



UNIVERSIDAD DE CANTABRIA  
ESCUELA POLITÉCNICA DE INGENIERÍA DE  
MINAS Y ENERGÍA



**Trabajo Fin de Grado**

**ESTUDIO DE EXPLOTACIÓN Y VIABILIDAD DE LA CANTERA  
DE BÓVEDA DE LA RIBERA, BURGOS**

**Mining development and feasibility study from Bóveda de la  
Ribera quarry in Burgos**

Para acceder al título:

**Grado en Ingeniería de los Recursos Mineros**

**Autor:** Rubén González Cavia

**Directora:** Gema Fernández Maroto

**Convocatoria:** Julio de 2021



## Contenido

1. INTRODUCCIÓN.....	12
2. OBJETO Y ALCANCE .....	13
3. ANTECEDENTES.....	14
4. ZONA DE ESTUDIO.....	16
4.1. SITUACIÓN GEOGRÁFICA .....	16
4.2. GEOLOGÍA DE LA ZONA.....	18
4.2.1. Encuadre regional .....	18
4.2.2. La Cadena Vasco-Cantábrica .....	20
4.2.3. Descripción de los materiales .....	21
4.2.4. Tectónica.....	25
4.2.5. Morfología del diapiro .....	25
4.2.6. Hidrología e Hidrogeología .....	30
5. LAS OFITAS COMO MATERIAL DE ESTUDIO.....	32
5.1. ORIGEN Y PROPIEDADES DE LAS OFITAS .....	32
5.2. USOS DE LAS OFITAS.....	33
5.3. ÁRIDOS.....	34
5.3.1. Importancia económica de los áridos.....	34
5.3.2. Clasificación conceptual y denominaciones.....	35
5.4. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS SEGÚN SECTOR .....	36
5.4.1. Vías férreas .....	36
5.4.2. Carreteras .....	37
5.4.3. Árido en hormigones.....	37
5.4.4. Árido en pavimentos.....	38
5.4.5. Árido en adoquines.....	38
5.4.6. Árido para bordillos.....	38
5.5. ENSAYOS DE CARACTERIZACIÓN PARA BALASTO DE FERROCARRIL	39
5.5.1. Análisis granulométrico.....	39
5.5.2. Ensayo de peso específico y absorción de agua .....	39
5.5.3. Ensayo de pulimiento acelerado .....	40
5.5.4. Ensayo de friabilidad .....	40
5.5.5. Ensayo de desgaste de Los Ángeles .....	40
5.5.6. Acción del sulfato .....	41

5.5.7.	Estudio petrográfico de los áridos.....	42
6.	CANTERA DE BÓVEDA DE LA RIBERA.....	43
6.1.	GEOLOGÍA DE LA CANTERA.....	43
6.1.1.	Introducción.....	43
6.1.2.	Descripción de los materiales.....	43
6.1.3.	Tectónica.....	44
6.2.	ESTUDIO PETROGRÁFICO.....	46
6.2.1.	Introducción.....	46
6.2.2.	Descripción de las muestras.....	46
6.2.3.	Composición mineralógica cuantitativa.....	49
6.2.4.	Conclusiones petrográficas.....	50
6.3.	ESTUDIO GEOTÉCNICO.....	50
6.3.1.	Introducción y metodología.....	50
6.3.2.	Descripción general del macizo rocoso.....	51
6.3.3.	Descripción de la red de fracturación.....	53
6.3.4.	Análisis de estabilidad.....	57
6.3.5.	Discusión y recomendaciones.....	63
6.3.6.	Problemas debidos al agua.....	64
6.3.7.	Sectorización de la cantera.....	66
6.4.	ENSAYOS DE LABORATORIO.....	66
6.4.1.	Introducción.....	66
6.4.2.	Resultados obtenidos.....	67
6.4.3.	Conclusiones.....	74
7.	CUBICACIÓN Y EXPLOTACIÓN.....	76
7.1.	RESERVAS CANTERABLES ESTIMADAS.....	76
7.2.	GEOMETRÍA Y RITMO DE EXPLOTACIÓN.....	78
7.2.1.	Tipología de las explotaciones.....	79
7.2.2.	Diseño de explotaciones.....	80
7.3.	SISTEMA DE EXPLOTACIÓN.....	97
7.3.1.	Excavación con medios mecánicos o manuales.....	97
7.3.2.	Explotación mediante uso de explosivos.....	97
7.4.	MEDIOS DE PRODUCCIÓN.....	105
7.4.1.	Planta de conminución.....	105



7.4.2.	Maquinaria móvil .....	109
7.5.	VALORACIÓN DEL IMPACTO AMBIENTAL Y PROPUESTA DE RESTAURACIÓN.....	111
7.5.1.	Impacto ambiental y medidas correctoras.....	111
7.5.2.	Propuesta de restauración.....	112
8.	ESTUDIO ECONÓMICO .....	114
8.1.	OBRA CIVIL .....	114
8.2.	COMERCIALIZACIÓN DEL MATERIAL EXTRAÍDO .....	115
8.2.1.	Carreteras .....	115
8.2.2.	Infraestructura ferroviaria.....	115
8.3.	VALOR SUPUESTO EN FUNCIÓN DE LA ACTIVIDAD COMERCIAL .....	123
8.4.	ESTUDIO DE VIABILIDAD .....	123
8.4.1.	Estudio de inversiones.....	123
8.4.2.	Costes .....	124
8.4.3.	Ingresos.....	126
8.4.4.	Cuenta de resultados.....	126
8.4.5.	Análisis de rentabilidad.....	128
8.4.6.	Conclusiones de viabilidad del proyecto .....	129
9.	CONCLUSIONES.....	130
10.	BIBLIOGRAFÍA .....	131



Ilustración 3.1 . Extensión de la explotación. (Fuente Google Earth) .....	15
Ilustración 4.1. Hoja 110, Medina de Pomar, del Mapa Topográfico Nacional. (Fuente Ministerio de Fomento) .....	17
Ilustración 4.2. Acceso desde Medina de Pomar. (Fuente Ministerio de Fomento) .....	17
Ilustración 4.3. Ubicación de la cantera. (Fuente Ministerio de Fomento) .....	18
Ilustración 4.4. Mapa Geológico de España. Hoja 110, Medina de Pomar. (Fuente IGME) .....	19
Ilustración 4.5. Vista del diapiro de Salinas de Rosío y la zona de la cantera de Bóveda de la Ribera en la Hoja 110 del Mapa Geológico de España. (Fuente IGME) .....	19
Ilustración 4.6. Cadena Vasco-Cantábrica. (Fuente Entrecumbres).....	21
Ilustración 4.7. Mapa geológico de la Cadena Vasco-Cantábrica. (Fuente IGME) .....	21
Ilustración 4.8. Columna estratigráfica de la Hoja 110. (Fuente IGME) .....	24
Ilustración 4.9. Detalle de los materiales del diapiro de Salinas de Rosío en la columna estratigráfica de la Hoja 110. (Fuente IGME) .....	24
Ilustración 4.10. Esquema geológico regional de la Cordillera Vasco-Cantábrica, Cuenca del Duero y Sierras de Cameros y de la Demanda. (Fuente Hernaiz y Solé) .....	26
Ilustración 4.11. Esquema geológico del sector burgalés de la Cordillera Vasco-Cantábrica y margen septentrional de la Cuenca del Duero. (Fuente Hernaiz y Solé) .....	27
Ilustración 4.12. Cortes geológicos I-I' a IV-IV' de la Ilustración 12 en el entorno del diapiro de Salinas de Rosío-Cuenca de Villarcayo. (Fuente Hernaiz y Solé) .....	28
Ilustración 4.13. Corte parcialmente compensado del sector burgalés de la Cordillera Vasco-Cantábrica y del margen septentrional de la Cuenca del Duero según una traza aproximada a la transversal A-A'+B-B' de la Ilustración 12.. (Fuente Hernaiz y Solé) .....	29
Ilustración 4.14. Mapa Hidrogeológico de España y de unidades Hidrogeológicas. (Fuente IGME).....	30
Ilustración 4.15. Mapa Hidrogeológico de España y de unidades hidrogeológicas. Ampliación del área de la zona de estudio. (Fuente IGME).....	31
Ilustración 4.16. Unidad hidrogeológica de Villarcayo. (Fuente IGME).....	31
Ilustración 5.1. Formación general de las ofitas. (Fuente Geologiaweb) .....	33
Ilustración 5.2. Explicación diapiro salino. (Fuente Blogspot Geología Estructural).....	33
Ilustración 6.1. Contacto materiales del Keuper con la ofita (Elaboración propia) .....	44
Ilustración 6.2. Materiales del Keuper sobre la ofita (Elaboración propia) .....	45
Ilustración 6.3. Acceso a la zona de explotación (Elaboración propia) .....	45
Ilustración 6.4. Muestra FP-5 (I) (Fuente Informe inédito de la empresa).....	47
Ilustración 6.5. Muestra FP-5 (II) (Fuente Informe inédito de la empresa).....	47
Ilustración 6.6. Muestra FP-6 (Fuente Informe inédito de la empresa) .....	48
Ilustración 6.7. Muestra FP-8 (Fuente Informe inédito de la empresa) .....	48



Ilustración 6.8. Muestra FP-9 (Fuente Informe inédito de la empresa) .....	49
Ilustración 6.9. Epidota presente en la ofita (Elaboración propia).....	49
Ilustración 6.10. Representación estereográfica de los planos medios de las familias de discontinuidades existentes en la cantera de Bóveda de la Ribera. (Elaboración propia Stereonet).....	55
Ilustración 6.11. Frente con talud de dirección Norte (163/53). (Elaboración propia Stereonet).....	58
Ilustración 6.12. Representación estereográfica del plano del talud Norte, las posiciones medias de las discontinuidades y el Círculo de Fricción de la cantera de Bóveda de la Ribera. (Elaboración propia Stereonet).....	58
Ilustración 6.13. Frente con talud de dirección Este (223/65). (Elaboración propia Stereonet).....	59
Ilustración 6.14. Representación estereográfica del plano del talud Este, las posiciones medias de las discontinuidades y el Círculo de Fricción de la cantera de Bóveda de la Ribera. (Elaboración propia Stereonet).....	59
Ilustración 6.15. Frente con talud de dirección Oeste (105/60). (Elaboración propia Stereonet).....	60
Ilustración 6.16. Representación estereográfica del plano del talud Oeste, las posiciones medias de las discontinuidades y el Círculo de Fricción de la cantera de Bóveda de la Ribera. (Elaboración propia Stereonet).....	60
Ilustración 7.1. Sondeos con muestra de ofita fracturada (Elaboración propia) .....	77
Ilustración 7.2. Sondeo con material del Keuper y ofita (Elaboración propia).....	78
Ilustración 7.3. Diseño de una explotación a cielo abierto (Fuente López Jimeno).....	81
Ilustración 7.4. Definición de anchura de bermas (López Jimeno) .....	85
Ilustración 7.5. Anchura de pistas (I) (Fuente OCW Unican).....	87
Ilustración 7.6. Anchura de pistas de 1 carril (Fuente OCW Unican).....	87
Ilustración 7.7. Anchura de pista de dos carriles (Fuente OCW Unican) .....	88
Ilustración 7.8. Pendientes en pistas y accesos (Fuente OCW Unican) .....	88
Ilustración 7.9. Pendiente en los accesos a los tajos (Fuente OCW Unican) .....	89
Ilustración 7.10. Clotoide. (Fuente OCW Unican).....	90
Ilustración 7.11. Parámetros fundamentales de la clotoide. (Fuente OCW Unican) ....	91
Ilustración 7.12. Intensidad media diaria de vehículos pesados. (Fuente OCW Unican) .....	92
Ilustración 7.13. Categoría de la explanada. (Fuente OCW Unican) .....	92
Ilustración 7.14. Tipos de suelos de la explanación o de la obra de tierra subyacente. (Fuente OCW Unican) .....	93
Ilustración 7.15. Categoría de la explanada. (Fuente OCW Unican) .....	93



Ilustración 7.16. Categoría de tráfico pesado/explanada. (Fuente OCW Unican).....	94
Ilustración 7.17. Vista del equipo primario de la planta de machaqueo de la cantera de Bóveda de la Ribera (Fuente Manual inédito de la empresa).....	106
Ilustración 7.18- Molino de conos Nordberg HP 300SX (Elaboración propia).....	107
Ilustración 7.19. Vista de conjunto de las cribas (incluida la de balasto) (Elaboración propia) .....	108
Ilustración 7.20. Vista panorámica de la planta (Elaboración propia) .....	109
Ilustración 7.21. Excavadora Komatsu PC600 (Elaboración propia) .....	110
Ilustración 8.1. Mapa ferroviario de España (Fuente ADIF).....	117
Ilustración 8.2. Mapa ferroviario Jefatura de Operaciones Bilbao-Santander (Fuente RENFE) .....	118
Ilustración 8.3. Listado vías Jefatura Operaciones Bilbao-Santander I (Fuente RENFE) .....	119
Ilustración 8.4. Listado vías Jefatura Operaciones Bilbao-Santander II (Fuente RENFE) .....	120
Ilustración 8.5. Listado vías Jefatura Operaciones Bilbao-Santander III (Fuente RENFE) .....	121
Ilustración 8.6. Mapa ferroviario área de influencia de la cantera.....	122
Ilustración 8.7. Leyenda mapa ferroviario del área de influencia de la cantera (Fuente Geotren) .....	122



Tabla 5.1 Clasificación de los áridos en función de su tamaño .....	35
Tabla 5.2. Índice de lajas por fracciones.....	37
Tabla 6.1. Características de las muestras para estudio petrográfico. ....	46
Tabla 6.2. Composición mineralógica cuantitativa. ....	49
Tabla 6.3. Familias de discontinuidades. ....	54
Tabla 6.4. Continuidad.....	55
Tabla 6.5. Espaciado. ....	56
Tabla 6.6. Características de las cuñas que resultan en el análisis de estabilidad.....	62
Tabla 6.7. Características de las posibles caídas en bloque.....	62
Tabla 6.8. Balance de precipitaciones y evapotranspiración. (Elaboración propia) .....	65
Tabla 6.9. Localización y ensayos realizados sobre las muestras.....	67
Tabla 6.10. Resultados del ensayo de desgaste (Coeficiente de Los Ángeles).....	68
Tabla 6.11. Resultados de los ensayos de compresión simple directa.....	69
Tabla 6.12. Valores de $I_s(50)$ y de resistencia a la compresión (R.C.) según ensayo de carga puntual Franklin. ....	70
Tabla 6.13. Valores del ensayo de peso específico. ....	70
Tabla 6.14. Valores de los ensayos de absorción de agua. ....	70
Tabla 6.15. Resultados de los ensayos de granulometría. ....	71
Tabla 6.16. Valores resultantes del ensayo de limpieza.....	73
Tabla 6.17. Resultados de los ensayos de espesores mínimos. ....	73
Tabla 6.18. Resultados del ensayo de elementos aciculares. ....	74
Tabla 6.19. Resumen de resultados (Elaboración propia).....	75
Tabla 7.1. Cubicación por el método de bandejas de curvas de nivel. (Fuente Lurgintza) .....	76
Tabla 7.2. Reservas estimadas canterables. (Elaboración propia).....	77
Tabla 7.3. Recomendaciones para distintos tipos de radio de curvatura.....	90
Tabla 7.4. Ritmo de explotación (Elaboración propia).....	96
Tabla 7.5. Días laborables (Elaboración propia) .....	96
Tabla 7.6. Características previstas de la explotación. (Elaboración propia).....	97
Tabla 7.7.....	99
Tabla 7.8.....	99
Tabla 7.9. Criterio de prevención de daños en función de una carga corregida y la distancia a la estructura. ....	100



Tabla 7.10. Valores de Fe y Fr. (Elaboración propia).....	101
Tabla 7.11. Características excavadora Liebherr .....	109
Tabla 7.12. Características cargadora O&K L45B.....	110
Tabla 7.13. Características grúa sobre camión Grove .....	110
Tabla 7.14. Características motoniveladora CAT 12H.....	110
Tabla 7.15. Características dúmper CAT 771D.....	110
Tabla 7.16. Características dúmper Aveling Barford .....	111
Tabla 7.17. Características Pegaso Comet.....	111
Tabla 7.18. Características volquete Mercedes-Benz. ....	111
Tabla 7.19. Datos climáticos. (Elaboración propia) .....	112
Tabla 7.20. Impactos determinados por la actividad de la cantera. (Elaboración propia) .....	112
Tabla 7.21. Presupuesto del plan de restauración (Elaboración propia) .....	113
Tabla 8.1. Kilómetros de vía en la zona de influencia de la cantera (Elaboración propia) .....	116
Tabla 8.2. Inversiones iniciales (Elaboración propia) .....	124
Tabla 8.3. Costes de personal (Elaboración propia) .....	124
Tabla 8.4. Costes Perforadora (Elaboración propia) .....	125
Tabla 8.5. Costes excavadora (Elaboración propia).....	125
Tabla 8.6. Costes cargadora (Elaboración propia).....	125
Tabla 8.7. Costes volquete (Elaboración propia).....	125
Tabla 8.8. Coste grúa (Elaboración propia).....	125
Tabla 8.9. Costes explosivos (Elaboración propia) .....	125
Tabla 8.10. Coste de operación (Elaboración propia) .....	126
Tabla 8.11. Ingresos por ventas (Elaboración propia).....	126
Tabla 8.12. Tabla resultados Año 0-5 (Elaboración propia) .....	127
Tabla 8.13. Tabla de resultados Años 6-10 (Elaboración propia).....	127



## AGRADECIMIENTOS

*Con este proyecto se cierra un ciclo. Una etapa que me ha permitido conocer gente de diversos lugares, culturas y personalidades. Siento que no es un adiós sino un hasta luego a la EPIME.*

*En primer lugar, agradecer a Gema, mi tutora, por su disponibilidad y colaboración a lo largo de todo el proyecto. Y eso que me gusta buscarme las habichuelas y conseguir toda la información por mi cuenta, pero he de reconocer que he tenido que recurrir a su ayuda en numerosas ocasiones. Al resto de personal (PAS, PDI) de la EPIME, importantes todos a su manera en esta etapa.*

*A mis compañeros, pocos en número, pero grandes en presencia. Esas tardes de trabajos, estudios, con Víctor y Luisma, las medusas en informática de Néstor, las salidas a por minerales con los mineros, las charlas con Álvaro de si llegábamos a entregar el TFG a tiempo o no. Pero aquí estamos, y que nos quiten lo bailado.*

*A mis padres y mi hermana, por confiar siempre en mí, por apoyarme y por aportarme los medios necesarios para conseguir mis metas. Sin ellos no estaría hoy aquí y eso es algo que siempre tendré presente.*

*A mi familia chilena, que siempre me animó a que hiciera este grado y me apoyó en los momentos más complicados. En especial a Sofí, la de tardes de videollamada que hemos pasado haciendo los deberes y estudiando juntos... Gran parte de este logro es mérito suyo y siempre será mi motivo de orgullo.*

*A Estíbaliz, mi compañera, que me ha acompañado en este último año de aventura hasta el fin del mundo. Que me preguntaba todos los días por mi proyecto y que me ha empujado a conseguir todo lo que me propuse este año. Me quedo corto con cualquier cosa que diga.*

*A mi abuelo Manolo, el patrón. 93 años y con mejor memoria que el nieto con 60 años menos en la mochila. Un grande, un 10 como persona y con un corazón que no le cabe en el pecho.*

*También agradecer a los que ya no están pero que han sido parte fundamental de mi vida. Me refiero a vosotros, Dani y sobre todo a ti, Valen, mi abuela/madre/mejor amiga. Parte de este logro es vuestro.*

*A todos vosotros y gente que me he ido dejando, gracias de corazón.*

*Rubén.*



## RESUMEN

En el siguiente proyecto se desarrolla el estudio de explotación y viabilidad de la cantera de Bóveda de la Ribera, en Medina de Pomar (Burgos).

En la zona se encuentra una masa de ofitas de gran calidad con la que suministrar material como balasto para vías ferroviarias (RENFE, ADIF) o árido para carreteras,

En este proyecto se analizan la cantera, la calidad de las ofitas con fines técnicos, el método de explotación y un estudio de viabilidad para comprobar si la explotación de la cantera de Bóveda de la Ribera es rentable o no.

La época actual de crisis (pandemia, guerra, inflación...) hace que no sean las condiciones óptimas para embarcarse en un proyecto de esta envergadura, pero como se verá posteriormente, con las reservas estimadas se trata de un proyecto viable tanto económica como técnicamente.



## ABSTRACT

The following Project develops the mining development and feasibility study from Bóveda de la Ribera quarry in Medina de Pomar (Burgos).

There is a mass of high-quality ophite in the area which is perfect for supply material as ballast for railways (RENFE, ADIF) or aggregate for roads for example.

In this project, the quarry, the quality of the ophite for technical purposes, the mining development and the feasibility study are analysed to verify if Bóveda de la Ribera quarry is profitable.

Nowadays, we are suffering a tough time. The declaration of a pandemic, the war between Russia and Ukraine, means that these are not optimal conditions to start a project like this, but as it will be seen later, the mining development from Bóveda de la Ribera quarry is a viable project both economically and technically.



## 1. INTRODUCCIÓN

Las rocas son materiales de construcción utilizados por el hombre desde la antigüedad, ya que son materiales consistentes y versátiles, utilizados tanto para la construcción de casas como para la ornamentación de las mismas. A su vez, son recursos mineros que, debido a sus diferentes génesis, tienen propiedades distintas y por tanto sus usos son muy variados.

Estos recursos mineros, son utilizados como rocas ornamentales o como rocas industriales. Entre las rocas industriales, se encuentran los áridos, materiales utilizados para el hormigón, el balasto del ferrocarril o las carreteras. En la actualidad, el mercado de los áridos exige que las rocas utilizadas en construcción cumplan con las normas de calidad correspondientes. De ahí que todos los tipos de rocas no puedan ser utilizadas para hormigón, balasto o carretera.

Entre estas rocas, las ofitas (rocas ígneas subvolcánicas holocristalinas) denominadas comercialmente pórfidos, son utilizadas principalmente en la industria como áridos de asfalto de carreteras, pavimentación de ferrocarriles, etc. Es por eso por lo que la cantera de Bóveda de la Ribera se comenzó a explotar con el objeto de suministrar árido ofítico a la empresa RENFE para balasto.

La empresa encargada de la explotación de la cantera se encuentra en concurso de acreedores y la cantera se vio sometida a un proceso de embargo. Por este motivo nace este proyecto, para valorar con los medios de explotación utilizados y el precio del material en el mercado actual si pudiera ser viable la explotación de la materia aún por extraer en la cantera.

## 2. OBJETO Y ALCANCE

El presente proyecto tiene como objeto el estudio de explotación y viabilidad de una cantera de ofitas para su utilización como árido para asfaltado de carreteras y, sobre todo, para pavimentación de ferrocarriles. Esta explotación queda enmarcada en la sección C.

El que el material sea utilizado con los fines anteriormente expuestos como, por ejemplo, el balasto para RENFE exige un estudio de homologación antes de poder ser suministrado el material. Estas indicaciones están recogidas en el Pliego P.R.V. 3-4-0.0 de RENFE. El estudio a realizar debe recoger las siguientes informaciones:

- a) Estudio de los antecedentes de la cantera.
- b) Situación geográfica. Localización y características topográficas principales, condiciones de acceso a la explotación y a la estación de carga.
- c) Realización de una cartografía de síntesis de la zona de explotación y su entorno regional.
- d) Realización de una cartografía de detalle actualizada a escala 1:1.000 de la zona de explotación de la cantera, atendiendo especialmente a los frentes de explotación.
- e) Estudio petrográfico de las rocas en explotación.
- f) Análisis de propiedades geotécnicas de las rocas mediante ensayos de laboratorio de muestras recogidas en varios puntos de la cantera que son representativas de la misma. Estos ensayos han sido:
  - a. Resistencia a compresión simple en ensayo directo.
  - b. Ensayo para establecer el Coeficiente de Desgaste de Los Ángeles.
  - c. Ensayo de absorción de agua.
  - d. Determinación de la densidad aparente.
  - e. Ensayo granulométrico.
  - f. Ensayo de limpieza.
  - g. Ensayo de retención de elementos retenidos entre 25 y 16 mm.
  - h. Ensayo de cantidad de elementos que pasan por el tamiz de 16 mm.
  - i. Ensayo de cantidad de elementos aciculares.
- g) Estudio geotécnico de los frentes de explotación con el fin de determinar la estabilidad de los taludes de cada frente, su incidencia en la marcha de explotación y la calidad geotécnica de la roca explotada.
- h) Estimación de las reservas canterables en la zona de los frentes de la cantera.
- i) Conclusiones acerca de la geología del entorno de la cantera, clasificación petrográfica del material, de sus cualidades geotécnicas y de las posibles incidencias en la explotación.

### 3. ANTECEDENTES

La existencia de una masa de roca de naturaleza ofítica en las proximidades de Bóveda de la Ribera, con buenas condiciones de afloramiento, situación geográfica y accesibilidad apropiadas y con muy buenas cualidades geotécnicas para su utilización en la fabricación de balasto para uso en líneas de ferrocarril, así como en carreteras y en todo tipo de obras constructivas, impulsó el interés por la extracción de áridos en la cantera, sita en el término municipal de Medina de Pomar, en las inmediaciones de la población de Bóveda de la Ribera (provincia de Burgos). Los usos a los que se destina el material explotado en la cantera exigen una gran calidad geotécnica que ha de ponerse de manifiesto mediante unos valores elevados en los índices de calidad tanto del material como de la planta de tratamiento y el proceso de fabricación.

La masa de ofita que se explota pertenece a un afloramiento relativamente extenso de una formación de roca que se sitúa en la Cordillera Vascocantábrica, en la Depresión de Villarcayo, entre los relieves de la Sierras de la Tesla y de la Llana, al sur, y las estribaciones de los Montes de la Peña, al norte.

La extensión de la explotación es de 10 cuadrículas mineras, correspondidas en los siguientes vértices:

- Punto I (3°25'04,74" W – 42°56'56,04" N)
- Punto II (3°24'24,74" W – 42°56'56,04" N)
- Punto III (3°24'24,74" W – 42°57'16,04" N)
- Punto IV (3°24'04,74" W – 42°57'16,03" N)
- Punto V (3°24'04,74" W – 42°55'56,03" N)
- Punto VI (3°25'04,74" W - 42°55'56,03" N)
- Punto VII (3°25'04,74" W - 42°56'56,04" N)



*Ilustración 3.1 . Extensión de la explotación. (Fuente Google Earth)*

## 4. ZONA DE ESTUDIO

### 4.1. SITUACIÓN GEOGRÁFICA

La cantera de Bóveda de la Ribera se encuentra situada en el término municipal de Medina de Pomar, al Noreste de la provincia de Burgos, a unos 70 kilómetros de la capital de la provincia. La zona se ubica en la hoja número 110 (Medina de Pomar) del Mapa Topográfico Nacional de escala 1:50.000. Este término municipal incluye, además de la localidad de Medina de Pomar, un número considerable de pequeñas pedanías, que en conjunto no superan los 2.000 habitantes, próxima a una de las cuales se encuentra la cantera. Esta es la pedanía de Bóveda de la Ribera, situada poco más de 7 kilómetros al Este de Medina de Pomar, pero cuyo acceso por carretera ha de realizarse desde esta última localidad tomando la carretera provincial BU-551 con dirección Noreste hacia La Cerca y desviándose aproximadamente en el P.K. 12,500 a la derecha, tomando así la carretera local que lleva en dirección Sureste hasta Bóveda de la Ribera. La cantera queda en el lado izquierdo de esta carretera, apenas a 400 metros de llegar a dicha pedanía, completándose un total de aproximadamente 13 kilómetros, por carretera, desde Medina de Pomar. Por este desvío se toma un camino de unos 800 metros hasta llegar a una explanada en la que se sitúa la entrada a la cantera, la planta de trituración y las oficinas. Pasando la planta de machaqueo, a la izquierda hay un camino de tierra de unos 300 metros de longitud que sube hasta los frentes de explotación. Las cotas en el área de la cantera varían desde 700 a los casi 790 metros sobre el nivel del mar, situándose la explotación en la ladera Sur de un monte de forma alargada dispuesto NNE-SSW. Las coordenadas UTM de la cantera son:

$$X = 466.700$$

$$Y = 4.754.800$$

La zona de los frentes es actualmente una excavación semicircular con su parte cóncava hacia el Norte, de aproximadamente 100 metros en su parte más larga por 50 de ancho con un desnivel de unos 20-25 metros aproximadamente. La excavación comprende solo un banco sobre la plaza de la cantera con posible avance hacia el NNE.

Varias son las estaciones de ferrocarril que pueden utilizarse como estación de carga. Se han tenido en cuenta las de Llodio, Luyando y Amurrio, en la línea Miranda de Ebro-Bilbao, y la de Briviesca, en la línea Madrid-Hendaya. De todas ellas, la que se considera más idónea es la de Luyando por su proximidad, ya que se encuentra a escasos 37 kilómetros.

Geográficamente, el área de estudio se caracteriza por estar situado en una zona de transición entre la región cantábrica, hacia el Norte, y la Meseta Castellana hacia el Sur, entre los sistemas montañosos de la Cordillera Cantábrica, el Sistema Ibérico y los Pirineos. Esta posición le confiere una cierta individualización geográfica, cuyo carácter más evidente es la disminución considerable de altura con respecto a las cordilleras vecinas. Aun así, presenta una orografía acusada con elevaciones topográficas en la zona que oscilan entre los 600 y los 1.000 metros sobre el nivel del mar. Esta orografía se ha configurado por el desarrollo de numerosos arroyos y barrancos que se conectan formando una intrincada red fluvial que acaba desembocando en el río Nela, afluente directo del río Ebro en su vertiente Norte. Uno de estos arroyos es el de la Torca, situado en la zona de la explotación.

Esta área queda ubicada en una zona donde predomina un clima Mediterráneo templado-fresco de carácter húmedo con precipitaciones medias anuales de alrededor de 900 mm y unas temperaturas relativamente bajas tanto en verano (media de 20°C) como en invierno (media de 4°C), siendo la media anual de unos 12°C.

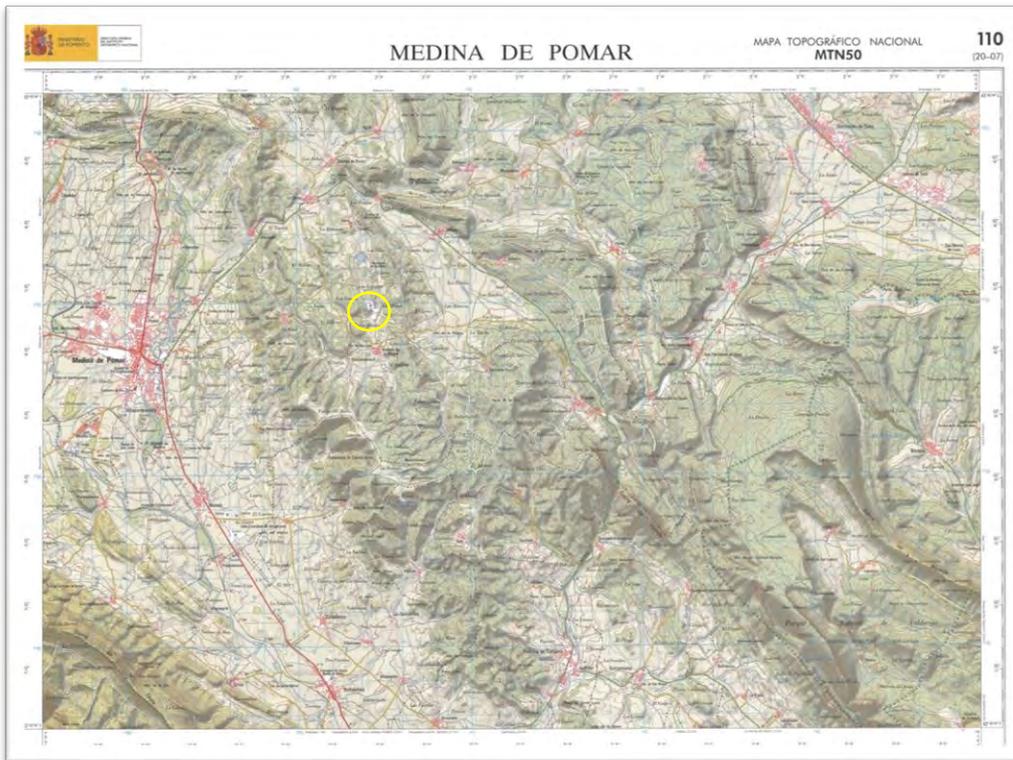


Ilustración 4.1. Hoja 110, Medina de Pomar, del Mapa Topográfico Nacional. (Fuente Ministerio de Fomento)

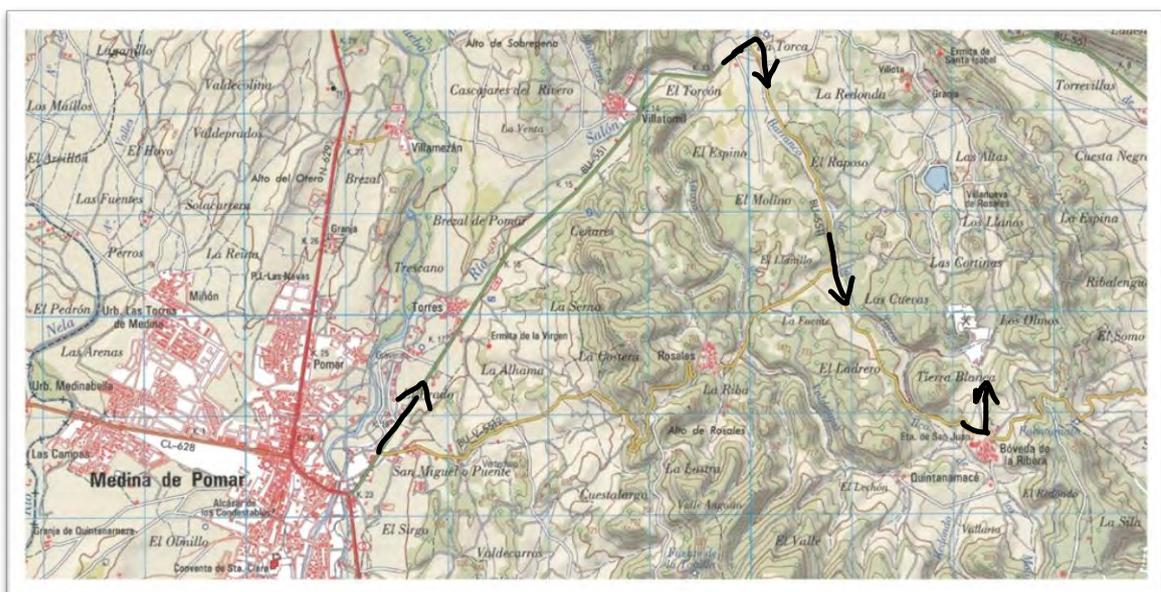


Ilustración 4.2. Acceso desde Medina de Pomar. (Fuente Ministerio de Fomento)

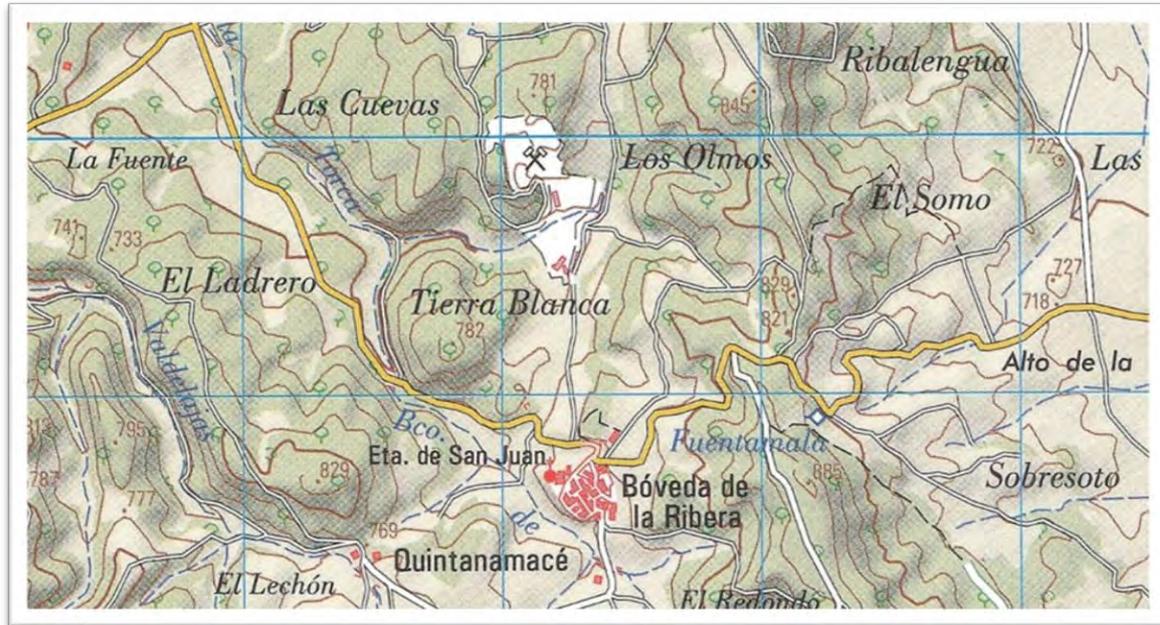


Ilustración 4.3. Ubicación de la cantera. (Fuente Ministerio de Fomento)

## 4.2. GEOLOGÍA DE LA ZONA

### 4.2.1. Encuadre regional

La cantera se encuentra situada, a nivel regional, en la Cordillera o Cadena Vasco-Cantábrica, que desde el punto de vista geológico se corresponde con la prolongación oriental de la cadena del Pirineo, de tal forma que a esta zona en determinadas ocasiones se le denomina Pirineo Occidental. Esta cadena vasco-cantábrica se formó por plegamiento y cabalgamiento de una cuenca de sedimentación mesozoica, la Cuenca Vasco-Cantábrica. La zona de la cantera se sitúa en la parte central de esta unidad, en un área que tiene un carácter de eslabón entre las tres cordilleras bien definidas que la rodean, la Cordillera Cantábrica, el Sistema Ibérico y los Pirineos propiamente dichos, por lo que tiene mucho en común con las características de cada una de ellas.

Se distinguen varios dominios dentro de esta cuenca, situándose la cantera más exactamente en el denominado Dominio Cántabro-Navarro que corresponde a la porción meridional de la cuenca vasco-cantábrica. Este dominio de la cuenca se desarrolla desde el Triásico hasta el Cretácico Superior, en un régimen extensivo con la emisión de materiales subvolcánicos asociados. Además, este régimen va acompañado por una intensa diferenciación halocinética, en aparente relación con accidentes del substrato, que condiciona en parte el depósito de las potentes secuencias mesozoicas. Estos depósitos mesozoicos se ven posteriormente afectados por la orogenia alpina, generándose pliegues suaves e intrusiones diapíricas, Es en uno de estos diapiros donde se encuentra ubicada la cantera, concretamente en el Diapiro de Salinas de Rosío, consistiendo la explotación en la extracción de ofitas, uno de los materiales subvolcánicos mencionados, que han sido arrastrados en el ascenso halocinético.

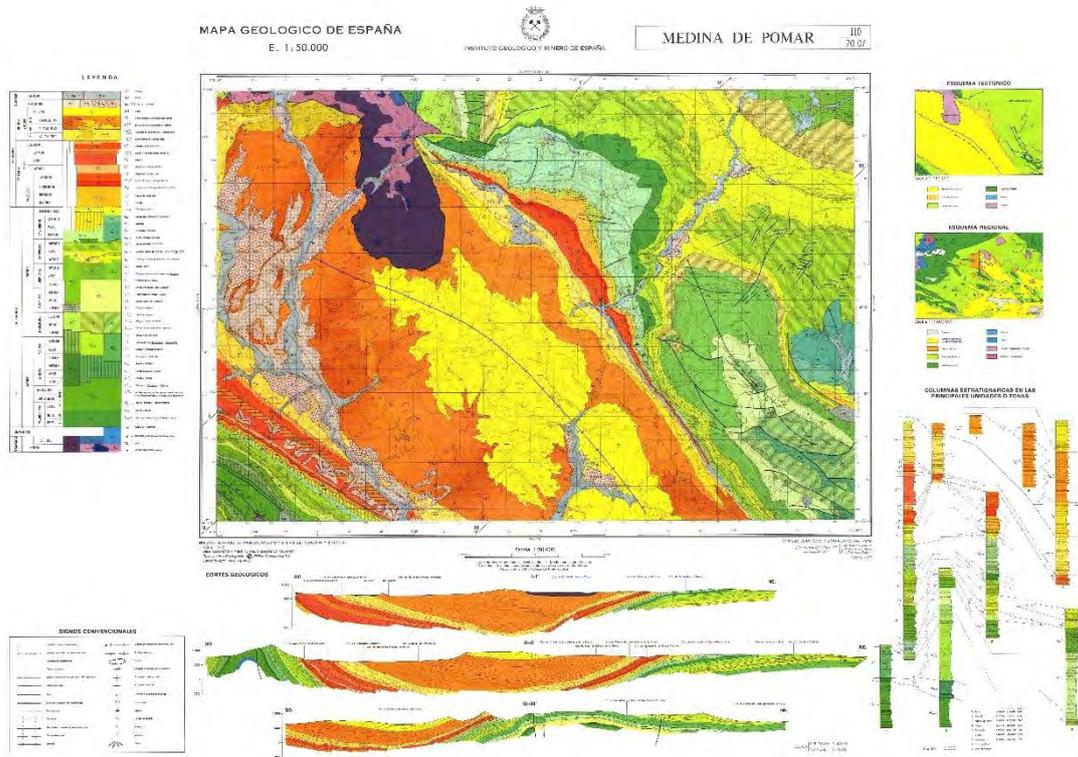


Ilustración 4.4. Mapa Geológico de España. Hoja 110, Medina de Pomar. (Fuente IGME)

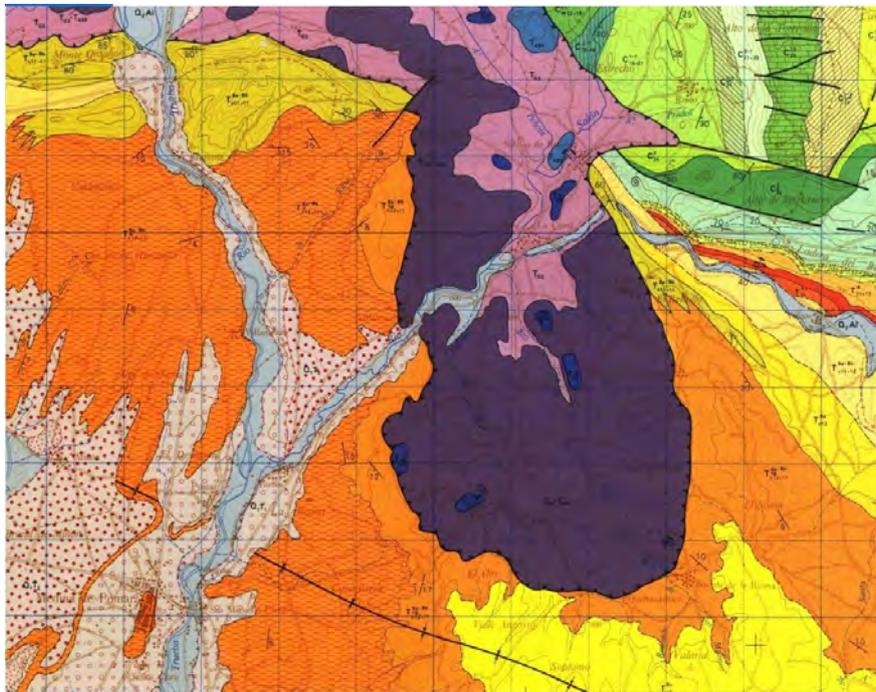


Ilustración 4.5. Vista del diapiro de Salinas de Rosío y la zona de la cantera de Bóveda de la Ribera en la Hoja 110 del Mapa Geológico de España. (Fuente IGME)



#### 4.2.2. La Cadena Vasco-Cantábrica

Esta cadena está rodeada por materiales paleozoicos y comenzó su diferenciación como cuenca de sedimentación ya en tiempos tardi-triásicos. Sin embargo, su individualización clara como cuenca sedimentaria comienza, en régimen distensivo, a partir de los últimos estadios del Jurásico, desarrollándose durante el Cretácico y los primeros tiempos del Terciario como una importante cuenca sedimentaria.

La Cadena Vasco-Cantábrica se divide en varios dominios:

- Arco Vasco, constituido por los macizos paleozoicos vascos occidentales y por su prolongación occidental (anticlinorio norte de Vizcaya, sinclinal de Vizcaya y anticlinorio de Bilbao). Sus materiales poseen volcanismo básico y episodios de flysch en el Cretácico Superior y metamorfismo suave mesozoico, lo que sugiere una continuidad de la zona norte pirenaica.
- Bloque navarro del Ebro, situado alrededor de Pamplona. Formó parte durante mucho tiempo del "continente del Ebro" y posee esencialmente materiales del Cretácico Superior y Terciario. Representa una continuación de la zona sur pirenaica.
- Dominio Periasturiano, que comprende esencialmente afloramientos del Jurásico y Cretácico Inferior, en las provincias de Santander, Norte de Burgos y Norte de Palencia. En él se manifiestan netamente las influencias del zócalo paleozoico asturiano, así como las afinidades ibéricas.
- Dominio Cantábrico-Navarro, en el que se encuentra la cantera. Este dominio es el más meridional de la cadena y engloba las cuencas y mesetas del Cretácico Superior y del Terciario, principalmente en la provincia de Álava. Hay una importante actividad diapírica, y representa una transición entre las series pirenaicas y las de afinidad ibérica. En el dominio Cantábrico-Navarro se distinguen dos unidades: la Plataforma Burgalesa y la Cubeta Alavesa. Ambas unidades son frontalmente cabalgantes sobre las Cuencas del Duero y Ebro, respectivamente. En el frente de la Plataforma Burgalesa (Banda Plegada) el límite deposicional del Trías salino y del Jurásico no coincide con la traza del frente cabalgante, ya que el límite deposicional es más meridional y el frente de cabalgamiento no presenta prácticamente aloctonía. El frente de la Cubeta Alavesa (Sierra de la Tesla, montes Obarenes y Cantabria) es relativamente autóctono en la zona de la sierra de la Tesla, pero de gran aloctonía en la zona de los Montes Obarenes y Cantabria. En la zona más alóctona del frente de la Cubeta Alavesa, el límite deposicional del Trías salino y Jurásico coinciden con la traza del frente cabalgante, que se traslada como mínimo de 15 a 20 kilómetros sobre el autóctono de la Cuenca del Ebro.

El diapiro de Salinas de Rosío se encuentra en la parte occidental de la Cubeta Alavesa, formando parte de un conjunto de intrusiones diapíricas que se extienden a lo largo de ésta.

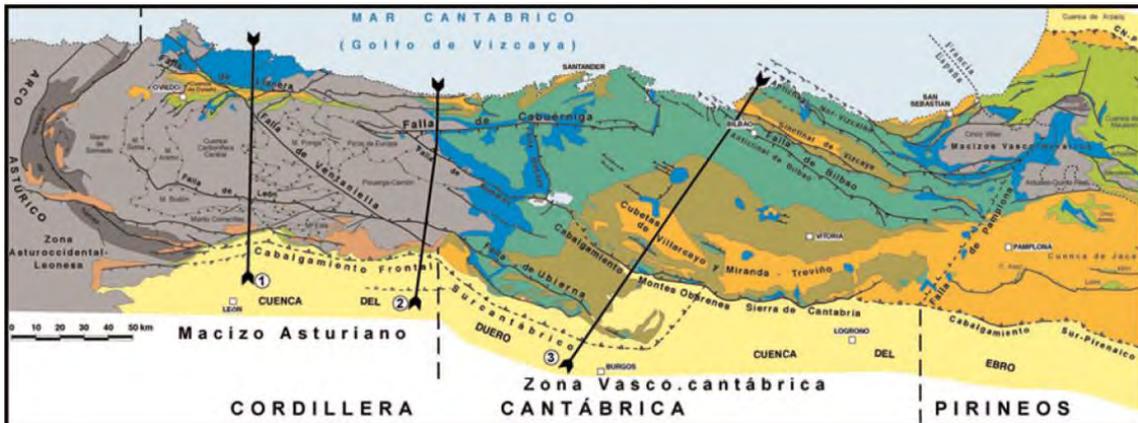


Ilustración 4.6. Cadena Vasco-Cantábrica. (Fuente Entrecumbres)

### MAPA GEOLÓGICO

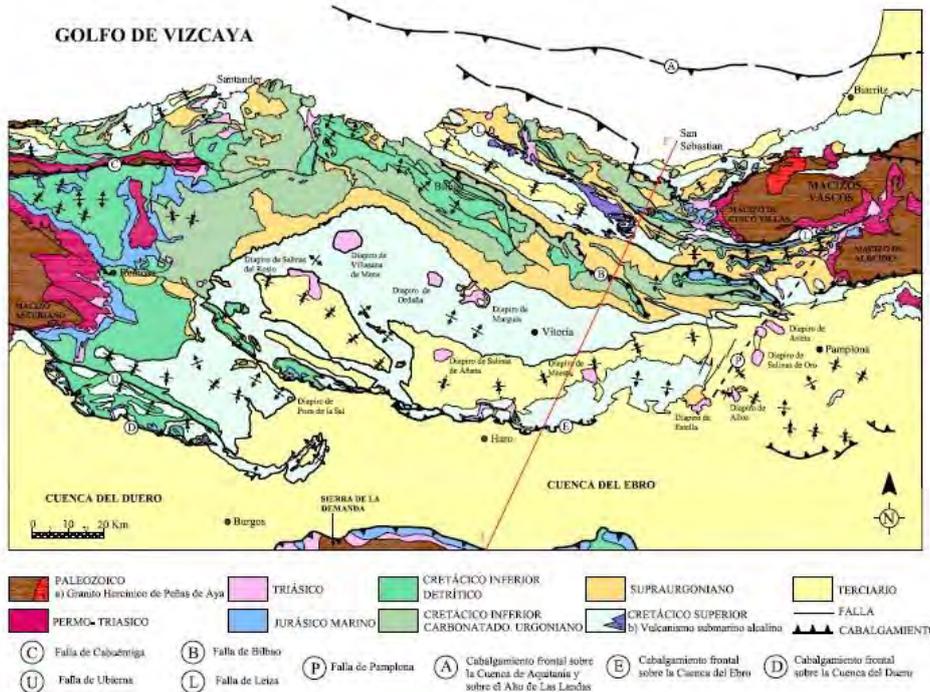


Ilustración 4.7. Mapa geológico de la Cadena Vasco-Cantábrica. (Fuente IGME)

#### 4.2.3. Descripción de los materiales

Se ha prestado especial interés por los materiales relacionados con el diapiro, quedando las formaciones circundantes en un segundo plano, por lo que se realizará una descripción más detallada de los primeros, aunque obviamente, se citarán las características generales de los materiales adyacentes.

##### 4.2.3.1. Facies Triásicas (Diapiro de Salinas de Rosío)

Se distinguen dos facies en el Triásico en esta zona, ambas relacionadas directamente con el diapiro de Salinas de Rosío.



Una de ellas pertenece completamente al Keuper. En toda la zona, el Keuper está constituido por una serie prácticamente salina con alguna intercalación arcillosa, anhidrítica, dolomítica y ofítica. En particular en el diapiro de Salinas de Rosío, está formada por la característica serie de arcillas abigarradas y margas versicolores (rojas, verdes, blanquecinas, violáceas) entre las que se intercalan bancos más o menos potentes de yesos variolados. El ambiente de deposición es de mares someros o lagos internos de alta salinidad. La presencia de sal en profundidad se hace patente en los manantiales salinos de Salinas de Rosío.

La otra facies del Trías dentro del diapiro la constituyen una mezcla de los materiales anteriormente descritos con bloques flotantes de calizas y dolomías oquerosas (carniolas), así como brechas calizo-dolomíticas de colores grises y pardos sin estratificación apreciable. Estos bloques, en general, se encuentran silicificados y se llegan a observar algunas venas de cuarzo en sus grietas. Se les atribuye una edad Rethiense o Rethiense-Jurásico Inferior. Su ubicación entre las facies diapíricas se explica como retazos de las calizas que formaban la bóveda del diapiro y que han sido incluidas en él durante su extrusión.

Indistintamente en una u otra facies se encuentran masas de volúmenes variables de ofitas. Durante el Keuper se produce una cuenca en régimen distensivo donde, además de las facies evaporíticas, se produce la emisión de materiales volcánicos y subvolcánicos básicos, las ofitas. Estos materiales subvolcánicos de color verdoso oscuro, poseen una gran compacidad y extremada dureza. Están compuestas por plagioclasas, piroxenos y minerales opacos, con una textura holocristalina, heterogranular y diabásica. Aparecen como cuerpos alargados o circulares diseminados por todo el diapiro sin presentar ninguna conexión aparente entre los distintos afloramientos. A pesar de su extremada dureza su meteorización es relativamente fácil, por lo que son complicadas de diferenciar en la superficie. En su mayoría afloran mal y únicamente determinan la existencia de cantos sueltos en los campos arados. Uno de los cuerpos mejor diferenciados es el que se explota en esta cantera, que es donde mejor se observan los volúmenes de ofitas, pero también se pueden ver bien las ofitas en otra cantera abandonada y en alguna otra corta artificial. El hecho de que las ofitas aparezcan en volúmenes tan considerables en cortes hace pensar en que la cantidad de este material es más abundante en todo el diapiro de lo que en principio se puede deducir de las observaciones en superficie.

#### 4.2.3.2. *Cretácico*

Estos materiales no están en contacto directo con el diapiro, aunque sí lo hacen a pocos kilómetros al norte por el límite este del diapiro. En la zona se distinguen materiales desde Santoniense Medio-Superior hasta Maastrichtiense formando parte del flanco noreste del sinclinal de Villarcayo-Medina de Pomar. En concreto se diferencian:

- Calizas arenosas del Santoniense Medio-Superior.
- Calizas, calcarenitas, calizas arenosas, margas, margas arenosas y arcillas verdes y rojas del Santoniense Superior-Campaniense.
- Arcillas de color verdoso y rojizo que termina en un nivel de dolomías generalmente arenosas en tonos amarillentos del Maastrichtiense.



#### 4.2.3.3. *Terciario*

Estos materiales entran en contacto directo con el diapiro en sus términos continentales más modernos. En la cartografía aparecen principalmente los materiales del flanco noreste del sinclinal Villarcayo-Medina de Pomar.

Los términos más antiguos dentro del Terciario son de origen marino distinguiéndose:

- Calizas y dolomías blanquecinas, sacaroideas, vacuolares, con niveles de margas arcillosas verdosas y margas dolomíticas algo arenosas de edad Daniense-Montiense-Thenetiense.
- Arenas de cuarzo con algunas intercalaciones de arcillas arenosas y niveles microconglomeráticos de edad Thanetiense.
- Calcarenitas bioclásticas blanquecinas o rosadas con alveolinas del Eoceno Inferior.

Posteriormente a esta serie marina se depositan series continentales hasta el Mioceno. Estas series están ampliamente representadas en el sinclinal de Villarcayo-Medina de Pomar de dirección NO-SE. Se distinguen:

- Calizas blanquecinas microcristalinas con intercalaciones de margas y algunas areniscas de grano fino y medio que pasan lateralmente a conglomerados calcáreos. Ambiente lacustre. Edad Mioceno Inferior.
- Arcillas con intercalaciones de conglomerados calcáreos de edad Mioceno Inferior-Medio.
- Conglomerados calcáreos con arcillas rojas del Mioceno Superior. Estos materiales están en contacto directo con el diapiro en la mayor parte del perímetro de éste. Se observan cantos de hasta 20 centímetros, siendo en general muy heterométricos. Se presentan en bancos métricos con base de tipo erosiva y buzamientos suaves.
- Areniscas en paleocanales y arcillas ocreas de edad Mioceno Medio.
- Conglomerados calcáreos del Mioceno Inferior a Medio.
- Conglomerados calcáreos masivos con cantos de hasta 40 centímetros con alternancia de margas arenosas. Estos materiales forman la serie más moderna del Terciario de la cubeta de Villarcayo-Medina de Pomar. Son de edad Mioceno Superior.

#### 4.2.3.4. *Cuaternario*

Se engloban aquí materiales como superficies de glaciares, terrazas fluviales, coluviones y otras formaciones superficiales de mayor importancia y extensión dentro de la zona cartografiada.

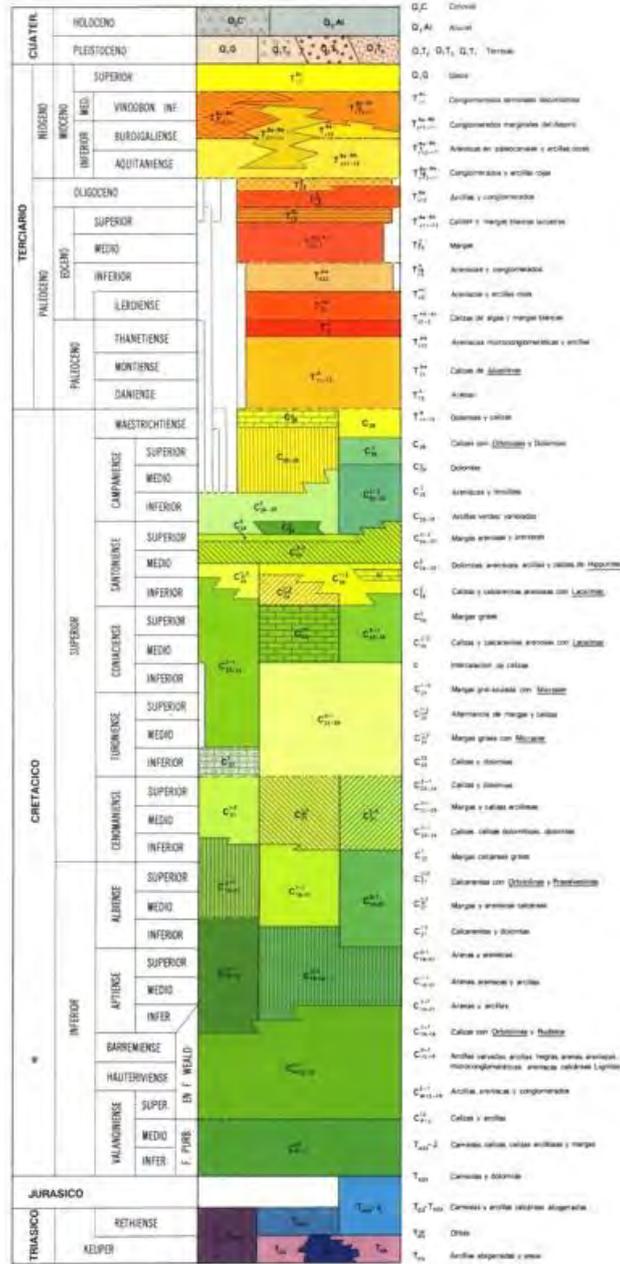


Ilustración 4.8. Columna estratigráfica de la Hoja 110. (Fuente IGME)

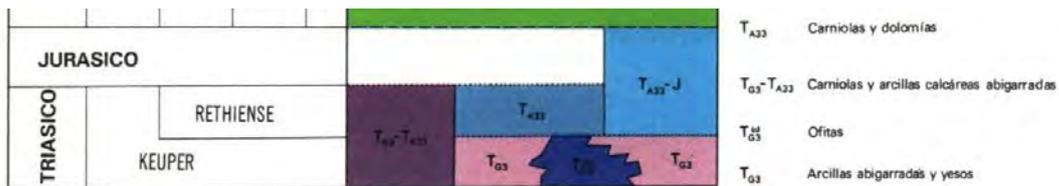


Ilustración 4.9. Detalle de los materiales del diapiro de Salinas de Rosío en la columna estratigráfica de la Hoja 110. (Fuente IGME)



#### 4.2.4. Tectónica

La región se engloba, como se ha comentado anteriormente, en el dominio Cántabro-Navarro dentro de la Cuenca Vasco-Cantábrica. En ella se reconocen fases tectónicas neokiméricas en forma de movimientos epirogénicos, con rejuvenecimiento del relieve de los macizos emergidos y de la correspondiente migración lateral del Keuper, que ya delimitó la formación de umbrales y surcos. Esta diferenciación de relieves por mecanismos halocinéticos pudo estar en parte afectada por la existencia de accidentes en el sustrato.

Tras este régimen extensivo que se produjo desde el Triásico hasta el Cretácico Superior, solamente interrumpida por la fase Astúrica (que reactiva relieves, genera una intensa sedimentación terrígena e inicia la actividad diapírica), se pasa a un régimen de esfuerzos compresivos propio de la orogenia alpina. Las primeras fases alpinas (Cretácico Superior a Eoceno) se manifiestan en forma de intumescencias salinas en las áreas actualmente diapíricas, siendo durante el Cretácico terminal y Paleógeno (Fase Pirenaica) cuando se producen la mayor parte de los diapiros y principales estructuras (pliegues, fallas, cabalgamientos, etc.).

En general, se considera esta zona como una zona de fuerte actividad halocinética que condiciona el modelado tectónico (modelo diapiro-cicatriz salina). La localización del movimiento de la sal parece tener relación con las fallas del sustrato. Estos accidentes reactivan su funcionamiento antes y desde la deposición evaporítica, favoreciendo la diferenciación halocinética precoz. A partir de estas discontinuidades se generan fallas de colapso que permiten el desarrollo de altos salinos que pueden llegar hasta la extrusión, como es el caso del diapiro de Salinas de Rosío. La evolución de los altos salinos condiciona depocentros de gran sedimentación, creando en su entorno potentes cubetas de sedimentos como la cuenca de Villarcayo-Medina de Pomar. Estas cubetas son más sinformas de tipo depocentro diapírico que auténticos sinclinales de efectos compresivos.

Regionalmente se puede decir que el dominio Cántabro-Navarro, en el que se encuentra el diapiro de Salinas de Rosío, está afectado por una tectónica halocinética, solamente modificada en cierto modo por la compresión alpina.

#### 4.2.5. Morfología del diapiro

Un diapiro es una estructura de forma circular formada por el ascenso de un material de baja densidad a través de materiales más densos. En este caso, las margas yesíferas del Keuper ascienden hacia la superficie atravesando los materiales jurásicos, cretácicos e incluso terciarios. La causa de dicho fenómeno es el carácter plástico de los materiales del Keuper unido a la diferencia de densidades que existe entre éstos y los materiales carbonatados y detríticos suprayacentes. Cuando el peso de estas últimas series es considerable, la presión de confinamiento llega a ser suficiente como para comenzar el movimiento ascendente del material de una manera plástica.

En este diapiro se pueden distinguir dos zonas:

- La chimenea, limitada al sur por la falla de Barriosuso-Navalos, en la zona de Salinas de Rosío.

- El “glaciar salino”, correspondiente a los materiales salinos que se desbordan al sur de la citada falla durante la extrusión, y que se extendieron sobre los materiales terciarios.

En cuanto a la morfología externa, se puede describir esta parte del diapiro como en forma de lengua con dirección NNW-SSE. Se distingue claramente un cambio de relieve entre los materiales terrígenos circundantes y los materiales margosos del propio diapiro. Estos últimos quedan en una zona deprimida topográficamente con respecto a los primeros, dado su marcado carácter erosionable. A su vez, dentro del diapiro podemos distinguir zonas con una orografía más acusada y elevaciones relativas importantes, y zonas que quedan más arrasadas por la erosión. Esta diferenciación se puede hacer en base a las distintas litologías que se encuentran incluidas en el diapiro. Así, encontramos que los mayores relieves se forman en torno a las acumulaciones de carnioles, que presentan una extrema resistencia a la meteorización gracias a los procesos de silicificación que han sufrido durante el proceso diapírico. Quedan, pues, en las zonas más suaves y deprimidas los materiales más ricos en yesos, margas y arcillas, mucho más fáciles de erosionar, y por cuyos terrenos va a tender a encajarse la red fluvial. En contra de lo que se podría esperar, las ofitas, con su elevada dureza en roca fresca, no suelen dar relieves importantes dentro del conjunto del diapiro. Esto se puede deber, posiblemente, a la intensa fracturación de estas masas rocosas que permiten la circulación de los fluidos que se generan durante los procesos diapíricos y/o hidrotermales, facilitando la alteración de sus minerales (alteraciones a epidotas, cloritas, etc.) que favorecen su posterior erosión.

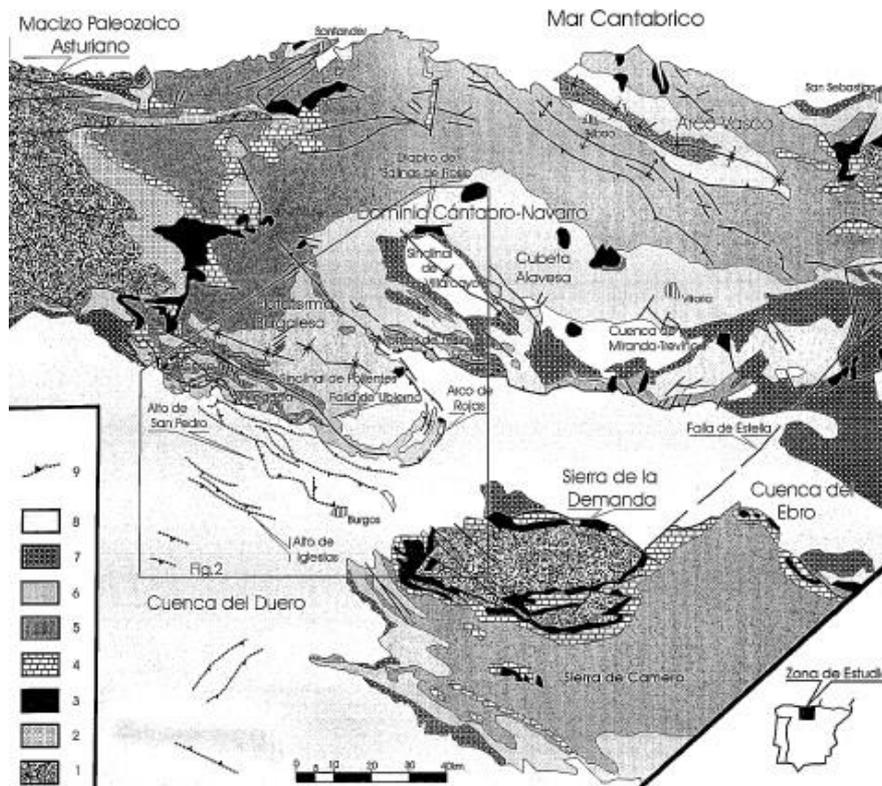


Ilustración 4.10. Esquema geológico regional de la Cordillera Vasco-Cantábrica, Cuenca del Duero y Sierras de Cameros y de la Demanda. (Fuente Hernaiz y Solé)

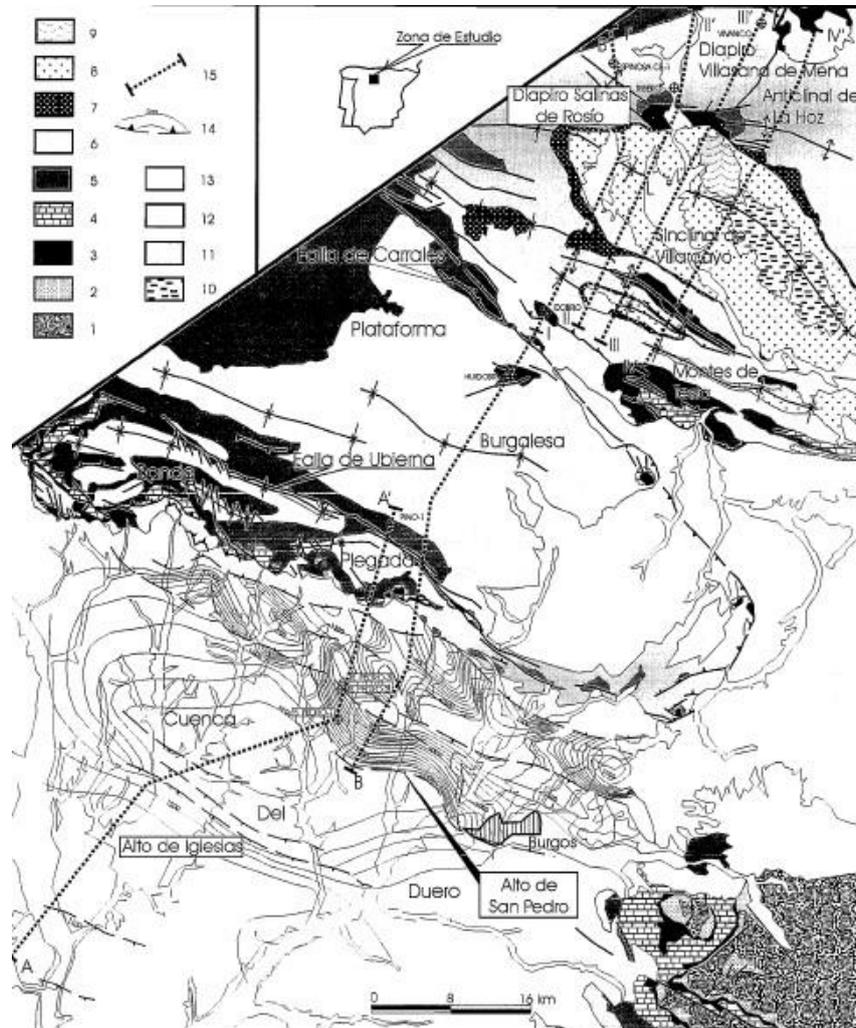


Ilustración 4.11. Esquema geológico del sector burgalés de la Cordillera Vasco-Cantábrica y margen septentrional de la Cuenca del Duero. (Fuente Hernaiz y Solé)

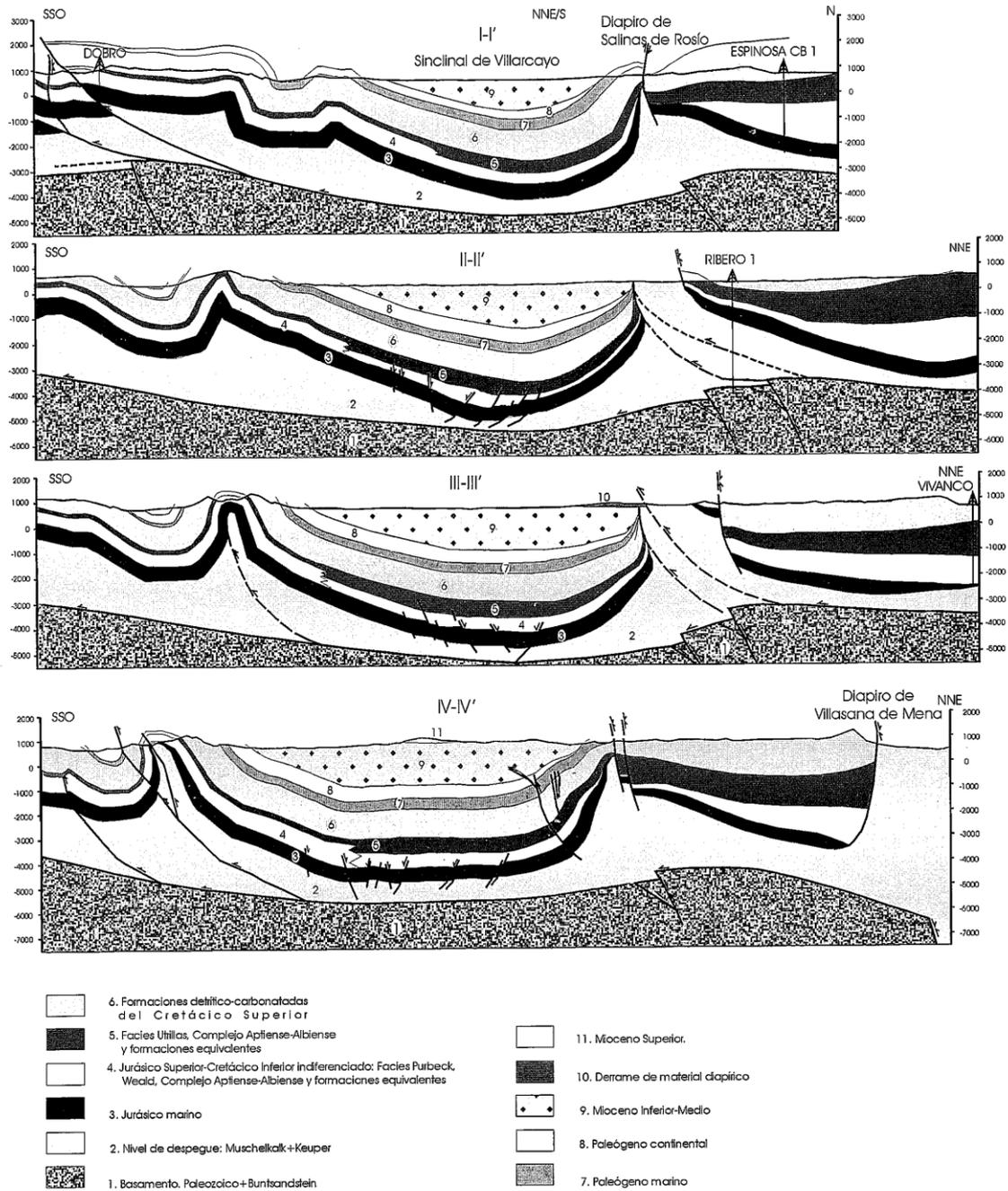


Ilustración 4.12. Cortes geológicos I-I' a IV-IV' de la Ilustración 4.11 en el entorno del diapiro de Salinas de Rosío-Cuenca de Villarcayo. (Fuente Hernaiz y Solé)

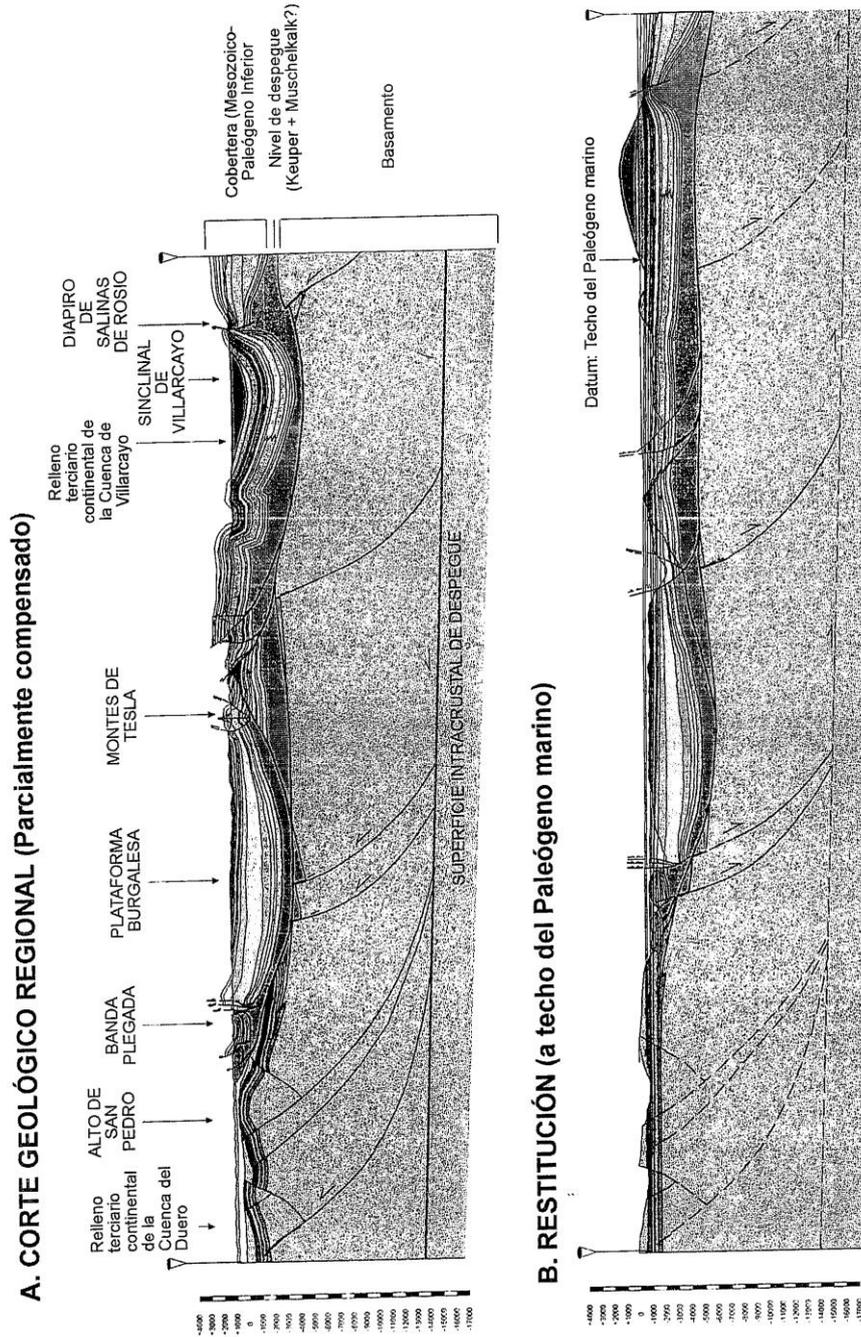


Ilustración 4.13. Corte parcialmente compensado del sector burgalés de la Cordillera Vasco-Cantábrica y del margen septentrional de la Cuenca del Duero según una traza aproximada a la transversal A-A'+B-B' de la Ilustración 4.11.. (Fuente Hernaiz y Solé)

#### 4.2.6. Hidrología e Hidrogeología

El agua en la zona circula de maneras muy distintas en función de los materiales que se consideren. Así en los materiales terciarios, dado su carácter detrítico, se encuentran numerosos manantiales que sugieren una permeabilidad elevada dentro de sus materiales más groseros (arenas y conglomerados) que funcionan como acuíferos impermeabilizados externamente por las margas y arcillas. Por lo que respecta a los materiales del Mesozoico y Terciario marino, la alternancia de materiales calizos y dolomíticos con tramos margosos define una numerosa serie de acuíferos potenciales, que en la mayor parte de los casos se encuentran drenados por abundantes manantiales de caudal variable.

Los materiales propios del diapiro tienen un carácter muy plástico siendo muy impermeables. Aun así, existen numerosos manantiales de aguas saturadas en cloruros (debido a la presencia de sales del Keuper).

La textura de las ofitas ofrece una permeabilidad media por fisuración, por lo que la circulación de agua a través de estas masas subvolcánicas es significativa.

La zona se configura por el desarrollo de numerosos arroyos que acaban desembocando en el río Trueba, el cual desemboca en el río Nela, afluente directo del río Ebro en su vertiente Norte. El único arroyo que afecta a la cantera de Bóveda de la Ribera es el de la Torca, pero generalmente se presenta de modo seco o con escasa agua.

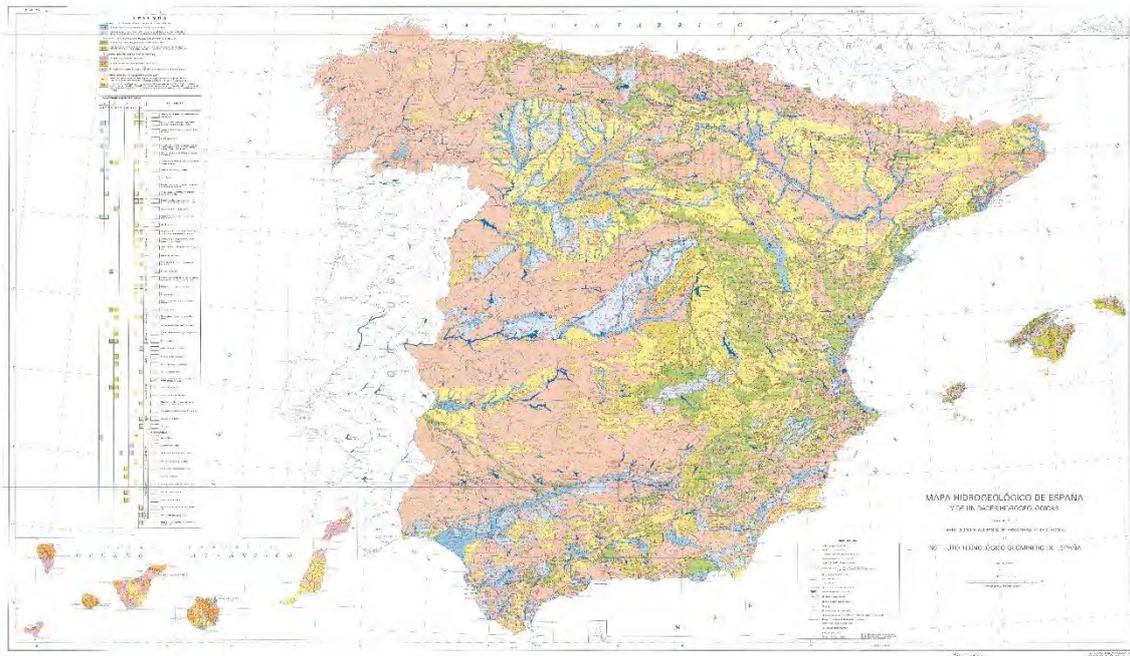


Ilustración 4.14. Mapa Hidrogeológico de España y de unidades Hidrogeológicas. (Fuente IGME)

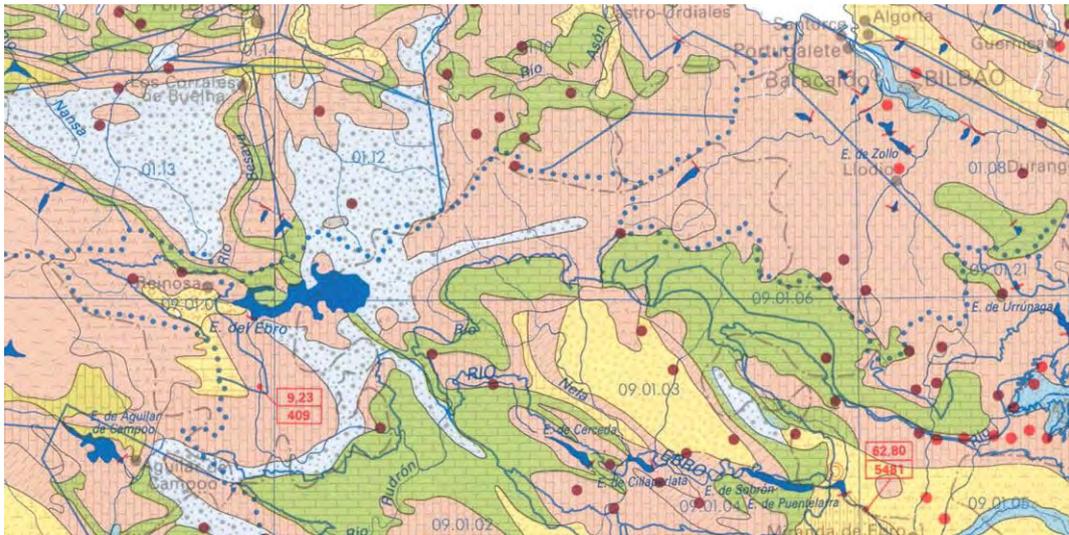


Ilustración 4.15. Mapa Hidrogeológico de España y de unidades hidrogeológicas. Ampliación del área de la zona de estudio. (Fuente IGME)

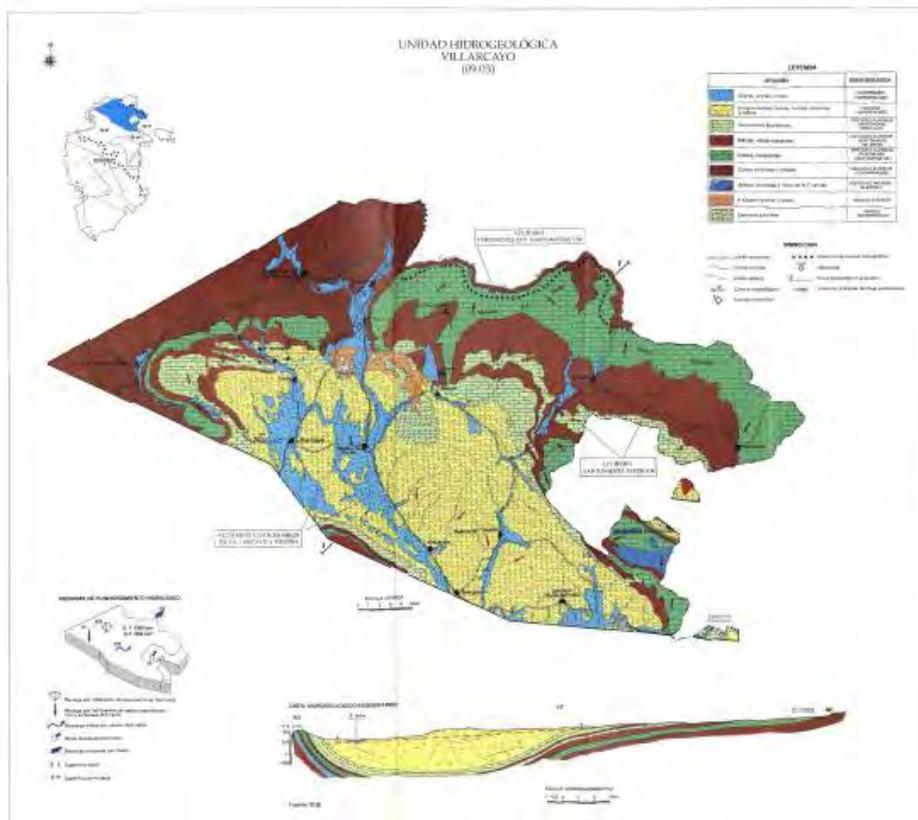


Ilustración 4.16. Unidad hidrogeológica de Villarcayo. (Fuente IGME)



## 5. LAS OFITAS COMO MATERIAL DE ESTUDIO

### 5.1. ORIGEN Y PROPIEDADES DE LAS OFITAS

Las ofitas son rocas subvolcánicas holocristalinas, ya que sus componentes han tenido tiempo para cristalizar. Su composición es básica, con textura ofítica de cristales de piroxenos que engloban a cristales tabulares de plagioclasa o diabásica, constituida por un entramado de cristales de piroxenos que pueden estar alterados a anfíboles, de colores oscuros: azulados o verdosos. También suelen contener cantidades menores de feldespato potásico y olivino. Son ricas en ilmenita y frecuentemente en uralita o anfíbol secundario, cuya estructura sea francamente ofítica. Vista su definición, queda precisa su naturaleza como roca intrusiva correspondiente al magma gabro.

Son rocas de color oscuro, normalmente verdes, cuyas superficies alteradas presentan tonalidades rojizas por los óxidos de hierro, liberados al descomponerse los minerales ferromagnesianos (piroxenos o anfíboles).

Se forman primariamente durante la cristalización bajo la superficie de la Tierra, en condiciones de baja presión y temperatura moderada, lo que hace que su enfriamiento sea relativamente rápido, dando lugar a rocas ligeras.

Desde un punto de vista geológico, las ofitas son unas rocas de naturaleza subvolcánica procedentes de magmas que no alcanzaron totalmente la superficie, solidificando a escasa profundidad, que tienen características intermedias entre las rocas plutónicas y volcánicas. Suelen aparecer encajadas, sobre todo, en rocas sedimentarias, aunque también se han localizado en metamórficas e ígneas. Las ofitas son rocas máficas, de composición basáltica, y están compuestas principalmente de minerales silicatados tales como piroxenos y plagioclasas, con algo de feldespato potásico, olivino, cuarzo o feldespatoideos. La forma de disponerse de sus componentes minerales, es decir, su textura, se denomina ofítica y consiste en presentar un armazón de cristales de piroxenos que incluyen cristales tabulares desorientados.

Geológica y petrográficamente se ve a las ofitas como grupo independiente del de las diabasas. Las diabasas yacen en condiciones y en formas muy diferentes, atraviesan rocas paleozoicas, arcaicas y macizos graníticos, en tanto que las ofitas se encuentran únicamente entre rocas triásicas, exclusivamente del triásico superior.

Las ofitas son rocas características de la Península Ibérica, pues en toda ella se encuentran con mayor o menor abundancia, pero predominando en su parte Norte.

En cuanto a la edad, las verdaderas ofitas son siempre triásicas, todas aquellas rocas verdes u oscuras que atraviesan terrenos no triásicos no son ofitas.

En la zona estudiada, las ofitas datan del Trías superior, con margas abigarradas, yesíferas, salíferas y cargadas de cristales de cuarzo y aragonito.

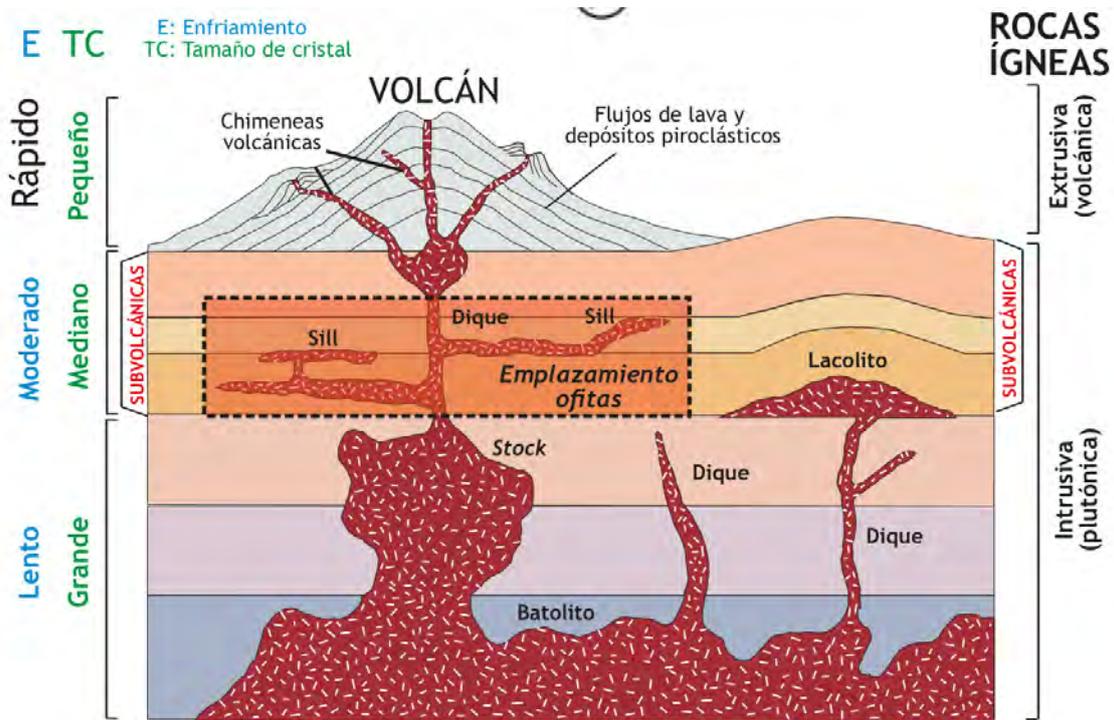


Ilustración 5.1. Formación general de las ofitas. (Fuente Geologiaweb)

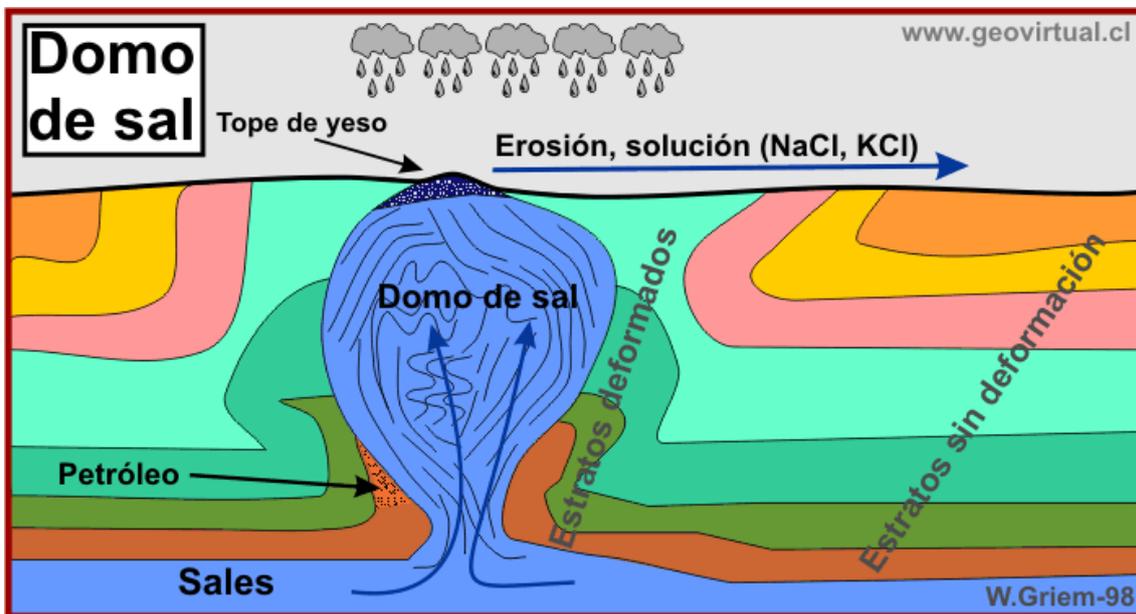


Ilustración 5.2. Explicación diapiro salino. (Fuente Blogspot Geología Estructural)

## 5.2. USOS DE LAS OFITAS

La ofita es valiosa por su dureza. Soporta una gran presión durante su enfriamiento y son muy compactas. Debido a ello, la ofita es uno de los mejores materiales que existe para los suelos que deben soportar condiciones extremas. [27]

El uso más noble de la ofita es como roca ornamental. Debe presentar una débil fracturación y el espaciamiento de la misma debe ser lo suficientemente grande.

Además, la roca debe ser inalterable o carecer de alteración. Dentro de este uso, la ofita puede verse en bordillos, pavimentos, etc.

El uso más común es como árido, debido a su bajo coeficiente de desgaste. De esta manera, se ha generalizado su uso en el aglomerado asfáltico que constituye la capa de rodadura de carreteras y autopistas.

Otro de sus usos es como balasto en las vías férreas y relleno de pistas, es por eso que las ofitas son comúnmente conocidas como “la roca del balasto”.

Las ofitas también se utilizan en la fabricación de hormigones que deben estar sometidos a condiciones especiales, como puede ser el exceso de humedad, como por ejemplo en los malecones de los puertos.

### 5.3. ÁRIDOS

Las sustancias denominadas áridos de construcción pueden definirse como los materiales que cumplen las siguientes condiciones:

- Ser materiales minerales
- De origen natural o artificial
- De carácter sólidos y además inertes
- Dimensionados en las granulometrías y formas adecuadas
- Utilizados, mediante su mezcla íntima, con aglomerantes de activación hidráulica (cales, cementos...) o con ligantes bituminosos para la fabricación de:
  - o Hormigones
  - o Productos artificiales resistentes
  - o Aglomerados asfálticos
  - o Zahorras para la construcción de bases y subbases granulares, bases estabilizadas...
  - o Balastos, sub-balastos y gravillas de las vías de ferrocarril
  - o Escollera como elemento de protección frente a la erosión marina, fluvial o eólica
  - o Rellenos de diverso tipo
  - o Materias primas para la industria:
    - Cemento y yeso
    - Arenas para filtros, moldes
    - Cargas para fabricación de pinturas, papel, micronizados...

#### 5.3.1. Importancia económica de los áridos

El consumo de áridos está íntimamente relacionado con el desarrollo socioeconómico de cada país y, consecuentemente, con la calidad de vida alcanzada en la sociedad.

Los áridos suponen hasta un 50% de la producción minera mundial, a pesar de que, su dispersión y minifundio no permita conocer con buena precisión las producciones. Tan solo en España existen más de 3.000 canteras, si bien van parándose a una media de 100 por año y cada vez es más difícil abrir una nueva.

Las explotaciones continúan teniendo un tamaño reducido, pero requieren inversiones cada vez más fuertes. En general, se caracterizan por un pequeño volumen anual de extracción (entre 500.000 y 1.000.000 t/año), salvo en el caso de las canteras de calizas. Su valor medio de venta es, en general, inferior a los 10 €/t. A mayor exigencia de calidad



del producto el precio compensa la mayor preparación necesaria en la planta. La tecnología en las explotaciones ha ido progresando rápidamente a medida que tenían que abaratar los costos, competir, aumentar su producción y controlar la calidad.

### 5.3.2. Clasificación conceptual y denominaciones

#### 5.3.2.1. Clasificación en cuanto a origen y naturaleza

Según su procedencia y modo de obtención, se clasifican de la siguiente manera:

- Áridos naturales.
  - o Áridos granulares: el material extraído se usa tras haber sufrido un lavado y una clasificación.
  - o Áridos de machaqueo: Obtenidos a partir de la trituración, molienda y clasificación de diferentes rocas de cantera o de las granulometrías de rechazo de los áridos granulares.
- Áridos artificiales: Constituidos por subproductos o residuos de procesos industriales, como son las escorias siderúrgicas, las cenizas volantes de la combustión del carbón, estériles mineros...
- Áridos reciclados: Procedentes de materiales de demolición y derribo de edificaciones y/o de estructuras de firmes antiguos...
- Áridos ligeros: Productos naturales o artificiales que se usan para la obtención de piezas o elementos de obra de bajo peso y/o aislantes.
- Asimilados a áridos.
  - o Materiales de préstamo, utilizables sin modificación de sus características naturales o con pequeñas modificaciones de adición de productos estabilizantes o tratamientos mecánicos en la construcción de terraplenes y pedraplenes.
  - o Materiales de escollera, natural o artificial, constituido por bloques de formas y características variables en función de las condiciones y especificaciones de la obra.

#### 5.3.2.2. Clasificación en función de su tamaño

Su clasificación y valor económico viene condicionado por la granulometría, que en general se denomina de acuerdo con la siguiente tabla:

Nombre	Tamaño en mm
Escollera	> 200
Cantos gruesos	100 – 200
Cantos medios	20 – 100
Grava	2 – 20
Arena	0,02 – 2
Limo	0,002 – 0,02
Arcilla	< 0,002

Tabla 5.1 Clasificación de los áridos en función de su tamaño

## 5.4. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS SEGÚN SECTOR

### 5.4.1. Vías férreas

El uso de las ofitas como balasto a emplear en vías férreas debe hacerse teniendo en cuenta la siguientes Normas señaladas por el Pliego de Prescripciones Técnicas y Administrativas para el suministro y utilización del balasto, P.R.V. 3-4-0.0. (6ª Edición) de RENFE [17] [25]:

- El material utilizado como balasto debe tener la elasticidad suficiente para absorber las acciones de los vehículos y repartir sus cargas.
- Resistencia eficaz para impedir los desplazamientos horizontales de la vía.
- Proporción de huecos adecuado, sin perjuicio de la elasticidad para permitir la evacuación de las aguas de la lluvia.
- Estabilidad física frente a la acción del agua y del hielo.
- Ser fácilmente bateable, en forma mecánica, con el fin de soportar elásticamente las cargas transmitidas por las traviesas y permitir recuperar la calidad geométrica de la vía.

En su conjunto, las cualidades determinativas de la calidad del balasto se centran en:

- Naturaleza de la roca originada de la piedra partida que lo forma (y destaca las ofitas no alteradas).
- Resistencia de esta roca a la compresión simple: se admite para el balasto tipo a rocas con carga de rotura superior a 1.200 Kp/cm<sup>2</sup>.
- Resistencia al choque.
- Resistencia al desgaste. (Coeficiente de Los Ángeles menor de 19 % para el balasto tipo A).
- Resistencia a la acción de la helada. Se medirá por la pérdida de la piedra al ser sometida a 5 ciclos de ensayo de resistencia a la descomposición por inmersión en una solución saturada de sulfato sódico o magnésico. Los tantos por ciento de pérdida máxima de peso será 8.
- Composición granulométrica del balasto. El balasto está integrado por elementos de piedra partida de tamaño comprendido entre 31,5 y 63 mm.
- Forma geométrica de los elementos que integran el balasto. Los elementos pétreos que forman el balasto tendrán formas poliédricas con aristas vivas. Cuando se trate de elementos aciculares, la dimensión mayor no será superior a tres veces la dimensión menor. Se admite que no cumplan esta condición los siguientes tantos por ciento del peso total de la muestra ensayada: Balasto tipo A, 61.
- Limpieza de la piedra partida. Estará limpia del polvo procedente de su machaqueo o de los elementos granulares de suelo. Solamente se admitirá que este polvo, o los elementos del suelo, existan, en su conjunto, en el siguiente tanto por ciento de muestra en balasto: 0,501.
- Espesor mínimo de los elementos granulares en balasto. Será de 25 mm. Se admite un tanto por ciento del peso del total de la muestra ensayada, comprendido entre esta medida y 16 mm, en función del coeficiente de Los Ángeles, según fórmula  $C = 39,5 - CLA$ , donde C es el tanto por ciento admisible de elementos con espesor comprendido entre 25 y 16 mm y CLA es el coeficiente de Los Ángeles en %.

### 5.4.2. Carreteras

Uso como árido, para mezclas bituminosas. Según el Pliego de Prescripciones Técnicas y Generales para Obras de Carreteras y Puentes, el árido grueso (fracción del mismo que queda retenido en el tamiz 2,5 UNE) debe componerse de elementos limpios, sólidos y resistentes, de uniformidad razonable, exentos de polvo, suciedad, arcilla u otras materias extrañas.

El coeficiente de desgaste, medido por el ensayo de Los Ángeles, según la Norma NLT-149/72, será inferior a 30 en capas base, y a 25 en capas intermedias de rodadura.

El valor mínimo del coeficiente de pulido acelerado del árido a emplear en capas de rodadura será de 45 centésimas (0,45) en carreteras para tráfico pesado, y de 40 centésimas (0,40) para los restantes casos. El coeficiente de pulido acelerado se determinará de acuerdo con las normas NLT-174/72 y NLT-175/73.

En cuanto a su forma, el índice de lajas de las distintas fracciones, determinado según la norma NLT-354/74, será inferior de los límites indicados a continuación:

FRACCIÓN	ÍNDICE DE LAJAS
40 a 25 mm	Inferior a 40
25 a 20 mm	Inferior a 35
20 a 12,5 mm	Inferior a 35
12,5 a 10 mm	Inferior a 35
10 a 6,3 mm	Inferior a 35

Tabla 5.2. Índice de lajas por fracciones.

En fines sometidos a tráfico pesado, el índice de lajas deberá ser inferior a 30.

Salvo que el Pliego de Prescripciones Técnicas Particulares especifique lo contrario u otra cosa, se considerará que la adhesividad es suficiente cuando, en mezclas abiertas, el porcentaje ponderal del árido totalmente envuelto después del ensayo de inmersión en agua, según la norma NTL-166/75, sea superior al 95 %, o cuando, en los otros tipos de mezclas, la pérdida de resistencia de las mismas en el ensayo de inmersión-comprensión, realizado de acuerdo con la norma NTL-162/75, no rebase el 25 %.

Podrá mejorarse la adhesividad del árido elegido mediante activantes o cualquier otro producto sancionado por la experiencia. En tales casos, el Pliego de Prescripciones Técnicas Particulares, o en su defecto, el director, establecerá las especificaciones que tendrán que cumplir dichos aditivos y los productos resultantes.

La Clasificación Británica de Rocas para la Construcción de Carreteras establece 10 tipos de materiales pétreos, designados como “grupos comerciales de áridos”. Dentro del grupo del basalto destaca a las ofitas como material idóneo.

### 5.4.3. Árido en hormigones

(Retenido por el tamiz 5 UNE). Podrán emplearse gravas de yacimientos naturales, rocas machacadas u otros productos cuyo empleo esté debidamente justificado, a juicio del director.

La cantidad de sustancias perjudiciales no debe exceder de los siguientes límites:

- Terrones de arcilla, determinados con arreglo a la Norma UNE 7133: 0,25 % como máximo del peso total de la muestra.
- Partículas blandas, determinadas con arreglo a la Norma UNE 7134: 5,001 cantidad máxima del peso de la muestra.
- Finos que pasan por el tamiz 0,080 UNE, determinados con arreglo a la Norma UNE 7135: 1,00 % cantidad máxima del peso total de la muestra.
- Material que flota en un líquido de peso específico 2,0, determinado con arreglo a la Norma UNE 7244: 1,00 cantidad máxima del peso total de la muestra.
- Compuestos de azufre, expresados en SO<sub>2</sub>, y referidos al árido seco, determinados con arreglo a la Norma UNE 7245: 1,20 % cantidad máxima del peso total de la muestra.

El árido grueso no presentará reactividad potencial con los álcalis del cemento, lo cual se comprobará por idéntico procedimiento y con análogo criterio que en el caso del árido fino.

El coeficiente de forma de árido grueso, según la Norma UNE 7238. no deberá ser inferior a 15 centésimas (0,15); en su caso contrario, el empleo del árido vendrá supeditado a la realización de ensayos previos del hormigón en laboratorio.

#### 5.4.4. Árido en pavimentos

Debe cumplir las condiciones exigidas para hormigones, junto con otras prescripciones adicionales:

- Granulometría: el tamaño máximo del árido no será superior a 50 mm, ni a la mitad del espesor de la capa en que vaya a emplearse. Será suministrado, como mínimo, en dos tamaños.
- Calidad: el Coeficiente de Los Ángeles, por el ensayo de Los Ángeles, según la Norma NTL-149/72, será inferior a 35.

No se emplearán escorias de alto horno como árido grueso.

#### 5.4.5. Árido en adoquines

Deben cumplir las siguientes condiciones:

- Ser homogéneos, de grano fino y uniforme y de textura compacta.
- Carecer de grietas, pelos, coqueas, nódulos y zonas meteorizadas y restos orgánicos. Darán sonido claro al golpearlos con un martillo.
- Tener adherencia a los morteros.
- Calidad: su peso específico neto no será inferior a 2.500 kg/m<sup>3</sup>.
- Resistencia a la compresión: No inferior a 1.300 Kgf/cm<sup>2</sup>.
- Coeficiente de desgaste: inferior a 0,13 cm.
- Resistencia a la intemperie: sometidos los adoquines a 20 ciclos de congelación, al final de ellos no presentarán grietas, ni alteración visible ninguna. Estas determinaciones se harán de acuerdo con las Normas UNE 7067, UNE 7068, UNE 7069, UNE 7070.

#### 5.4.6. Árido para bordillos

Las condiciones para bordillos han de ser:



- Peso específico neto: no inferior a 2.500 kg/m<sup>3</sup>.
- Resistencia a la compresión: no inferior a 1.300 Kgf/cm<sup>2</sup>.
- Coeficiente de desgaste: inferior a 0,13 cm.
- Resistencia a la intemperie: sometidos los adoquines a 20 ciclos de congelación, al final de ellos no presentarán grietas, ni alteración visible ninguna. Estas determinaciones se harán de acuerdo con las Normas UNE 7067, UNE 7068, UNE 7069, UNE 7070.

## **5.5. ENSAYOS DE CARACTERIZACIÓN PARA BALASTO DE FERROCARRIL**

La calidad de los áridos para vías férreas o carreteras depende de una serie de factores ligados primordialmente a las características intrínsecas de las rocas, pero que resulta afectada, en ocasiones de manera fundamental, para los procesos derivados de su fabricación y de su puesta en obra.

En cualquier caso, y junto con la identificación y el estudio petrográfico, son necesarios una serie de ensayos físicos, químicos y empíricos relativos a la aplicación específica del árido, antes de probar su uso.

Los ensayos de aceptación y control varían con el tipo de obra en el que van a ser empleados los áridos. Las especificaciones se han detallado en el apartado 5.4.1.

### **5.5.1. Análisis granulométrico**

Tiene como objetivo fundamental determinar la distribución de los tamaños de las partículas de una cantidad de muestra seca de árido, por separación a través de tamices o cribas dispuestas sucesivamente de mayor a menor abertura de malla.

Generalmente el tamizado en seco es considerado satisfactorio para los ensayos de rotura con áridos de granulometría normal. Para saber la cantidad de árido que pasa por el tamiz 0,080 UNE, hay que realizar el análisis granulométrico con el árido lavado y secado en estufa.

Los resultados se expresan referidos al porcentaje en peso del total de la muestra como porcentaje del total del material que pasa o retiene cada tamiz, o bien como porcentaje retenido entre cada dos tamices consecutivos.

### **5.5.2. Ensayo de peso específico y absorción de agua**

Mediante este ensayo, se determinan los pesos específicos, aparente y real, además del peso del agua que es absorbida por los áridos.

El peso específico se calcula a partir de los pesos de árido seco, sumergido y saturado de agua con superficie seca. La absorción de agua viene dada por la diferencia en peso del árido saturado y del árido seco.

El método difiere según sea árido grueso o fino. Para el primero se seleccionan por cuarteo unos 5 kg de árido, separando todo el material que pasa por el tamiz 5 UNE. Después de lavar bien el árido para quitarle todo el polvo adherido a la superficie de las partículas, se seca la muestra hasta peso constante a una temperatura de 100 a 100°C. Después de un periodo de inmersión en agua de 25 horas, se seca el agua superficial y se determina el peso de la muestra saturada con superficie seca y el peso de la muestra sumergida en agua a 20°C.



### 5.5.3. Ensayo de pulimiento acelerado

Los áridos embebidos en una probeta de mortero hidráulico son sometidos a ciclos de pulido por medio de abrasivos introducidos en húmedo entre las probetas colocadas periféricamente en la rueda de ensayo y el neumático (3 horas con arena silíceo normalizada y 3 horas con polvo de esmeril). La medida del coeficiente de rozamiento por medio del péndulo de fricción al comienzo, después de cada hora y al final del ensayo, permite caracterizar al árido mediante el coeficiente de pulido acelerado (CPA).

Lo más aconsejable es considerar la evolución del coeficiente de rozamiento a lo largo del ensayo, por la información que proporciona. En la mayor parte de los áridos se observa un descenso progresivo y gradual del coeficiente de rozamiento ligeramente más brusco en el primer período de alimentación de cada uno de los dos abrasivos utilizados en el ensayo, pero de esta tendencia general, en algunos casos hay un aumento del coeficiente durante algún período del ensayo que revela una mayor textura mineralógica respecto al pulimiento. Este fenómeno se debe a la presencia de partículas de un componente mineral blando que, al desgastarse, crea una microrrugosidad diferencial que permite el desprendimiento de los minerales duros y la presencia de nuevas zonas sin pulir, fenómenos característicos en areniscas y granitos. Los áridos duros, de textura homogénea y cristales pequeños, tardarán más en pulirse, aunque al final, la textura final no será tan antideslizante como en el caso de las rocas consideradas anteriormente.

### 5.5.4. Ensayo de friabilidad

Proporciona una medida relativa de la resistencia del árido a la trituración o degradación bajo cargas. Este ensayo puede ser interesante para áridos gruesos que se emplean en carreteras, pero es más utilizado para materiales tipo balasto, puesto que la degradación real producida en ellos se asemeja bastante a la producida en el ensayo de friabilidad. Consiste en tomar una muestra de árido cuyo peso viene fijado en la norma, con una composición granulométrica dada. Se introduce en un cilindro de acero en el que se encaja el pisón sobre el que se aplica, a una velocidad uniforme, una presión total fija que varía en función del tipo de muestra.

El resultado del ensayo se muestra mediante el coeficiente de friabilidad obtenido por el porcentaje en peso, referido al total del material, que pasa después del ensayo por un tamiz especificado en la norma y que también depende del tipo de material ensayado.

La correlación del coeficiente de Los Ángeles y el de friabilidad es bastante buena, obteniéndose una diferencia de valores entre ambos que, en general, permanece constante para cualquier tipo de árido.

### 5.5.5. Ensayo de desgaste de Los Ángeles

Este ensayo es de caracterización de la dureza, friabilidad y resistencia al desgaste del árido. La máquina de Los Ángeles consiste en un cilindro hueco, de acero, con sus extremos cerrados y que gira en posición horizontal. El cilindro va provisto de una abertura para introducir la muestra que se desea ensayar y un entrepaño para conseguir el volteo del material. Este ensayo es el más común de todos los existentes para evaluar las propiedades mecánicas del árido grueso y el único especificado actualmente en España en los Pliegos de Condiciones.



La muestra a ensayar está formada por árido limpio y lavado, del que se prepara una de las siete granulometrías indicada en la Norma N.L.T.-149/72, denominadas con las letras A a G, siendo las cuatro primeras granulometrías finas (con tamaño menor de 40 mm) y peso de muestra de 5 kg, y otras tres granulometrías gruesas con peso de la primera muestra de 10 kg.

La carga abrasiva que se introduce junto con la muestra al comenzar el ensayo, son esferas de fundición o de acero con un diámetro aproximado de 50 mm. El peso total o número de bolas a utilizar depende de la granulometría elegida.

Una vez colocada la muestra y la carga abrasiva correspondiente en la máquina, se hace girar el cilindro a una velocidad constante. Con las granulometrías finas, el número total de vueltas es de 500, mientras que para las gruesas es necesario lograr 1.000 vueltas. La máquina debe girar de forma uniforme para mantener la velocidad periférica constante. Una vez realizado el ensayo, se separa la muestra con el tamiz 1,6 UNE, lavando y secando en estufa la muestra en dicho tamiz.

El resultado del ensayo es la diferencia entre el peso original de la muestra y el peso de la misma al final del ensayo, expresada en tanto por ciento del peso inicial. A este valor numérico se le denomina Coeficiente de desgaste de Los Ángeles.

#### 5.5.6. Acción del sulfato

Este ensayo determina la resistencia a la desintegración de los áridos por la acción de soluciones saturadas de sulfato sódico o magnésico. Da una información útil para juzgar la calidad de los áridos que están sometidos a la acción de los agentes atmosféricos (heladicidad), sobre todo si no se dispone de datos sobre el comportamiento de los materiales que se van a emplear en las condiciones climatológicas de la obra.

Después de preparar la solución de sal y pesadas las muestras en las cantidades que señala la norma para los diferentes tamaños se lavan y desecan hasta peso constante, colocándolas por separado en los recipientes perforados propios de este ensayo.

Las muestras se sumergen en la solución de sulfato sódico o magnésico durante un periodo de tiempo comprendido entre 16 y 18 horas, manteniendo una temperatura de 21°C. Después del periodo de inmersión, se dejan escurrir 15 minutos y se meten en una estufa desecándolas hasta peso constante. El proceso de inmersión y desecación se continúa hasta el número de ciclos especificado (por lo general, 5 ciclos).

Después del ensayo, se hacen exámenes cualitativos y cuantitativos del árido ensayado, dándose como resultado del ensayo:

- El peso de cada fracción de la muestra antes del ensayo.
- Pérdida media calculada con el tanto por ciento de la pérdida de cada fracción, teniendo en cuenta la granulometría inicial.

En el caso particular de tamaño superior a 20 mm:

- El número de partículas de cada fracción antes del ensayo.
- El número de partículas afectadas, clasificadas según la acción, desintegradas, agrietadas, etc.

### 5.5.7. Estudio petrográfico de los áridos

La finalidad de este estudio es determinar la composición mineralógica y las características de índole petrológica que definen la naturaleza rocosa de los áridos. Comprende, en primer lugar, una descripción macroscópica de la roca, analizándose su aspecto y efectuándose una estimación de algunas de sus características físicas, tales como su homogeneidad, dureza, compacidad, coherencia y tenacidad.

El estudio propiamente petrográfico, se lleva a cabo por medio del microscopio polarizante, que permite identificar los constituyentes minerales de la roca de la que procede el árido por su color, forma, exfoliación y relieve, así como por sus propiedades ópticas, puestas de manifiesto al ser analizados con la luz polarizada. Al mismo tiempo, se verifica el tamaño de los cristales y su disposición, determinantes esenciales de la textura de la roca. Esta investigación conduce a una clasificación precisa del material pétreo, permitiendo juzgar la calidad que puede esperarse de un árido en relación con el comportamiento experimentado por otros áridos de similares características.

El análisis microscópico se realiza sobre una sección delgada de la roca, de espesor uniforme próximo a 30  $\mu\text{m}$ , grosor al que son transparentes los minerales. La lámina delgada se prepara a partir de una esquirla de material, devastando una de las caras mediante frotamiento, hasta conseguir el espesor deseado.

Este estudio pone de manifiesto el tamaño del grano y la existencia de discontinuidades en la roca. También permite apreciar la presencia de componentes no deseables o de minerales inertes. Finalmente, hace posible conocer el grado de alteración de la roca y la alterabilidad de sus constituyentes, permitiendo juzgar la evolución inmediata de las características del material en el sentido de poder dar origen a transformaciones capaces de modificar sustancialmente el comportamiento del árido.



## 6. CANTERA DE BÓVEDA DE LA RIBERA

### 6.1. GEOLOGÍA DE LA CANTERA

#### 6.1.1. Introducción

Prácticamente toda el área lo ocupan las ofitas, con la excepción de un sector en el lado occidental, donde afloran materiales de facies Keuper. La tectónica de la zona de los frentes es muy sencilla, pero se observa una densa red de fracturación que divide el macizo de roca en bloques de no gran tamaño. La comprensión de la geometría del cuerpo de ofitas se ha facilitado con observaciones fuera de la zona de frentes y con los datos de un estudio de evaluación y cubicación realizado previamente.

#### 6.1.2. Descripción de los materiales

Tres grupos de materiales diferentes se han observado en la zona de los frentes: las ofitas, los materiales triásicos de facies Keuper y los materiales de origen antrópico.

##### 6.1.2.1. Ofitas (Unidad 1)

El macizo de ofitas está formado por una roca ígnea básica, de color gris verdoso y de grano fino, muy dura y tenaz en las partes más frescas, algo menos en las zonas más meteorizadas. El estudio de las láminas delgadas de muestras recogidas en la cantera refleja que la roca está formada por plagioclasa, un clinopiroxeno que es una augita, minerales opacos y diversos minerales de alteración, pudiendo clasificarse la roca por su composición como una diabasa de tipo toleítico. Es posible que algunos cristales totalmente transformados a serpentina sean de olivino, con lo que se trataría de toleítas olivínicas. No se observan estructuras ni de flujo ni de enfriamiento, con lo que la roca presenta un aspecto masivo. El macizo está fuertemente fracturado, atravesado por una red relativamente densa de fracturación sistemática.

A lo largo de diaclasas se observan minerales de alteración de color verde, que corresponden a clorita y epidota y, en algunos casos, estos rellenos alcanzan varios centímetros de espesor. El origen de estos rellenos está en una alteración deutérica que no debe confundirse con la alteración debida a la meteorización. Esta última afecta al macizo en grado diferente. La roca más fresca está en la base de los taludes de los frentes, alcanzando el grado II, pero hacia arriba, en gran parte del macizo, el grado de alteración es algo mayor, entrando ya en el grado III. En la parte más alta se observa aún una montera en la que el grado de alteración alcanza el IV y V. La roca presenta en estas zonas alteradas un color marrón que contrasta con el color gris verdoso de la roca fresca y tanto su dureza como su tenacidad disminuyen drásticamente.

##### 6.1.2.2. Materiales de facies Keuper (Unidad 2)

Afloran en el frente Oeste, situados sobre las ofitas y separadas de ellas por un contacto neto subhorizontal. Están formados por capas de arcillas y margas de color rojo, gris más o menos verdoso y blanco, alternando capas blandas con otras algo más duras. Fuera de la zona de los frentes se observan también materiales de facies Keuper, pero ahora situados por debajo del macizo de ofitas. Es muy visible su contacto con el macizo ofítico. Entre las arcillas y margas abigarradas se han observado delgadas capas de calizas cristalinas de color amarillento, muy fracturadas. El contacto con la ofita es mecánico, cortando ligeramente a las capas.

### 6.1.2.3. *Materiales antrópicos*

Existen dos tipos de materiales, por un lado, amontonamientos de bloques y cantos caídos al pie del talud de los frentes, por inestabilidad gravitatoria o por acumulación durante las labores de arranque, y por otros materiales fragmentados, con alto contenido en arcilla, cubriendo la plaza de cantera.

### 6.1.3. **Tectónica**

Aunque el macizo de ofitas se emplazó entre los materiales de facies Keuper como un macizo subvolcánico la evidencia de campo muestra que los contactos han sido totalmente mecanizados. Este hecho es fácilmente observable en la base del macizo, donde en el contacto con las margas y arcillas abigarradas la ofita aparece intensamente fracturada en una capa de unos 2 metros. El contacto es irregular, desplazado por pequeñas fracturas, y bisela las capas carbonatadas amarillentas que contiene el Keuper en este sector. Este carácter mecánico de los contactos concuerda con el relativamente intenso grado de fracturación sistemática del macizo ofítico. Ambos fenómenos están relacionados con emplazamiento de la masa extruida en el diapiro de Salinas de Rosío. El movimiento hacia arriba en la chimenea del diapiro y la expansión lateral, que se interpreta como un glaciar de sal, imponen una fuerte deformación interna de las formaciones triásicas que, por contraste de competencias, produce el deslizamiento diferencial entre el masivo macizo ofítico y los incompetentes materiales triásicos.

La forma del macizo de ofitas se vislumbra a partir de los datos de campo, donde es fácil observar el carácter plano de la base y la geometría tabular tendida del cuerpo ígneo. Por otra parte, los sondeos practicados durante las investigaciones de evaluación del macizo mostraron con claridad una estructura tabular con buzamiento hacia el SW, dispuesto sobre el Keuper que aflora a la altura de la planta. El frente abierto se sitúa en un sector del macizo ofítico donde se inicia la parte más potente, alcanzando los 55 metros. Este sector se extiende hacia el NE del frente de cantera. Una serie de pequeñas fallas cortan el macizo y los desplazan verticalmente, pero en la parte abierta de los frentes únicamente se observan fracturas sistemáticas formando la red de diaclasado.



*Ilustración 6.1. Contacto materiales del Keuper con la ofita (Elaboración propia)*



*Ilustración 6.2. Materiales del Keuper sobre la ofita (Elaboración propia)*



*Ilustración 6.3. Acceso a la zona de explotación (Elaboración propia)*

## 6.2. ESTUDIO PETROGRÁFICO

### 6.2.1. Introducción

Para la realización del estudio petrográfico, se han tomado 6 muestras de roca de las que se han obtenido láminas delgadas, para así poder definir con una mayor precisión la composición y clasificación de las rocas que se encuentran en la cantera.

La situación de las muestras y sus características se muestran en la siguiente tabla:

Numeración	Situación	Tipo de roca	Alteración
FP-1	Frente Oeste	Ofita	Baja
FP-2	Frente Oeste, lado Sur	Ofita	Baja
FP-5	Frente Oeste	Ofita	Baja
FP-6	Frente Este	Ofita	Baja
FP8	Encima frente Este	Ofita	Alta
FP-9	Frente Oeste, lado Norte	Ofita	Baja

Tabla 6.1. Características de las muestras para estudio petrográfico.

### 6.2.2. Descripción de las muestras

#### 6.2.2.1. Muestra FP-1

Clasificación: Ofita (Diabasa Subofítica).

Estructura y textura: Porfídica subofítica. La roca es holocristalina, inequigranular, algo porfídica, subofítica, de grano fino a medio. Esta textura es la de una diabasa, pero al ser incluidas muchas plagioclasas en los cristales de piroxeno de forma subofítica, puede denominarse ofita.

#### 6.2.2.2. Muestra FP-2

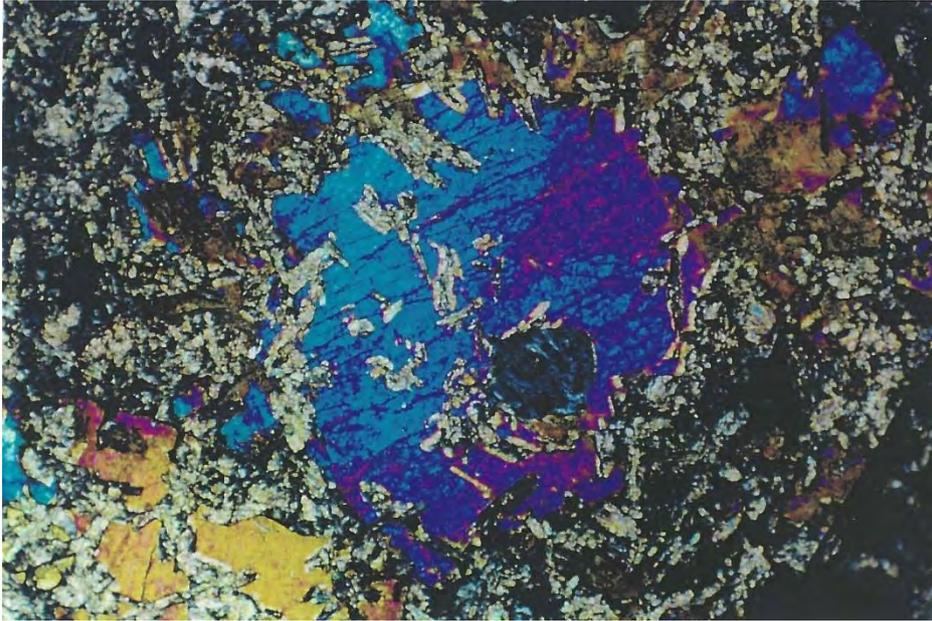
Clasificación: Diabasa Porfídica.

Estructura y textura: Diabasa porfídica. Roca holocristalina, inequigranular, seriada a algo porfídica, de grano fino, intergranular, formada por una matriz con plagioclasas, con cristales menores de piroxeno.

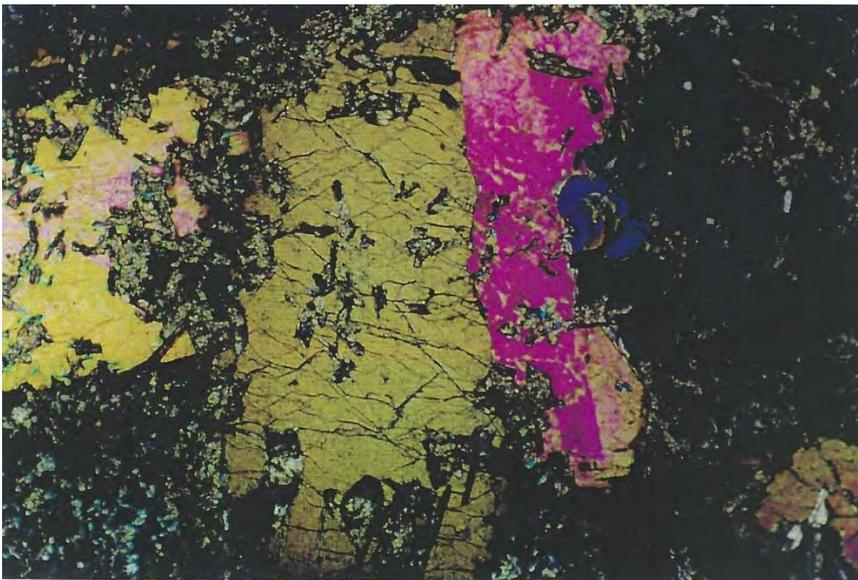
#### 6.2.2.3. Muestra FP-5

Clasificación: Ofita (Diabasa porfídica subofítica).

Estructura y textura: Porfídica subofítica. Roca holocristalina, inequigranular, porfídica, subofítica, de grano fino.



*Ilustración 6.4. Muestra FP-5 (I) (Fuente Informe inédito de la empresa)*

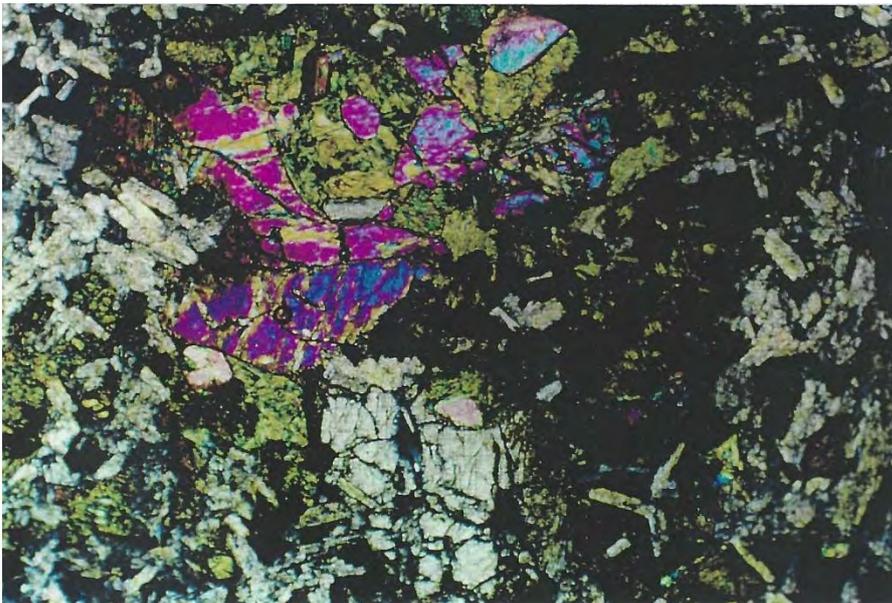


*Ilustración 6.5. Muestra FP-5 (II) (Fuente Informe inédito de la empresa)*

#### **6.2.2.4. Muestra FP-6**

Clasificación: Ofita (Diabasa porfídica subofítica).

Estructura y textura: Subofítica. Roca holocristalina, inequigranular, de tendencia porfídica, grano fino, estructura subofítica.

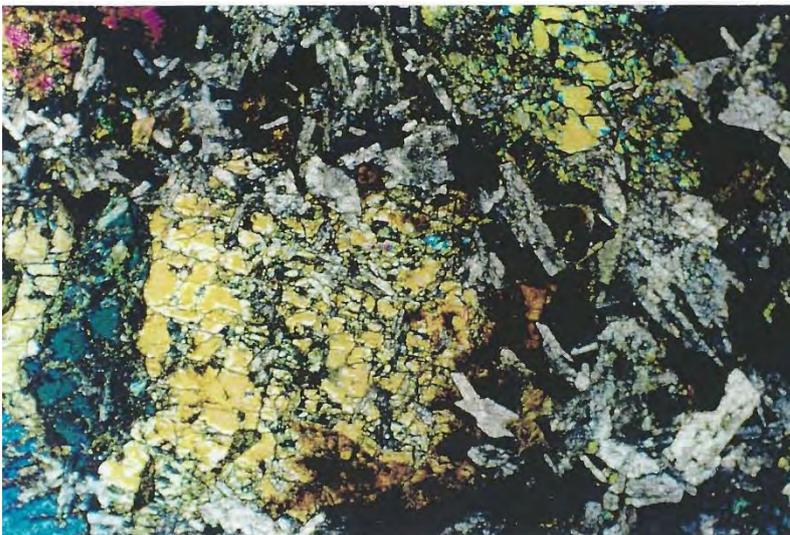


*Ilustración 6.6. Muestra FP-6 (Fuente Informe inédito de la empresa)*

#### **6.2.2.5. Muestra FP-8**

Clasificación: Ofita (Diabasa subofítica).

Estructura y textura: Diabasa subofítica. Es una roca holocristalina, de grano fino, inequigranular porfídica, subofítica. La roca está muy alterada.

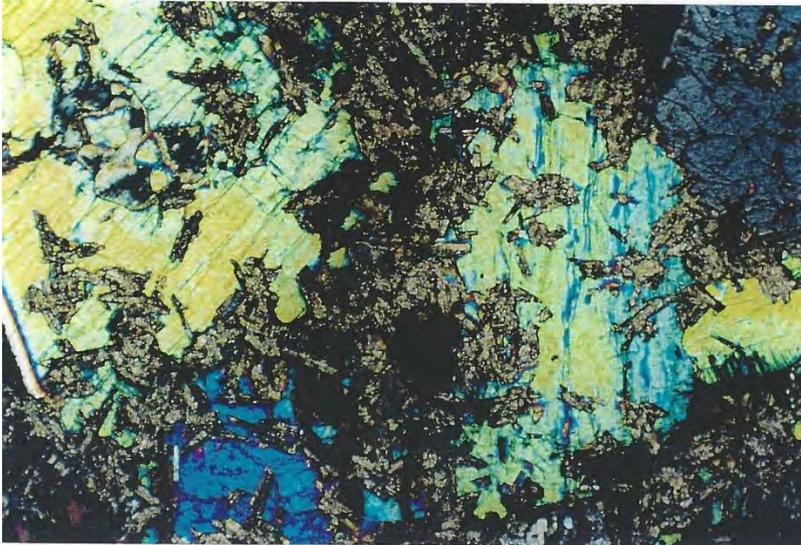


*Ilustración 6.7. Muestra FP-8 (Fuente Informe inédito de la empresa)*

#### **6.2.2.6. Muestra FP-9**

Clasificación: Ofita (Diabasa subofítica).

Estructura y textura: Subofítica. Se trata de una roca holocristalina de grano fino, inequigranular, porfídica y subofítica.



*Ilustración 6.8. Muestra FP-9 (Fuente Informe inédito de la empresa)*

### 6.2.3. Composición mineralógica cuantitativa

Se ha estudiado la muestra FP-5 mediante la platina integradora, realizándose un conteo de puntos sobre la lámina delgada, totalizando 750 puntos en el conjunto de la lámina. A partir del número de puntos que aparece en cada mineral se obtiene la frecuencia de cada mineral en superficie, lo que es proporcional a la frecuencia en volumen en la roca. Los resultados se dan en la siguiente tabla:

Mineral	Augita	Plagioclasa	Opacos	Clorita	Otros
Porcentaje	25,42 %	63,42 %	5,21 %	4,13 %	1,53 %

*Tabla 6.2. Composición mineralógica cuantitativa.*

En otros, corresponderían sericita, calcita y epidota.



*Ilustración 6.9. Epidota presente en la ofita (Elaboración propia)*

#### 6.2.4. Conclusiones petrográficas

El estudio petrográfico de las muestras tomadas en los frentes de la cantera permite precisar la clasificación de estas rocas y conocer varios aspectos texturales y estructurales, así como algún detalle de su meteorización. Las muestras estudiadas muestran una gran homogeneidad y las diferencias mayores están en el grado de alteración. Las observaciones realizadas conducen a las siguientes conclusiones:

- Las rocas a explotar en la cantera de Bóveda de la Ribera son diabasas subofíticas, que pueden denominarse ofitas porque los cristales de piroxeno incluyen cristales de plagioclasa, del mismo tipo que los de la matriz, en forma subofítica. Se trata de rocas básicas derivadas de magmas basálticos emplazados y cristalizados como cuerpos subvolcánicos, de tipo diabásico.
- Estas ofitas están formadas por una matriz de cristales mayoritariamente menores de 1 mm de plagioclasa, clinopiroxeno augítico y opacos, con cristales mayores de clinopiroxeno (augita), que pueden alcanzar hasta 3 mm, aunque normalmente no sobrepasan los 1,5 mm. Ocasionalmente pueden contener algún olivino en pequeña proporción, siempre totalmente alterado, por lo que su identificación no es totalmente segura.
- La composición mineralógica cuantitativa, y las observaciones realizadas, indican que estas rocas pertenecen al grupo de los basaltos toleíticos con olivino, es decir, pueden denominarse diabasas olivintoleíticas.
- Todas estas rocas muestran una alteración importante de tipo deutérico, que ha dado lugar a procesos de uralitización de piroxenos, cloritización y serpentización de estos mismos minerales, seritización y formación de epidotacalcita en las plagioclasas y serpentización de los posibles olivinos y en los piroxenos. Esta transformación deutérica por fluidos calientes no disminuye la resistencia ni empeora las restantes propiedades geotécnicas de este material. Es un proceso realizado por fluidos calientes cuando la roca estaba en profundidad y se diferencia claramente de la alteración por meteorización. Algunas muestras exhiben una meteorización importante que origina mineral de arcilla, óxidos de hierro y abundantes fisuras, tanto a nivel de mineral como de agregado de cristales. Esta meteorización empeora el comportamiento geotécnico de la roca y su distribución a nivel de macizo está en relación con la montera y la superficie topográfica.

### 6.3. ESTUDIO GEOTÉCNICO

#### 6.3.1. Introducción y metodología

Con objeto de eliminar frentes con roca de baja calidad o resaltar aquellos que reúnen mejores condiciones dentro de la cantera, es necesario hacer una sectorización de los frentes, para lo cual es preciso conjuntar los datos geotécnicos del macizo con los resultados de los ensayos de laboratorio. Se combinan así las características litológicas del material con las condiciones geotécnicas del macizo rocoso, que pueden influir en la calidad de la roca y en su correcta explotación.

Las condiciones geotécnicas determinan la estabilidad de los frentes de explotación y así por lo tanto influyen en la estrategia de avances y en los ratios de producción, así como en las condiciones de estabilidad de los bancos durante la explotación. La



presencia de agua en el macizo puede condicionar la estabilidad geotécnica y dificultar las labores de explotación.

El comportamiento geotécnico del macizo rocoso depende de la calidad geotécnica de la roca matriz, que se determina mediante alguno de los ensayos de laboratorio, así como de las observaciones en detalle de las condiciones del macizo en afloramiento (a ser posible en sondeos y calicatas), del grado de alteración de la roca y también de la estructura, fracturas, fallas, etc. determinado mediante el análisis sistemático en campo, de su orientación, situación y condición. Al estar el macizo cortado por varias familias de fracturas sistemáticas (diaclasas y fallas menores) el comportamiento geomecánico a macro escala depende casi completamente de la distribución de dichas discontinuidades en el macizo y de sus características. En efecto, la roca matriz presenta en general, con la excepción de la montera de alteración y zonas locales con mayor grado de trituración y alteración, una resistencia adecuada a la rotura por lo que la potencial inestabilidad de los taludes se debe a las inferiores condiciones resistentes de planos de discontinuidad del macizo (menor rozamiento y cohesión, presencia de agua, etc.).

### 6.3.2. Descripción general del macizo rocoso

Desde un punto de vista geológico, la cantera se sitúa en la zona de la Cuenca Vasco-Cantábrica, situado concretamente en el dominio Cántabro-Navarro. La Cuenca Vasco-Cantábrica se encuentra rodeada por la cordillera Cantábrica, el Sistema Ibérico y los Pirineos. La roca que forma parte de la explotación de la cantera de Bóveda de la Ribera es de composición ofítica. Junto con ella aparecen rocas salinas, margas, arcillas y yesos. La estructuración general de la masa de ofitas es la de una intrusión diapírica junto con los materiales del Keuper triásico. El macizo rocoso en que se sitúa la cantera de Bóveda de la Ribera está constituido fundamentalmente por rocas subvolcánicas tipo ofita, traídas a la superficie por el arrastre durante el ascenso del Triásico de facies Keuper en forma de diapiro, por lo que el macizo de ofitas presenta un espesor variado y está rodeado por los materiales del Keuper. El Keuper está constituido por una serie salina con alguna intercalación margo arcillosa, anhidrita y dolomítica. El macizo ofítico está cubierto en algunas zonas por sedimentos arcillosos y detríticos que tienen espesores, en general, comprendidos entre los 2 y los 5 metros.

Las ofitas sanas son rocas volcánicas y subvolcánicas básicas de color oscuro y textura fina con una gran compacidad y, por ello, extremadamente duras. La cementación química confiere a la roca una significativa coherencia con el resultado de un material competente, aunque por su origen volcánico y los minerales que lo constituyen es fácilmente meteorizable. Se observan algunas variaciones de colores en el conjunto del macizo de las ofitas que va acompañado por un grado más elevado de alteración meteórica e hidrotermal. También se ha observado que el interior de la roca es mucho más sano, caracterizado por una dureza muy elevada.

#### 6.3.2.1. Resistencia

Según la resistencia estimada en el campo (golpes del martillo de geólogo) y mediante la estimación de los ensayos de laboratorio (ensayos de Franklin), todas las rocas que forman la cantera de Bóveda de la Ribera se pueden considerar como rocas de extremadamente duras a muy duras, con unos valores de resistencia a la compresión simple comprendidos entre 2.000 y 3.000 kg/cm<sup>2</sup>. Esta resistencia puede ser algo menor



en algunos de los bloques con mayor grado de alteración distribuidos de forma irregular. De todos modos, la resistencia del conjunto oscilará de entre roca muy dura a roca dura. Siguiendo otro criterio de valoración de índice de calidad de las rocas, el índice RMR (rock mass rating), que depende de valores intrínsecos de la roca y del grado de fracturación, este material tiene valores de entre 60-70, que corresponden a roca de buena calidad. Esta característica permite estimar algunos de los parámetros de la roca: cohesión aproximada de 4 kp/cm<sup>2</sup>, ángulo de rozamiento interno de 45° y un Módulo de Young medio de 80 GPa. Este último denota la influencia de las condiciones de las fracturas que controlan el macizo en su conjunto, Sin embargo, la matriz rocosa para los usos de balasto posee una calidad muy superior a la del macizo en su conjunto.

#### 6.3.2.2. *Estado de fracturación*

Como se ha indicado anteriormente, la calidad geomecánica del macizo rocoso descrito está perturbada por la presencia de varios tipos de discontinuidades (diaclasas y fallas) que favorecen la rotura y alteración de los materiales. El macizo explotable de la cantera está afectado por varias familias de diaclasas, tanto sistemáticas como no sistemáticas, las cuales están acompañadas por fallas de pequeña escala. Dentro de las sistemáticas existen tres familias principales muy perceptibles en la pared del talud de la cantera, que se encuentran con una continuidad importante. Aparecen otras dos familias, que a pesar de ser muy poco frecuente (continuidad muy baja y un espaciado muy elevado), cuando aparecen son de suma importancia. Las fracturas no sistemáticas son típicas de la parte más superficial del macizo y de zonas concretas. En ocasiones también se ven zonas con un grado de fracturación muy elevado, acompañadas por pequeñas fallas.

El tamaño de los bloques, estimado mediante el parámetro de Jv (número de discontinuidades por unidad de volumen del macizo rocoso), según ISRM, tiene un rango de tamaño muy amplio. La mayoría de los bloques poseen tamaños que oscilan entre 3 y 20 discontinuidades por metro, formando bloques pequeños a medianos. Según este parámetro, el macizo se puede clasificar como un macizo irregular con la presencia de bloques de diferente tamaño.

#### 6.3.2.3. *Alteración*

El conjunto del macizo rocoso está decolorado por meteorización. El grado de alteración del macizo en general oscila entre el grado II, rocas algo alteradas con oxidaciones y manchas alrededor de las fisuras, y el grado III con alguna alteración química temprana. Esta última alteración es poco penetrativa dentro de la masa de la roca en la que se mantiene tanto la textura como el color gris oscuro de la roca original. Las zonas de mayor alteración están siempre asociadas a las superficies de las zonas de fracturación, que permiten una mayor circulación de fluidos y con ello una alteración más rápida. Por lo general domina el grado de meteorización tipo II. El tipo de alteración es fundamentalmente físico, estos cambios se manifiestan especialmente por la oxidación generalizada de toda la superficie del macizo y alguna fracturación en bloques pequeños.

También hay que destacar alguna alteración de tipo hidrotermal que se evidencia especialmente en la superficie de las discontinuidades con materiales de color verde amarillento y formas radiales (clorita y epidota), No obstante, en general, salvo la montera y las superficies de las diaclasas, la roca matriz presenta un grado de alteración moderado. En ocasiones, zonas amplias de alteración que afectan a la calidad de la



roca de la cantera reducen de forma importante la resistencia de la roca matriz. Dentro de la alteración química también se observa una alteración muy importante de los cristales de piroxeno y plagioclasa.

#### *6.3.2.4. Puntos singulares*

El macizo rocoso está afectado por varias discontinuidades no sistemáticas que junto con las fracturas sistemáticas implican una zona de debilidad y anisotropía. No obstante, desde el punto de vista de material de balasto no se ve una estructura importante que merezca ser mencionada. En la margen derecha del frente de arranque, se encuentra una falla que pone en contacto a las rocas ofíticas y las arcillas del Keuper. Alrededor de este contacto el grado de alteración de la roca puede oscilar entre el grado III y el grado IV, es decir, rocas muy fracturadas en las que casi el 50 % de la estructura original ha sido destruida. Esta fracturación está acompañada también por una alteración meteórica, por circulación de agua y lavado, y por una transformación química por alteración hidrotermal.

#### *6.3.2.5. Montera*

La montera está separada de forma muy nítida de la roca fresca. Presenta un espesor variable a lo largo de la cantera desde unos 2 metros hasta cerca de 9 metros en la parte Norte. En la montera pueden considerarse materiales detríticos y las margas y arcillas del Keuper, pero está esencialmente formada por suelos resultado de la alteración del macizo ofítico hasta el grado IV. La profundidad varía de unos lugares a otros a lo largo de la cantera, oscilando de entre 1-2 metros y 8-9 metros a lo largo de los frentes. En la parte más superficial se observa en algunas zonas un suelo detrítico derivado de la formación del Keuper, con un espesor que no supera el metro y medio.

### **6.3.3. Descripción de la red de fracturación**

#### *6.3.3.1. Introducción*

Dado que la explotación de la cantera se verifica mediante extracción de roca a cielo abierto, la morfología inicial de la zona de cantera se modifica, sobre todo en lo que se refiere a las pendientes naturales. En los frentes se crean nuevas pendientes, los taludes de los bancos cuya estabilidad depende de la pendiente y de la resistencia del macizo.

El rendimiento económico de la explotación obliga a optimizar el laboreo para que el gasto en posibles voladuras, el movimiento de tierras y la extracción del material sean mínimos. En este planteamiento entran en conflicto la obtención de pendientes tan altas como sea posible dentro de un margen de seguridad y las condiciones intrínsecas del macizo. El conocimiento de estos condicionantes geológicos permite identificar los posibles problemas que se pueden presentar.

Como la montera de alteración es una capa en general delgada y los frentes son de altura limitada, el comportamiento del macizo, considerado como un medio rocoso discontinuo, viene determinado por la red de discontinuidades.

Los tipos de inestabilidad serán o roturas en bloque, a lo largo de un plano de discontinuidad buzando hacia afuera del talud, o roturas en cuña, a lo largo de la combinación de dos discontinuidades cuya intersección sale hacia fuera del talud. El equilibrio se pierde cuando la componente tangencial del peso de un bloque de roca



limitado por discontinuidades supera la resistencia al deslizamiento. Esta resistencia viene dada por la cohesión y el rozamiento (rugosidad o relleno) a lo largo de la discontinuidad de potencial rotura. La componente tangencial del peso dependerá del tamaño de bloque de roca, de su buzamiento y de los parámetros resistentes de la roca a lo largo de la discontinuidad. En el caso de un macizo muy fracturado, como es el caso de algunos puntos de la cantera de Bóveda de la Ribera, se pueden producir roturas o deslizamiento de tipo circular controlado más bien por una superficie de deslizamiento general.

El tamaño del bloque depende del número de familias de discontinuidades, de la frecuencia de planos de cada una o, dicho de otra forma, de su espaciado y de la altura de los taludes (esta última al limitar un tamaño máximo).

La resistencia depende de ciertos rasgos geomecánicos de los planos de discontinuidad, tales como la cohesión, la ondulación, el rozamiento, la presencia de rellenos, grado de alteración y presencia de agua.

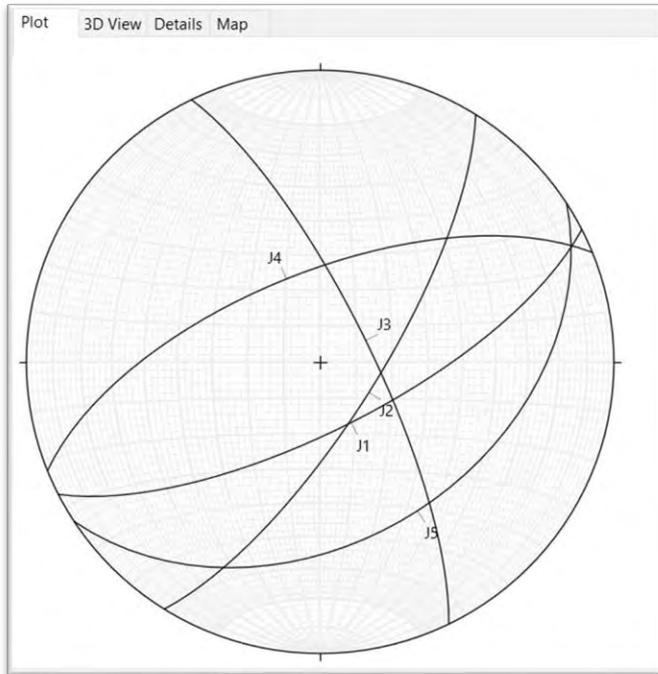
La posibilidad de deslizamiento de bloques o cuñas dependerá también de la orientación respecto a los taludes. Así únicamente deslizan aquellos bloques que se sitúen sobre una discontinuidad que sale por el talud buzando hacia afuera y las cuñas cuya intersección tengan una orientación apropiada respecto al talud. También se pueden producir caídas y desprendimientos de bloques de tamaño medio o pequeño controlados especialmente por discontinuidades no sistemáticas.

#### 6.3.3.2. Orientación y número de familias

Del análisis de las principales familias de discontinuidades, se definen para toda la cantera cinco familias de discontinuidades. Tomando el número de diaclasas de la familia menos frecuente como 1, se da un factor relativo de frecuencia, F, a efectos de comparación. Los datos de las familias de discontinuidades se representan en la siguiente tabla:

Familia	Dir.Buzamiento Medio	Buzamiento Medio	Importancia	Factor frecuencia
J1	153	71	Principal	5,57
J2	122	74	Principal	4,23
J3	64	76	Principal	1,54
J4	338	65	Subordinada	0,5
J5	147	39	Subordinada	0,5

Tabla 6.3. Familias de discontinuidades.



*Ilustración 6.10. Representación estereográfica de los planos medios de las familias de discontinuidades existentes en la cantera de Bóveda de la Ribera. (Elaboración propia Stereonet)*

### 6.3.3.3. Continuidad

La continuidad de los planos de diaclasa no se ha podido establecer con rigurosidad en planta según el rumbo, pero sí en el sentido del buzamiento. Este parámetro oscila entre baja y moderada. Las tres familias de diaclasado J1, J2 y J3 más frecuentes tienen continuidades de 1 a 3 metros. En ocasiones estas continuidades alcanzan valores de hasta 10 metros. Para el análisis de estabilidad de los bancos, la media de continuidad de todos ellos se puede considerar como de baja a media (1 a 3 metros). Las otras dos familias, J4 y J5, por el contrario, presentan una continuidad inferior a 1 metro.

Muchas de las diaclasas secundarias no sistemáticas presentan continuidades cortas, de menos de 0,5 metros. En la tabla siguiente se resumen los valores medios obtenidos y clasificados según la ISRM para todo el conjunto del macizo rocoso:

Valor	Clasificación	Frecuencia (%)
<1	Muy baja	9
1 - 3	Baja	53
3 - 10	Moderada	31
10 - 20	Alta	6
>20	Muy alta	1

*Tabla 6.4. Continuidad.*

#### 6.3.3.4. *Espaciado*

Dentro de los espaciados medidos son más frecuentes las discontinuidades juntas (60 a 200 centímetros) y después moderadamente juntas (200-600 centímetros). A continuación, se detalla un resumen del valor medio para todas las familias de discontinuidades y la clasificación de ellos según el ISRM:

Valor	Clasificación	Frecuencia (%)
<20	Extremadamente juntas	0
20 – 60	Muy juntas	11
60 – 200	Juntas	40
200 – 600	Moderadamente juntas	46
600 – 2000	Separadas	3
2000 – 6000	Muy separadas	0
>6000	Extremadamente separadas	0

Tabla 6.5. *Espaciado*.

#### 6.3.3.5. *Geometría de las juntas*

La geometría o forma de los bordes y superficies de las diaclasas influye en el ángulo de rozamiento interno de la misma, de forma que éste aumenta cuanto más rugosa es la diaclasa y, por tanto, también aumenta la estabilidad ante el deslizamiento.

#### 6.3.3.6. *Apertura y rellenos*

La apertura de las diaclasas es importante cuando tiene valores altos, ya que en ese caso los bloques individualizados por diaclasas abiertas o muy abiertas son más susceptibles de deslizar. Las diaclasas de la cantera generalmente se presentan con aperturas importantes de más de 5 milímetros, clasificándose según la ISRM como diaclasas desde abiertas hasta moderadamente abiertas, llegando a tener en ocasiones hasta 2 centímetros en la parte superficial del macizo. Estas aperturas presentan importantes rellenos de minerales hidrotermales tales como epidota y clorita. Junto con ello, la mayoría de las diaclasas presentan películas de óxidos. Por otra parte, se ven aperturas importantes de hasta 5 milímetros en zonas de fallas y con la parte superficial de la cantera debido al aumento del grado de alteración de la roca. Algunas de estas se encuentran con rellenos arcillosos o minerales, producto de la alteración hidrotermal, recristalizados durante la circulación de agua y que pueden llegar a afectar a la estabilidad de los bloques. Es de resaltar además que muchas de las diaclasas presentan manchas verdes amarillentas debido a la circulación de aguas hidrotermales.

#### 6.3.3.7. *Agua*

Se aprecia en el terreno circulación permanente de agua en las diaclasas, especialmente en la parte Norte de la cantera. En general, se aprecia que por los planos circularon, en una primera fase en que la roca se encontraba a mayor profundidad,



fluidos hidrotermales responsables de los rellenos de clorita y quizá en parte de los minerales tipo epidota y otros minerales secundarios. También se observa que a posteriori, con la roca cerca de la superficie, lo hicieron aguas meteóricas infiltradas que depositaron los óxidos de hierro.

#### 6.3.4. Análisis de estabilidad

##### 6.3.4.1. Introducción

Con las posiciones medias de las familias de discontinuidades se han determinado las intersecciones de todas ellas y se han representado frente a la orientación de los taludes de los frentes de explotación. Sobre el diagrama resultante se han reconocido los modelos potenciales de deslizamiento en cada frente, es decir, deslizamientos en bloques (una única discontinuidad), cuñas normales (dos discontinuidades con buzamientos contrarios) o cuñas inversas (dos discontinuidades con buzamiento en el mismo sentido). A continuación, se muestran dichas representaciones. En ellas también se incluye un ángulo de rozamiento interno, que se toma de  $35^\circ$  estimado de los parámetros de resistencia y de estado y condiciones de las discontinuidades. Todos los taludes naturales con ángulos mayores de  $45^\circ$  han deslizado. Junto con eso, si se considera que las discontinuidades presentan en su mayor parte rellenos de arcilla y epidota, se impone un ángulo de fricción menor. Para estar en el lado de la seguridad, se ha supuesto una cohesión nula, algo coherente con el aspecto de la superficie de las discontinuidades en la mayor parte algo abiertas. También se considera que el macizo rocoso drena el agua rápidamente, por lo que el agua no se considera. El resultado es una aproximación.

Como taludes principales se han tomado el frente Norte, con una inclinación de  $60^\circ$ , frente Este con una inclinación de  $65^\circ$  y el frente Oeste inclinado  $53^\circ$ .

Para la representación se ha utilizado el software Stereonet de Cornell University. Sobre un diagrama estereográfico se han comparado los buzamientos con el ángulo de rozamiento. Se han identificado así las posibles inestabilidades en cada frente. El estudio de la estabilidad del talud se basa en el análisis de estabilidad de las cuñas generadas, que en el modelo geotécnico se encuentran por delante del círculo máximo que representa el talud.

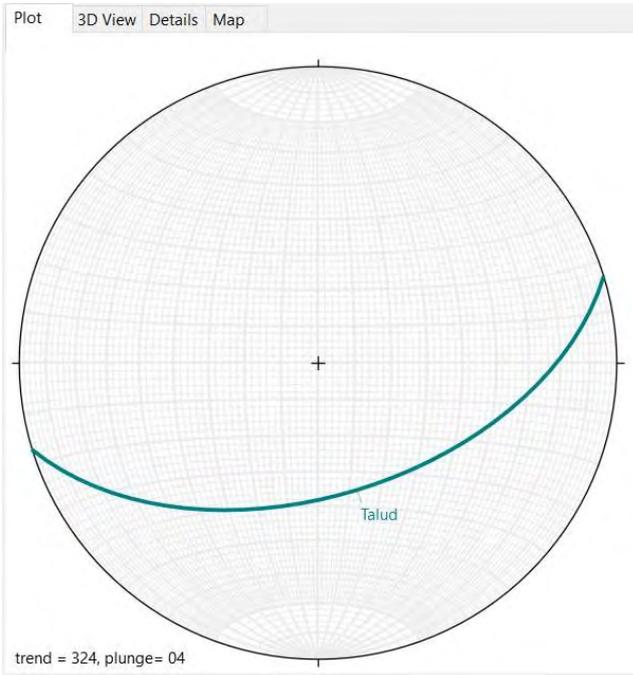


Ilustración 6.11. Frente con talud de dirección Norte (163/53). (Elaboración propia Stereonet)

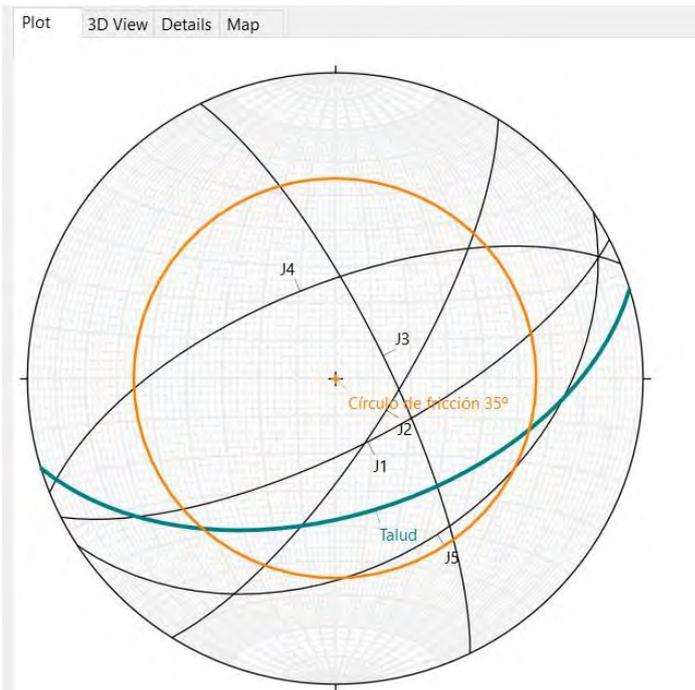


Ilustración 6.12. Representación estereográfica del plano del talud Norte, las posiciones medias de las discontinuidades y el Círculo de Fricción de la cantera de Bóveda de la Ribera. (Elaboración propia Stereonet)

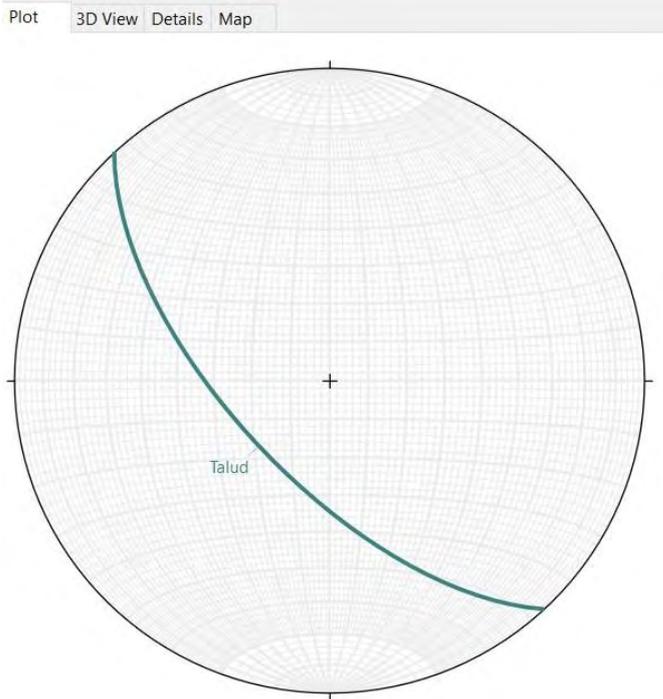


Ilustración 6.13. Frente con talud de dirección Este (223/65). (Elaboración propia Stereonet)

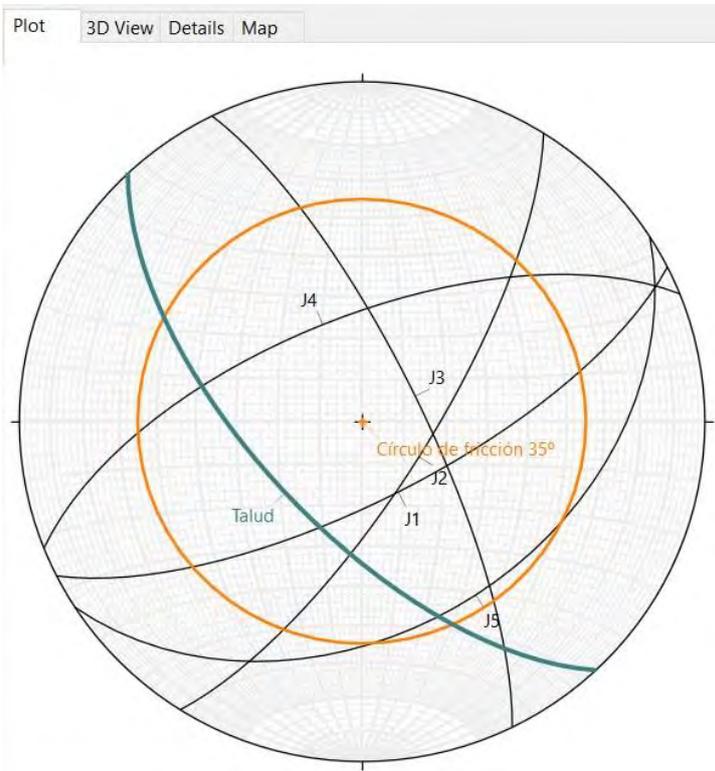


Ilustración 6.14. Representación estereográfica del plano del talud Este, las posiciones medias de las discontinuidades y el Círculo de Fricción de la cantera de Bóveda de la Ribera. (Elaboración propia Stereonet)

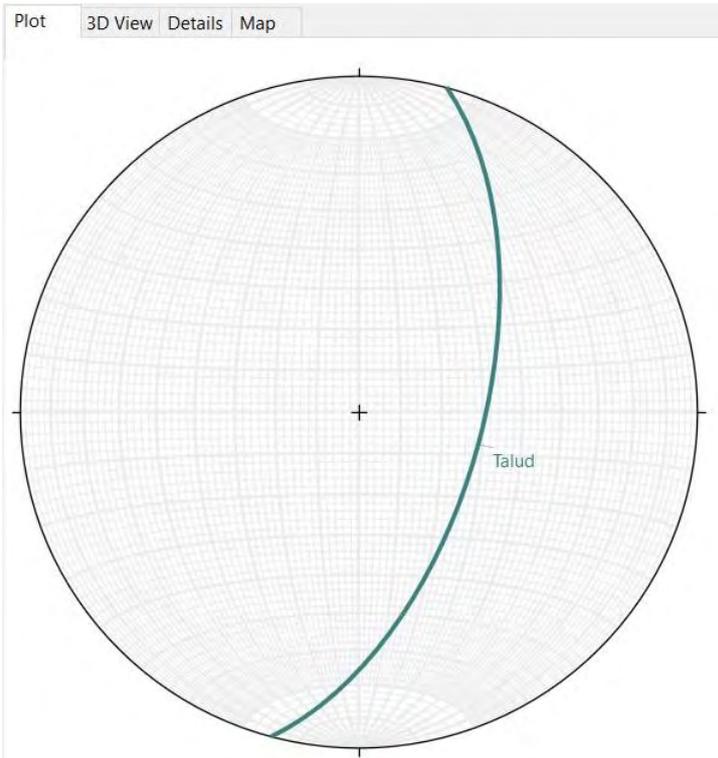


Ilustración 6.15. Frente con talud de dirección Oeste (105/60). (Elaboración propia Stereonet)

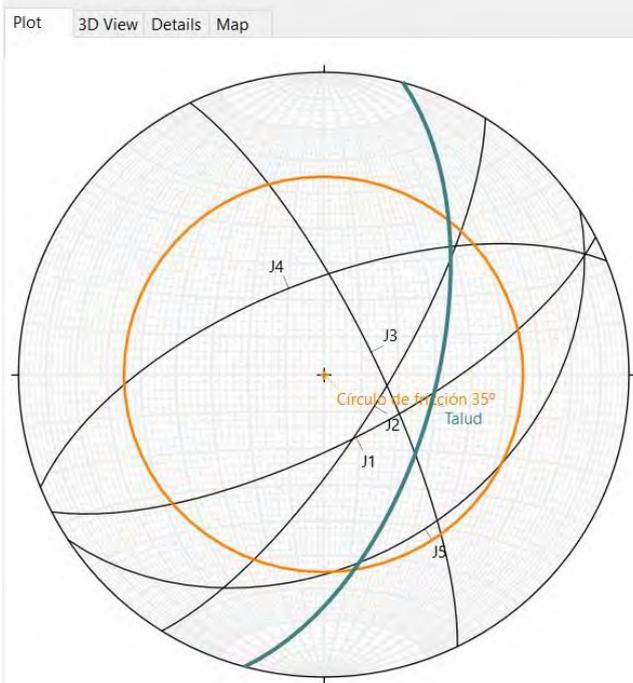


Ilustración 6.16. Representación estereográfica del plano del talud Oeste, las posiciones medias de las discontinuidades y el Círculo de Fricción de la cantera de Bóveda de la Ribera. (Elaboración propia Stereonet)



### 6.3.4.2. Análisis de la estabilidad

La intersección entre las familias de discontinuidades descritas en el apartado anterior origina la formación de cuñas de roca y bloques, las cuales son muy frecuentes. Estos afectan a un gran volumen de rocas debido a la gran continuidad de las diaclasas observadas. No obstante, debido al fuerte grado de fracturación del macizo, la rotura se produce en forma de caídas de bloques y desprendimientos de bloques de tamaño moderado a pequeño.

En los diagramas representados, se observan los estereogramas de las 5 familias juntas y sus intersecciones y los planos de los taludes de los frentes. También se incluye un círculo de rozamiento interno. En estas representaciones se indican las intersecciones de las discontinuidades que pueden dar lugar a unas inestabilidades, Los planos de discontinuidad que forman las cuñas se encuentran situados a uno y otro lado de la línea de intersección, por tanto, se trata de cuñas normales. Esto es el caso de las intersecciones de las familias J1-J2, J2-J5, J2-J4, J3-J5. También se aprecia como algunas intersecciones quedan dentro del círculo y pueden, por tanto, deslizar si se dan otras condiciones para determinar cuñas, este es el caso de las cuñas J1-J3 y J3-J5 en el frente Norte, J3-J5 y J2-J4 en el frente Oeste, mientras que dos de ellas quedan fuera de toda posibilidad de deslizamiento (cuñas J3-J4 y J2-J3). Se observa que la mayoría de las intersecciones medias buzan más que dichos ángulos de rozamiento. Las intersecciones de las familias que dan cuñas inestables (J2-J5, J3-J5 y J2-J4) generan cuñas con ejes relativamente bajos, dando lugar a cuñas potencialmente inestables, aunque con diferentes importancias de inestabilidad dependiendo de la orientación y buzamiento de los frentes de explotación. En estas figuras se ven todas las intersecciones de las discontinuidades que pueden dar lugar a unas inestabilidades.

La cuña J3-J5 es la más frecuente y, por su baja inclinación con respecto a los taludes, la más cercana a la inestabilidad. También se dan inestabilidades por caída de bloques según la dirección media de la familia J2, en dirección 122/74, y J5 en dirección 147/39, paralelamente a los taludes, aunque en general son poco frecuentes. La familia J1, orientada 153/71, genera también inestabilidad.

Las intersecciones se clasifican en función de su frecuencia como “Frecuente”, “Subordinado” y “Escaso”. A continuación, se detalla el resumen de cada una de las intersecciones y bloques que pueden formar en los frentes analizados:

Cuñas	Dirección Deslizamiento	Inmersión	Factor Seguridad	Condición	Importancia
J1-J3	118°	68°	<1	Inestable	Frecuente Talud N
J2-J4	46°	40°	<1	Inestable	Escasa
J2-J5	205°	24°	>1	Estable	Frecuente Talud N, E
J3-J5	143°	39°	<1	Inestable	Frecuente Talud N, O

Tabla 6.6. Características de las cuñas que resultan en el análisis de estabilidad.

Bloque	Dirección de Deslizamiento	Buzamiento	Condición	Importancia
J1	153°	71-80°	Inestable	Talud Norte
J2	122°	65-80°	Estable	Talud Oeste
J5	147°	39-45°	Inestable	Talud Norte

Tabla 6.7. Características de las posibles caídas en bloque.

A partir de la agrupación de familias de discontinuidades descrita anteriormente y de la orientación de los taludes actuales y analizando las condiciones de inestabilidad en cada uno de los frentes se puede señalar que:

- En el frente de dirección Norte se forman varias cuñas que, si se cumplen las condiciones necesarias, serán inestables. Este es el caso de las cuñas J3-J5, J1-J2, J2 y J5; mientras que una de ellas queda fuera de toda posibilidad de deslizamiento, la cuña J2-J4. En el frente las cuñas formadas por la intersección J1-J2 con dirección de deslizamiento 118/68° son las más importantes debido al tamaño de los bloques, que pueden superar los 10 metros de altura del macizo. Otro modelo de rotura dominante es un bloque deslizante sobre J5, es decir, un plano que sale del talud con la orientación 147/39°. La fractura J1 (153/71°) libera este bloque, cuyo tamaño puede oscilar entre 1 y 10 metros, limitada por su continuidad según el rumbo.
- En el frente Este no existe posibilidad de inestabilidad por tipologías de cuña y plano, debido a la orientación favorable de dicho talud, así como por la poca frecuencia de algunas discontinuidades liberadoras de las cuñas. No obstante, en este frente se dan numerosas caídas de bloques y cuñas formadas por otras discontinuidades no frecuentes, casi todas ellas de tamaño más pequeñas y desarrolladas en la parte más superficial de la cantera. Estas son formadas debido a la relajación de tensión, así como al elevado grado de fracturación del macizo debido a la alteración meteórica.
- En el frente Oeste, la superficie potencial de deslizamiento más importante es J2 (122/74), que puede generar una caída en bloque en los taludes entre bancos, de dirección paralela al talud y buzando alrededor de 74° hacia fuera del mismo. Una ligera disminución de la pendiente hasta hacerla coincidir con el plano de discontinuidad estabiliza el talud. El bloque es limitado por otras juntas de la familia J2 y J4. Se dan también los modelos de rotura tanto en cuña según las intersecciones de las familias de las discontinuidades J2-J4 con deslizamientos relativamente bajos (46/40°), así como la cuña J3-J5 con inmersión de 143/39°. Esta última cuña es menos frecuente que la anterior y su tamaño es más pequeño debido a la existencia de otra tercera discontinuidad J1 que la libera.

En los casos del macizo alterado, en este caso el frente Oeste, se ha apreciado que la inestabilidad es grande, sobre todo en los bancos altos, donde el material, más meteorizado y suelto, da lugar a caída de abundante material fragmentado, dando acumulaciones importantes al pie del talud.

### 6.3.5. Discusión y recomendaciones

Tomando en consideración la descripción geotécnica del macizo, los parámetros de las tablas y las observaciones de las inestabilidades ocurridas en los frentes se pueden obtener las siguientes conclusiones.

- El macizo en su conjunto es un material que está algo alterado con una decoloración general por oxidación, pudiéndose clasificar el macizo como roca de grado II (roca algo alterada) o de grado IIIA (roca levemente alterada, es decir, decolorada en toda la superficie y a lo largo de las diaclasas o fallas). Hacia la superficie existe una montera de alteración formada por roca del grado III y IV, es decir roca meteorizada, donde ésta mantiene una coherencia menor, aparece únicamente oxidada y muy fracturada. Se observan también alteración de tipo hidrotermal concentrados en la superficie de las diaclasas.
- El conjunto de rasgos geotécnicos del macizo rocoso y los problemas potenciales relacionados con cada frente determinan la conveniencia de tomar una serie de precauciones durante las operaciones de explotación de los frentes en relación con el problema de la estabilidad. Existen, además, una serie de familias que solo se han observado en uno de los frentes y que se consideran como familias o sistemas locales.
- Las discontinuidades presentan unas características muy homogéneas independientemente de sus familias. En líneas generales presentan espaciados de 0,2 a 0,6 metros, con continuidades entre 1 y 10 metros, superficie tanto ondulada rugosa como lisa, con apretura media de 1 mm y rellenos de epidota, clorita y arcillas de hasta 5 mm. Sus características más importantes, por sus efectos sobre la estabilidad, son el relleno de arcilla y epidota, la superficie ondulada, su continuidad media y su elevado espaciado que compartimenta el macizo rocoso en grandes bloques siguiendo tipologías de roturas planas y cuñas.
- En los casos del macizo alterado, se ha podido apreciar que la inestabilidad es grande, sobre todo en los bancos altos, donde el material más meteorizado y suelto, da lugar a caída de abundante material fragmentado, dando acumulaciones importantes al pie del talud. Cabe destacar también la presencia de zonas muy alteradas en la zona Sur de la cantera, con una fuerte fracturación que disminuye la calidad de la roca.
- En cuanto a la aparición de otro tipo de inestabilidades en los frentes, pueden esperarse algunos desprendimientos de fragmentos de roca en zonas muy localizadas debido al poco espaciado que localmente muestran algunas diaclasas no sistemáticas. Este es el caso del frente Oeste, en la zona de mayor alteración del macizo.
- El conjunto de las características geotécnicas descritas permite suponer unas condiciones adecuadas de estabilidad de los taludes, tanto en bermas como en el conjunto de la explotación, sin que existan condiciones que permitan prever problemas de importante que pongan en entredicho la integridad de ningún sector de la explotación ni los ritmos de explotación. Los problemas en los taludes de los frentes son de tipo localizado y pueden controlarse con facilidad. Existen condiciones que permiten profundizar la explotación hacia el Norte de la cantera sin que se prevea ninguna circunstancia que dé lugar a degeneración de la calidad del macizo rocoso. En cuanto a la aparición de otro tipo de



inestabilidades en los frentes, pueden esperarse algunos desprendimientos de fragmentos de roca en zonas muy localizadas debido al poco espaciado que localmente muestran algunas diaclasas.

En conclusión, se puede apreciar que los posibles problemas de estabilidad en los taludes son relativamente poco importantes y no afectan a la integridad del conjunto de la explotación, aunque hay que tener en cuenta las cuñas J1-J2 y los bloques J2 y J5 por el volumen tan grande de materiales que involucran en caso de existir inestabilidades.

### 6.3.6. Problemas debidos al agua

Para analizar la posible incidencia geotécnica del agua se ha realizado un cálculo de precipitaciones y un balance con la pérdida por evapotranspiración, analizándose el resultado en función de las condiciones hidrogeológicas de la zona de la cantera. Se ha partido de los datos contenidos en la memoria de la Hoja Geológica 1:50.000 del IGME y de las publicaciones de síntesis de hidrogeología, como el Mapa Hidrogeológico de España 1:1.000.000 (ya que no existe el mapa 1:200.000 de la zona). A esta información se han añadido datos climatológicos de diversas fuentes y en especial los contenidos en el estudio "Evapotranspiraciones potenciales y balances de agua en España", del Ministerio de Agricultura.

El área de Bóveda de la Ribera se integra en la cuenca del río Trueba, pequeño afluente del río Nela, que desemboca en el río Ebro por la margen izquierda. Se trata de una zona de características hidrogeológicas complejas. Las formaciones carbonatadas mesozoicas que forman los relieves alrededor de la Depresión de Villarcayo constituyen un sistema acuífero en el que la permeabilidad es a través de fisuras y procesos de karstificación. Las formaciones terciarias en el núcleo sinclinal y los materiales margo-evaporíticos del Keuper de la lengua meridional del diapiro de Salinas de Rosío, son materiales desde el punto de vista hidrogeológico impermeables. Por ello, en la zona de la cantera no pueden esperarse acuíferos importantes y mucho menos con recarga regional. Las condiciones locales controlan el funcionamiento hidrogeológico en el entorno de la cantera. La cantera se sitúa directamente en el macizo de ofitas, un material ígneo fisurado que, en principio, únicamente podría presentar circulación de agua a lo largo de la red de diaclasado. Sin embargo, la existencia de rellenos de alteración deutérica en muchas diaclasas y el abundante material fino, generado por meteorización de la roca básica, hacen prácticamente impermeable el macizo. Sólo se podrían dar acuíferos muy localizados en fracturas, con caudales en general muy pequeños. No se han observado rezumes en la masa ofítica que indiquen la existencia de estos caudales. Más probable es la circulación de agua a través del material suelto y meteorizado del suelo, en la parte superficial de la montera.

El clima de la zona es de tipo mediterráneo húmedo, con una temperatura media anual en la zona de la cantera de unos 12,5°C y unas precipitaciones medias anuales de unos 700 mm. La posibilidad de infiltración en la red de juntas o en el suelo depende del balance de lluvias y evapotranspiración. Para analizar este balance se han tomado datos ya existentes en la estación meteorológica de Medina de Pomar. Se han tomado datos de precipitaciones de la estación y se ha calculado la evapotranspiración mediante el método de Thornthwaite, a partir de los que se obtiene la diferencia y la cantidad que podría infiltrarse.



Los cálculos de Thornthwaite están basados en la determinación de la evapotranspiración en función de la temperatura media, con una corrección en función de la duración astronómica y el número de días del mes. Thornthwaite comprobó que la evapotranspiración era proporcional a la temperatura media afectada de un coeficiente exponencial, a. Se propone la fórmula:

$$Ep = 16 \cdot \left(10 \cdot \frac{T_m^a}{I}\right)^a$$

Ep: Evapotranspiración mensual en mm/mes

T<sub>m</sub><sup>a</sup>: temperatura media mensual en °C

I: Índice de calor anual

$$I = \sum i_j ; j = 1, \dots, 12$$

$$i_j = \left(\frac{T_{m_j}^a}{5}\right)^{1,514}$$

a: Parámetro que se calcula en función de I según la expresión:

$$a = 0,000000675 \cdot I^3 - 0,0000771 \cdot I^2 + 0,01792 \cdot I + 0,49239$$

Los valores de 'I' y 'a' se calculan con sus respectivas fórmulas o mediante la utilización de tablas como en este caso.

Precipitación	MES	T <sup>a</sup> MEDIA	I	Ep	Balance
41	Enero	4,2	0,77	12,69	28,31
5,4	Febrero	6,3	1,42	21,20	-15,80
16,4	Marzo	8,5	2,23	30,97	-14,57
31,6	Abril	9,6	2,68	36,12	-4,52
22,6	Mayo	13,81	4,65	57,22	-34,62
79	Junio	17,6	6,72	77,77	1,23
5,3	Julio	19,6	7,91	89,11	-83,81
6,2	Agosto	19,9	8,1	90,84	-84,64
64,9	Septiembre	18,6	7,31	83,40	-18,50
8	Octubre	13	4,25	53,01	-45,01
136	Noviembre	7,04	1,68	24,40	111,60
132,2	Diciembre	6,5	1,49	22,06	110,14
548,6	Total		49,21	598,79	-50,19

a= 1,265

Balance + = 234,24

Tabla 6.8. Balance de precipitaciones y evapotranspiración. (Elaboración propia)

El balance es positivo entre el mes de noviembre y el mes de enero del año siguiente, incluyendo también junio de 2021, totalizando 234,24 mm la precipitación que o se



infiltra o se va con la escorrentía. Dada la posición de los frentes, el agua susceptible de circular por el macizo rocoso fisurado es la que cae directamente sobre la cantera y algo que podría venir de la parte alta de los relieves adyacentes al NE.

Esto solo podría ocurrir o por la capa superficial del suelo o por las diaclasas, pero éstas están prácticamente cerradas por el material fino de meteorización. No es por lo tanto esperable ningún problema por un exceso de caudal de agua surgiendo en el macizo. Así, el único problema que puede probar el agua es en días de lluvia al facilitar la inestabilidad de los taludes.

### 6.3.7. Sectorización de la cantera

Las diferentes características de los frentes y bancos de la cantera cuando se consideran el grado de meteorización del macizo, los resultados de los ensayos de laboratorio y los problemas de inestabilidad detectados son la base para sectorizar el conjunto de la cantera, destacando los frentes que reúnen buenas condiciones geotécnicas y aislando aquellos que no reúnen las condiciones para la homologación. Los problemas de inestabilidad geotécnica de los taludes de los bancos, en los frentes Oeste y Norte, no influyen de manera decisiva en la sectorización, pero imponen la necesidad de proceder con cuidado para evitar accidentes. Por el contrario, el factor determinante de la calidad de la roca es la meteorización, junto con el grado de fracturación del macizo, que controla localmente el grado de penetración en el macizo de la roca.

El grado de meteorización en el frente depende de su posición respecto de la superficie topográfica. En los puntos más próximos a la superficie, el grado de meteorización es relativamente importante. Esto se observa en el frente Oeste, en parte del frente Norte y en el extremo meridional del frente Este. El frente Oeste es el que muestra menor alteración, sobre todo en su parte baja.

Teniendo en cuenta estas observaciones, se puede sectorizar la cantera de la siguiente forma:

- Sector A: Roca de buena calidad, fresca en la parte baja del banco, más alterada en la parte alta. Corresponde al frente Este y la parte oriental del frente Norte.
- Sector B: Roca meteorizada en grado III o superior. Corresponde esencialmente al frente Oeste y parte occidental del frente Norte.

## 6.4. ENSAYOS DE LABORATORIO

### 6.4.1. Introducción

De acuerdo con las especificaciones del Pliego de Prescripciones Técnicas y Administrativas para el suministro y utilización del balasto, P.R.V. 3-4-0.0. (6ª Edición) de RENFE en su capítulo 2, Características generales de la piedra, se han realizado una serie de ensayos sobre muestras tomadas en el frente de la cantera con vistas a establecer la calidad geotécnica de las rocas a explotar.

Según el pliego anteriormente citado, los ensayos mínimos que deben realizarse, para caracterizar geotécnicamente el material, son:

- Resistencia a compresión simple, determinación mediante ensayo directo.
- Resistencia a la compresión simple, determinada por carga puntual.
- Coeficiente de Desgaste de Los Ángeles.



- Densidad aparente de la roca.
- Porcentaje de absorción de agua.
- Resistencia de la roca a la acción del sulfato magnésico.

A estos se han añadido ensayos de control de calidad de balasto, que comprenden granulometría, limpieza, espesores mínimos, elementos aciculares y desgaste. Con estos ensayos se caracteriza la adecuación o no del proceso de elaboración del balasto a partir de la roca [28].

La situación y características de las muestras se reflejan en la tabla siguiente. Las muestras tomadas en los frentes se han numerado M-1, M-2, M-3 y M4. Las muestras A-1 y A-2 se han tomado de los acopios existentes en la cantera. En todas las muestras se ha realizado el ensayo de balasto completo y en las tomadas en el frente se han realizado, además, ensayo de densidad, carga puntual y absorción de agua.

NÚMERO	LOCALIZACIÓN	ENSAYOS REALIZADOS
F-1	Frente Oeste derecha	L.A., compresión directo, Franklin
F-2	Frente Oeste izquierda	L.A., compresión directo, Franklin
1-361	Acopio	Completo de balasto
2-362	Acopio	Completo de balasto
3-363	Acopio	Completo de balasto
BIA-2657	Explanada	Completo de balasto
BIA-2658	Explanada	Completo de balasto
M-1	Frente Norte izquierda	Completo, densidad, Franklin, absorción
M-2	Frente Norte derecha	Completo, densidad, Franklin, absorción
M-3	Frente Este izquierda	Completo, densidad, Franklin, absorción
M-4	Frente Este derecha	Completo, densidad, Franklin, absorción
A-1	Acopio	Completo de balasto
A-2	Acopio	Completo de balasto

Tabla 6.9. Localización y ensayos realizados sobre las muestras.

#### 6.4.2. Resultados obtenidos

Los resultados de los ensayos se resumen a continuación.

##### 6.4.2.1. Coeficiente de Desgaste de Los Ángeles

Este ensayo se ha realizado en todas las muestras. Los valores y su media se expresan en la tabla siguiente:

MUESTRA	COEFICIENTE DE LOS ÁNGELES
F-1	23,3
F-2	16,0
1-361	16,2

2-362	17,2
3-363	15,4
BIA-2657	15,2
BIA-2658	16,2
M-1	19,81
M-2	14,9
M-3	16,9
M-4	17,9
A-1	20,5
A-2	18,0
Media de Ensayos de balasto	17,5
Media de Ensayos sin F-1, F-2, A-1 y A-2	16,6

Tabla 6.10. Resultados del ensayo de desgaste (Coeficiente de Los Ángeles).

Aunque la media del conjunto de muestras cumple, al estar por debajo del valor de 19,0 del Pliego, se observa una cierta heterogeneidad en los resultados, lo que no puede atribuirse a un cambio litológico, dada la gran homogeneidad en la composición de las ofitas en toda la cantera. La causa reside en el diferente estado de alteración del material ensayado, como consecuencia de contaminación con material de la montera.

- Las muestras F-1 y F-2 se tomaron de piedra suelta de pequeños tamaños, ni de balasto fabricado en planta, y esto siempre produce un desgaste mayor por la presencia de muchos bordes agudos en las piedras. Por otra parte, ambas muestras se tomaron en el frente Oeste, el más alterado. Este frente no va a ser explotado, por lo tanto, consideramos el valor de la muestra F-1 no representativo, así como la media de los dos ensayos F-1 y F-2.
- Los valores de las muestras 1-361, 2-362, 3-363, BIA-2657 y BIA-2658 son representativos de un comportamiento genérico del material, pero no permiten diferenciar frentes ni localización dentro de ellos, con lo que los problemas de mezcla juegan aquí un papel importante. Todos los valores cumplen y la media de ellos es de 16,4 %.
- De las muestras tomadas en los frentes en la última serie, la muestra M-1 estaba en el frente Norte muy próxima al frente Oeste, alterado. Esto explica que haya más material de la parte superior del talud más alterado, lo que se corrobora con el valor alto de absorción de agua, que se verá a posteriori, y su densidad más baja, y de ahí su anómalo valor de 19,8 en el Coeficiente de Los Ángeles. Son más representativos los valores de otras muestras, M-2, M-3 y M-4, si bien ésta última parece también algo anómala, con un valor de 17,9 %.
- Las muestras A-1 y A-2, tomadas del acopio, carecen de los defectos apuntados de mezcla de material de distinto grado de alteración y de falta de control del punto de arranque. Ambas muestras dan un valor alto, de 18 y 20,5 %.



Para obtener un promedio más próximo al valor propio de estas rocas se deberían eliminar como mínimo las muestras F-1, M-1, A-1 y A-2, con lo que la media quedaría en 16,2 %.

#### 6.4.2.2. Resistencia a la compresión simple, ensayo directo

Siguiendo el Pliego se ha tratado de caracterizar la resistencia a la compresión mediante ensayo directo sobre las muestras F-1 y F-2. El ensayo se realizó en los laboratorios de RENFE y llevó consigo la fabricación de testigos de 75 mm de diámetro y 150 mm de altura, sacados de los bloques tomados en la cantera. De la muestra F-1 fue imposible obtener testigo por aparecer fisuras demasiado numerosas. Se sacaron dos testigos de la F-2, denominados F-2A y F-2B. La primera rompió por una fisura y dio un valor muy bajo. Los resultados se muestran en la tabla siguiente:

MUESTRA	TENSIÓN DE ROTURA (Kp/cm <sup>2</sup> )
F-1	-
F-2A	469.7
F-2B	1.309.3

Tabla 6.11. Resultados de los ensayos de compresión simple directa.

Como se puede observar, el único valor algo aceptable, aunque no representativo, es el de la muestra F-2B, dado el defecto de las fisuras no visibles al recoger la muestra, pero puestas de manifiesto al tratar de fabricar el testigo para el ensayo. Como sucede siempre con este ensayo, el resultado no es representativo y debe realizarse el ensayo de carga puntual para determinar un valor de resistencia a la compresión indicativo de la realidad.

#### 6.4.2.3. Carga puntual Franklin

Este ensayo es el que se utiliza para caracterizar la resistencia a la compresión simple con más garantía de éxito que con el ensayo directo. En este ensayo se obtiene el índice  $I_s(50)$  y, a partir de este índice mediante la fórmula de Broch y Franklin, se puede calcular la resistencia a la compresión. Los resultados se reflejan en la tabla siguiente. En ellos se puede ver que todos los valores están muy por encima del valor mínimo del Pliego, establecido en 1.200 kg/cm<sup>2</sup>. El valor medio de 1.823,9 kp/cm<sup>2</sup> es un valor representativo de la resistencia a la compresión simple de estas rocas.

$$I_s = \frac{P}{D^2}$$

$I_s$ : índice de carga puntual Franklin (kN/mm<sup>2</sup>=KPa)

D: diámetro equivalente a la probeta (mm)

P: Carga utilizada en momento de rotura

MUESTRA	F-1	F-2	M-1	M-2	M-3	M-4	MEDIA
$I_s(50)$	5,30	6,61	9,43	7,47	9,32	7,23	7,56
R.C. Kp/cm <sup>2</sup>	1.297,4	1.618,1	2.263,1	1.792,8	2.236,8	1.735,2	1.823,9

Tabla 6.12. Valores de  $I_s(50)$  y de resistencia a la compresión (R.C.) según ensayo de carga puntual Franklin.

#### 6.4.2.4. *Peso específico*

El peso específico se calcula, a partir de los pesos de la muestra seca, sumergida y saturada en agua con superficie seca. La absorción de agua viene dada por la diferencia en pesa de la muestra saturada y seca.

Este ensayo se realizó en cuatro muestras de la última serie de muestras y los resultados se resumen en la tabla descrita a continuación.

MUESTRA	M-1	M-2	M-3	M-4	MEDIA
(gr/cm <sup>3</sup> )	2,746	2,814	2,826	2,793	2,794

Tabla 6.13. Valores del ensayo de peso específico.

#### 6.4.2.5. *Absorción de agua*

La absorción de agua viene dada por la diferencia en peso de la muestra saturada y de la seca.

Se ensayaron las cuatro muestras tomadas en los frentes en la segunda serie. Excepto la muestra F-1, que todo indica que se trata de una muestra alterada, los valores en general superan levemente el límite del 0,5 % que el Pliego establece para tener que realizar el ensayo de durabilidad frente a la acción de la helada. El valor medio de absorción es de 0,73 %, valor que, aún eliminando el F-, sigue siendo superior al límite.

MUESTRA	F-1	F-2	F-3	F-4	MEDIA
Absorción (%)	1,14	0,55	0,55	0,68	0,73

Tabla 6.14. Valores de los ensayos de absorción de agua.

#### 6.4.2.6. *Ensayo de heladicidad mediante la acción del sulfato sódico o magnésico*

Este ensayo determina la resistencia a la desintegración de los áridos por la acción de soluciones saturadas de sulfato sódico o magnésico. Da una información útil para juzgar la calidad de los áridos que están sometidos a la acción de los agentes atmosféricos (heladicidad), sobre todo si no se dispone de datos sobre el comportamiento de los materiales que se van a emplear en las condiciones climatológicas de la obra.

El modus operandi es el siguiente: después de preparar la solución de sal y pesadas las muestras en las cantidades que señala la norma para los diferentes tamaños se lavan y desecan hasta peso constante, colocándolas por separado en los recipientes perforados propios de este ensayo.

Las muestras se sumergen en la solución de sulfato sódico o magnésico durante un periodo de tiempo comprendido entre 16 y 18 horas, manteniendo una temperatura de 21°C. Después del período de inmersión, se dejan escurrir 15 minutos y se meten en

una estufa desecándolas hasta peso constante. El proceso de inmersión y desecación se continúa hasta el número de ciclos especificado (normalmente 5 ciclos).

Después del ensayo, se hacen exámenes cualitativos y cuantitativos, dándose como resultados del ensayo:

- El peso de cada fracción de la muestra antes del ensayo.
- Pérdida media calculada con el tanto por ciento de la pérdida de cada fracción, teniendo en cuenta la granulometría inicial.

Para este ensayo, se disponen resultados de unos ensayos previos. Concretamente se ensayó una muestra de ofita (Muestra M-1, referencia 1295/97) en los Laboratorios de Ingeniería TRIAX S.A. El resultado fue de una pérdida de 0,44 %, por debajo del valor del 8 % establecido por el Pliego.

#### 6.4.2.7. Granulometría

Este ensayo se realizó en un total de 11 muestras, en todas menos la F-1 y F-2. Los resultados se muestran a modo de resumen en la tabla siguiente, indicando en rojo donde se ha observado algún valor que incumple el Pliego en el rango rechazable. Como puede apreciarse, se observa cumplimiento en todos los tamices en las muestras de la primera serie excepto en la muestra BIA-2657, en la cual en el tamiz de 45 mm aparece un valor rechazable. En las muestras de la segunda serie, los resultados son algo peores, pues hay incumplimiento rechazable en el tamiz de 80 mm, en las muestras M-1 y M-2, y valores rechazables en el tamiz de 45 mm, en las muestras M-2, M-3 y M-4.

MUESTRA	GRANULOMETRÍA: % Retenido por los tamices (en peso)						
	80 mm	71 mm	63 mm	45 mm	31,5 mm	25 mm	20 mm
1-361	0,0	0,0	8,5	59,5	98,2	99,7	99,8
2-362	0,0	0,0	11,1	61,2	97,0	99,5	99,5
3-363	0,0	0,0	11,6	63,7	98,2	99,7	99,8
BIA-2657	0,0	0,81	16,26	84,0	99,29	99,8	99,87
BIA-2658	0,0	0,0	7,37	66,71	98,64	99,87	99,87
M-1	0,0	4,0	10,0	70,7	98,6	99,4	99,5
M-2	1,1	3,2	12,7	81,8	99,5	99,5	99,6
M-3	0,6	2,7	15,5	78,8	99,2	99,6	99,7
M-4	0,0	2,8	16,7	79,6	99,4	99,4	99,5
A-1	0,0	0,5	6,2	71,3	99,5	99,8	99,8
A-2	0,0	1,4	8,5	60,2	97,7	99,4	99,6

Tabla 6.15. Resultados de los ensayos de granulometría.

#### 6.4.2.8. Limpieza

La limpieza de balasto se determina mediante los ensayos de partículas finas (vía seca) y de finos (vía húmeda).

#### 6.4.2.8.1. Partículas finas

El objeto del ensayo es determinar la cantidad de material fino (que pasa por el tamiz de abertura 0,5 mm), que contiene la muestra de balasto. El porcentaje admisible de dicho material fino no debe exceder del 0,6% del total de la muestra (tipificado en la categoría A de la Norma UNE-EN 13450), aunque se admite una tolerancia penalizada por el sistema P.I.T. hasta el 0.8%.

Al realizar el análisis granulométrico sobre muestras secas sin lavado previo, la fracción de muestra que pasa por el último tamiz ciego de fondo es la que se utiliza para realizar el ensayo de limpieza de la piedra (determinación del material fino que pasa por el tamiz 0,5 mm).

El material retenido de fondo correspondiente al ensayo granulométrico, referenciado anteriormente, se tamiza en seco mediante un tamiz de luz de malla cuadrada de 0,50 mm de abertura, sobre una bandeja cuadrada de 40 cm de lado. Una vez efectuado este tamizado se pesa todo el material retenido en dicho tamiz mediante una bandeja, en la balanza de resolución 1g y precisión 0,1% de la muestra para ensayo. A continuación, se anota dicho peso en la correspondiente Hoja de Cálculo, la fracción que ha pasado por el tamiz de 0,5 mm se recoge en una bandeja pequeña y se guarda hasta el finalizar los ensayos, por si hubiese que utilizarla para la determinación de finos por lavado.

#### 6.4.2.8.2. Finos (Polvo)

El objeto de este ensayo es determinar la cantidad de material fino que pasa por el tamiz de 0,063 mm), procedente del machaqueo y de otras causas, que contiene la muestra del balasto que se ensaya. Se ha de realizar por vía húmeda y el porcentaje de dicho material fino no debe exceder del 0,5% del total de la muestra (tipificado en la categoría "A" de la norma UNE-EN, aunque se admite una tolerancia penalizada por el sistema P.I.T. hasta el 0,7%.

Cuando se tenga que realizar este ensayo, convendrá realizarlo después de secar la muestra en estufa durante 2 horas. A continuación, se pesa la muestra, se anota la pesada y se procede al lavado de la muestra siguiendo el procedimiento descrito en la Norma EN 933-1. Este lavado debe ser suficiente para obtener la completa separación y suspensión de los finos.

El método operativo es el siguiente; Se mojan ambos lados de un tamiz de 0,063 mm y se coloca encima de él un tamiz de protección. Se vierte el contenido del recipiente de lavado del balasto poco a poco por el tamiz superior y se continúa el tamizado mediante lavado hasta que el agua que fluya por el tamiz de ensayo de 0,063 mm sea clara. Una vez efectuado el correspondiente lavado y tamizado por el tamiz 0,063 mm, se ha de secar nuevamente la muestra total resultante, retenida en dicho tamiz a  $110 \pm 5$  °C durante un mínimo de 10 horas. Una vez seco y frío se pesa todo el material retenido en dicho tamiz mediante las bandejas necesarias, en la balanza de resolución 1g y precisión 0,1% de la muestra para ensayo.

Todas las muestras ensayadas dan valores de contenido en polvo por debajo del límite del Pliego, establecido en 0,5 %. La media de todas las muestras es de 0,19 %.

MUESTRA	LIMPIEZA (%)
1-361	0,14



2-362	0,31
3-363	0,14
BIA-2657	0,11
BIA-2658	0,11
M-1	0,30
M-2	0,20
M-3	0,20
M-4	0,20
A-1	0,20
A-2	0,20
MEDIA	0,19

Tabla 6.16. Valores resultantes del ensayo de limpieza.

#### 6.4.2.9. Espesor mínimo de los elementos granulares

Todas las muestras ensayadas cumplen con las especificaciones del Pliego. Los elementos entre 16 y 27 mm se ajustan muy bien al valor de C medio,  $C_{medio} = 39,5 - 16,2 = 23,3 \%$ , del Pliego al dar valores entre 4,30 y 18,8 %, tal como se observa en la tabla siguiente. En cuanto a los elementos menores de 16 mm, los valores oscilan entre 0,40 y 1,72 %, muy inferiores también al máximo admitido del 5 % del peso total.

MUESTRA	Retiene entre 25 y 16 mm (%)	Pasa por 16 mm (%)
1-361	18,8	1,30
2-362	16,5	1,70
3-363	16,1	1,30
BIA-2657	6,88	0,35
BIA-2658	15,19	1,72
M-1	6,50	0,90
M-2	6,10	0,50
M-3	5,20	0,70
M-4	5,40	0,70
A-1	4,30	0,40
A-2	8,50	1,60
MEDIA	9,95	1,01

Tabla 6.17. Resultados de los ensayos de espesores mínimos.

#### 6.4.2.10. Elementos aciculares

En este ensayo se encontraron valores siempre claramente dentro de los límites admisibles, ya que las muestras dan resultados entre 4,1 y 6,6 %, todas ellas por debajo del 7 % admisible según el Pliego.

MUESTRA	ACICULARES (%)
1-361	4,4
2-362	4,3
3-363	2,5
BIA-2657	1,43
BIA-2658	3,36
M-1	2,9
M-2	5,8
M-3	5,2
M-4	3,8
A-1	2,7
A-2	4,8
MEDIA	3,74

Tabla 6.18. Resultados del ensayo de elementos aciculares.

#### 6.4.3. Conclusiones

Los resultados de los ensayos muestran que las ofitas de la cantera de Bóveda de la Ribera poseen propiedades geotécnicas que las hacen aptas para la fabricación de balasto.

Se trata de una roca con un desgaste por debajo del límite establecido por el Pliego. La media de los ensayos está en 17,5 %, pero si se eliminan las muestras claramente no representativas, tal como se discute en el apartado 6.4.2.1, el valor sería de 16,2 %. Es, de todos modos, un valor algo alto para lo que es una ofita, y la existencia de valores de 14,9 y 15,2 % en algunos ensayos que indican que la roca fresca, como la que aparece en la base del frente, estará alrededor de 15 %.

La resistencia a la compresión simple es elevada, con un valor medio de 1.823,9 Kp/cm<sup>2</sup>. A su vez muestra una absorción de agua levemente por encima del 0,5 %, por lo que tiene que considerarse la resistencia a la acción del sulfato sódico o magnésico. La pérdida por acción del sulfato sódico o magnésico es de 0,44 %, por debajo del valor establecido por el Pliego, por lo que no cabe esperar problemas ligados a la heladicidad. Respecto del proceso de fabricación las muestras de este estudio dan resultados totalmente correctos en los aspectos de limpieza, elementos retenidos entre los tamices de 25 y 16 mm, elementos que pasan el tamiz de 16 mm, el porcentaje de aciculares. Únicamente en los ensayos granulométricos existen algunos problemas, concretamente en el tamiz de 45 mm, donde el porcentaje retenido supera algo el límite establecido entre 40 y 70 en varias muestras.



Ensayo	Resultados	Exigencia	Cumple
Coefficiente de Desgaste de Los Angeles	17,5	<19,0	SÍ
Resistencia a la compresión simple, ensayo directo	NS	NS	-
Carga puntual Franklin	1.823,9	>1.200	SÍ
Peso específico	2,794	-	-
Absorción de agua	0,73%	<0,50%	NO *
Ensayo de heladicidad	0,44%	<8%	SÍ
Limpieza	0,19%	<0,5%	
Espesor mínimo de los elementos granulares	Entre 4,3 y 18,8%	<23,3%	SÍ
	Entre 0,40 y 1,72%	<5%	SÍ
Elementos aciculares	Entre 4,1 y 6,6%	<3,74%	SÍ

Tabla 6.19. Resumen de resultados (Elaboración propia)

(\*) Al no cumplir, se ha de realizar el Ensayo de heladicidad.

## 7. CUBICACIÓN Y EXPLOTACIÓN

Para la realización de este apartado se ha procedido a la toma de datos del estudio realizado por la empresa Lurgintza.

Dicho estudio consta de un inventario geológico, una campaña de investigación con sondeos mineros y prospección geofísica, las características químicas y mecánicas del yacimiento y una cubicación y tonelaje de las reservas canterables. Es este último punto el que aquí se adjunta estando el trabajo completo en poder de la propiedad.

### 7.1. RESERVAS CANTERABLES ESTIMADAS

Se ha realizado una cubicación de la masa de ofitas basándose en los siguientes criterios:

- La explotación se llevará a cabo a partir de la cota de la cata en forma de cantera. Dicha cota es 755 m.
- La explotación del yacimiento se realizará en la horizontal, por el método de bermas, pero sin profundizar en la cota anteriormente citada.
- Que existe un porcentaje de estéril en la explotación entre el 20 y 23 % del volumen. En este porcentaje va incluida la cobertura.
- La densidad de la ofita oscila entre 2,75 y 3,00 t/m<sup>3</sup>. Por la fracturación de la roca, se toma 2,75 t/m<sup>3</sup>.

El cálculo de volumen se realizó por el método de bandejas de curvas de nivel. La separación entre curvas es de 5 metros. No se contabilizó el volumen de contacto entre bandejas correspondiente a la pendiente del terreno.

BANDEJA	COTA M	AREA M <sup>2</sup>	POTENCIA M	VOLUMEN M <sup>3</sup>	DENSIDAD	RESERVAS t
1	790	3.000	5	15.000	2,794	41.910
2	785	11.425	5	57.125	2,794	159.607,25
2'	785	9.625	5	48.125	2,794	134.461,25
3	780	54.062,5	5	270.312,5	2,794	755.253,125
4	775	82.812,5	5	414.062,5	2,794	1.156.890,63
5	770	108.750	5	543.750	2,794	1.519.237,5
6	765	129.062,5	5	645.312,5	2,794	1.803.003,13
7	760	135.937,5	5	679.687,5	2,794	1.899.046,88
8	755	138.125	5	690.625	2,794	1.929.606,25
TOTAL				3.364.000		9.399.016,06

Tabla 7.1. Cubicación por el método de bandejas de curvas de nivel. (Fuente Lurgintza)

La masa canterable corresponde al macizo de ofita, situado en el cerro de cota 793 m. Este macizo tiene un área de unos 214.687 m<sup>2</sup>, y queda bien individualizado entre el Keuper. En tres dimensiones aparece como un cuerpo tabular, con una geometría bien conocida gracias al estudio de evaluación y cubicación de Lurgintza. El contacto inferior del macizo está claramente mecanizado en una potencia de 2 a 3 metros, dando lugar

a brechificación intensa. Además, en la superficie topográfica, se puede estimar suelo vegetal de unos 3 metros de espesor y una zona de montera, con ofita meteorizada y fracturada, que puede llegar hasta los 9 metros. En el estudio de cubicación se realizaron dos sondeos mecánicos que alcanzaron los 68 y 60 metros. Se realizaron también 5 sondeos eléctricos verticales (SEV) para apoyar los resultados y extenderlos al conjunto del macizo.

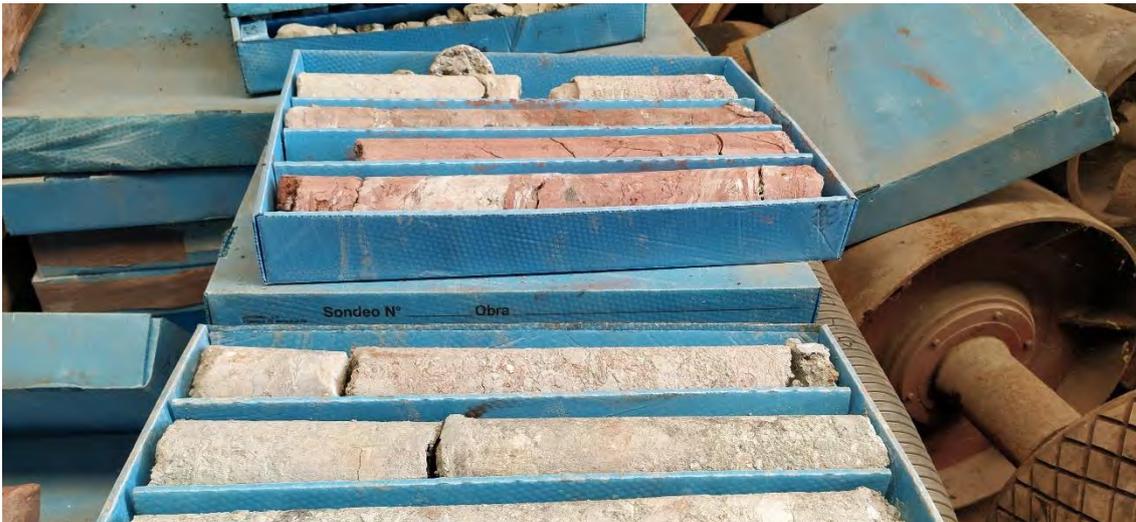


Ilustración 7.1. Sondeos con muestra de ofita fracturada (Elaboración propia)

Los cálculos que resultan del estudio con sondeos permiten estimar la reserva total del macizo por encima de la cota 755 en unos 3.364.000 m<sup>3</sup> que se convierten en 2.691.200 m<sup>3</sup> si se eliminan los estériles, que se calcularon en un 20-23%. Tomando una densidad media equivalente a la obtenida en los ensayos de laboratorio, es decir 2,794 g/cm<sup>3</sup>, esta cifra corresponde a 7.519.213 t de roca de tipo ofítico. Si se considera el material bajo la cota de 755 m la potencia máxima llega a 52 m y la reserva total se sitúa en una cifra entre 9.329.760 y 10.500.000 m<sup>3</sup>.

Volúmenes por sectores	Reservas calculadas
<b>Volumen total del cuerpo de ofitas sobre cota 755</b>	3.364.000 m <sup>3</sup>
<b>Volumen sobre cota 755 sin el estéril</b>	2.691.200 m <sup>3</sup>
<b>Reserva aprovechable en peso, sobre 755 m</b>	7.519.213 t
<b>Reserva total incluido volumen por debajo de 755</b>	9.329.760 a 10.500.000 m <sup>3</sup>

Tabla 7.2. Reservas estimadas canterables. (Elaboración propia)



*Ilustración 7.2. Sondeo con material del Keuper y ofita (Elaboración propia)*

## **7.2. GEOMETRÍA Y RITMO DE EXPLOTACIÓN.**

Los métodos de explotación a cielo abierto se dividen en los siguientes:

- Cantera.
- Corta.
- Descubiertas.
- Terrazas.
- Minería de contorno.
- Minería hidráulica.
- Graveras.
- Lixiviación.
- Métodos especiales o mixtos.

En el caso de Bóveda de la Ribera, se trata de una cantera, es decir, de una explotación y aprovechamiento de un recurso mineral con las siguientes premisas a cumplir:

- Actividades sujetas a una gran legislación Medio Ambiental y percepción Social.
- Los materiales explotados y puestos en valor implican un cumplimiento exhaustivo de normas de calidad y estándares de homogeneidad.
- Los sistemas productivos cada vez más especializados y técnicamente más desarrollados.
- Ajuste de los proyectos mineros a técnicas más seguras y con medios más modernos en cumplimiento de la normativa preventiva.

El hecho de una demanda creciente de este tipo de recursos minerales y el empleo de los mismos en actividades con gran relevancia social, son fuente de una clara trayectoria ascendente función del crecimiento de la población, de la riqueza per cápita y de una sociedad del bienestar.

El creciente valor intrínseco de este sector es motivado por:

- Gran demanda y necesidad.
- Desarrollo estratégico para mercantiles que desarrollan su actividad en la construcción.



- Aumento de las limitaciones de apertura de nuevas explotaciones desde el punto de vista ambiental y social, y consecuentemente una reducción sustancial de los yacimientos explotables.
- Actualmente, debido a su carácter de regulación y escasez del recurso mineral, se desarrollan las actividades de valorización y reutilización de productos naturales o no naturales con el fin de generar este producto.

Las canteras, de forma general, se pueden clasificar en:

- Canteras de áridos: zahorras, rellenos, escolleras, asfaltos, hormigones, balastos...
- Canteras de roca ornamental: granitos, pizarras, mármoles...
- Canteras de rocas y minerales industriales: cementos, ladrillería, cerámica, vidrio...

### 7.2.1. Tipología de las explotaciones

Una vez clasificadas las canteras, se procede a la división de los tipos de canteras existentes dentro de la denominación canteras de áridos:

#### 7.2.1.1. *Canteras en terrenos horizontales*

Se desarrollan en yacimientos masivos con gran extensión y cuya profundización se realiza mediante la apertura en superficie de tajo en trinchera y posterior desarrollo en extensión.

Ventajas:

- Una vez excavado un hueco con las suficientes dimensiones, es posible instalar la planta de tratamiento dentro del mismo, consiguiéndose un menor impacto y una menor ocupación de terrenos.
- Permiten proyectar la pista general de transporte en una posición que no tenga que moverse en mucho tiempo.
- Permiten la instalación de un sistema de cintas transportadoras.

Desventajas o inconvenientes:

- Efectuar el transporte de materiales contra pendiente.
- Mayores costes en el dimensionamiento adecuado de los sistemas de drenaje y bombeo para mantener seca la explotación.

#### 7.2.1.2. *Canteras en ladera*

Explotaciones presentes mayoritariamente en la zona central y norte de España, siendo estas las más abundantes. Caracterizadas por estar compuestas de gran cantidad de bancos, con el fin de poder desarrollar la explotación racional del aprovechamiento óptimo del recurso al tener que salvar elevada diferencia de cota y generalmente sobre una morfología abrupta.

Según la dirección de los trabajos de excavación, pueden distinguirse las siguientes alternativas:

##### 7.2.1.2.1. Avance frontal y frente de trabajo de altura creciente.

- Facilidad de apertura y desarrollo de explotación.



- Inicialmente mínima distancia del punto de arranque hasta la zona de tratamiento.
- Un único frente activo, con altura creciente en morfología alomada.
- Imposibilidad de restauración hasta la finalización de la explotación.

#### 7.2.1.2.2. Excavación descendente y abandono del talud final en bancos altos.

- Apertura inicial complicada por la necesidad de inversión elevada en sistemas auxiliares de pistas y accesos e infraestructuras duraderas para todo el desarrollo de la explotación.
- Sistema de laboreo con posibilidad de compensación en etapas intermedias.
- Mayor recorrido desde los puntos de extracción a la planta de tratamiento en estadios iniciales, compensándose a medida que se va descendiendo.
- Desarrollo en laderas abruptas y con elevadas pendientes y desniveles.
- Posibilidad de restauración con antelación a la finalización de la explotación.

#### 7.2.1.2.3. Avance lateral y abandono de talud final.

- Desarrollo en zonas alomadas donde la componente transversal del yacimiento permite desarrollar la explotación de forma lateral, creando un frente único o en número reducido en la componente hacia el interior de la ladera.
- Permite una recuperación de taludes finales una vez excavado el hueco inicial.
- Un recorrido compensado desde los puntos de extracción a la planta de tratamiento tanto en estadios iniciales como finales, compensándose a medida que se va desarrollando la explotación.
- La restauración se realiza desde el inicio de la explotación empleando el método de transferencia.
- Los rechazos y residuos son ubicados en la explotación, no necesitándose estructuras de acumulación (escombreras).

#### 7.2.1.2.4. Explotación en forma troncocónica.

- Explotación caracterizada por tener todos los frentes envolviendo a la zona de labores.
- Inicialmente se comienza en superficie el desarrollo de labores, profundizándose para cada nivel, generando un tronco de cono.
- Se comienza con un recorrido muy cercano a la planta de tratamiento, aumentando a medida que se avanza la explotación en sentido descendente, con la generación de infraestructuras a medida que se desarrolla el proyecto de explotación.
- A medida que se profundiza, se pierde recuperabilidad del yacimiento.
- La restauración se puede desarrollar parcialmente en bancos terminados a medida que se profundiza, son necesarias estructuras de acumulación (escombreras).

### 7.2.2. Diseño de explotaciones

En este tipo de explotaciones, la terminología empleada para el diseño de las mismas es la descrita en el siguiente gráfico:

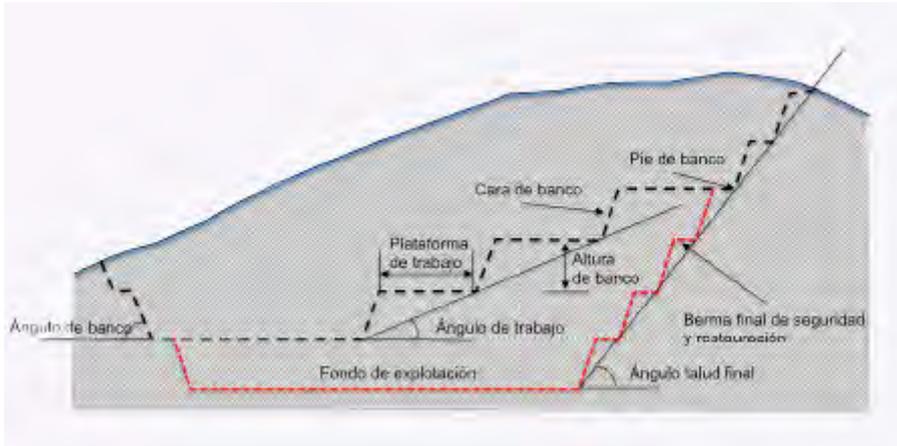


Ilustración 7.3. Diseño de una explotación a cielo abierto (Fuente López Jimeno)

Los términos establecidos en el esquema general de una explotación de exterior son los parámetros geométricos principales a considerar en el diseño, los cuales se definen de la forma:

- **Banco:** es el módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la rebanada que se explota de estéril y/o mineral, y que es objeto de excavación desde un punto del espacio hasta una posición final preestablecida.
- **Altura de banco:** es la distancia vertical entre dos niveles o, lo que es lo mismo, desde el pie del banco hasta la parte más alta o cabeza del mismo.
- **Talud de banco:** es el ángulo delimitado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco.
- **Talud de trabajo:** es el ángulo determinado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentra alguno de los tajos o plataformas de trabajo. Es, en consecuencia, una pendiente provisional de la excavación.
- **Límites finales de la explotación:** son aquellas situaciones especiales hasta las que se realizan las excavaciones. El límite vertical determina el fondo final de la explotación y los límites laterales, los taludes finales de la misma.
- **Talud final de explotación:** es el ángulo del talud estable delimitado por la horizontal y la línea que une el pie del banco inferior y la cabeza del superior.
- **Bermas:** son aquellas plataformas horizontales existentes en los límites de la excavación sobre los taludes finales, que ayudan a mejorar la estabilidad de un talud y las condiciones de seguridad frente a deslizamientos o caídas de piedras.
- **Pistas:** son las estructuras viarias dentro de una explotación a través de las cuales se extraen los materiales, o se efectúan los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la misma. Se caracterizan por su anchura, su pendiente y su perfil.
- **Ángulo de reposo del material:** es el talud máximo para el que es estable sin deslizar el material suelto que lo constituye y en condiciones de drenaje total, después de vertido.

Los puntos a definir para el dimensionamiento de la explotación, una vez caracterizado el yacimiento y comprobado el cumplimiento de lo dispuesto en la Ley 22/1973, de 21 de julio, de Minas en relación al resto de requisito legales en base a la titularidad y disponibilidad del derecho minero son los siguientes:



- Estabilidad general de los taludes.
- Definición de vida y ritmo de explotación.
- Dimensionamiento y orientación de los bancos, plataformas de trabajo y bermas.
- Diseño de pistas y accesos.
- Definición del sistema de explotación.
- Instalaciones auxiliares.

Para poder realizar el diseño de la explotación, se requieren disponer estudios previos como:

- Estudio de Medio Ambiente.
- Estudio socioeconómico y de demanda.
- Estudio Geológico de detalle.
- Estudio Geotécnico.
- Estudio Hidrogeológico e Hidrológico.

#### 7.2.2.1. *Estabilidad de los taludes.*

Tras la realización del estudio Geológico (apartados 4.2 y 6.1) para definir claramente la litología del yacimiento junto con sus características, tanto mineralógicas como geomecánicas, y las estructuras presentes (familias de juntas, diaclasas, fallas...) en el yacimiento, se elabora un estudio Geotécnico (apartado 6.3), donde se determina la estabilidad global de la definición geométrica a realizar en la explotación, así como los diferentes tipos de inestabilidades que se pueden producir en el macizo rocoso en el que se va a definir y diseñar la explotación.

En Geotecnia, el riesgo de colapso de un talud se mide mediante un coeficiente de seguridad  $F$ , que es la relación entre el conjunto de las fuerzas resistentes y las desestabilizadoras que provocarían la rotura del talud. La selección de un valor de  $F$  mayor implica una disminución de riesgo, pero supone en general taludes más tendidos.

El valor  $F=1$  señala la frontera en la cual un talud es, o deja de ser, estable. La necesidad de utilizar valores de  $F>1$  surge como consecuencia de los siguientes factores:

- La posible existencia de características geológicas y/o estructuras adversas que puedan afectar a la estabilidad del talud y que no han sido detectadas en el estudio geotécnico.
- Posibles errores en los ensayos de caracterización de los materiales del macizo.
- La variabilidad de las propiedades de los materiales dentro del macizo en estudio.
- La determinación y variabilidad estacional de las presiones de agua en el talud.
- Errores derivados de los supuestos de rotura utilizados.
- Errores de cálculo.

En la práctica, los valores que se adoptan varían en función de las consecuencias que resultarían de un colapso, así como del nivel de confianza en los datos utilizados. La experiencia considera que, debido a las elevadas implicaciones económicas, la selección de un coeficiente de seguridad  $F$  próximo a 1,3 puede ser adecuado para taludes cuya estabilidad no se considere a largo plazo, mientras que, si tales condiciones son críticas o permanentes,  $F$  debe ser del orden de 1,5 a 1,6, valores que son superiores a los mínimos establecidos en la normativa española vigente.



#### 7.2.2.2. *Definición de vida y ritmo de la explotación*

La definición del ritmo y vida de la explotación tiene dependencia de los siguientes factores:

- Calidad del yacimiento.
- Situación propicia desde el punto de vista de demanda y accesibilidad.
- Método de explotación seleccionado.
- Compatibilidad con las exigencias de la producción y de la demanda.
- Definición y dimensionado adecuado de las instalaciones y obras auxiliares.

Para poder determinar el ritmo de la explotación y la vida útil de la misma, es necesario conocer las reservas, tanto probadas como inferidas y posibles, junto con la elección del método de laboreo asociado todo esto a las necesidades a cubrir de la demanda y de la posibilidad de suministro.

#### 7.2.2.3. *Dimensionamiento y orientación de los bancos, plataformas de trabajo y bermas.*

Definidas las inestabilidades y las orientaciones favorables de los taludes de bancos que conformarán el diseño del laboreo de la explotación, se partirá el estudio definiendo los siguientes parámetros:

- Altura máxima y mínima de los bancos.
- Anchura de plataformas de trabajo.
- Definición de anchura de bermas.

##### 7.2.2.3.1. *Altura máxima y mínima de los bancos*

- Explotaciones en las que el arranque se efectúa con explosivos y la carga es independiente del mismo:
  - o La altura máxima del frente de trabajo será de 20 metros. En casos especiales, la Autoridad Minera podrá aprobar alturas superiores, que nunca excederán de los 30 metros.
- Excavaciones con medios mecánicos o manuales:
  - o Si la excavación se realiza manualmente, la altura máxima del frente no sobrepasará los 2 metros.
  - o Si la excavación se realiza con palas cargadoras o excavadoras de cuchara de ataque frontal, la altura del frente no podrá sobrepasar en más de 1 metro al alcance vertical de la cuchara.
  - o Cuando la excavación se realice con otro tipo de excavadoras, la altura máxima del frente será el alcance del brazo de la máquina o altura de ataque.
- Explotaciones mixtas:
  - o En las explotaciones mixtas serán de aplicación las normas de alguno de los apartados anteriores, o una combinación de ellas, según las características que presenten los materiales y el método de explotación utilizado.

##### 7.2.2.3.2. *Plataforma de trabajo.*

La plataforma de trabajo debe ser lo suficientemente amplia para permitir que los volquetes y palas maniobren con facilidad, sin aproximarse innecesariamente al frente



de arranque y manteniendo una distancia mínima de cinco metros al borde del banco, en el desarrollo normal del trabajo.

En situaciones especiales, como la iniciación de plataformas o limitaciones de amplitud de estas por diversas causas en las que se presenten riesgos de vuelco o caídas, se colocarán topes o barreras no franqueables en condiciones normales de trabajo.

La superficie de la plataforma de trabajo debe ser regular de modo que permita la fácil maniobra de la maquinaria, su estabilidad y un desagüe eficaz. Se prestará especial atención a la conservación y limpieza de los drenajes existentes para evitar encharcamientos, así como a la restauración de la superficie de la plataforma, eliminando baches, roderas... Se retirarán las piedras descalzadas de los taludes o caídas de las cajas de los vehículos.

En caso de actividad nocturna, las plataformas de trabajo deben estar dotadas con el sistema de iluminación adecuado al trabajo a desarrollar.

Las plataformas de trabajo se diseñarán siempre con los anchos necesarios para la realización de los diferentes trabajos que se vayan a llevar a cabo en el mismo nivel.

Los trabajos que pueden realizarse en la plataforma de trabajo son los siguientes:

- Perforación.
- Carga.
- Transporte.
- Vertido.
- Seguridad.

Las plataformas de trabajo van condicionadas por la anchura de la maquinaria que realizará la labor en la explotación, por lo cual se establece como límites máximos de dimensiones de la maquinaria siguiente:

- Retroexcavadora.
- Dumper.
- Perforadora.

#### 7.2.2.3.3. Definición de anchura de bermas.

Cuando el espesor del material a extraer sea superior a la altura máxima permitida, la explotación será realizada por niveles formando bancos.

En la explotación por banqueo se dejarán bermas con el fin de evitar que posibles desprendimientos de frentes activos o no activos caigan sobre lugares de trabajo, y/o pistas, situados a niveles inferiores.

Las bermas definitivas se proyectarán como resultado de un estudio geotécnico que determine el talud final estable.

Para que una berma pueda ser utilizada para la circulación de vehículos, debe poder cumplir lo reglamentado sobre pistas.

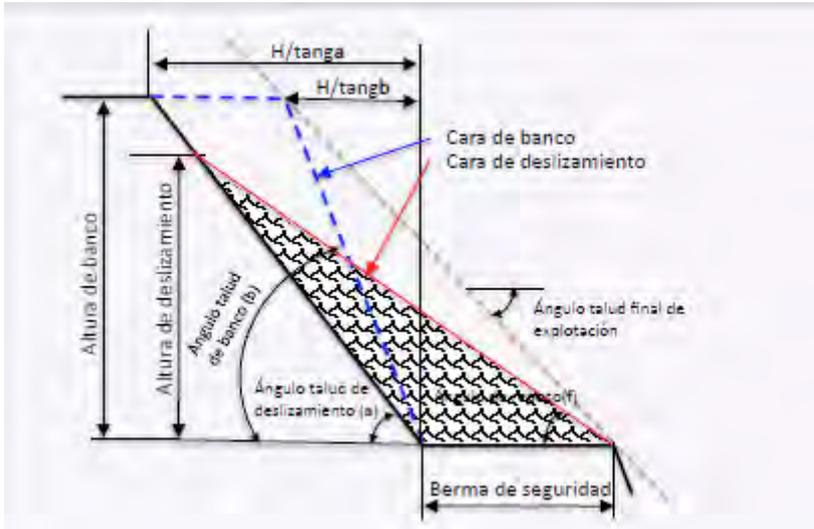


Ilustración 7.4. Definición de anchura de bermas (López Jimeno)

El cálculo de esta berma de seguridad se puede estimar inicialmente en función del área total equivalente que ocuparía un hipotético colapso del talud, donde la función de esta berma es la de contener todo el material desprendido.

En el supuesto que se tome un diferencial de metro de banco, el volumen a acumular en la berma sería igual al área del material acumulado:

$$V_{acumulado} = 1 \times A_{material-acumulado} = \frac{1}{2} * H * \frac{H}{\tan(\alpha)} - \frac{1}{2} * H * \frac{H}{\tan(\beta)}$$

$$= \frac{H^2}{2} * \left( \frac{1}{\tan(\alpha)} - \frac{1}{\tan(\beta)} \right)$$

En función de esta área de material en reposo sobre el banco, se calculará la anchura de la plataforma de seguridad de forma que sea lo suficiente para que se quede en la misma, mediante el empleo de la siguiente ecuación:

$$A_{berma} = \sqrt{\frac{2 * A_{material-acumulado}}{\sin\varphi * \cos\varphi + \frac{\sin^2(\varphi)}{\tan(\beta - \varphi)}}$$

Siendo:

- $\varphi$  = Ángulo de rozamiento interno.
- $\beta$  = Ángulo del talud de deslizamiento.

#### 7.2.2.4. *Diseño de pistas.*

El diseño de pistas se realiza conforme a las directrices establecidas en la I.T.C. 07.1.03, Diseño de la Explotación, entendiéndose por tales infraestructuras:

- Pista: Vía destinada a la circulación de vehículos para el servicio habitual de una explotación.
- Acceso: Vía destinada a la circulación de vehículos y personal de carácter eventual para el servicio a un frente de explotación.

Con vistas a garantizar una circulación segura y sin dificultades en función de los tipos de vehículos que vayan a utilizarlos y la intensidad prevista de circulación, deben considerarse los siguientes aspectos en el diseño de las pistas y accesos:

- Anchura de pista.
- Pendiente.
- Curvas.
- Firmes.
- Visibilidad entre las curvas.
- Convexidad y bombeo.
- Conservación.

El arcén de separación entre el borde de la pista o acceso y el pie o el borde inferior de un talud no puede ser menor de 2 metros. Cuando exista riesgo de deslizamientos o desprendimientos en los taludes que afecten a una pista, esta debe protegerse mediante el mallazo, bulonado, gunitado, etcétera, de talud, dejando en caso necesario un arcén de seguridad de cinco metros de anchura.

En aquellos accesos que sean paso obligado de personal, el arcén de separación del borde inferior del talud se aumentará en dos metros más, para disponer de un arcén peatonal complementario.

En zonas donde exista riesgo de caída o vuelco, el borde de la pista deberá balizarse convenientemente. Si, además, la distancia de la pista al borde superior de un talud es inferior a 5 metros de terreno firme, deberá o bien colocarse un tope o barrera no franqueable para un vehículo que circule a la velocidad normal establecida, o señalarse la anchura de la pista y limitar la velocidad.

La anchura mínima de la calzada de una pista de un solo carril será vez y media la del vehículo mayor que se prevea que circule por ella.

En las pistas de dos carriles, la anchura de la calzada será tres veces la del vehículo más ancho y en los de pistas de un solo carril con cruce de vehículos, deberán preverse apartaderos convenientemente espaciados. Su longitud será, como mínimo, el doble de la longitud de los vehículos más largos que se utilicen y su anchura será la del vehículo más ancho que se prevea que circule por la pista. Tanto en cambios de rasante como en curvas que carezcan de visibilidad, la pista deberá ser de doble carril o disponer de apartaderos con un dispositivo de señales eficaz que regule el tráfico alternativo.

La anchura mínima de la calzada de un acceso de un solo carril será la del vehículo mayor que se prevea que circule por él.

La anchura mínima de la calzada de una pista de un solo carril será una vez y media la del vehículo mayor que se prevea que circule por ella. Si el tráfico es intenso y pesado, está anchura será el doble del ancho del mayor vehículo que circule.

$$A_{pista-acceso} = a(0,5 + 1,5 * n)$$

$$A_{pista-acceso} = a(0,5 + 2 * n)$$

Siendo:

- a=ancho del mayor vehículo que va a transitar por la pista.
- n=número de carriles.

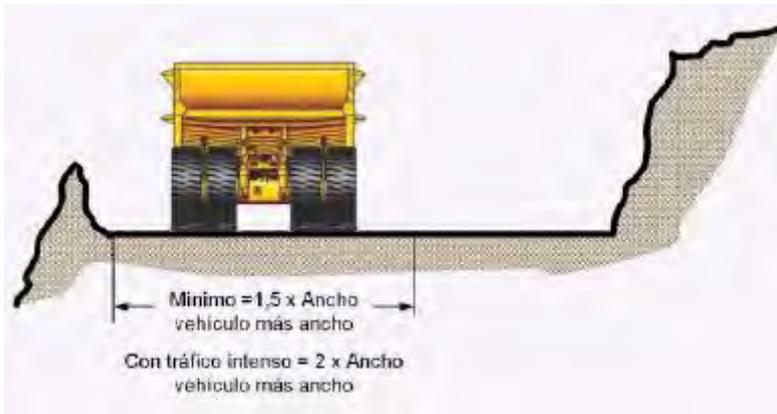


Ilustración 7.5. Anchura de pistas (I) (Fuente OCW Unican)

		1 CARRIL	
		Tráfico normal	Tráfico intenso y pesado
Sin barrera no franqueable	Sin arcén de seguridad		
	Con arcén de seguridad		
Con barrera no franqueable	Sin arcén de seguridad		
	Con arcén de seguridad		

Ilustración 7.6. Anchura de pistas de 1 carril (Fuente OCW Unican)

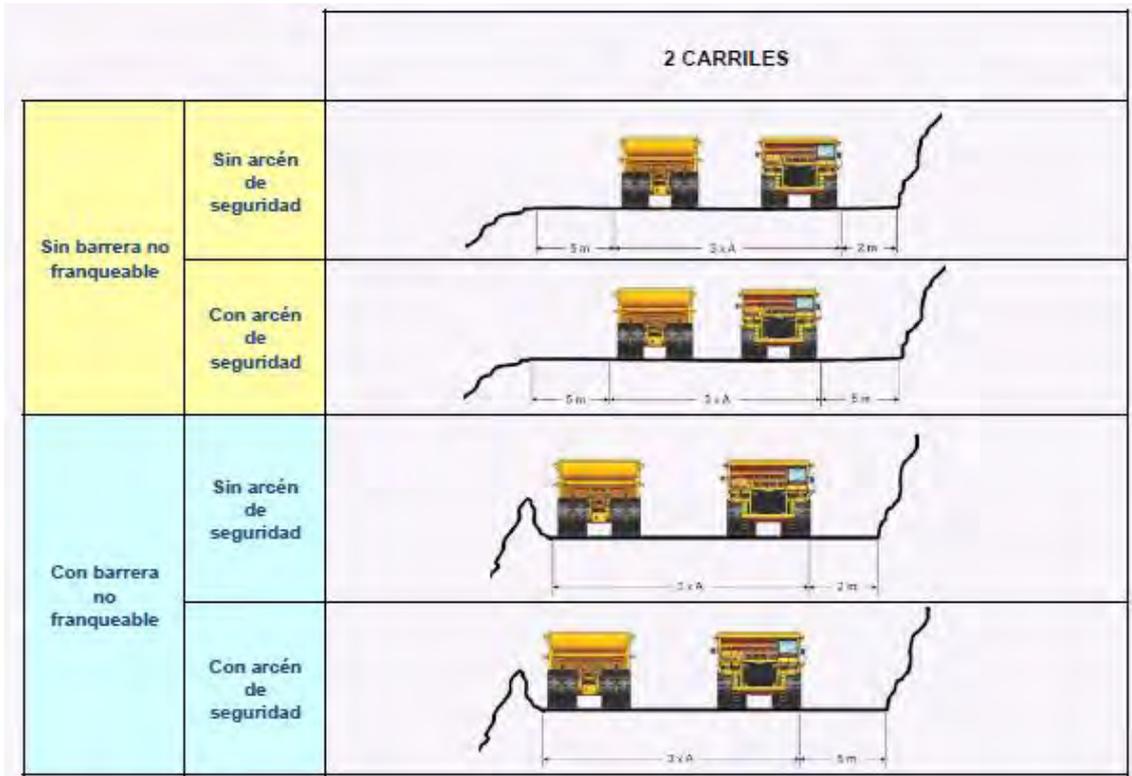


Ilustración 7.7. Anchura de pista de dos carriles (Fuente OCW Unican)

#### 7.2.2.4.1. Pendientes.

Las pendientes longitudinales de las pistas y accesos deberán estar adaptadas a las características de los vehículos y de las cargas que transportan. En todo caso, las pendientes longitudinales medias de las pistas no deberán sobrepasar el 10%, con máximos puntuales del 15%.

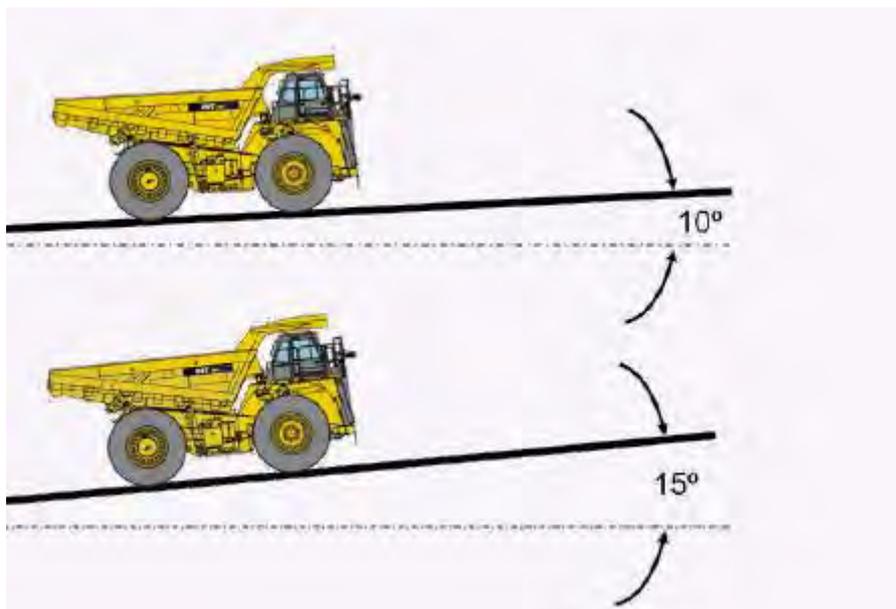


Ilustración 7.8. Pendientes en pistas y accesos (Fuente OCW Unican)

En los accesos a los tajos u otros casos especiales se podrá superar ese límite siempre que un vehículo, en las condiciones reales más desfavorables, pueda arrancar y remontarlos a plena carga, pero en ningún caso la pendiente sobrepasará el 20%. Los vehículos o máquinas que circulen por estos tramos deberán adoptar medidas específicas de seguridad.

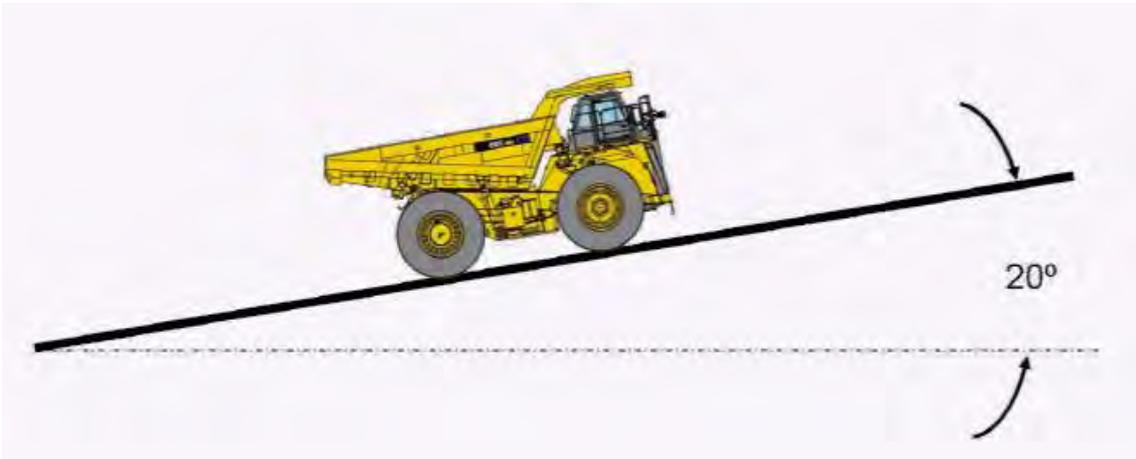


Ilustración 7.9. Pendiente en los accesos a los tajos (Fuente OCW Unican)

La pendiente transversal será la suficiente para garantizar una adecuada evacuación del agua de escorrentía.

En las pistas de un solo carril a media ladera, esta pendiente transversal deberá ser de sentido inverso a la de la ladera, disponiéndose una cuneta adecuada.

#### 7.2.2.4.2. Curvas.

El radio mínimo admisible será aquel por el cual los vehículos puedan circular sin necesidad de efectuar maniobras, no permitiéndose en ningún caso peraltes inversos, donde las curvas se diseñarán con un radio que será función del tipo de vehículo, velocidad prevista, peralte y coeficiente de rozamiento, no siendo recomendable un radio menor de 25 – 30 metros.

En las curvas deberá considerarse un sobreebanco para cada carril según la expresión siguiente dictaminada en su ITC:

$$S = \frac{L^2}{2 * R}$$

Siendo:

- S = Sobreebanco de cada carril en metros.
- L = Longitud de los vehículos en metros medida entre su extremo delantero o del remolque, si es articulado, y el eje de las ruedas traseras.
- Radio de la curva en metros.

Asociado al desarrollo de las alineaciones de trazado en planta mediante curvas circulares o curvas de transición (clotoide), se determina el peralte como:

$$P(\%) = \left( \frac{V^2}{127,14 * R} - f \right) * 100$$

Siendo:

- V = Velocidad del vehículo en km/h.
- f = Coeficiente de rozamiento transversal movilizado.
- R = Radio de la curva en metros.

En la siguiente tabla se aportan las recomendaciones para distintos tipos de radio de curvatura:

Radio (m)	12	25	50	75	100	150
Peralte máximo (%)	6,5	6,0	5,5	5,0	4,5	4,0
Velocidad (km/h)	10	15	20	22	25	30

Tabla 7.3. Recomendaciones para distintos tipos de radio de curvatura.

Las curvas de transición, denominadas clotoides, son aquellas que tienen por objeto evitar las discontinuidades en la curvatura del desarrollo del trazado a definir en la explotación minera, por lo que, en su diseño deberán ofrecer las mismas condiciones de seguridad y comodidad en el tránsito de vehículos, siendo su ecuación general:

$$A^2 = R * L$$

Siendo:

- A = Parámetro de la clotoide.
- L = Longitud de la curva.
- R = Radio de la curva.

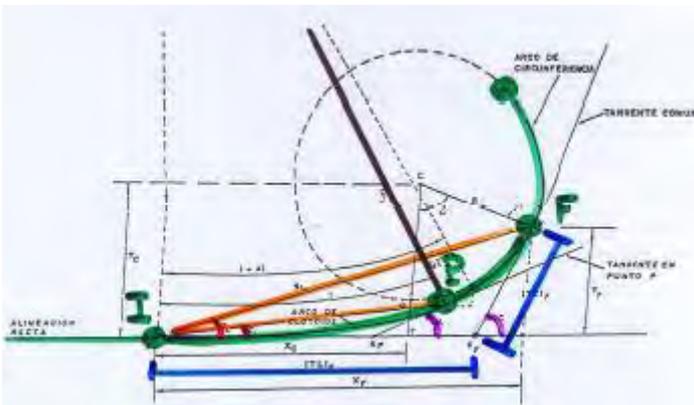


Ilustración 7.10. Clotoide. (Fuente OCW Unican)

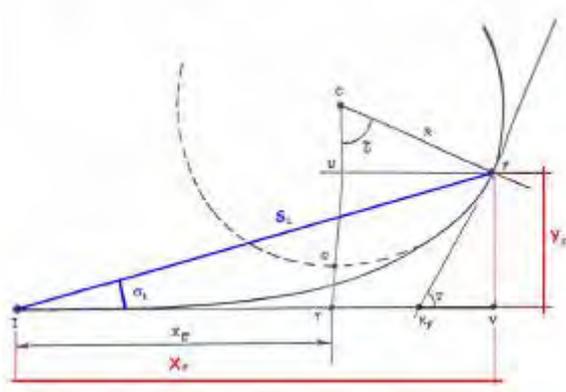


Ilustración 7.11. Parámetros fundamentales de la clotoide. (Fuente OCW Unican)

Es importante hacer una adecuada transición en el peralte desde la alineación recta hacia la curva circular, para ello se define la longitud mínima del tramo de transición.

Para obtener la longitud mínima del tramo de transición, se define la inclinación máxima del eje de la calzada por medio de un valor respecto a la velocidad de proyecto sobre la pista minera de la siguiente manera:

$$ip_{m\acute{a}x} = 1,8 - 0,01 * V_p$$

Por lo que la longitud del tramo de transición resulta:

$$l_{min} = \frac{p_f - p_i}{ip_{m\acute{a}x}} * B$$

Siendo:

- $p_f$  = Peralte final (%).
- $p_i$  = Peralte inicial (%).
- $B$  = Distancia del borde de la pista al eje de giro del peralte (m).

Como norma general, la transición del peralte se realizará en los tramos rectos y antes de entrar en la curva de transición, o en la curva circular.

Otro aspecto a considerar es la visibilidad del trazado en planta, resolviéndose por medio de la siguiente ecuación:

$$F = R - (R + b) * \cos\left(\frac{31,83 * D}{R + b}\right)$$

Siendo:

- $F$  = Distancia mínima del obstáculo al borde de la calzada más próximo a él (m).
- $R$  = Radio del borde de la calzada más próximo al obstáculo (m).
- $b$  = Distancia del borde de la pista al eje de giro del peralte (m).
- $D$  = Visibilidad (m).

Son de vital importancia los acuerdos verticales y horizontales, para el encaje y visibilidad:

$$y = \frac{x^2}{2 * K_V}$$

### 7.2.2.4.3. Firmes (Norma 6.1 IC)

Las estructuras de trazado se diseñan con un firme adecuado a la acción prevista del tráfico, fundamentalmente del más pesado, durante la vida útil del firme. Es por ello que la sección estructural del firme dependerá en primer lugar de la intensidad media diaria de vehículos pesados (IMDp) que se prevea por la pista de proyecto, y de la categoría de la explanada en segundo lugar.

CATEGORÍA DE TRÁFICO PESADO	T00	T0	T1	T2
IMDp (vehículos pesados/día)	≥ 4 000	< 4 000 ≥ 2 000	< 2 000 ≥ 800	< 800 ≥ 200

TABLA 1.B. CATEGORÍAS DE TRÁFICO PESADO T3 Y T4

CATEGORÍA DE TRÁFICO PESADO	T31	T32	T41	T42
IMDp (vehículos pesados/día)	< 200 ≥ 100	< 100 ≥ 50	< 50 ≥ 25	< 25

Ilustración 7.12. Intensidad media diaria de vehículos pesados. (Fuente OCW Unican)

Categoría	Carga Máxima
P1	30-45 t
P2	46-70 t
P3	71-100 t
P4	101-160 t

Ilustración 7.13. Categoría de la explanada. (Fuente OCW Unican)

La formación de las explanadas de las distintas categorías depende del tipo de suelo de la explanación, o de la obra de tierra subyacente, y de las características y espesores de los materiales disponibles.

		TIPOS DE SUELOS DE LA EXPLANADA (DESMONTE) O DE LA OBRA DE TIERRA SUBYACENTE (TERRAPLENES, PEDRAPLENES O RELLENOS TODO-UNO)				
		SUELOS INADECUADOS Y MARGINALES (IN)	SUELOS TOLERABLES (0)	SUELOS ADECUADOS (1)	SUELOS SELECCIONADOS (2) y (3)	ROCA (R)
CATEGORÍA DE EXPLANADA	E1 $E_{u1} \geq 50 \text{ MPa}$					
	E2 $E_{u2} \geq 120 \text{ MPa}$					
	E3 $E_{u3} \geq 200 \text{ MPa}$					

IN Suelo inadecuado o marginal (Art. 330 del PG-3)    0 Suelo tolerable (Art. 330 del PG-3)    1 Suelo adecuado (Art. 330 del PG-3)    2 Suelo seleccionado (Art. 330 del PG-3)    3 Suelo seleccionado (Art. 330 del PG-3)

S-EST 1 Suelo estabilizado in situ (Art. 512 del PG-3)    S-EST 2 Suelo estabilizado in situ (Art. 512 del PG-3)    S-EST 3 Suelo estabilizado in situ (Art. 512 del PG-3)    HM-20 Hormigón (Art. 810 del PG-3)

tipo de material: S-EST 30 = espesor mínimo en cm; S-EST 2 = espesor de explanación o de la obra de tierra subyacente.

Ilustración 7.14. Tipos de suelos de la explanación o de la obra de tierra subyacente. (Fuente OCW Unican)

CATEGORÍA DE VEHÍCULOS	CATEGORÍA DE EXPLANADA			
	S1	S2	S3	S4
P1				
P2				
P3				
P4				

ESPEORES MÍNIMOS EN CM.

Material granular en capa de base  
 Material granular en capa de subbase

NOTA: En caso de recurrir a un firme homogéneo todo el material subyacente a capa de base.

Ilustración 7.15. Categoría de la explanada. (Fuente OCW Unican)

En base a la IMDp y a la categoría de la explanada seleccionamos un tipo de firme determinado en la siguiente imagen:





geomecánicas y protegiéndolos de la acción erosiva de las aguas mediante la construcción de cunetas de guarda para las de escorrentía y de drenajes para las de infiltración.

El diseño de la explotación debe prever que, entre el pie del desmonte y la cabeza del frente de explotación, debe guardarse una berma de seguridad que impida que los posibles desprendimientos o corrimientos del recubrimiento caigan sobre la explotación y se permita, si fuera necesario, la reanudación de los trabajos de desmonte en condiciones suficientes de seguridad al disponerse del espacio necesario para el acceso y maniobra de la maquinaria.

#### 7.2.2.5.2. Saneos

El diseño de la explotación debe prever el adecuado saneo de todos los frentes y taludes excavados para su conservación en perfectas condiciones y en prevención de la aparición de problemas de mayor gravedad.

Después de una parada y antes de comenzar los trabajos es necesario inspeccionar los frentes de explotación, asegurándose de que no existen masas de rocas inestables y ordenándose, en caso necesario, su saneo por parte del personal adecuadamente formado para estas labores y utilizando, preferiblemente, medios mecánicos.

Las inspecciones y los saneos deben realizarse de forma sistemática en los casos siguientes:

- Después de heladas, lluvias o nevadas intensas.
- Después de desprendimientos de masas importantes de roca.
- Al efectuar cada voladura.

#### 7.2.2.5.3. Sistema de carga y transporte

Tras la elección del método aplicable a la explotación de áridos, es necesario establecer el sistema de explotación que se utilizará y que estará constituido por los diferentes equipos de arranque, carga y transporte. En función de estos, será necesario posteriormente definir los equipos de servicios.

Según la continuidad del ciclo básico se diferencian los sistemas descritos a continuación:

##### 1- Sistema totalmente discontinuo.

La operación de arranque, con o sin voladura, se lleva a cabo con equipos discontinuos y el transporte se efectúa con volquetes mineros.

##### 2- Sistema mixto con trituradora estacionaria dentro de la cantera.

Sistema en el que se sitúa una instalación de machaqueo primario móvil en la explotación, donde el material resultante es cargado directamente a camión de venta o transportado por vehículos mineros a planta de tratamiento fija instalada para conseguir una granulometría adecuada para poder efectuar desde ese punto el transporte continuo por cintas.

##### 3- Sistema mixto con trituradora semimóvil dentro de la cantera.

Consiste en un sistema móvil dentro de la explotación, en el cual no se dispone de instalaciones fijas.

4- Sistema continuo con trituradora móvil y arranque discontinuo.

En este sistema se prescinde del transporte con volquetes, ya que la trituradora móvil acompaña constantemente por el tajo al equipo de arranque y carga discontinuo.

5- Sistema de transporte mixto y arranque continuo.

Es una variante de la tercera alternativa, donde se sustituye el arranque discontinuo por un minador continuo.

### 7.2.3. Ritmo de Explotación

Una vez estimada la cantidad de material a extraer en el apartado 7.1 y la demanda en el mercado (posteriormente se profundizará en la estimación de este dato), se procede a marcar el ritmo de explotación de la cantera de Bóveda de la Ribera.

#### 7.2.3.1. Ritmo de explotación

El ritmo de explotación será constante a lo largo de todos los años de vida de la explotación.

<b>Volumen extraído</b>	125.270 m <sup>3</sup>
<b>Toneladas extraídas</b>	350.000 t
<b>Volumen vendible 80%</b>	100.270 m <sup>3</sup>
<b>Toneladas vendibles 80%</b>	280.000 t
<b>Estéril 20%</b>	25.000 m <sup>3</sup>
<b>Toneladas de estéril 20%</b>	70.000 t

Tabla 7.4. Ritmo de explotación (Elaboración propia)

#### 7.2.3.2. Días laborables

Con el fin de estimar la mano de obra y maquinaria necesarias para la producción definida, se tiene en cuenta lo siguiente:

<b>Días laborables</b>	262
<b>Días festivos</b>	12
<b>Coeficiente climatológico</b>	85%
<b>Jornadas de producción estimadas</b>	220
<b>Duración de jornada laboral</b>	8 horas/día
<b>Horas de producción</b>	1.760

Tabla 7.5. Días laborables (Elaboración propia)

Se considerarán 220 días laborables por año con un total de 1.760 horas a efectos de dimensionamiento.

- Producción anual:

La carga de material a extraer anualmente es de 125.270 m<sup>3</sup>, lo que equivale a 350.000t.

- Producción diaria:



Para calcular la producción extraída diariamente, se divide la producción anual entre los 220 días de producción estimados, lo que supondría una producción de 1.590,91 t/día o 569,41 m<sup>3</sup>/día.

### 7.3. SISTEMA DE EXPLOTACIÓN

Dado el alto grado de fracturación del macizo de ofitas, la mayor parte del arranque se realizará con retroexcavadora, pero sin obviar la explotación mediante el uso de explosivos en las zonas donde la compactación de la roca así lo haga necesario.

#### 7.3.1. Excavación con medios mecánicos o manuales

La masa de roca de la cantera de Bóveda de la Ribera se explota mediante talud forzado en unos frentes que tienen la plaza de cantera. En líneas generales la explotación comprende un frente Oeste, abierto hacia el Este, un pequeño frente Norte, que en realidad es una zona de articulación con un último frente, el frente Este, que es el frente principal. El frente Este lleva una dirección N140E, se abre al SW y es en el que la explotación avanzará hacia el NE, hacia el cuerpo principal del cerro formado por la masa de ofitas. El frente principal tiene una longitud de 100 metros y una altura media de 25 metros, con máximas de 30 metros. Se compone de tres bancos de explotación con una altura media de 8 metros cada uno y una altura máxima de 10 metros. Las pendientes de los taludes oscilan entre los 70 y 80°, tomando una medida de 75° para los cálculos pertinentes. En cuanto a las bermas oscilan en un valor medio de 10 metros y unos máximos de 12 metros.

La planta de tratamiento queda situada al Sur y SE de la zona de los frentes, al pie del cerro principal, en una zona de vaguada de topografía bastante llana, muy apropiada para las instalaciones y para la disposición de acopios.

Los trabajos de arranque se realizarán con las excavadoras de arranque frontal Liebherr 981 y Komatsu PC600. Posteriormente a su extracción, la roca es cargada en los dúmperes y volquetes y transportada a la planta de conminución por donde es vertido el material a la tolva de recepción de la trituración primaria.

La maquinaria participante se describe posteriormente en el apartado 7.4.

FRENTE DE EXPLOTACIÓN			BANCOS DE EXPLOTACIÓN			BERMAS		PENDIENTE DE TALUDES		
LONGITUD (M)	ALTURA (M)		Nº	ALTURA (M)		ANCHURA (M)		MEDIA DE TRABAJO	MÁXIMA	FINAL
	Media	Máxima		Media	Máxima	Media	Máxima			
100,00	25,00	30,00	3	8,00	10,00	8,00	10,00	70,0	80,0	75,0

Tabla 7.6. Características previstas de la explotación. (Elaboración propia)

#### 7.3.2. Explotación mediante uso de explosivos

Se utilizará este método en zonas donde la compactación de la roca justifique su uso. Cabe destacar su posible uso en la apertura de nuevas zonas de explotación donde la masa de ofita no se encuentre excesivamente fracturada.

El arranque de la piedra mediante el empleo de explosivos se hará en bancos de una altura máxima de 10 metros de acuerdo con las Normas de Seguridad Minera. Todas



las voladuras estarán diseñadas de forma que el plano del talud creado sea lo más estable posible.

#### 7.3.2.1. *Trabajos a realizar*

Los trabajos a realizar consisten en las labores de arranque y preparación descritas anteriormente.

Los datos de proyecto referentes a volúmenes a excavar mediante el uso de explosivos están en función de las producciones efectuadas anualmente y las previsiones efectuadas en los planes de labores.

#### 7.3.2.2. *Volúmenes de roca a extraer*

El volumen de roca a extraer se calcula haciendo una estimación del 30% del volumen a extraer anualmente.

$$\text{Volumen a extraer} = 0,3 * 125.270 \text{ m}^3 = 37.710 \text{ m}^3 = 105.361 \text{ t}$$

#### 7.3.2.3. *Control de proyecciones*

El control de las proyecciones es uno de los elementos no deseables que se pueden producir en las voladuras y que pueden constituir una de las fuentes principales de daños.

Con objeto de eliminar todo tipo de proyección, se analizan todos los elementos participantes en la voladura, esquema de perforación, carga, secuencia de encendido y medios adicionales a la voladura.

En lo que concierne al esquema de perforación, su diseño viene determinado en función de la carga máxima operante, así como de la geología y topografía del terreno.

Con objeto de minimizar al máximo el nivel de proyecciones, se tomarán las siguientes medidas preventivas:

- Inspección del frente voladura, controlando posibles descalces.
- Control de la carga de explosivo (evitando concentraciones puntuales).
- Correcta secuencia de encendido (evitando solapes de barrenos).
- Cuidadosa ejecución del retacado, eliminando toda posible existencia de piedras.
- Un espesor de piedra dentro de los parámetros de cálculo.

#### 7.3.2.4. *Vibraciones*

A fin de dar cumplimiento a las Normas Básicas de Seguridad Minera, en su Instrucción Técnica Complementaria 10.3.01 se describe la norma UNE 22.381 que define la sistemática a seguir para el control de vibraciones producidas por las voladuras.

La norma UNE 22-381-93 pretende establecer un procedimiento de control de vibraciones producidas por voladuras con explosivos y transmitidas por el terreno, en función de la carga por número de detonador, tipo de edificación afectada, tipo de terreno, sobre el que se realizarán los trabajos de voladura y distancia de esta a las estructuras afectadas. Esta norma define el tipo de estudio de vibraciones a realizar para unas condiciones de carga por secuencia y distancias determinadas, clasificando los tipos de estructuras en los siguientes grupos:



- Grupo I: Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.
- Grupo II: Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico, que por su fortaleza no presenten especial sensibilidad a las vibraciones.
- Grupo III: Estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico, que presenten especial sensibilidad a las vibraciones, por ellas mismas o por elementos que pudieran contener.

Para el resto de las estructuras, el estudio de las vibraciones se ajustará a los criterios de la Administración encargada de velar por la seguridad de las personas y las instalaciones, en función del objetivo del proyecto y del tipo de estructura que previsiblemente pueden estar afectadas.

En la siguiente tabla se indican los límites del criterio de prevención de daños:

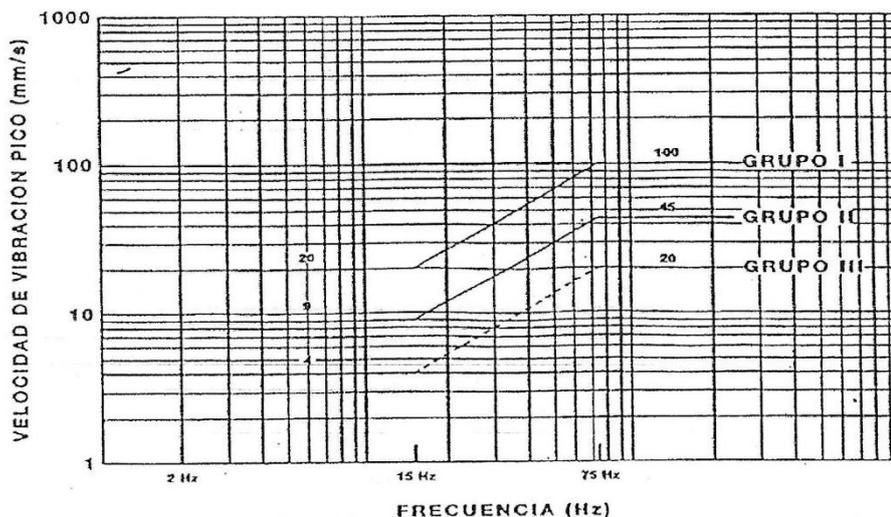


Tabla 7.7.

El nivel de seguridad está en función de la velocidad pico de la partícula, de la frecuencia principal y del grupo donde queda clasificada la estructura considerada.

	FRECUENCIA (Hz)		
	2 - 15	15 - 75	>75
	Velocidad (mm/s)	Desplazamiento (mm)	Velocidad (mm/s)
Grupo I	20	0,212	100
Grupo II	9	0,095	45
Grupo III	4	0,042	20

Tabla 7.8.



En los tramos de frecuencia comprendida entre 15 y 75 Hz, se podrá calcular la velocidad equivalente (v) a través de la siguiente ecuación:

$$V = 2 * p * f * d$$

Siendo:

- f = Frecuencia
- d = Desplazamiento máximo admisible indicado en la Tabla 7.7.

En la siguiente tabla se muestra el criterio de prevención de daños en función de una carga corregida y la distancia a la estructura:

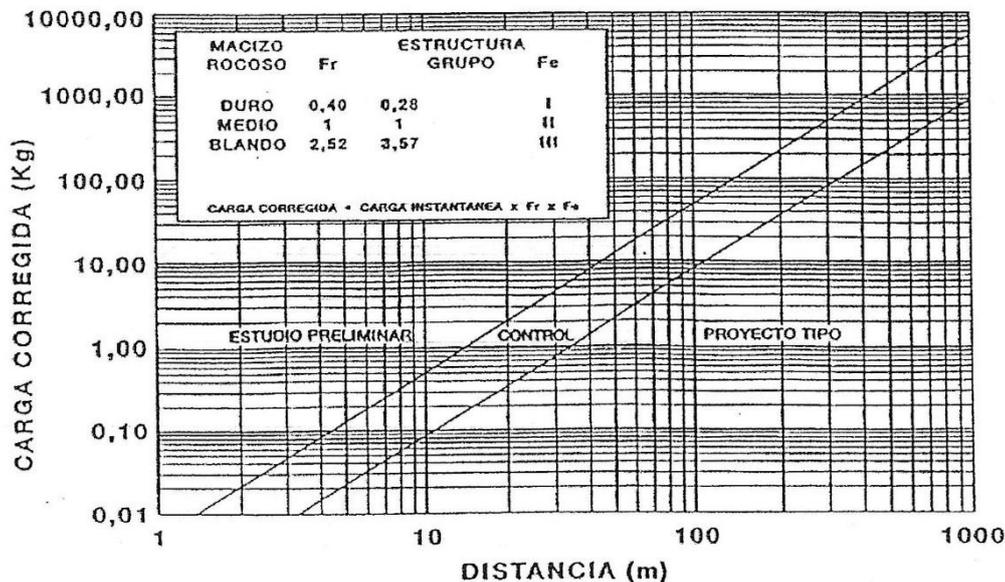


Tabla 7.9. Criterio de prevención de daños en función de una carga corregida y la distancia a la estructura.

El estudio requerido será función del tipo de trabajo a desarrollar mediante explosivos, de la estructura a preservar, del tipo de terreno, de la distancia existente entre voladura y la estructura y de la carga máxima de explosivo a detonar instantáneamente o carga por secuencia.

Utilizando las tablas de Distancia-Carga corregidas se puede conocer el tipo de estudio, que podría ser requerido siguiendo el proceso siguiente, siendo cada tabla independiente para cada tipo de estructura:

- A) Se determina el tipo de macizo rocoso sobre el que está cimentada la estructura de acuerdo con la siguiente clasificación, que tiene en cuenta la velocidad sísmica estimada, es decir, en el macizo rocoso considerado:
  - o Formación rocosa dura: aquella cuya velocidad sísmica es superior a 4.000 m/s.
  - o Formación rocosa media: aquella cuya velocidad sísmica está comprendida entre 2.000 y 4.000 m/s.
  - o Formación rocosa blanda: aquella cuya velocidad sísmica es inferior a 2.000 m/s.



- B) Se determinará el grupo de estructura en función de la clasificación dada anteriormente.
- C) Se determinará la distancia entre la voladura y la estructura en metros.
- D) Se determinará la carga máxima instantánea de proyecto, en kg, que se prevé detonar. Esta carga, también llamada carga por secuencia, es la suma de todas las cargas de explosivo detonadas con el mismo número de detonador.

Seguidamente se pasa a calcular la carga corregida. En función del grupo de la estructura y del tipo de macizo rocoso se corregirá la carga instantánea, multiplicándola por un factor  $F_e$ , que considera la estructura a preservar y un factor  $F_r$  que considera la frecuencia dominante que viene condicionada al tipo de macizo rocoso.

$$Q_c = Q * F_e * F_r$$

Los valores que toman  $F_e$  y  $F_r$  son:

ESTRUCTURA	$F_e$
I	0,28
II	1
III	3,57

MACIZO ROCOSO	$F_r$
Duro	0,40
Medio	1
Blando	2,52

Tabla 7.10. Valores de  $F_e$  y  $F_r$ . (Elaboración propia)

Con el valor de la carga corregida  $Q_c$  y la distancia considerada, se entra en la tabla carga-distancia, definiendo el punto del caso que se estudia. Si el punto está por encima de la recta B, hará falta un estudio de vibraciones; si está entre la recta A y B, hará falta un control; y si está por debajo de la recta A, solo será necesaria la inclusión en el proyecto de esta justificación.

En cada voladura se calculará cual es la carga máxima admisible, en función de la distancia a la distancia a la estructura a proteger y en los casos en los que se estime oportuno, se realizarán controles de vibraciones que indicarán la necesidad de disminuir la carga instantánea o, en caso contrario, permitir el aumento de las mismas de acuerdo con la sistemática que indica la Norma UNE.

Para altura de bancos inferiores a 20 metros se propone una tabla carga-distancia conservadora para distancias a partir de 50 metros con diámetro de perforación de 3,5".

hp	ALTURA BANCO (m)	CARGA FONDO (kg)	CARGA COLUMNA (kg)	CARGA MÁXIMA (kg)
> 100	20	10	85,0	95,0
80 – 100	8	5,0	35,0	40,0
50 - 80	5	2,50	15,0	17,50

### 7.3.2.5. Tipo de voladura

El tipo de voladura a realizar está enmarcado dentro de voladuras especiales, tal como el objeto y campo de aplicación define la Instrucción Técnica Complementaria 10.3.01 del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera.

El tipo de voladura especial se encuadra en:

- Grandes voladuras (ITC 10.3.01 – 2.1).
- Voladuras próximas a instalaciones eléctricas (ITC 10.3.01 – 2.5).

#### 7.3.2.6. *Diseño de la voladura*

##### 7.3.2.6.1. Equipo de perforación

La perforación se realizará con vagones hidráulicos autopropulsados con martillo en cabeza o en fondo, provista de captador de polvo e intercambiador de barras automático.

##### 7.3.2.6.2. Selección diámetro de perforación

Dadas las características definidas y las alturas de banco, la elección de los diámetros de perforación a utilizar serán:

- 1/2" para precorte y alturas inferiores a 3,50 m.
- 3" para aquellos bancos cuyas alturas comprendidas entre los 3,50 y 5 metros.
- 3 1/2" para alturas comprendidas entre 5 y 10 metros.

Con estos diámetros existe la posibilidad de entubar la perforación para su posterior carga, dada la presencia de arcillas y de algún relleno intercalado entre la roca o karstificaciones del terreno.

##### 7.3.2.6.3. Explosivo y sistema de carga de barrenos

La determinación del tipo de explosivo a emplear viene dada por las características del macizo rocoso (densidad, resistencia a la compresión y tracción...) que influyen considerablemente en el resultado de la voladura.

Teniendo en cuenta lo anterior, los explosivos recomendables para realizar las voladuras son la Goma 2-ECO y la Nagolita, cuyas características técnicas de acuerdo con el catálogo de MAXAM, son las siguientes:

- Goma 2-ECO (RIODIN HE):
  - o Potencia relativa: 85% (s/goma pura)
  - o Densidad de encartuchado: 1,40 g/cm<sup>3</sup>
  - o Velocidad de detonación: 5.200 – 6.700 m/s
  - o Calor de explosión: 1,114 cal/g
  - o Resistencia al agua: Excelente
- NAGOLITA (RIOXAM):
  - o Potencia relativa: >70%
  - o Densidad de encartuchado: 0,8 g/cm<sup>3</sup>
  - o Velocidad de detonación: 2.500 - 3.100 m/s
  - o Calor de explosión: 925 cal/g
  - o Resistencia al agua: Mala

El poseer la Goma una mayor densidad significa que en caso de estar los barrenos llenos de agua (karstificación) será más fácil la carga y, además, se dispondrá de una mayor concentración de energía por volumen. En algunos casos podrá sustituirse la Goma 2-ECO (Riodin HE) por Riogel como carga de fondo si las condiciones resistentes de la roca así lo permiten.



La Nagolita utilizada como carga de columna se empleará a granel en los barrenos secos, o encartuchada si los taladros presentan humedad. Previamente a su introducción sería aconsejable desaguar siempre los barrenos; en el caso de que los barrenos no se pudiesen desaguar, se utilizaría Riogel como carga de columna.

La realización de la carga de los barrenos se realizará en todo momento de acuerdo con las normas dictadas por el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, Reglamento de Armas y Explosivos, así como las Disposiciones Internas de Seguridad de la explotación aprobadas por la Autoridad Minera.

El manejo de explosivos correrá a cargo de artilleros responsables y provisto de la correspondiente cartilla.

Todas las voladuras deben estar dirigidas a pie de obra por un técnico titulado de Minas, responsable de las mismas, garantizando los siguientes puntos:

- Correcto marcado previo de los barrenos.
- Control de posicionamiento y angulación del equipo de perforación.
- Comprobación de las profundidades de cada barreno.
- Detención de las coqueas o fisuras existentes en el terreno a volar.
- Control del proceso de carga comprobando la cantidad de explosivo de cada barreno.
- Control de la ejecución de los retacados.
- Control de la conexión del circuito de voladura, con especial atención a la distribución de los detonadores para su correcta secuencia.

#### 7.3.2.6.4. Retacado

Para la determinación de la longitud de retacado se sigue el criterio de López Jimeno:

$$T = 32D$$

El material empleado es el procedente del detritus de perforación o arena seleccionada exenta de piedras.

#### 7.3.2.6.5. Sistema de iniciación, conexión y disparo

El sistema de iniciación elegido es el de cebado en fondo con inicio en cabeza mediante el empleo de detonadores eléctricos y no eléctricos tipo Primadet de microrretardo.

El barreno se iniciará mediante detonadores eléctricos tipo RIODET I y AI, que a su vez iniciarán cordón detonante. El empleo de detonadores no eléctricos tipo PRIMADET puede sustituir al cordón.

La comprobación del circuito se realizará con un óhmetro homologado.

La fuente de energía para iniciar los detonadores eléctricos será suministrada por un explosor tipo homologado y siempre con el suficiente impulso de encendido y un coeficiente de seguridad del 50%.

#### 7.3.2.6.6. Parámetros de voladura

- *Diámetro de perforación* ( $\emptyset$ ) =  $3\frac{1}{2}$ " = 88,9 mm
- *Altura de banco* ( $H$ ) = 10 m
- *Inclinación de barrenos respecto a la vertical* ( $\beta$ ) = 15°



- Piedra (B) = 35D = 3,1 m
- Espaciamiento (E) = 43D = 3,8 m
- Sobreperforación (Sp) = 12D = 1,1 m
- Retacado (T) = 32D = 2,8 m
- Longitud de la carga de fondo (Lf) = 40D = 3,6 m
- Longitud de barreno (L) =  $\frac{H}{\cos\beta} + \left(\frac{1-\beta}{100}\right) * Sp = 11,29 m$
- Volumen arrancado (V<sub>R</sub>) =  $\frac{B * E * H}{\cos\beta} = 122 m^3$
- Rendimiento de la perforación (R<sub>P</sub>) =  $\frac{V_R}{L} = 10,81 \frac{m^3_{banco}}{m}$
- Concentración lineal de la carga encartuchada de fondo (q<sub>f</sub>) =  
 $\left(\frac{1,1 * (D_{cartucho}(cm))}{2}\right)^2 * \pi * \rho_{carga\ fondo} \left(\frac{g}{cm^3}\right) * \frac{100cm}{1m} * \frac{1kg}{1.000g} = 7,75 \frac{kg_{explosivo\ fondo}}{m_{lineal\ fondo}}$
- Carga de fondo (Q<sub>f</sub>) = q<sub>f</sub> \* L<sub>f</sub> = 27,9 kg de Riodin HE
- Concentración lineal de la carga a granel de columna (q<sub>c</sub>) =  $\left(\frac{D_{barreno}(cm)}{2}\right)^2 * \pi * \rho_{carga\ columna} \left(\frac{g}{cm^3}\right) * \frac{100cm}{1m} * \frac{1kg}{1.000g} = 6,20 kg/m$
- Longitud de la carga de columna (L<sub>c</sub>) = L - L<sub>f</sub> - T = 11,29 - 3,6 - 2,8 = 4,89 m
- Carga columna (Q<sub>c</sub>) = q<sub>c</sub> \* L<sub>c</sub> = 30,32 kg Nagolita
- Carga barreno (Q<sub>b</sub>) = Q<sub>f</sub> + Q<sub>c</sub> = 58,22 kg
- Consumo específico (CE) =  $\frac{Q_b}{V_R} = 0,48 kg \frac{explosivo}{m^3} volado$   

$$CE = 0,48 \frac{kg}{m^3} * \frac{1.000g}{2,794 \frac{t}{m^3}} = 171,8 \frac{g\ explosivo}{t\ roca}$$
- Densidad de carga (D) =  $\frac{58,22}{3,8 * 3,1 * 11,29} = 0,437 \frac{kg}{m^3}$

#### 7.3.2.6.7. Horario de disparo

La realización de la voladura se efectuará a la hora que menos interferencias cause dentro de las propias instalaciones, dependiendo esta a su vez de la hora de suministro. El tiempo transcurrido entre la carga de los barrenos y la realización de la pega será el menor posible.

#### 7.3.2.6.8. Aviso y corte de accesos

Se realizarán avisos acústicos previos, claramente audibles y reconocibles, de forma que se puedan identificar con la voladura.

Se procederá al corte de todos los accesos de forma perimetral para que cada persona que intervenga en el corte sea al menos uno por acceso.

La explotación se encontrará convenientemente señalizada con carteles informativos de aviso de peligro por voladuras en todo su perímetro.

Además, se dispondrán de personas adicionales en los casos en que se requiera un mayor control puntual de la voladura.



#### **7.4. MEDIOS DE PRODUCCIÓN.**

Para la realización de este apartado, se ha consultado y contado con la colaboración de importantes empresas de todos los sectores relacionados con la maquinaria, tanto fija como móvil. Se menciona el valor de la inversión efectuada por la propiedad en su momento.

En este documento se constata que la maquinaria a continuación mencionada, se encuentra realmente en las instalaciones de la cantera de Bóveda de la Ribera.

##### **7.4.1. Planta de conminución**

Se describe la maquinaria existente en la cantera y precios de esta en su momento.

La planta de trituración presente en la cantera de Bóveda de la Ribera está compuesta por una planta de trituración y clasificación de 250 t/h situada a 800 metros del frente de cantera. Esta planta está formada por maquinaria de varias firmas que se describirán a continuación y produce las siguientes fracciones: 0/25, 31/63, 18/25, 12/18, 6/12 y 0/6.

La planta está formada por los siguientes equipos:

##### **7.4.1.1. Trituración primaria**

El todo-uno una vez arrancado, por los equipos de arranque frontal o mediante voladuras, es transportado por los dúmperes desde los frentes y volcado sobre la tolva de recepción de 20 m<sup>3</sup> de capacidad. A partir de ahí pasa a un transportador de tablero metálico de la firma Talleres Zamalvide modelo ATM 45/90 de 30 tejas mecanosoldadas con una longitud de 4,5 metros, 900 milímetros de ancho, una inclinación de 20° y accionamiento mediante motor de 20 CV. A continuación, el todo-uno pasa a un alimentador-precibador de barras con objeto de eliminar parte de las tierras arcillosas. Este equipo es un TZB 2000 x 1500 de 2 metros de longitud y 1,5 metros de ancho con una inclinación de 12,5° y una luz de 90 milímetros que, accionado por un motor de 15 CV, hace una primera selección de los materiales antes de entrar en la machacadora de mandíbulas.

Los materiales comprendidos entre 90 mm y 1 m pasan a la tolva de la machacadora de mandíbulas que tiene una capacidad de 80 t y alimenta por gravedad directamente al equipo primario. El equipo primario lo forma una machacadora de mandíbulas Cedarapids de dimensiones de boca mínimas de 1.050 x 550 mm, 17,5 toneladas de peso y una velocidad de rotación de 300 rpm que permite una producción de 200-250 toneladas por hora para dar materiales con una granulometría 0/250 mm.

Los materiales pasantes del alimentador-precibador previo a la machacadora, con tamaños 0/90 mm, son transportados por una cinta de 1 m de ancho hasta una criba Comesa 1.500 x 2.000 con una superficie de cribado de 16 m<sup>2</sup> y accionada por un motor de 15 CV que con un solo paño separa el 0/30 mm, que directamente se manda a almacenar, y el 30/90 mm que mediante otra cinta de 1.000 mm de ancho se envía al primario para su trituración. Esta criba de Comesa fue reformada con objeto de alcanzar una mayor producción.

Una vez realizada la primera reducción del proceso de conminución, el 0/250 mm saliente de la machacadora se transporta por una cinta de 1 m de ancho y 36 m de

longitud hasta un stock de regulación. De ahí, mediante dos alimentadores vibrantes Vimarc, es transportado por otra banda de 1 metro de ancho y 20 metros de longitud hasta una criba Comesa 1.500 x 2.000 accionada por un motor de 15 CV donde comienza la trituración secundaria.



*Ilustración 7.17. Vista del equipo primario de la planta de machaqueo de la cantera de Bóveda de la Ribera (Fuente Manual inédito de la empresa)*

#### 7.4.1.2. Trituración Secundaria

El material con granulometría 0/250 mm procedente del stock de regulación es transportado en una cinta de 1 metro de ancho y 20 metros de longitud hasta una criba que separa las fracciones 0/100 y 100/250 mm. Las fracciones 100/250 mm, mediante una cinta transportadora de 800 mm de ancho van directamente hasta la tolva de alimentación del molino secundario, y el 0/100, a su vez, es transportado a una criba de la firma Industrias Leblan, accionada con un motor de 15 CV y una superficie de cribado de 3 m<sup>2</sup>, que separa las fracciones 0/25 y 25/100. La fracción 0/25, mediante una cinta de 800 milímetros de ancho, se almacena para su venta directa, mientras que la fracción 25/100 se almacena en una tolva de 20 toneladas que alimenta al molino secundario Nordberg HP 300SX a través de una cinta transportadora y un alimentador Trimán AT300 con dos vibradores y motor de 15 CV.

El molino secundario es un molino de cono Nordberg HP 300SX de 15.400 kg de peso, una potencia de 220 kW y una producción media de entre 250 y 290 t/h que recibe la granulometría 25/250 para dar después de la trituración una fracción 0/80.



*Ilustración 7.18- Molino de conos Nordberg HP 300SX (Elaboración propia)*

El material procedente del cono, por una banda de 800 milímetros de ancho y una longitud de 35 metros, es transportada a una criba Comesa de dos paños que separa las fracciones 63/80, 31/63 y 0/31. La criba, reformada en su momento para alcanzar mayor productividad, tiene una superficie de cribado de 16 m<sup>2</sup> y está accionada por un motor de 25 CV.

La fracción mayor 63/80, por medio de una cinta de 600 milímetros de ancho, vuelve al cono para un nuevo machaqueo. La fracción 31/63 (balasto) se manda al stock mediante una cinta transportadora de 800 milímetros de ancho para su venta directa, y la fracción 0/31 a la trituración terciaria por una cinta transportadora de 800 milímetros.

#### *7.4.1.3. Trituración Terciaria*

El material 0/31 es transportado con una banda transportadora de 800 milímetros hasta una nueva criba de dos paños que separa las fracciones 0/12 y 12/31. La fracción 0/12

por una banda transportadora de 600 milímetros de ancho llega a una criba Mogensen de dos paños que separa las fracciones 0/6 y 6/12, que en ambos casos y mediante cintas transportadoras de 600 milímetros de ancho, se envían a su stock para su posterior venta. La criba Mogensen tiene una superficie de cribado de 3 m<sup>2</sup> y se encuentra accionada por un motor de 7 CV.

La fracción 12/31 es transportada por una cinta transportadora de 650 milímetros de ancho a una tolva de 35 toneladas de capacidad que suministra el material a dos alimentadores vibrantes ZB accionados por motores de 1 CV cada uno. Estos a su vez, según las necesidades, alimentan a uno o dos molinos impactores de la firma Talleres Zamalvide, modelo TZE-5, con una capacidad cada uno de 150 toneladas por hora, motores de accionamiento de 125 y 175 CV y boca de admisión de 150 milímetros para dar una granulometría final 0/25.

Los materiales resultantes 0/25 son transportados por una cinta de 650 milímetros de ancho a una criba de tres paños que separa las siguientes granulometrías: 0/12, 12/18 y 18/25. De estas granulometrías, la 0/12 es transportada de nuevo por una banda de 650 milímetros de ancho a la criba Mogensen para su separación en 0/6 y 6/12, mientras que las fracciones 12/18 y 18/25 se almacenan directamente como productos finales listos para su venta.

En su momento, y con el objetivo de mejorar la productividad de toda la planta, se hicieron unos trabajos de calderería en toda la instalación, además de colocarse un detector de metales en la cinta que suministra piedra al cono y de realizarse una instalación de equipos y eléctricos y automatismos por parte de la empresa Gaicor S.L. El montante final por dichos trabajos ascendió a 90.000€.



*Ilustración 7.19. Vista de conjunto de las cribas (incluida la de balasto) (Elaboración propia)*



Ilustración 7.20. Vista panorámica de la planta (Elaboración propia)

### 7.4.2. Maquinaria móvil

En el apartado de maquinaria móvil, se tomarán como referencia las máquinas con las que trabajaba la propiedad hasta el momento del embargo.

Al igual que en la maquinaria fija, se han analizado y revisado cada uno de los equipos a continuación descritos.

La relación de maquinaria, que después se irá analizando equipo a equipo es la siguiente:

- 1 excavadora Liebherr 981 de arranque frontal.
- 1 excavadora Komatsu PC600
- 1 cargadora Orestein&Koppel (O&K) L45C de 4,2 m<sup>3</sup>.
- 1 grúa sobre camión Grove de 72 toneladas de carga máxima.
- 1 motoniveladora Caterpillar 12H.
- 1 dúmper CAT 771D de 40 toneladas.
- 1 dúmper Aveling Barford de 40 toneladas.
- 1 camión Pegaso Comet cuba de agua
- 1 camión Pegaso Comet central de engrase.
- 1 camión volquete Mercedes Benz de 25 toneladas.
- 1 furgoneta Peugeot.

#### 7.4.2.1. Excavadora Liebherr

<b>Potencia</b>	258 kW
<b>Peso</b>	64 toneladas
<b>Capacidad de cuchara mínima</b>	3,4 m <sup>3</sup>
<b>Capacidad de cuchara máxima</b>	5,8 m <sup>3</sup>
<b>Profundidad de excavación</b>	8,75 m

Tabla 7.11. Características excavadora Liebherr

#### 7.4.2.2. Excavadora Komatsu PC600

<b>Potencia</b>	323 kW
<b>Peso</b>	58,6 toneladas
<b>Capacidad de cuchara mínima</b>	3,5 m <sup>3</sup>
<b>Capacidad de cuchara máxima</b>	6,1 m <sup>3</sup>
<b>Profundidad de excavación</b>	9 m



Ilustración 7.21. Excavadora Komatsu PC600 (Elaboración propia)

#### 7.4.2.3. Cargadora O&K L45B

<b>Potencia</b>	243 kW
<b>Peso</b>	23 toneladas
<b>Capacidad de cuchara</b>	4,2 m <sup>3</sup>

Tabla 7.12. Características cargadora O&K L45B

#### 7.4.2.4. Grúa sobre camión Grove de 72 toneladas

<b>Potencia</b>	212 CV
<b>Peso</b>	34,5 toneladas
<b>Carga máxima</b>	72 toneladas

Tabla 7.13. Características grúa sobre camión Grove

#### 7.4.2.5. Motoniveladora Caterpillar 12H

<b>Potencia neta</b>	104 kW
<b>Peso</b>	15,8 toneladas
<b>Radio mínimo de giro</b>	7,4 m

Tabla 7.14. Características motoniveladora CAT 12H

#### 7.4.2.6. Dúmper Caterpillar 771D

<b>Potencia</b>	362 kW
<b>Peso</b>	34,7 toneladas
<b>Capacidad de carga</b>	40,7 toneladas

Tabla 7.15. Características dúmper CAT 771D

#### 7.4.2.7. Dúmper Aveling Barford

<b>Potencia</b>	354 kW
-----------------	--------



<b>Peso</b>	24 toneladas
<b>Capacidad de carga</b>	40 toneladas

Tabla 7.16. Características dumper Aveling Barford

#### 7.4.2.8. Pegaso Comet

Se dispone de dos camiones Pegaso Comet, uno de ellos transformado para labores de riego con cuba de agua, y otro con modificaciones para actuar como central de engrase.

<b>Potencia</b>	125 CV
<b>Peso</b>	13,2 toneladas
<b>Longitud</b>	5,712 metros

Tabla 7.17. Características Pegaso Comet

#### 7.4.2.9. Volquete Mercedes-Benz de 25 toneladas

<b>Potencia</b>	428 CV
<b>Capacidad de carga</b>	25 toneladas

Tabla 7.18. Características volquete Mercedes-Benz.

#### 7.4.2.10. Furgoneta Peugeot Partner

Para el traslado del personal, se cuenta con una Peugeot Partner.

### 7.5. VALORACIÓN DEL IMPACTO AMBIENTAL Y PROPUESTA DE RESTAURACIÓN.

El pliego P.V.R. 4-3-0.0 / 6ª Edición indica en su capítulo 3, apartado 3.3, que en los informes de homologación se analicen los aspectos de impacto ambiental de la explotación y las medidas correctoras a desplegar.

El proyecto de restauración del espacio natural afectado por la explotación de la cantera de Bóveda de la Ribera ha de incluir una introducción sobre las labores mineras de la concesión y su entorno en la que se describan los aspectos geológicos, hidrológicos, hidrogeológicos, climatológicos, superficie vegetal y paisaje, potencialmente afectados por el proyecto de la cantera. Asimismo, se describirá el entorno socioeconómico de la explotación, infraestructuras y regímenes jurídicos.

#### 7.5.1. Impacto ambiental y medidas correctoras.

Se ha de realizar un estudio de los impactos determinados por la actividad de la cantera partiendo de las características de los suelos (tipo, extensión, erosión, sedimentación, escorrentía, textura, estructura, permeabilidad, capacidad de retención, topografía y geología del substrato), la hidrología superficial y subterránea y los datos climáticos (aridez, temperaturas, régimen de vientos y pluviosidad).

El clima, que es de tipo Mediterráneo templado-fresco de carácter húmedo, se ve representado en la tabla. No existen acuíferos aislados en el macizo de roca de la zona de cantera, aunque sí se aprecia la presencia de un arroyo que discurre por el borde y afecta ligeramente a la zona de la explotación, aunque se encuentra generalmente seco. Los suelos están medianamente evolucionados y la fauna está formada por especies

comunes de caza menor e incluso alguna especie de caza mayor como es el caso del jabalí.

<b>Temperatura media anual</b>	11 – 13°C
<b>Temperatura media del mes más frío</b>	3 – 6°C
<b>Temperatura media del mes más cálido</b>	18 – 22°C
<b>Precipitación media anual</b>	700 – 900 mm
<b>Precipitación en invierno</b>	33%
<b>Precipitación en primavera</b>	25%
<b>Precipitación en otoño</b>	29%
<b>Precipitación en verano</b>	13%
<b>ETP media anual</b>	600 – 800 mm
<b>Duración media del periodo seco</b>	2 – 3 meses
<b>Duración media del periodo de heladas</b>	6 – 8 meses

Tabla 7.19. Datos climáticos. (Elaboración propia)

Tanto la producción de polvo como la de ruido van ligadas a la actividad de la maquinaria de perforación, la planta de machaqueo, las voladuras y el tránsito de vehículos. Se ha considerado el impacto sobre los suelos, las aguas superficiales y subterráneas, la geomorfología y el paisaje, la flora y la fauna. La tabla siguiente resume una valoración de dichos impactos.

<b>Impacto</b>	<b>Valoración</b>
Geológico e Hidrogeológico	Alteración de la topografía del terreno
	Degradación del terreno escasa por ser explotación en ladera. No afecta al nivel freático
Calidad de las aguas	El arroyo de la Torca se ve afectado por el acopio de estériles
Suelo	Paso de aprovechamiento forestal a uso industrial. Impacto poco relevante
Paisaje	Impacto en la topografía. Poco visible desde fuera de la explotación por la geometría de la cantera

Tabla 7.20. Impactos determinados por la actividad de la cantera. (Elaboración propia)

### 7.5.2. Propuesta de restauración

El proyecto de restauración tiene en cuenta los impactos que produce la explotación y se propone mitigar dichos impactos mediante un método de explotación adecuado y una serie de labores a desarrollar al terminar la actividad en la cantera. Estas medidas comprenden:

- Acondicionamiento y ataluzado de los bordes de la explotación. A medida que avanza el frente se podrán ir acondicionando los terrenos aprovechados para lo



cual se extenderán estériles y se cubrirán con tierra vegetal. Al finalizar la vida de la explotación se estructurarán los taludes de forma que queden 5 bancos de 4 metros con una berma entre ellos de 5 metros.

- Retirada, durante la explotación, de la capa de tierra vegetal y depósito de la misma en una zona de acopio vegetal, de tal modo que no se pierdan sus riquezas orgánicas.
- Acondicionamiento y explanación de la plaza de cantera, con redistribución del suelo vegetal retirado y abono orgánico para formar una cubierta vegetal no inferior a 20 centímetros.
- Retirada de todas las instalaciones auxiliares de la explotación.

El presupuesto previsto para la ejecución del plan de restauración se ha distribuido según la tabla.

Labores a realizar		Presupuesto
Extendido y allanado de estériles		1.472,48 €
Extendido y allanado del terreno vegetal		2.103,54 €
Creación cunetas de desagüe		438,74 €
Revegetación	Herbáceos	739,25 €
	Matorral	1.412,38 €
	Arbolado	2.884,86 €
	Abonado	450,76 €
	Siembra y plantación	1.502,53 €
Abonos y mantillos		2.103,54 €
Desmantelación de cimentaciones		721,21 €
Otros		601,01 €
<b>TOTAL</b>		<b>14.430,30 €</b>

Tabla 7.21. Presupuesto del plan de restauración (Elaboración propia)

## 8. ESTUDIO ECONÓMICO

### 8.1. OBRA CIVIL

En este apartado se enumerarán una serie de obras realizadas para el comienzo de la explotación, así como las obras de fábrica necesarias para la instalación de la maquinaria fija de machaqueo comentada anteriormente, además de las naves presentes.

Como primera medida, se ejecutaron una serie de viales entre el terreno destinado para la futura planta de tratamiento de áridos y lo que sería el futuro frente de cantera en su momento. Se tomó la iniciativa de realizar dos accesos diferentes al frente de cantera para facilitar el tránsito de dúmperes en el recorrido hacia la planta. Por este trabajo, Minera Ofitas del Norte S.L., pagó 228.385€.

Coincidiendo en el tiempo con la iniciativa anterior, se comunicó mediante un nuevo vial la carretera comarcar que llega hasta Bóveda de la Ribera con la cantera y el entorno de la futura planta de tratamiento. Para la ejecución de este vial se emplearon medios mecánicos, así como voladuras controladas con explosivo. Estas labores tuvieron un coste de 156.265€.

Una vez se comunicaron los distintos elementos de la futura cantera, se decidió comenzar con la apertura del frente de cantera, para lo cual se realizó previamente un desbroce de la capa de montera que en algunos puntos llegaba a ser de 10 metros. La inversión ascendió a 468.790€.

El siguiente paso fue la ejecución de una campa para el futuro acopio de materiales. Para la ejecución de este terreno para acopios se realizó una excavación con canalización subterránea con objeto de evitar la problemática de las escorrentías superficiales y subterráneas futuras. Además, después de la canalización y compactación se procedió a un relleno con los primeros materiales que salían de la trituración y se compactó todo para evitar posibles contaminaciones del material allí acopiado. En estas labores se invirtieron 408.690€.

Como obra de fábrica para el asentamiento de la maquinaria fija se decidió utilizar hormigón de alta-media resistencia, debido a los esfuerzos a los que estará sometido y en algún punto concreto como es el punto de instalación del grupo primario de machaqueo, se acompañó esta estructura de hormigón con material de escollera procedente del frente abierto de explotación. Además, se colocaron zapatas de estructura de hormigón en todos los puntos donde se apoyan elementos estructurales importantes de la planta, esto es, molinos, cribas, cintas... El valor final de estos trabajos fue de 90.150€.

Aparte de toda esta infraestructura, necesaria para el comienzo de la explotación, se decidió construir una nave sobredimensionada para taller, almacén y demás funciones del día a día. Se estima el valor de esta nave y de otras dos naves pequeñas asociadas a esta en 204.345€. También para la edificación de las naves se preparó el terreno con excavación, relleno y compactación, aparte de los pilares.

El valor total de las obras ejecutadas por Minera Ofitas del Norte, S.L., ascendió a 1.556.625€. [9]



## 8.2. COMERCIALIZACIÓN DEL MATERIAL EXTRAÍDO

Como ya se ha comentado previamente, la comercialización de la ofita extraída tiene dos salidas fundamentales, carreteras y vías férreas. En este apartado se realiza un supuesto para cada caso, con el fin de analizar ambos escenarios a la hora de la comercialización.

### 8.2.1. Carreteras

Haciendo un estudio de las posibles áreas de venta del árido de la cantera de Bóveda de la Ribera se toman como interesantes las comunidades colindantes a la provincia de Burgos, ya que así el desplazamiento del material es el menor posible. Estas comunidades son Cantabria, País Vasco, La Rioja y la propia Castilla y León.

El suministro de árido a partir de esta cantera quizás no sea rentable para bases y subbases en algunas provincias de Castilla y León Occidental; sin embargo, sí entran en números para capas de rodaduras y otros tipos diferentes de suministros.

### 8.2.2. Infraestructura ferroviaria

Para estimar las posibilidades de esta cantera, se deben considerar dos escenarios diferentes; Por un lado, tenemos a la empresa ferroviaria por antonomasia en España, RENFE, la cual homologó en su momento la cantera por medio de su Jefatura de Geotecnia perteneciente a la Dirección Técnica de Mantenimiento de Infraestructuras. La homologación se llevó a cabo con un informe específico y con toma de muestras in situ para corroborar que el material cumple con las especificaciones requeridas en el P.R.V. 3-4.0.0. (6ª Edición).

Por otro lado, y como segundo escenario, se encuentra ADIF, una entidad pública empresarial adscrita al Ministerio de Transportes, Movilidad y Agenda Urbana. ADIF ejerce un papel principal como dinamizador del sector ferroviario.

A parte de estos dos escenarios, existen otros que no se deben perder de vista. Por un lado, está el EUSKO TRENBIDEAK, que es una sociedad pública del Gobierno Vasco que gestiona los ferrocarriles vascos y, por otro lado, el Metro de Bilbao. Estas dos sociedades tienen planteadas importantes inversiones para su expansión y consolidación en sus zonas de influencia. Con lo cual, se debe seguir con cuidada atención las futuras inversiones a realizar por estos organismos ya que, por proximidad, son fuentes de salida muy importantes para el material de la cantera de Bóveda de la Ribera.

Como ya se ha visto anteriormente, la empresa estatal RENFE, por medio de su UNE de Mantenimiento de Infraestructura, tiene unas necesidades de balasto en una zona concreta de España que coincide con su Jefatura Técnica de Operaciones de Bilbao Santander, siendo la Gerencia Operativa Miranda de Ebro. Estas necesidades pueden ser cubiertas perfectamente por la cantera de Bóveda de la Ribera, situada en Medina de Pomar (Burgos). Esta cantera está situada relativamente equidistante a las líneas de RENFE de la Jefatura de Operaciones anteriormente mencionada. El punto más próximo para carga sobre esta tolva está en la línea Bilbao-Miranda de Ebro. Actualmente esta línea está suministrándose de la Cantera de Haro, propiedad de la empresa Ofitas de San Felices S.A., pero tiene comprometido el suministro de líneas de Alta Velocidad.



Aun así, se puede observar en el mapa adjunto de la Gerencia de Miranda de Ebro que el trayecto entre Orduña y Bilbao podría ser abastecido en exclusiva por la cantera de Bóveda de la Ribera debido a su proximidad. Las estaciones de carga sobre tolva dentro de esta línea podrían ser las de Amurrio u Orduña.

Para describir todo el ámbito de influencia de esta cantera teniendo en cuenta el entorno ferroviario, se considera un radio de aproximadamente 100 km porque, aunque RENFE en ocasiones transporte el balasto a más distancia, parece ser esta la distancia más propicia para determinar el ámbito de influencia de una cantera.

Llegados a este punto conviene observar el mapa de estaciones y líneas de RENFE adjunto, así como el listado de estaciones.

Al observar el mencionado plano, vemos que existen líneas en vía simple (VS) y líneas en vía doble (VD). Estipulado por RENFE, y debido a su experiencia de años, se estima que 1 metro lineal de vía simple necesita 3 m<sup>3</sup> de balasto para que la banqueta del balasto funcione adecuadamente siendo la vida útil de este balasto no superior a los 30 años. En el caso de las vías dobles, se estima que 1 metro lineal de este tipo de vía necesita 7 m<sup>3</sup> de balasto con la misma vida útil media que el anterior.

Una vez que se tienen los metros cúbicos por metro lineal y los años de vida útil, se utilizará la siguiente fórmula para definir las necesidades de balasto cada año:

$$\text{Consumo Anual Balasto} = \frac{m \text{ lineales de vía} * m^3 * m \text{ lineal}}{30 \text{ años (vida útil)}}$$

Entonces, se necesita definir los metros lineales de vía implicados en el entorno de los 100 km de radio de influencia de las ofitas de la cantera de Bóveda de la Ribera:

Tramo	Km	Tipo Vía
Piedrahita de Juarros - Olazti	136	VD
Pobes – Bilbao	89	VD y VS
Bilbao – Santurce	14	VD
Desierto Barakaldo – Muskiz	13	VD
Palencia – Santander	218	VS
Cubillas – Barrio de Colina	123	VD
Solvay y Santander Puerto	10	VS

Tabla 8.1. Kilómetros de vía en la zona de influencia de la cantera (Elaboración propia)

El total de vía, como se puede observar sumando todos los kilómetros, es de 603 kilómetros, de los cuales 346 km son de vía doble y 257 de vía simple. Por lo tanto, si se aplica la fórmula anterior se obtiene:

$$\text{Consumo Anual Balasto VS} = \frac{257 * 3 * 1000}{30} = 25.700 \text{ m}^3$$

$$\text{Consumo Anual Balasto VD} = \frac{346 * 7 * 1000}{30} = 80.733 \text{ m}^3$$



Entre vía simple y vía doble anualmente, y en el ámbito de estudio, habrá que reponer unos 106.433 m<sup>3</sup> de balasto. A lo que hay que añadir para obras no contratadas por RENFE sino por subcontratas, una cantidad que para estos casos se puede cifrar en el 20% del consumo de RENFE, es decir, aproximadamente 21.286 m<sup>3</sup>.

La suma del consumo de RENFE más las subcontratas da un total aproximado de 127.719 m<sup>3</sup> de balasto al año.

En cuanto a los Ferrocarriles Españoles de Vía Estrecha (FEVE), parte de RENFE, cabe destacar que la empresa propietaria de la cantera anteriormente, MINERA OFITAS DEL NORTE, suministró la cantidad de 15.000 toneladas/año compradas por la propia organización ferroviaria y otras 60.000 toneladas/año compradas por empresas contratistas, pero con destino la infraestructura de FEVE.

También cabe señalar la adjudicación de 90.000 toneladas de balasto en el ferrocarril de La Robla, servicio en auge por el servicio turístico del Expreso de La Robla.

Otra opción que no se puede dejar de lado son los futuros proyectos de nueva red de alta velocidad, aunque más a largo que a corto plazo.



Ilustración 8.1. Mapa ferroviario de España (Fuente ADIF)



Ilustración 8.2. Mapa ferroviario Jefatura de Operaciones Bilbao-Santander (Fuente RENFE)

Gerencia Operativa de Miranda  
Jefatura Técnica de Operaciones de BILBAO/SANTANDER

ORD.	CODIGO	NOMBRE	P. KM.	U.N. GESTORA	T. LIN.	G. C.	TIPO	GRUP	PROVINCIA
1	14223	SANTANDER	515	EST. COMERC.	A2/Z	SI	E	2	SANTANDER
2	14230	VALDECILLA	513	CERCANIAS	A2/Z		P	6	SANTANDER
3	14221	MURIEDAS	509	CARGAS	A2/C/Z	SI	E	3	SANTANDER
4	14220	CAMARGO	508	CERCANIAS	A2/Z		P	6	SANTANDER
5	14219	BOO	507	CERCANIAS	A2/Z	(*)	T	6	SANTANDER
6	14218	GUARNIZO	505	CERCANIAS	A2/Z	(*)	T	6	SANTANDER
7	14217	PARBAYON	501	CERCANIAS	A2/Z		P	6	SANTANDER
8	14218	RENEDO	495	CERCANIAS	A2/Z	(*)	T	6	SANTANDER
9	14215	ZURITA	491	CERCANIAS	A2/Z		P	5	SANTANDER
10	14214	SIERRAPANDO	487	CERCANIAS	CIA2/Z		P	6	SANTANDER
11	14213	TORRELAVEGA	485	CARGAS	A2/Z	SI	E	3	SANTANDER
12	14212	VIERNOLÉS	484	CERCANIAS	A2/Z		P	5	SANTANDER
13	14211	LAS CALDAS DE BESAYA	481	CERCANIAS	A2/Z		P	5	SANTANDER
14	14210	LOS CORRALES DE BUELNA	476	CERCANIAS	A2/Z	SI	T	4	SANTANDER
15	14209	LAS FRAGUAS	468	CERCANIAS	A2/Z	(*)	T	6	SANTANDER
16	14208	SANTA CRUZ DE IGUÑA	465	CERCANIAS	A2/Z		P	5	SANTANDER
17	14207	MOLLEDO-PORTOLIN	462	CERCANIAS	A2/Z		P	5	SANTANDER
18	14206	BARCENA	460	CERCANIAS	A2/Z	(*)	T	6	SANTANDER
19	14228	COBEJO	454	PATRIMONIO	A2/Z	(*)	T		SANTANDER
20	14205	MONTABLIZ	449	PATRIMONIO	A2/Z	(*)	T	5	SANTANDER
21	14204	PESQUERA	440	CERCANIAS	A2/Z	(*)	T	5	SANTANDER
22	14203	LANTUENO-SANTIURDE	437	CERCANIAS	A2/Z	(*)	T	5	SANTANDER
23	14202	REINOSA	426	CERCANIAS	BIA2/Z	SI	E	3	SANTANDER
24	14227	SOPEÑA	421	PATRIMONIO	B	(*)	T		SANTANDER
25	14201	POZAZAL	416	PATRIMONIO	B	(*)	T	4	SANTANDER
26	14200	MATAPORQUERA	407	CIRCULACION	B	SI	E	3	SANTANDER
27	14115	QUINTANILLA DE LAS TORRES	399	PATRIMONIO	B/C		P	6	PALENCIA
28	14114	AGUILAR DE CAMPOO	395	CIRCULACION	B	SI	E	4	PALENCIA
29	14113	MAVE	386	CIRCULACION	B	SI	T	4	PALENCIA
30	14112	ALAR DEL REY	376	CIRCULACION	B	SI	E	4	BURGOS
31	14111	HERRERA DEL PISUERGA	370	CIRCULACION	B	SI	A	4	PALENCIA
32	14110	SAN CRISTOBAL DE BOEDO	362	PATRIMONIO	B		P		PALENCIA
33	14109	ESPINOSA-EL CABALLO	357	CIRCULACION	B	SI	T	5	PALENCIA
34	14108	ESPINOSA DE VILLAGONZALO	355	PATRIMONIO	B		P		PALENCIA
35	14107	OSORNO	347	CIRCULACION	B	SI	E	4	PALENCIA
36	14106	LAS CABAÑAS DE CASTILLA	341	PATRIMONIO	B		P	5	PALENCIA
37	14105	MARCILLA DE CAMPOS	335	PATRIMONIO	B		P	5	PALENCIA
38	14104	FROMISTA	330	CIRCULACION	B	SI	T	4	PALENCIA
39	14103	PIÑA	323	PATRIMONIO	B		P	5	PALENCIA
40	14102	AMUSCO	318	PATRIMONIO	B		P	5	PALENCIA
41	14117	EL CARRION	311	PATRIMONIO	B		P		PALENCIA
42	14101	MONZON DE CAMPOS	309	CIRCULACION	B	SI	A	4	PALENCIA
43	14100	PALENCIA	297	EST. COMERC.	A1/B	SI	E	2	PALENCIA
<b>LEON</b>									
1	<b>MURIEDAS ( excl. 3 )</b>								
44	14224	SANTANDER-PUERTO	4	CARGAS	C	G	5		SANTANDER
2	<b>SIERRAPANDO ( excl. 10 )</b>								
45	14226	SOLVAY FACTORIA	6	CARGAS	C	SI	G	5	SANTANDER
<b>VALLADOLID-CAMPO GRANDE</b>									
46	10904	CUBILLAS DE SANTA MARTA	271	PATRIMONIO	A1		P	4	VALLADOLID
47	10905	DUEÑAS	279	CIRCULACION	A1	SI	T	4	PALENCIA
48	11000	VENTA DE BAÑOS	285	CARGAS	A1/C	SI	E	2	PALENCIA
49	11002	PICON DE LOS SERRANOS	289	PATRIMONIO	A1		G	5	PALENCIA
50	11003	SOTO DE CERRATO	291	PATRIMONIO	A1		G		PALENCIA
51	11004	MAGAZ	294	CIRCULACION	A1	SI	T	4	PALENCIA
52	11005	TORQUEMADA	306	CIRCULACION	A1	SI	E	4	PALENCIA
53	11006	QUINTANA DEL PUENTE	317	CIRCULACION	A1	SI	T	4	PALENCIA
54	11007	VILLODRIGO	328	CIRCULACION	A1	SI	A	4	PALENCIA
55	11008	LOS BALBASES	333	PATRIMONIO	A1		P	5	BURGOS
56	11009	VILLAQUIRAN	339	CIRCULACION	A1	SI	E	4	BURGOS
57	11010	ESTEPAR	350	CIRCULACION	A1	SI	E	4	BURGOS
58	11011	QUINTANILLEJA	360	CIRCULACION	A1	SI	E	4	BURGOS
59	11012	ALAMEDA	363	CIRCULACION	A1		P	6	BURGOS
60	11100	BURGOS	370	EST. COMERC.	A1/C/B	SI	E	2	BURGOS
61	11101	LA VENTILLA	375	CIRCULACION	A1	SI	G	5	BURGOS
62	11102	VILLAFRIA	376	CIRCULACION	A1	SI	T	4	BURGOS
63	11103	QUINTANAPALLA	386	CIRCULACION	A1	SI	A	4	BURGOS
64	11104	BARRIOS DE COLINA	394	PATRIMONIO	A1		P	5	BURGOS

G. O. Miranda de Ebro



CIRCULACION RENFE

195

Ilustración 8.3. Listado vías Jefatura Operaciones Bilbao-Santander I (Fuente RENFE)

Gerencia Operativa de Miranda  
Jefatura Técnica de Operaciones de BILBAO/SANTANDER

ORD.	CODIGO	NOMBRE	P. KM.	U.N. GESTORA	T. LIN.	G. C.	TIPO	GRUP	PROVINCIA
65	11105	PIEDRAHITA DE JUARROS	397	PATRIMONIO	A1			5	BURGOS
66	11106	SANTA OLALLA DE BUREBA	402	CIRCULACION	A1	SI	E	4	BURGOS
67	11107	CASTIL DE PEONES	408	PATRIMONIO	A1		P	5	BURGOS
68	11108	BRIVIESCA	417	CIRCULACION	A1	SI	E	3	BURGOS
69	11110	CALZADA DE BUREBA	428	CIRCULACION	A1	SI	E	4	BURGOS
70	11111	PANCORBO	439	CIRCULACION	A1	SI	T	4	BURGOS
71	11112	BUJEDO	449	CIRCULACION	A1	SI	G	4	BURGOS
72	11200	MIRANDA DE EBRO	459	EST. COMERC.	A2/A1	SI	E	1	BURGOS
73	11220	MIRANDA DE EBRO CLASIFICACION	459	CARGAS	A1		E	1	BURGOS
74	11202	RIBAVELLOSA	461	PATRIMONIO	A1		G		ALAVA
75	11203	MANZANOS	469	CIRCULACION	A1	SI	E	4	ALAVA
76	11204	LA PUEBLA DE ARGANZON	473	PATRIMONIO	A1		P	5	BURGOS
77	11205	NANCLARES-LANGRAIZ	479	CIRCULACION	A1	SI	E	4	ALAVA
78	11208	TRESPUENTES	484	PATRIMONIO	A1		P	5	ALAVA
79	11221	JUNDIZ	486	CARGAS	A1		A	4	ALAVA
80	11208	VITORIA/GASTEIZ	492	EST. COMERC.	A1	SI	E	2	ALAVA
81	11209	ESTIVALIZ-OREITIA	502	PATRIMONIO	A1		P	5	ALAVA
82	11210	ALEGRIA DULANTZI	506	CIRCULACION	A1	SI	T	4	ALAVA
83	11211	EZKEREKOTXA	511	PATRIMONIO	A1		P	5	ALAVA
84	11212	AGURAIN/SALVATIERRA DE ALAVA	516	CIRCULACION	A1	SI	E	4	ALAVA
85	11213	ARAIA	524	CIRCULACION	A1	SI	A	4	ALAVA
86	11214	EGUIÑO	527	PATRIMONIO	A1		P		ALAVA
87	11215	ZIORDIA	531	PATRIMONIO	A1		P	5	NAVARRA
88	11216	OLAZTICLAZAGUTIA ALTSASU	533	PATRIMONIO	A1		P	3	NAVARRA
<b>3</b> BURGOS (excl. 60)									
89	82220	VILLALONQUEJAR	12	PATRIMONIO	C		G	6	BURGOS
<b>MIRANDA DE EBRO (excl. 72)</b>									
90	13001	POBES	160	CIRCULACION	A2	SI	T	4	ALAVA
91	13002	ZUHATZU	168	CIRCULACION	A2	SI	T	4	ALAVA
92	13003	IZARRA	180	CIRCULACION	A2	SI	A	4	ALAVA
93	13004	INOSO-OJARDO	185	CIRCULACION	A2	(*)	T	6	ALAVA
94	13005	LEZAMA	195	CIRCULACION	A2	SI	T	4	ALAVA
95	13006	ARTOMAÑA	202	CIRCULACION	A2	SI	T	4	ALAVA
96	13100	ORDUÑA	209	CERCANIAS	A2/Z	SI	E	3	VIZCAYA
97	13116	IÑARRATXU	214	CERCANIAS	A2/Z		D	6	VIZCAYA
98	13101	AMURRIO	216	CERCANIAS	A2/Z	SI	E	3	ALAVA
99	13102	SALBIO	219	CERCANIAS	A2/Z		P	6	ALAVA
100	13103	LUIAONDO	221	CERCANIAS	A2/Z		P	4	ALAVA
101	13104	SANTA CRUZ DE LLODIO	226	CERCANIAS	A2/Z		P	6	ALAVA
102	13106	LLODIO	228	CERCANIAS	A2/Z	SI	E	3	ALAVA
103	13107	ARETA	229	CERCANIAS	A2/Z	SI	A	6	VIZCAYA
104	13117	ARAKALDO	230	CERCANIAS	A2/Z		P	5	VIZCAYA
105	13108	ARBIDE	232	CERCANIAS	A2/Z		P	6	VIZCAYA
106	13109	ARRANKUDIAGA	234	CERCANIAS	A2/Z		P	6	VIZCAYA
107	13115	BAKIOLA	235	CERCANIAS	A2/Z		P	6	VIZCAYA
108	13110	UGAO-MIRABALLES	235	CERCANIAS	A2/Z	SI	E	4	VIZCAYA
109	13111	ARRIGORRIAGA	240	CERCANIAS	A2/Z	SI	E	3	VIZCAYA
110	13112	BASAURI	241	CERCANIAS	A2/Z		P	6	VIZCAYA
111	13118	ABAROA-SAN MIGUEL	242	CERCANIAS	A2/Z		P	5	VIZCAYA
112	13113	BIDEBIETA-BASAURI	243	CERCANIAS	A2/Z	SI	E	3	VIZCAYA
113	13114	OLLARGAN	246	CERCANIAS	A2/Z	SI	T	4	VIZCAYA
114	13200	BILBAO-ABANDO	249	EST. COMERC.	CIA2/Z	SI	E	1	VIZCAYA
115	13201	LA CASILLA	1	CARGAS	C	SI	E	3	VIZCAYA
116	13303	OLABEAGA	3	CERCANIAS	A1/CZ	SI	E	3	VIZCAYA
117	13304	ZORROTZA	5	CERCANIAS	A1/Z	SI	E	3	VIZCAYA
118	13305	LUTXANA-BARAKALDO	7	CARGAS	A1/Z	SI	E	3	VIZCAYA
119	13400	DESERTU-BARAKALDO	0	CERCANIAS	A1/BZ	SI	E	3	VIZCAYA
120	13401	SESTAO	10	CERCANIAS	A1/Z	SI	T	4	VIZCAYA
121	13402	LA IBERIA	11	CERCANIAS	A1/Z		P	4	VIZCAYA
122	13403	PORTUGALETE	12	CERCANIAS	A1/Z		P	3	VIZCAYA
123	13404	PEÑOTA	13	CERCANIAS	A1/Z		P	5	VIZCAYA
124	13405	SANTURTZI	14	CARGAS	A1/CZ	SI	E	2	VIZCAYA
125	13407	SANTURTZI-PUERTO	0	TRANSP. COMB.	C		A		VIZCAYA
<b>4</b> LA CASILLA (excl. 115)									
126	13203	BILBAO AMEZOLA	0	CARGAS	C		E	3	VIZCAYA
<b>5</b> OLABEAGA (excl. 116)									

G. O. Miranda de Ebro



CIRCULACION RENFE



197

Ilustración 8.4. Listado vías Jefatura Operaciones Bilbao-Santander II (Fuente RENFE)



**Gerencia Operativa de Miranda**  
**Jefatura Técnica de Operaciones de BILBAO/SANTANDER**

ORD.	CODIGO	NOMBRE	P. KM.	U.N. GESTORA	T. LIN.	G. C.	TIPO	GRUP.	PROVINCIA
127	13302	BILBAO-PARKEA	2	TRANSP. COMB.	A1/Z	SI	E	3	VIZCAYA
129	13300	BILBAO-LA NAJA	0	CERCANIAS	A1/Z	SI	E	3	VIZCAYA
<b>5</b>		<i>OLABEAGA (excl. 116)</i>							
129	13307	BILBAO-PUERTO	2	CARGAS	C		E		VIZCAYA
		<i>BILBAO-PARKEA (excl. 127)</i>							
<b>6</b>		<i>ZORROTZA (excl. 117)</i>							
130	13306	ZORROTZA-PUERTO	5	PATRIMONIO	C		A		VIZCAYA
<b>7</b>		<i>DESERTU-BARAKALDO (excl. 119)</i>							
131	13501	GALINDO	3	CERCANIAS	B/Z	SI	T	4	VIZCAYA
132	13502	TRAPAGA	3	CERCANIAS	B/Z		P	6	VIZCAYA
133	13503	VALLE DE TRAPAGA/TRAPAGARAN	4	CERCANIAS	B/Z	SI	T	4	VIZCAYA
134	13507	URIOSTE	6	CERCANIAS	B/Z		P	6	VIZCAYA
135	13509	SAGRADA FAMILIA	7	CERCANIAS	B/Z		P	6	VIZCAYA
136	13504	ORTUELLA	7	CERCANIAS	B/Z	SI	T	4	VIZCAYA
137	13506	GALLARTA	8	CERCANIAS	B/Z		P	6	VIZCAYA
138	13505	PUTXETA	11	CERCANIAS	B/Z	SI	T	4	VIZCAYA
139	13506	MUSKIZ	13	CERCANIAS	B/Z	SI	E	4	VIZCAYA

**G. O. Miranda de Ebro**



CIRCULACION RENFE



**199**

Ilustración 8.5. Listado vías Jefatura Operaciones Bilbao-Santander III (Fuente RENFE)



Ilustración 8.6. Mapa ferroviario área de influencia de la cantera



Ilustración 8.7. Leyenda mapa ferroviario del área de influencia de la cantera (Fuente Geotren)

### 8.3. VALOR SUPUESTO EN FUNCIÓN DE LA ACTIVIDAD COMERCIAL

A la hora de calcular el valor supuesto de la cantera, se tomarán en cuenta primero los activos con que cuenta la misma. Estos activos se estiman aproximadamente en 3.821.627 € y en ellos se contempla la maquinaria móvil, planta de conminución, naves de almacenamiento, suelos y acopios y permisos y homologaciones.

Una vez que se han valorado los activos, se procederá a un cálculo estimativo del valor de la cantera en función de las ventas que pueda tener esta en el futuro.

### 8.4. ESTUDIO DE VIABILIDAD

#### 8.4.1. Estudio de inversiones

En la tabla posterior se analizan las inversiones para llevar a cabo la operación minera.

Concepto	Unidades	Coste	Inversión	Periodo de Amortización	Amortización anual
<b>MAQUINARIA MÓVIL</b>					
Excavadora Liebherr 981	1	90.150€	90.150€	10	9.015€
Excavadora Komatsu PC600	1	120.655€	120.655€	10	12.065,5€
Cargadora O&K L45C	1	96.161€	96.161€	10	9.616,1€
Grúa sobre camión GROVE	1	84.142€	84.142€	10	8.414,2€
Motoniveladora CAT 12H	1	36.060€	36.060€	10	3.606€
Dúmpster CAT 771D	1	30.050€	30.050€	10	3.050€
Dúmpster Aveling Barford	1	48.081€	48.081€	10	4.808,1€
Camión Pegaso Comet	2	6.010€	12.020€	10	1.202€
Volquete Mercedes-Benz 25 t	1	12.020€	12.020€	10	1.202€
Peugeot-Partner	1	9.015€	9.015€	10	901,5€
<b>Total Maquinaria</b>			526.334€		52.633,4€
<b>MAQUINARIA FIJA</b>					
Planta de molturación, tolvas, precribadores...	1	1.520.000	1.520.000	30	50.666,67€
Equipos eléctricos y automatismos	1	90.000	90.000	30	300€
<b>Total Planta Fija</b>			1.610.000	30	50.966,67€
<b>INFORMES</b>					

Proyectos, informes geológicos, homologación cantera por RENFE...	1	108.000	108.000	30	3.600€
<b>INSTALACIONES</b>					
Obra civil	1	1.556.625€	1.556.625€	30	51.887,5€
Báscula	1	10.150€	10.150€	20	507,5€
Tanque de gasóleo 20.000L	1	6.008,72€	6.008,72€	30	200,29€
Depósito de aguas	1	2.999€	2.999€	30	99,97€
Grupo electrógeno 10-20 Kva	1	1.511€	1.511€	10	151,1€
<b>Total Instalaciones</b>			<b>1.577.293,72€</b>		<b>52.846,36€</b>
<b>TOTAL GENERAL</b>			<b>3.821.627,72€</b>		<b>160.046,43€</b>

Tabla 8.2. Inversiones iniciales (Elaboración propia)

#### 8.4.2. Costes

Para el cálculo de los costes de operación se tomarán en cuenta los siguientes factores:

- Días de trabajo al año y horas de trabajo diarias.
- Niveles de producción previstos.
- Equipos intervinientes.

CLASE DE PERSONAL	Plantilla	Anual (€)	Total (€)
Técnico Titulado	1	44.688,00 €	44.688,00 €
Administrativos y otros	1	29.047,20 €	29.047,20 €
Conductores	3	30.164,40 €	90.493,20 €
Palistas	3	31.281,60 €	93.844,80 €
Mecánicos, electricistas, etc.	1	33.516,00 €	33.516,00 €
Otros trabajadores cualificados	2	31.281,60 €	62.563,20 €
<b>Total Remunerado</b>			<b>354.152,40 €</b>

Tabla 8.3. Costes de personal (Elaboración propia)

Datos básicos de partida:

- Producción anual: 350.000 t/año.
- Días de trabajo efectivos: 220.
- Relevos por día: 1.
- Horas trabajador/año: 1.760.

<b>Concepto</b>	Perforadora
<b>Coste Horario total</b>	70,00 €



<b>Producción anual</b>	350.000,00
<b>Horas trabajo/año</b>	950,00
<b>Coste anual</b>	66.500,00 €
<b>Coste/tonelada</b>	0,19 €

Tabla 8.4. Costes Perforadora (Elaboración propia)

<b>Concepto</b>	Excavadora
<b>Coste Horario total</b>	75,00 €
<b>Producción anual</b>	350.000,00
<b>Horas trabajo/año</b>	1.118,00
<b>Coste anual</b>	83.850,00 €
<b>Coste/tonelada</b>	0,24 €

Tabla 8.5. Costes excavadora (Elaboración propia)

<b>Concepto</b>	Cargadora
<b>Coste Horario total</b>	35,00 €
<b>Producción anual</b>	350.000,00
<b>Horas trabajo/año</b>	867,00
<b>Coste anual</b>	30.345,00 €
<b>Coste/tonelada</b>	0,09 €

Tabla 8.6. Costes cargadora (Elaboración propia)

<b>Concepto</b>	Volquete
<b>Coste Horario total</b>	18,00 €
<b>Producción anual</b>	350.000,00
<b>Horas trabajo/año</b>	533,00
<b>Coste anual</b>	9.594,00 €
<b>Coste/tonelada</b>	0,03 €

Tabla 8.7. Costes volquete (Elaboración propia)

<b>Concepto</b>	Grúa GROVE
<b>Coste Horario total</b>	65,00 €
<b>Producción anual</b>	350.000,00
<b>Horas trabajo/año</b>	650,00
<b>Coste anual</b>	42.250,00 €
<b>Coste/tonelada</b>	0,12 €

Tabla 8.8. Coste grúa (Elaboración propia)

<b>Explosivos</b>	12.284,00 €
-------------------	-------------

Tabla 8.9. Costes explosivos (Elaboración propia)

Operación	€/t	€/h	t/año	h/año	€/año
Perforadora	0,19 €	70,00 €	350000	950,00	66.500,00 €
Excavadora	0,48 €	150,00 €	350000	2.236,00	167.700,00 €
Cargadora	0,09 €	35,00 €	350000	867,00	30.345,00 €
Volquete	0,08 €	54,00 €	350000	1.599,00	28.782,00 €
Grúa	0,12 €	65,00 €	350000	650,00	42.250,00 €
Explosivos	0,04 €				12.284,00 €
<b>Total coste de operación</b>					<b>347.861,00 €</b>

Tabla 8.10. Coste de operación (Elaboración propia)

### 8.4.3. Ingresos

De acuerdo con las producciones planificadas y la comercialización de los productos esperada reflejada en apartados anteriores, se presenta el siguiente desglose de ingresos anuales para los 10 años de la concesión:

AÑO	PRECIO VENTA	INCR. ANUAL PRECIOS	PRODUCCION VENDIBLE	INGRESOS POR VENTAS ANUALES
1	10,00 €	0	280.000,00	2.800.000,00 €
2	10,25 €	2,50%	280.000,00	2.870.000,00 €
3	10,51 €	2,50%	280.000,00	2.941.750,00 €
4	10,77 €	2,50%	280.000,00	3.015.293,75 €
5	11,04 €	2,50%	280.000,00	3.090.676,09 €
6	11,31 €	2,50%	280.000,00	3.167.943,00 €
7	11,60 €	2,50%	280.000,00	3.247.141,57 €
8	11,89 €	2,50%	280.000,00	3.328.320,11 €
9	12,18 €	2,50%	280.000,00	3.411.528,11 €
10	12,49 €	2,50%	280.000,00	3.496.816,32 €
Total			2.800.000,00	31.369.468,95 €

Tabla 8.11. Ingresos por ventas (Elaboración propia)

### 8.4.4. Cuenta de resultados

Concepto	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Inversión	3.821.627,72 €					
Ventas		2.800.000,00 €	2.870.000,00 €	2.941.750,00 €	3.015.293,75 €	3.090.676,09 €
Total Ingresos		2.800.000,00 €	2.870.000,00 €	2.941.750,00 €	3.015.293,75 €	3.090.676,09 €
Costes						
Operación		347.861,00 €	347.861,00 €	347.861,00 €	347.861,00 €	347.861,00 €
Personal		354.152,40 €	354.152,40 €	354.152,40 €	354.152,40 €	354.152,40 €
Amortización		160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €
Canon		70.000,00 €	70.000,00 €	70.000,00 €	70.000,00 €	70.000,00 €
Seguros e imprevistos		70.000,00 €	71.750,00 €	73.543,75 €	75.382,34 €	77.266,90 €
Total costes		1.002.059,83 €	1.003.809,83 €	1.005.603,58 €	1.007.442,17 €	1.009.326,73 €
Resultado explotación		1.797.940,17 €	1.866.190,17 €	1.936.146,42 €	2.007.851,58 €	2.081.349,36 €

<b>Provisión de insolvencias</b>		140.000,00 €	143.500,00 €	147.087,50 €	150.764,69 €	154.533,80 €
<b>Gastos financieros</b>						
<b>De créditos</b>		229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €
<b>Total gastos financieros</b>		229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €
<b>Gastos generales</b>		140.000,00 €	143.500,00 €	147.087,50 €	150.764,69 €	154.533,80 €
<b>Resultado explotación</b>		1.428.642,51 €	1.493.392,51 €	1.559.761,26 €	1.627.789,23 €	1.697.517,89 €
<b>Impuestos</b>		357.160,63 €	373.348,13 €	389.940,31 €	406.947,31 €	424.379,47 €
<b>Beneficio</b>		1.071.481,88 €	1.120.044,38 €	1.169.820,94 €	1.220.841,92 €	1.273.138,42 €
<b>Amortizaciones</b>		160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €
<b>Cash-flow</b>	-3.821.627,72 €	1.231.528,31 €	1.280.090,81 €	1.329.867,37 €	1.380.888,35 €	1.433.184,85 €
<b>Cash-flow acumulado</b>	-3.821.627,72 €	-2.590.099,41 €	-1.310.008,60 €	19.858,77 €	1.400.747,12 €	2.833.931,97 €

Tabla 8.12. Tabla resultados Año 0-5 (Elaboración propia)

Concepto	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10
<b>Inversión</b>					
<b>Ventas</b>	3.167.943,00 €	3.247.141,57 €	3.328.320,11 €	3.411.528,11 €	3.496.816,32 €
<b>Total Ingresos</b>	3.167.943,00 €	3.247.141,57 €	3.328.320,11 €	3.411.528,11 €	3.496.816,32 €
<b>Costes</b>					
<b>Operación</b>	347.861,00 €	347.861,00 €	347.861,00 €	347.861,00 €	347.861,00 €
<b>Personal</b>	354.152,40 €	354.152,40 €	354.152,40 €	354.152,40 €	354.152,40 €
<b>Amortización</b>	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €
<b>Canon</b>	70.000,00 €	70.000,00 €	70.000,00 €	70.000,00 €	70.000,00 €
<b>Seguros e imprevistos</b>	79.198,57 €	81.178,54 €	83.208,00 €	85.288,20 €	87.420,41 €
<b>Total costes</b>	1.011.258,40 €	1.013.238,37 €	1.015.267,83 €	1.017.348,03 €	1.019.480,24 €
<b>Resultado explotación</b>	2.156.684,59 €	2.233.903,20 €	2.313.052,28 €	2.394.180,08 €	2.477.336,08 €
<b>Provisión de insolvencias</b>	158.397,15 €	162.357,08 €	166.416,01 €	170.576,41 €	174.840,82 €
<b>Gastos financieros</b>					
<b>De créditos</b>	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €
<b>Total gastos financieros</b>	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €	229.297,66 €
<b>Gastos generales</b>	158.397,15 €	162.357,08 €	166.416,01 €	170.576,41 €	174.840,82 €
<b>Resultado explotación</b>	1.768.989,78 €	1.842.248,46 €	1.917.338,61 €	1.994.306,01 €	2.073.197,60 €
<b>Impuestos</b>	442.247,44 €	460.562,11 €	479.334,65 €	498.576,50 €	518.299,40 €
<b>Beneficio</b>	1.326.742,33 €	1.381.686,34 €	1.438.003,96 €	1.495.729,51 €	1.554.898,20 €
<b>Amortizaciones</b>	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €	160.046,43 €
<b>Cash-flow</b>	1.486.788,76 €	1.541.732,77 €	1.598.050,39 €	1.655.775,94 €	1.714.944,63 €
<b>Cash-flow acumulado</b>	4.320.720,74 €	5.862.453,51 €	7.460.503,90 €	9.116.279,84 €	10.831.224,47 €

Tabla 8.13. Tabla de resultados Años 6-10 (Elaboración propia)



### 8.4.5. Análisis de rentabilidad

Para el análisis de la rentabilidad de la inversión, se consideran procedimientos con actualización como son los métodos VAN y TIR.

#### 8.4.5.1. VAN (*Valor actual neto*)

Consiste en actualizar al momento actual los flujos de fondo que se originan mediante una tasa de descuento alternativa.

$$VAN = \sum_{j=1}^n \frac{C_j}{(1+i)^j} - C_0$$

Donde:

- $C_0$  = Coste inicial de la inversión.
- $C_j$  = Flujo de fondos positivo neto correspondiente al año  $j$ .
- $i$  = Tipo de interés o RMA.
- $n$  = Número de años.

<b>VAN=</b>	8.886.848,69 €
-------------	----------------

El hecho de que el VAN sea positivo significa que la inversión en el proyecto resulta más ventajosa que en la mejor de las otras oportunidades de inversión, pues el patrimonio neto de la empresa experimenta un aumento mayor.

#### 8.4.5.2. TIR (*Tasa interna de retorno*)

Es aquel valor de la tasa de actualización que hace que el flujo de fondos acumulado al final de la vida del proyecto sea igual a cero. Se trata de hallar el valor de  $i$  para el cual se cumple la siguiente fórmula:

$$\sum_{j=1}^n \frac{C_j}{(1+i)^j} - C_0 = 0$$

Donde:

- $C_0$  = Coste inicial de la inversión.
- $C_j$  = Flujo de fondos positivo neto correspondiente al año  $j$ .
- $i$  = Tasa de rentabilidad interna.
- $n$  = Número de años.

<b>TIR=</b>	50%
-------------	-----

La TIR puede definirse como la tasa a la que se remunerarían los fondos invertidos en un proyecto, de manera que al final de la vida del mismo se hayan recuperado dichos fondos y los intereses devengados cada año por el saldo acumulado pendiente de recuperación.

Por ende, el proyecto será aceptable económicamente si su TIR es mayor que la RMA (Rendimiento Mínimo Aceptable, 10%). En el caso de este proyecto, supera ampliamente ese rango.



## **8.4.6. Conclusiones de viabilidad del proyecto**

### **8.4.6.1. Viabilidad técnica**

La viabilidad técnica del proyecto está asegurada teniendo en consideración la garantía en la existencia de reservas explotables y la viabilidad de ejecución.

### **8.4.6.2. Viabilidad financiera**

En este capítulo se ha realizado un desarrollo y justificación de la viabilidad económico-financiera del proyecto de acuerdo con el método VAN/TIR. Conforme a los resultados obtenidos mediante dicho método, se arrojan las siguientes conclusiones:

El VAN del proyecto analizado para un horizonte de 10 años resulta positivo, lo que indica que la inversión resulta más ventajosa que en la mejor de las oportunidades de inversión, es decir, aquella que ficticiamente daba un interés del 10%, pues el patrimonio neto de la empresa experimenta un aumento mayor.

Otra conclusión es que el proyecto es aceptable económicamente, ya que la TIR es superior al RMA.

Los datos arrojados por el estudio son los expresados a continuación:

- VAN = 8.886.848,69€
- TIR = 50%



## 9. CONCLUSIONES

Después de la realización del presente proyecto, se llega a la conclusión de que la explotación de la masa de ofitas situada en la cantera de Bóveda de la Ribera es rentable tanto técnica como financieramente con la demanda estimada de mercado.

El aspecto técnico viene corroborado por los estudios realizados por RENFE para la homologación de cantera suministradora de balasto. Estos ensayos son muy estrictos, lo que hace ver que la calidad del material extraído en Bóveda de la Ribera es excelente.

En el apartado económico se han evaluado la inversión inicial, ingresos y costes estimados para la posterior realización del VAN y la TIR y así comprobar que el proyecto es rentable.

Un estado de crisis económica como el actual podría modificar sensiblemente el valor de la rentabilidad de la explotación, ya que podría realizarse un menor número de obras y acondicionamientos de las vías o pavimentos.



## 10. BIBLIOGRAFÍA

- [1] GEONETWORK, Equipo. Portal GeoNetwork para datos espaciales e información. Online. 2 July 2007. [Consulta 7 June 2022]. Disponible en: <https://www.mapa.gob.es/ide/metadatos/srv/spa/metadata.show?uuid=65ebb42b-f435-48b1-8f91-a67d428e0d22>
- [2] MapasIGME - Portal de cartografía del IGME: MAGNA 50 - Hoja 110 (MEDINA DE POMAR). Online. [Consulta 17 June 2022]. Disponible en: <http://info.igme.es/cartografiadigital/geologica/Magna50Hoja.aspx?Id=110&language=es>
- [3] Evapotranspiración. *Wikipedia, la enciclopedia libre*. Online. 2022. [Consulta 17 June 2022]. Disponible en: <https://es.wikipedia.org/w/index.php?title=Evapotranspiraci%C3%B3n&oldid=143225314>. Page Version ID: 143225331
- [4] Geoportal IDE. Online. [Consulta 17 June 2022]. Disponible en: [https://www.mapama.gob.es/ide/metadatos/geoportal/index.html?service=Evapotranspiraci%C3%B3n%20potencial%20\(ETP\)%20media%20anual%20\(mm\)&URL=https://www.mapama.gob.es/sig/agua/EvalRecHidricos/1940\\_2005/ETP/wms.aspx&layer=Evapotranspiraci%C3%B3n%20potencial%20anual%20\(1940%2F41-2005%2F06\)](https://www.mapama.gob.es/ide/metadatos/geoportal/index.html?service=Evapotranspiraci%C3%B3n%20potencial%20(ETP)%20media%20anual%20(mm)&URL=https://www.mapama.gob.es/sig/agua/EvalRecHidricos/1940_2005/ETP/wms.aspx&layer=Evapotranspiraci%C3%B3n%20potencial%20anual%20(1940%2F41-2005%2F06))  
Geoportal IDE Wrapper
- [5] Datos climáticos de la estación meteorológica de Medina de Pomar (Burgos). Online. [Consulta 17 June 2022]. Disponible en: <https://es.meteosolana.net/estacion/9051>
- [6] MINISTERIO DE INDUSTRIA, TURISMO Y COMERCIO. *REGLAMENTO GENERAL DE NORMAS BÁSICAS DE SEGURIDAD MINERA E INSTRUCCIONES TÉCNICAS COMPLEMENTARIAS*. [no date]. ISBN 84-7474-937-9.
- [7] HERRERA HERBERT, Juan. *Métodos de Minería a cielo abierto*. Universidad Politécnica de Madrid, [2006].
- [8] INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA. *Manual de evaluación técnico-económica de proyectos mineros de inversión*. [1991]. ISBN 84-7840-077-X.
- [9] MINERA OFITAS DEL NORTE. *Manual Inédito de la Empresa*.
- [10] Liebherr – Grupo internacional & empresa familiar. Online. [Consulta 24 June 2022]. Disponible en: <https://www.liebherr.com/es/esp/inicio/p%C3%A1gina-de-inicio.html>
- [11] Datos técnicos & fichas técnicas para maquinaria pesada y equipos | LECTURA Specs. Online. [Consulta 24 June 2022]. Disponible en: <https://www.lectura-specs.es/es>

- [12] ¿Qué Tipo de Motor tiene Grove? Grúa De Todoterreno. Online. [Consulta 24 June 2022]. Disponible en: <http://maquqam.com/motor/elevacion-11169/grove.html>
- [13] IGME. *Unidad Hidrogeológica Villarcayo*. Online. Disponible en: [https://www.igme.es/actividadesIGME/lineas/HidroyCA/publica/libros1\\_HR/libro74/pdf/lib74/in\\_0622.pdf](https://www.igme.es/actividadesIGME/lineas/HidroyCA/publica/libros1_HR/libro74/pdf/lib74/in_0622.pdf)
- [14] ADIF. *Normativa Técnica. Control de calidad, toma de muestras y ensayo*. Online. Disponible en: [http://descargas.adif.es/ade/u18/GCN/NormativaTecnica.nsf/v0/71A69B4444F4B435C12573AA003EA1F1/\\$FILE/NAV%203402.pdf?OpenElement](http://descargas.adif.es/ade/u18/GCN/NormativaTecnica.nsf/v0/71A69B4444F4B435C12573AA003EA1F1/$FILE/NAV%203402.pdf?OpenElement)
- [15] ADIF. *Declaración sobre la red 2022*. Online. 2022. Disponible en: [https://www.adif.es/documents/20124/5115425/20211202\\_01\\_DR\\_Adif\\_Libro\\_2022.pdf/ac74af1a-4435-9979-fd5e-e3bbdedb08de?t=1638441645127](https://www.adif.es/documents/20124/5115425/20211202_01_DR_Adif_Libro_2022.pdf/ac74af1a-4435-9979-fd5e-e3bbdedb08de?t=1638441645127)
- [16] ADIF. *Mapas 2022*. Online. Disponible en: [https://www.adif.es/documents/20124/5115425/20220128\\_03\\_DR\\_Adif\\_Mapas\\_2022.pdf/794bbda3-98e4-3dfe-a2a5-c44d8f891070?t=1643386006483](https://www.adif.es/documents/20124/5115425/20220128_03_DR_Adif_Mapas_2022.pdf/794bbda3-98e4-3dfe-a2a5-c44d8f891070?t=1643386006483)
- [17] RENFE. *Pliego de Prescripciones Técnicas para el suministro y utilización del balasto*. 6ª Edición. 2004.
- [18] ADIF. *Canteras suministradoras. Prescripciones geotécnicas y de instalaciones de fabricación*. 2ª Edición. 2007.
- [19] MARÍA ELENA MONTANER SALAS and EDUARDO SÁNCHEZ-ALMOHALLA SERRANO. *Aproximación, por el método de Thornthwaite, al cálculo de infiltración de lluvia útil*. 1988.
- [20] FERNÁNDEZ MAROTO, G., FERNÁNDEZ ÁLVAREZ, G. and SUÁREZ DEL RÍO, L.M. *Contribución al conocimiento de las ofitas de Cantabria*. 2004.
- [21] HERNAIZ HUERTA, P.P. and SOLÉ PONT, J. *Las estructuras del diapiro de Salinas de Rosío y del Alto de San Pedro-Iglesias y sus implicaciones en la evolución tectónica de la transversal burgalesa de la cordillera Vasco-cantábrica-Cuenca del Duero*. 2000.
- [22] HERNAIZ HUERTA, P.P. and SOLÉ PONT, J. *Las estructuras del diapiro de Salinas de Rosío y del Alto de San Pedro-Iglesias y sus implicaciones en la evolución tectónica de la transversal burgalesa de la cordillera Vasco-cantábrica-Cuenca del Duero*. 2000.
- [23] CÉSAR ESTEPA ROMERO. *Modelización 3D del diapiro de Salinas de Rosío*. 2019.



[24] JOAN MARTÍNEZ-BOFILL, ALBERT SOLER, NEUS OTERO, and EDUARD SALVADO. *Caracterización Mineralógica y Química de Áridos Ofíticos sometidos a ensayos normalizados de durabilidad*. June 2012.

[25] DESCONOCIDO. *Anejo Nº 1: Ofitas*.

[26] Rocas - Ofita (Diabasa) - Región de Murcia Digital. Online. [Accessed 24 June 2022]. Available from: [https://www.regmurcia.com/servlet/s.S1?sit=c,365,m,108&r=ReP-27972-DETALLE\\_REPORTAJESABUELO](https://www.regmurcia.com/servlet/s.S1?sit=c,365,m,108&r=ReP-27972-DETALLE_REPORTAJESABUELO)

[27] GIPUZKOA, Noticias de. Ofita: el oro de Urretxu. Online. [Accessed 24 June 2022]. Available from: <https://www.noticiasdegipuzkoa.eus/gipuzkoa/urola-garaia/2019/11/10/ofita-oro-urretxu/1001281.html>

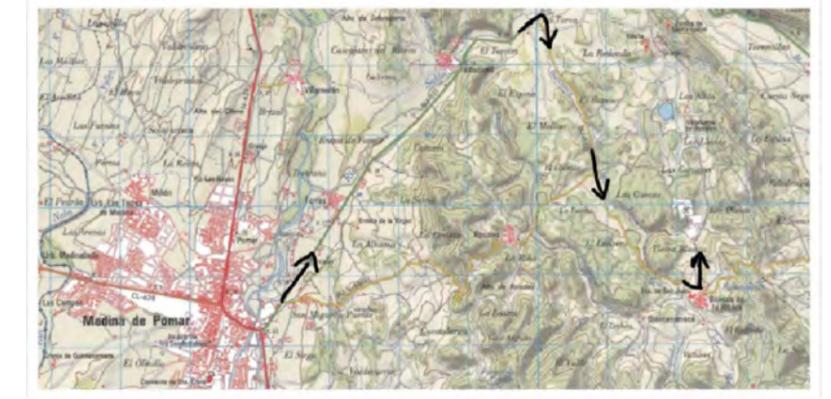
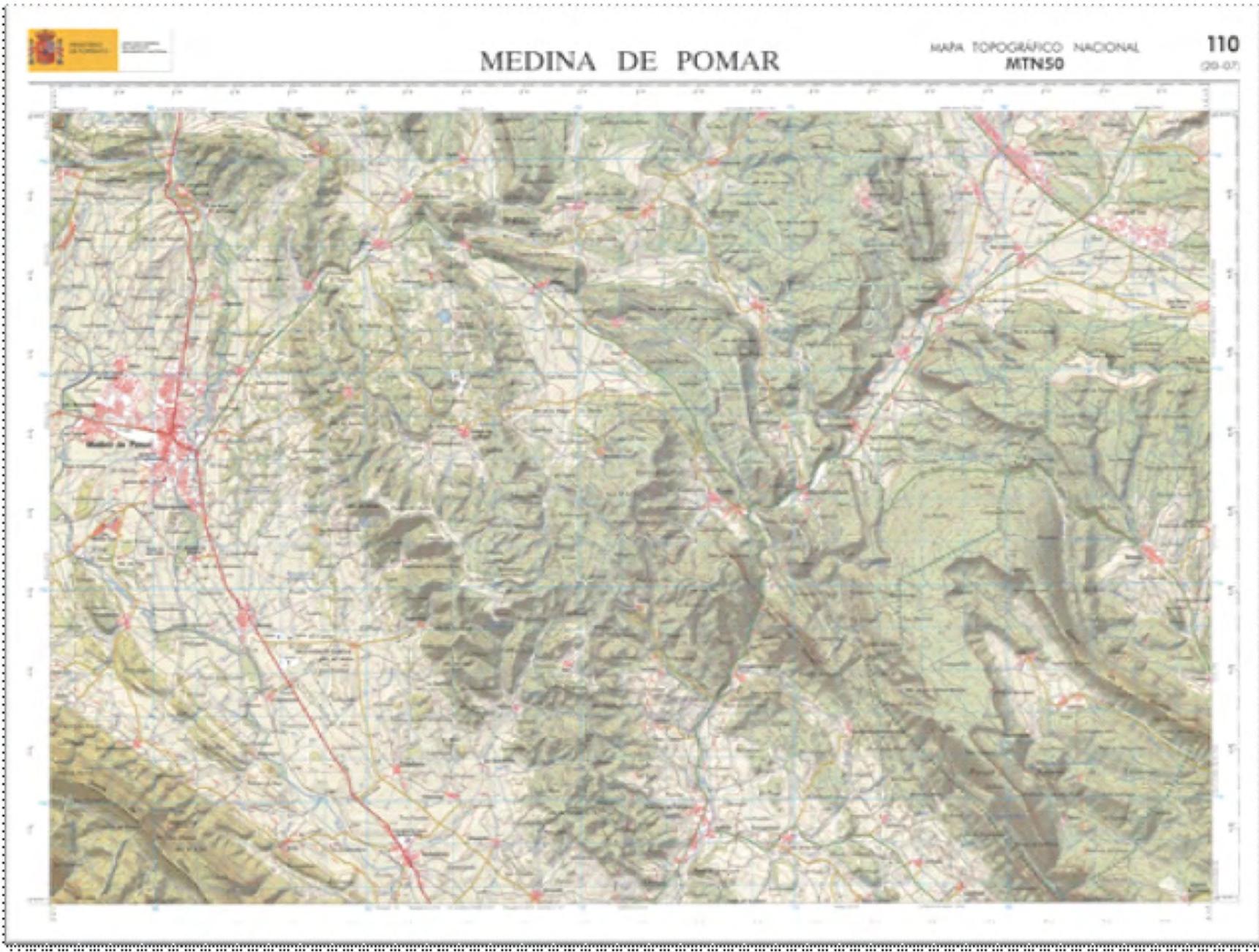
[28] RENFE. *Ensayos previos de homologación de la cantera “Minera Ofitas del Norte, S.L.” en Medina de Pomar (Burgos)*. 1998. C.T.E.I./OC núm. JL-98-BAL-OC Hoja núm. 01

[29] CARLOS LÓPEZ JIMENO. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. 2014. ISBN 8478401644.

[30] MAXAM. *Catálogo MAXAM*. Online. Available from: [https://www.aemina.com/documentos/ficheros\\_documentos/Catalogo%20MAXAM.pdf](https://www.aemina.com/documentos/ficheros_documentos/Catalogo%20MAXAM.pdf)



Número de plano: 1	Proyecto de explotación y viabilidad de la cantera de Bóveda de la Ribera	
	Levantamiento Topográfico	Escala 1:2000
Rubén González Cavia	T.F.G.	28/06/2022
	Grado en Ingeniería de los Recursos Mineros	



 <b>UC</b> UNIVERSIDAD DE CANTABRIA	Número de plano: 2	Proyecto de explotación y viabilidad de la cantera de Bóveda de la Ribera	
		Ubicación y Acceso a la cantera (Ministerio de Fomento)	Escala 1:333
Rubén González Cavia	T.F.G.	28/06/2022	
	Grado en Ingeniería de los Recursos Mineros		

MAPA GEOLOGICO DE ESPAÑA  
E. 1:50.000

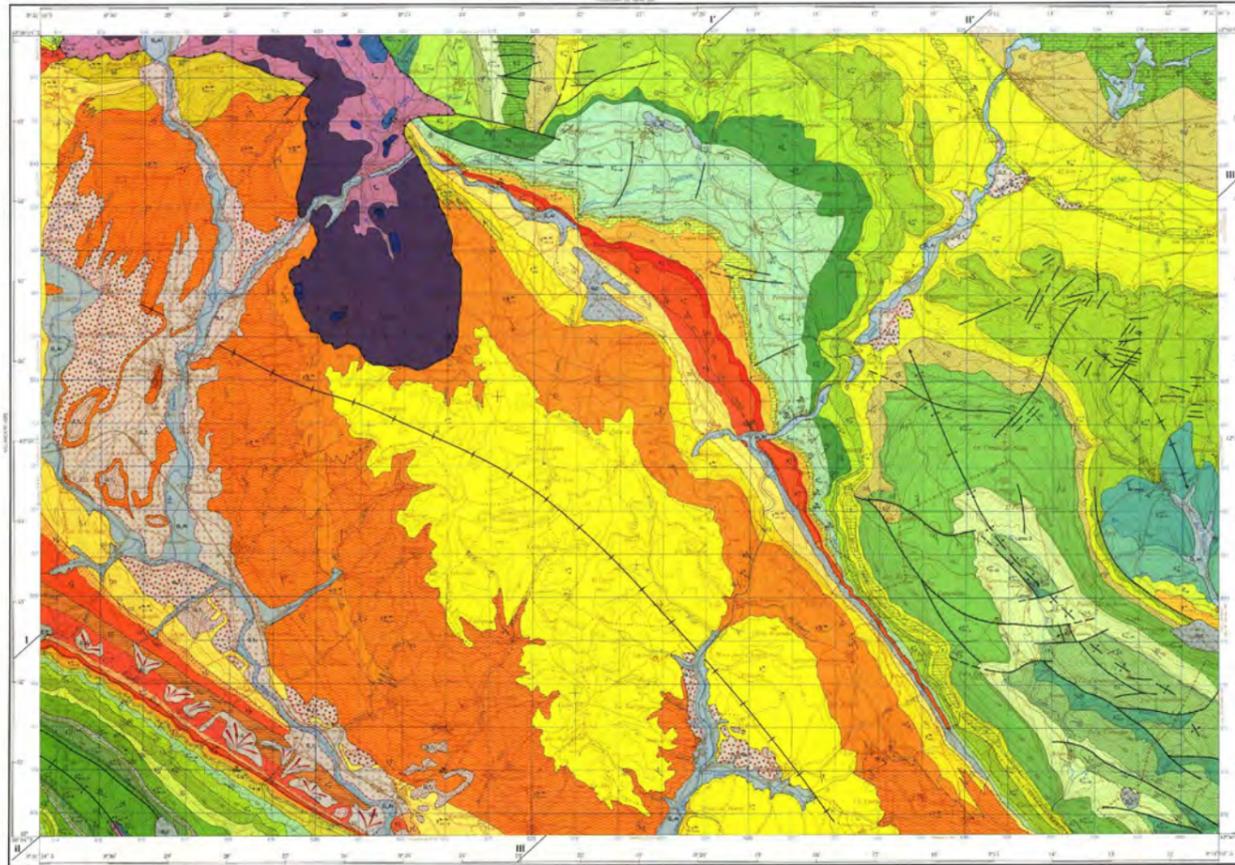


MEDINA DE POMAR

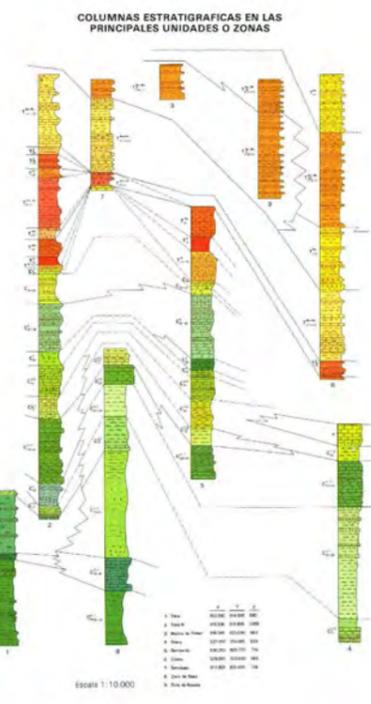
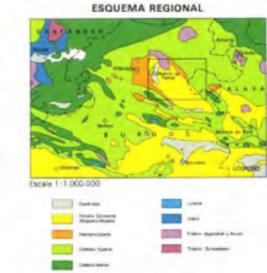
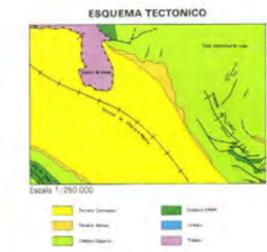
110  
20-07

**LEYENDA**

CUARTO	TERCERO	SEGUNDO	PRIMERO
<ul style="list-style-type: none"> <li>CUARTO</li> <li>CUARTO III</li> <li>CUARTO II</li> <li>CUARTO I</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>TERCERO</li> <li>TERCERO III</li> <li>TERCERO II</li> <li>TERCERO I</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>SEGUNDO</li> <li>SEGUNDO III</li> <li>SEGUNDO II</li> <li>SEGUNDO I</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>PRIMERO</li> <li>PRIMERO III</li> <li>PRIMERO II</li> <li>PRIMERO I</li> </ul>

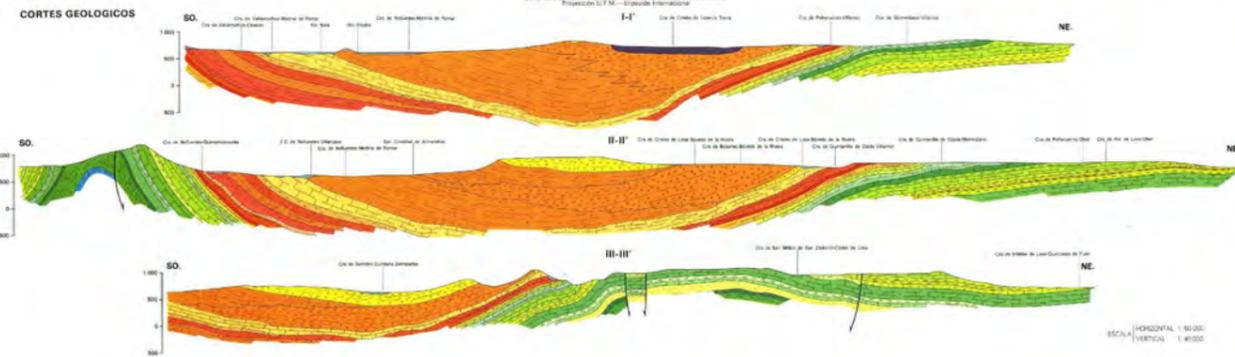


IGME. SERVICIO DE PUBLICACIONES. MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA. C.E.S. 1975. **Escala 1:50.000**. **NUMEROS DIRECCION Y SUPERFICIE DE JOHNSON**

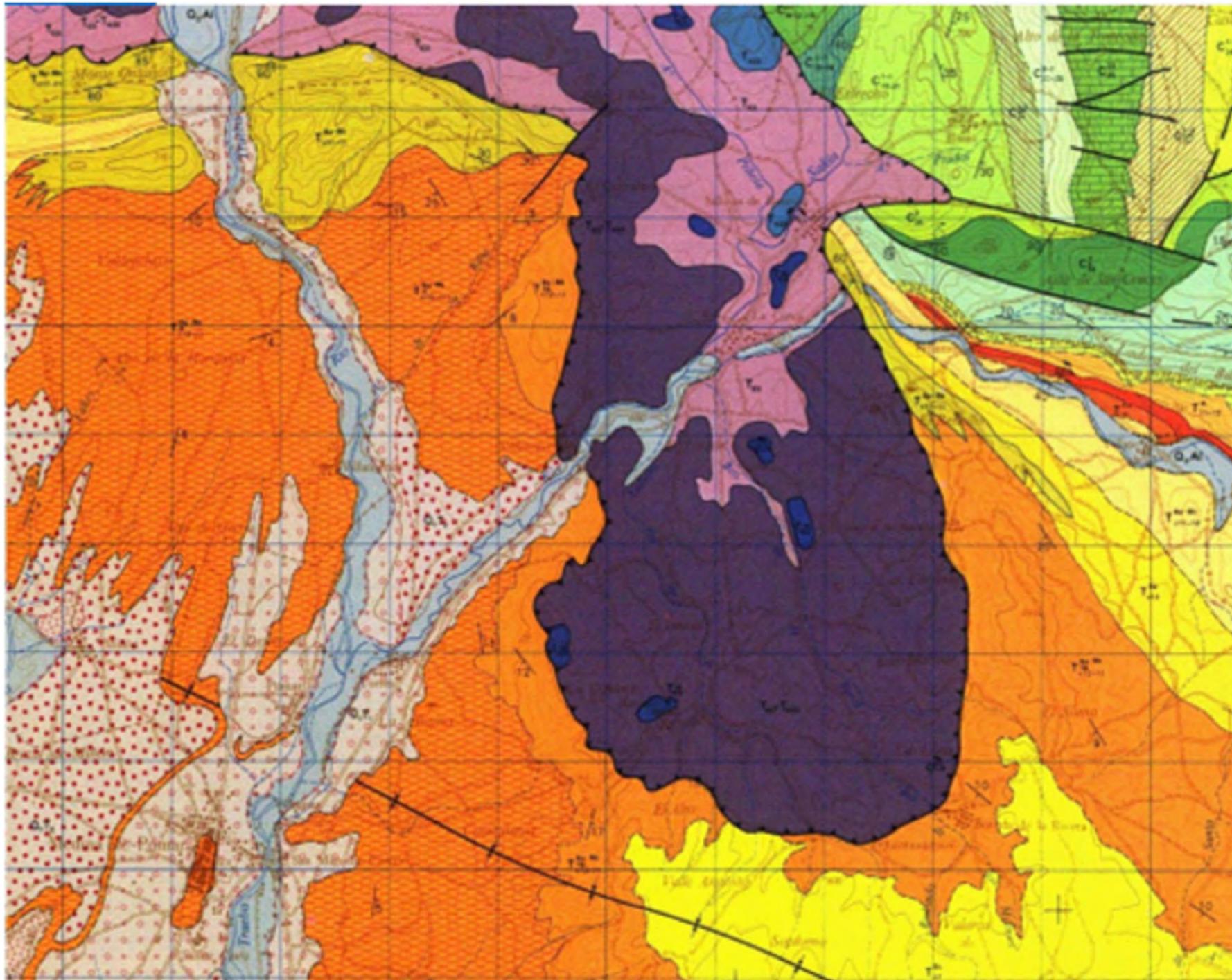


**SIGNOS CONVENCIONALES**

<ul style="list-style-type: none"> <li>Carretera</li> <li>Carretera nacional</li> <li>Carretera provincial</li> <li>Carretera municipal</li> <li>Carretera de ferrocarril</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho métrico</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho ibérico</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho europeo</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho ruso</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho chino</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho japonés</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho coreano</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho indio</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho nepalés</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho birmano</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho tailandés</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del sur</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho camboyano</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho laosiano</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del norte</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del centro</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del sur</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del este</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del oeste</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del norte</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del centro</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del sur</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del este</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del oeste</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Carretera de ferrocarril de ancho métrico</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho ibérico</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho europeo</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho ruso</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho chino</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho japonés</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho coreano</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho indio</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho nepalés</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho birmano</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho tailandés</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del sur</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho camboyano</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho laosiano</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del norte</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del centro</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del sur</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del este</li> <li>Carretera de ferrocarril de ancho vietnamita del oeste</li> </ul>
-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------



Número de plano: 3	Proyecto de explotación y viabilidad de la cantera de Bóveda de la Ribera	
	Mapa Geológico IGME Hoja 110	Escala 1:333
Rubén González Cavia	T.F.G.	28/06/2022
	Grado en Ingeniería de los Recursos Mineros	



**UC**  
UNIVERSIDAD  
DE CANTABRIA

Número de plano: 4	Proyecto de explotación y viabilidad de la cantera de Bóveda de la Ribera	
	Detalle geológico del diapiro de Salinas de Rosío y sus materiales (IGME)	Escala 1:250
Rubén González Cavia	T.F.G.	28/06/2022
	Grado en Ingeniería de los Recursos Mineros	