 187-192.
- Azor, A., González Lodeiro, F., Hacar Rodríguez, M., Martín Parra, L.M., Martínez Catalán, J.R. y Pérez-Estaún, A. (1992). Estratigrafía y estructura del Paleozoico en el Dominio del Olo de Sapo. En: Gutiérrez Marco, J.C., Saavedra, J. y Rábano, I. (Eds.): *Paleozoico Inferior de Ibero-América*, Universidad de Extremadura, 469-483.
- Baba, M., Ono, Y., Suzuki, R.O. (2005). Tantalum and niobium powder preparation from their oxides by calciothermic reduction in the molten CaCl₂. *Journal of Physics and Chemistry of Solids* 66: 466-470.
- Bastida, F. y Pulgar, J.A. (1978). La estructura del Manto de Mondoñedo entre Burela y Tapia de Casariego (Costa Cantábrica, NW de España). *Trabajos de Geología* 10: 75-124.
- Bateman, A.M. (1951). *The formation of mineral deposits*. John Wiley & Sons, New York, 371 pp.
- Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering*. J. Wiley & Sons, New York, 251 pp.
- Boudreau, A. y Simon, A. (2007). Crystallization and degassing in the basement sill, McMurdo Dry Valleys, Antarctica. *Journal of Petrology* 48: 1369-1386.
- Boynton, W.V. (1984). Geochemistry of rare earth elements: meteorite studies. En: Henderson, P. (Ed.), *Rare Earth Element Geochemistry*. Elsevier, New York, 63-114 pp.

- British Geological Survey (2012). *World Mineral Production 2008-2012*. Keyworth, Nottingham: British Geological Survey, 115 pp. Versión on-line: <https://www.bgs.ac.uk/mineralsuk/statistics/worldArchive.html>
- British Geological Survey (2013). *World Mineral Production 2007-2011*. Keyworth, Nottingham: British Geological Survey, 76 pp. Versión on-line: <https://www.bgs.ac.uk/mineralsuk/statistics/worldArchive.html>.
- British Geological Survey (2015). *World Mineral Production 2009-2013*. Keyworth, Nottingham: British Geological Survey, 88 pp. Versión on-line: <http://www.bgs.ac.uk/mineralsuk/statistics/home.html>.
- Bustillo M. y Lopez, C. (1997). *Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras*. Entorno Gráfico, 708 pp.
- Cabero, M.T., Mecoleta, S. y López-Moro, F.J. (2012). A Microsoft Excel workbook to optimise the mass-balance modelling applied to magmatic differentiation processes and subsolidus overprints. *Computers & Geosciences* 42: 206-11.
- Camimex (2015). <https://www.camimex.org.mx/>. Consultada en 2015.
- Canosa, F., Martín-Izard, A. y Fuertes-Fuente, M. (2012). Evolved granitic system as a source of rare-element deposits: The Ponte Segade case (Galicia, NW Spain). *Lithos* 153: 165-176.
- Clark, C. (1940). *The conditions of economic progress*. Macmillan and Co., limited, 504 pp.
- Comisión de las Comunidades Europeas (2001). *Fomentar un marco europeo para la responsabilidad social de las empresas*. Libro Verde 18.7.2001 (COM 2001) 366 final, Bruselas, 35 pp.
- Comisión Europea Dirección General de Comunicación (2013). *Comprender las políticas de la Unión Europea. Europa 2020: la estrategia europea de crecimiento*. Bruselas, Bélgica, 12 pp.
- Conde-Pumpido, R., Ferrón, J., Campillo, G. y Varela, A. (1985). Aprovechamiento de los materiales no metálicos de Penouta. *Cuadernos do Laboratorio Xeolóxico de Laxe* 9: 105-116.
- Conflict-free sourcing initiative (2015). <http://www.conflictreesourcing.org/conflict-free-smelter-program/smelter-refiner-lists/tantalum-testing/>. Consultada en 2015

- Consejo Internacional de Minería y Metales (ICMM) (2006). *Guía de buenas prácticas para la minería y la biodiversidad*, <http://www.icmm.com/document/150>, 172 pp.
- Costi, H.T., Dall'agnol, R., Pichavant, M. y Rämö, O.T. (2009). The peralkaline tin-mineralized Madeira cryolite albite-rich granite of Pitinga, Amazonian cratón, Brazil: petrography, mineralogy and crystallization processes. *The Canadian Mineralogist* 47: 1301-27.
- Datosmacro.com (2015). *Paro por municipios: Viana do Bolo (Ourense)*. <http://www.datosmacro.com/paro/espana/municipios/galicia/ourense/viana-do-bolo>. Consultado en 2015.
- De la Fuente Álvaro, M.J. (2007). *Metodología para el establecimiento del estado ecológico según la Directiva Marco del Agua: Protocolos de Muestreo y Análisis para indicadores hidromorfológicos*. Ministerio de Medio Ambiente, Confederación Hidrográfica del Ebro, 232 pp.
- De la Roche, H., Leterrier, J., Grande-Claude, P. y Marchal, M. (1980). A classification of volcanic and plutonic rocks using R1-R2 diagrams and major element analyses—its relationships and current nomenclature. *Chemical Geology* 29: 183-210.
- Díez Balda, M.A., Vegas, R. y González Lodeiro, F. (1990). Central Iberian Zone, Autochthonous Sequences. 2: Structure. En: Dallmeyer, R.D. y Martínez, E. (Eds.). *Pre-Mesozic Geology of Iberia*. Springer-Verlag, Berlin, 172-188.
- Díez Montes, A. (2006). *La Geología del Dominio "Ollo de Sapo" en las comarcas de Sanabria y Terra do Bolo*. Tesis Doctoral, Universidad de Salamanca e Instituto Geológico y Minero de España, 496 pp.
- Emanuelli, P. (2010). Metodología para la medición y evaluación de la biodiversidad en inventarios forestales. *Mesa de expertos sobre monitoreo forestal. Primera reunión: Requerimientos mínimos para el monitoreo de los recursos forestales en el marco de las actividades de MRV-REDD*. San Salvador, 13-15 de diciembre de 2010, 16 pp.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1979). *Estudio de viabilidad técnico-económica del Centro Minero Penouta*. Informe interno, Madrid, 104 pp.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1981). *Proyecto de investigación Mina Penouta*. Informe de Resultados, Madrid, 54 pp.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1982). *Proyecto de investigación Mina Penouta. Cálculo de reservas para leyes de corte 800 y 600 g/t*. Informe interno, Madrid, 69 pp.

- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1984). *Informe sobre la situación actual y alternativas de actuación en el Centro Minero Penouta, SA (Orense)*. Informe interno, Madrid, 161 pp.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1984). *Valoración de la balsa grande de estériles del Centro Minero Penouta. Viana del Bollo (Orense)*. Informe de Resultados, Madrid, 43 pp.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1984). *Reservas Centro Minero Penouta (C.M.P.)*. Informe de Resultados, Madrid, 51 pp.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1985). *Valoración de la balsa grande de estériles del Centro Minero Penouta. Viana del Bollo (Orense)*. Informe interno, Madrid, 688 pp.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1985). *Investigación minera del yacimiento de Penouta*. Informe interno, Madrid. Nueve volúmenes.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1985). *Investigación de una nueva estructura situada en las concesiones del Centro Minero Penouta*. Informe interno, Madrid, 16 pp.
- Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras (1985). *Estudio de prefactibilidad del yacimiento de Penouta*. Informe interno, Madrid, 81 pp.
- Erkoreka, J.I. (2006). Comisiones mixtas, subcomisiones y ponencias 154/000003 Informe de la Subcomisión para potenciar y promover la RS de las empresas. *Boletín Oficial Cortes Generales, Congreso Diputados* 423, 3-120.
- Farias, P. (1990): La geología de la región del Sinforme de Verín (Cordillera Herciniana, NW de España). *Nova Terra* 2: 1-201.
- Farias, P., Gallastegui, G., González Lodeiro, F., Marquínez, J., Martín Parra, L.M., Martínez Catalán, J.R., De Pablo Macia, J.G. y Rodríguez Fernández, L.R. (1987). Aportaciones al conocimiento de la litoestratigrafía y estructura de Galicia Central, *Memórias Museu e Laboratório Mineralógico e Geológico. Universidade do Porto-Facultade de Ciências* 1: 411-413.
- Ferragne, A. (1972). *Le Précambien et le Paléozoïque de la province D'Orense (Nord-Ouest de l'Espagne): Stratigraphie-Tectonique-Métamorphisme*. Tesis Doctoral, Universidad de Bordeaux I, 249 pp.
- Foro-Ciudad.com (2015). *Foros locales de la provincia de Orense*. <http://www.foro-ciudad.com/oreense.html>. Consultado en 2015.

- Gaballan, I., Allain, E. (1994). Recycling of strategic metals from industrial slag by a hydro and pyrometallurgical process. *Resources, Conservation and Recycling* 10, 75-85.
- Gaballah, I., Allain, E., Djona, M. (1997). Extraction of tantalum and niobium from tin slag by chlorination and carbochlorination. *Metallurgical and Materials Transactions B* 288, 359-369.
- Galán Melo, A. R. (2008). *Evaluación crítica a los discursos de Responsabilidad Social Corporativa*. Tesis Doctoral Universidad Andina Simón Bolívar, 235 pp.
- Global Advanced Metals (2015). <http://www.globaladvancedmetals.com/tantalum/supply-chain.aspx>. Consultado en 2015.
- Global Reporting Initiative (GRI) (2005). *Suplemento GRI del Sector de Minería y Metales. Versión piloto 1.0*, 55 pp. Versión on-line: <https://www.icmm.com/document/205>. Consultado en 2015.
- Gocht, W.R., Zantop, H. y Eggert, R.G.(1988). *International Mineral Economics. Mineral Exploration, Mine Valuation, Mineral Markets, International Mineral Policies*. Springer-Verlag, Berlín, Heidelberg, 261 pp.
- Gonzalo Corral, F.J., Gracia Plaza, A.S. (1985). Yacimientos minerales de estaño del oeste de España: ensayo de caracterización y clasificación económicas. *VI Reunión de xeoloxía e minería do Noroeste Peninsular: Minería metálica e do Sn en Galicia e no Macizo Hespérico Peninsular*. Ediciones do Castro, 265-294 pp.
- Helba, H., Trumbull, R.B., Morteani, G., Khalil, S.O., Arslan, A. (1997). Geochemical and petrographic studies of Ta mineralization in the Nuweibi albite granite complex, Eastern Desert, Egypt. *Mineralium Deposita* 32, 164-79.
- Herrera Herbert, J. (2006). *Introducción a los fundamentos de la tecnología minera*. Laboratorio de Laboreo de Minas, Madrid, ISBN 978-84-96398-56-6, 131 pp.
- Herrmann, W., Berry, R.F. (2002). MINSQ-a least squares spreadsheet method for calculating mineral proportions from whole rock major element analyses. *Geochemistry: Exploration, Environment, Analysis* 2, 361-368.
- Huang, X.L., Wang, R.C., Chen, X.M., Hu, H., Liu, C.S. (2002). Vertical variations in the mineralogy of the Yichun topaz-lepidolite granite, Jiangxi province, Southern China. *The Canadian Mineralogist* 40, 1047-1068.
- Iglesias Ponce de León, M. y Choukroune, P. (1980). Shear zones in the Iberian Arc. *Journal of Structural Geology* 2, 63-68.

- Industrial Minerals (2015). <http://www.indmin.com/>. Consultada en 2015
- Instituto Galego de Estatística (IGE) (2015). Consultado en 2015: <http://www.ige.eu>
- Instituto Geográfico Nacional (España) (2005). *Mapa Topográfico Nacional Hoja 266, A Gudiña. Escala 1:50.000.*
- Instituto Geográfico Nacional (España) (2007). *Mapa Topográfico Nacional Hoja 228, Viana do Bolo. Escala 1:50.000.*
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (1968). *Proyecto de cubicación y valoración de reservas de estaño en una zona del grupo minero de Penouta (Orense)*. Memoria interna, Madrid, 61 pp.
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (1976). *Estudio básico de los yacimientos de estaño tipo-Penouta*. Memoria interna, Madrid, 166 pp.
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (1978). *Estudio básico de los yacimientos de estaño tipo-Penouta*. Memoria interna, Madrid, 166 pp.
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (1981). *Posibilidades de explotación de los recursos de estaño en mineralizaciones diseminadas tipo-Penouta*. Memoria interna, Madrid, 207pp.
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (1982). *Mapa Geológico de España a escala 1:50.000. Hoja 228 (Viana del Bollo)*. Memoria explicativa, 26 pp.
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (1995). *Panorama Nacional del Niobio*. 401-406 pp. Versión on-line: http://www.igme.es/PanoramaMinero/Historico/1994_95/NIOBIO.pdf. Consultado en 2015.
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (1995). *Panorama Nacional del Tantalio*. 407-411 pp. Versión on-line: http://www.igme.es/PanoramaMinero/Historico/1994_95/TANTALO.pdf. Consultado en 2015.
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (2011). *Panorama Nacional del Estaño*. 9 pp. Versión on-line: <http://www.igme.es/PanoramaMinero/Historico/2011/ESTAÑO11.pdf>. Consultada en 2015.
- Instituto Geológico y Minero de España (IGME) (2012). *La Minería Nacional 2012*. 30 pp. Versión on-line:

<http://www.igme.es/PanoramaMinero/LA%20MINERIA%20ESPA%C3%91OLA-2012.pdf>. Consultada en 2015.

Instituto Nacional de Estadística (INE) (2015). Consultado en 2015. <http://www.ine.es>.

Instituto Tecnológico y Geominero de España (ITGE) (2000). *Mapa Geológico de España a escala 1:50.000. Hoja 451 (Ledesma)*. Memoria explicativa, 100 pp.

Instituto Tecnológico y Geominero de España (ITGE) (1991). *Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión*. Ministerio de Medio Ambiente. 632 pp.

I.S.R.M. - International Society of Rock Mechanics (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* 15, 319-368.

I.S.R.M. - International Society of Rock Mechanics (1981). Basic geotechnical description of rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* 18, 85-110.

Julivert, M., Fontbote, J.M., Ribeiro, A. y Nabais Conde, L. (1972). *Mapa Tectónico de la Península Ibérica y Baleares. E. 1:1.000.000*. Memoria explicativa: 1-113 (1974). Instituto Geológico y Minero de España (IGME).

Kumar, T.S., Kumar, S.R., Rao, M.L. y Prakesh, T.L. (2013). Preparation of niobium metal powder by two-stage magnesium vapor reduction of niobium pentoxide, *Journal of Metallurgy* 2013, 1-6.

Linnen, R.L., Kepler, H. (1997). Columbite stability in granitic melts: consequences for the enrichment and fractionation of Nb and Ta in the Earth crust. *Contributions to Mineralogy and Petrology* 128, 213-27.

London Metal Exchange (2015). <https://www.lme.com/metals/non-ferrous/tin/>. Consultado en 2015.

López-Moro, F.J., López-Plaza, M. y Romer, R.L. (2012). Generation and emplacement of shear-related highly mobile crustal melts: the synkinematic leucogranites from the Variscan Tormes Dome, Western Spain. *International Journal of Earth Sciences* 101, 1273-1298.

Macias Vazquez, F. y Calvo de Anta, L. (2009). *Niveles genéricos de referencia de metales pesados y otros elementos traza en suelos de Galicia*. Consellería de Medio Ambiente e Desenvolvemento Sostible, Xunta de Galicia, 229 pp.

- Mangas, J. y Arribas, A. (1987). Fluid inclusion study in different types of tin deposits associated with the Hercynian granites of western Spain. *Chemical Geology* 61, 193-208.
- Manning, D.A.C. (1981). The effect of fluorine on liquidus phase relationships in the system Qz-Ab-Or with excess water at 1 Kb. *Contributions to Mineralogy and Petrology* 76, 206-15.
- Marcos, A. (1973). Las series del Paleozoico Inferior y la estructura herciniana del Occidente de Asturias (NW de España). *Trabajos de Geología* 6, 1-113.
- Martínez Catalán, J.R. (1985). Estratigrafía y estructura del Domo de Lugo (Sector Oeste de la Zona Asturoccidental-Leonesa). *Academia de Ciencias Gallega. Laboratorio Geológico de Lage. Corpus Geologicum Gallaeciae*, segunda serie, La Coruña, 291 pp.
- Martínez Catalán, J.R., Martínez Poyatos, D. y Bea, F. (2004). Zona Centroibérica. En: Vera, J.A. (Ed.), *Geología de España*, SGE-IGME, 68-133.
- Matte, PH. (1986). Tectonics and plate tectonic model for the Variscan belt of Europe. *Tectonophysics* 196, 309-337.
- Ministerio de Agricultura, Alimentación y Medio Ambiente (MAGRAMA) (2011). *Inventario Español de Especies Terrestres*.
<http://www.magrama.gob.es/es/biodiversidad/temas/inventarios-nacionales/inventario-especies-terrestres/>. Consultado en 2015:
- Ministerio de Agricultura, Alimentación y Medio Ambiente (MAGRAMA) (2015 a). *Visor Banco de Datos de la Naturaleza (BDN)*. <http://sig.magrama.es/bdn/>. Consultado en 2015.
- Ministerio de Agricultura, Alimentación y Medio Ambiente (MAGRAMA) (2015 b). Sistema Integrado de Información del Agua (SIA).
<http://www.magrama.gob.es/es/agua/temas/planificacion-hidrologica/sia-/>. Consultado en 2015.
- Ministerio de Economía y Competitividad (2015). *Informes de Comercio Exterior*. Consultado en 2015.
<http://www.comercio.gob.es/es-ES/comercio-exterior/estadisticas-informes/Paginas/Informes-de-Comercio-Exterior.aspx>. Consultado en 2015.
- Ministerio de Industria, Energía y Turismo (2013). *Estadística Minera de España 2013*.
<http://www.minetur.gob.es/energia/mineria/Estadistica/2013/anual%202013.pdf>. Consultado en 2015.

- Ministerio de Medio Ambiente y Medio Rural y Marino (MARM) (2009). *Mapa de Cultivos y Aprovechamientos de España 2000-2010*. http://www.magrama.gob.es/es/cartografia-y-sig/publicaciones/agricultura/mac_2000_2009.aspx. Consultado en 2015.
- Mudzanapbme, N.T., Chinyamakobvu, O.S. y Simbi, D.J. (2004). In-situ carbothermic reduction of a ferro-columbite concentrate in the recovery of niobium and tantalum as metal matrix composite from tin smelting slag waste dump. *Materials and Design* 25, 297-302.
- Nair, K.U., Mujherjee, T.K. y Gupta, C.K. (1975). Production of tantalum metal by the aluminothermic reduction of tantalum pentoxide. *Journal of Less-Common Metals* 41, 87-95.
- Nete, M., Purcell, W. y Nel, J.T. (2014). Separation and isolation of tantalum and niobium from tantalite using solvent extraction and ion exchange. *Hydrometallurgy* 149, 31-40.
- Nowak, I. y Ziolk, M. (1999). Niobium compounds: preparation, characterization, and application in heterogeneous catalysis. *Chemical Reviews* 99, 3603–3624.
- Oyarzun, R. (2011). *Introducción a la Geología de Minas*. Ediciones GEMM-Aula2punto.net, 180 pp.
- Pérez Estaún, A. (1978). Estratigrafía y estructura de la rama Sur de la Zona Asturoccidental-Leonesa. *Memorias del Instituto Geológico y Minero de España* 92, 1-150.
- Pienaar, A.D., Wagener, J.B. y Crouse, P.L. (2012). Niobium and tantalum separation by gas-phase fluorination. *International Journal of Mineral Processing*, 114-117.
- Plansee (2015). <http://www.plansee.com/es/materiales/tantalo.html>. Consultado en 2015
- Renno, A. (1997). *Zur Petrogenese der Albitgranite von Abu Dabbab und Nuweibi, Central Eastern Desert, Ägypten*. Tesis Doctoral, Technische Universität Berlin, 216 pp.
- Romer, R.L., Förster, H.J. y Hahne, K. (2012). Strontium isotopes –A persistent tracer for the recycling of Gondwana crust in the Variscan orogen. *Gondwana Research* 22, 262-78.
- Roskill Consulting Group (2012). *Tantalum: market outlook to 2016*. Roskill Information Services Ltd., 185 pp.
- Roskill Consulting Group (2013). *Niobium: market outlook to 2017*. Roskill Information Services Ltd., 237 pp.

- Roskill Consulting Group (2015). *Tantalum market overview and outlook, final report*. Roskill Information Services Ltd., 75 pp.
- Smirnov, V.I. (1976). *Geología de yacimientos minerales*. Editorial Mir, Moscú, 654 pp.
- Sociedad de Investigación y Explotación Minera de Castilla y León, S.A (SIEMCALSA) (2007). *La minería en Castilla y León*. Junta de Castilla y León, Consejería de Economía y Empleo, Valladolid, 402 pp.
- TANB (2015). <http://tanb.org/tantalum>. Consultado en 2015.
- Thomas, R., Förster, H.J., Rickers, K. y Webster, J.D. (2005). Formation of extremely F-rich hydrous melt fractions and hydrothermal fluids during differentiation of highly evolved tin-granite magmas: a melt/fluid inclusion study. *Contributions to Mineralogy and Petrology* 148, 582-601.
- Tischendorf, G., Rieder, M., Förster, H.J., Gottesmann, B. y Guidotti C.V. (2004). A new graphical presentation and subdivisión of potassium micas. *Mineralogical Magazine* 68, 649-667.
- U.S. Geological Survey (USGS) (2011). *2011 Minerals Yearbook. Silica (Advance Release)*. 66, 15 pp.
- U.S. Geological Survey (USGS) (2012). *Mineral Commodity Summaries 2012*, 198 pp.
- U.S. Geological Survey (USGS) (2014). *Mineral Commodity Summaries 2014*, 196 pp.
- U.S. Geological Survey (USGS) (2015). *Mineral Commodity Summaries 2015*, 196 pp, doi: <http://dx.doi.org/10.3133/70140094>.
- Vernadski, V.I. (1982). *Hacia las cumbres del saber*. MIR Moscu, 287 pp.
- Vieira-Lanero, R., Servia, M.J., Barca, S., Couto, M.T., Rivas, S., Sánchez, J., Nachón, D., Silva, S., Gómez-Sande, P., Morquecho, C., Lago, L. y Cobo, F. (2010). Índices de calidad de la vegetación de ribera y del hábitat fluvial en los afluentes de la margen española del Baixo Miño. *V Simpósio Ibérico Sobre a Bacia Hidrográfica do Rio Minho*, 19-20 Noviembre, Vila Nova de Cerveira, pp. 79-88.
- Wikipedia (2015 a). <https://es.wikipedia.org/wiki/Esta%C3%B1o>. Consultada en 2015.
- Wikipedia (2015 b). <https://es.wikipedia.org/wiki/Tantalio>. Consultada en 2015.
- Xunta de Galicia, Consellería do Medio Rural (2015). *Sistema de Información Territorial da Biodiversidade (SITEB)*. <http://inspire.xunta.es/siteb/acceso.php>. Consultado en 2015.

Xunta de Galicia, Consellería de Traballo e Benestar (2015). *Plan Estratégico Gallego de Responsabilidade Social Empresarial 2012-2014*. Versión on-line: https://rse.xunta.es/images/stories/Plan_Estrategico_Gallego_RSE_es.pdf. Consultada en 2015, 30 pp.

ZONU (2015). *Mapa de carreteras de la Provincia de Orense*. <http://www.zonu.com>. Consultado en 2015.

NORMATIVA

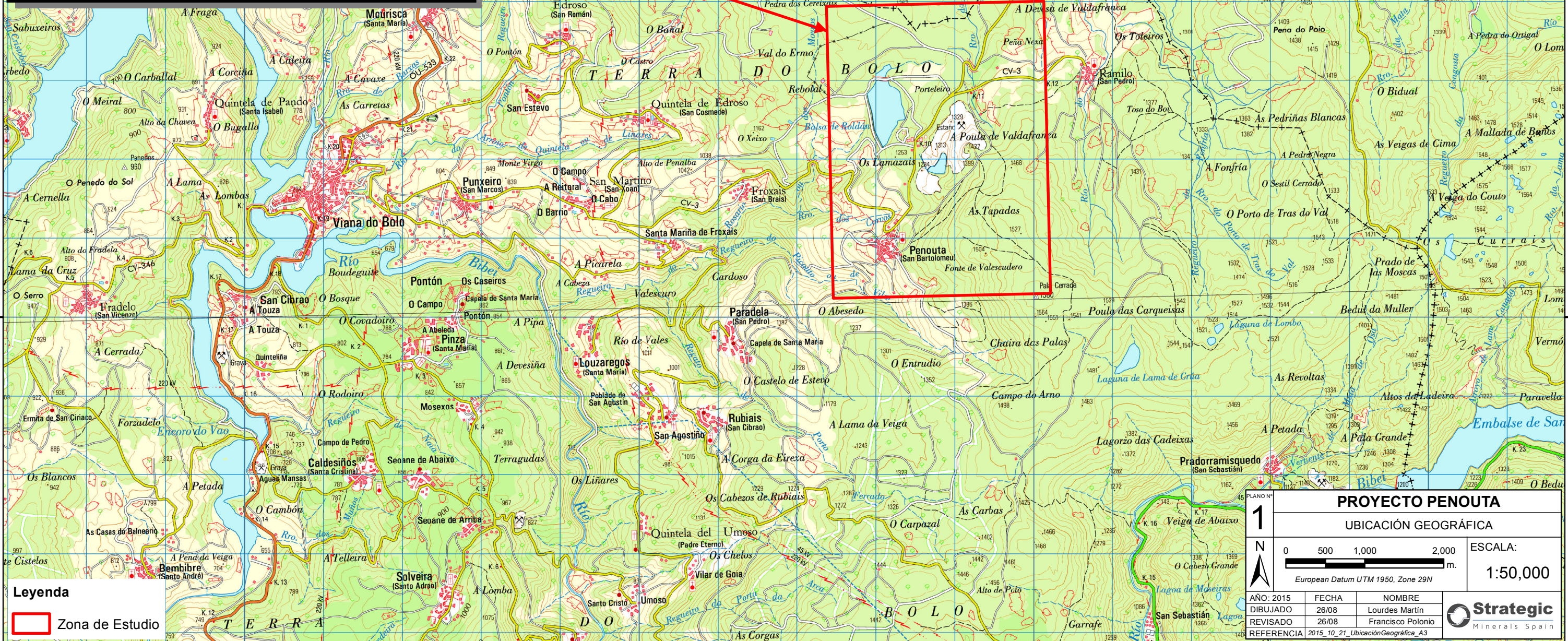
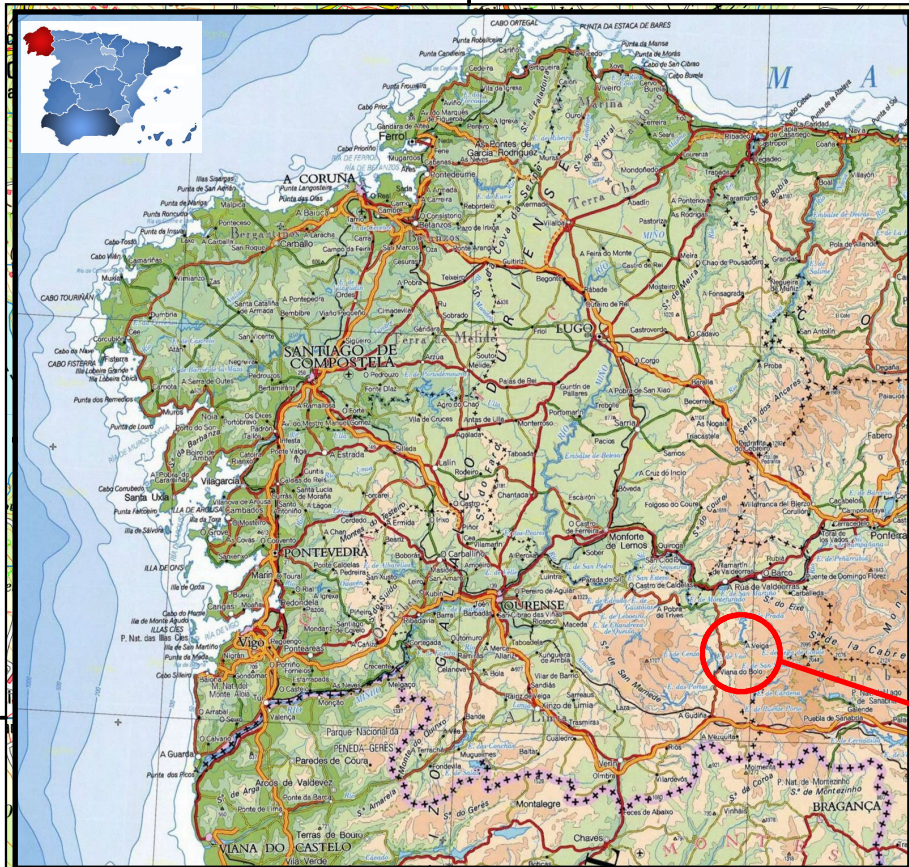
- DIRECTIVA 2000/60/CE DEL PARLAMENTO EUROPEO Y DEL CONSEJO de 23 de octubre de 2000 por la que se establece un marco comunitario de actuación en el ámbito de la política de aguas.
- Directiva 92/43/CEE del Consejo, del 21 de mayo de 1992, relativa a la conservación de los hábitats naturales y de la fauna y flora silvestres (Diario Oficial de las Comunidades Europeas Nº L 206/7 a L 206/50).
- Ley 22/1973, de 21 de junio. Ley de Minas.
- Ley 6/1977, de 4 enero. Ley de fomento de la Minería
- Real Decreto 975/2009, de 12 de junio, sobre gestión de los residuos de las industrias extractivas y de protección y rehabilitación del espacio afectado por actividades mineras y su modificación por el Real Decreto 777/2012 de 4 de mayo, (BOE-A-2012-6500).
- Real Decreto 285/2013, de 19 de abril, por el que se aprueba el Plan Hidrológico de la parte española de la Demarcación Hidrográfica del Miño-Sil (BOE-núm 95 de 20 de abril de 2013, Referencia: BOE-A-2013-4209).

- Real Decreto 670/2013, de 6 de septiembre, por el que se modifica el Reglamento del Dominio Público Hidráulico aprobado por el Real Decreto 849/1986, de 11 de abril, en materia de registro de aguas y criterios de valoración de daños al dominio público hidráulico (BOE-A-2013-9775).
- Real Decreto 817/2015, de 11 de septiembre, por el que se establecen los criterios de seguimiento y evaluación del estado de las aguas superficiales y las normas de calidad ambiental (BOE-219, Sec. I 9806).
- ORDEN ARM/2656/2008, de 10 de septiembre, por la que se aprueba la instrucción de planificación hidrológica. (BOE-A-2008-15340).
- Real Decreto 1367/2007, de 19 de octubre, por el que se desarrolla la Ley 37/2003, de 17 de noviembre, del Ruido, en lo referente a zonificación acústica, objetivos de calidad y emisiones acústicas. (BOE-A-2007-18397).
- LEY 9/2001, de 21 de agosto, de conservación de la naturaleza de Galicia y Plan director de la Red Natura 2000. (DOG Núm. 62-2014).

ANEXOS

ANEXO 1:

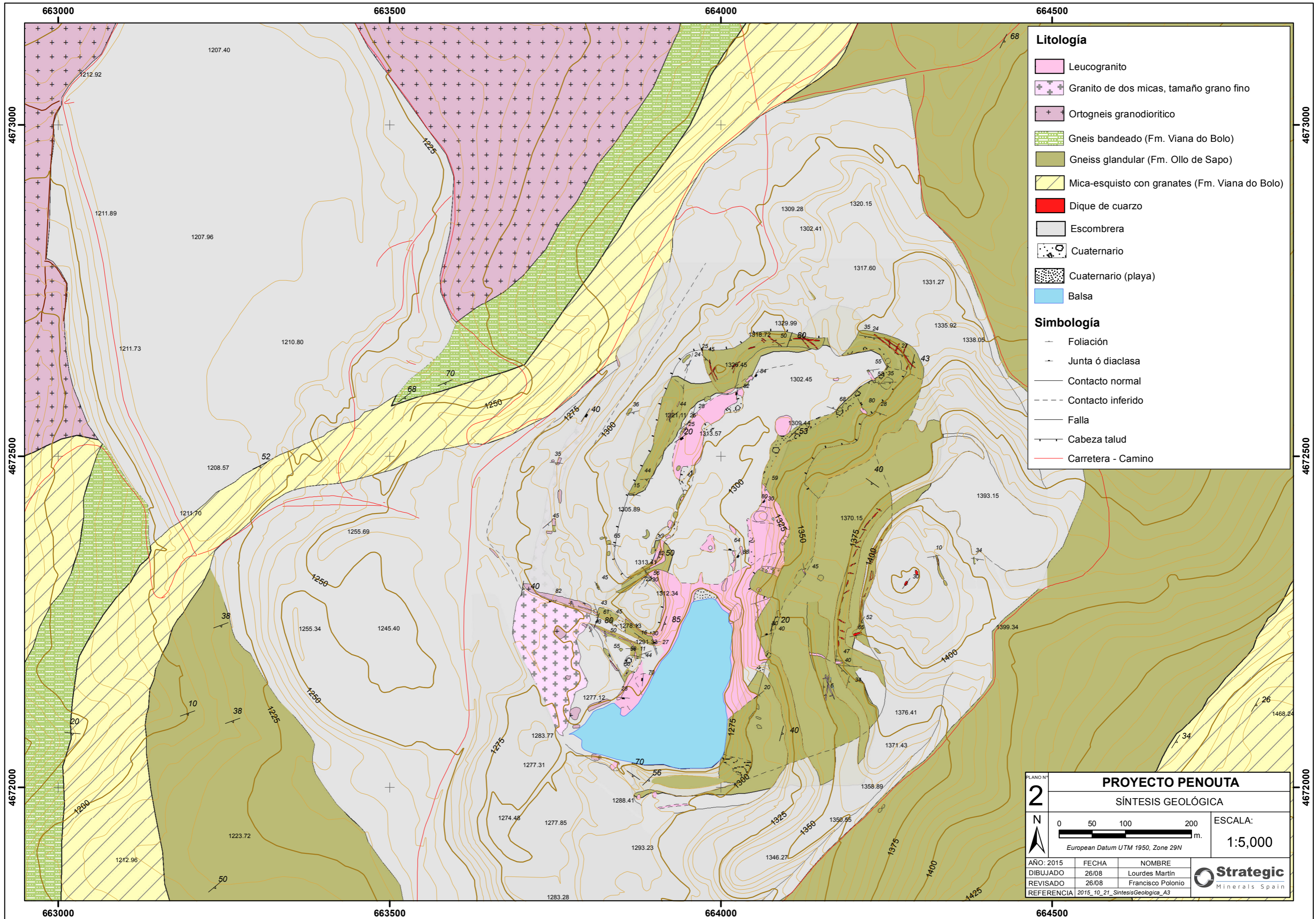
PLANOS

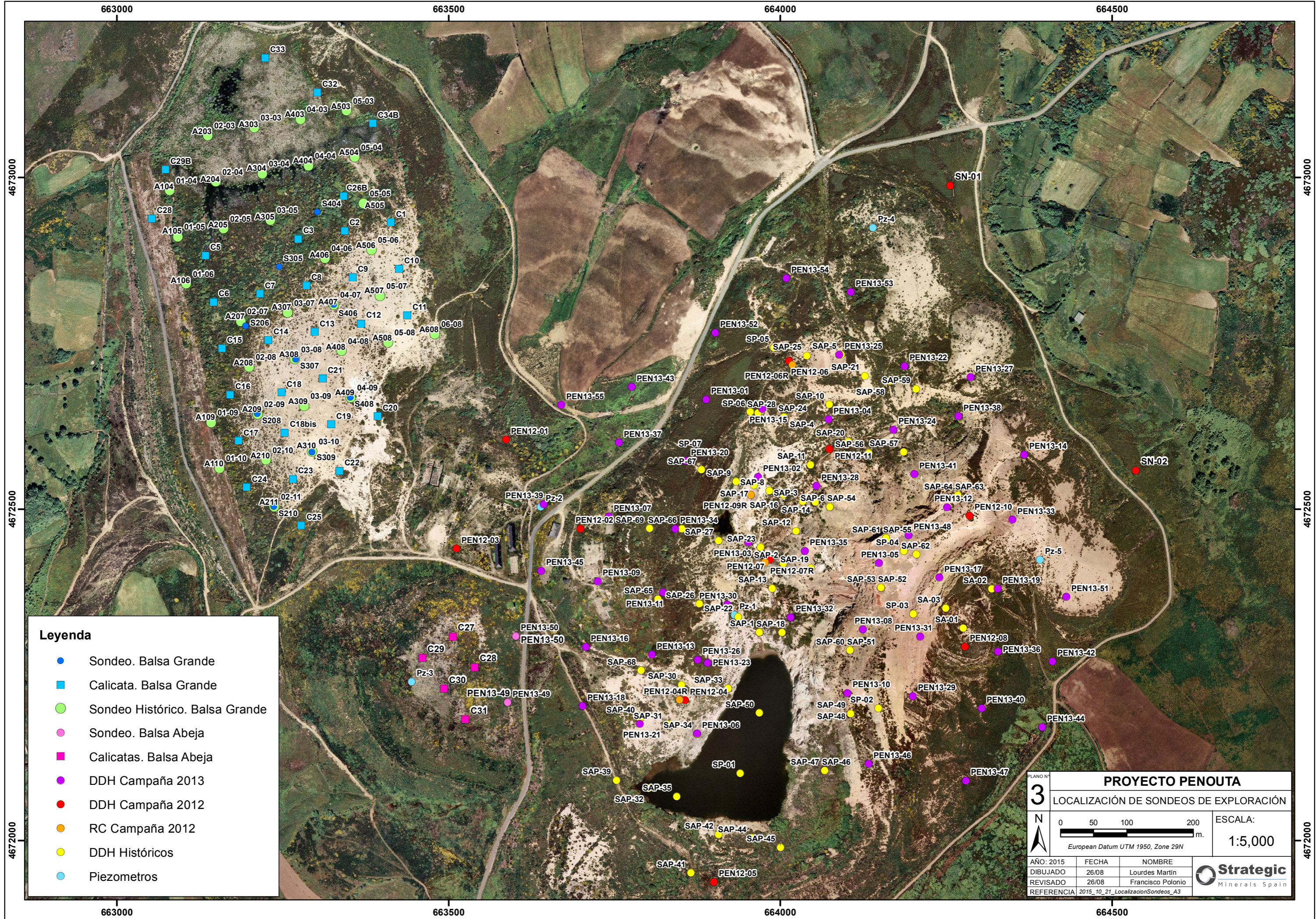


Legenda
 Zona de Estudio

1		PROYECTO PENOUTA	
UBICACIÓN GEOGRÁFICA			
0 500 1,000 2,000		ESCALA:	
m.		1:50,000	
European Datum UTM 1950, Zone 29N			
ANO: 2015	FECHA	NOMBRE	
DIBUJADO	26/08	Lourdes Martin	
REVISADO	26/08	Francisco Polonio	
REFERENCIA	2015_10_21_UbicaciónGeográfica_A3		







Leyenda

- Sondeo. Balsa Grande
- Calicata. Balsa Grande
- Sondeo Histórico. Balsa Grande
- Sondeo. Balsa Abeja
- Calicatas. Balsa Abeja
- DDH Campaña 2013
- DDH Campaña 2012
- RC Campaña 2012
- DDH Históricos
- Piezometros

3	PROYECTO PENOUTA	
	LOCALIZACIÓN DE SONDEOS DE EXPLORACIÓN	
N		ESCALA: 1:5,000
European Datum UTM 1950, Zone 29N		
AÑO: 2015	FECHA:	NOMBRE:
DIBUJADO: 26/08	REVISADO: 26/08	Francisco Polonio
REFERENCIA: 2015_10_21_LocalizacionSondeos_A3		

ANEXO 2:

PUBLICACIONES CIENTIFICAS

Tin-tantalum-niobium mineralization in the Penouta granite (NW Spain): textural features and mineral chemistry to unravel the evolution of Sn-Ta-Nb oxides in a peraluminous system

Francisco García Polonio^a, Teresa Llorens González^{a*}, Francisco Javier López Moro^a, José Luis Sanz Contreras^b, María Candelas Moro Benito^c, Agustina Fernández Fernández^c.

^a *Strategic Minerals Spain, S.L., P^o Recoletos, 37, 28004, Madrid, Spain*

^b *Dpt. of Geological and Mining Engineering, Higher Technical School of Mines and Energy Engineering, Polytechnic University of Madrid, C/ Ríos Rosas, 21, 28003, Madrid, Spain*

^c *Dpt. of Geology, University of Salamanca, Plaza de los Caídos s/n, 37008, Salamanca, Spain*

ABSTRACT

The Sn-Ta-Nb-Be Penouta granite is a highly evolved rare-metal leucogranite located in the northwestern part of Spain, which was intermittently mined since Roman times to 1985, when the fall of metal prices led to the closure of most mining jobs in the country. Scarce scientific research has been carried out in the deposit, as main efforts were focused on developing adequate processing methods to separate metals from the old tailing dumps and the leucogranite matrix. However, the lack of detailed mineralogical information hindered separation of metals from sands. Recent exploration jobs carried out by a Spanish mining company permitted the study of numerous drill holes throughout the entire deposit, so that a detailed characterization of Sn- and Ta, Nb-oxide minerals has been completed.

Mineralization consists mainly of cassiterite and columbite group minerals (CGM) disseminated in the leucogranite, increasing their abundances towards the upper part of the granitic cupola, especially in banded pegmatite-like dikes. Upwards quartz veins and greisen zones associated with the wall rock (mainly augen gneisses) were developed, containing coarse grained cassiterite. Among the CGM, columbite-Mn is better

* Corresponding author at: Strategic Minerals Spain, S.L., C/ Vertical V, 16, Pol. Ind. Montalvo III, 37188, Carbajosa de la Sagrada, Salamanca, Spain. Tel.: +34 911 610 362
E-mail address: tllorens@strategicminerals.com (T. Llorens)

represented, followed by columbite-Fe and tantalite-Mn, the latter towards the most evolved parts of the granite. In contrast to nearly homogenous cassiterite chemistry, CGM show complex compositional zonation patterns in relation with compositional variations of the leucogranite. Taking into account the mineral-chemistry of CGM two main groups were distinguished: (i) the first one (Group I), follows a general main trend from columbite-Fe to columbite-Mn, and finally to tantalite-Mn, that is in accordance with the evolution of the magma observed from bottom to top of the body, and (ii) a second group (Group II) with intermediate values of Mn[#] and Ta[#] corresponding with oscillatory zoned CGM crystals and rims of less evolved ones.

Textural and chemical features of cassiterite and CGM support the magmatic origin for both minerals, although cassiterite crystallized later in the sequence. Mineral chemistry evolution of CGM is in good agreement with a greater solubility of tantalite in the melt at the upper levels, where, besides, the fluorine contents of apatite and muscovite were increased and the onset of fluorite crystallization occurred. So, the fluorine enrichment in the upper levels seems likely to be an important component to explain the mineral chemistry of the Penouta granite. Furthermore, the absence of typical textures originated by fluids in the CGM as well as the lack of these minerals in the quartz veins point to a low influence of the hydrothermal fluids in dissolution and recrystallization processes of the primary oxides.

Keywords

The Penouta rare-element granite

Sn-Ta-Nb-oxides

Columbite group minerals

Fractional crystallization

Fluorine influence

Petrogenesis of Variscan rare-metal-(Sn-Nb-Ta-Be)-bearing granites of the Iberian massif (Penouta, NW of Spain): evidence for in situ differentiation processes to explain associated ore deposits

Francisco García Polonio^a, Francisco Javier López-Moro^{a*1}, Teresa Llorens González^a, José Luis Sanz Contreras^b, María Candelas Moro Benito^c, Agustina Fernández Fernández^c.

^a *Strategic Minerals Spain, S.L., P^o Recoletos, 37, 28004, Madrid, Spain*

^b *Dpt. of Geological and Mining Engineering, Higher Technical School of Mines and Energy Engineering, Polytechnic University of Madrid, C/ Ríos Rosas, 21, 28003, Madrid, Spain*

^c *Dpt. of Geology, University of Salamanca, Plaza de los Caídos s/n, 37008, Salamanca, Spain*

ABSTRACT

The Penouta peraluminous low-phosphorous albite granite is the most important economically as low-grade, high-tonnage Sn-Ta-Nb-bearing granite of 6 known albite granites from Spain. Petrographically, the granite exhibits a typical magmatic mineralogy of this kind of leucogranites that consists of albite, quartz, alkali feldspar, white mica as essential minerals, and garnet, beryl, apatite, cassiterite, zircon, columbite-tantalite, monazite, fluorite, microlite and uraninite are accessory ones. Several hydrothermal superimposed stages affected the granite, which led to the development of a tin greisen in the cupola zone and in the overlying metamorphic orthogneisses together with the formation of late quartz-veins or barite-veins commonly containing carbonates, pyrite, arsenopyrite, sphalerite, galena, bismuthinite, chalcopyrite and stannite. Several exploration drill holes have intersected the granite from top to bottom allowing to constrain a laminar shape of the granite body, suggesting that the magma had a low viscosity and high mobility probably due to the occurrence of fluxing agents. The laminar shape is in good agreement with vertical and lateral geochemical variations observed that point to a subhorizontal lateral extension of the magma. In a similar fashion, geochemical

*1 Corresponding author at: Strategic Minerals Spain, S.L., C/ Vertical V, 16, Pol. Ind. Montalvo III, 37188, Carbajosa de la Sagrada, Salamanca, Spain. Tel.: +34 911 610 362
E-mail address: jlopez@strategicminerals.com (F.J. López-Moro)

data reveal continuous evolutionary trends of compatible (decreasing contents upwards) and incompatible elements (increasing abundances upwards) with height, thus pointing to an *in situ* differentiation process occurred from bottom to top of the granite body. *In situ* differentiation process is also supported by mineral chemistry variations of garnet, monazite, beryl, apatite, zircon and Nb-Ta oxides, as well as least squares analysis of major elements and Rayleigh fractionation modelling. However, some results of the mass balance modelling (e.g. high abundance of quartz fractionated/accumulated) are difficult to reconcile with the observed, so a progressive enrichment in fluorine upwards (as a result of *in situ* differentiation process) is invoked that contribute the crystallisation of albite at the expense of quartz. Additionally, fluorine was decisive in the mineralization type of the deposit (disseminated) and also in lowering the granite solidus (inferred from the low monazite and zircon saturation temperatures), contributing to differentiation processes were prolonged in time and the saturation of ore mineral as well. We speculate that the laminar shape of the body could favour the development of degassing processes in the lower margin of the granite body that promoted the circulation of a Cl- and Sn-bearing vapour that migrated upward and could explain the Sn enrichment of the lower to intermediate zones of the granite.

Keywords

ANEXO 3:

FORMATOS DE TESTIFICACIÓN

STRATEGIC MINERALS SPAIN S.L.

Core/RC Logging Sheet

Hole ID		Project Name	
----------------	--	---------------------	--

Claim Number		Location	
---------------------	--	-----------------	--

Collar Data	Easting (UTM) Planned		Date Started																																									
	Northing (UTM) Planned		Date Completed																																									
	Elevation (m) Planned		Collar Survey (Y/N)																																									
	Easting (UTM)																																											
	Northing (UTM)		<table border="1" style="width:100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="width:20%;">Contractor</td> <td colspan="3"></td> </tr> <tr> <td>Rig Used</td> <td colspan="3"></td> </tr> <tr> <td>Casing</td> <td colspan="3"></td> </tr> <tr> <td>Rods lost (m)</td> <td colspan="3"></td> </tr> <tr> <td>Core Size/RC</td> <td style="width:10%;">Type</td> <td style="width:10%;">From</td> <td style="width:10%;">To</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Dip</td> <td></td> <td colspan="3" rowspan="2">Plugged (Y/N)</td> </tr> <tr> <td>Length (m)</td> <td></td> </tr> </table>			Contractor				Rig Used				Casing				Rods lost (m)				Core Size/RC	Type	From	To													Dip		Plugged (Y/N)			Length (m)	
	Contractor																																											
	Rig Used																																											
	Casing																																											
Rods lost (m)																																												
Core Size/RC	Type	From	To																																									
Dip		Plugged (Y/N)																																										
Length (m)																																												

Methodo Down Hole Survey	
---------------------------------	--

Acid Test; Light Test; Multishot; Reflex MultiShot; Reflex Maxibor; Tropari; Gyroscope.

Geolog or Re-log by	Check

Geotech log by	Check

Lining up log By	Check

Final Date Logged	
RQD (Log) (Y/N)	
Lining up (Y/N)	

Purpose	
----------------	--

Core Storage	
---------------------	--

Comments	

ANEXO 4:

METODOS ANALITICOS

GEOCHEMICAL PROCEDURE

ME- MS81

ULTRA- TRACE LEVEL METHODS

SAMPLE DECOMPOSITION

Lithium Metaborate Fusion (FUS-LI01)

ANALYTICAL METHOD

Inductively Coupled Plasma - Mass Spectroscopy (ICP - MS)

A prepared sample (0.200 g) is added to lithium metaborate flux (0.90 g), mixed well and fused in a furnace at 1000°C. The resulting melt is then cooled and dissolved in 100 mL of 4% HNO₃ / 2% HCl₃ solution. This solution is then analyzed by inductively coupled plasma - mass spectrometry.

ELEMENT	SYMBOL	UNITS	LOWER LIMIT	UPPER LIMIT
Silver*	Ag	ppm	1	1000
Barium	Ba	ppm	0.5	10000
Cerium	Ce	ppm	0.5	10000
Cobalt*	Co	ppm	0.5	10000
Chromium	Cr	ppm	10	10000
Cesium	Cs	ppm	0.01	10000
Copper*	Cu	ppm	5	10000
Dysprosium	Dy	ppm	0.05	1000
Erbium	Er	ppm	0.03	1000
Europium	Eu	ppm	0.03	1000
Gallium	Ga	ppm	0.1	1000
Gadolinium	Gd	ppm	0.05	1000
Hafnium	Hf	ppm	0.2	10000
Holmium	Ho	ppm	0.01	1000
Lanthanum	La	ppm	0.5	10000
Lutetium	Lu	ppm	0.01	1000
Molybdenum*	Mo	ppm	2	10000

ME- MS81

ELEMENT	SYMBOL	UNITS	LOWER LIMIT	UPPER LIMIT
Niobium	Nb	ppm	0.2	10000
Neodymium	Nd	ppm	0.1	10000
Nickel*	Ni	ppm	5	10000
Lead*	Pb	ppm	5	10000
Praseodymium	Pr	ppm	0.03	1000
Rubidium	Rb	ppm	0.2	10000
Samarium	Sm	ppm	0.03	1000
Tin	Sn	ppm	1	10000
Strontium	Sr	ppm	0.1	10000
Tantalum	Ta	ppm	0.1	10000
Terbium	Tb	ppm	0.01	1000
Thorium	Th	ppm	0.05	1000
Thallium	Tl	ppm	0.5	1000
Thulium	Tm	ppm	0.01	1000
Uranium	U	ppm	0.05	1000
Vanadium	V	ppm	5	10000
Tungsten	W	ppm	1	10000
Yttrium	Y	ppm	0.5	10000
Ytterbium	Yb	ppm	0.03	1000
Zinc*	Zn	ppm	5	10000
Zirconium	Zr	ppm	2	10000

***NOTE:** Some base metal oxides and sulfides may not be completely decomposed by the lithium borate fusion. Results for Ag, Co, Cu, Mo, Ni, Pb, and Zn will not likely be quantitative by this method.

PRESSED PELLET GEOCHEMICAL PROCEDURE

ME- XRF05

SAMPLE DECOMPOSITION

Pressed Powder Pellet (XRF-PPP)

ANALYTICAL METHOD

X-Ray Fluorescence Spectroscopy (XRF)

A finely ground sample powder (10 g minimum) is mixed with a few drops of liquid binder (Polyvinyl Alcohol) and then transferred into an aluminum cap. The sample is subsequently compressed under approximately 30 ton/in² in a pellet press. After pressing, the pellet is dried to remove the solvent and analyzed by WDXRF spectrometry for the following elements.

ELEMENT	SYMBOL	UNITS	LOWER LIMIT	UPPER LIMIT
Arsenic	As	ppm	5	5,000
Barium	Ba	ppm	10	10,000
Bismuth	Bi	ppm	4	10,000
Chromium	Cr	ppm	5	10,000
Gallium	Ga	ppm	4	10,000
Molybdenum	Mo	ppm	4	10,000
Niobium	Nb	ppm	2	10,000
Rubidium	Rb	ppm	2	10,000
Antimony	Sb	ppm	4	10,000
Selenium	Se	ppm	2	10,000
Tin	Sn	ppm	5	10,000
Strontium	Sr	ppm	2	10,000
Tantalum	Ta	ppm	10	10,000
Thorium	Th	ppm	4	10,000
Titanium	Ti	ppm	5	10,000
Uranium	U	ppm	4	10,000
Tungsten	W	ppm	10	10,000
Yttrium	Y	ppm	2	10,000
Zirconium	Zr	ppm	2	10,000

WHOLE ROCK GEOCHEMISTRY

ME- ICP06 and OA- GRA05

ANALYSIS OF MAJOR OXIDES BY ICP- AES

ME- ICP06

SAMPLE DECOMPOSITION

Lithium Metaborate/Lithium Tetraborate (LiBO_2 / $\text{Li}_2\text{B}_4\text{O}_7$) Fusion* (FUS-LI01)

ANALYTICAL METHOD

Inductively Coupled Plasma - Atomic Emission Spectroscopy (ICP-AES)

A prepared sample (0.200 g) is added to lithium metaborate/lithium tetraborate flux (0.90 g), mixed well and fused in a furnace at 1000°C. The resulting melt is then cooled and dissolved in 100 mL of 4% nitric acid/2% hydrochloric acid. This solution is then analyzed by ICP-AES and the results are corrected for spectral inter-element interferences. Oxide concentration is calculated from the determined elemental concentration and the result is reported in that format.

ELEMENT	SYMBOL	UNITS	LOWER LIMIT	UPPER LIMIT
Aluminum	Al_2O_3	%	0.01	100
Barium	BaO	%	0.01	100
Calcium	CaO	%	0.01	100
Chromium	Cr_2O_3	%	0.01	100
Iron	Fe_2O_3	%	0.01	100
Magnesium	MgO	%	0.01	100
Manganese	MnO	%	0.01	100
Phosphorus	P_2O_5	%	0.01	100
Potassium	K_2O	%	0.01	100
Silicon	SiO	%	0.01	100
Sodium	Na_2O	%	0.01	100
Strontium	SrO	%	0.01	100
Titanium	TiO_2	%	0.01	100

*NOTE: For samples that are high in sulphides, we may substitute a peroxide fusion in order to obtain better results.

ME- ICP06 and OA- GRA05

OA- GRA05, ME- GRA05

SAMPLE DECOMPOSITION

Thermal decomposition Furnace or TGA (OA-GRA05 or ME-GRA05)

ANALYTICAL METHOD

Gravimetric

If required, the total oxide content is determined from the ICP analyte concentrations and loss on Ignition (L.O.I.) values. A prepared sample (1.0 g) is placed in an oven at 1000°C for one hour, cooled and then weighed. The percent loss on ignition is calculated from the difference in weight.

METHOD CODE	PARAMETER	SYMBOL	UNITS	LOWER LIMIT	UPPER LIMIT
OA-GRA05	Loss on Ignition (Furnace)	LOI	%	0.01	100
ME-GRA05	Loss on Ignition (TGA)	Moisture	%	0.01	100
		LOI	%	0.01	100

WHOLE ROCK GEOCHEMISTRY

ME- XRF06

SAMPLE DECOMPOSITION

50% - 50% $\text{Li}_2\text{B}_4\text{O}_7$ - LiBO_2 (WEI- GRA06)

ANALYTICAL METHOD

X-Ray Fluorescence Spectroscopy (XRF)

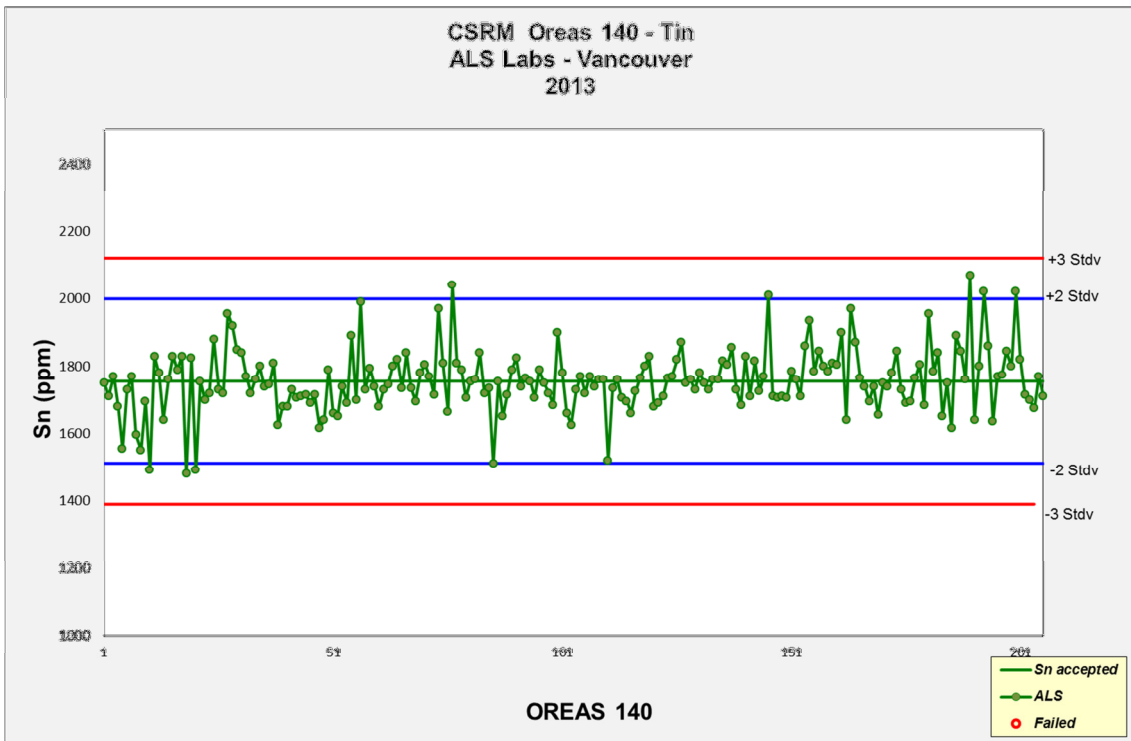
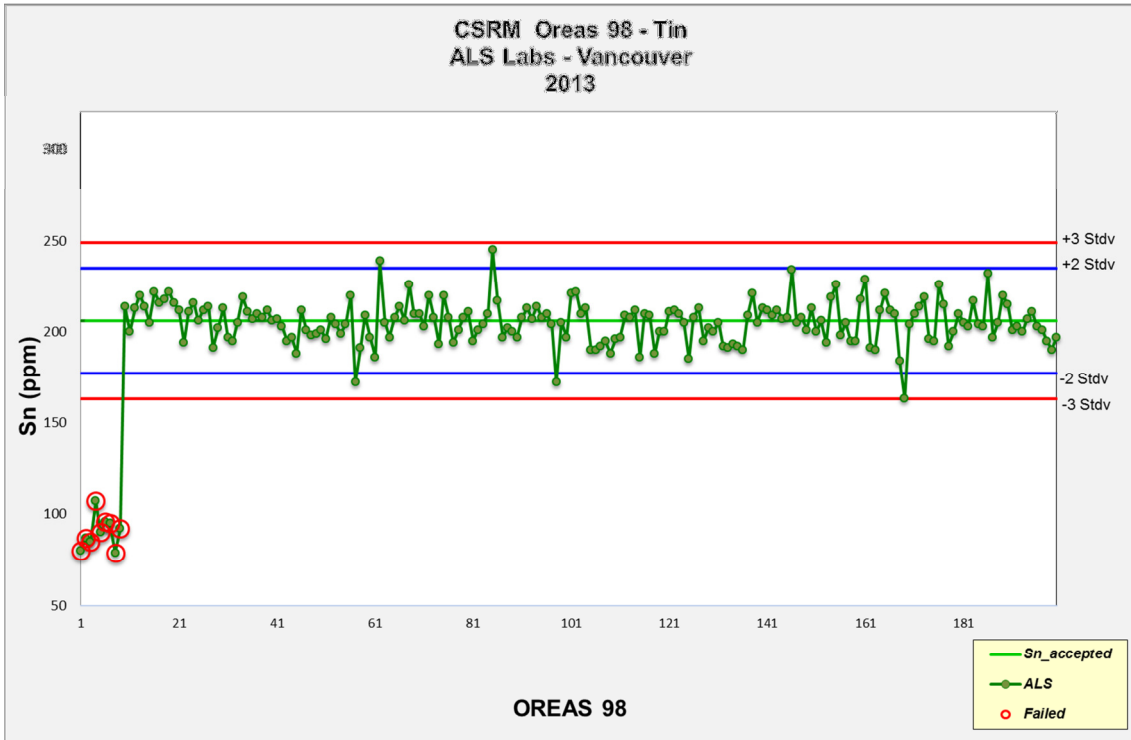
A calcined or ignited sample (0.9 g) is added to 9.0g of Lithium Borate Flux (50 % - 50 % $\text{Li}_2\text{B}_4\text{O}_7$ - LiBO_2), mixed well and fused in an auto fluxer between 1050 - 1100°C. A flat molten glass disc is prepared from the resulting melt. This disc is then analysed by X-ray fluorescence spectrometry.

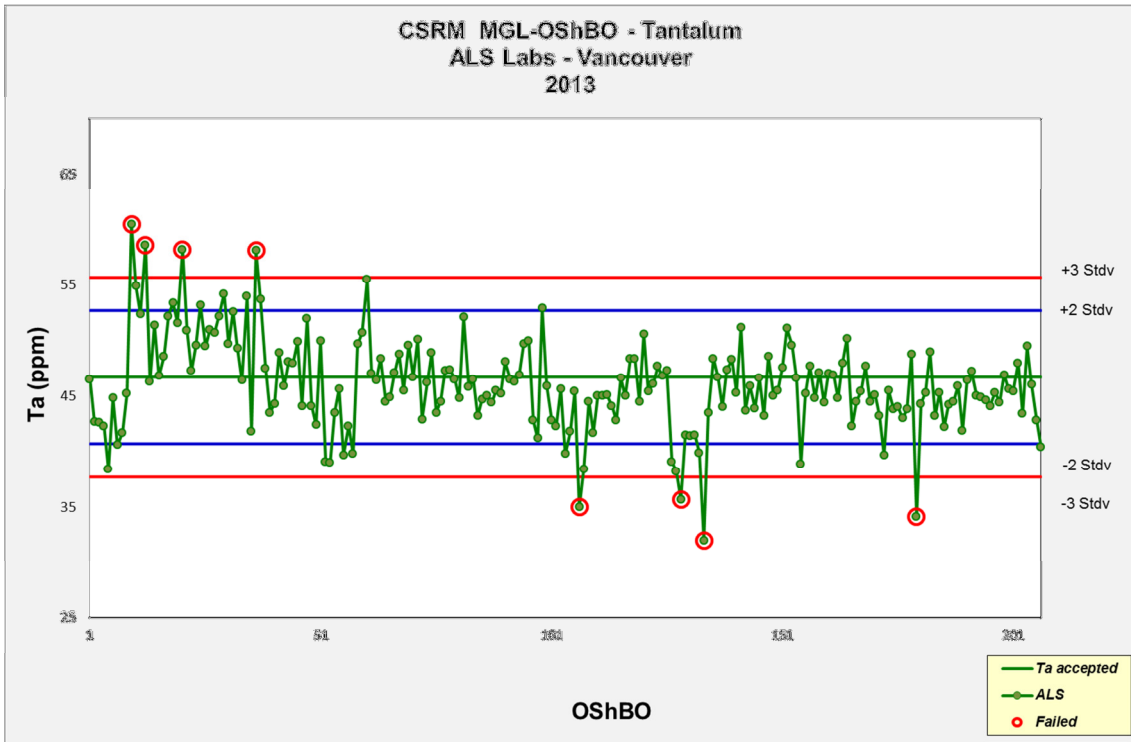
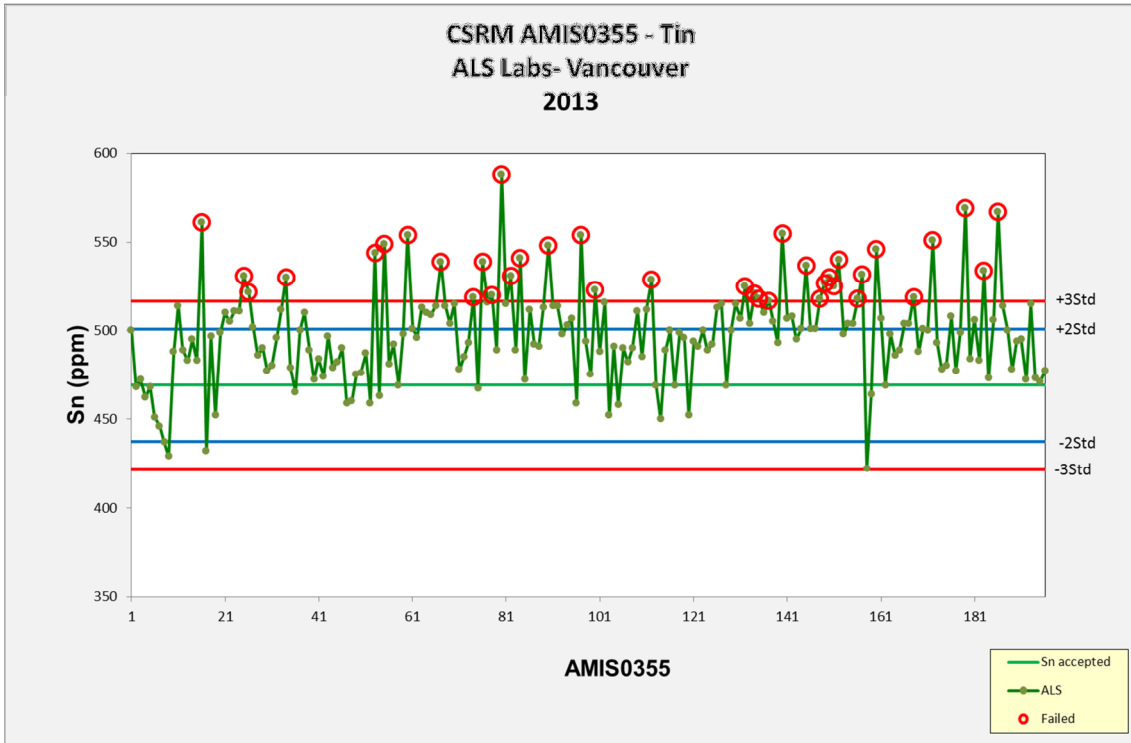
ELEMENT	SYMBOL	UNITS	LOWER LIMIT	UPPER LIMIT
Aluminum Oxide	Al_2O_3	%	0.01	100
Barium Oxide	BaO	%	0.01	100
Calcium Oxide	CaO	%	0.01	100
Chromium Oxide	Cr_2O_3	%	0.01	100
Ferric Oxide	Fe_2O_3	%	0.01	100
Potassium Oxide	K_2O	%	0.01	100
Magnesium Oxide	MgO	%	0.01	100
Manganese Oxide	MgO	%	0.01	100
Sodium Oxide	Na_2O	%	0.01	100
Phosphorus Oxide	P_2O_5	%	0.01	100
Silicon Oxide	SiO_2	%	0.01	100
Strontium Oxide	SrO_2	%	0.01	100
Titanium Oxide	TiO_2	%	0.01	100
Loss On Ignition	LOI	%	0.01	100
	Total	%	0.01	101

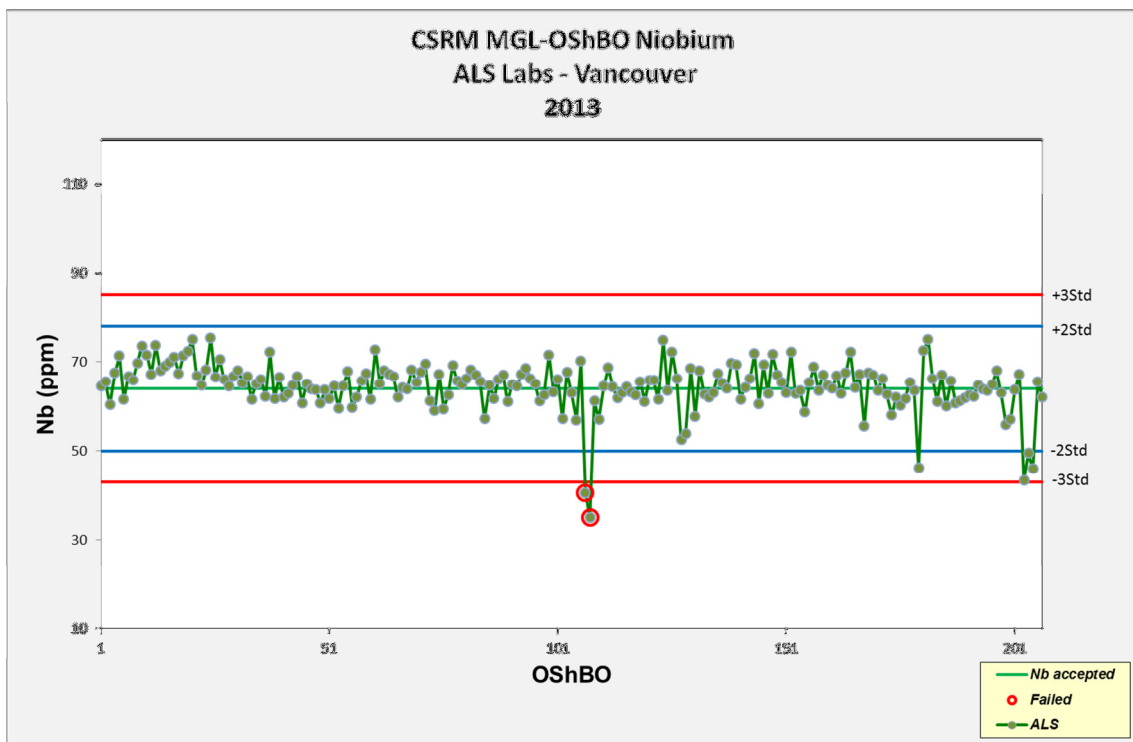
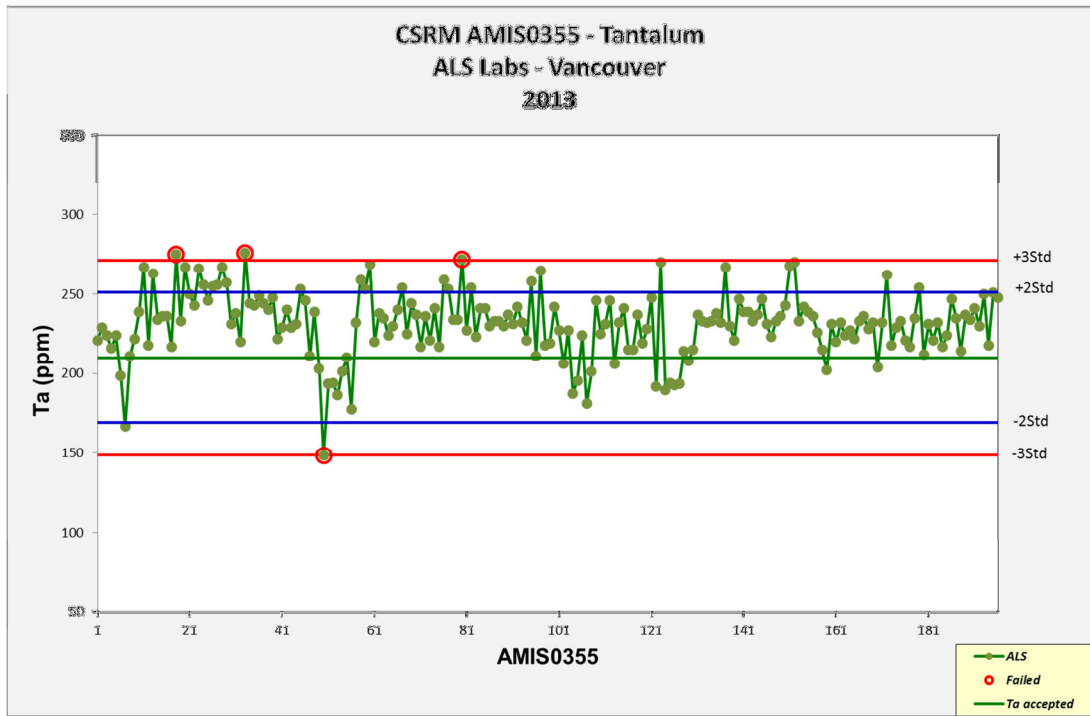
NOTE: Since samples that are high in sulphides or base metals can damage Platinum crucibles, a ME- ICP06 finish method can be selected as an alternative method.

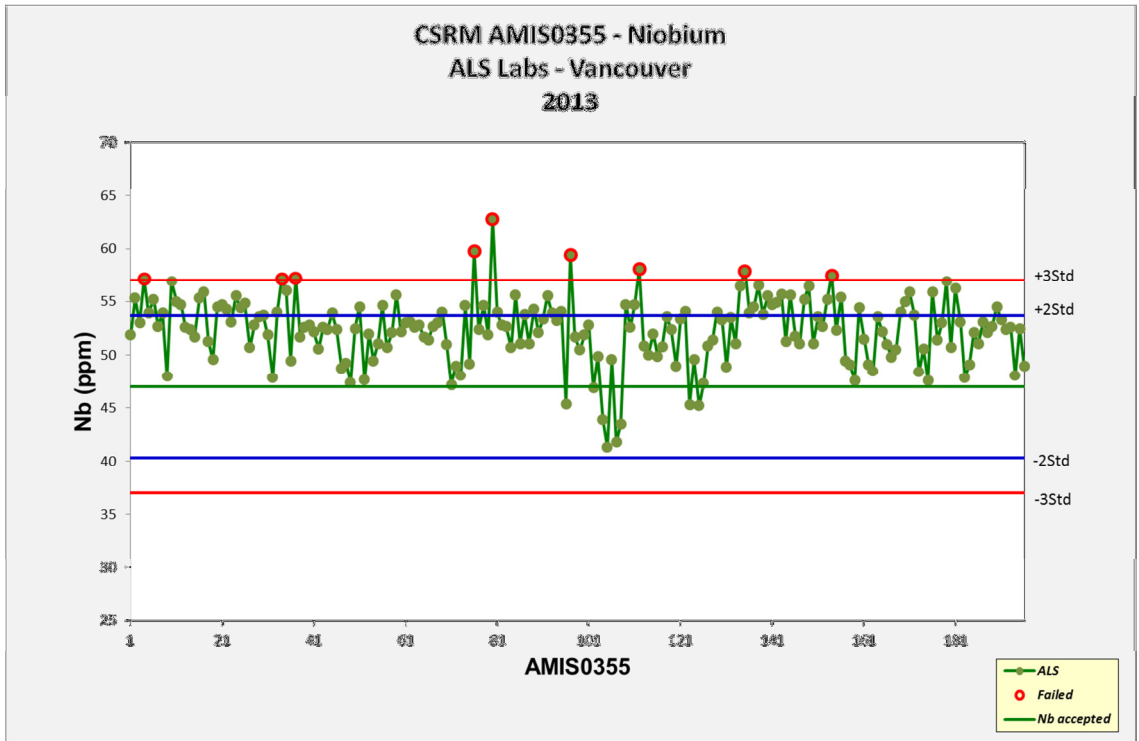
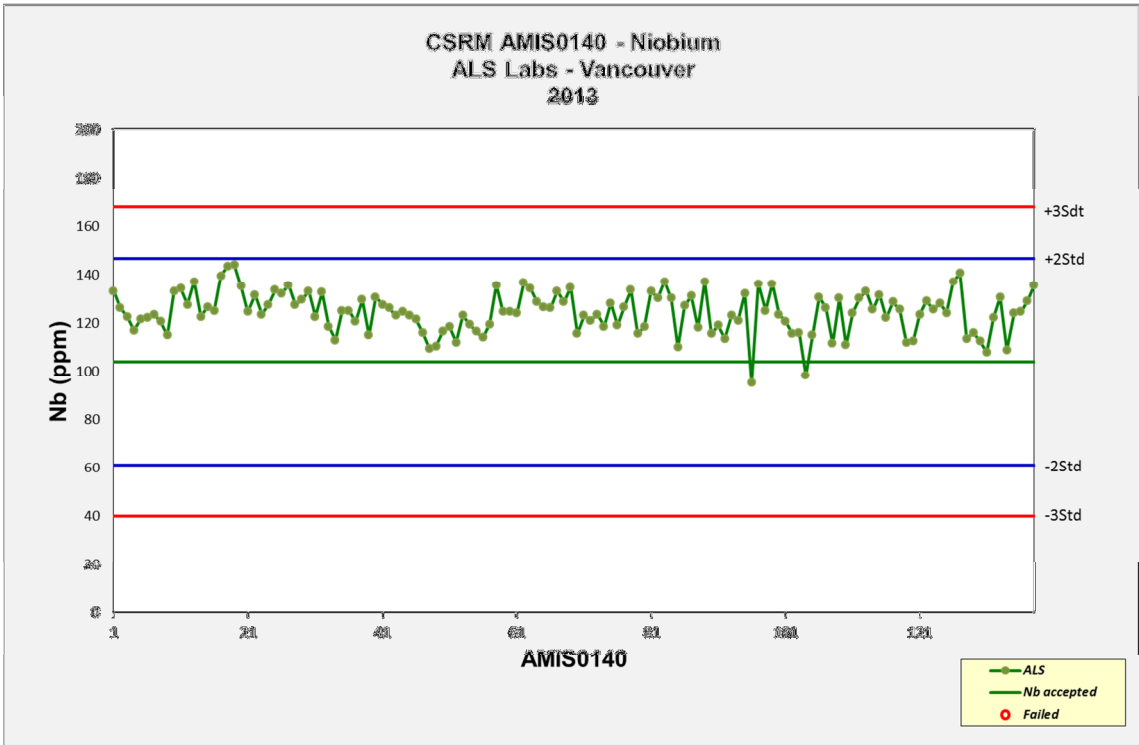
ANEXO 5:

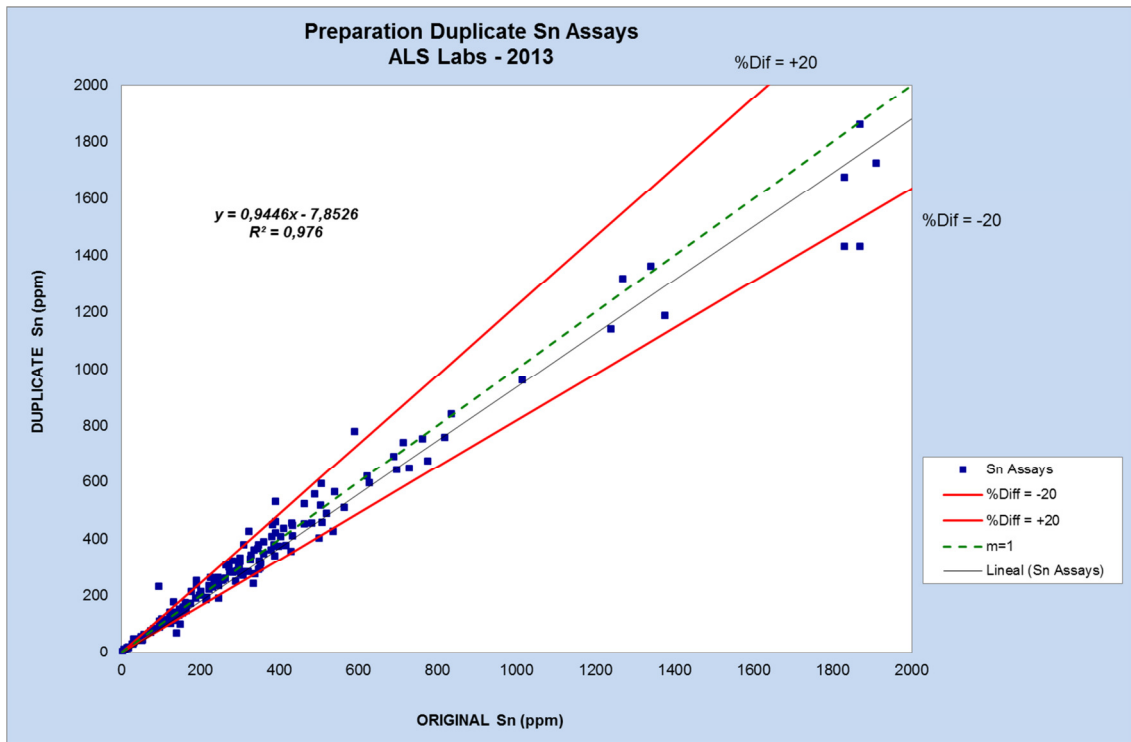
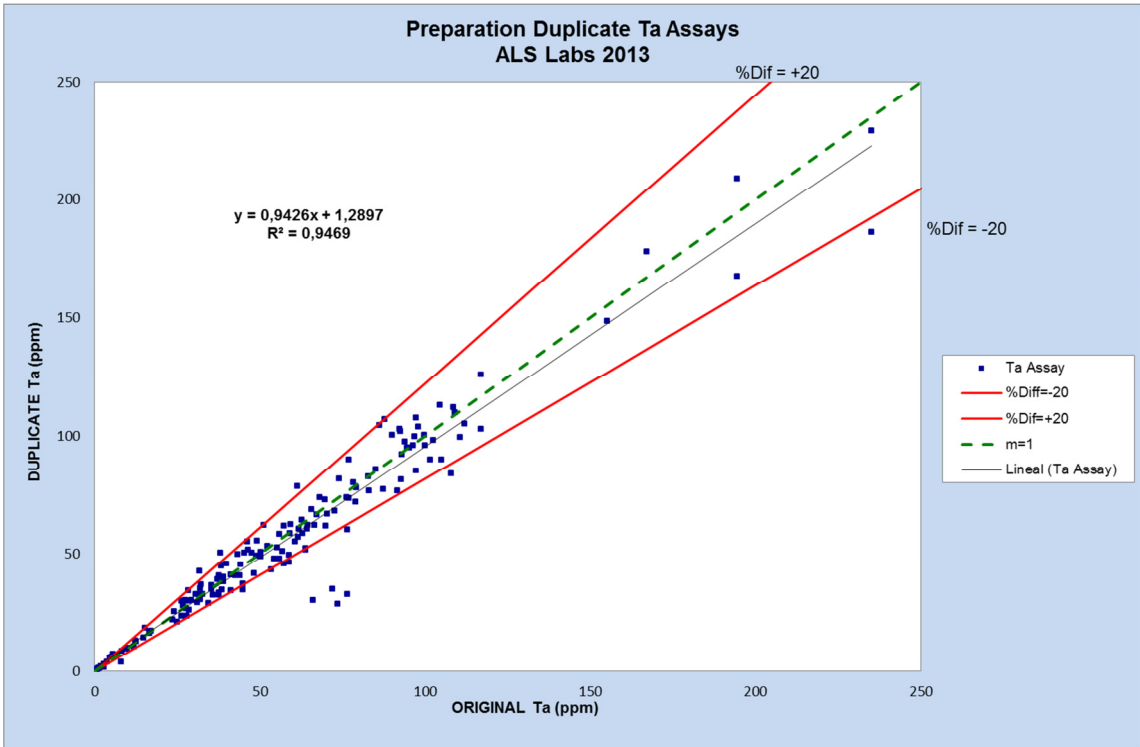
GRAFICOS QA/QC



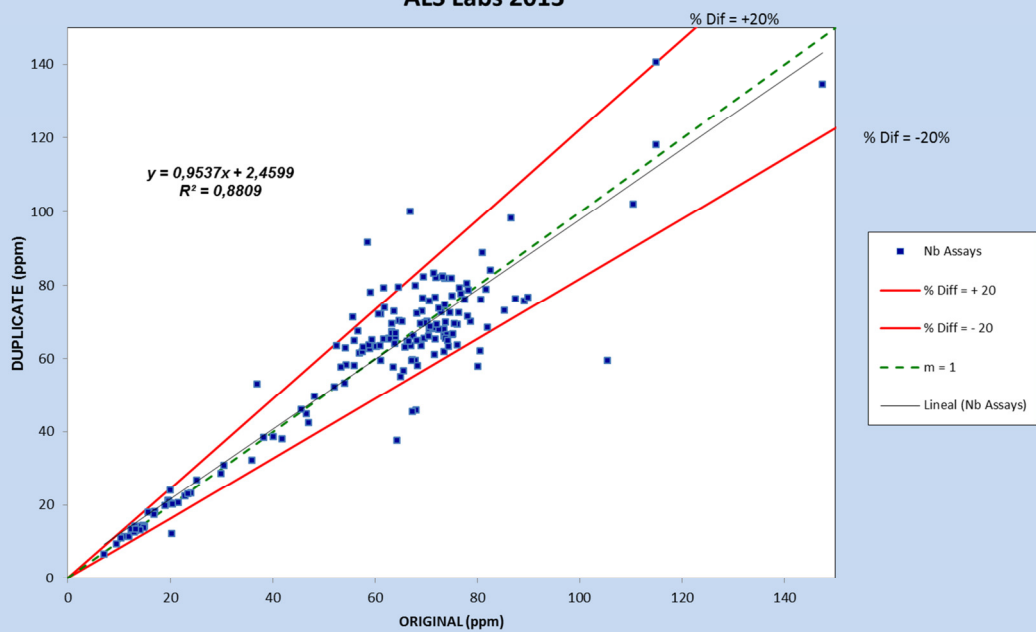




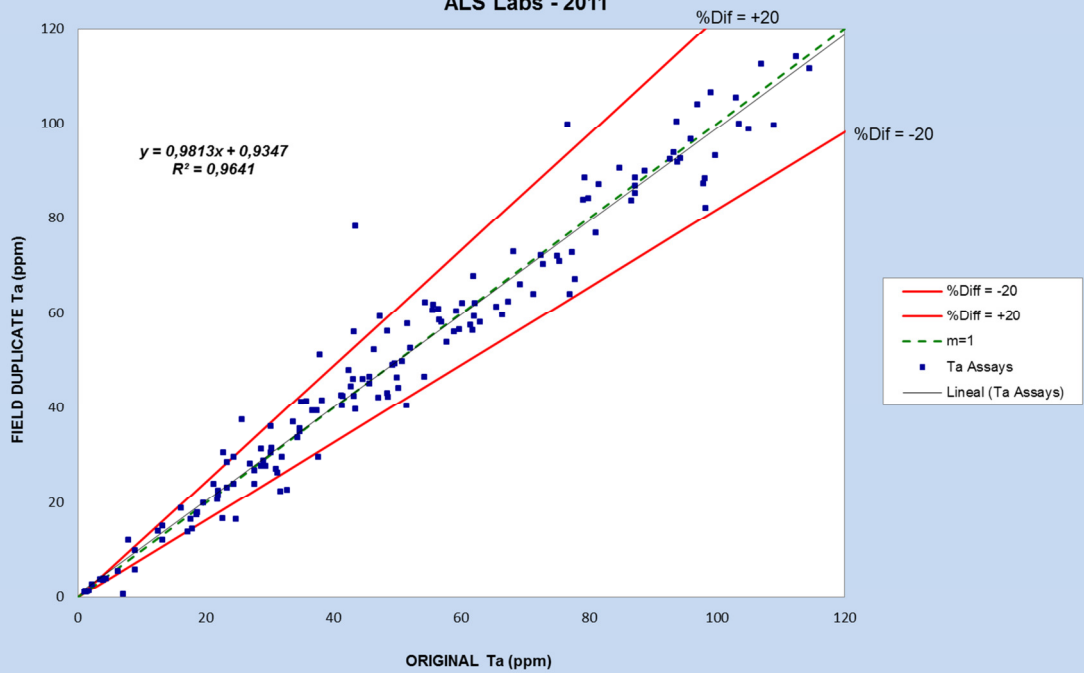


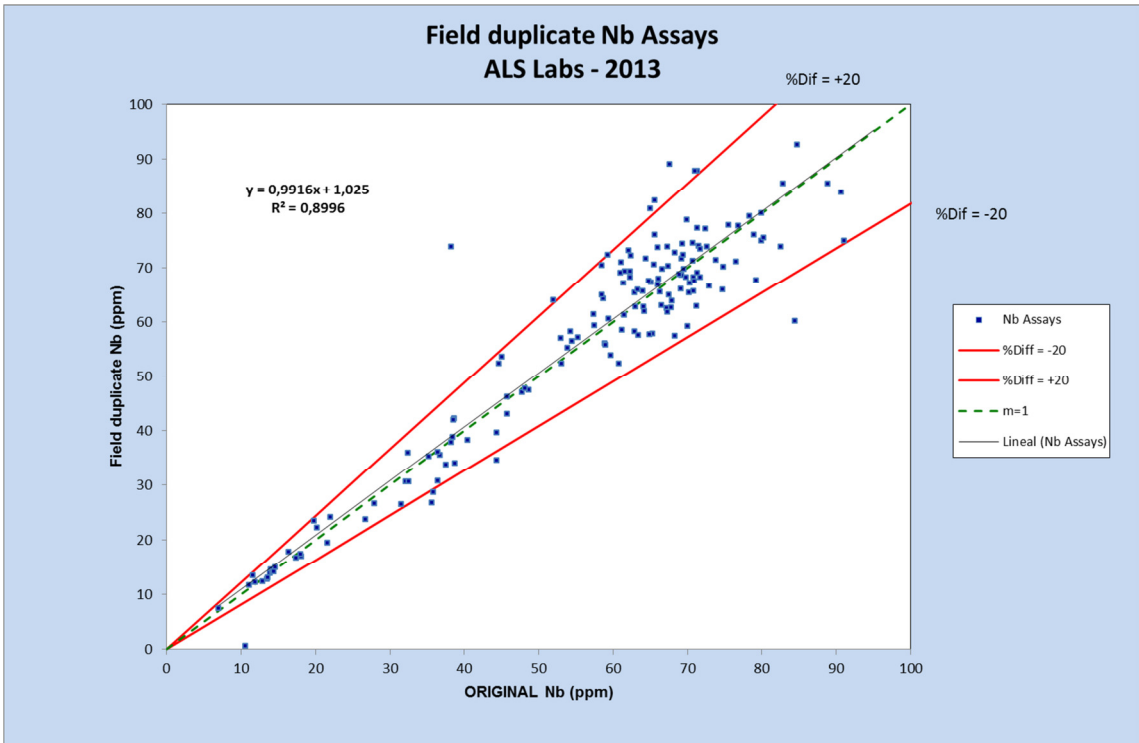
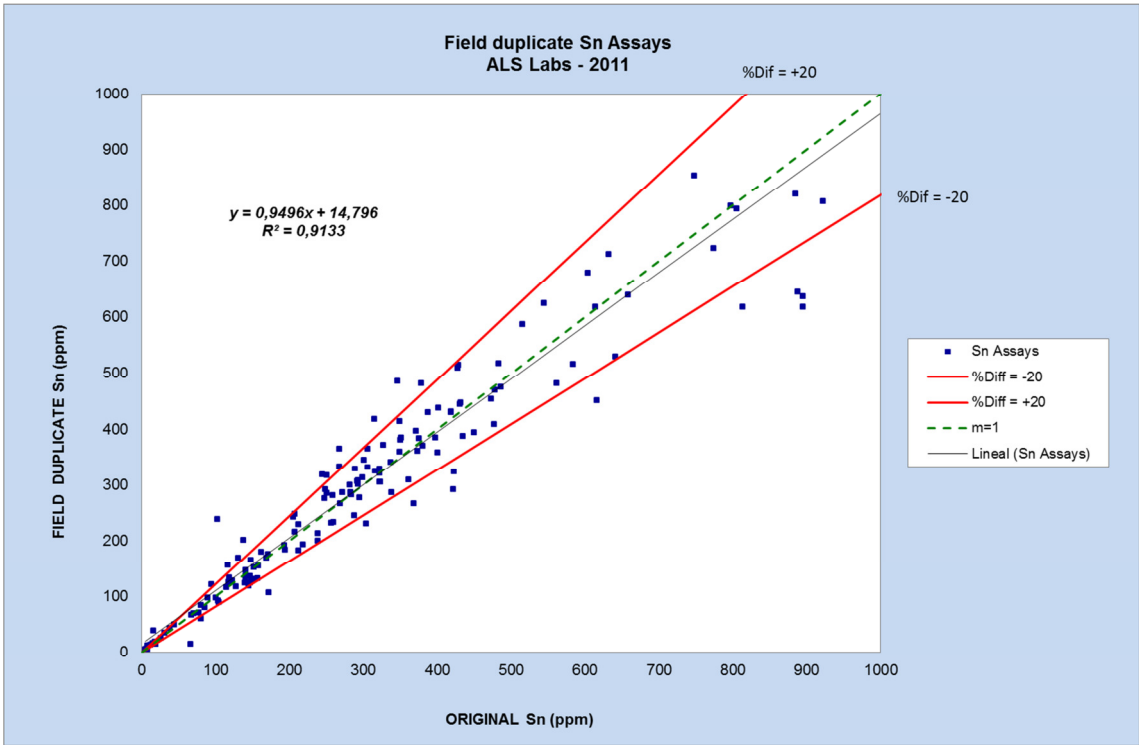


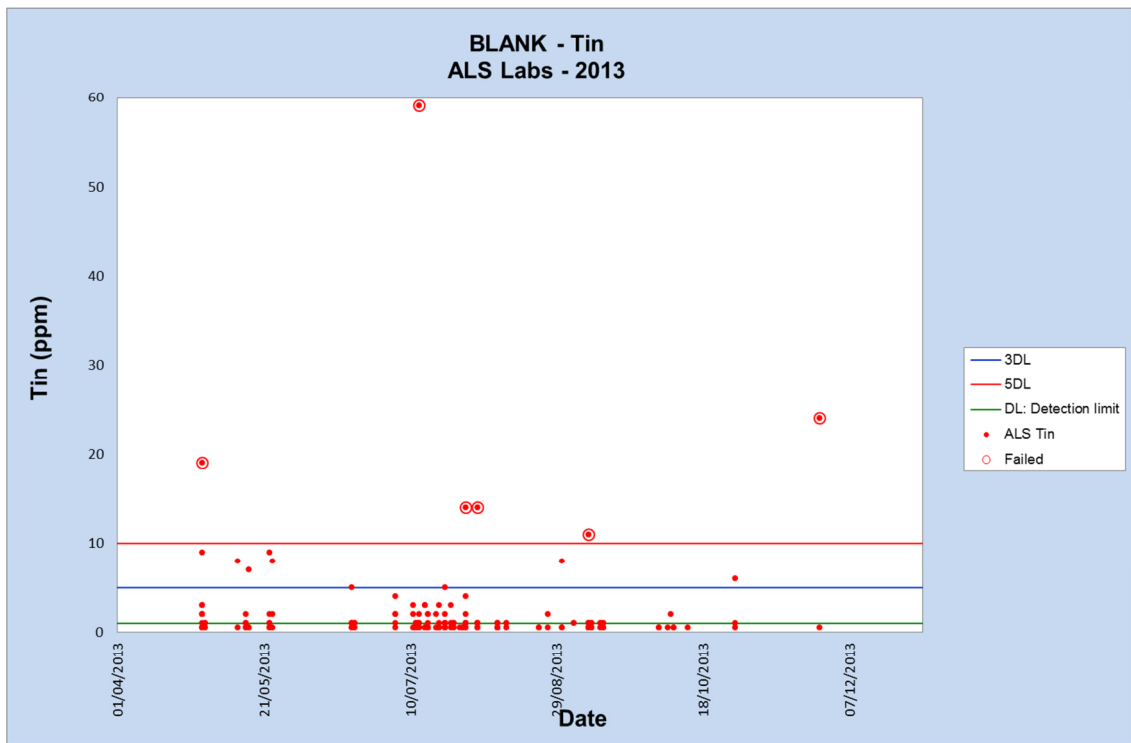
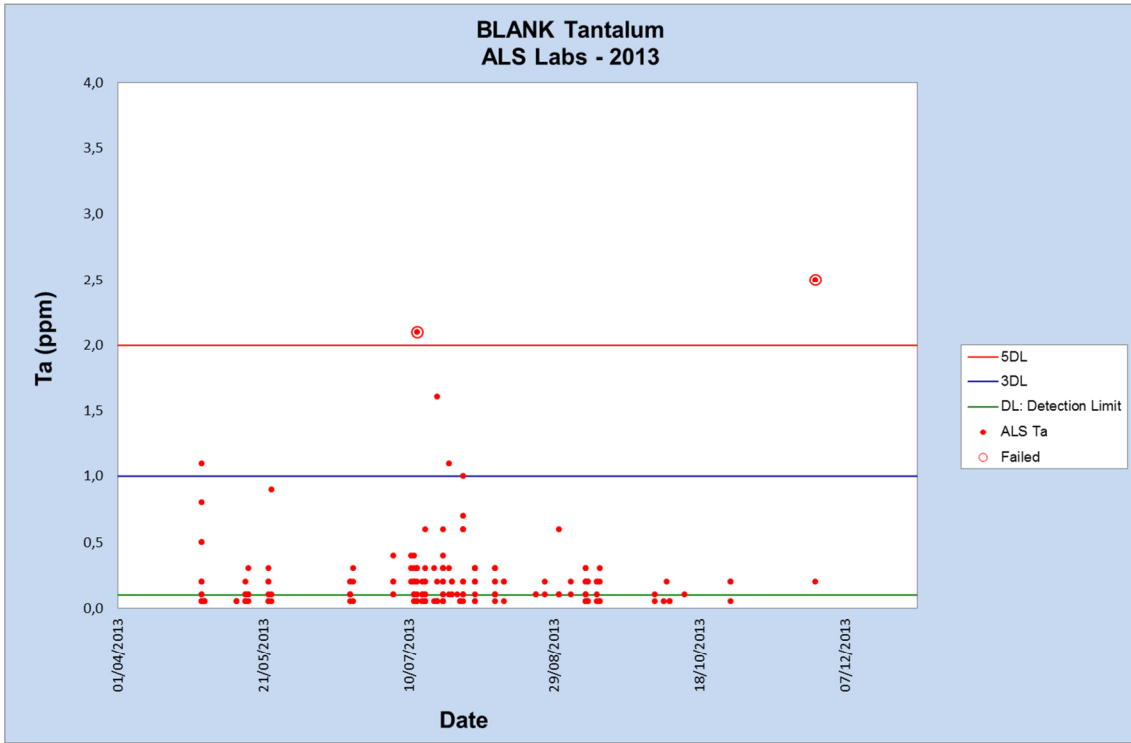
Preparation Duplicate Nb Assays ALS Labs 2013



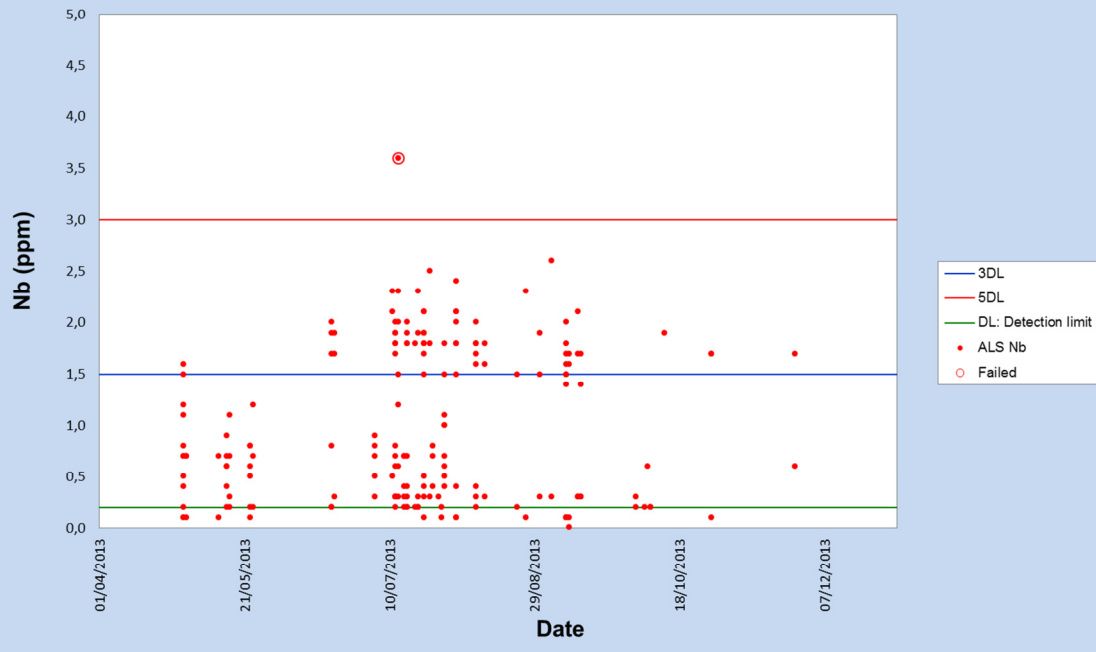
Field Duplicate Ta Assays ALS Labs - 2011







BLANK - Niobium
ALS Labs - 2013

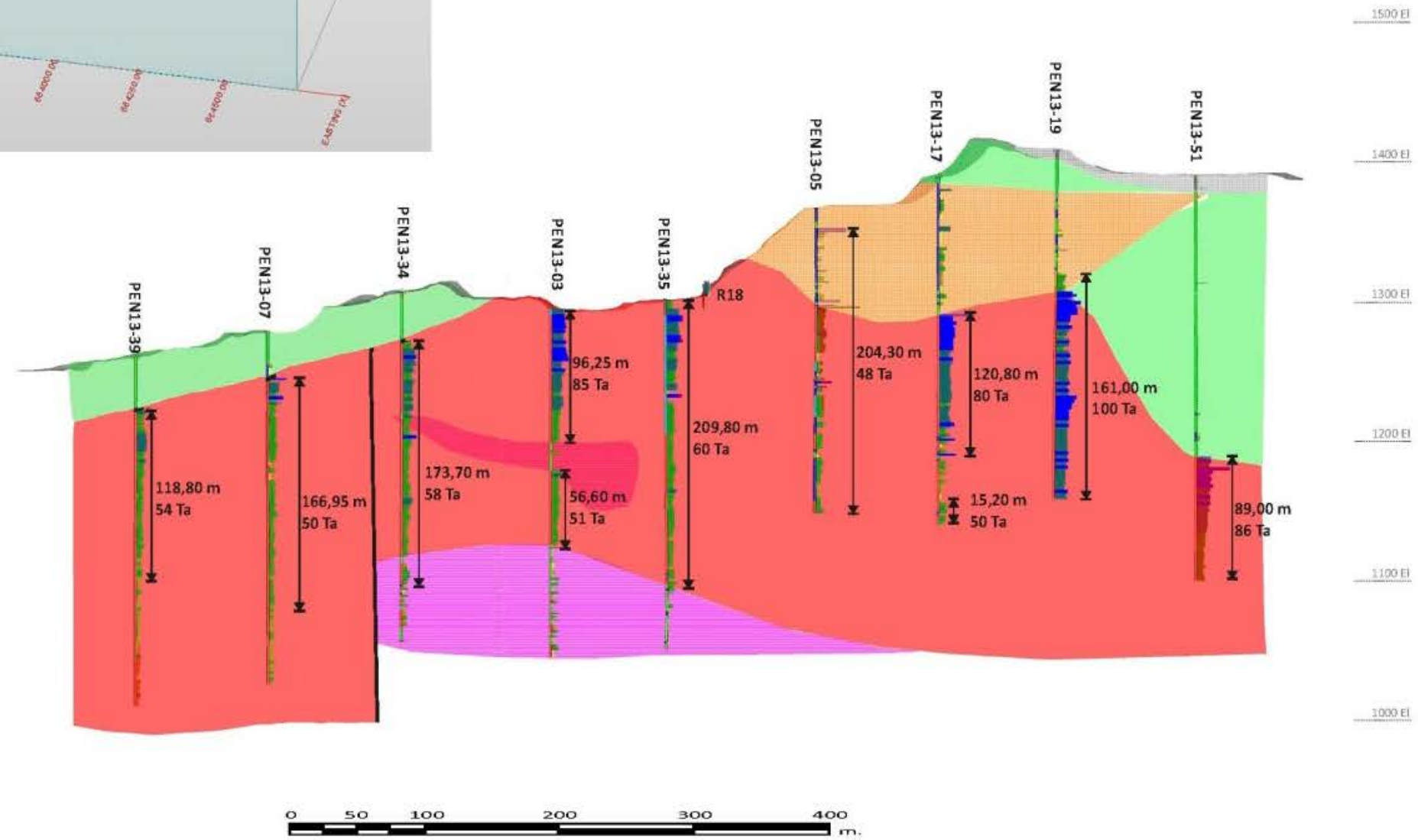
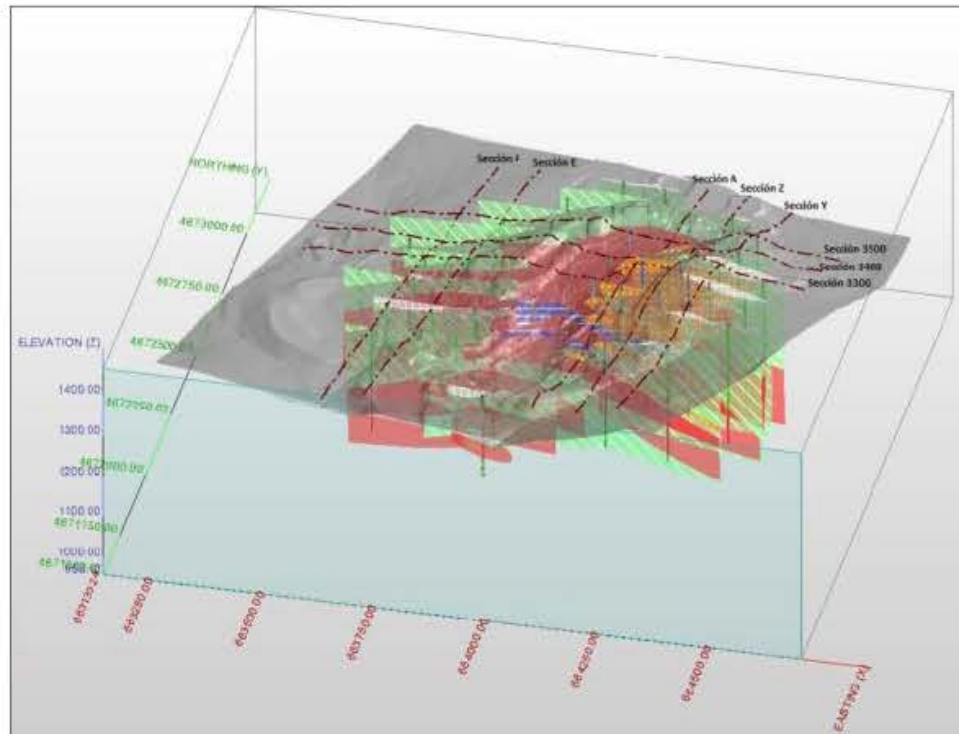


ANEXO *:

G977 =CB9 G'; 9C @é ; =7 5 G

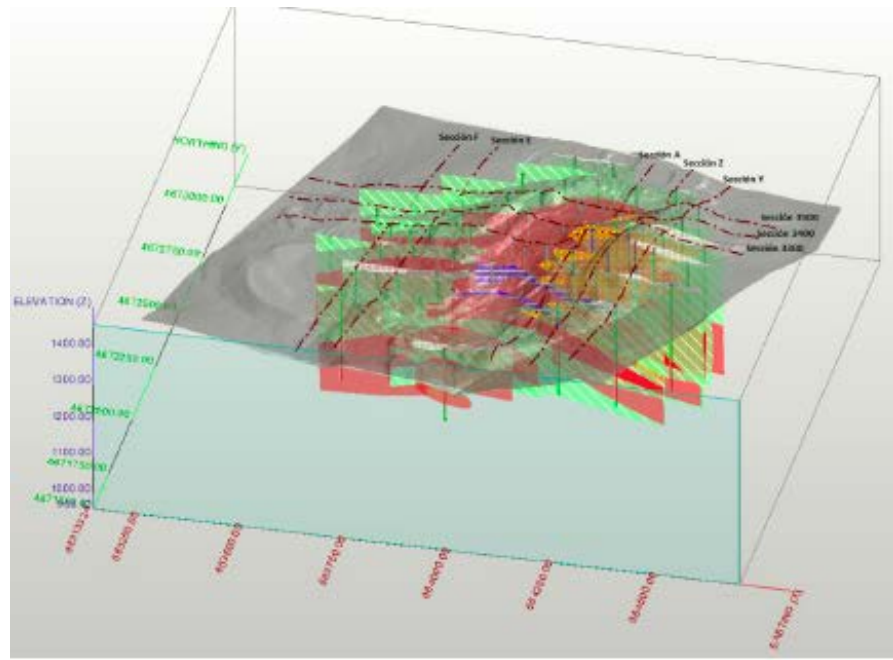
SECCIÓN 3300 TÁNTALO (cut off 35 ppm)

Sección geológica



Litología

Escombrera
Leucogranito
Greissen
Zona A (mixtos)
Zona B (mixtos)
Estéril

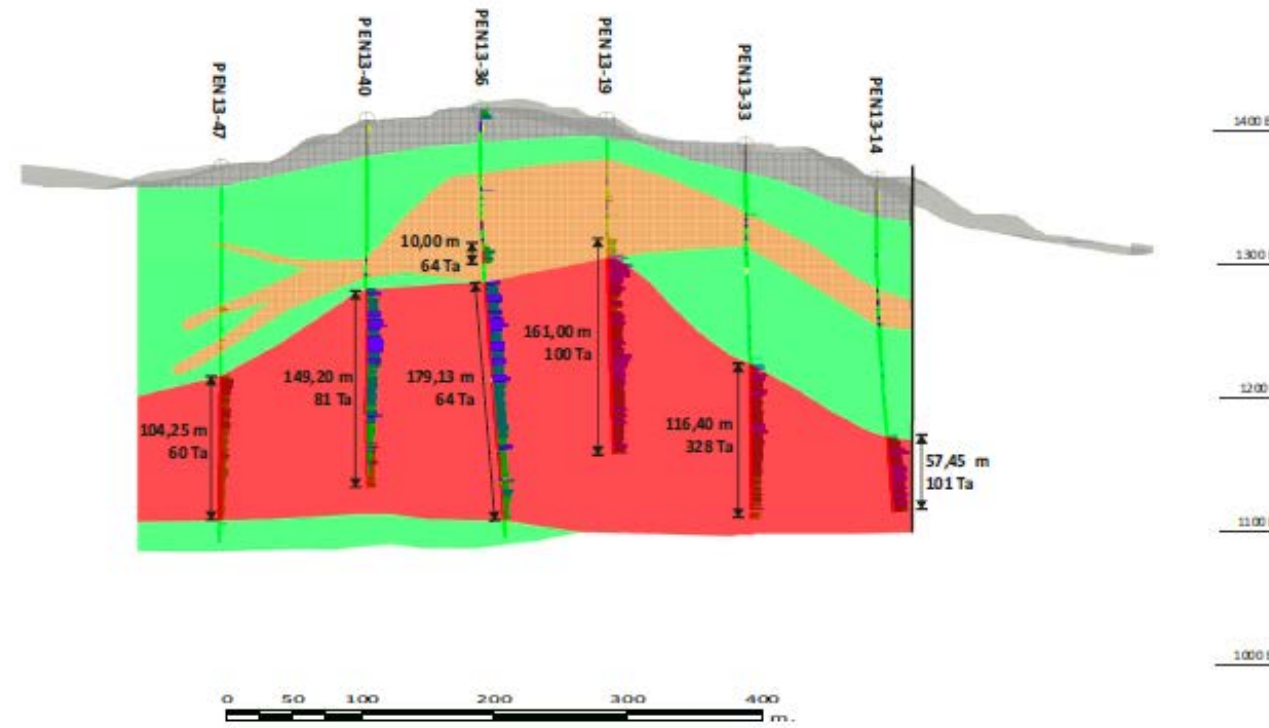


SECCIÓN Y TÁNTALO (cut off 35 ppm)

Sección geológica

WNW

ESE



Litología	
	Escombrera
	Leucogranito
	Greissen
	Zona A (mixtos)
	Zona B (mixtos)
	Estéril