Universidad de Cantabria
Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía
Ampliación por interior de la cantera “Las Brañas”



TRABAJO DE FIN DE GRADO

PROYECTO DE AMPLIACIÓN POR INTERIOR DE LA CANTERA “LAS BRAÑAS”

(“LAS BRAÑAS” QUARRY UNDERGROUND EXPANSION PROJECT)

Para acceder al Título de

GRADO EN INGENIERÍA DE LOS RECURSOS MINEROS

Autor: Miguel Colio Baldeón

Tutor: Rubén Pérez Álvarez

Curso: 2015/2016

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar debo agradecer la ayuda prestada a mi tutor Rubén Pérez Álvarez y al coordinador Raúl Husillos Rodríguez, que me facilitaron toda la información que necesité, me resolvieron y aclararon todas las dudas que me surgieron y me ayudaron en todo lo que precisé.

En segundo lugar agradecerle a mis padres y a mi hermana Ana su apoyo incondicional en todo momento. Me ayudaron económicamente en todo lo que necesité y nunca podre agradecérselo lo suficiente. De igual importancia fue mi pareja, Paula, debido a que, pese a la distancia, tuve un respaldo en todo momento y una fuerza desmedida para salir adelante en todas las situaciones.

Por último, y no por ser menos importantes, gracias a mis amigos de Cabezón y de la escuela, los cuales han hecho posible que yo haya llegado hasta este punto.

Índice general

Listado de ilustraciones

Listado de tablas

Documento I. Memoria

Documento II. Planos

Documento III. Pliego de condiciones

Documento IV. Presupuesto

Documento V. Bibliografía

Listado de ilustraciones

Ilustración 1. Municipio de Val de San Vicente 4
Ilustración 2. Clasificación de suelos de la cuenca del río Nansa 5
Ilustración 3. Mapa geológico a escala 1:50.000, hoja 33, Comillas. Fuente: IGME 6
Ilustración 4. Cuarteles de explotación 8
Ilustración 5. Trazado en planta de la labor de acceso a la explotación. 9
Ilustración 6. Cuadriculas que ocupa la cantera "Las Brañas" 23
Ilustración 7. Comunidad Autónoma de Cantabria 27
Ilustración 8. Municipio de Val de San Vicente 28
Ilustración 9. Ubicación de la explotación y de las poblaciones (Google Maps). 28
Ilustración 10. Accesos a la zona de interés (Google Maps). 29
Ilustración 11. Cuadriculas de la cantera y de la ampliación (catastro). 31
Ilustración 12. Evolución del número de habitantes en Val de San Vicente (ICANE) 33
Ilustración 13. Distribución por edades y sexo de los habitantes (ICANE) 34
Ilustración 14. Clasificación climática de Köppen 47
Ilustración 15. Régimen pluviométrico de Cantabria (Aemet). 50
Ilustración 16. Distribución espacial de la precipitación anual (1981-2010). (Aemet) 51
Ilustración 17. Régimen termométrico de Cantabria. (Aemet) 52
Ilustración 18. Distribución espacial de la temperatura media anual. (Aemet) 53
Ilustración 19. Mapa edafológico de Cantabria 57
Ilustración 20. Clasificación de suelos de la cuenca del río Nansa 58
Ilustración 21. Ríos y relieve de Cantabria 63
Ilustración 22. Mapa geomorfológico de Cantabria (Geomorfología del Valle del Nansa, Frochoso (1990)) 64
Ilustración 23. Hoja de Comillas (Mapa geológico 1:50000) 76
Ilustración 24. Corte geológico de la zona de interés (Mapa geológico 1:50000) 76
Ilustración 25. Corte geológico de la zona de interés (Mapa geológico 1:50000) 78
Ilustración 26. Clasificación de las calizas según Dunham (1962) 87
Ilustración 27. Influencia de la porosidad y la distribución de tamaño de poro en la permeabilidad de agua líquida (Utilización de Rocas y Minerales Industriales, 2005). 95
Ilustración 28. Comportamiento capilar de varias rocas ornamentales (Utilización de Rocas y Minerales Industriales. 2005) 97
Ilustración 29. Punta piramidal Knoop. Ensayo Microdureza Knoop 101
Ilustración 30. Gárgola de Notre Dame (Paris) 102
Ilustración 31. Esfinge y pirámide (El Cairo) 103
Ilustración 32. Catedral de Burgos 103

Ilustración 33. Acueducto de Segovia. 103

Ilustración 34. Catedral de León 104

Ilustración 35. El coliseo de Roma 105

Ilustración 36. Mapa geológico a escala 1:50.000, hoja 33, Comillas. Fuente: IGME.. 106

Ilustración 37. Caliza de Tinamenor 107

Ilustración 38. Fachada con Caliza de Tinamenor 107

Ilustración 39. Cangrejos fósiles de la caliza de Tinamenor localizada en la biblioteca de Segovia. 109

Ilustración 40. Erizos de mar fósiles de la caliza de Tinamenor localizada en la biblioteca de Segovia. 109

Ilustración 41. Croquis esquemático de la estructura de un macizo rocoso. 114

Ilustración 42. Correlación entre el RMR, Q y el Módulo de deformación in situ...... 124

Ilustración 43. Mapa de peligrosidad sísmica de España. 133

Ilustración 44. Subcuencas que forman el valle del Nansa. (GESHA, 2005). 137

Ilustración 45. Perfil longitudinal del Rio Nansa. 138

Ilustración 46. Sistema de acuíferos de Cantabria. 144

Ilustración 47. Estaciones pluviométricas localizadas en la cuenca del río Nansa..... 148

Ilustración 48. Facilidad de corte de las distintas familias de rocas ornamentales.. ... 156

Ilustración 49. Equipo de corte de hilo diamantado...... 158

Ilustración 50. Equipo de hilo diamantado trabajando...... 158

Ilustración 51. Esquema de funcionamiento de un equipo de hilo diamantado (Universidad de Oviedo). 159

Ilustración 52. Tipos de hilo diamantado. 159

Ilustración 53. Esquema de las diferentes posibilidades de corte con un equipo de hilo diamantado. 160

Ilustración 54. Apertura de una trinchera utilizando un equipo de cable diamantado y perforación. 160

Ilustración 55. Corte paralelo al frente una vez perforado el barreno horizontal desde la trinchera (Universidad de Oviedo). 161

Ilustración 56. Corte horizontal con hilo..... 161

Ilustración 57. Rozadora con tren de rodaje sobre orugas (Universidad de Oviedo)... 162

Ilustración 58. Rozadora iniciando un corte con cadena diamantado (Universidad de Madrid)...... 162

Ilustración 59. Esquema de utilización de colchones hidrobags para el despegue de bloques (Universidad de Oviedo)...... 163

Ilustración 60. Explotación a cielo abierto (Universidad de Oviedo). 164

Ilustración 61. Operaciones realizadas con una rozadora y un equipo de hilo diamantado (Universidad de Oviedo). 165

Ilustración 62. Apertura de un banco con rozadora y equipo de hilo diamantado (Universidad de Oviedo). 166

Ilustración 63. Equipos empleados en las canteras de granito (Universidad de Oviedo). 166

Ilustración 64. Equipos empleados en cantera de mármol (Universidad de Oviedo). .. 167

Ilustración 65. Equipos principales y auxiliares empleados en las canteras de mármol. 167

Ilustración 66. Equipo de corte con disco (Universidad de Madrid) 168

Ilustración 67. Equipo de corte con disco (Universidad de Madrid). 168

Ilustración 68. Equipo hidráulico de corte con hilo diamantado. 171

Ilustración 69. Equipo hibrido de corte con hilo diamantado. 172

Ilustración 70. Equipo eléctrico automático de corte con hilo diamantado. 173

Ilustración 71. Hilo diamantado de uso para mármol. 174

Ilustración 72. Raise Boring 178

Ilustración 73. LHD R1700G 179

Ilustración 74. Pala de ruedas con implemento para roca ornamental. 180

Ilustración 75. Perforadora horizontal neumática. 182

Ilustración 76. Perforadora hidráulica HDM 025. 183

Ilustración 77. Partes de la sección de voladura de una galería minera 188

Ilustración 78. Cuele Sarrois 189

Ilustración 79. Cuele sueco 189

Ilustración 80. Cuele de cuatro secciones 190

Ilustración 81. Cuele en cuña. El avance por pega depende de la anchura de la galería. 191

Ilustración 82. Esquema de destroza 191

Ilustración 83. Avance de la pega al 85-95% (izquierda) y al 100 % (derecha). 192

Ilustración 84. Esquema de perforación con cuele centrado. 193

Ilustración 85. Dúmper articulado Caterpillar 145C 194

Ilustración 86. Retroexcavadora Caterpillar 336DL 194

Ilustración 87. Sección de la galería minera. 195

Ilustración 88. Cuele de cuatro secciones (Diseño y ejecución de obras subterráneas, Rubén Pérez Álvarez). 196

Ilustración 89. Sección con cuele centrado. 202

Ilustración 90. Sección con el cuele desplazado a la Izquierda. 202

Ilustración 91. Sección con el cuele desplazado a la derecha. 203

Ilustración 92. Trazado en planta de la labor de acceso a la explotación. 208

Ilustración 93. Criterio de limitación de vibraciones de la norma UNE. 210

Ilustración 94. Criterio de selección del estudio requerido norma UNE. 211
Ilustración 95. Esquema de tiro de la sección con el cuele desplazado a la izquierda. 212
Ilustración 96. Esquema de tiro de la sección con el cuele desplazado a la derecha. .. 212
Ilustración 97. Esquema de los barrenos con número identificativo. 213
Ilustración 98. Esquema de los barrenos con número identificativo. 215
Ilustración 99. Componentes del detonador no eléctrico. 218
Ilustración 100. Cuarteles de la explotación. 230
Ilustración 101. Niveles en los que se disponen los cuarteles 230
Ilustración 102. Nomenclatura a seguir para la explotación. 231
Ilustración 103. Explotación cuartes.t=0 233
Ilustración 104. Explotación cuartes.t=1 234
Ilustración 105. Explotación cuarteles. t=2 235
Ilustración 106. Explotación cuartes.t=3 236
Ilustración 107. Explotación cuartes.t=4 237
Ilustración 108. Explotación cuartes.t=5 238
Ilustración 109. Explotación cuartes.t=6 239
Ilustración 110. Explotación cuartes.t=7 240
Ilustración 111. Explotación cuartes.t=8 241
Ilustración 112. Explotación cuartes.t=9 242
Ilustración 113. Explotación cuartes.t=10 243
Ilustración 114. Explotación cuartes.t=11 244
Ilustración 115. Explotación cuartes.t=12 245
Ilustración 116. Explotación cuartes.t=13 246
Ilustración 117. Explotación cuartes.t=14 247
Ilustración 118. Explotación cuartes.t=15 248
Ilustración 119. Explotación cuartes.t=16 249
Ilustración 120. Explotación cuartes.t=17 250
Ilustración 121. Explotación cuartes.t=18 251
Ilustración 122. Explotación cuartes.t=19 252
Ilustración 123. Explotación cuartes.t=20 253
Ilustración 124. Explotación cuartes.t=21 254
Ilustración 125. Explotación cuartes.t=22 255
Ilustración 126. Explotación cuartes.t=23 256
Ilustración 127. Explotación cuartes.t=24 257
Ilustración 128. Explotación cuartes.t=25 258

Ilustración 129. Explotación cuartes.t=26 259

Ilustración 130. Explotación cuartes.t=27 260

Ilustración 131. Explotación cuartes.t=28 261

Ilustración 132. Explotación cuartes.t=29 262

Ilustración 133. Explotación cuartes.t=30 263

Ilustración 134. Cuarteles de la explotación. 264

Ilustración 135. Recorrido medio a recorrer por la LHD en el nivel 1. 270

Ilustración 136. Recorrido medio a recorrer por la LHD en el nivel 2. 272

Ilustración 137. Recorrido medio a recorrer por la LHD en el nivel 3. 273

Ilustración 138. Proceso Constructivo cíclico con Método Convencional (perforación y voladura). 274

Ilustración 139. Esquema del recorrido de los dúmpers. 276

Ilustración 140. Ábaco de categorías de sostenimiento de Barton & Grimstad (1993) 282

Ilustración 141. Ábaco de categorías de sostenimiento de Barton & Grimstad (1993). 284

Ilustración 142. Ábaco de categorías de sostenimiento de Barton & Grimstad (1993). 285

Ilustración 143. Diámetros de tubería normalizados 301

Ilustración 144. Curva de ventiladores tipo gEL/ZEL (Zitron) 311

Listado de tablas

Tabla 1. Cálculo del factor de seguridad. 11

Tabla 2. Cálculo del factor de seguridad. 11

Tabla 3. Cálculo del factor de seguridad. 11

Tabla 4. Valores de sostenimiento 12

Tabla 5. Matriz de impacto en la fase de ejecución de labores auxiliares sin medidas correctoras. 14

Tabla 6. Matriz de impacto en la fase de ejecución de labores auxiliares con medidas correctoras. 14

Tabla 7. Matriz de impacto en la fase de explotación sin medidas correctoras. 15

Tabla 8. Matriz de impacto en la fase de explotación con medidas correctoras. 15

Tabla 9. Coordenadas de los vértices de las cuadriculas de la cantera "Las Brañas" 22

Tabla 10. Coordenadas explotación "Las Brañas" 30

Tabla 11. Distribución de la población activa por sectores económicos 34

Tabla 12. Sector primario 35

Tabla 13. Sector secundario 35

Tabla 14. Sector servicios 36

Tabla 15. Superficie de la cuenca del río Nansa en Cantabria ocupada por los principales tipos de suelo identificados en la misma..... 60

Tabla 16. Principales características geomorfológicas del Valle del Nansa..... 65

Tabla 17.Síntesis de los niveles de erosión continental descritos en la vertiente cantábrica 67

Tabla 18. Clasificación de las calizas según Folk (1959, 1962). 86

Tabla 19. Clasificación de las rocas y ejemplos de tipos rocosos. 90

Tabla 20. Rocas ornamentales más importantes. 91

Tabla 21. Densidad y porosidad de rocas utilizadas en construcción (Esbert et al, 1997) 93

Tabla 22. Coeficiente de absorción por capilaridad en rocas comerciales (Directorio Roc Máquina, 2005) 97

Tabla 23.Características físico-mecánicas de la "Caliza Tinamenor"..... 108

Tabla 24. Características físico-mecánicas de la "Caliza Tinamenor" 116

Tabla 25. Clasificación geomecánica de Bieniawski (1979). 119

Tabla 26. Clasificación geomecánica de Bieniawski (1979). 120

Tabla 27. Calidad de macizos rocosos en relación al índice RMR. 120

Tabla 28. Clasificación Q (simplificado de Barton et al., 1974) 122

Tabla 29. Recomendaciones indicativas para la excavación y sostenimiento de túneles excavados en roca (Bieniawski, 1979)..... 126

Tabla 30. Clasificación modificada de Bieniawski en subclases y comparación con la original (Romana, 2000)..... 127

Tabla 31. Recomendaciones para la excavación de túneles de 10-14 m. de ancho (Romana, 2000)...... 129

Tabla 32. Recomendaciones para el sostenimiento de túneles para túnel de 10-14 m. de ancho...... 130

Tabla 33. Resumen de la información hidrológica estimada para diferentes puntos de cálculo 137

Tabla 34. Clasificación de los cursos de la cuenca del Nansa...... 140

Tabla 35. Clasificación de los cursos de la subcuenca del Lamasón...... 141

Tabla 36. Longitud cursos fluviales..... 142

Tabla 37. Superficie del Nansa 142

Tabla 38. Densidad de drenaje 142

Tabla 39. Frecuencia de drenaje...... 143

Tabla 40. Características hidrogeológicas de los tramos acuíferos. 145

Tabla 41. Estaciones pluviométricas localizadas en la cuenca del río Nansa...... 149

Tabla 42. Características de la serie de datos de precipitaciones. 149

Tabla 43. Resumen de precipitaciones diarias. 150

Tabla 44. Resumen de precipitaciones mensuales. 150

Tabla 45. Cubicación de reservas. 152

Tabla 46. Costes del equipo de hilo diamantado...... 176

Tabla 47. Tipos y características de los compresores...... 181

Tabla 48. Recomendaciones para la excavación de túneles de 10-14 m. de ancho (Romana, 2000)...... 186

Tabla 49. Cálculos para el cuele (longitudes en m.). 196

Tabla 50. Parámetros método simplificado. 198

Tabla 51. Parámetros método simplificado. 198

Tabla 52. Factores para la destroza. 200

Tabla 53. Parámetros de zapatera 204

Tabla 54. Parámetros de destroza con salida hacia arriba y horizontalmente 204

Tabla 55. Parámetros para la destroza con salida hacia abajo 204

Tabla 56. Coordenadas de los barrenos de la sección con el cuele desplazado a la izquierda...... 213

Tabla 57. Coordenadas de los barrenos de la sección con el cuele desplazado a la derecha. 215

Tabla 58. Detonadores y retardo por número...... 220

Tabla 59. Número total de detonadores a emplear. 221

Tabla 60. Anchos de cámara para diferentes anchuras de pilar y una altura de pilar de 6 m. ... 223

Tabla 61. Anchos de cámara para diferentes anchuras de pilar y una altura de pilar de 12 m. ... 224

Tabla 62. Anchos de cámara para diferentes anchuras de pilar y una altura de pilar de 18 m. ... 225

Tabla 63. Cálculo del factor de seguridad. ... 226

Tabla 64. Cálculo del factor de seguridad. ... 226

Tabla 65. Cálculo del factor de seguridad. ... 226

Tabla 66. Niveles de proyecto ... 279

Tabla 67. Categorías de ESR según el tipo de excavación ... 283

Tabla 68. Valores de sostenimiento ... 286

Tabla 69. Recomendaciones de emboquille de túneles ... 288

Tabla 70. Objetivos control geológico - geotécnico. ... 290

Tabla 71. Frecuencias de lectura en función de la velocidad de deformación. ... 293

Tabla 72. Concentración límite de gases nocivos ... 296

Tabla 73. Concentración límite de gases nocivos ... 305

Tabla 74. Importancia relativa de impactos. ... 322

Tabla 75. Matriz de impacto en la fase de ejecución de labores auxiliares sin medidas correctoras. ... 333

Tabla 76. Matriz de impacto en la fase de ejecución de labores auxiliares con medidas correctoras. ... 333

Tabla 77. Matriz de impacto en la fase de explotación sin medidas correctoras. ... 334

Tabla 78. Matriz de impacto en la fase de explotación con medidas correctoras. ... 334

Tabla 79. Datos generales de la explotación. ... 353

Tabla 80. Fases del estudio ... 353

Tabla 81. Primeros auxilios y asistencia sanitaria. ... 354

Tabla 82. Valoración de riesgos. ... 372

Tabla 83. Tabla de inversiones año 0. ... 1

Tabla 84. Costes de apertura de galerías y pistas en el año 1 ... 2

Tabla 85. Costes de arranque ... 3

Tabla 86. Coste de personal en la fase de ejecución de la galería de acceso. ... 3

Tabla 87. Coste de personal en la fase de ejecución de la explotación ... 3

Tabla 88. Costes de perforación ... 4

Tabla 89. Costes de voladura ... 4

Tabla 90. Costes de cargue ... 4

Tabla 91. Costes de transporte en el desescombro ... 5

Tabla 92. Costes de transporte de los bloques con LHD 5
Tabla 93. Coste de corte con máquina de hilo diamantado..... 5
Tabla 94. Cuenta provisional de resultados de 0 a 4 años. 6
Tabla 95. Cuenta provisional de resultados del año 5 al 9. 6
Tabla 96. Cuenta provisional de resultados del año 10 al 14. 8
Tabla 97. Cuenta provisional de resultados del año 15 al 19. 9
Tabla 98. Cuenta provisional de resultados del año 20 al 24. 10
Tabla 99. Cuenta provisional de resultados del año 25 al 27. 11

DOCUMENTO I. MEMORIA

ÍNDICE

Memoria descriptiva.....1

1. Objetivos.....2
2. Antecedentes.....2
3. Alcance.....3
4. Localización geográfica.....3
5. Descripción del medio.....4
6. Edafología.....4
7. Geomorfología.....5
8. Geología.....6
9. Geotecnia.....7
10. Hidrología e hidrogeología.....7
11. Diseño de la explotación.....8
12. Diseño de elementos auxiliares.....13
13. Estudio de impacto ambiental.....14
14. Viabilidad económica.....16

Memoria justificativa.....17

Anejo nº 1. Objetivos.....18

Anejo nº 2. Antecedentes.....20

2.1. Antecedentes generales.....21

2.2. Antecedentes administrativos.....21

2.3. Objeto del proyecto.....23

Anejo nº 3. Alcance.....24

Anejo nº 4. Localización geográfica.....26

4.1. Situación geográfica.....27

4.2. Accesos y comunicaciones.....29

4.3. Situación administrativa.....30

Anejo nº 5. Descripción del medio.....32

5.1. Estudio socioeconómico.....33

5.2. Núcleos de población de Val de San Vicente.....37

5.3. Historia de Val de San Vicente.....38

5.4. Patrimonio de Val de San Vicente.....39

5.5. Medio físico.....42

5.6. Climatología.....44

Anejo nº 6. Edafología.....56

6.1. Edafología regional.....57

6.2. Edafología local.....59

Anejo nº 7. Geomorfología.....62
7.1. Geomorfología regional.....63
7.2. La geomorfología del Valle del Nansa.....65
Anejo nº 8. Geología.....69
8.1. Geología general.....70
8.2. Características del recurso a explotar.....75
8.3. Características de la caliza.....83
Anejo nº 9. Geotecnia.....110
9.1. Introducción.....111
9.2. Caracterización del macizo rocoso.....115
9.3. Sismicidad.....132
Anejo nº 10. Hidrología e hidrogeología.....135
10.1. Hidrología del Valle del Nansa.....136
10.2. Hidrogeología de Cantabria.....144
10.3. Pluviometría.....148
Anejo nº 11. Diseño de la explotación.....151
11.1. Cálculo de reservas.....152
11.2. Método de arranque.....155
11.3. Dimensionamiento del cuartel.....222
11.4. Planificación productiva de la explotación.....230
11.5. Diseño de sostenimiento.....279
Anejo nº 12. Diseño de elementos auxiliares. 295
12.1. Labores de acceso.....296
12.2. Cuarteles de explotación.....305
12.3. Instalación eléctrica.....317
12.4. Red de agua.....319
Anejo nº 13. Estudio de impacto ambiental.....320
13.1. Introducción.....321
13.2. Identificación de impactos.....324
13.3. Valoración de impactos.....327
13.4. Matrices de impactos.....333
13.5. Propuestas de medidas correctoras.....335
13.6. Impacto residual.....338
13.7. Programa de vigilancia ambiental.....339
13.8. Manual de buenas prácticas ambientales.....348

13.9. Plan de restauración……349
Anejo nº 14. Estudio de seguridad y salud……352
14.1. Antecedentes y datos generales……353
14.2. Identificación de riesgos laborales……355
14.3. Valoración y preveción……371
14.4. Pliego de condiciones……407
14.5. Disposiciones legales de aplicación……420

MEMORIA DESCRIPTIVA

1. Objetivos

Los objetivos que se pretenden cumplir con la presentación del presente Proyecto de Explotación son:

- Definir la situación, lugar, superficie y cuantos datos sirvan para poner de manifiesto y realizar una evaluación de la entidad del recurso que se pretende aprovechar.
- Definir los criterios técnicos del método y el sistema de explotación a seguir, (conforme con la legislación vigente) durante el tiempo que dure el aprovechamiento.
- Conseguir un aprovechamiento racional de los recursos, para su extracción como roca ornamental.
- Justificación técnico-económica de la actividad que se pretende: Determinar la viabilidad de la operación minera, definiendo parámetros de reservas, operativos y de viabilidad que garanticen la puesta en marcha de la explotación.
- Definir el proceso de rehabilitación de la zona una vez concluya la explotación que se quiere realizar.
- Propiciar que las actividades mineras se desarrollen en condiciones de mayor seguridad para los trabajadores y la sociedad, preservando el medio ambiente.
- Fomentar la minería mediante la explotación racional y la introducción de tecnologías limpias en el proceso productivo.
- Crear puestos de trabajo en la zona, así como fortalecer e intentar hacer crecer la economía de las localidades circundantes.

2. Antecedentes

El presente proyecto tiene por objeto diseñar la explotación, describir las actividades y marcar las líneas a seguir en la extracción de caliza en bloques para la comercialización como roca ornamental.

El proyecto se ubica en el paraje denominado "Las Brañas", perteneciente al pueblo de Muñorrodero (Término municipal de Val de San Vicente).

Se trata de una zona rica en afloramientos calizos, los cuales han sido objeto de varios proyecto con fines extractivos (como las explotaciones de "Las Colmenas", "Maria del Mar" y "Sofía" situadas en el municipio de Val de San Vicente).

Estos terrenos no se encuentran afectados por restricciones de Espacio Natural Protegido o protecciones ambientales específicas o generales. Tampoco se ven afectados por limitaciones asociadas a zonas de policía de aguas (río, embalse, lago, arroyo…) por lo que a priori no existe afección al medio hidráulico. En el ámbito estricto del proyecto no existen bienes de interés cultural, histórico, etnográfico o social de ningún tipo que puedan influir en la explotación. A este respecto cabe señalar la presencia de las ruinas de la antigua Iglesia del pueblo de Serdio, en la miés denominada como "El Dehesón", si bien no reviste interés desde el punto de vista patrimonial alguno. Pese a la presencia en el término municipal de un elemento arqueológico de gran relevancia (Cueva de Fuente Salín, Pesués) no existen indicios arqueológicos que puedan ser afectados por las labores mineras. Por último no existen vías pecuarias ni derechos de paso extraordinarios conocidos en la parcela que se vean afectados por la actividad proyectada en esta actuación minera.

El recurso que se pretende explotar se ubica en la concesión de la cantera "Las Brañas", una explotación minera a cielo abierto para calizas y arenas silíceas que tiene actualmente un Proyecto de Explotación y Plan de Restauración en vigor aprobado en 1996, cuya Evaluación de

Impacto Ambiental fue formulada en marzo de 1.998. Existen además, dos instalaciones de actividades complementarias a la extractiva, que se abastecen de los áridos producidos en la cantera: una planta de hormigón situada al Suroeste y otra planta de aglomerados asfálticos que se localiza al Sureste del hueco actual de la cantera.

Objeto

El objeto del presente Trabajo Fin de Grado, conducente a la obtención del Grado en Ingeniería de los Recursos Mineros, reside en el diseño de una explotación subterránea destinada al aprovechamiento del recurso existente en la concesión "Las Brañas".

A través de un análisis basado en las condiciones actuales y potenciales de mercado, se justificará la viabilidad del Proyecto.

Es objetivo del presente Trabajo la definición cuantitativa detallada de los parámetros fundamentales de diseño, con el fin de optimizar el aprovechamiento del recurso, reduciendo a su vez los potenciales impactos negativos que sobre el terreno pudiera conllevar el desarrollo del presente proyecto.

3. Alcance

El presente proyecto tiene como fin diseñar una explotación para la extracción y la consiguiente utilización de la caliza como roca ornamental.

Se realizan en él estudios, como por ejemplo la descripción del medio y estudio socioeconómico, que ayudarán a localizar y conocer el recurso que se pretende aprovechar y relacionarlo con todas las circunstancias que lo rodean.

Una vez conocido su entorno y habiendo evaluado y dimensionado suficientemente la magnitud del recurso que se pretende explotar, se procederá al diseño de las labores destinadas a su aprovechamiento, así como a la definición geométrica de los huecos, conforme a lo establecido en la normativa aplicable.

Se procederá también a realizar estudios relacionados con el impacto ambiental del proyecto, y todo lo relacionado con la seguridad y salud.

Por último, se establecen las pautas económicas y un anejo legislativo, incluyendo el estudio de viabilidad y el presupuesto, apartados fundamentales para el proyecto y de donde extraeremos las conclusiones más importantes.

Se plantea, por tanto, el desarrollo de un diseño que, estando en concordancia con las prescripciones legales, reduzca al máximo los posibles impactos sobre el medio, y conlleve un aprovechamiento económicamente rentable del recurso a explotar.

4. Localización geográfica

La explotación se sitúa en la Comunidad Autónoma de Cantabria (España) en el término municipal de Val de San Vicente. Limita al Norte con el Mar Cantábrico, al Este con San Vicente de la Barquera, al Sur con Herrerías y al Oeste con el concejo asturiano de Ribadedeva.

La explotación se encuentra a 1.6 kms del centro Muñorrodero y a 2.4 kms del centro de Serdio.

Serdio y Muñorrodero están situados en el municipio de Val de San Vicente.



Ilustración 1. Municipio de Val de San Vicente

5. Descripción del medio

Cantabria es una comunidad de carácter montañoso y costero y con un importante patrimonio natural. Su enérgico relieve hace que el 40 % de su superficie se sitúe por encima de los 700 metros de altitud y un tercio de la comunidad presenta pendientes de más del 30 % de inclinación. Es la cuarta provincia más montañosa de España atendiendo al desnivel del terreno.

El clima de Cantabria, por su situación latitudinal, se inserta dentro del oceánico (Cfb), de acuerdo a la clasificación climática de Köppen, típico de las costas del Oeste en las latitudes medias de la mayoría de los continentes y predominante en gran parte de Europa. Este clima está caracterizado por la suavidad de las temperaturas, tanto en los valores medios como en los extremos, por la escasa amplitud térmica, diaria y anual, por la abundante humedad, y por la inestabilidad de la atmósfera, debida a la frecuencia de perturbaciones del frente polar, que no desaparecen ni en verano. Estos rasgos se manifiestan con toda su nitidez en la Cantabria litoral, pero se alteran en el interior, donde la altitud y la compartimentación del relieve se traducen en una mayor rigidez térmica y en la existencia de sensibles diferencias locales. Por último, la proximidad del dominio mediterráneo se manifiesta en que se esboce ya, en sectores concretos, una cierta aridez estival.

6. Edafología

La información sobre los diferentes tipos de suelo presentes en la zona vertiente del río Nansa situada en Cantabria se ha extraído de la cartografía realizada por la Universidad de Cantabria, en la que los suelos se agrupan en diferentes clases teniendo en cuenta las categorías definidas por la F.A.O. En concreto, se han identificado un total de 49 tipos de suelos diferentes de acuerdo con dicha clasificación.

En la figura se muestra la distribución geográfica de los principales tipos de suelos identificados en la parte cántabra de la cuenca del río Nansa. Entre ellos, los más

representativos, por lo que se refiere a superficie ocupada, son los cambisoles (los cuales ocupan la zona de explotación), litosol y ranker.

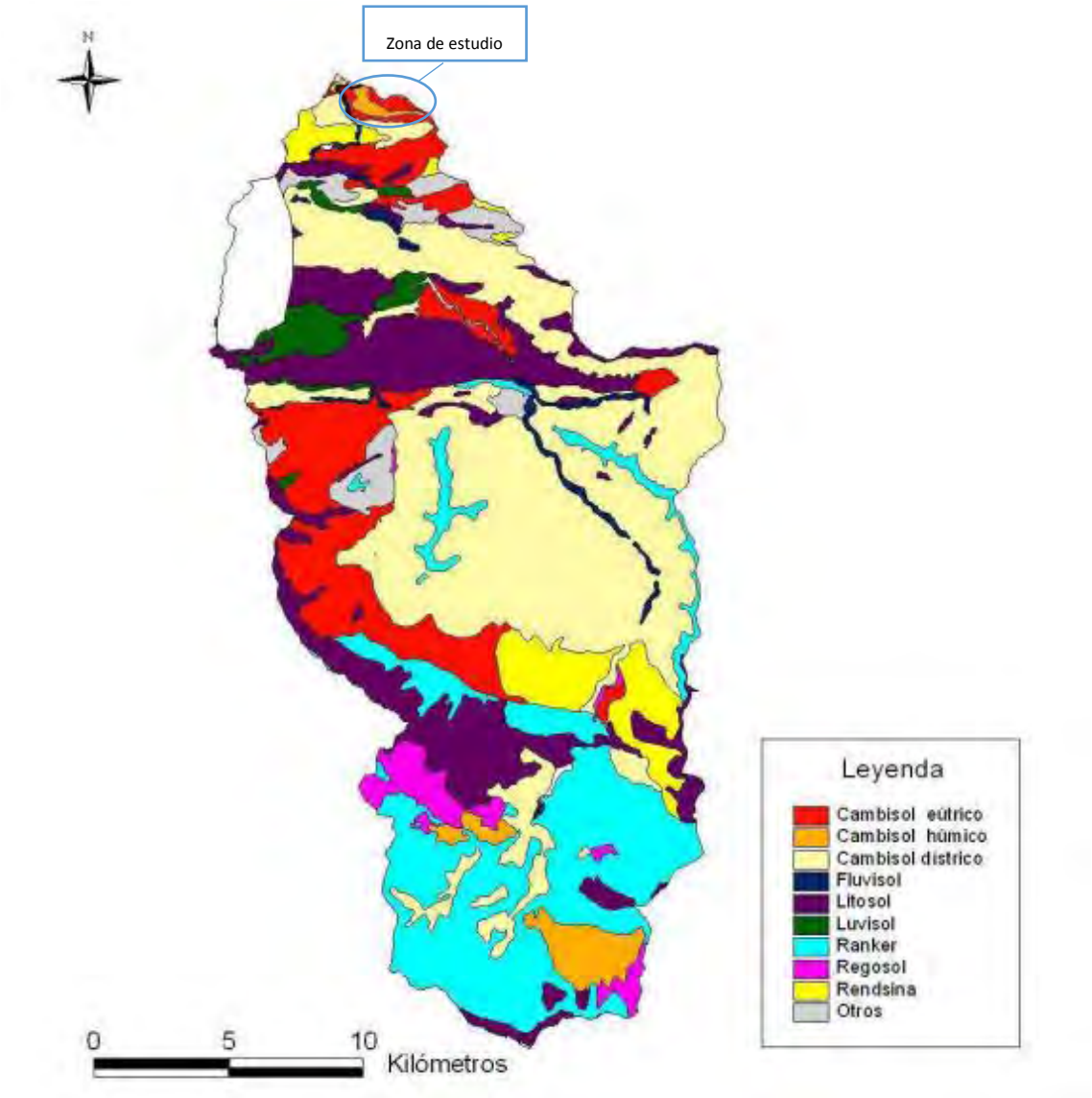


Ilustración 2. Clasificación de suelos de la cuenca del río Nansa

7. Geomorfología

Cantabria constituye un nudo en el conjunto de la Cordillera Cantábrica. Al Este se encuentra el imponente macizo occidental de los Picos de Europa, que se eleva a más de 2000 m., cerrada por el Norte por la sierra de Peña Sagra. Los picos de Europa son una unidad con personalidad propia, ya que se trata de un macizo de calizas masivas, fracturado y elevado. Es un punto de encuentro entre la zona mediterránea y la atlántica.

El valle del Nansa ofrece características geomorfológicas que se encuentran próximas a ambos sectores de la vertiente cantábrica (marina y montaña). Forma parte de una banda de transición entre el núcleo central de altas montañas y el sector oriental de la Cordillera. Tanto la cabecera del colector principal como la de sus afluentes importantes, Vendul y Lamasón, se encuentran montañas que sobrepasan los 2000 m. de altitud, lo que hace partícipe al valle de

una energía general de relieve característica del sector occidental. Pero las vertientes regulares y la suavidad de algunos de los interfluvios con las cuencas vecinas, en especial con el Saja, en su tramo medio, y con el río Escudo, en su tramo bajo, lo acerca a los espacios más abiertos de las cuencas orientales. Estos tramos, bajo y medio, junto con otro alto rodeado de montañas escarpadas, salvo en su margen izquierda que es prolongación de la Liébana, constituyen los valles de Val de San Vicente-Herrerías, Rionansa-Tudanca y Polaciones respectivamente. Cada uno de ellos está separado del siguiente, aguas abajo, por un paso estrecho más o menos prolongado al interponerse bandas o pilares de rocas de gran consistencia. Son los estrechos de Bejo y las gargantas de Puentenansa y Lamasón. E incluso la salida al mar se hace a través de un nuevo estrecho labrado en el último pilar de roca resistente, que es la embocadura de Pechón.

8. Geología

La roca extraída de la cantera “Las Brañas”, comercialmente llamada “Caliza de Tinamenor” es una roca caliza homogénea, compacta y de color gris que se clasifica petrográficamente como una caliza bioclástica con un gran contenido en una serie de microfósiles denominados alveolínidos. Esta roca se caracteriza por su relativamente elevado de glauconita, mineral que le da un color característico y mucha versatilidad para diferentes acabados y tonos. Tiene un origen marino, depositada en zonas costeras de mares cálidos del Paleógeno (Cenozoico, antiguamente encuadrado en el ‘Terciario’), concretamente del Eoceno inferior (antiguo piso ‘Cuisiense’; actualmente incluido en el piso Ypresiense), por lo que tiene una edad aproximada de entre 56.0 y 47.8 millones de años.

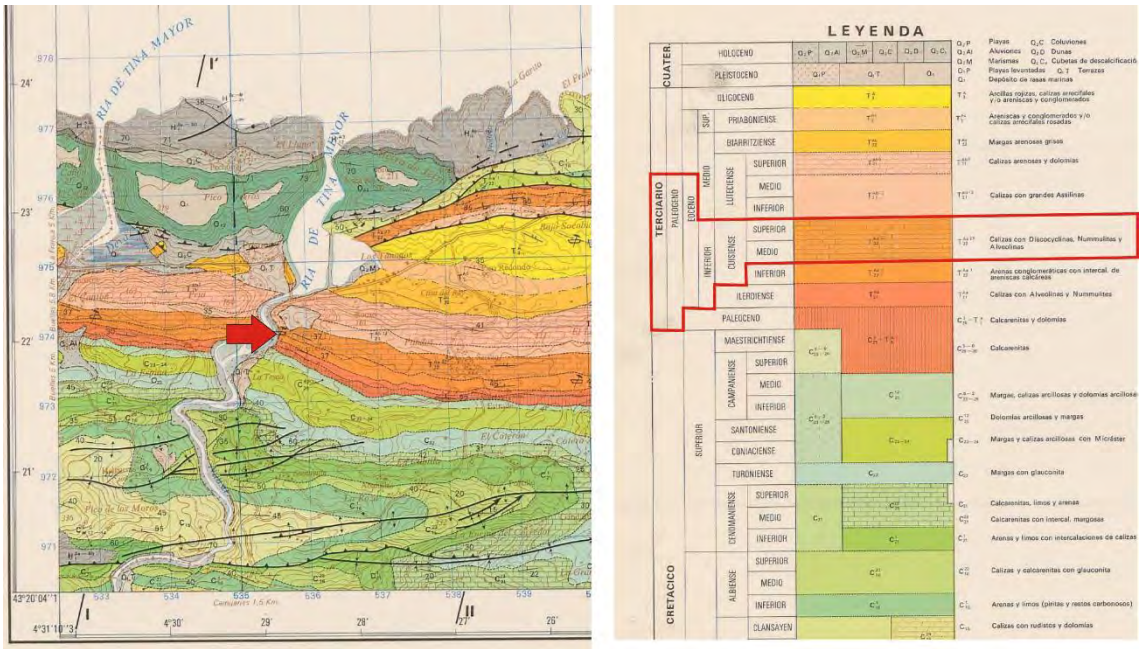


Ilustración 3. Mapa geológico a escala 1:50.000, hoja 33, Comillas. Fuente: IGME

La principal característica que la hace tan peculiar a esta variedad es que admite gran variedad de acabados superficiales: pulido, mate, arenado, abujardado, antiguo o flameado.

9. Geotecnia

En cuanto al sostenimiento, las recomendaciones de Romana son las siguientes:

- Se debe utilizar una longitud de bulonado de 3 metros, con una densidad de bulones de 0.1/0.25 bulones/m^2 y un espaciamiento ocasional.
- El hormigón proyectado tendrá un espesor mínimo de 5 cm con una sola capa y un sellado ocasional.
- No hará falta armadura, cerchas, ni métodos especiales para el sostenimiento de nuestra galería con un RMR de 79.

Con un índice RMR de 79 y las recomendaciones de Bieniawski, extraemos que:

- La excavación se realizará a sección completa, con una longitud de pase de 3 metros. El sostenimiento terminado a 20 m del avance.
- Los bulones se dispondrán localmente en clave. Con una longitud de 3 metros, espaciados a 2,5 m. y con mallazo ocasional.
- El hormigón proyectado será de 50 mm en clave, y solamente donde sea necesario.
- Por último, en base al RMR se deduce que no son necesarias las cerchas metálicas para el sostenimiento de la galería.

10. Hidrología e hidrogeología.

El Nansa es un típico río cantábrico de régimen pluvionival y corto recorrido, con grandes avenidas en épocas de lluvias y numerosos afluentes. De drenaje torrencial, los caudales en régimen natural van a ser marcadamente elevados en relación a las dimensiones medias del cauce principal.

La suavidad de las temperaturas, la práctica ausencia de estación seca y la notable disponibilidad hídrica da lugar a un hábitat acuícola de aguas frías y oxigenadas.

La red hídrica principal de la cuenca del Nansa está constituida por el propio río Nansa así como por diversos afluentes de distinta entidad. Los tributarios más importantes de la cuenca son los ríos Vendul (11 km), Lamasón (16 km) y Hoyamala (7 km). Los dos primeros confluyen al oeste con el eje principal, a 24 km y 34 km del nacimiento del Nansa, respectivamente. Por el contrario el río Hoyamala confluye al este de la cuenca con el eje principal, unos 28 km aguas abajo del nacimiento del Nansa. El eje principal del río Nansa tiene un recorrido total de unos 54 km desde su nacimiento, en las estribaciones de las Sierras de Peña Sagra y Peña Labra, hasta el estuario de Tina Mayor. La cuenca del Nansa también destaca por ser la cuenca cantábrica de la región donde las características hidrológicas de la propia cuenca se ven más condicionadas por la presencia de presas y embalses. Los embalses de mayor importancia son el embalse de La Cohilla (12 hm^3) y el embalse de Palombera (2 hm^3). El primero está situado aguas arriba de la localidad de Tudanca y marca el límite sur del Río Nansa, mientras que el embalse de Palombera está localizado aguas abajo de la localidad de Celis. En la siguiente ilustración se presenta un resumen de las principales características hidrológicas de la cuenca del Nansa, con indicación de las 5 subcuencas en que se divide (Nansa_01, Nansa_02, Nansa_03, Nansa_04 y Nansa_05) así como las aportaciones en 5 puntos presentes en los cauces de los ríos Nansa (4) y Lamasón (1).

Esta información se ha extraído del documento "Estudio de los recursos hídricos de los ríos de la vertiente norte de Cantabria" (GESHA, 2005).

11. Diseño de la explotación

La cubicación inicial da un total de 84534216,31 m^3.

A esta cifra se le quita un 15% para pilares y otros útiles de laboreo de minas y queda un total de: 71854083,86 m^3

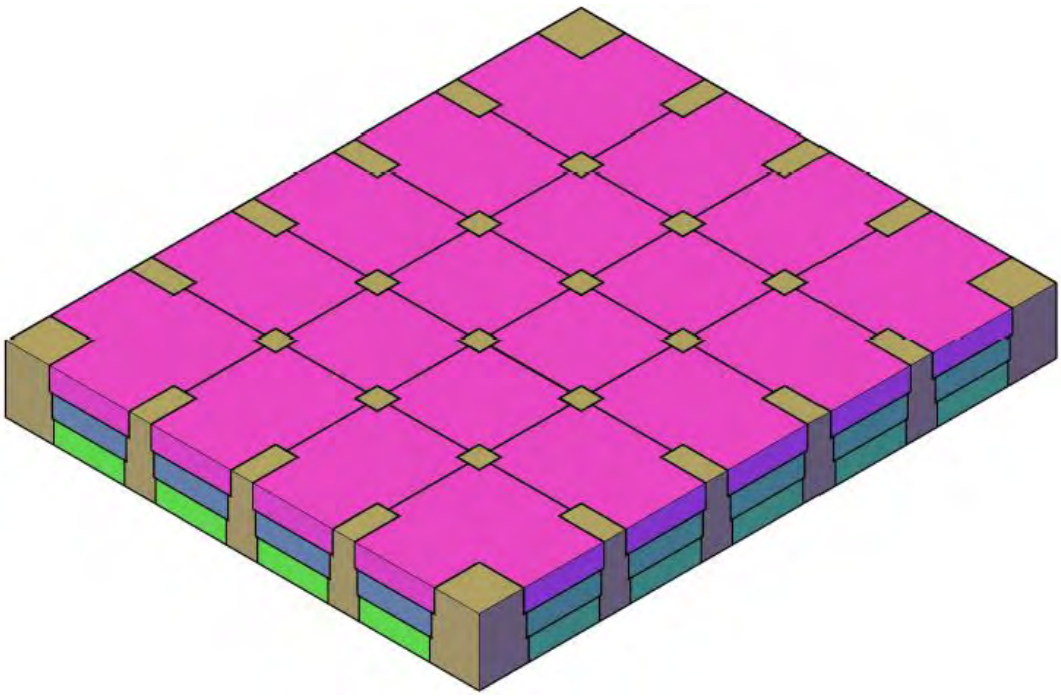


Ilustración 4. Cuarteles de explotación

Métodos de arranque

El corte de los bloques se realizará mediante dos máquinas de corte con hilo diamantado, el transporte de estos bloques se realizará con LHD.

La ejecución de la labor auxiliar se realizará mediante explosivo, y para cuyo desescombro se utilizarán dos dúmpers y una retroexcavadora. También será necesario un jumbo perforador.

Voladura

Explosivo total a utilizar en la explotación

Del apartado anterior se extrae, que por pase o por cada avance, se utilizan los siguientes kilogramos de explosivo y metros de cordón detonante:

Riodin Plus = 119,4431 kg

Riogur R = 6,0915 kg

Riocord PV 20 = 99,51 m

A partir de esto y del trazado en planta de la labor, se hallarán los kilogramos totales de explosivo a utilizar en la vida de la explotación.

Avance de la pega o longitud de pase = 3,21 m

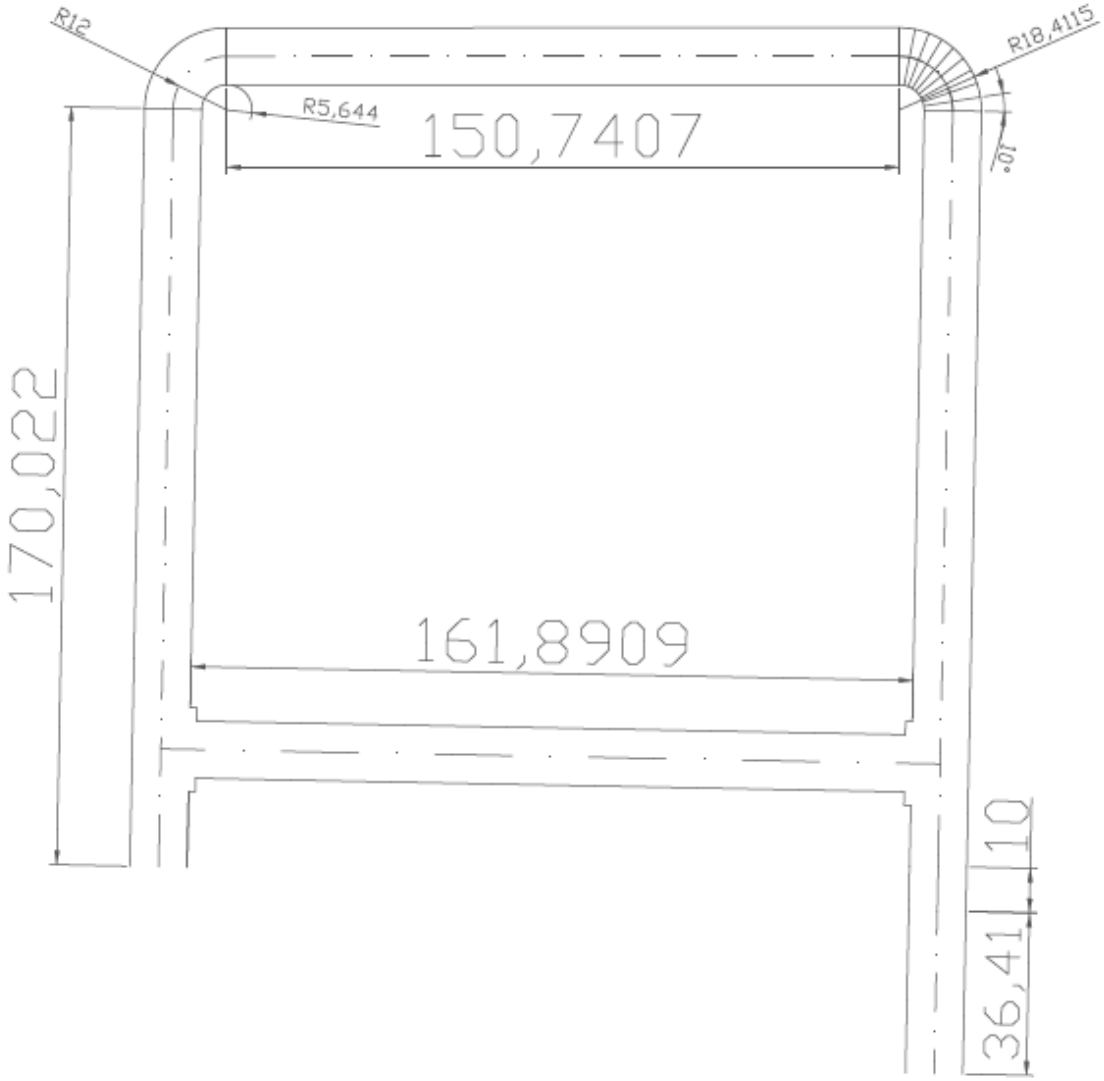


Ilustración 5. Trazado en planta de la labor de acceso a la explotación.

De voladura en tramos rectos se tienen, por tanto, 485,78 m que si se dividen entre 3,21 salen 152 avances.

Se obtienen 152 avances por tanto:

Riodin Plus = 119,4431 kg * 152 avances = 18155,35 kg

Riogur R = 6,0915 kg * 152 avances = 925,908 kg

Riocord PV 20 = 99,51 m * 152 avances =15125,52 m

Una vez realizados estos cálculos, se deben realizar los avances correspondientes a las curvas, que como se puede comprobar en el esquema, no tendrá el avance al 100%.

Radio exterior: 18,41145 m

Radio del eje: 12 m este radio le marca la ITC correspondiente, para una velocidad de 10 Km/h del transporte.

Radio interior: 5,64 m

La longitud del arco se halla mediante: $L = \frac{2\pi R}{4} = \frac{2\pi * 18{,}4115}{4} = 28.92\ m$

Esta longitud se divide entre el pase: $\frac{28{,}92}{3{,}21} = 9\frac{avances}{curva} * 2\ curvas = 18\ avances$

Se divide 90º entre 9 avances lo que desprende un ángulo de 10 grados que marcará los avances en curva. De esto se extrae que el avance es de 2,09 m en curva, lo que supone un 65,109 % del total. Este porcentaje se utilizará para hallar la carga total utilizada en estas curvas.

Riodin Plus = 119,4431 kg * 0,65109 = 77,77 kg

Riogur R = 6,0915 kg * 0,65109 =3,97 kg

Riocord PV 20 = 99,51 m * 0,65109 = 64,79 m

Estos datos corresponden a un solo avance, por tanto para 18 serán:

Riodin Plus = 119,4431 kg * 0,65109 = 77,77 kg * 18 avances =1399,86 kg

Riogur R = 6,0915 kg * 0,65109 =3,97 kg * 18 avances =71,46 kg

Riocord PV 20 = 99,51 m * 0,65109 = 64,79 m * 18 avances =1166,22 m

El resultado total será el sumatorio de todo lo anterior, además de un 25% más, para evitar, en algunos casos, la falta de explosivo, ya que el comportamiento del terreno es imprevisible y puede generar todo tipo de situaciones.

Riodin Plus = 18155,35 kg + 1399,86 kg =19555,21 kg * 1,25 = **24444,0125 kg**

Riogur R = 925,908 kg + 71,46 kg = 997,368 kg * 1,25 = **1246,71 kg**

Riocord PV 20 = 15125,52 m + 1166,22 m = 16291,74 m * 1,25 = **20364,675 m**

Dimensionamiento de los pilares

Los pilares, como se puede observar en la imagen, tienen forma escalonada teniendo en cuenta las exigencias de pisos superiores.

Por tanto, los tres pisos quedan de la siguiente manera, donde B es el ancho de cámara y w el ancho del pilar:

- Primer piso: w=6m y B =21,8 m.
- Segundo piso: w = 7,5 m y B = 23,40 m
- Tercer piso: w = 8,5 y B = 24,15 m.

A partir de estos datos, se calculan la tasa de recuperación y el factor de seguridad:

Primer piso

Tabla 1. Cálculo del factor de seguridad.

W	B	H	S_{pilar}	e	Fs
6	21,80	107,72 m	52,1240	0,9534	2,0000
		113,72	59,8734	0,9572	1,7411
		119,72	63,0325	0,9572	1,6539
		125,72	66,1915	0,9572	1,5749
		131,72	69,3506	0,9572	1,5032

La superficie del pilar del primer piso será, por tanto, S_{pilar} = 52,1224 m^2, la tasa de recuperación e = 95,34 % y el factor de seguridad Fs = 2

Segundo piso

Tabla 2. Cálculo del factor de seguridad.

W	B	H	S_{pilar}	e	Fs
7,5	23,40	107,72 m	41,2127	0,9411	2,8281
		113,72	47,3399	0,9459	2,4620
		119,72	49,8377	0,9459	2,3386
		125,72	52,3355	0,9459	2,2270
		131,72	54,8333	0,9459	2,1256

La superficie del pilar del segundo piso será, por tanto, S_{pilar} = 41.2127 m^2, la tasa de recuperación e = 94,11 % y el factor de seguridad Fs = 2,8281

Tercer piso

Tabla 3. Cálculo del factor de seguridad.

W	B	H	S_{pilar}	e	Fs
8,5	24,15	107,72 m	35,8233	0,9322	3,4637
		113,72	41,1492	0,9377	3,0154
		119,72	43,3204	0,9377	2,8642
		125,72	45,4915	0,9377	2,7275
		131,72	47,6627	0,9377	2,6033

La superficie del pilar en el tercer y último piso será, por tanto S_{pilar}= 35,8233 m^2, la tasa de recuperación e = 93.22% y el factor de seguridad Fs = 3,4637

Tiempo de explotación

La vida de ésta explotación teniendo en cuenta los tiempos de ciclo de maquinaria y procesos, es de aproximadamente 28 años.

Diseño del sostenimiento

Se propone en este apartado, para cada una de las formaciones detectadas y teniendo en cuenta las características definidas, los sostenimientos empíricos propuestos de acuerdo a las clasificaciones referidas en los apartados anteriores, tres sostenimientos diferentes, según el terreno detectado, dependiendo la utilización de uno u otro del valor del RMR, adjudicado al terreno en cada momento y de la litología atravesada.

. La aplicación de cada sostenimiento se ha correlacionado con un intervalo de RMR, parámetro de fácil determinación en los levantamientos del frente durante la excavación.

Teniendo en cuenta todos los cálculos, estimaciones y observaciones realizados en capítulos anteriores, podemos resumir los sostenimientos estimados en función del tipo de roca en la tabla siguiente:

Tabla 4. Valores de sostenimiento

SOSTENIMIENTO GALERÍA			
TERRENO	RMR	BULONADO (ρ 25)	HORMIGÓN PROYECTADO (Hm-30, fibra 500J)
CALIZA SANA	Tipo I >60	Ocasional. L=3 m	Ocasional e = 5 cm
CALIZA FRACTURADA	Tipo II 40-60	1,5 x 1,5 L=3 m	e = 10 cm con fibras
ZONA DE ARENAS ASOCIADA A LA CALIZA	Tipo III <40	-	-
SOSTENIMIENTO RECOMENDADO	Sostenimiento sistemático en techo de las galerías con pernos de 3 m de longitud de acero corrugado con resina, espaciado entre pernos de la misma sección 2,5 m y el espaciado entre anillos o secciones seria de 3 m, junto con proyección de gunita de 5 cm.		

Para la zona de arenas asociadas a la caliza, utilizaremos un sostenimiento especial como son los paraguas pesados de micropilotes. En el presente proyecto se observan 2 tramos de galería auxiliar en arenas de aproximadamente 20 metros. Por lo tanto el paraguas escogido es el de 25 m para no ajustar demasiado el paraguas a la distancia del tramo de arenas atravesado.

Nº Paraguas	Longitud Unitaria (m)	Diámetro perforación (mm)	Armadura (mm)	Espesor (mm)	Rendimiento medio (m/h)
2	25	150	114	8,7	6,7

12. Diseño de elementos auxiliares

Ventilación

En cuanto a la ventilación, se ha propuesto un ventilador para la evacuación de los humos en la voladura, desescombro y saneo del frente necesarios para la apertura de la galería de acceso.

Una vez se tenga abierto la galería de acceso, se realizará una chimenea por Raise Boring para conseguir ventilación natural, y en el emboquille de esta chimenea se instalarán dos ventiladores iguales para la ventilación principal.

Más adelante se instalarán 2 ventiladores, uno en cada boca del nivel que esté en explotación para tener los cuarteles perfectamente ventilados.

Por tanto, la relación de ventiladores a utilizar es:

- 1 ventilador de 55 Kw para la labor de acceso
- 2 ventiladores de 75 Kw para la chimenea de Raise Boring
- 2 ventiladores de 45 Kw para cada boca de cuartel en explotación

Instalación eléctrica

Requerimientos para la explotación.

POTENCIA SUPERFICIE

Ventilación = 295.000 W

Taller = 50.000W

Oficinas y vestuarios = 50.000W

Alumbrado = 64.000W

TOTAL = 459.000

POTENCIA TOTAL INSTALADA = 600KW

Potencia prevista para la máxima demanda

Se considerará un factor de simultaneidad de 0,8.

P = 0,8 x 600.000 = 480.000W

13. Estudio de impacto ambiental

Mediante las matrices de Leopold evaluamos los impactos con medidas correctoras y sin ellas, en las diferentes fases por las que pasa el proyecto.

Código de colores

- Rojo, Riesgo alto.
- Amarillo, Riesgo intermedio.
- Verde, no hay riesgo.

Tabla 5. Matriz de impacto en la fase de ejecución de labores auxiliares sin medidas correctoras.

	Fase de ejecución de labores auxiliares				
	Tránsito de vehículos	Retirada de materiales	Perforación de barrenos	Carga y disparo	Acopio de material
Polvo					
Ruido; Onda aérea					
Gases					
Proyecciones					
Vibraciones					
Impacto visual					
Afección al medio hídrico					
Afección al medio					

Tabla 6. Matriz de impacto en la fase de ejecución de labores auxiliares con medidas correctoras.

	Fase de ejecución de labores auxiliares				
	Tránsito de vehículos	Retirada de materiales	Perforación de barrenos	Carga y disparo	Acopio de material
Polvo					
Ruido; Onda aérea					
Gases					
Proyecciones					
Vibraciones					
Impacto visual					
Afección al medio hídrico					
Afección al medio					

Tabla 7. Matriz de impacto en la fase de explotación sin medidas correctoras.

	Fase de explotación			
	Tránsito de vehículos	Corte de bloques	Transporte de bloques	Acopio de bloques
Polvo				
Ruido; Onda aérea				
Gases				
Proyecciones				
Vibraciones				
Impacto visual				
Afección al medio hídrico				
Afección al medio				

Tabla 8. Matriz de impacto en la fase de explotación con medidas correctoras.

	Fase de explotación			
	Tránsito de vehículos	Corte de bloques	Transporte de bloques	Acopio de bloques
Polvo				
Ruido; Onda aérea				
Gases				
Proyecciones				
Vibraciones				
Impacto visual				
Afección al medio hídrico				
Afección al medio				

14. Viabilidad económica

Viabilidad técnica

La viabilidad técnica está garantizada teniendo en cuenta la garantía en la existencia de reservas explotables y la viabilidad de ejecución, pues los objetivos productivos son consecuentes con la metodología extractiva.

Por otro lado, la disponibilidad de medios existentes en este momento es la suficiente para garantizar los trabajos y las producciones planificadas así como la seguridad en su ejecución.

7.2. Viabilidad financiera

Se ha realizado un desarrollo y justificación de la viabilidad económico-financiera del proyecto de acuerdo a una contrastada metodología de análisis de proyectos mineros de inversión (método VAN/TIR), de la cual se arrojan las siguientes conclusiones:

- El Valor Actual Neto (VAN) del proyecto analizado para un horizonte de 27 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 nos daba un interés del 10%, pues el patrimonio neto de la empresa experimenta un aumento mayor.
- El proyecto es aceptable económicamente, ya que la Tasa Interna de Rentabilidad (TIR) es superior al Rendimiento Mínimo Aceptable (RMA) o mejor oportunidad, estimado en un 10%.
- El periodo de retorno de la inversión es de 9 años a partir del primer año de actividad.

Los datos arrojados por el estudio son los siguientes:

- VAN: ..... 1.412.533,71 €
- TIR: .....10,7 %
- Periodo de retorno: .....26 años

ANEJO Nº 1. OBJETIVOS

Los objetivos que se pretenden cumplir con la presentación del presente Proyecto de Explotación son:

- Definir la situación, lugar, superficie y cuantos datos sirvan para poner de manifiesto y realizar una evaluación de la entidad del recurso que se pretende aprovechar.
- Definir los criterios técnicos del método y el sistema de explotación a seguir, (conforme con la legislación vigente) durante el tiempo que dure el aprovechamiento.
- Conseguir un aprovechamiento racional de los recursos, para su extracción como roca ornamental.
- Justificación técnico-económica de la actividad que se pretende: Determinar la viabilidad de la operación minera, definiendo parámetros de reservas, operativos y de viabilidad que garanticen la puesta en marcha de la explotación.
- Definir el proceso de rehabilitación de la zona una vez concluya la explotación que se quiere realizar.
- Propiciar que las actividades mineras se desarrollen en condiciones de mayor seguridad para los trabajadores y la sociedad, preservando el medio ambiente.
- Fomentar la minería mediante la explotación racional y la introducción de tecnologías limpias en el proceso productivo.
- Crear puestos de trabajo en la zona, así como fortalecer e intentar hacer crecer la economía de las localidades circundantes.

ANEJO Nº 2. ANTECEDENTES

2.1. Antecedentes generales

El presente proyecto tiene por objeto diseñar la explotación, describir las actividades y marcar las líneas a seguir en la extracción de caliza en bloques para la comercialización como roca ornamental.

El proyecto se ubica en el paraje denominado "Las Brañas", perteneciente al pueblo de Muñorrodero (Término municipal de Val de San Vicente).

Se trata de una zona rica en afloramientos calizos, los cuales han sido objeto de varios proyecto con fines extractivos (como las explotaciones de "Las Colmenas", "Maria del Mar" y "Sofía" situadas en el municipio de Val de San Vicente).

Estos terrenos no se encuentran afectados por restricciones de Espacio Natural Protegido o protecciones ambientales específicas o generales. Tampoco se ven afectados por limitaciones asociadas a zonas de policía de aguas (río, embalse, lago, arroyo…) por lo que a priori no existe afección al medio hidráulico. En el ámbito estricto del proyecto no existen bienes de interés cultural, histórico, etnográfico o social de ningún tipo que puedan influir en la explotación. A este respecto cabe señalar la presencia de las ruinas de la antigua Iglesia del pueblo de Serdio, en la miés denominada como "El Dehesón", si bien no reviste interés desde el punto de vista patrimonial alguno. Pese a la presencia en el término municipal de un elemento arqueológico de gran relevancia (Cueva de Fuente Salín, Pesués) no existen indicios arqueológicos que puedan ser afectados por las labores mineras. Por último no existen vías pecuarias ni derechos de paso extraordinarios conocidos en la parcela que se vean afectados por la actividad proyectada en esta actuación minera.

2.2. Antecedentes administrativos

El recurso que se pretende explotar se ubica en la concesión de la cantera "Las Brañas", una explotación minera a cielo abierto para calizas y arenas silíceas que tiene actualmente un Proyecto de Explotación y Plan de Restauración en vigor aprobado en 1996, cuya Evaluación de Impacto Ambiental fue formulada en marzo de 1.998. Existen además, dos instalaciones de actividades complementarias a la extractiva, que se abastecen de los áridos producidos en la cantera: una planta de hormigón situada al Suroeste y otra planta de aglomerados asfálticos que se localiza al Sureste del hueco actual de la cantera.

En agosto de 1999 se obtuvo la Evaluación de Impacto Ambiental aprobatoria conjunta para la planta de áridos y para las plantas de hormigón y de aglomerado asfáltico, todas ellas correspondientes al mismo promotor.

En Julio de 2004, Arenas de Muñorrodero S. L. presentó la "Modificación del proyecto de explotación de la cantera de Las Brañas" y el "Proyecto de instalación de almacenamiento de productos terminados", formulándose la correspondiente Evaluación de Impacto Ambiental aprobatoria por la Consejería de Medio Ambiente, para la explotación conjunta de las calizas y las arenas como recursos de la Sección C (ya que es extraído como roca ornamental y tiene un cierto valor económico) según un diseño en un único hueco minero en enero de 2006.

Actualmente la cantera “Las Brañas” ocupa 7 cuadriculas mineras, el contorno que forma tiene por vértices las siguientes coordenadas:

Tabla 9. Coordenadas de los vértices de las cuadriculas de la cantera "Las Brañas"

Coordenadas cantera "Las Brañas"					
Vértice	Coordenadas geográficas		Huso	Coordenadas U.T.M	
	Longitud	Latitud		X	Y
V1	4.0º 27.0' 20.0" W	43.0º 21.0' 40.0" N	30	382051,025	4802032,591
V2	4.0º 28.0' 0.0" W	43.0º 21.0' 40.0" N	30	381150.64	4802048.359
V3	4.0º 28.0' 0.0" W	43.0º 22.0' 0.0" N	30	381161.487	4802665.365
V4	4.0º 29.0' 0.0" W	43.0º 22.0' 0.0" N	30	379811.032	4802689.242
V5	4.0º 29.0' 0.0" W	43.0º 22.0' 20.0"N	30	379822.003	4803306.248
V6	4.0º 27.0' 20.0" W	43.0º 22.0' 20.0" N	30	382072.556	4803266.602

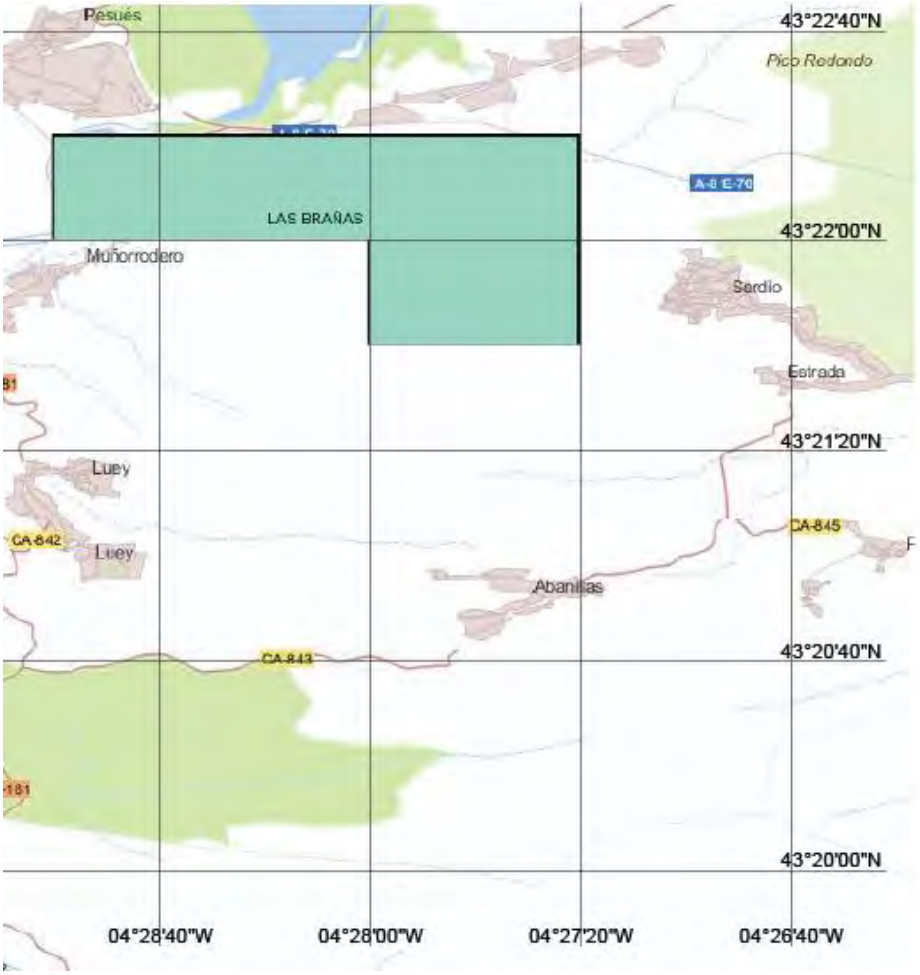


Ilustración 6. Cuadriculas que ocupa la cantera "Las Brañas"

Para concluir, y según la información extraída del Ayuntamiento de Val de San Vicente, en las Normas Subsidiarias vigentes de planeamiento municipal, se clasifica el terreno afectado como Suelo No Urbanizable sin protección especial. No existen, por tanto, restricciones a priori para el desarrollo de actividades mineras en el mismo.

2.3. Objeto del proyecto

El objeto del presente Trabajo Fin de Grado, conducente a la obtención del Grado en Ingeniería de los Recursos Mineros, reside en el diseño de una explotación subterránea destinada al aprovechamiento del recurso existente en la concesión “Las Brañas”.

A través de un análisis basado en las condiciones actuales y potenciales de mercado, se justificará la viabilidad del Proyecto.

Es objetivo del presente Trabajo la definición cuantitativa detallada de los parámetros fundamentales de diseño, con el fin de optimizar el aprovechamiento del recurso, reduciendo a su vez los potenciales impactos negativos que sobre el terreno pudiera conllevar el desarrollo del presente proyecto.

ANEJO Nº 3. ALCANCE

El presente proyecto tiene como fin diseñar una explotación para la extracción y la consiguiente utilización de la caliza como roca ornamental.

Se realizan en él estudios, como por ejemplo la descripción del medio y estudio socioeconómico, que ayudarán a localizar y conocer el recurso que se pretende aprovechar y relacionarlo con todas las circunstancias que lo rodean.

Una vez conocido su entorno y habiendo evaluado y dimensionado suficientemente la magnitud del recurso que se pretende explotar, se procederá al diseño de las labores destinadas a su aprovechamiento, así como a la definición geométrica de los huecos, conforme a lo establecido en la normativa aplicable.

Se procederá también a realizar estudios relacionados con el impacto ambiental del proyecto, y todo lo relacionado con la seguridad y salud.

Por último, se establecen las pautas económicas y un anejo legislativo, incluyendo el estudio de viabilidad y el presupuesto, apartados fundamentales para el proyecto y de donde extraeremos las conclusiones más importantes.

Se plantea, por tanto, el desarrollo de un diseño que, estando en concordancia con las prescripciones legales, reduzca al máximo los posibles impactos sobre el medio, y conlleve un aprovechamiento económicamente rentable del recurso a explotar.

ANEJO Nº 4. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA

4.1. Situación geográfica

La explotación se sitúa en la Comunidad Autónoma de Cantabria (España) en el término municipal de Val de San Vicente. Éste es el más occidental de Cantabria y está situado en la desembocadura de los ríos Deva y Nansa, que vierten sus aguas al mar en las rías de Tina Mayor y Tina Menor respectivamente. Limita al Norte con el Mar Cantábrico, al Este con San Vicente de la Barquera, al Sur con Herrerías y al Oeste con el concejo asturiano de Ribadedeva.

Está a unos 70 km de Santander, y 50 km de Torrelavega. Los núcleos de población más próximos son: San Vicente de la Barquera (10 Km.), Comillas (20 Km.) y Santillana del Mar (35 km).



Ilustración 7. Comunidad Autónoma de Cantabria



Ilustración 8. Municipio de Val de San Vicente

La explotación se encuentra a 1.6 kms del centro Muñorrodero y a 2.4 kms del centro de Serdio.

Serdio y Muñorrodero están situados en el municipio de Val de San Vicente.

- Serdio cuenta con una población de 177 habitantes. La localidad se encuentra a 115 metros de altitud sobre el nivel del mar, y a 3 kilómetros de la capital municipal, Pesués. Se encuentra a 82 km de la capital de la Comunidad, que es Santander.
- Muñorrodero cuenta con una población de 111 habitantes. La localidad se encuentra a 20 metros de altitud sobre el nivel del mar, y a un kilómetro de la capital municipal, Pesués. Se encuentra a 73 km de Santander.

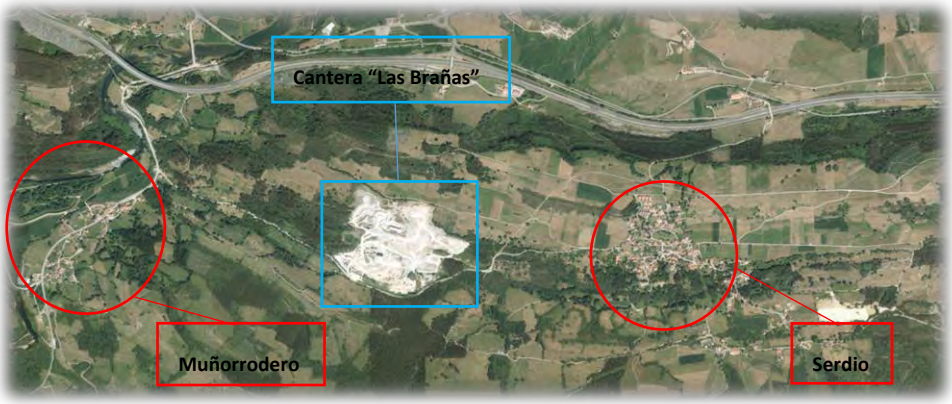


Ilustración 9. Ubicación de la explotación y de las poblaciones más cercanas (Google Maps).

4.2. Accesos y comunicaciones

Para acceder a la zona de estudio desde Santander o Asturias, se realiza mediante la autovía A-8, tomando la salida correspondiente que puede ser la correspondiente a Unquera, o la correspondiente a Pesués/Los Tánagos, que es la que se escogerá por la proximidad a la zona de interés.

Como se mencionó anteriormente, la explotación se encuentra entre las localidades de Serdio y Muñorrodero, que están conectados por la carretera del pueblo de Serdio, la cual lleva directamente a la zona de interés. Para llegar a ambas localidades, se debe tomar la salida 269 de Los Tánagos en la A-8 y conectar con sus respectivas carreteras mediante la carretera N-634.

Serdio: se accede a través de la carretera local CA-844. También se puede acceder mediante la línea de transporte público Prellezo-Unquera, que dispone de una parada en la localidad.

Muñorrodero: a esta población se puede acceder mediante la carretera CA-181. También se puede acceder, al igual que a Serdio, mediante la línea de transporte público Prellezo-Unquera, que posee una parada en Muñorrodero.



Ilustración 10. Accesos a la zona de interés (Google Maps).

4.3. Situación administrativa

La ampliación de la cantera “Las Brañas” junto con la propia cantera, ocuparán un espacio definido por las siguientes coordenadas:

Tabla 10. Coordenadas explotación "Las Brañas"

Coordenadas explotación "Las Brañas"					
Vértice	Coordenadas geográficas		Huso	Coordenadas U.T.M	
	Longitud	Latitud		X	Y
V1	4.0º 27.0' 20.0" W	43.0º 21.0' 40.0" N	30	382051,025	4802032,591
V2	4.0º 28.0' 0.0" W	43.0º 21.0' 40.0" N	30	381150.64	4802048.359
V3	4.0º 28.0' 0.0" W	43.0º 22.0' 0.0" N	30	381161.487	4802665.365
V4	4.0º 29.0' 0.0" W	43.0º 22.0' 0.0" N	30	379811.032	4802689.242
V5	4.0º 29.0' 0.0" W	43.0º 22.0' 20.0"N	30	379822.003	4803306.248
V6	4.0º 27.0' 20.0" W	43.0º 22.0' 20.0" N	30	382072.556	4803266.602
V7	4.0º 28.0' 20.0" W	43.0º 22.0' 0.0" N	30	380711.335	4802673.294
V8	4.0º 28.0' 20.0" W	43.0º 21.0' 40.0" N	30	380700.447	4802056.288

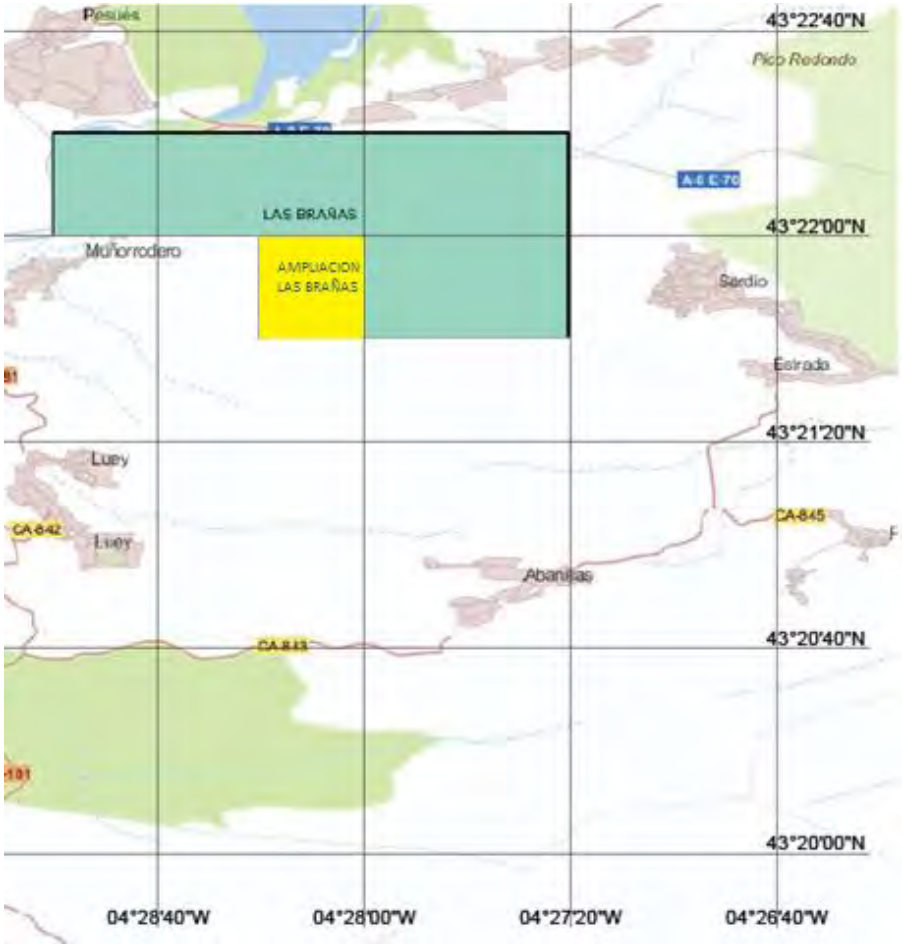


Ilustración 11. Cuadriculas de la cantera y de la ampliación (catastro).

ANEJO Nº 5. DESCRIPCIÓN DEL MEDIO

5.1. Estudio socioeconómico

Población

La trayectoria poblacional de Val de San Vicente a lo largo de todo el siglo XX y en los primeros años del XXI no ha experimentado crecimientos espectaculares, sino que más bien ha aumentado de forma lenta y continuada sus efectivos demográficos, sufriendo también algunas pérdidas de habitantes en varios momentos del periodo analizado. De tal forma que la leve tendencia al alza ha compensado estas caídas, manteniendo una cifra más o menos homogénea a lo largo del tiempo. De hecho, el número de habitantes que integraban este término en 1900 era de 2.570, y la cifra correspondiente al padrón de 2003 se situó en los 2.615. Solo en los años cincuenta y sesenta se superó la cifra de los 3.000 habitantes, tras un aumento progresivo en las décadas anteriores. Pero a partir de los setenta ese número disminuyó registrando en los ochenta su peor saldo poblacional, con poco más de 2.400 habitantes. Sin embargo, en 1991 esta evolución se invirtió y hasta hoy ha sido positiva.

La explicación de esta trayectoria poblacional más reciente se encuentra en los favorables saldos migratorios, que han equilibrado el negativo crecimiento vegetativo, consecuencia de la caída de la natalidad y el estancamiento de las tasas de mortandad. En la actualidad, el municipio presenta un perfil adulto-viejo, pues son estos grupos de edad los que predominan. El primero de ellos supone el 65,5%, mientras que el segundo representa el 21,5%. Por contra, los jóvenes constituyen el 13% de los habitantes de Val de San Vicente. En función de estos datos, se desprende que el índice de envejecimiento es del 165,2% y la edad media de 42,1 años.

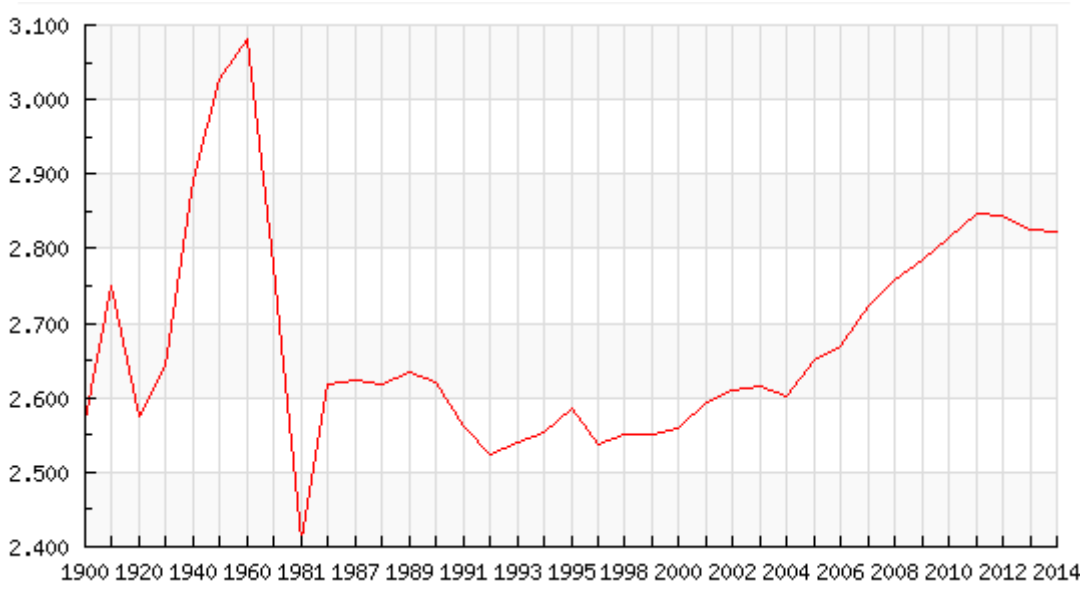


Ilustración 12. Evolución del número de habitantes en Val de San Vicente (ICANE)

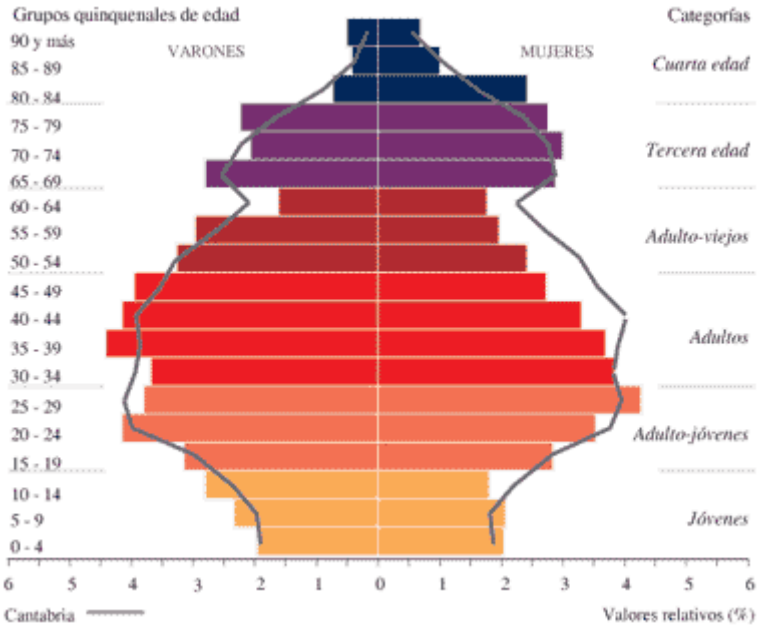


Ilustración 13. Distribución por edades y sexo de los habitantes (ICANE)

Economía

En los últimos años se ha producido una transformación económica que ha desembocado en la decadencia de las actividades agropecuarias y en un gran aumento del sector terciario.

Tabla 11. Distribución de la población activa por sectores económicos

	Municipio	Cantabria
Sector primario	19,8	6
Construcción	19,7	13,5
Industria	10,5	18,9
Sector terciario	50,1	61,6
Tasa de Actividad	51,2	52,5
Tasa de Paro	14,8	14,2

- Ganadería y agricultura

Aunque el sector primario ha perdido gran parte del peso que tuvo en otros tiempos, aún tiene cierta relevancia, pues en la actualidad trabajan en él un 19,8% de la población activa. De esta forma, la ganadería, al igual que la pesca, favorecen la actividad agroalimentaria. La recogida de algas supone un complemento importante para los ingresos familiares, ya que la demanda principal proviene de la industria.

Tabla 12. Sector primario

	Municipio	Cantabria
Superficie	50,9	5310
Superficie agraria útil (SAU) en km.	25,8	2763,9
SAU (%) respecto a la sup. Municipal	50,6	52,1
Número de explotación	216	18461
Titulares personas físicas	194	17224
Unidades ganaderas	4236	311072

- Industria

El porcentaje dedicado a este sector se sitúa en torno al 10,5% de la población activa. En este sentido, la actividad industrial se centra principalmente en tres empresas: la Cooperativa Textil Valle del Nansa, en Muñorrodero –creada en 1991 gracias a la iniciativa de varias mujeres de Val de San Vicente–, las empresas dedicadas a la elaboración y comercialización del producto típico del municipio, las corbatas de hojaldre (Corbatas Fernández Canal, Canal, Casa Pindal, Casa Royal y Casa Sambar), y la Piscifactoría Tinamenor S.A., que surgió en 1973 y hoy es una de las más destacadas dentro del sector de cultivos marinos.

Además, cabe citar la existencia de pequeños talleres industriales, así como el porcentaje de habitantes dedicados a la construcción, que se sitúa en torno a un 19,7%.

Tabla 13. Sector secundario

	Municipio	Cantabria
Actividades de la Industria (IAE)	31	2897
Actividades de la construcción (IAE)	48	5270

- Servicios

Es el sector terciario la base económica fundamental de Val de San Vicente, que ocupa a más del 50% de su población activa. El comercio de este lugar se sustenta en los pequeños establecimientos, localizados principalmente en Unquera, y en los tradicionales bar-tienda de sus diferentes núcleos. Además, uno de los factores que indudablemente ha determinado el desarrollo de este sector es el auge del turismo, combinándose en sus diferentes variantes: turismo rural (casas de labranza...), turismo activo (excursiones a caballo, piraguas...) y turismo tradicional, atraído por la belleza natural de su entorno, y en especial por sus rías y playas. Todo ello, unido al papel fundamental de las vías de comunicación, está contribuyendo al aumento de alojamientos turísticos.

Tabla 14. Sector servicios

	Municipio	Cantabria
Actividades comerciales mayoristas	11	1688
Actividades comerciales minoristas	97	12322
Locales ocio, deportivos y culturales	3	937
Locales 1000 hab.	15,6	12

5.2. Núcleos de población de Val de San Vicente

El municipio de Val de San Vicente comprende 14 núcleos poblacionales: Abanillas, Estrada, Helgueras, Luey, Molleda, Muñorrodero, Pechón, Pesúes (Pesués), Portillo, Prellezo, Prío, San Pedro de las Baheras, Serdio y Unquera.

- Abanillas. Con 180 metros de altitud, es una de las localidades más altas del término y dista 5 km de la capital. Sus 95 hab. (2004) se reparten en su núcleo central y en los barrios de La Cuesta, El Pueblo, La Piñera y El Cotero.
- Estrada. Este pueblo se ubica en la marina interior, a 4 km de la capital y a una altitud de 110 m sobre el nivel del mar. Cuenta con tan solo 22 hab. (2004), lo que le convierte en el núcleo poblacional más reducido. Su importancia radica en el conjunto medieval que alberga y al que da nombre: la torre de Estrada, declarado Bien de Interés Cultural en 1992.
- Helgueras. 75 hab. (2004) conforman la población de este núcleo ubicado a 6 km al sur de Pesués y a 110 m de altitud.
- Luey. A 3 km al sur de Pesués se localiza este pueblo de 171 hab. (2004), que se distribuyen en los barrios de La Espinuca, El Argumal, La Picota y Somavilla. Tiene una altitud de 110 m.
- Molleda. En la ribera derecha del río Deva se encuentra este núcleo de disposición alargada, en el que residen 203 hab. (2004). Dista 4,5 km de Pesués y tiene 20 m de altitud.
- Muñorrodero. Esta localidad, ubicada en la margen derecha del río Nansa, a 20 m de altitud y a 1 km al sur de Pesués, cuenta con una población de 101 hab. (2004). En este lugar se abre la cueva de Salín o Fuente de Salón, Bien de Interés Cultural desde 2000.
- Pechón. 215 hab. (2004) pueblan este núcleo alargado situado a 3 km al norte de Pesués y cuya altitud es de 70 m.
- Pesués. Es la capital y está localizada en la desembocadura del río Nansa. Su población, de 383 hab. (2004), se reparte entre los barrios de Villanueva, La Aldea, La Barca de Arriba, La Barca de Abajo y los Tánagos. Se encuentra a 73 km de Santander y su altitud es de 30 m.
- Portillo. Entre los barrios de Portillo de Arriba y Portillo de Abajo se dividen los 87 hab. (2004) de esta aldea, que dista 5 km de Pesués y tiene una altitud de 140 m. En esta localidad se encuentra la iglesia gótica del cementerio de Portillo, declarada Bien de Interés Local en 2002.
- Prellezo. A 3,5 km al este de Pesués, al pie de la Sierra de Jerra, se halla este pueblo de 194 hab. (2004), que tiene una altitud de 70 m. En esta localidad se halla el castro de Castillo, declarado Bien de Interés Cultural en 2004.
- Prío. Este núcleo poblacional, distante 2,5 km de la capital municipal, cuenta con 79 hab. (2004) y está situado a 100 m de altitud.
- San Pedro de las Baheras. Con 61 hab. (2004), esta localidad es la segunda más reducida del municipio desde el punto de vista demográfico. Está dividida en los barrios de Escandar, El Hoyo y Santa Marina. Además, es la más alejada de la capital municipal, de la que dista 7 km. Su altitud es de 210 m.
- Serdio. La población de este núcleo, situado a 3 km al sureste de Pesués y a 115 m de altitud, la integran 179 hab. (2004).
- Unquera. En el límite con Asturias se encuentra esta localidad que, con 736 hab. (2004), además de ser el núcleo poblacional más importante, constituye un destacado nudo de comunicaciones a escala comarcal, así como un pequeño

centro industrial y de servicios. Dista 1,5 km de Pesués y tiene una altitud de 15 m.

5.3. Historia de Val de San Vicente

A partir de los yacimientos arqueológicos localizados en el territorio que hoy corresponde al municipio de Val de San Vicente y su entorno inmediato ha sido posible recomponer parte de los primeros episodios de este lugar. Los restos paleolíticos descubiertos, por ejemplo, en las cuevas del Pindal, en la localidad asturiana de Pimiango, así como los utensilios hallados en las cavidades de las Cabras (Luey) y del Rejo (Prellezo), que corresponden al periodo Magdaleniense, y las pinturas rupestres de Fuente del Salín, en Muñorrodero, constatan la existencia de pobladores desde épocas muy tempranas. A estas gentes, cuyo perfil indica que eran cazadores y que, además, vivían de la pesca fluvial y de la recolección, les sucedieron en el tiempo los indígenas prerromanos, siendo los orgenomescos el grupo que dominó esta área.

Dicho pueblo cántabro, como el resto de los grupos de la región, subsistía gracias a una agricultura muy básica, basada sobre todo en cereales, ya que por aquel entonces la vegetación era mucho más densa que la actual. Sin embargo, lo que no se ha logrado determinar con exactitud es el núcleo principal de esta gente, ya que entre los investigadores existen voces que apuntan al ámbito de San Vicente de Tina Mayor, mientras que otros se inclinan por ubicarlos en la zona de Tina Menor.

Desde el punto de vista cronológico, el siguiente momento conocido de la historia de Val de San Vicente remite a la época de los romanos. De ella son testigos cruciales las dos calzadas que atravesaban estas tierras. La primera es la conocida como la Vía de Agrippa o de la costa, que, procedente de Estrada y Abanillas, atravesaba Luey y, tras recorrer el litoral, continuaba su itinerario por Asturias. Aunque no hay constancia de ello, cabe pensar que durante la Edad Media esta vía fuera utilizada como ruta jacobea costera por los peregrinos que se dirigían o regresaban de Santiago de Compostela. Precisamente, este camino fue recorrido por el Emperador Carlos V en 1517 en su primer viaje por España.

La otra calzada es la que se ha dado en llamar Itinera Antigua, que se cruzaba con la anterior en la localidad de Estrada y era el enlace del puerto de San Vicente con la meseta castellana tras atravesar el valle del Nansa.

En la Edad Media, hacia el siglo XII, las diferentes aldeas de este valle occidental aparecen documentadas como partes integrantes de las Asturias de Santillana. Sus gentes eran de behetría, por lo que gozaban de condición jurídica libre, o, lo que es lo mismo, podían elegir libremente a su señor. Sin embargo, el Apeo de 1404 pone de manifiesto la extensión de los dominios señoriales de la Casa de la Vega y Castañeda. Esta última familia adquirió la jurisdicción sobre los concejos de Val de San Vicente a través de los privilegios reales otorgados por Juan II a su canciller Juan García Manrique (Casa de Aguilar y de Castañeda), en 1445 y 1447. Esta condición de tierra de señorío se mantuvo a lo largo de la Edad Moderna y hasta finales del siglo XVIII. No obstante, cabe destacar también la existencia de un linaje local de los más antiguos de la región: la Casa de Estrada, que estableció su núcleo jurisdiccional en la torre ubicada en la localidad que le da nombre. No se precisa cuándo se inicia este dominio, aunque varios autores han datado la torre –desde la que se tenían sometidos a los colonos y pequeños propietarios– en el siglo IX.

Desde el siglo XV y hasta que Fernando VII se reservó mediante la Real Célula de 1814 los nombramientos de los alcaldes mayores y corregidores, éstos eran designados por los marqueses para el ejercicio de la jurisdicción civil y criminal, como ocurría también en Rionansa y Tudanca. Ya en el siglo XIX el primer ayuntamiento constitucional correspondiente al término

que hoy ocupa Val de San Vicente se formó en 1822 en Luey y estaba integrado en el partido judicial de Puentenansa. Sin embargo, no incluía los lugares de Estrada y Unquera, que pasarían a formar parte de este municipio en 1835, cuando adoptó la denominación actual, configurándose con los núcleos que mantiene hoy en día y quedando establecida su capital en Pesués. A partir de entonces quedó adscrito al partido judicial de San Vicente de la Barquera.

5.4. Patrimonio de Val de San Vicente

Patrimonio civil

Val de San Vicente alberga la singular torre de Estrada, de características únicas en el conjunto de las fortificaciones medievales de Cantabria, tanto por su fisonomía –de ligera tendencia piramidal, realizada en mampostería carente de esquinales de sillería–, como por el conjunto del que forma parte, que incluye un recinto amurallado, los restos de un foso, patio de armas y capilla. Su lema reza "Yo soy la Casa de la Estrada / fundada en este peñasco / Más antigua en la Montaña / que la casa de Velasco / y al Rey no le debe nada", le tocó en suerte a Fernán Ruiz, El Duque, al repartir en el siglo XII con sus hermanos las casas solariegas situadas en las Asturias de Santillana que había heredado de su padre Rodrigo González de Estrada. La fortaleza cuyo origen se considera puede remontarse a los siglos VIII-IX, fue reconstruida en torno al siglo XIII. En el interior del recinto amurallado incluye la ermita de San Bartolomé, un edificio de una nave, ábside rectangular y bóveda de cañón, con canecillos de tradición románica en su cornisa sur. Sobre el arco apuntado de entrada al templo se pueden ver los escudos de armas de Ceballos y la Estrada, cuya colocación se atribuye a Ferrán García Duque casado con Elvira de Ceballos y fallecido en una batalla en Araviana en 1359 que enfrentó a los ejércitos de Pedro I de Castilla y al grupo de caballeros liderados por Enrique de Trastámara y el infante Tello que respaldaban a Pedro IV de Aragón. El conjunto fue declarado Bien de Interés Cultural en 1992. En 1995, el ayuntamiento obtuvo la cesión de la torre de sus propietarios y se emprendió un proyecto de recuperación del conjunto, que se encontraba en ruinas. En la financiación de estas obras han participado el ayuntamiento de Val de San Vicente, la Consejería de Cultura, Turismo y Deporte y los Ministerios de Fomento y Cultura. Hay otra torre en Prellezo, posee estructura similar a la de Estrada, está fabricada en mampostería y tiene forma de pirámide truncada. Esta construcción medieval, que posiblemente date del siglo XII, parece que podría haber pertenecido también a la Casa de Estrada.

En el municipio de Val de San Vicente se alzan todavía numerosas muestras de arquitectura de la Edad Moderna, entre ellas se cuentan algunas construcciones del siglo XVI en Pechón y el núcleo primitivo de Molleda. Son numerosos los ejemplos del siglo XVII como la de los Sánchez del Pozo en Abanillas, compuesta por una torre de tres alturas –se plantea el posible origen medieval–, y una casa adosada –porta un escudo con una inscripción que la fecha en 1695–; la casa mayor de Luey con planta rectangular situada junto a la ermita de San José, la casa llamada 'El Palacio' de Luey; la casa de la calle del Sol de Molleda. Así mismo también se mantienen varios edificios y conjuntos del XVIII, como el del Valledal, compuesto por la casa de los Escandón y la antigua capilla.

Son de destacar las series de viviendas en hilera levantadas entre el siglo XVII y XIX en distintos núcleos de este municipio, compuestas por varios bloques separados por amplios muros cortafuegos y singularizados por amplias solanas. En particular, reseñar los situados en el barrio de la Parra, en Helgueras, y los llamados 'La Conejera', en Molleda, y la de 'El Cotero', en Prío.

Son varios los ejemplos de arquitectura decimonónica de interés, entre ellos varias residencias familiares adscribibles a la llamada arquitectura de 'indianos', caracterizada por los miradores y las estructuras férreas. Como ejemplo en particular es de destacar 'La Azotea' de Pesués (1902) o villa Mercedes de Unquera. Como ejemplo de arquitectura pública ha de reseñarse el colegio de San Felipe Neri de Unquera, complejo escolar edificado en 1914, equipado con una capilla que alberga un retablo neogótico.

Patrimonio arqueológico

Las huellas del pasado prehistórico de este municipio han quedado marcadas en varias de sus cavidades. Así, la cueva de Fuente del Salín, en Muñorrodero, descubierta en 1985 y declarada Bien de Interés Cultural en 2000. Ha proporcionado una serie de materiales paleolíticos (industrias líticas y óseas) concentrados en un estrato. Alberga varias manifestaciones de arte parietal ejecutadas con pigmento rojo y distribuidas por la cavidad. Están compuestas por una serie de 14 manos en negativo y 2 en positivo, así como diversos puntos aislados y en grupo. Se atribuye al Paleolítico Antiguo (Perigordiense Superior o Gravetiense).

Asimismo, en la cueva de las Cabras, en la localidad de Luey, se localizaron una costilla grabada y utensilios de hueso, datados en el Magdaleniense, mientras que de la misma época son las múltiples hachas, raspadores, etc., hallados en cueva del Rejo, en Prellezo. En este mismo pueblo, a unos 800 metros al norte del núcleo, se localiza el asentamiento de un antiguo poblado cántabro, conocido como castro de Castillo, que fue declarado Bien de Interés Cultural en 2004. El promontorio tiene forma de península y lo flanquean al oeste la ensenada de la Mina y por el este la ensenada de la Ballena, en la que desemboca un pequeño arroyo.

En el Cueto de Pechón, un paraje desde el cual se logra el control visual del Nansa en Tina Menor se aprecian restos de estructuras de formadas por varias líneas de murallas de carácter defensivo delimitando un recinto defensivo. El conjunto se data en el Hierro.

Patrimonio religioso

El patrimonio arquitectónico religioso de Val de San Vicente incluye los templos de la Virgen del Hayedo de Muñorrodero, un templo de finales del XIII, principios del XIV, con un ábside con canecillos de filiación románica; Santa María de Prío, un templo de finales del XIII, principios del XIV, con puerta de ingreso gótica a base de arquivoltas apuntadas; Nuestra Señora de la Asunción de Abanillas, con un ábside del siglo XVII; San Juan Bautista de Helgueras, también del XVII; los ejemplos de arquitectura religiosa decimonónica: San Julián de Serdio y Nuestra Señora de la Concepción de Molleda; y Nuestra Señora de la Natividad de Muñorrodero, construida en 1930.

Además, todavía se conservan las ruinas de otras tantas construcciones religiosas abandonadas, entre ellos son de destacar los vestigios de la antigua iglesia gótica del cementerio de Portillo, declarada Bien de Interés Local en 2002. De ella tan solo se conservan restos de la cabecera o ábside de un antiguo templo, de mampostería, y la puerta de entrada con arco de medio punto. Su fecha de construcción se sitúa en torno al siglo XV. También arruinadas estás Santa Eulalia de Prellezo, de cronología similar a la de Portillo; Santa Marina de Pedro de las Baheras, del siglo XVI; San Pedro de las Baheras, también del XVI; y San Pedro de Pesués, destruida durante la Guerra Civil.

Patrimonio industrial

Existe constancia en un documento de 1404, de la existencia de una ferrería, llamada de Labero, situada en Ojedo y alimentada por las aguas del Nansa sobre la cual tenía derechos la casa de Vega. En Muñorrodero se conservan dos molinos que comparten el mismo sistema hidráulico: molino viejo y molino nuevo. El primero de ellos, del siglo XVI, se encuentra en un edificio bastante deteriorado, construido en ladrillo y compuesto por un cuerpo cuadrado de dos plantas al que se le adosó una nave rectangular con amplio soportal. El segundo, construido hacia los siglos XVIII-XIX, cumple en la actualidad función de almacén, aunque conserva parte de la maquinaria.

5.5. Medio físico

Cantabria es una comunidad de carácter montañoso y costero y con un importante patrimonio natural. Su enérgico relieve hace que el 40 % de su superficie se sitúe por encima de los 700 metros de altitud y un tercio de la comunidad presenta pendientes de más del 30 % de inclinación. Es la cuarta provincia más montañosa de España atendiendo al desnivel del terreno.

En ella se distinguen tres áreas morfológicamente bien diferenciadas:

La Marina.

Una franja costera de valles bajos, amplios y de formas suaves de unos 10 km de ancho cuya altitud no suele superar los 500 msnm y que limita con el mar por medio de una línea de rasas litorales, configurando abruptos acantilados que son rotos por la aparición de desembocaduras de ríos generando rías y playas. En el litoral de la comunidad destaca la bahía de Santander. Por el Sur, La Marina limita con La Montaña.

La Montaña.

Es una larga barrera de montañas abruptas paralela al mar que componen parte de la cordillera Cantábrica. En su mayoría de roca calcárea afectada por fenómenos kársticos y que cubren la mayor parte de Cantabria. Forman valles profundos en disposición Norte-Sur con fuertes pendientes horadadas por ríos de carácter torrencial, de gran poder erosivo y cortos por la poca distancia entre su nacimiento y su desembocadura. Los valles configuran diferentes comarcas naturales de la región bien delimitadas físicamente por los cordales montañosos: Liébana, Nansa, Saja, Besaya, Pas-Pisueña, Miera, Asón-Gándara, Campoo.

A la montaña pertenece la sierra del Escudo, cordón montañoso de entre 600 y 1000 msnm y que a lo largo de la zona occidental de Cantabria sigue paralela a unos 15 o 20 km de la costa. Montañas más altas nos encontramos a medida que nos desplazamos al Sur, con una alineación de crestas que limitan los valles y las cuencas hidrográficas de los ríos Ebro, Duero y aquellos que desembocan en el mar Cantábrico. Por lo general superan los 1500 metros de altitud, desde el puerto de San Glorio en el Oeste hasta el de Los Tornos en la parte oriental: Peña Labra, puerto de Sejos, puerto del Escudo, Castro Valnera y La Sía. También destacan los grandes macizos calcáreos de los Picos de Europa en la zona Sur occidental de la región, cuyas cumbres sobrepasan la mayoría 2500 metros y donde es amplia la presencia del modelado glaciar en su geomorfología. La mayor elevación de Cantabria se localiza en el pico de Torre Blanca (2619 metros), en la divisoria entre Cantabria y la provincia de León, aunque de forma tradicional se ha asignado este honor a Peña Vieja (2617 metros) por encontrarse totalmente dentro del territorio cántabro.

Campoo y los valles del Sur.

La otra comarca que se diferencia es Campoo, en el extremo Sur de Cantabria. Con un clima más continentalizado, presentan un desarrollo óptimo de masas forestales de rebollo (quercus pyrenaica) y que se encuentra en un periodo expansivo por el abandono de las tierras agrarias. También existen grandes repoblaciones de coníferas (pinus sylvestris) en las suaves pendientes de la comarca.

Vegetación y fauna

Las masas forestales autóctonas, en las que predominan los robles, castaños, alisos, sauces y encinas, junto a un buen número de especies exóticas, sobre todo eucaliptos y chopos americanos, y aquellas adaptadas a los medios de acantilados, rías y marismas conforman el rico tapiz vegetal de Val de San Vicente. Importantes superficies de encinar se localizan por ejemplo al sureste del núcleo de Abanillas, en Prío, en Pechón o en San Pedro de las Baheras. En estos

encinares puede encontrarse el labiérnago o grazo, arbusto muy escaso en los encinares de la comarca costera occidental.

Entre la comunidad faunística de los bosques mixtos de frondosas se encuentran anfibios como la salamandra o el sapo común; reptiles como el lagarto verde; y aves como el cárabo, el mochuelo, la chocha perdiz, zorzales y córvidos, entre otros. También destacan mamíferos carnívoros como el gato montés, el zorro, la gineta, la comadreja, el tejón, la garduña... y herbívoros como el jabalí y el corzo.

Los eucaliptales y pinares ocupan las laderas de las sierras planas de Pechón y Prellezo, en las que perviven también pequeñas manchas de encinas y castaños, entremezclados con matorrales de brezos y escajos. La culminación de estas sierras ofrece una vegetación de cultivos y praderías, en el caso de El Llano de Pechón y del pinar de Monterrey, en la Jerra, en las que la fauna más representativa la constituyen luciones, lagartijas, salamandras, aguiluchos pálidos, cernícalos, mochuelos, topos, conejos, etc.

En los cantiles rocosos se refugia una flora peculiar, adaptada a la elevada salinidad del ambiente litoral, entre las que se encuentran el cenoyo y el llantén de mar, y especies más sorprendentes como el olivo o acebuche y la ruda. Estos lugares son con frecuencia refugios para aves como la gaviota reidora o la argentea y patiamarilla, así como para el cormorán grande y el moñudo, el halcón peregrino, el cernícalo o el colirrojo tizón. También reptiles, como la lagartija común o el lución, y mamíferos, como el zorro o la comadreja, habitan este ecosistema.

Por su parte, las rías y las marismas son biológicamente las zonas más ricas y productivas, tanto desde el punto de vista faunístico como vegetal. En este sentido, sus plantas son las características de suelos siempre húmedos o encharcados con aguas salinas (seda de mar, borraza, junco marino, carrizo, coclearia, etc.).

Respecto a la vida animal, en el entorno de las rías es fácil observar aves permanentes y migratorias, entre las que se encuentran el ánade real, el zarapito, la garceta común y la garza real, entre otros. Además, abundan los pequeños organismos invertebrados en las aguas, arenas y fangos, tales como gusanas, berberechos, navajas, almejas, mulatas... que a su vez son el sustento alimenticio para moluscos, crustáceos y peces. Las aves limícolas (zarapito real, correlimos común, agachadiza o laguneja...) también recorren este ecosistema cuando la bajamar deja al descubierto los arenales fangosos. Asimismo, el grupo de las zancudas, entre las que se encuentran la grulla común y las garzas real e imperial, se dejan ver en este tipo de enclaves, al igual que una gran variedad de aves marinas y especies anfibias.

5.6. Climatología

Clasificación climatológica según Köppen

La palabra clima procede del griego "Klima" que designaba una zona de la Tierra limitada por dos latitudes, que estaba asociada a la inclinación de los rayos solares y, por extensión, a las características meteorológicas predominantes. El clima corresponde a una síntesis del tiempo atmosférico, en que el estado de tiempo atmosférico se refiere al conjunto de las condiciones meteorológicas, en un momento dado y en un lugar concreto.

En la definición más común, el clima se refiere a las "condiciones medias del tiempo" y más concretamente, a la descripción estadística en términos cuantitativos de la media y de la variabilidad de las magnitudes relevantes relativas a períodos de tiempo suficientemente largos.

Así, clima, en un sentido restringido puede definirse como una "síntesis de las condiciones meteorológicas", o más concretamente, como la descripción estadística de las características del estado del tiempo durante un período de tiempo desde pocos meses hasta millones de años. El período clásico es de 30 años, adoptado por la OMM. Esas cantidades, designadas elementos climáticos, suelen ser variables observadas en la superficie terrestre como la temperatura y la precipitación (Glossary Intergovernmental Panel on Climate Change o IPCC, 2009).

Clima, en sentido amplio, es el estado del sistema climático, que presenta una variabilidad interna en una amplia gama de escalas de tiempo y depende de factores externos: naturales, como erupciones volcánicas, variaciones solares; antropogénicos, como alteraciones en la composición química de la atmósfera y de la superficie terrestre.

En el clima los fenómenos interesan por su duración o persistencia y por su repetición y se caracterizan por valores medios, variaciones y probabilidades de producirse valores extremos, en relación a los diversos elementos climáticos. Por eso, el clima se caracteriza por valores medios, máximos, mínimos, cuantiles, distribuciones de probabilidad, etc. de las magnitudes más adecuadas para efectuar esa síntesis.

De esta forma, en este Atlas, más que caracterizar el clima, se describe el estado climático que, en este caso concreto, se refiere al período de 1971-2000.

Clasificación de Köppen para la península ibérica.

Para delimitar los distintos tipos de clima de la Península Ibérica se ha utilizado la clasificación climática de Köppen. A pesar de que esta clasificación se definió hace unos 100 años, sigue siendo una de las clasificaciones más utilizadas en estudios climatológicos de todo el mundo.

La clasificación de Köppen define distintos tipos de clima a partir de los valores medios mensuales de precipitación y temperatura. Para delimitar los distintos climas se establecen intervalos de temperatura y precipitación basados principalmente en su influencia sobre la distribución de la vegetación y de la actividad humana (Essenwanger, 2001).

Originariamente formulada por Wladimir Köppen en 1900, la clasificación de Köppen pasó por sucesivas modificaciones del propio Köppen y de otros climatólogos. En el presente Atlas Ibérico se ha seguido el esquema propuesto por Köppen en su última revisión de 1936, conocida también como clasificación de Köppen-Geiger, con la única salvedad de que se eligió como límite de temperatura para separar los climas templados C y D los 0 °C, conforme proponen Russel, Trewartha, Critchfield y otros autores (Essenwanger, 2001), en vez de los –3,0 °C utilizados en la clasificación original. Este esquema es igual al utilizado en la clasificación climática del Atlas Nacional de España (2004) y en la clasificación actualizada a nivel mundial publicada recientemente por Peel et al. (2007). En Portugal es la primera vez que el IM aplica esta clasificación de Köppen-Geiger, ya que la anterior seguía la metodología original de Köppen. La delimitación de las zonas climáticas se realizó aplicando técnicas de álgebra de mapas a los campos medios mensuales de temperatura y precipitación que habían sido previamente calculados para los mapas de temperatura y precipitación del Atlas Ibérico.

El resultado de la clasificación muestra los siguientes tipos de clima presentes en la Península Ibérica e Islas Baleares:

a) Climas Secos - Tipo B

La delimitación de los climas áridos (tipo B) se realiza definiendo tres intervalos diferentes conforme al régimen anual de precipitación, para tener en cuenta que la precipitación del invierno es más efectiva para el desarrollo de la vegetación que la del verano, al ser menor la evaporación.

- P = 20 (T+7): precipitación repartida a lo largo del año;
- P = 20 T: verano seco (el 70% o más de la precipitación anual se concentra en el semestre otoño invierno);
- P = 20 (T+14): invierno seco (el 70% o más de la precipitación anual se concentra en el semestre primavera-verano); donde P es la precipitación total anual en mm y T es la temperatura media anual en °C. En la región ibérica se observan únicamente los dos primeros casos. Köppen distingue entre dos subtipos de clima B, el subtipo BS (estepa) y el subtipo BW (desierto), según la precipitación anual alcance o no la mitad del valor establecido anteriormente para delimitar los climas de tipo B.

Köppen distingue también las variedades cálida (letra h; BSh y BSk) y fría (letra k; BSk y BWk) según la temperatura media anual esté por encima o por debajo de los 18 °C, respectivamente.

BWh (desierto cálido) y BWk (desierto frío)

Se localizan en pequeñas áreas del sureste de la Península Ibérica, en las provincias españolas de Almería, Murcia y Alicante, coincidiendo con los mínimos pluviométricos peninsulares.

BSh (estepa cálida) y BSk (estepa fría)

En España se extienden ampliamente por el sureste de la Península y valle del Ebro y, en menor extensión, en la meseta sur, Extremadura e Islas Baleares.

En Portugal sólo abarca una pequeña región del Baixo Alentejo, en el distrito de Beja.

b) Climas Templados - Tipo C

La temperatura media del mes más frío en los climas tipo C está comprendida entre 0 y 18 °C.

Köppen distingue los subtipos Cs, Cw y Cf conforme se observa un período marcadamente seco en verano (Cs), en invierno (Cw), o si no hay una estación seca (Cf). El subtipo Cw no existe en la Península Ibérica ni en las Islas Baleares.

También hay una tercera variante conforme el verano es caluroso (temperatura media del mes más cálido superior a 22 °C, letra a), templado (temperatura media del mes más cálido menor o igual a 22 °C y con cuatro meses o más con una temperatura media superior a 10 °C, letra b), o frío (temperatura media del mes más cálido menor o igual a 22°C y con menos de cuatro meses con temperatura media superior a 10 °C, letra c).

Csa (templado con verano seco y caluroso)

Es la variedad de clima que abarca una mayor extensión de la Península Ibérica y Baleares, ocupando aproximadamente el 40% de su superficie. Se extiende por la mayor parte de la mitad sur y de las regiones costeras mediterráneas, a excepción de las zonas áridas del sureste.

Csb (templado con verano seco y templado)

Abarca la mayor parte del noroeste de la Península, así como casi todo el litoral oeste de Portugal Continental y numerosas áreas montañosas del interior de la Península.

Cfa (templado sin estación seca con verano caluroso

Se observa principalmente en el noreste de la Península, en una franja de altitud media que rodea los Pirineos y el Sistema Ibérico.

Cfb (templado sin estación seca con verano templado)

Se localiza en la región cantábrica, en el Sistema Ibérico, parte de la meseta norte y gran parte de los Pirineos exceptuando las áreas de mayor altitud.

c) Climas Fríos - Tipo D

La temperatura media del mes más frío en el clima tipo D es inferior a 0 °C y la temperatura media del mes más cálido es superior a 10 °C. Los intervalos considerados para los subtipos y variedades del clima D son análogos a los del clima tipo C.

Dsb (frío con verano seco y templado) y Dsc (frío con verano seco y fresco)

Se localizan en pequeñas áreas de alta montaña de la Cordillera Cantábrica, Sistema Ibérico, Sistema Central y Sierra Nevada.

Dfb (frío sin estación seca y verano templado) yDfc (frío sin estación seca y verano fresco)

Se observan en áreas de alta montaña de los Pirineos y en algunas pequeñas zonas de alta montaña de la Cordillera Cantábrica y del Sistema Ibérico.

d) Climas Polares - Tipo E

La temperatura media del mes más cálido en el clima tipo E es inferior a 0°C. Köppen define dos subtipos: ET (tundra: la temperatura media del mes más cálido es superior a 0 °C) y EF (glacial: la temperatura media del mes más cálido es inferior a 0 °C).

El subtipo EF no se encuentra en la Península Ibérica.

ET (tundra)

Se observa únicamente en pequeñas áreas de alta montaña de los Pirineos Centrales, coincidiendo con las mayores altitudes de la cordillera.

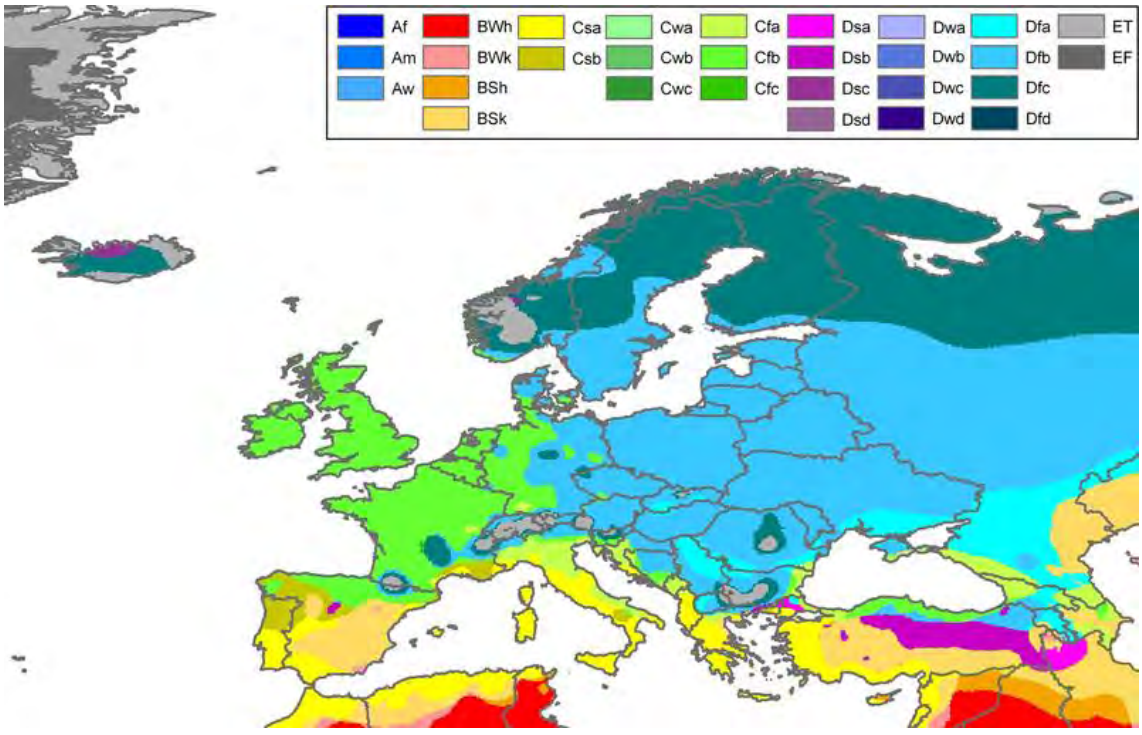


Ilustración 14. Clasificación climática de Köppen

Climatología de Cantabria

El clima de Cantabria, por su situación latitudinal, se inserta dentro del oceánico (Cfb), de acuerdo a la clasificación climática de Köppen, típico de las costas del Oeste en las latitudes medias de la mayoría de los continentes y predominante en gran parte de Europa. Este clima está caracterizado por la suavidad de las temperaturas, tanto en los valores medios como en los extremos, por la escasa amplitud térmica, diaria y anual, por la abundante humedad, y por la inestabilidad de la atmósfera, debida a la frecuencia de perturbaciones del frente polar, que no desaparecen ni en verano. Estos rasgos se manifiestan con toda su nitidez en la Cantabria litoral, pero se alteran en el interior, donde la altitud y la compartimentación del relieve se traducen en una mayor rigidez térmica y en la existencia de sensibles diferencias locales. Por último, la proximidad del dominio mediterráneo se manifiesta en que se esboce ya, en sectores concretos, una cierta aridez estival.

El rasgo climático más generalizado en toda la región es la abundancia de lluvias, asociadas a la sucesión frecuente y continuada de borrascas y frentes. El promedio de precipitaciones es elevado en toda la región, aunque con variaciones entre los 1100 y 1800 mm anuales. Las únicas excepciones son Valderredible y algunas estaciones de La Liébana que, por su localización más meridional el primero y por su situación intramontana las segundas, presentan unas precipitaciones sensiblemente inferiores.

Las lluvias, además de abundantes, son frecuentes. Las precipitaciones se reparten a lo largo de todo el año, sin que los mínimos estivales lleguen a alcanzar el umbral de la aridez. El máximo otoñal tampoco se desvía de forma acusada sobre los promedios del verano. Este carácter abundante y habitual de las precipitaciones suele estar asociado a situaciones del oeste o noroeste, las más frecuentes de los tipos de tiempo en Cantabria, que se traducen en un elevado número de días de lluvia al año (en la capital llegan a los 200 días de promedio). Incluso en el mes con menor riesgo, llueve al menos la mitad de los días. Por ello la media de horas de sol es tan sólo de 1737 y ni en condiciones excepcionales se superan las 2000.

Los valores térmicos son más variados en función de las diferencias de altitud. La costa goza de unas temperaturas suaves (la media anual es de 14 º en Santander, con escasas oscilaciones mensuales: 9,3º el mes más frío y 19,3º el más cálido). Las mínimas absolutas no llegan ni a los 5º bajo cero, por ello el riesgo de heladas es muy bajo, menos de una semana al año. Por el contrario en torno a los 1000 m de altitud, en Reinosa o el Escudo las temperaturas medias son, como promedio, unos 8º más bajas. En dos meses las medias de las mínimas caen por debajo de los 0º por tanto, las heladas están presentes dos meses al año y tan sólo en cuatro meses no hay riesgo de ellas. Las mínimas absolutas se aproximan a los 20º bajo cero y suelen coincidir con situaciones del norte o del noroeste con llegadas de masas de aire polar continental. Por encima de los 1500 m y sobre todo de los 2000, el frío es más intenso y persistente, aunque la ausencia de datos dificulta su evaluación.

Por el contrario las diferencias son menos acusadas en las temperaturas máximas, menos alteradas por las diferencias de altitud, en cambio, más afectadas por factores de orientación o de mayor o menor transparencia de la atmósfera. Por ello, a 1000 m las temperaturas máximas medias son semejantes a las de la costa, y con pocas diferencias entre amplios sectores de la región. En cambio, en las máximas absolutas sí se aprecia una mayor

complejidad, ya que los valores más altos se dan en las partes más bajas y abrigadas del interior. Lo que iguala a todas las áreas es el hecho de que las temperaturas máximas no aparecen hasta finales del verano o incluso a comienzos del otoño, asociadas a las situaciones de sur, las suradas, muy frecuentes en esta época del año, que pueden ocasionar temperaturas próximas a los 40º. Estas situaciones si aparecen en el invierno, pueden implicar temperaturas máximas superiores a los 20º, acompañadas a veces con vientos que sobrepasan los 100 km/h.

En resumen, el clima templado y lluvioso presenta en Cantabria matices destacables. La máxima suavidad es un atributo de un reducido sector regional, el más bajo y próximo a la costa, mientras que en el interior la altitud y una mayor transparencia de la atmósfera generan oscilaciones térmicas muy acusadas. De igual forma, algunos valles protegidos de las masas de aire más frías o húmedas, o situados al sur de la divisoria, presentan menor grado de pluviosidad, así como temperaturas más contrastadas.

Precipitaciones

El nivel de precipitaciones es el aspecto más relevante del clima del Norte de España, por ello es interesante hacer una descripción lo más detallada posible de su distribución espacial, es decir donde llueve más y donde menos, combinada con su distribución temporal, es decir cuando llueve más y cuando menos.

Como es sabido, la distribución espacial de la precipitación resulta de la interacción entre la circulación atmosférica y la superficie, lo cual justifica que por su posición geográfica y su orografía, la pluviometría de Cantabria sea muy compleja, con grandes contrastes entre unos valles y otros. A pesar de esto, generalmente se considera una versión simple según la cual el régimen pluviométrico de Cantabria se resume en abundancia de precipitaciones a lo largo del año con dos máximos, uno principal a finales de otoño, y otro secundario en primavera. Esto es el resultado de la utilización de valores mensuales de precipitación pues la agregación mensual actúa como filtro para las oscilaciones de escalas de tiempo más pequeñas.

Sin embargo, cuando se utilizan series de datos diarios, aparecen oscilaciones secundarias que a menudo están perfectamente identificados en la sabiduría popular como Veranillo de San Miguel. Para mostrar esto, se ha realizado una representación de precipitaciones mensuales acumuladas a partir del dato diario, para tres zonas representativas de Cantabria (zona Norte, Campoo y Liebana), obteniendo el régimen temporal que se muestra en la figura.

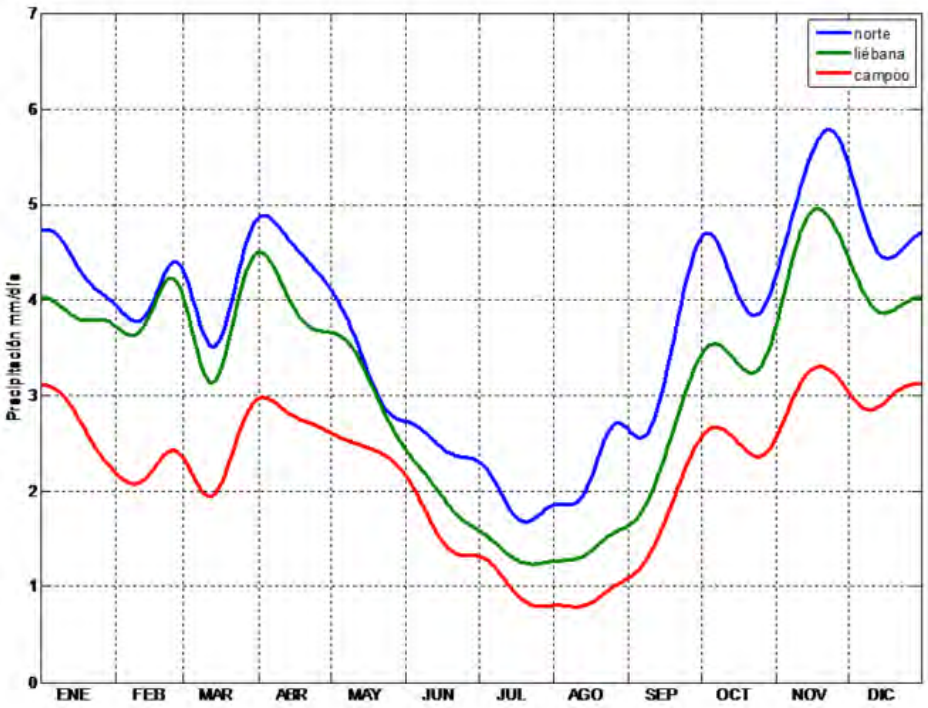


Ilustración 15. Régimen pluviométrico de Cantabria (Aemet).

Como se puede apreciar en la ilustración, sin contradecir al modelo simple de la escala mensual, en el periodo 1981-2010 se produjeron oscilaciones muy significativas de escala intra-estacional. Aparecen 5 máximos, el absoluto de noviembre, el secundario de abril –que muestra tener casi la mitad inmerso en marzo-, el tercero en Navidad, el cuarto entre septiembre y octubre y un quinto a final de febrero. Asimismo hay otros 5 mínimos, el principal, en verano, centrado entre julio y agosto, el secundario y bien conocido de mediados de marzo, un tercero a principio de febrero, el cuarto a finales de octubre y el quinto y muy significativo por encontrarse en plena época de lluvia, centrado entre la segunda y la tercera semana de diciembre. El hecho de que estas oscilaciones aparezcan por igual en las tres zonas indica que son perturbaciones asociadas a grandes sistemas de presión que promediados durante el periodo 1981-2010 mostraron, como se ve en la figura, una significativa preferencia temporal; además, se ha constatado que estas oscilaciones afectaron a todo el dominio peninsular.



Ilustración 16. Distribución espacial de la precipitación anual (1981-2010). (Aemet)

Temperaturas

Utilizando valores mensuales, el régimen termométrico anual es regular, con los valores medios más altos en agosto y los más bajos en enero, con un ligero desfase -estimado en unos 10 días- entre el litoral y el interior, debido a la inercia térmica del mar. Sin embargo, al igual que ocurre con la precipitación, la utilización de valores mensuales de temperaturas actúa como filtro para las oscilaciones de escalas de tiempo más pequeñas, por ello también se ha realizado una agregación semanal de la temperatura a partir del dato diario, para tres zonas diferentes de Cantabria. En la Figura se muestra el ciclo anual de temperaturas medias. Por una parte se muestran las estaciones de la vertiente norte (en azul) y por otra Liébana y Campoo en verde y rojo respectivamente.

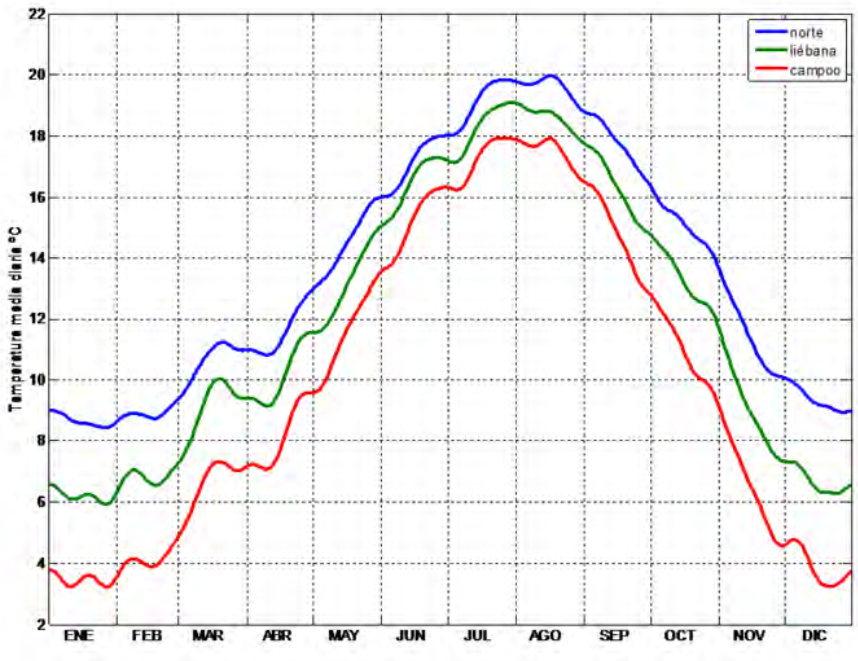


Ilustración 17. Régimen termométrico de Cantabria. (Aemet)

Como se puede apreciar en la figura, el régimen termométrico presenta por un lado temperaturas suaves todo el año en las regiones litorales, con una escasa oscilación anual, mientras que por otro lado en las zonas altas de las vertientes de los ríos Ebro y Duero las temperaturas son más rigurosas, especialmente en invierno, presentando una oscilación anual propia del clima continental. Si nos fijamos en las fluctuaciones intraestacionales las conclusiones son prácticamente las mismas que con el régimen pluviométrico, es decir atribuibles a perturbaciones asociadas a grandes sistemas de presión; presentando además, una notable sincronización respecto a las pluviométricas.



Ilustración 18. Distribución espacial de la temperatura media anual. (Aemet)

Si se observa la distribución espacial de temperaturas, los valles cántabros más fríos son Polaciones, Hermandad de Campoo de Suso, Campoo de Yuso, Campoo de Enmedio, Valdeolea, Valdeprado del Río y Valderredible con temperaturas medias claramente inferiores a 10ºC y temperaturas mínimas absolutas anuales en torno a -15ºC.

Las zonas más templadas, aparte de toda la franja litoral, son los valles del Besaya, Pas y Asón, así como el valle del del río Carranza, entre Cantabria y Vizcaya, con medias ligeramente superiores a los 14ºC y máximas absolutas anuales en torno a los 35ºC.

Como norma general, válida para toda la región, se observa un descenso térmico con la altura de unos 0,5ºC cada 100 metros. Este gradiente térmico es un valor medio que no se mantiene en el día a día. Así por ejemplo, en las mañanas anticiclónicas de los valles interiores, debido a que durante la noche el aire frío de las alturas se ha hundido al fondo de los valles por su mayor densidad, estos pueden ser tanto o más fríos que las cumbres.

Vientos

La destacable influencia de la geografía física de Cantabria, con su fuerte relieve, sobre su clima es la causa principal de fenómenos atmosféricos peculiares como son las llamadas suradas, propiciadas por el efecto Foehn. Este efecto consiste en que el viento del Sur, impulsado normalmente por una borrasca, incide templado y húmedo sobre la fachada sur de la Cordillera Cantábrica, después en su ascenso por las empinadas laderas, se enfría y condensa produciendo lluvia y nieve sobre dicha fachada Sur, quedando casi seco al rebasar las altas cumbres desde las que se precipita cual cascada, calentándose y acelerando en su caída por lo que llega con fuerza, seco y racheado, a las tierras bajas de La Marina de Cantabria (zona de Cantabria volcada al mar). Condiciones que contrastan con las de la vertiente sur de la cordillera donde el viento es más fresco y húmedo y, puede y suele estar lloviendo o nevando. El ábrego es más frecuente en otoño e invierno y suele ser el preludio de un brusco cambio de tiempo ya que las borrascas que lo generan suelen desplazarse hacia el este empujando un

frente frío que, cuando y donde llega, gira el viento rápidamente a noroeste – similar al ábrego, llamado en Cantabria ''gallego''-, trayendo nubes bajas, lluvia y una brusca caída de temperatura.

Otro viento frecuente en La Marina de Cantabria es el nordeste, siempre asociado a tiempo anticiclónico, que despeja los cielos y hace bajar las temperaturas tanto en verano como en invierno. En verano está regulado por la circulación de brisa marina con un marcado ciclo diurno reforzándose a mediodía y por la tarde a medida que el sol va calentado y desapareciendo durante la noche y madrugada. Es muy típico de la segunda mitad de julio y se suele instalar de forma intermitente hasta finales de septiembre. En invierno, el efecto de la brisa es despreciable y apenas modifica su comportamiento, por lo que el ciclo diurno es menos notorio. La única excepción a la relativa bonanza de este tipo de viento son las entradas de masas frías continentales del nordeste, conocidas como siberianas, que son las que pueden dejar nieve a nivel del mar.

Entre mayo y septiembre, bajo condiciones muy particulares, los vientos del noroeste aparecen de forma repentina y violenta después de un tiempo sin brisa, calmo y bochornoso. Este fenómeno, conocido como galerna en todo el litoral oriental del Cantábrico, es posiblemente el más peligroso de cuantos acontecen por estas latitudes y cuenta con el historial más negro de las catástrofes meteorológicas en La Marina de Cantabria.

Descripción geográfica del clima en Cantabria

En la franja litoral que comprende las tierras bajas de La Marina próximas a la costa, las precipitaciones medias anuales se sitúan entre los 1000 y los 1200 mm. El efecto de regulación térmica del océano es muy notable, resultando un clima templado con una relativa homotermia a lo largo del año; las temperaturas invernales no suelen ser excesivamente bajas y es raro que desciendan a valores negativos, teniendo unas medias de 9ºC, aunque debido a la humedad y el viento la sensación de frío puede ser muy intensa. Del mismo modo, durante el estío estas difícilmente sobrepasan los 30ºC, estando por lo regular próximas a los 20ºC; la máxima absoluta anual se suele producir a finales de agosto o principios de septiembre cuando por efecto del viento sur queda bloqueada la brisa incluso en la costa y se superan los 35ºC en Santander y otras localidades del litoral oriental, aunque afortunadamente el viento sur no es habitual en verano. Esta zona se ajusta perfectamente al tipo de clima oceánico puro.

A medida que nos alejamos de la costa hacia el interior de la región, la suavidad térmica desaparece con bastante rapidez, habiendo un mayor contraste tanto estacional, entre el invierno y el verano, como diurno, entre la noche y el día, en función de la altitud y la distancia a la costa. Por ejemplo, en los valles interiores es relativamente frecuente descender a temperaturas de -5ºC en las madrugadas anticiclónicas de invierno. Del mismo modo, en verano, se alcanzan temperaturas notablemente más altas que en el litoral al carecer de la refrescante influencia de la brisa marina, llegándose a alcanzar e incluso superar los 35ºC en algunas tardes de agosto. A diferencia de la zona litoral, donde no existe ningún mes de heladas seguras (aunque se presentan una o dos veces al año, con tiempo anticiclónico entre noviembre y marzo), en el resto de Cantabria son bastante frecuentes desde octubre o noviembre hasta abril o mayo. Esta zona de valles intermedios es la más lluviosa de Cantabria. En las cabeceras de los ríos Pas, Miera y Asón se produce el máximo pluviométrico de Cantabria con precipitaciones

medias anuales por encima de 2000 mm, en localidades como San Roque de Riomiera por ejemplo, se recogen 2400 mm.

En el otro extremo, en la zona de Campoo-Los Valles, debido al apantallamiento de los frentes del noroeste por la Cordillera Cantábrica, se produce una menor nubosidad y mayor insolación. En lugares como Reinosa la precipitación media anual es de 850 mm. Debido al Embalse del Ebro en invierno son frecuentes las nieblas. Los inviernos son fríos y largos, con heladas frecuentes de octubre a mayo: la media de las mínimas de enero es -2.5ºC y el día más frío del año suele rondar los -15ºC. El verano es seco y cálido pero no extremado ya que aunque la media de las temperaturas máximas diarias del mes de agosto, es la más alta de Cantabria rondando los 26ºC, las mínimas son también las más bajas situándose en 10ºC; en esta zona la máxima absoluta anual suele rondar los 40ºC. Más al sur, ya en el valle del Ebro, el clima es ligeramente más extremo y las precipitaciones descienden aún más, situándose por debajo de los 700 mm anuales en su extremo sur.

En las tierras altas de la región (1000 m. en adelante) buena parte de las precipitaciones entre los meses de octubre y mayo son en forma de nieve pasando con rapidez según la altitud, de clima oceánico a clima de montaña. Por encima de 1000 metros en Cantabria hay un promedio de 40 días de precipitación en forma de nieve.

La mayor singularidad climática conocida de Cantabria se ubica en el valle de Liébana. Ubicada a los pies de los Picos de Europa en una hoya rodeada de farallones calcáreos, este impresionante muro crea un microclima que difiere del resto de la región. De este modo, en el fondo del valle persiste un clima mediterráneo atenuado que se transforma progresivamente en clima atlántico húmedo a medida que se asciende y que acaba en clima de montaña por encima de los 1800 m. En el fondo del valle las temperaturas mínimas de enero rondan 1ºC, también con numerosas heladas, pudiendo llegar a los -10ºC y las máximas de agosto los 26ºC pudiendo llegar a los 40ºC. Al estar muy apantallado por los cuatro vientos, su clima es más seco que el resto de Cantabria a excepción de la Cantabria del Ebro con una pluviometría de 700 mm anuales en Potes. Como ya se ha mencionado el contraste es muy acusado y por ejemplo la media anual de precipitación es de 1800 mm en Tresviso.

Como es lógico suponer, en Cantabria existen numerosas excepciones climáticas con microclimas por apantallamiento, aunque debido a su pequeña dimensión, a la poca población o a la falta de observaciones, no pueden ser estudiados debidamente, los más conocidos se producen en los Valles de Soba y de Iguña con microclimas de características parecidas a Liébana, aunque a menor escala.

ANEJO Nº 6. EDAFOLOGÍA

6.1 Edafología regional

En función de las condiciones climáticas y del sustrato geológico existente en Cantabria, se desarrolla una edafología que, dentro de una gran diversidad, está dominada por las tierras pardas húmedas sobre materiales silíceos. En el litoral predominan en general suelos fértiles y bien desarrollados (“buenos suelos”) que se formaron bajo cubierta forestal y que, cubiertos hoy por praderías, son objeto de una explotación sostenible. Sin embargo, junto a ellos existen otros más vulnerables o degradados por la acción humana secular que tienen una potencialidad muy inferior. A lo largo de los cauces fluviales se desarrollan frecuentemente suelos aluviales y coluviales, que vienen a coincidir con manchas de materiales cuaternarios.

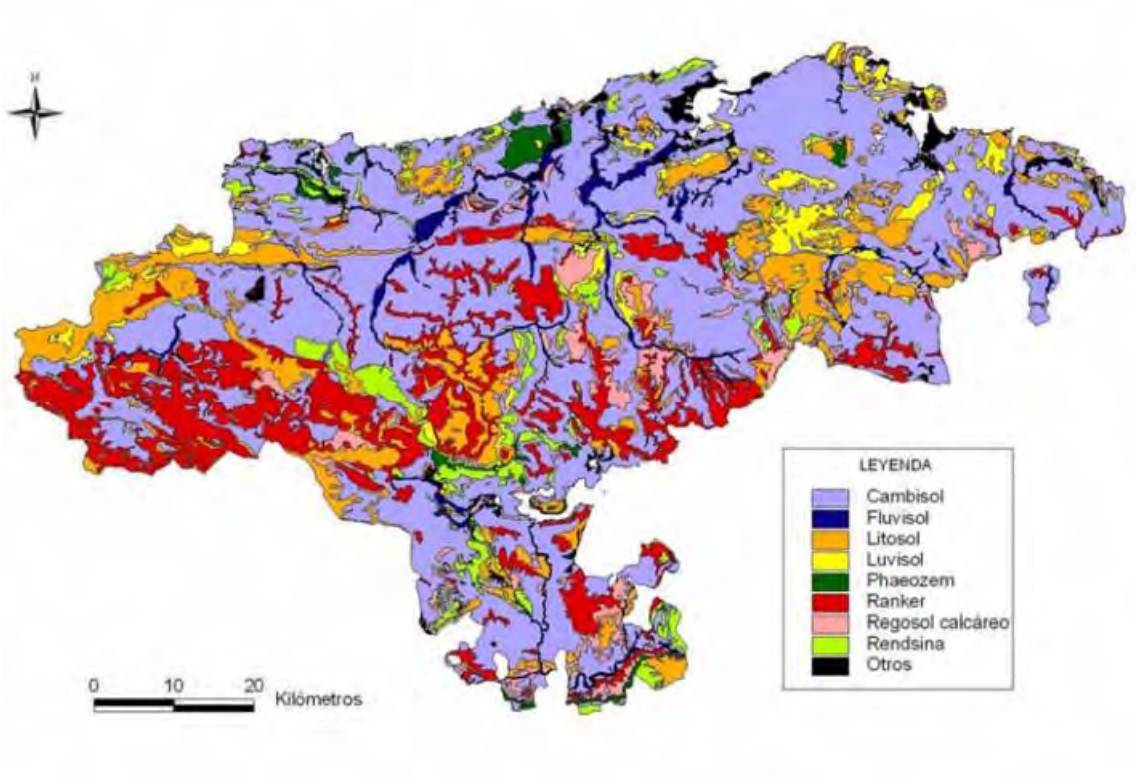


Ilustración 19. Mapa edafológico de Cantabria

6.2. Edafología local

La información sobre los diferentes tipos de suelo presentes en la zona vertiente del río Nansa situada en Cantabria se ha extraído de la cartografía realizada por la Universidad de Cantabria, en la que los suelos se agrupan en diferentes clases teniendo en cuenta las categorías definidas por la F.A.O. En concreto, se han identificado un total de 49 tipos de suelos diferentes de acuerdo con dicha clasificación.

En la figura se muestra la distribución geográfica de los principales tipos de suelos identificados en la parte cántabra de la cuenca del río Nansa. Entre ellos, los más representativos, por lo que se refiere a superficie ocupada, son los cambisoles (los cuales ocupan la zona de explotación), litosol y ranker.

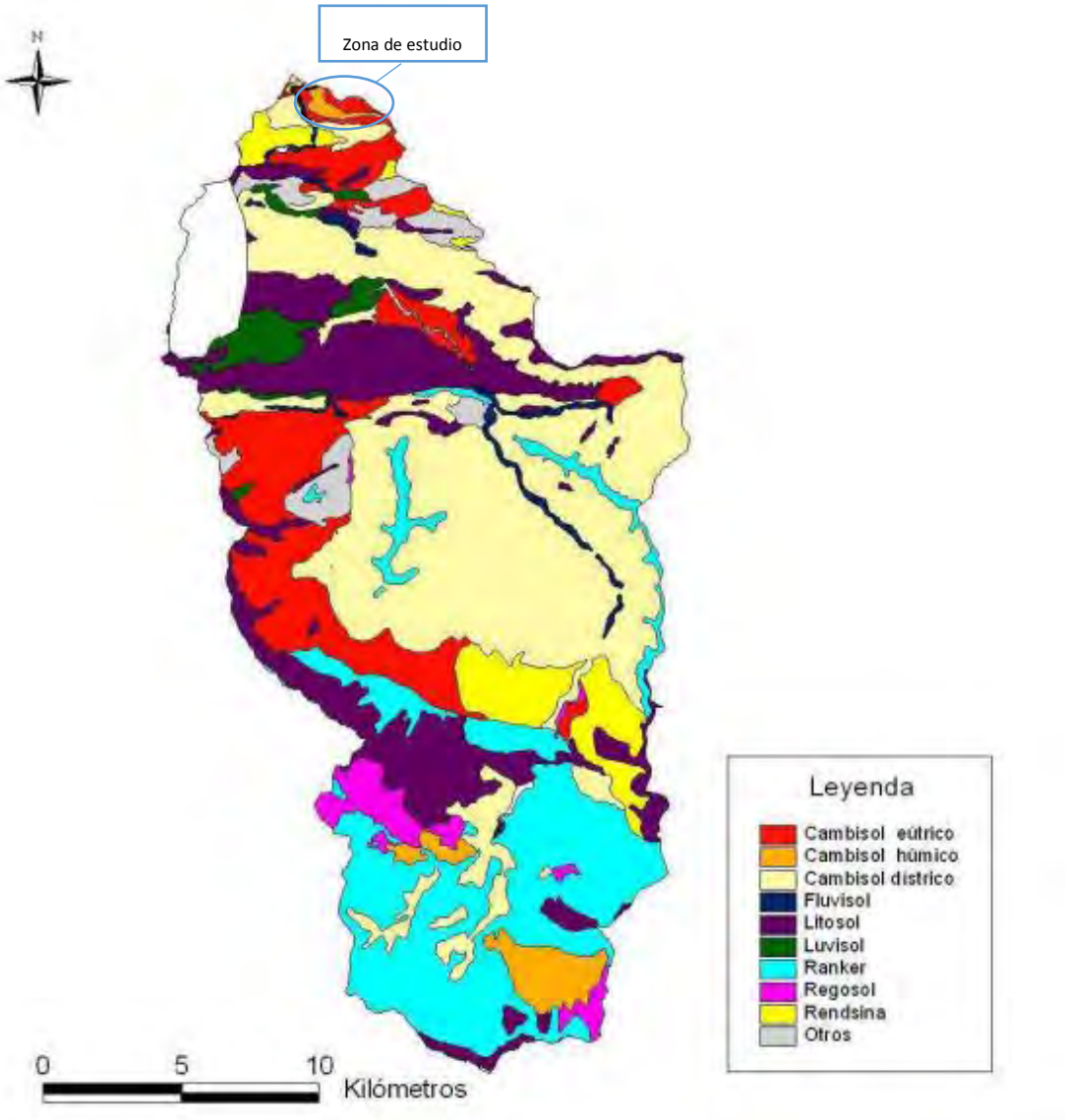


Ilustración 20. Clasificación de suelos de la cuenca del río Nansa

Cambisol:

Son los suelos más abundantes en todo el territorio de estudio. Aparecen dispersos o asociados entre ellos o con diferentes suelos. Tienen un horizonte B Cámbico y ningún otro horizonte de diagnóstico (excepto si están enterrados por 50 cm o más de material reciente), más que un horizonte A Ócrico o Úmbrico, un horizonte cálcico o uno Gípsico; el horizonte B Cámbico puede faltar, cuando existe un horizonte A húmico, que tiene más de 25 cm de espesor. Carecen de alta salinidad en una profundidad de 125 cm a partir de la superficie, Carecen de propiedades hidromórficas en una profundidad de 100 cm y de permafrost en una profundidad de 200 cm. Se distinguen 6 clases:

- Cambisol eútrico: Son suelos pardos forestales, con buenas propiedades nutritivas y de fertilidad. Tienen un horizonte A Ócrico y un grado de saturación del 50%, o más, al menos entre 20 y 50 cm de profundidad a partir de la superficie, pero que no son calcáreos en esa profundidad. Tienen un horizonte B cámbico que carece de propiedades ferrálicas.
- Cambisol dístrico: Son suelos pardo forestales ácidos, de baja fertilidad, Con un horizonte A Ócrico y un grado de saturación de menos del 50%, al menos entre 20 y 50 cm de profundidad a partir de la superficie, Carecen de propiedades ferrálicas en el horizonte B Cámbico.
- Cambisol húmico: Ricos en materia orgánica, tienen un horizonte A Úmbrico de más de 25 cm de espesor, cuando no existe un horizonte Cámbico.
- Cambisol gleico: tienen exceso de agua, ya que muestran propiedades hidromórficas por debajo de 50 cm, pero dentro de una profundidad de 100 cm a partir de la superficie.
- Cambisol cálcico: son suelos pardos cálcicos, con un horizonte A Ócrico. Pueden tener un horizonte cálcico, un horizonte gípsico o concentraciones de caliza pulverulenta blanda en una profundidad de 125 cm. Tiene acumulación de carbonato cálcico.
- Cambisol crómico: es un suelo fersialítico no lavado, con un horizonte A Ócrico y un grado de saturación del 50% o más, al menos entre 20 y 50 cm de profundidad a partir de la superficie pero que no son calcáreos dentro de esta profundidad. Tienen un horizonte B Cámbico de color pardo fuerte a rojo, en este horizonte carecen de propiedades ferrálicas.

Los suelos pardos tienen un perfil A (B) C, con carbonato cálcico en todos sus horizontes. Se desarrollan sobre materiales calizos, pobres en humus; o sobre materiales inicialmente silíceos pero que, profundamente alterados debido a la composición mineralógica, originan carbonato cálcico secundario en gran cantidad y sobre este material se desarrolla un suelo pardo calizo. Son suelos con un horizonte orgánico de humus mull que puede alcanzar los 20 cm; con estructura grumosa muy desarrollada, pardo oscuro y siempre con carbonato cálcico libre. En este horizonte hay gran actividad biológica, observándose gran cantidad de deyecciones y restos de animales íntimamente asociados a la fracción mineral del suelo. Por encima de este horizonte se presenta otra de forma y por debajo se pasa el horizonte (B) casi sin transición. Este horizonte es de textura que oscila entre arenolimoso a limoso, de estructura poliédrica o granular bien desarrollada, pero con poca estabilidad y consistencia de sus agregados, alta porosidad y buena aireación y penetrabilidad para el agua y las raíces de las plantas. El color varía entre el pardo claro al pardo rojizo según el grado de evolución y el estado de erosión del mismo.

Litosol:

Son suelos limitados en profundidad por roca continua, coherente y dura, en una distancia de 10 cm a partir de la superficie. Son suelos no evolucionados, inmaduros. Su perfil de tipo A/C, consta de un horizonte orgánico, generalmente moder grueso, de pocos centímetros, en el que viven líquenes y musgos principalmente, constituyendo almohadillas en las depresiones de las rocas. Están formados sobre rocas apenas colonizadas por vegetación. Aparecen asociados a Luvisoles o Rendsinas. En la zona de explotación están asociados a Rendsinas.

Ranker:

Son suelos poco profundos, de materiales silíceos. Son jóvenes, poco desarrollados a causa de la erosión, de perfil A/C, constituido por un horizonte orgánico de espesor variable que reposa directamente sobre la roca. Se representa en las cumbres y en las laderas de las colinas. Aparece asociado al cambisol húmico.

En la siguiente tabla se presenta un resumen de la extensión ocupada por los tipos de suelos recogidos en la figura anterior. Como puede apreciarse, la superficie ocupada por los cambisoles es de casi 207 km^2, que supone un 50 % de la cuenca situada en Cantabria. Dentro de éstos, cabe destacar el cambisol dístrico, que afecta a 147.45 km^2 y el cambisol eútrico, que afecta a 48.90 km^2.

Por otro lado, el litosol se extiende sobre una superficie de 69.82 km^2. La parte alta de la cuenca está ocupada por el ranker, cuya superficie alcanza 79.1 km^2.

Tabla 15. Superficie de la cuenca del río Nansa en Cantabria ocupada por los principales tipos de suelo identificados en la misma

Tipo de suelo	Superficie ocupada	
	(km2)	(%)
Cambisol eútrico	48,9	11,8
Cambisol húmico	10,48	2,5
Cambisol distritico	147,45	35,6
Fluvisol	5,48	1,3
Litosol	69,82	16,9
Luvisol	9,4	2,3
Otros	12,1	2,9
Ranker	79,1	19,1
Regosol	10,03	2,4
Rendsina	21,5	5,2

Rendsina:

Suelos de perfil A/C, de color negruzco a gris claro, a veces superficiales y, en muchos casos, pedregosos. Se encuentran sobre calizas compactas. Con un horizonte mólico, A, que no tiene más de 50 cm de espesor y contiene material calizo (o está situado inmediatamente sobre él), con un equivalente en carbonato cálcico de más del 40%. El horizonte A es blando, oscuro, de estructura grumosa, ni dura ni masiva; saturación en bases superior al 50%, el porcentaje de materia orgánica superior al 1% y contenido en P2O5 inferior a 250 p.p.m.

- La rendsina de mull es rica en sustancia mineral, tiene abundante arcilla y buena formación de humus mull. El perfil presenta fuerte desintegración y emigración de carbonato cálcico de los horizontes superiores. Está asociada en la mayoría de los casos a la rendsina parda.
- La rendsina parda tiene descalcificación y separación de hidróxidos de hierro en forma progresiva, acusada por el emparde cimiento del horizonte húmico, rico en sustancias minerales y la formación incipiente de un horizonte (B) de escasa profundidad. Rica en materia orgánica íntimamente unida con la materia mineral fina y con un horizonte mineral arcilloso, bien estructurado, granular y poco plástico. No presentan horizonte Ca y se hallan descalcificadas en todo el perfil. Rica en hierro libre. Se encuentran principalmente en las laderas de las montañas calizas formando pastizales de montaña en asociaciones con tierra fusca. Aparece en la zona de explotación asociada a litosoles.

ANEJO Nº 7. GEOMORFOLOGÍA

7.1. Geomorfología regional

Cantabria constituye un nudo en el conjunto de la Cordillera Cantábrica. Al Este se encuentra el imponente macizo occidental de los Picos de Europa, que se eleva a más de 2000 m., cerrada por el Norte por la sierra de Peña Sagra. Los picos de Europa son una unidad con personalidad propia, ya que se trata de un macizo de calizas masivas, fracturado y elevado. Es un punto de encuentro entre la zona mediterránea y la atlántica.

Las mayores altitudes son: Torre Blanca (2615 m), Peña Vieja (2613 m), Peña Prieta (2536 m), Peña Remoña (2240 m), Tres Mares (2222 m) y Peña Labra (2018 m).

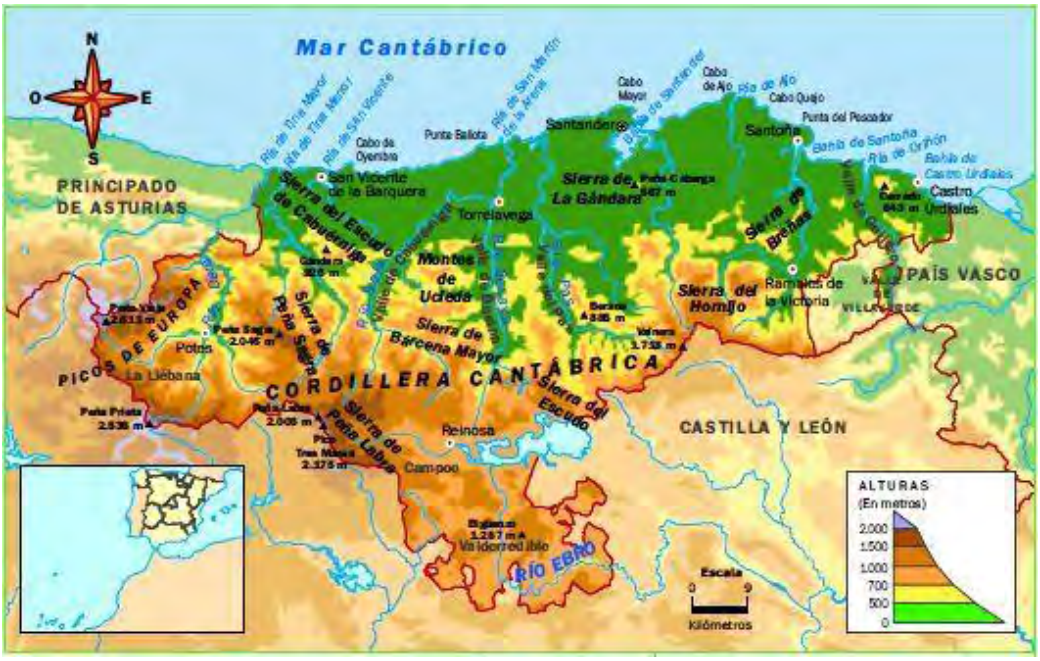


Ilustración 21. Ríos y relieve de Cantabria

Dos son los elementos organizadores del relieve cántabro, la montaña y la costa. La costa está formada por una estrecha rasa mareal que da continuidad a Cantabria de Este a Oeste. Se trata de una planicie más o menos ancha que se extiende desde el borde del mar, o acantilado, hasta las primeras laderas de las montañas. Su génesis es la de una antigua costa marina, batida por las olas que hoy en día se ha quedado emergida a varios metros sobre el nivel del mar, en algunos puntos incluso más de 100 m.

En la montaña, además de los Picos de Europa, están las sierras, continuación de las sierras prelitorales asturianas. Son la Sierra del Escudo de Cabuérniga, montes de Ucieda, Alto del Gueto, Sierra de la Matanza y Sierra de Breñas. Son cadenas montañosas de unos 600-1000 metros de altitud, que separan el litoral de las tierras del interior. Estas tierras del interior no se resuelven en un surco prelitoral, sino en una sucesión de valles orientados de Sur a Norte que organizan la red hidrográfica de Cantabria. Son los Valles de Lamasón, Cabuérniga, Buelna, Toranzo, Carriedo, Cayón, Ruesga y Guriezo.

La continuación de los Picos de Europa se resuelve en una serie de sierras que forman la divisoria de aguas entre el Cantábrico, el Duero y el Ebro: sierras de Híjar, Bárcena Mayor, El Escudo, La Magdalena y la Sierra del Hornijo. Entre estas se encuentran una serie de valles: Baró, Cereceda, Valdeprado (Los tres forman la comarca de Liébana), Luena, Pas y Soba.

Por último, al Sur se encuentra el valle del Ebro que se cierra por las montañas palentinas.

Cantabria se divide, desde el punto de vista litológico, en dos conjuntos: las calizas del Este y la cobertera mesozoica y terciaria del oeste, culminados, también por calizas, pero con presencia de arcillas y areniscas.

La caliza es omnipresente en Cantabria, por lo que la región es uno de los principales conjuntos kársticos del país, pero también la pizarra, las margas y las arcillas que conforman el relieve de las partes bajas.

Las montañas surgieron de los depósitos marinos plegados durante la orogenia alpina. La potencia de los pliegues es muy diferente de Este a Oeste. En el Oeste es mucho más potente, aquí aparecen las mayores altitudes y los mantos de corrimiento, mientras que en el Este son mucho más suaves, y aparecen pliegues suaves, de tipo jurásico, bien directos y bien invertidos. La red hidrográfica se adaptará a las direcciones de esta estructura orogénica.

Todo el conjunto montañoso, sobre todo en las cumbres más altas, está retocado por el relieve glaciar. Proliferan los circos y valles glaciares, pero también las morrenas y diversos depósitos glaciares. También aparecen restos de erosión periglaciar, aunque está mucho más desmantelada.

En la costa predominan los acantilados, habiendo muy poca costa baja. Se trata de una costa estructural, muy poco erosionada desde el final de la orogenia alpina. Es una costa dentada, con muchos cabos y rías, pero de desarrollo moderado.

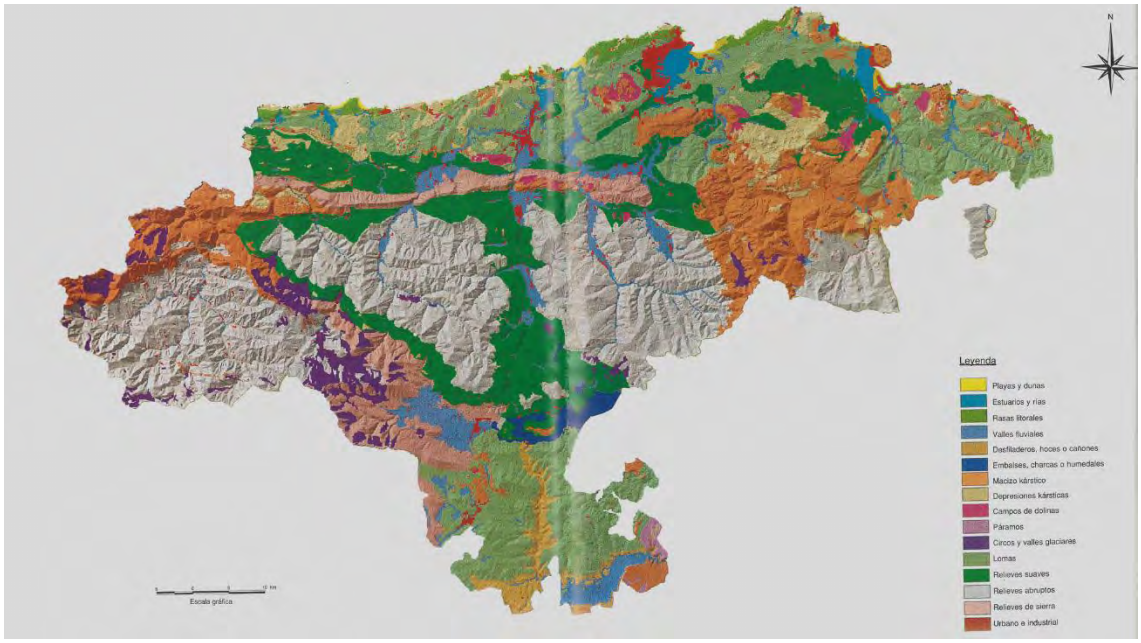


Ilustración 22. Mapa geomorfológico de Cantabria (Geomorfología del Valle del Nansa, Frochoso (1990))

7.2. La geomorfología del Valle del Nansa

El valle del Nansa ofrece características geomorfológicas que se encuentran próximas a ambos sectores de la vertiente cantábrica (marina y montaña). Forma parte de una banda de transición entre el núcleo central de altas montañas y el sector oriental de la Cordillera. Tanto la cabecera del colector principal como la de sus afluentes importantes, Vendul y Lamasón, se encuentran montañas que sobrepasan los 2000 m. de altitud, lo que hace partícipe al valle de una energía general de relieve característica del sector occidental. Pero las vertientes regulares y la suavidad de algunos de los interfluvios con las cuencas vecinas, en especial con el Saja, en su tramo medio, y con el río Escudo, en su tramo bajo, lo acerca a los espacios más abiertos de las cuencas orientales. Estos tramos, bajo y medio, junto con otro alto rodeado de montañas escarpadas, salvo en su margen izquierda que es prolongación de la Liébana, constituyen los valles de Val de San Vicente-Herrerías, Rionansa-Tudanca y Polaciones respectivamente. Cada uno de ellos está separado del siguiente, aguas abajo, por un paso estrecho más o menos prolongado al interponerse bandas o pilares de rocas de gran consistencia. Son los estrechos de Bejo y las gargantas de Puentenansa y Lamasón. E incluso la salida al mar se hace a través de un nuevo estrecho labrado en el último pilar de roca resistente, que es la embocadura de Pechón.

A pesar de todo, el valle del Nansa no sólo se encuentra entre los caracteres de uno y otro sector sino que además participa plenamente de los caracteres geomorfológicos generales de la vertiente cantábrica. Así, el Nansa es un río corto que drena una superficie restringida de forma rectangular y alargada. Con una longitud máxima de la cuenca de casi 49 km. y una anchura máxima perpendicular a la anterior de algo más de 17 km.

Tabla 16. Principales características geomorfológicas del Valle del Nansa

Superficie	414,12 km²
Perímetro	109,53 km
Índice de compacidad	1,51
Pendiente media	35,61%

La alargada y poco extensa cuenca del Nansa se desarrolla, además, entre algo más de 2000 m. de altura -2175 m. en Tresmares que es cabecera del colector principal y 2046 m. la culminación de la alargada sierra de Peña Sagra que es la cabecera de sus principales afluentes y el nivel del mar.

Por tanto la altitud media de la cuenca es elevada, 753.7 m. A la vista de ello puede afirmarse que el valle es un conjunto de tierras elevadas, pero a las que se llega de forma paulatina y regular desde el nivel del mar.

Los arroyos que configuran la cabecera son, Bedujal, Espinal y Collarín. Estos arroyos se abren en su cabecera en diferentes barrancos proporcionando las nervaduras características de un trazado dendrítico. Pero al último de ellos, el Collarin, le llegan dos arroyos, el Larraigado y el Cortiguera, con un marcado fluir hacia el Oeste.

Éstos presentan las características típicas de las redes fluviales de la vertiente cantábrica: ríos cortos, con cuencas de recepción más o menos pequeñas, de perfil longitudinal torrencial (pendientes del 2-3 %) y valles de sección en “V”.

Debido a la densa cobertura vegetal, la erosión del suelos es, aparentemente, poco intensa, lo que no impide que en áreas deforestadas se puedan detectar fenómenos de erosión en regueros.

Tabla 17.Síntesis de los niveles de erosión continental descritos en la vertiente cantábrica

DESCRIPCIÓN (Para el valle medio-bajo del Nansa)	ALTURA SOBRE EL NIVEL DE MAR (m)			
	Valle del Oria (Solé y Llopis 1952, Torres et al., 1991)	País Vasco al oeste del Oria (Ortega y Salazar, 1987)	Asturias (Flor y Peón, 2004)	Valle medio-bajo del Nansa
Superficies de cumbres en los interfluvios secundarios, hombreras en los relieves principales	-	-	1450	-
	1220-1340		1250	1140-1160
Interfluvios entre valles secundarios	920-990		-	950-1020
	570-860 (varios subniveles)		750	740-800
Rellanos y hombreras en los valles principales y secundarios		500-600	550	500-570
	400-530	430-470	450	400-450
Rellanos y hombreras en los valles principales, rasas en la costa para los dos niveles inferiores	300-380	300-350	350	350-380
	240-270	200-270	Rasas	200-250
	160			145-170

La incisión de la red fluvial es el fenómeno más característico, lo que da lugar a *talwegs* incisos de perfil en forma de "V". Los *talwegs* en cuna son raros, correspondiendo a líneas de drenaje relacionadas con áreas karstificadas. Debido a la existencia a lo largo del tiempo de diversos niveles de base, el encajamiento de esta red de drenaje no fue constante en el tiempo. Esto se manifiesta en la existencia de una serie de rasgos menores asociados a dicha red, tales como: escarpes de distintas alturas, co-existencia de interfluvios en arista con otros de formas redondeadas, presencia de valles colgados, cambios bruscos en el perfil longitudinal del rio y algunos tramos de gargantas.

La desembocadura del río Nansa forma un estuario que se denomina Estuario de Tina Menor. Los materiales que aparecen en el cierre del estuario representan la prolongación nororiental de los materiales paleozoicos de la Unidad del Cuera, dentro de la Zona Cantábrica del Macizo Hercínico.

Los sectores medio e interno del estuario se desarrollan sobre la cobertera mesozoico-terciaria, aquí representada por materiales del Cretácico y del Terciario. Ambas unidades estratigráficas se encuentran separadas mediante una falla inversa de edad alpina, paralela al trazado de las capas paleozoicas que siguen una dirección aproximadamente Este-Oeste, paralelamente a la costa. La estructura de la cobertera está caracterizada por un pliegue sinclinal poco apretado y con eje subhorizontal y paralelo al trazado de la falla mencionada, que trunca su flanco norte, poniendo en contacto el Paleozoico con el Cretácico.

La distinta resistencia de los materiales ha condicionado la morfología del área estuarina. La zona externa, en la desembocadura, es estrecha y encajada, mostrándose como un valle encajonado sobre materiales muy resistentes como son las cuarcitas del Ordovícico y la Caliza de Montaña del Carbonífero. A favor de los materiales margosos del Terciario se desarrolla el segmento medio del estuario, donde se acumulan la mayor parte de los depósitos y cuyos cierres sur vienen condicionados por los materiales calcáreos del Cretácico y del Terciario que producen un nuevo estrechamiento.

El origen de éste se asocia a los cambios eustáticos en el nivel del mar que se produjeron durante el Cuaternario en relación con las alternancias entre periodos glaciares e interglaciares.

La amplia cuenca de drenaje de Tina Mayor y el encajamiento de los valles al cruzar la Unidad de los Picos de Europa, son las razones principales que explican el importante relleno sedimentario de este estuario.

En cuanto a la zonación estuaria, es de destacar la existencia de llanuras fangosas en torno a los canales principales; cuando estas llanuras de fangos alcanzan una altura tal que pueden ser colonizadas por vegetación tolerante a la salinidad, dan paso a marismas en las que se pueden distinguir varios niveles en función de su altura y por tanto de la vegetación que en ellos crece.

En las proximidades de la localidad de Pechón se pueden observar varias plataformas de abrasión marina (rasas), elevadas con toda probabilidad isostáticamente durante el Plioceno y Cuaternario, lo que contribuyó al encajamiento de la red de drenaje. La rasa superior (210 m) corresponde con el nivel más alto que aparece en el litoral cántabro y se encuentra perfectamente conservado sobre las cuarcitas de edad Ordovícica, formando las sierras planas de Pechón y Prellezo, separadas por la ría de Tina Menor. Otro nivel de rasa (40-70 m) se desarrolla sobre la caliza carbonífera, altamente karstificada. Descendiendo hacia el mar se observa otros tres niveles de terrazas marinas situadas a 25-35, 5-6 y 1,5-3 metros respectivamente.

ANEJO Nº 8. GEOLOGÍA

8.1. Geología general

El territorio de Cantabria presenta una notable diversidad litológica, estructural, orográfica y, consecuentemente, geomorfológica. La elevada complejidad orográfica ha convertido a la región en una de las más abruptas y compartimentadas de la Península Ibérica, en la que las amplias zonas llanas son excepcionales. Las estructuras geológicas y los afloramientos rocosos son muy variados, como respuesta a una compleja historia geológica, y los procesos de modelado que actúan sobre ellos difieren enormemente de unas zonas a otras de la comunidad autónoma contribuyendo a crear fuertes contrastes entre las comarcas de la región.

En Cantabria aflora una secuencia sedimentaria prácticamente ininterrumpida a partir del Ordovícico, que incluye una gran diversidad de facies y de materiales entre los que dominan las rocas de origen terrígeno y carbonatado, en sus distintas variantes. En resumen y a grandes rasgos, los sedimentos mesocenozoicos dominan todo el centro y oriente regional mientras que las litologías más antiguas, correspondientes al basamento paleozoico, son las que determinan el relieve de todo el suroeste. De la misma manera, mientras que las principales líneas estructurales hercínicas aún son significativas en Liébana y en Picos de Europa, son las grandes fracturas y pliegues alpinos los que determinan en mayor medida el relieve regional pese a no llegar a solapar totalmente la influencia de las primeras.

Cantabria está situada, desde el punto de vista geológico, en el borde de la extensa cuenca sedimentaria marina (ubicada en la zona asturleonesa) de la Era Paleozoica, por lo que los terrenos más antiguos aparecen en el margen suroeste de la región.

Sobre el Ordovícico, que aflora en el borde noroccidental de Cantabria, como prolongación oriental de la Sierra Plana de la Borbolla, en las desembocaduras de las rías Tina Mayor y Tina Menor, se han modelado las superficies de arrasamiento más altas (superiores a 200 m) del litoral de la región, las Sierras Planas de Pechón y Prellezo. Litológicamente está constituido por cuarcitas areniscosas con algunas intercalaciones de pizarras y delgados niveles carbonosos con fuertes buzamientos hacia el norte y dirección este-oeste.

Los materiales carboníferos están constituidos por las grandes masas de caliza masiva ("Caliza de montaña") de Picos de Europa, con abundantes mineralizaciones de sulfuros de zinc y plomo que dan lugar a la blenda acaramelada y, en menor medida, pizarras, areniscas y conglomerados, que dan lugar a los relieves más suaves de Polaciones y Liébana. La gran potencia alcanzada por los depósitos calcáreos de Picos de Europa responde al engrosamiento producido por la superposición de sucesivos cabalgamientos; por otro lado, la depresión lebaniega, tiene su origen en la escasa resistencia a la erosión de su litología.

El afloramiento de los materiales del zócalo se continúa hacia el este en una estrecha banda, paralela a la costa, como consecuencia de una gran falla cabalgante, dando lugar al resalte constituido por la Sierra del Escudo de Cabuérniga y sus estribaciones.

Todos estos materiales paleozoicos han sido objeto de varios ciclos de deformación durante la orogenia hercínica dando lugar a los pliegues y fracturas de dirección dominante este-oeste, que revitalizará posteriormente la orogenia alpina.

En el resto de la región los sedimentos paleozoicos, han sido cubiertos por sucesivas capas de sedimentos más modernos, de espesor creciente hacia el este, al no haber quedado al descubierto por los movimientos tectónicos posteriores ni por la erosión. Los afloramientos de rocas sedimentarias mesozoicas aparecen distribuidos por toda la región, con la excepción de la

zona paleozoica del límite occidental ya descrita, si bien con distintas características que dan lugar a paisajes y morfologías muy variadas.

Los materiales detríticos Permotriásicos y Triásicos, conglomerados, areniscas y arcillas, con una potencia de al menos 800m, discordantes sobre el Paleozoico, son resultado del desmantelamiento de la cadena herciniana. Los materiales de facies Keuper, arcillas abigarradas, yesos y, en ocasiones, ofitas, corresponden a afloramientos de carácter, fundamentalmente, diapírico. Estos materiales están especialmente bien representados en los alrededores de los afloramientos paleozoicos, así como a lo largo de la cuenca del río Besaya.

El Jurásico se corresponde con un período de calma, de régimen claramente marino, continuación de la transgresión triásica, con gran homogeneidad en las condiciones de sedimentación. El mar jurásico, poco profundo y sin fondos abisales, que avanzó sobre la región cubriendo los macizos hercínicos, provocó un descenso de los aportes arcillosos característicos del Trias para dar paso al depósito de los materiales calcáreos del Jurásico marino (calizas margosas, margas y dolomías). Estos depósitos están poco representados espacialmente y se presentan bastante afectados tectónicamente.

El Jurásico Superior y el inicio del Cretácico Inferior están constituidos por materiales detríticos (arcillas, areniscas y limolitas, fundamentalmente), de medios fluviales, lacustres y salobres de las facies Purbeck y Weald que, morfológicamente han dado lugar a los relieves suaves que dominan la zona central de la región.

Una vez depositados los materiales terrígenos del Weald, sólo una intensa subsidencia del fondo de la cuenca sedimentaria de Cantabria y una invasión gradual del mar puede explicar la extremada potencia alcanzada por el depósito sedimentario urgoniano y supraurgoniano. La implantación del régimen marino del Urgoniano no fue simultánea en toda la región del golfo vasco-cantábrico, por lo que los límites entre la formación weáldica y urgoaptense no corresponden a un nivel cronológico preciso y presentan identaciones verticales de facies entre ambas formaciones. La alternancia de facies formadas en condiciones batimétricas diferentes pone de manifiesto la existencia de movimientos intraaptenses y hace que sea muy difícil la separación cronoestratigráfica de los materiales cretácicos, por existir facies sincrónicas muy diferentes y litofacies muy semejantes con gran sincronismo.

Estas formaciones del Cretácico son series de plataforma inestable, irregularmente estratificadas, que presentan frecuentes cambios laterales de facies de calizas hacia términos más terrígenos. El término más representativo de la serie lo constituyen las calizas arrecifales masivas, aunque aparecen también calizas pararrecifales estratificadas y formaciones argilíticas con intercalaciones calcáreo-arenosas o margo-arenosas que representan el aporte terrígeno (formaciones calcoarenosas en las que son frecuentes los aportes terrígenos, y formaciones areniscosas con gran cantidad de aportes continentales).

La localización actual de las calizas arrecifales se produce en franjas de dirección noroeste-sureste y, dado que los arrecifes tienden a establecerse preferentemente sobre rupturas de pendiente del sustrato, habría que relacionar su ubicación con variaciones de pendiente en la plataforma. La linealidad y paralelismo de las áreas donde la bioconstrucción ha tenido mayor desarrollo y su coincidencia con las direcciones estructurales hacen pensar en fracturas del sustrato activas en ese momento. La movilidad tectónica produciría una fuerte subsidencia que explica el crecimiento tan importante de los edificios arrecifales, que pueden alcanzar centenares de metros.

Las facies de calizas y dolomías predominan en la zona costera, dando lugar, desde el punto de vista topográfico, a la alineación constituida por las sierras litorales de Udías, Peña Cabarga, monte Buciero, monte Candina, etc. y, en la parte oriental (cuencas del Asón y Miera),

siendo más abundantes las facies terrígenas (areniscas y limolitas) hacia el Suroeste y hacia el final del período (Albiense). En algunas zonas estás dolomías contienen importantes mineralizaciones de zinc, plomo y hierro (Reocín). Precisamente los grandes paquetes de calizas aptienses (Complejo urgoniano) son los que dan lugar al gran vigor orográfico del límite este de la comarca montañosa oriental, al desarrollo de algunas de las morfologías kársticas más importantes de la región y a un manto vegetal condicionado por las extremas características edáficas asociadas a esta litología.

El Albiense Superior se inicia con una nueva elevación general del continente y del fondo submarino del Golfo vasco-cantábrico reduciéndose los depósitos de calizas arrecifales y proliferando las facies terrígenas. La sucesión comenzó a formarse después de una caída relativa del nivel del mar simultánea a una pulsación tectónica. Los movimientos intraalbenses han provocado discordancias locales en el complejo arenoso supraurgoniano.

El Cretácico Superior, de carácter esencialmente calizo-margoso, aflora en reducidas extensiones en la zona costera y en el límite sur de la región donde da lugar a los espectaculares tableros de La Lora que forman un escarpe continuo en el contacto con los materiales terrígenos más blandos del Cretácico Inferior que rellenan los valles de la comarca meridional de Cantabria.

Los materiales terciarios se restringen exclusivamente a retazos aislados en la zona costera centro-occidental. Apenas contrastan con el Cretácico terminal, con el que son concordantes, ya que sus facies son análogas; sin embargo, el límite entre ambas queda señalado por formaciones bastante particulares de calizas litográficas. La sucesión comienza con niveles calcáreos, continuados después por lechos margosos y por último por una serie margo-areniscosa y areniscosa.

La litología Paleocena y Eocena aparece en la zona costera de Liencres-San Pedro del Mar constituida fundamentalmente por calizas. Entre Comillas y Tina Mayor aparecen además de éstas, arcillas y arenas, con algunos paquetes de materiales oligocenos constituidos fundamentalmente por arcillas con intercalaciones delgadas de areniscas calcáreas.

Finalmente, aparecen toda una serie de materiales cuaternarios de cobertera, no consolidados, representados por depósitos aluviales poligénicos, en torno al lecho y riberas de los ríos, coluviales, acumulados al pie de laderas o en depresiones kársticas, marinos (playas y dunas), fluviomarinos, glaciares y antropogénicos.

Prácticamente en todas las vertientes aparecen depósitos coluviales, procedentes del arrastre de las aguas de arroyada, cuyo espesor, granulometría (bloques, bolos, cantos, gravas, etc.) y naturaleza dependen de las características litológicas de la zona, formando una cobertera discontinua. Características especiales tienen los canchales, originados por la meteorización física de la propia ladera, dando lugar a fragmentos de roca irregulares y desprovistos de matriz.

El carácter torrencial, joven y de gran pendiente de los ríos de la región, junto con el gran encajonamiento con el que discurren, hace que el desarrollo de terrazas fluviales sea escaso en número y extensión. Aparecen en los cursos medios y bajos, a una cierta altura sobre el cauce del río, formando zonas totalmente llanas constituidas por cantos, gravas y arenas con matriz arenoarcillosa. Los depósitos aluviales actuales tienen características muy similares, materiales poligénicos e incoherentes, localizados en el lecho y riberas de los ríos y sufriendo eventuales episodios de inundación. Estos sedimentos de origen fluvial recubren los fondos de los valles, dando lugar a los suelos más fértiles de la región (vegas de Torrelavega, Renedo, Cabezón de la Sal, etc.).

Alrededor de los macizos calcáreos karstificados aparecen depósitos de arcillas de decalcificación, de espesor variable, rellenando depresiones formadas por disolución o colapso de rocas calizas (Novales, Liendo, Matienzo, etc.) o en las vertientes de lapiaz.

Los materiales de origen marino son fundamentalmente arenas silíceas, con abundantes fragmentos de conchas, muy finas y sueltas que forman las numerosas playas y campos de dunas que aparecen a lo largo de todo el litoral. Las arenas marinas junto con los sedimentos limosos de origen fluvial constituyen los materiales que rellenan los estuarios.

Los sedimentos de origen glaciar aparecen obviamente en las zonas altas de los Puertos de Áliva, Valle del Miera, Riofrio, Campóo, Peña Sagra, Pico Tres Mares, Puerto de la Sía, Collados del Asón, etc. Los materiales morrénicos son suelos buenos y profundos que favorecen el desarrollo de la vegetación.

Finalmente, en toda la región aparecen acumulaciones de materiales sueltos de origen antrópico como escombreras de minería, basureros, rellenos heterogéneos, etc.

Todos estos materiales han estado sometidos a movimientos tectónicos que son los que han dado lugar a su actual disposición. Un hecho importante que condiciona las características de la sedimentación de la región es la compartimentación en pequeñas cuencas secundarias debido a la formación de umbrales originados por la tectónica epirogenética herciniana. Esta tectónica dio lugar a la deformación y fracturación del zócalo, con unas directrices que mantendrá el posterior plegamiento alpino. El relieve de los umbrales se exagera aún más por la migración de sal triásica desde las zonas deprimidas subsidentes.

La tectónica hercínica (Carbonífero) consistió fundamentalmente en el desarrollo de toda una serie de grandes cabalgamientos superpuestos de los materiales ordovícicos y carboníferos, con dirección dominante oeste-este y noroeste-sureste, responsables del gran espesor calizo de Picos de Europa. El magmatismo asociado ha dejado su rastro en afloramientos de los granitos de Liébana (Pico Jano) y de la cabecera del río Nansa (Sierra Cordel).

La tectónica más reciente, la orogenia alpina, tuvo su origen en el choque de las placas europea e ibérica (etapa compresiva) que dio lugar al plegamiento de los materiales y a la formación de las cordilleras Cantábrica y Pirenaica, hace 45-20 millones de años, aunque anteriormente (Jurásico y Cretácico) tuvieron lugar movimientos más atenuados relacionados con la apertura del Golfo de Vizcaya (etapa distensiva), por rotación de la Península Ibérica, con formación de litosfera oceánica, reflejo a su vez del proceso general de apertura del Océano Atlántico, que se inicia durante el Triásico y Jurásico. Entre el Cretácico Superior y el Eoceno Medio se produjo una subducción del fondo del Mar Cantábrico bajo la península, debido a la convergencia de las placas europea e ibérica (fase pirenaica). Durante la fase pirenaica, el zócalo hercínico reaccionó con fracturas y pliegues de gran radio, manteniendo la dirección dominante este-oeste debido a los condicionantes impuestos por las estructuras previas. Los últimos movimientos relacionados con esta subducción, correspondientes a las fases sávica y staírica, tuvieron lugar en el tránsito Oligoceno-Mioceno.

También la morfología rectilínea y acantilada de la costa es resultado del ascenso continuado de la plataforma cantábrica producido por la colisión entre las dos placas mencionadas siendo la subducción del talud continental cantábrico que provocó la elevación y plegamiento de la cadena cantábrica el origen de la estrechez de la plataforma de abrasión actual. El gradual ascenso isostático iniciado a finales del Terciario, después de finalizada la subducción, ha originado los diferentes niveles de rasa que aparecen a lo largo de todo el litoral.

Aunque no pueden aportarse evidencias concluyentes, parece que la actividad tectónica ha continuado durante el Cuaternario más reciente. La existencia de niveles de rasa marina

recientes y la formación de fracturas en algunos depósitos cuaternarios (terrazas fluviales) parecen corroborar esta hipótesis, si bien es posible que las manifestaciones más recientes de dicha actividad se deban a los movimientos de tipo halocinético de las masas del Keuper existentes en la zona.

La estructura de la región responde, por tanto, a una tectónica de revestimiento en la que los materiales han seguido básicamente las alineaciones del zócalo y en la que los materiales han sufrido desplazamientos desde los niveles arcillosos de facies Keuper que actuaron como nivel de despegue. La disposición estructural de los materiales sigue la orientación este-oeste de las estructuras geológicas de modo que tanto los pliegues como las fallas, son, en general, paralelos o subparalelos a la costa.

La gran falla cabalgante del Escudo de Cabuérniga (anticlinal volcado al sur) muestra claramente esta dirección oeste-este, que permite el ya mencionado afloramiento de los materiales paleozoicos en una estrecha franja paralela a la costa, y que se continúa a través de una serie de fallas de gran salto, enmascaradas por la cobertera de materiales más modernos, hasta el límite oriental de la región (fallas de Arredondo y Ramales). Esta lineación hace que pueda seguirse en la región las surgencias de aguas termales (La Hermida, Puente Viesgo, Las Caldas, Puente Nansa) ya que es la presencia de fracturas la que da lugar a su aparición.

Entre la falla cabalgante del Escudo de Cabuérniga y la comarca meridional, la principal estructura es un gran sinclinorio de suaves buzamientos que ocupa toda la comarca de la montaña occidental, mientras que en la oriental aparece una estructura monoclinal en sedimentos mesozoicos. La falla inversa de dirección norte-sur que va desde la Sierra del Escudo de Cabuérniga hasta la zona diapírica de Reinosa y que hace aflorar las areniscas del Buntsandstein (Triásico) y los materiales jurásicos sobre el Weald circundante es una de las pocas estructuras que no sigue la orientación general este-oeste y es reflejo de las directrices norte-sur presentes en el zócalo paleozoico como consecuencia del plegamiento hercínico.

En la Marina la disposición estructural es mucho más compleja debido a una densa red de fracturas de dirección variable, relacionada con los afloramientos diapíricos, que condiciona las orientaciones de los distintos sectores de la línea de costa.

La comarca meridional presenta una estructura más sencilla con grandes áreas escasamente deformadas. Las pocas fracturas y los amplios pliegues, con dirección noroeste-sureste, han dado origen a los tres grandes valles que compartimentan esta zona.

Otra consecuencia de la deformación tectónica de la región son las estructuras diapíricas resultantes del ascenso de grandes masas de arcillas triásicas, muy plásticas y poco densas que, perforando literalmente las rocas más compactas y modernas, ascienden a la superficie. Una vez en la superficie, su carácter litológico, altamente erosionable, junto con el gran desarrollo de fallas y zonas de debilidad ha dado lugar a zonas de topografía muy suave (Polanco, Heras, Solares, Cabezón de la Sal, Parbayón), a ensenadas (Puerto Calderón, San Julián, Usgo), e incluso a algunos estuarios (Santander, San Vicente, La Rabia, Santoña). También aparecen estos materiales, aunque de forma no diapírica debido a que la gran presencia de ofitas le resta plasticidad, en las cuencas del Pas y del Besaya. El diapirismo, si bien es una consecuencia de la migración de la sal desde al menos el Albiense Superior, se debe a la extrusión tardía, durante el plegamiento alpino, a favor de fallas de desgarre. No todos los diapiros son forzosamente sincrónicos, y aunque, en general, su manifestación principal puede situarse al final del Paleógeno, parece probable que haya persistido una cierta actividad hasta, al menos, el Pleistoceno Superior. Las erupciones de material volcánico (ofitas) en masas irregulares dentro del Keuper debieron tener lugar al final de la sedimentación triásica, inducidas por deformaciones de la cobertera o por accidentes del zócalo.

La combinación de la alternancia litológica entre rocas carbonatadas y terrígeno-silíceas, junto con su disposición estructural, va a condicionar la aparición de una variada orografía producto, a su vez, del predominio de determinados procesos morfogenéticos.

8.2. Características del recurso a explotar

La cantera "Las Brañas", lugar donde se desarrolla el presente proyecto, se localiza en el mapa geológico 1:50.000 del IGME al Oeste de la hoja 33, denominada Hoja de Comillas. La Hoja de Comillas comprende el borde noroccidental de la Comunidad Autónoma de Cantabria e incluye una pequeña parte del Principado de Asturias. Constituye una de las áreas más occidentales de la Cuenca Cantábrica, enclavada en el límite oriental del Macizo Asturiano.

Los materiales más antiguos aflorantes en la zona son de edad Ordovícica, representados por importantes formaciones cuarcíticas, y Carbonífero, calcáreo, que afloran en el tercio occidental. El Triásico y Jurásico (Lías) se encuentran escasamente representados. El Cretácico Inferior (Varremiense, Aptiense y Albiense), adquiere gran extensión y desarrollo en la zona. En el Cretácico Superior, en el que se puede definir todos sus pisos, si bien existen hiatos que afectan, con diferente intensidad, al Cenomaniense, Turoniense y Coniaciense, Paleoceno, Eoceno y Oligoceno, restringidos a los dos tercios más occidentales de la Hoja. El Cuaternario se presenta en recubrimientos de escaso espesor y pequeña extensión.

En la zona de estudio existen tres zonas diferentes, caracterizadas por una secuencia de rocas de edades distintas.

Al Sur encontramos la denominada Franja Cabalgante del Escudo de Cabuérniga y está constituida por materiales de edad carbonífero y permotriásicos de facies Busenstein, que cabalgan hacia el sur sobre materiales de edades posteriores.

La zona central, y la que mayor área ocupa, se denomina entrante mesoterciario costero y está constituido por una secuencia de rocas de edad Cretácica y Terciaria que se encuentra situada inmediatamente encima del zócalo hercínico, no estando depositado ni el Terciario ni el Jurásico ni las facies Weald del Cretácico. Estructuralmente esta zona se caracteriza por presentar una serie de anticlinales y sinclinales complejos de dirección E-W, de ángulo moderado entre flancos (sinclinal de Bielva, anticlinal del río Nansa-Abanillas). Los anticlinales presentan su flanco sur generalmente roto con desarrollo de fallas inversas de alto ángulo, subparalelas al plano axial que se atenúan hasta desaparecer hacia el Este.

En el margen noreste se sitúa una zona de mayor tectonización, denominada en la literatura como Zona tectonizada de San Vicente de la Barquera - Lamadrid, constituida por sedimentos cretácicos similares a la zona anterior. Esta zona se caracteriza por la presencia de numerosos cabalgamientos de bajo ángulo en relevo cortados por un conjunto de fallas normales.

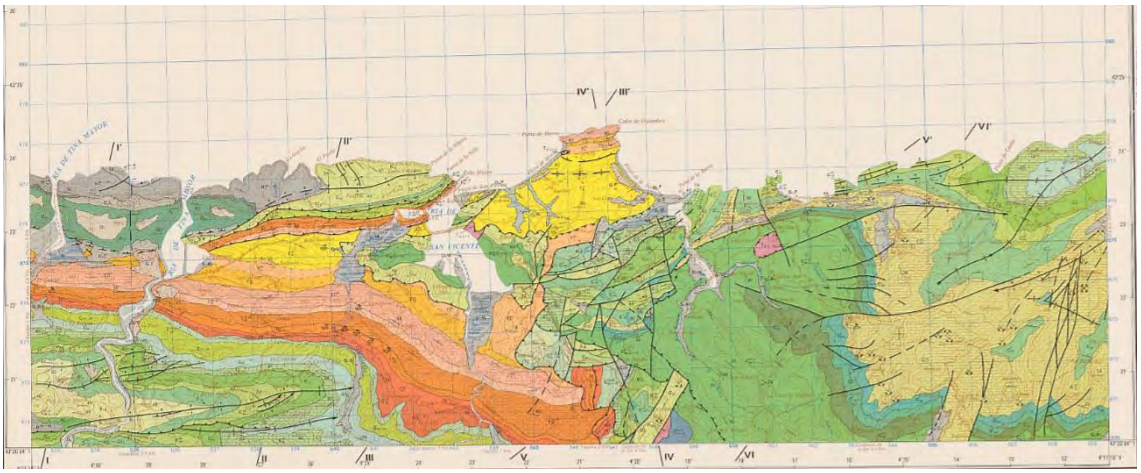


Ilustración 23. Hoja de Comillas (Mapa geológico 1:50000)

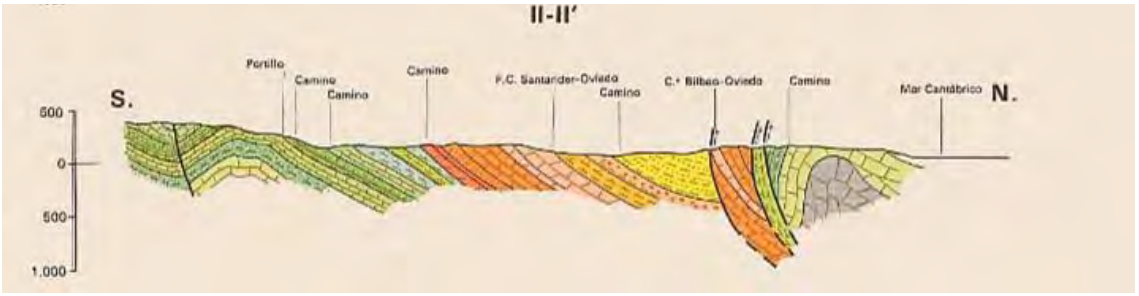


Ilustración 24. Corte geológico de la zona de interés (Mapa geológico 1:50000)

8.2.1. Estratigrafía

En esta zona afloran materiales pertenecientes al Ordovícico, Carbonífero, Triásico, Crétacico, Paleoceno, Eoceno, Oligoceno y Cuaternario.

El Ordovícico incluye depósitos del Arenig en facies de 'cuarcita armoricana' y se localiza en el extremo noroccidental de la hoja de Comillas.

El Cabonífero está representado por sedimentos del Viseiense, Namuriense y Westfaliense. Aflora en el tercio occidental a partir de cabalgamientos de gran ángulo de dirección E-O.

Del Triásico sólo afloran materiales de la facies Keuper, que, junto con la serie calizo-dolomítica del Lías (Hettangiense-Sinemuriense Inferior), se sitúan en un pequeño afloramiento al sur de la zona estudiada.

El Cretácito aflora ampliamente en toda la hoja y está bien desarrollado en sus dos series inferior y superior. Del Cretácico Superior está representado en todos sus pisos, si bien existen hiatos estratigráficos en parte del Cenomaniense, Turoniense y Coniaciense. Los materiales del Santoniense y Campaniense adquieren importancia al Sur de San Vicente de la Barquera. El Maastrichtiense, muy reducido, sólo aparece en la mitad occidental del área estudiada.

En el Paleoceno resulta difícil separar sus diferentes pisos. Aflora al suroeste de la Hoja, perdiendo espesor hacia occidente.

El eoceno incluye depósitos del Ilerdiense, Cuisiense, Luteciense y Priaboniense, que afloran en la mitad oeste de la región abarcada por la Hoja de Comillas.

Los materiales del Oligoceno constituyen una serie monótona, fundamentalmente arcillosa, que puede reconocerse en los alrededores de San Vicente de la Barquera.

La disposición estructural de los afloramientos de la serie sedimentaria existente en la Hoja favorece en principio el estudio estratigráfico, si bien la abundante vegetación y la alteración de las rocas, debidas al clima húmedo y templado reinante, provocan la existencia de numerosos cubiertos en las columnas levantadas.

En la zona de estudio, se diferencian claramente dos estratos. En primer lugar, arenas del Eoceno Inferior (Cuisiense Inferior) (T_{22}^{Aa1}) sobre las cuales aparecen calizas del Cuisiense Medio-Superior (T_{22}^{Aa23}) utilizadas para la extracción de la roca ornamental y áridos. A techo y muro de estos dos estratos se localizan respectivamente: Calizas del Eoceno Inferior (Ilerdiense) (T_{21}^{A2}) y calizas del Luteciense Inferior-Medio (T_{21}^{Ab12}). Los estratos mencionados se describen a continuación:

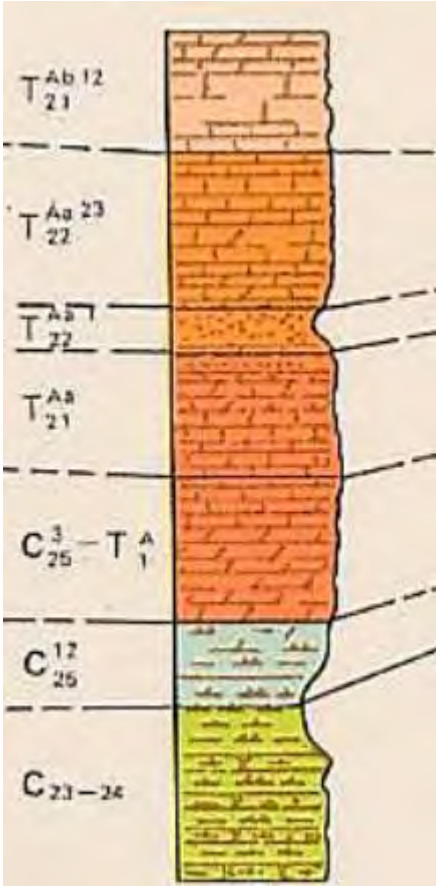


Ilustración 25. Corte geológico de la zona de interés (Mapa geológico 1:50000)

CRETÁCICO TERMINAL-PALEOCENO.

Los fenómenos de dolomitización, que afectan tanto al Cretácito terminal como a los depósitos paleocenos, hacen que ambos conjuntos se incluyan en la misma unidad cartográfica, en la que, por otra parte, las subdivisiones paleontológicas se llevan a cabo con cierta dificultad.

Mengaud(1920) describe la sucesión estratigráfica del Terciario de San Vicente de la Barquera, que caracteriza lito y bioestratigráficamente, asignando el Paleoceno al Eoceno inferior: así como Karrenberg (1934), que describe el mismo corte de Mengaud. Gomez LLueca (1929) cita y describe también algunos Nummulites de esta región. No hay nuevas referencias al Terciario de la región hasta los trabajos de Hottinger (1960) y Hottinger, Lehman y Schaub (1962), quienes son los primero que establecen la sucesión cronoestratigráfica de estos niveles con criterios modernos: Reguant y Truyols (1968) describen algunos Nummulites del cabo Oyambre; muy recientemente Maldonado, Reguant y Truyols establecen la litoestratigrafía del Terciario de la cuenca de San Vicente de la Barquera. Finalmente, Ramirez del Pozo estudia el Paleoceno y Eoceno Inferior de la zona de Bielba-Labarces (al Sur de la Hoja).

El Cretácico Terminal aflora en la zona tectonizada de San Vicente y en la zona del rio Nansa (flanco norte del anticlinal del mismo nombre). El Paleoceno se extiende sobre el Cretácito terminal en la última zona citada, mientras que los afloramientos atribuidos al Eoceno se ubican, además de en esta zona, en la costa (cabo de Oyambre). Finalmente el Oligoceno se extiende en la zona comprendida entre las playas de Merón y Gerra.

Eoceno Inferior (Ilerdiense) (T_{21}^{A2})

El Ilerdiense se define perfectamente por una serie de unos 70 m. de calizas con Alveolinas o Nummulites, estudiadas en detalle en la columna estratigráfica. Son calcarenitas bioclásticas, de tonos grises y beiges, arenosas en algunos niveles (untrabiomicritas a biomicritas con la matriz recristalizada). En conjunto son muy fosilíferas, destacando la presencia de: Alveolina elipsoidales Schwag., Alveolina cf.decipiens Schwag., Alveolina subpyrenaica Leym., Alveolina trempina Hott., Alveolina ilerdensis Hott., Alveolina triestina Hott., Glomalveolina lepidula Schwag., Nummulites cf. Atacicus Leym., Nummulites cf. Exilis Douv., Assilina leymeriel D'arch. Y Haime, Orbitolites gracilis Lehm., Distichoplax biserialis Dietrich, Lithoporella melebesloides Foslie, Cuvillierina cf. Vallensis R.Gaona, Lithothamnium sp., además de Miliólidos, Briozoarios, Políperos, etc.

Toda la fauna mencionada es característica del Ilerdiense, estando representadas las zonas de Alveolinas de Hottinger (1960), ellipsoidalis, moussolensis, corbarica y temprina, es decir, la mayor parte del Ilerdiense. Mitológicamente corresponde con los tramos: "Calizas con Alveolinas" y "Calizas con Lithothamnium", descritos por Mengaud (1920).

Eoceno Inferior (Cuisiense Inferior) (T_{22}^{Aa1})

Sobre las calizas de Alveolinas o Nummulites del Ilerdiense aflora un tramo de arenas conglomeráticas con intercalaciones lenticulares de areniscas calcáreas o calizas arenosas. Las arenas son poco cementadas, con estratificación cruzada, de tonos blanquecinos y de aspecto parecido al de las arenas de la formación Utrillas, habiéndose explotado muy activamente para áridos en el pasado. Esta unidad, que tiene una potencia de unos 25 m., es muy fosilífera, principalmente rica en Alveolinas y Nummulites, entre los que destacan: Alveolina oblonga D'Orb, Alveolina schwageri CHEC.-RISP., Alveolina di-stefanol CHEC.-RISP., Alveolina indicatrix Hott., Nummulites planulatus LAM. y Orbitolites aff. Biplanus Lehm. La edad Cuisiense Inferior de esta unidad está perfectamente justificada por las especies de Alveolinas y Nummulites citadas. Se trata del tramo denominado como "banc a dragées" por Mengaud (1920).

Cuisiense Medio-Superior (T_{22}^{Aa23})

En el corte del barcenal, como en el resto de la Hoja, está definido por un conjunto calizo que Mengaud denomina 'calizas de la Peña Saría'. Son calcarenitas grises, con glauconita en algunos tramos, arenosas en la parte superior y masivas en algunos niveles, mientras que en otros se presentan estratificadas en bancos de 40-60 cm. (principalmente hacia el techo). En la parte inferion son biomicritas con: Alveolina-rütimeyerl Hott., Nummulites planulatus Lam., Nummulites aff. Aquitanicus Benoist, y Assilina cf. Granulosa D'Archiac. En la parte superior son calizas muy arenosas, con: Assilina laxispira de la Harpe. Assilina cf. Granulosa D'Archiach., Nummulites cf. Lucasi Defr. Y D'Arch., Nummulites aff. Aquitanius Benoist, Nummulites cf. Partschi granifer Schaub, Nummulites aff. Irregularis Deshayes, Asterodiscus yaramelli Schlumb y Discocyclina pratti (Michelin). La potencia total del conjunto es de cerca 90 m. de los que hay que datar como Cuisiense Inferior a la base del mismo, por contener: Alveolina oblonga D'Orb. Y Nummulites planulatus Lam., aunque por razones prácticas se incluye a toda la unidad en el Cuisiense Medio y Superior.

Luteciense Inferior-Medio (T_{21}^{Ab12}).

Se trata de un tramo también calizo, constituido por unos 60 m. de calcarenitas arenosas o calcirruditas con Assilinas de gran tamaño (nivel "Calizas con grandes Assilinas" de Mengaud (1920)). En la base son nodulosas y se presentan estratificadas en banso de 0.40 a 0.60 cm., mientras que en la mayor parte de la unidad son masivas, presentando en todos los casos: Alveolina gigantea Chec-risp., Alveolina cf. Frumentiformis Schwag. (Ambas en la base), Assilina exponens Sowerby, Assilina spira Roisy, Nummulites uronensis IEM, Nummulites praeaturicus Schaub (al techo de la unidad), Orbitolites complanatus Lam., y Eorupertia magna Le Calvez. La edad de la unidad viene definida por las Alveolinas de las base de la misma y por la presencia de Nummulites praeaturicus Schaub, del techo.

8.2.2. Tectónica

Tectónica regional

La configuración estructural que actualmente presenta la zona es el resultado de la actuación de las distintas fases orogénicas que, a lo largo del tiempo, han actuado, deformando la serie sedimentaria. Estas deformaciones tienen características diferentes según las áreas consideradas, en función de las peculiaridades de la columna estratigráfica local.

Están representados el ciclo Hercínico y el Alpino.

Los movimientos hercínicos son los responsables de la deformación primera de los materiales paleozoicos existentes en la Hoja y dieron origen a pliegues y cabalgamientos de orientación preferente E-O. La falta de deposición y/o erosión de la mayor parte de los términos pertenecientes al Silúrico y Devónico puede ser atribuida a los impulsos póstumos del ciclo caledoniano o primero del Hercínico.

El ciclo Alpino está representado en sus dos subciclos: Paleoalpino y Neoalpino.

Los movimientos neocimméricos (Paleoalpino) han tenido suficiente intensidad como para ser los responsables de la erosión local de los materiales de gran parte del Lías y del Dogger y la facies Purbeck (Malm- Valanfiense Inferior y Medio), muy probablemente a partir de las primeras acumulaciones del Keuper unidas a un proceso general de levantamiento de la región. En el borde occidental de la Hoja provocan la erosión y/o no deposición del Keuper, Jurásico y facies Weald.

También existen movimientos intraweáldicos, intraaptienses, albienses y durante los primeros tiempos del Cretácico Superior, que, si bien no han tenido repercusiones en la creación de estructuras, son detectables por la existencia de variaciones sedimentarias acusadas en cuanto a facies y potencia (Aptiense, Albiense y Cenomaniense Inferior-Medio) y de hiatos o condensaciones de capas (Cenomaniense Superior-Turoniense y Coniaciense).

Las fases neoalpinas son las generadoras del plegamiento fundamental y dan origen a alineaciones de orientación preferente E-O, que, en parte y para determinadas áreas, son reactivación de las estructuras hercínicas.

Hemos de resaltar que no se ha observado discordancia angular evidente entra los sedimentos del Priaboniense y Oligoceno (columna de la playa de Gerra), lo que implica en principio una escasa trascendencia de la fase Pirenaica como fenómeno creador de estructuras regionales (esta afirmación debe ser hecha con las debidas reservas, ya que, a causa de los

recubrimientos, los puntos de observación del Eoceno-Oligoceno son escasos). Sin embargo, es patente que a partir del Priaboniense y durante todo el Oligoceno, existe abundante fauna resedimentada del Mesozoico y que en ocasiones los sedimentos del techo del Eoceno son brechas de bloques de materiales aptienses, albienses y cenomanienses, cuyo cemento contiene fauna priaboniense. Este fenómeno podría explicarse considerando que es a fines del Eoceno cuando se produce la extrusión de los diapiros del Keuper en la zona, acompañados de grandes bloques mesozoicos que constituirían el yacente submarino de la sedimentación en muchos puntos. Así, se producirían discordancias en los bordes de la penetración salina que se atenuarían rápidamente hacia el centro de la cuenca, en zonas muy próximas al borde de la misma (playa de Gerra). En la actualidad no pueden observarse las discordancias locales eo-oligocenas debido a la complejidad téctonica del área de influencia diapírica de San Vicente-Lamadrid.

El Oligoceno se encuentra plegado y cabalgado por series más antiguas, por lo que las fases fundamentales de generación de estructuras regionales deben ser la Sávica y Estairica. Estas estructuras tienen una orientación preferente E-O, probablemente influidas por las orientaciones primitivas del zócalo.

También puede ser deducida la existencia de movimientos en la vertical durante el Cuaternario antiguo, que serían los responsables del basculamiento general hacia el Oeste de los niveles marinos de arrasamiento de Pechón y Prellezo (rasa cantábrica).

De acuerdo con lo anteriormente expuesto podemos resumir la historia tectónica de la región del siguiente modo:

- Movimientos neociméricos que provocan la erosión local de gran parte del Jurásicoy, en ciertas zonas, la erosión y/o no deposición de Keupery y Weald, así como la falta de depósito de la facies Purbeck.
- Movimientos durante el resto del Cretácico con consecuencias paleogeográficas reflejadas en variaciones de facies y espesor, probablemente continuados durante el Paleoceno.
- Los movimientos antes indicados están en estrecha relación con deformaciones de las masas plásticas del Keuper.
- Extrusión durante el Priaboniense de los diapiros triásicos.
- Plegamiento fundamental postoligoceno.

Descripción de las principales estructuras.

En la Hoja de Comillas pueden distinguirse tres zonas de estilos tectónicos diferentes de Oeste a Este son:

- Zona plegada de río Nansa. Caracterizada por amplios pliegues de dirección E-O. Los anticlinales principales survergentes, tienen su flanco meridional roto por fallas cabalgantes de gran ángulo de orientación paralela al eje.
- Zona tectonizada de San Vicente de la Barquera-Lamadrid. Predominan los cabalgamientos de bajo ángulo e inversiones de capas. La estructuración es muy compleja, de clara influencia diapírica.
- Zona plegada de Comillas-Udías. Suavemente estructurada con pliegues y fallas de dirección general E-O. También se observan alineaciones SO-NE.

Para el análisis estrucural partiremos de un zócalo paleozoico plegado (y posteriormente peneplanizado) durante la orogenia Hercínica (Fase Astúrica), con las siguientes características para la región abarcada en la superficie de la Hoja: pliegues de dirección E-O, survergentes, cabalgantes mediante fallas inversas de gran ángulo hacia el Sur.

Las diferencias estructurales observadas en las tres zonas antes citadas son consecuencia de la gran influencia, en la cinemática, del nivel de despegue regional, constituido por la masa plástica del keuper. También se han provocado divergencias geométricas importantes en función de la diferencia de espesores de la cobertera existente entre las áreas más orientales y las occidentales, sobre todo por lo que respecta a la facies Weald y a los materiales aptienses.

Así encontramos que en la zona plegada de río Nansa, por lo menos en su parte más occidental, bien por tratarse de un borde de cuenca o a consecuencia de los movimientos neocimméricos no existe el Keuper, la facies Weald está muy reducida o no está presente y el Aptiense no sobrepasa los 350 m. contra los 600 existentes en la zona de Udías. No existe, pues, el nivel de despegue regional, al menos con desarrollo suficiente, y la cobertera está muy adelgazada. La consecuencia es la creación, durante las fases alpinas de plegamiento, de amplias estructuras con reactivación de los viejos accidentes del zócalo que afectan a la serie suprayacente, como son los cabalgamientos de un gran ángulo que cortan el flanco sur de los anticlinales, ya que la energía del proceso de deformación rígida del zócalo no puede ser absorbida.

Por el contrario en la zona tectonizada de San Vicente de la Barquera-Lamadrid puede existir en profundidad una gran acumulación diapirica de Keuper intruido a partir de una importante zona de debilidad que va desde San Vicente hasta Cabezón de la Sal. La presencia de importantes masas plásticas ha dado lugar a una disposición estructural peculiar y compleja, de difícil interpretación, en la que abundan los cabalgamientos a partir de fallas inversas de bajo ángulo, y existen incluso inversiones que dan origen a sinformas (San Vicente) originadas a partir de la penetración y apretura en seta del diapiro, con empuje radia hacia Oeste, Norte y Sur y desplazamientos importantes en la horizontal.

En la zona plegada de Comillas, la presencia de Keuper y el gran espesor que alcanza la facies Weald son los causantes del despegue de la cobertera con respecto a la tectónica del zócalo y de la amortiguación relativa de la tectónica salina, respectivamente.

En los ámbitos tectónicos antes definidos podemos distinguir los siguientes elementos estructurales:

Zona plegada de río Nansa

- Anticlinal de río Nansa-Abanillas

Se trata de una estructura survergente, de dirección E-O, cuyo núcleo está constituido por materiales del Carbonífero, Weald y Aptiense. Se caracteriza, como es general en esta zona, por presentar una falla inversa de gran ángulo en el flanco sur, próxima al núcleo, que se atenúa progresivamente hacia el Este, en las proximidades de su terminación periclinal, situada en los alrededores de Gandarilla (al S.SO. de San Vicente).

El flanco norte se encuentra replegado en el área de Helgueras-Luey (río Nansa) y al sur de Portillo, y se desarrolla sobre materiales que van hasta el Eoceno, en paso ya al flanco sur de un gran sinclinal cabalgando, cuyo eje pasaría algo más al norte de la línea definida por las localidades de Unquera y San Vicente, como continuación del sinclinal oligoceno de la playa de Merón.

- Anticlinal de Prellezo

Es una estructura survergente, muy similar a la anterior, en la que la falla cabalgante meridional posee gran salto, poniendo en contacto al Ordovícico con Eoceno y Óligoceno. El núcleo está constituido por sedimentos del Ordovícico, Carbonifero y Aptiense, y la orientación del eje es E-O. Como ya se ha indicado, el flanco sur está roto a partir de fallas inversas de gran

ángulo y salto apreciable que, hacia el Este, se diversifican en varios cabalgamientos en relevo, entre los que la serie estratigráfica se encuentra vertical o invertida, cobijando el núcleo de un gran sinclinal continuación del de la playa de Merón, el cual separaría esta estructura de la anteriormente descrita (anticlinal de río Nansa-Abanillas).

- Zona tectonizada de San Vicente de la Barquera- Lamadrid

Resulta difícil separar en esta zona elementos estructurales de entidad propia, indicaremos de modo general que se trata de un área de cabalgamientos de bajo ángulo, en relevo, cuyos planos buzan hacia el Sur, al norte de la zona; hacia el Este, al oeste de la misma y hacia el Norte y Este en su parte meridional. De la observación del mapa geológico parece deducirse un importante empuje de las sucesivas escamas hacia el Oeste, con una tendencia radial e inyección principal de materiales del Keuper en las proximidades de la ría de San Vicente.

De modo particular resaltan las siguientes estructuras:

- Sinforma de San Vicente de la Barquera.
  Se trata de una estructura cabalgante, a modo de cuchara, sobre materiales terciarios, cuyo borde externo está constituido por Aptiense que buza hacia la zona central de la estructura en donde se sitúa la facies Weald. De esta forma tenemos un sinclinal cuyo núcleo está constituido por materiales más antiguos que los de los flancos. Esta volcadura está probablemente originada por la extrusión del Keuper de la ría de San Vicente.
- Sinclinal de la playa de Merón.
  Es una amplia estructura de suaves buzamientos, cabalgada en su flanco sur, desarrollada sobre sedimentos del Oligoceno y cuyo eje tiene orientación E-O. Probablemente se continúa hacia el Oeste en profundidad, pero no es observable, ya que se encuentra cobijada por las escamas del flanco sur del Anticlinal de Prellezo (zona plegada de río Nansa).
- Zona plegada de Comillas-Udias
- Cabalgamiento de Comillas-Caviedes
  Es una falla inversa cabalgante de traza semicircular en íntima relación con los empujes radiales del diapiro de Comillas que provoca la cobijadura del Cretácico inferior por la facies Weald y la inversión de términos del Aptiense en los alrededores de Comillas.
- Área sinclinal de Comillas-Cóbreces
  En la zona comprendida entre dichas localidades se desarrolla un sistema de pliegues de dirección general E-O a base de dos sinclinales con un anticlinal intermedio. Son estructuras muy apretadas que están fracturadas paralelamente a su eje en las áreas de inversión de la serie aptiense, en los alrededores de Comillas, por efecto del cabalgamiento del Weald, ya indicado en el párrafo anterior.
  Existen alineaciones NE-SO que son sensiblemente paralelas a las directrices fundamentales existentes en la hoja de Torrelavega.
  El resto de la zona se caracteriza por sus deformaciones suaves y de amplio radio. Destacan las fallas de gravedad de Toporias, que, en dirección NE-SO hacen descender un gran bloque del Aptiense. La falla de Peña Castillo, de orientación E-o, parece tener una importante componente de desgarre, así como la de Ruiloba, que es sensiblemente paralela a la antes citada.

8.3. Características de la caliza

8.3.1. La caliza

La caliza es la roca sedimentaria química más abundante. Está compuesta fundamentalmente del mineral calcita ($CaCO_3$) y se forma o bien por medio inorgánicos o bien como resultados de procesos bioquímicos. Con independencia de su origen, la composición mineral de toda la caliza es similar, aunque existen muchos tipos diferentes. Esto es cierto porque las calizas se producen bajo diversas condiciones. Las formas que tienen un origen bioquímico marino son con mucho, las más comunes.

Génesis de los carbonatos

Los principales carbonatos que entran a formar parte de estas rocas son el $CaCO_3$, que se presenta principalmente en forma de calcita, y el $CaMg(CO_3)_2$ (dolomita). En función de la proporción, relativa al total de carbonatos, en que estos dos compuestos intervienen en la composición, las rocas carbonatadas se clasifican en:

- Calizas, más del 95% de $CaCO_3$.
- Calizas magnesianas, CaCO; entre el 90 y 95%.
- Calizas dolomítcas, $CaCO_3$ entre el 50 y el 90%.
- Dolomías calcáreas, $CaCO_3$, entre el 10 y el 50%.
- Dolomías, menos de 10% de $CaCO_3$.

En la anterior enumeración se sobreentiende que el porcentaje restante de carbonatos en cada caso es de dolomita.

Aunque puede parecer que existe una transición gradual desde las calizas hasta las dolomías, hay que destacar que a partir de numerosos análisis modales de rocas carbonatadas, se concluye que hay una clara tendencia a la existencia de calizas puras o de dolomías puras, siendo raros los tipos intermedios.

Las rocas carbonatas reaccionan con ácido clorhídrico diluido, produciendo efervescencia visible en el caso de las calizas. Sin embargo, en las dolomías, la efervescencia requiere un calentamiento, una mayor concentración del ácido, o una trituración fina de la muestra; este hecho permite diferenciar ambos tipos de rocas. Otro rasgo distintivo de calizas y dolomías es que estas últimas adquieren en la superficie al alterarse un tono pardo amarillento como consecuencia de la oxidación del hierro, que con frecuencia substituye al magnesio en la red de la dolomita. Al microscopio, mientras que la calcita es raro que cristalice en forma euhedral, la dolomita sí que lo hace, presentándose a menudo en secciones romboidales. Otro rasgo frecuente de las dolomías es la ausencia de fósiles, mientras que en las calizas, aunque a veces pueden faltar, los presentan con mucha frecuencia.

Existe por otro lado una transición gradual entre las areniscas y lutitas, y las rocas carbonatadas. En general, si la roca presenta más del 50% de partículas terrígenas, se considera que se trata de una roca detrítica.

Existen numerosas clasificaciones de calizas; de ellas, las dos más usadas son la de Folk (1959, 1962) y la de Dunham (1962), que tienen la ventaja de utilizar criterios que son relevantes en la interpretación del medio sedimentario en que se formaron las rocas.

Clasificación de Folk. Se basa en la textura de las rocas, en la que se distinguen los siguientes tipos de elementos:

- Terrígenos. Son partículas que proceden del exterior de la cuenca (por ejemplo, granos de cuarzo o arcilla).
- Aloquímicos. Son partículas carbonatadas originadas dentro de la cuenca pero que han sufrido algún transporte antes de su depósito. Dentro de estos elementos se distinguen los siguientes:
- Intraclastos. Son fragmentos de tamaño arena o mayor, que se originan como consecuencia de la destrucción, en muchos casos por la acción de tormentas, de capas de fango calcáreo parcial o totalmente litificado en la propia cuenca de sedimentación (generalmente un medio marino somero). Se consideran indicativos de un medio de alta energía cinética.
- Ooides (u oolitos). Son partículas subesfericas de tamaño arena con una estructuración interna radial y/o concéntrica. Aunque los ooides actuales son habitualmente de aragonito, los antiguos son en general de calcita. Se consideran, salvo excepciones, indicativos de un medio de alta energía y se forman en aguas con profundidades inferiores a los 15 m. Su origen ha sido muy discutido, pero parece que, en la mayor parte de los casos, se forman por precipitación inorgánica en torno a pequeños núcleos. Cuando el tamaño es superior a 2 mm. se denominan pisoides (o pisolitos), estos son menos frecuentes que los ooides.
- Fósiles. Son restos carbonatados de partes duras de organismos. Las calizas son las rocas sedimentarias que presentan más fósiles.
- Pelets y peloides. Fragmentos subesféricos sin estructura interna y compuestos por caliza microcrístalina. Los pelets son ricos en materia organica y tienen un origen fecal. En los peloides su origen no puede determinarse con seguridad. En su mayoría, son caracteristicos de medio poco agitados.
- Onoquímicos. Partículas cristalinas procedentes de la cristalización química o bioquímica. Pueden dar lugar a dos tipos de agregados cristalinos.
- Micrita. Se trata de calcita microcristalina con tamaño de grano menor que 4 micras. Puede encontrarse como una matriz entre los granos terrígenos o aloquímicos o constituir el total de la roca, presentando en este último caso una textura análoga a la de una lutita.
- Esparita. Es un cemento de calcita constituido por cristales de un tamaño superior a 4 µm. Cuando el tamaño está comprendido entre 4 y 20 µm se suele hablar de microesparita.
- Cuando el contenido en elementos aloquímicos es inferior al 10%, se habla de rocas ortoquímicas. Dentro de éstas podemos establecer dos catergorias:
- Cuando el contenido en aloquímicos es inferior al 1% y la roca está compuesta casi exclusivamente por una matriz de micrita, la roca también se denomina micrita. A veces, dentro de este tipo de matriz aparecen pequeños aglomerados de esparita que reciben el nombre de birdeseyes. El conjunto recibe el nombre de dismicrita.
- Cuando el contenido en aloquímicos está entre el 1 y el 10% al término micrita se le añade el que corresponde al aloquímico más abundante. Se tienen así los siguientes términos: micrita con intraclastos, micrita oolítica, micrita fosilífera y micrita con pelets.
- Cuando el contenido en elementos aloquímicos es superior al 10%, se habla de rocas aloquímicas. En este caso, al nombre que se refiere al elemento

ortoquímico más abundante, micrita o esparita, se le antepone un prefijo, intra, oo, hio o pci que se refiere al tipo de elemento aloquímico más abundante. Existen otros términos que se emplean cuando la abundancia relativa de varios componentes aloquímicos u ortoquímicos es grande; así, se puede construir términos tales como intrabiopelesparita, bioesparmicrita, etc. A las calizas construidas por la acumulación in situ de organismos arrecifales, Folk las denominó biolititas.

Por tanto, según la clasificación de Folk, la caliza de Tinamenor se trataría de una Biomicrita.

Tabla 18. Clasificación de las calizas según Folk (1959, 1962).

<table>
<tr><td colspan="3" rowspan="2">Composición volumétrica de aloquímicos</td><td colspan="2">> 10% de Aloquímicos</td><td colspan="3">< 10% de Aloquímicos</td><td rowspan="2">Rocas bioherm ales

Organis mos en posición de crecimie nto

Biolitita</td></tr>
<tr><td>Calcita espática > matriz micritica</td><td>Matriz micritica > Calcita espática</td><td colspan="2">1-10% Aloquímicos</td><td>< 1 % Aloquímic os</td></tr>
<tr><td colspan="3">> 25% intraclastos</td><td>Intrasparrudita Intraesparita</td><td>Intramicrudit a Intramicrita</td><td rowspan="5">Abu ndan tes Aloq uími cos</td><td>Intraclastos: Micrita con intraclastos</td><td rowspan="5">Micrita, o parches de spatita presenta Dismicrita</td></tr>
<tr><td rowspan="4">< 25 % Intraclas tos</td><td colspan="2">> 25 % ooides</td><td>Oosparrudita Oosparita</td><td>Oomicrudita Oomicrita</td><td>Ooides: Micrita con oolitas</td></tr>
<tr><td rowspan="3">< 25 % Ooide s Volum en Fósiles / peloid es</td><td>> 3,1</td><td>Bioesparrudita Biosparita</td><td>Biomicrudita Biomicrita</td><td>Fósiles: Micrita fosilifera</td></tr>
<tr><td>3,1 a 1,3</td><td>Biopelsparrudit a Biopelsparita</td><td>Biopelmicrudi ta</td><td rowspan="2">Peloides: Micrita peletifera</td></tr>
<tr><td>< 1,3</td><td>Pelsparita</td><td>Pelmicrita</td></tr>
</table>

Clasificación de Dunham. Se basa también en la textura de las rocas. Utiliza los siguientes criterios:

- Visibilidad de la textura original.
- Contenido en matriz micrítica.
- Presencia o no de un armazón constituido por granos en contacto entre sí.
- Existencia de masas rocosas bioconstruidas.

Con base en la combinación de estos criterios Dunham (1962) distinguió dos tipos de calizas. Debe tenerse en cuenta que esta clasificación no considera la naturaleza de los granos, por lo que es conveniente utilizarla en combinación con la clasificación de Folk, o bien debe añadirse un calificativo referente a la naturaleza de los granos (por ejemplo, caliza grainstone oolítica).

Las anteriores clasificaciones se refieren esencialmente a la textura original de las rocas. Sin embargo, en las rocas calcáreas es muy frecuente la recistalización, que consiste en la formación de nuevos cristales de calcita a partir de los cristales preexistentes; ello conduce a menudo, en las calizas, a un aumento del tamaño de los cristales, modificándose en consecuencia la textura original de las rocas. De esta manera se origina una pseudoesparita que puede ser difícil de distinguir de las verdaderas esparitas, lo cual creo un problema para la clasificación de las calizas.

En conclusión, según la clasificación de Dunham, la caliza de Tinamenor se trataría de una Packstone.

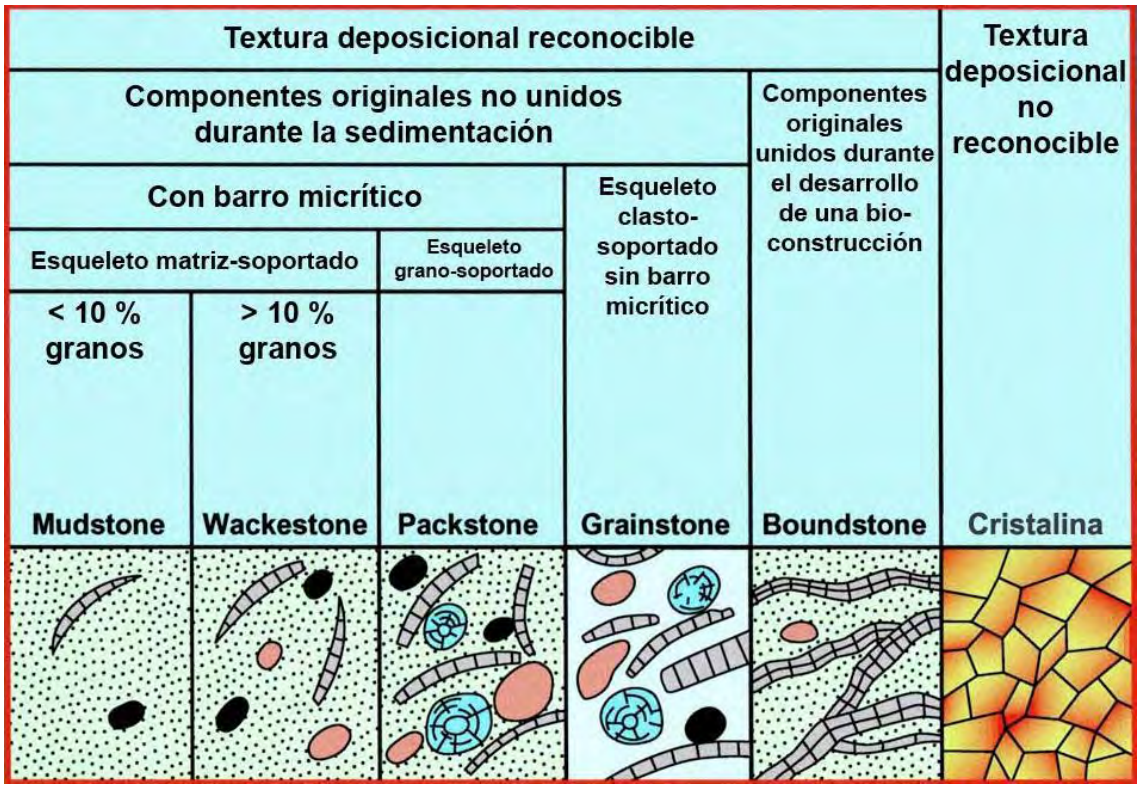


Ilustración 26. Clasificación de las calizas según Dunham (1962)

Diagénesis de las calizas

La gran variedad de medios, tanto marinos como continentales, y la complejidad de la estabilidad química de los carbonatos, hacen que la diagénesis de las rocas carbonatadas sea un proceso complicado y que presenta una gran variabilidad. La diagénesis de los carbonatos comienza prácticamente a la vez que la sedimentación y comprende seis tipos de procesos principales (Tucker 1991): cementación, disolución, compactación, neomorfismo, micritización microbiana y dolomitización.

La cementación es el principal proceso que tiene lugar en la diagénesis de la caliza y no requiere apenas enterramiento; es un proceso sinsedimentario o diagenético temprano que implica el crecimiento de cristales de carbonatos en los espacios porosos de la roca. No obstante puede también tener lugar en un ambiente diagenético profundo, la mineralogía del cemento depende de la química del agua, principalmente de la P_{c02} y la relación Ca/Mg y de factores físicos tales como la temperatura.

Otro proceso importante es la disolución, que es particularmente importante en condiciones continentales superficiales, donde pueden circular a través de los poros aguas no saturadas. En general, en las aguas naturales, el aragonito y la calcita con alto contenido en magnesio son más solubles que la calcita con bajo contenido en éste. Por ello, a veces la disolución es un proceso selectivo, de forma que, por ejemplo, en muchos fragmentos fósiles solamente se disuelve el aragonito. La disolución de ooides es un fenómeno frecuente, como consecuencia del cual solo queda la envoltura externa, apareciendo su interior transformado en un cemento calcáreo. Esto mismo ocurre también en muchas partículas fósiles. Este mecanismo de disolución y precipitación permite reemplazar el aragonito y la calcita con alto contenido en magnesio por calcita con bajo contenido en magnesio. La disolución es un proceso que conduce a un aumento de la porosidad de la roca.

La compactación también juega su papel en el caso de las calizas, si bien presenta menor importancia que en la diagénesis de las rocas detríticas; no obstante, puede favorecer el desarrollo de procesos de disolución por presión, que pueden presentar evidencias texturales muy abundantes y que se consideran una fuente importante de $CaC0_3$ para la cementación de la roca.

Los procesos de cementación y compactación son difíciles de separar en la diagénesis de las calizas y uno de los problemas que presenta el estudio de ésta es la gran movilidad de los carbonatos que se disuelven y precipitan con facilidad. Esto hace que los cementos primarios de $CAC0_3$ se modifiquen posteriormente con mucha frecuencia mediante procesos de reemplazamiento y de cristalización y recristalización de carbonatos que reciben el nombre de neomorfismo. Estos procesos suelen ser difíciles de reconocer y de distinguir de los procesos de disolución-precipitación.

La micritización microbiana es un proceso diagénetico por el cual los bioclastos son alterados por algas, hongos y bacterias cuando están en el fondo del mar o con un enterramiento escaso. Los bioclastos son perforados en sus bordes y los agujeros son rellenados con sedimento o cemento de grano fino. Como resultado se obtienen envueltas o granos completamente micritizados (Tucker y Wright 1990, Tucker 1991)

La dolomitizacion es un proceso diagenético que consiste en el reemplazamiento del carbonato cálcico (calcita o aragonito) por dolomita. Afecta a un importante porcentaje de calizas (entre el 30 y el 40%) y sobre él se insistirá en el apartado siguiente.

En muchas calizas, la presencia de pequeñas partículas de vidrio volcánico es la causa de la aparición de cuarzo y feldespato autígenos (depositados directamente a partir de una disolución). Por otro lado, la silicificación de calizas, en la que el $CaCO_3$ es reemplazado por SiO_2, es un mecanismo frecuente, en el que mucha sílice procede de fragmentos fosiles, principalmente de espículas de esponjas. El proceso tiene lugar preferentemente en medio ácido con disoluciones en los poros saturadas en sílice y lleva a menudo consigo la conservación de delicadas estructuras orgánicas originalmente carbonatadas, lo cual constituye un problema difícil de entender, dada la diferente mineralogía de la sílice y de los carbonatos. La reacción de silicificación puede representarse así:

Medios diagenéticos. En medios marinos, la diagénesis de calizas puede tener lugar tanto en aguas superficiales como profundas. En la zona litoral entre mareas (zona intermareal) se produce la cementación de arenas calcáreas de playa a muy poca distancia por debajo de la superficie. La formación actual de estas rocas de playa tiene lugar con mayor frecuencia en zonas tropicales o subtropicales. El cemento de estas rocas actuales es de aragonito en cristales aciculares y/o de calcita con alto contenido en magnesio. En la diagénesis de calizas intermareales juegan un papel importante la evaporación agua del mar en bajamar y los

procesos bioquímicos debidos principalmente a algas y bacterias, que favoreces la precipitación del $CaCO_3$.

En medio de latitudes bajas situados por debajo de la zona entre mareas (zona sublitoral), los procesos diagenéticos más importantes en sedimentos carbonatados actuales son la cementación y la micritización microbiana. El primer proceso es dominante en aguas agitadas y el cemento está constituido principalmente por aragonito y ateo de mienta con alto contenido en magnesio; también es importante la cementación en áreas arrecifales. El segundo proceso tiene importancia en aguas tranquilas y consiste en el desarrollo de envolturas micríticas alrededor de granos. Por el contrario, en latitudes altas, el agua suele estar subsaturada y no tiene lugar la precipitación de cemento, pudiendo sin embargo tener lugar disolución de granos.

En medio marinos profundos, la cementación de sedimentos calcáreos actuales da lugar habitualmente, en el caso de aguas frías, a mienta con bajo contenido en magnesio, mientras que en aguas más cálidas pueden producirse cementos de calcita con alto contenido en magnesio.

En las calizas originadas en medio marinos antiguos, el cemento más frecuente es calcita fibrosa, que se suele interpretar como un precipitado primario; la presencia de inclusiones de dolomita y de moléculas aisladas de $MgCO_3$ en la calcita, detectables mediante microsonda, parecen indicar que el cemento original presentaba un alto contenido den magnesio, el cual se perdió durante la diagénesis. A veces, además de la calcita fibrosa, aparece esparita equigranular. Son raros los cementos de aragonito. Estando este mineral transformado en calcita; esto mismo sucede con los fragmentos fósiles. El aragonito es disuelto y en su lugar precipita esparita. La calcita resultante suele presentar un contenido relativamente alto de estroncio, heredado del aragonito; además, dicha calcita suele presentar inclusiones relictas de aragonito. En síntesis, en las calizas antiguas pueden distinguirse, de acuerdo con Blatt y otros (1972), tres tipos básicos de cemento de calcita:

1. Cemento en drusa; constituido por minerales alargados o aciculares que rellenan cavidades, de forma que la dirección de mayor longitud de los cristales es su perpendicular a las paredes de la cavidad.
2. Cemento granular o en bloque; consituido por un mosaico de cristales equidimensionales que rellenan las cavidades entre los granos.
3. Cemento de borde (o sobrecrecimiento sintaxial); constituido por grandes cristales en continuidad óptica con los granos originales.

Cerca de la superficie, bajo la acción de las aguas meteóricas, se produce la cementación de muchos sedimentos continentales. En estos casos, el clima juega un importante papel, puesto que condiciona la disponibilidad del agua y su composición, ya que del él dependen las características de la cobertura vegetal y del suelo. Por otro lado, los procesos que tienen lugar dependen de la situación del sedimento respecto de la superficie freática (superficie limitada por su parte superior de la zona saturada en agua subterránea, o zona freática). Si está por encima (zona vadosa), los poros pueden contener aire y/o agua; en la parte superior de esta zona vadosa, el agua, procedente de las lluvias, se encuentra subsaturada de carbonatos y el proceso dominante es la disolución. A mayor profundidad, tiene lugar la sobresaturación y la precipitación de calcita de bajo contenido de magnesio. En la zona freática, a medida que aumenta la profundidad, las aguas aumentan su concentración en sales y se favorece la precipitación. En estos medios es frecuente el desarrollo de costras calcáreas (caliches o calcretas). En general, suele admitirse que la cementación bajo la acción de aguas meteóricas da lugar a la aparición de micrita en zonas superficiales y de esparita en zonas más profundas.

8.3.2. La caliza como roca ornamental

Se entiende como Roca Ornamenta, aquellas rocas de la corteza terrestre que son extraídas y elaboradas por el hombre para ser utilizadas como materiales de construcción con dos fines: uno estético y otro de calidad.

Desde un punto de vista genético, las rocas se clasifican en rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias. Sin embargo, desde un punto de vista comercial, las rocas ornamentales se dividen en: Granitos, Mármoles y Pizarras. Las primeras engloban todas las rocas ígneas y algunas metamórficas como los gneises, rocas fundamentalmente cristalinas. El término Pizarra coincide con la roca pizarra definida petrográficamente como roca metamórfica de bajo grado, originada por el metamorfismo de sedimentos o rocas arcillosas preexistentes.

Tabla 19. Clasificación de las rocas y ejemplos de tipos rocosos.

CLASIFICACIÓN GENÉTICA DE LAS ROCAS		
IGNEAS	Plutónicas	Granito,Sienita,Diorita,Gabro
	Volcánicas	Basalto,Riolita,Andesita,Traquita
METAMÓRFICAS	Foliadas	Pizarras,Esquistos,Gneis
	No Foliadas	Corneanas,Mármoles,Cuarcitas
SEDIMENTARIAS	Detríticas	Conglomerado,Areniscas,Lutitas
	No Detríticas	Calizas,Dolomias,Evaporitas

Bajo el término Mármol y calizas marmóreas se agrupan un conjunto de rocas constituidas por minerales carbonatados de dureza 3 a 4, siempre que puedan obtenerse mediante disco de diamante probetas de 12x15x1 cm. como medidas mínimas (Norma UNE 22-180-85). Dentro del término mármol ornamental, se incluyen, además del mármol petrográfico, todo tipo de calizas y dolomías recristalizadas, travertinos, etc.

Tabla 20. Rocas ornamentales más importantes.

ROCA ORNAMENTAL	TIPO ROCOSO	UTILIZACIÓN
Granito	Rocas plutónicas Granito s.s. Rocas Volcánicas Rocas Subvolcánicas Rocas Metamórficas	Decoración Revestimientos Estructuras
Mármol	Rocas Sedentarias Rocas Metamórficas	Revestimientos Pavimentos Arte funerario
Pizarras	Rocas Metamórficas: Pizarras	Cubiertas Solados Revestimientos

Propiedades de las rocas ornamentales

Las propiedades físicas de las rocas ornamentales son la base de su utilización, presentan notable interés como indicadores de calidad y contribuyen fuertemente a su durabilidad. La durabilidad se puede definir como la medida de su capacidad a resistir y mantener su tamaño original, forma, propiedades mecánicas y aspecto estético a lo largo del tiempo (Bell, 1993).

Las propiedades físicas más importantes que van a definir su utilización como roca ornamental son el sistema poroso, el comportamiento hídrico y las propiedades mecánicas.

Sin duda alguna, el componente de la roca más influyente en sus propiedades físicas es el espacio vacío o poroso. Por un lado, condiciona la movilidad del agua y agentes agresivos al interior de la roca y, por lo tanto, su durabilidad. Por otro lado, tiene una evidente incidencia sobre las propiedades mecánicas debido a que representa una carencia de la fase sólida de la roca y actúa como concentrador de tensiones (zonas de debilidad). Esto hace que las rocas ornamentales puedan ser clasificadas en función del sistema poroso. Se pueden definir dos tipos de porosidad: poros y discontinuidades. Los primeros ocupan una notable fracción del volumen de la roca y están distribuidos homogéneamente en la roca (dentro de la heterogeneidad microestructural de las rocas). Dentro de este tipo de porosidad se puede destacar la porosidad interpartícula, intrapartícula, intercristalina, fenestral, etc.

Éstas influyen sobre las propiedades físicas de las rocas principalmente por su volumen (Porosidad) y distribución de tamaños. Por otro lado, las discontinuidades tienen una geometría «planar» y contribuyen poco a la porosidad de la roca, aunque pueden condicionar fuertemente su permeabilidad y resistencia mecánica. Dentro de este tipo de porosidad se puede destacar las fisuras, fracturas, estilolitos, vénulas, etc. Su influencia en las propiedades físicas depende de su longitud y espesor, densidad, orientación y grado de conexión. Las discontinuidades pueden

extenderse a lo largo de la roca, llegando a presentar un tamaño considerable según las dimensiones de la roca utilizada.

En las rocas poco porosas se presentan dos tipos de porosidad: poros y discontinuidades. La distribución de la porosidad pude considerarse relativamente homogénea. Sin embargo, las propiedades físicas deformacionales (como mecánicas estáticas y dinámicas, y térmicas) están definidas principalmente por sus características texturales, como tamaño y forma de los cristales, así como su orientación y alineación (bandeado), llegando a ser rocas altamente anisótropas.

Las rocas porosas fisuradas y muy fisuradas corresponden a tipos de rocas que no se utilizan como ornamentales debido a sus bajas propiedades mecánicas y que podrían considerarse rocas alteradas y/o tectonizadas.

Porosidad

La porosidad de un material pétreo es un parámetro de conjunto que se define como la relación entre el volumen total de poros y el volumen total de la probeta o roca. La porosidad de la roca se puede clasificar dependiendo del grado de interconexión con el exterior. Se define la porosidad abierta, conectada o efectiva de la roca, como el volumen de poros que presentan un cierto grado de interconexión con el exterior, de forma que un fluido puede ser transportado a su través. Por el contrario, la porosidad cerrada, aislada o no comunicada, como su nombre indica, es aquel volumen de poros de una roca que no presenta ningún tipo de comunicación con el exterior (Dullien, 1992).

En particular, la porosidad abierta juega un papel determinante en el deterioro de los materiales pétreos debido a la conexión con el exterior de la roca. Por ello su caracterización es importante para evaluar la durabilidad de la roca frente a la acción de los agentes externos, y por lo tanto su adecuación para un determinado uso. La naturaleza de este tipo de porosidad hace que las técnicas de caracterización más importantes dependan de la movilidad de diferentes fluidos, como la porosimetría de mercurio, adsorción de gases (agua y nitrógeno), capilaridad, picnometría de He, etc.

La suma de la porosidad conectada y la no conectada se denomina porosidad total de la roca. La porosidad total es un parámetro de conjunto muy importante de las rocas debido a que controla sus propiedades mecánicas. Se puede evaluar por métodos directos, como el microscopio óptico y el electrónico; o por medio de métodos indirectos en los que una propiedad física depende del valor de la porosidad total de la roca, como la velocidad de propagación de las ondas ultrasónicas, difracción de Rayos X (o neutrones) de bajo ángulo, resistividad eléctrica, etc. También se puede obtener por la diferencia entre la densidad real y la densidad de conjunto. Por lo tanto, la porosidad no conectada no se puede obtener de forma directa, sino por diferencia de la porosidad total y la conectada.

Las rocas ornamentales porosas tienen una porosidad muy variable, tanto en valor (la mayoría se pueden incluir en el rango 5-40%) como en su grado de conexión con el exterior (por ejemplo, la mayoría de la porosidad de la areniscas es abierta, mientras que las tobas volcánicas presentan una fracción de porosidad cerrada importante). Las rocas poco porosas y fisuradas, como los granitos y mármoles comerciales, y las muy fisuradas, como las pizarras, tienen la porosidad muy baja. Las discontinuidades contribuyen muy poco a la porosidad, es decir, la relación del volumen de discontinuidad y el volumen de la roca es muy pequeño. Por ejemplo, una porosidad del 0.5 % definida sólo con fisuras se considera muy alta. Sin embargo, las propiedades mecánicas de rocas con muchas fisuras pueden llegar a ser muy bajas. También,

este tipo de discontinuidad planar puede hacer que la permeabilidad de estas rocas sea muy alta (Dullien, 1992). Esto hace que la descripción del sistema poroso de las rocas fisuradas y muy fisuradas se complete mediante la descripción de las discontinuidades, es decir, la medida de longitud y espesor de la familia de discontinuidades, intensidad y densidad, así como su orientación y grado de conexión.

Tabla 21. Densidad y porosidad de rocas utilizadas en construcción (Esbert et al, 1997)

ROCA	Densidad de la roca seca (kg/m^3)	Porosidad abierta (%)
Mármol de Macael	2.7	0.5
Arenisca de Villamayor	1.7	33
Caliza de Páramo	2.4	9
Dolomía de Boñar	2.3	15
Granito de Axeitos	2.6	2

Los datos de densidad real y aparente, porosidad abierta y total son de gran utilidad a la hora de diseñar la distribución de cargas para el transporte. La porosidad abierta y total condiciona en las rocas comportamientos alterológicos, determinando así su durabilidad.

Caracterización del sistema poroso

Las técnicas más importantes y habituales utilizadas para caracterizar el sistema poroso de las rocas ornamentales son la porosimetría de mercurio, absorción de gases (N_2) y tratamiento digital de imágenes (principalmente de electrones secundarios en modo retrodispersados y de microscopía óptica). Dichas técnicas son complementarias debido a que proporcionan información de la porosidad, distribución de tamaño de poros y superficie específica para diferentes rangos de tamaños de poros.

En el campo de las rocas ornamentales o piedra natural se utiliza ampliamente el ensayo de inmersión para obtener la porosidad (abierta accesible) y/o coeficiente de absorción.

Dicho ensayo puede realizarse de varias formas (según normas y/o recomendaciones), destacando la inmersión en agua, a presión atmosférica (durante 48 horas) (UNE-22-182-85, 1985); al vacío con posterior llenado de agua a presión atmosférica (UNE-EN 1936, 1999); y/o combinando la capilaridad con la inmersión, es decir, primero el agua entra por capilaridad y posteriormente se sumerge completamente en agua (UNE-EN 13755,2002). Los resultados van a cambiar en función del sistema poroso de cada roca, debido a las diferencias en el movimiento del agua.

Propiedades hídricas

Las propiedades físicas que describen el movimiento del agua, tanto en fase líquida como en vapor, en las rocas se denominan propiedades hídricas. El agua es uno de los agentes de deterioro más importantes de los materiales pétreos, por lo que la caracterización de las propiedades hídricas de las rocas es básica para evaluar su durabilidad y proporcionar un uso

adecuado. La presencia de agua en el interior de la roca va a condicionar fuertemente la degradación química (disolución, precipitación, hidrólisis, oxidación, etc.), física (presión de cristalización de sales y del hielo, etc.) y biológica, e incluso disminuye las propiedades mecánicas de la roca.

Es importante resaltar el papel que juega el agua en la durabilidad de las rocas ornamentales durante la acción cíclica de humedad-sequedad. La fatiga que puede sufrir una roca en su vida útil por los procesos de expansión-contracción se deben, en primer lugar, a que las rocas pueden expandir cuando están saturadas en agua. En segundo lugar, el agua adsorbida sobre la superficie de los granos reduce su cohesión por la energía interfacial agua-superficie del mineral, y por lo tanto, disminuye la cohesión de la roca. Por otro lado, cuando la roca está parcialmente saturada se genera una capilar debido a la tensión interfacial entre la superficie de los poros, el agua líquida y el aire.

El movimiento del agua en el interior de las rocas se puede describir considerando su estado de saturación. Si la roca está totalmente saturada de un fluido (medio saturado) el movimiento de dicho fluido en la roca se define mediante la permeabilidad. Por el contrario, si la roca no está saturada se forma una interfase agua líquida-aire y el trasporte del agua se describe mediante la capilaridad (movimiento del agua líquida debido a las fuerzas capilares), la evaporación (trasporte del vapor de agua asociado a la trasformación de estado a estado vapor) y la condensación (trasporte vapor de agua durante la trasformación de estado vapor a líquido).

Las rocas ornamentales raramente están completamente saturadas y el flujo en medios no saturados es el modo más común de transferencia del agua a través de las rocas. Esto hace que la descripción de las propiedades hídricas de las rocas ornamentales se realice principalmente mediante la capilaridad, el secado o evaporación, y la absorción o condensación de vapor de agua (también denominada higroscopicidad). Sin embargo, la permeabilidad se considera una propiedad física de trasporte básica utilizada durante años en la caracterización tanto de rocas, en el campo del petróleo, como de cementos y hormigones, en el campo de los materiales de construcción, y que cada vez más se está estableciendo en el campo de las rocas ornamentales.

Permeabilidad

La permeabilidad o permeabilidad intrínseca mide la facilidad con que los fluidos fluyen a través de las rocas. La permeabilidad se produce bajo un gradiente de potencial y sólo puede ser medida por un experimento de flujo. La permeabilidad se puede definir como absoluta y relativa, en función del número de fluidos inmiscibles que saturan la roca.

En general, la permeabilidad depende de una manera muy compleja tanto de sus propiedades petrológicas (petrográficas) como de las petrofísicas (o del sistema poroso). En rocas porosas la porosidad, el tamaño de poro y su distribución, la forma de los poros, la tortuosidad y la superficie específica están estrechamente relacionados con la permeabilidad.

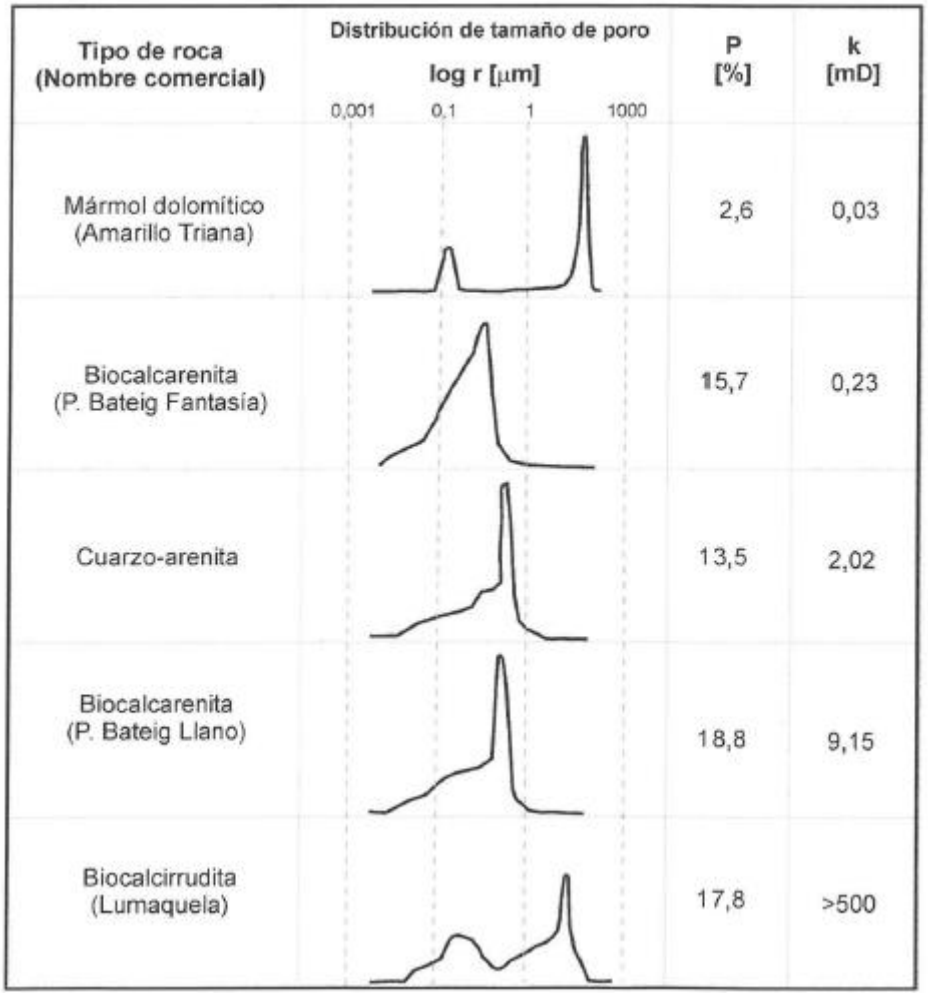


Ilustración 27. Influencia de la porosidad y la distribución de tamaño de poro en la permeabilidad de agua líquida (Utilización de Rocas y Minerales Industriales, 2005).

La permeabilidad es un parámetro muy relacionado con la durabilidad de las rocas ornamentales. En rocas fisuradas o fracturadas, la permeabilidad está inversamente relacionada con su durabilidad, debido que están fuertemente condicionadas por la densidad de discontinuidades. Sin embargo en rocas porosas, la permeabilidad está directamente relacionada con su durabilidad. Así rocas porosas con valores altos de permeabilidad son más durables frente a los procesos de cristalización de las sales o los ciclos de hielo-deshielo y humedad-sequedad.

La medida de la permeabilidad de las rocas se realiza mediante el sellado de superficies laterales de las probetas o bien usando células triaxiales. El uso de estas células proporciona una presión de confinamiento a la probeta. Dicha presión debe ser baja para no inducir la formación de microfisuras sobre la probeta o, en el caso de rocas fisuradas, disminuir la apertura de las discontinuidades.

Difusión en fase gaseosa: transporte del vapor de agua

La difusibilidad o permeabilidad al vapor de agua mide la capacidad del gas para atravesar una roca cuando se establece un gradiente de presión entre dos superficies paralelas del mismo (Vos, 1976; Künzel, 1995). Esta propiedad es extremadamente importante para evaluar la idoneidad en la aplicación de productos de conservación (consolidantes y/o hidrofugantes) sobre rocas (Esbert et al., 1997). Si la aplicación de dichos productos produce una fuerte variación en la permeabilidad del vapor de agua, puede llegar a generar una interfase entre la zona tratada y el interior de la roca, provocando una zona de alteración y de debilidad mecánica, y como consecuencia, el desprendimiento de la capa tratada.

Capilaridad

En medios no saturados, el movimiento del agua está controlado por diferentes fuerzas según el tamaño de los poros por los que discurre (Fort, 1996). Se pueden destacar como mecanismos de movimiento del agua la adsorción, la capilaridad y la gravedad. El movimiento del agua por adsorción se produce a partir de la formación de una película de agua (adsorbida) sobre la superficie del poro. En estas condiciones, se produce la difusión superficial de las moléculas de agua inducida por la humedad relativa. Este mecanismo se produce conjuntamente con el movimiento capilar y el de gravedad, siendo cuantitativamente importante en poros de menor tamaño donde el movimiento por capilaridad está restringido y el gravitacional se puede despreciar (Künzel, 1995). El movimiento del agua por gravedad, sin aplicar un gradiente de presión, se produce en todos los poros de la roca debido a su propia masa. Este mecanismo es más significativo cuanto mayor sea el tamaño del poro, ya que las fuerzas capilares se dan con menor intensidad y aumenta el peso de la columna de agua que está en dicho poro.

La medida del coeficiente de adsorción capilar se puede determinar mediante la medida de la masa de la probeta de forma discontinua y continua. En la medida de la masa de forma discontinua, las probetas se pesan a intervalos de tiempo determinados, por lo que se interrumpe la absorción de agua durante la pesada. Las medidas de masa de forma continua se producen sin interrumpir la entrada de agua a la probeta (la probeta siempre está en contacto con el agua). Se puede registrar el incremento de masa manualmente a intervalos de tiempo determinados o automáticamente mediante el envío de datos desde la balanza a un programa de captura de datos. Es importante destacar que el método en continuo permite caracterizar, de forma más precisa, rocas con velocidades de absorción muy altas ($C>10$ kg/m^{2}h$^{0.5}$) como las que presentan rocas porosas tipo lumaquelas, tobas volcánicas, etc. Por ejemplo, una probeta, de 5 cm de altura, P = 15% y C = 25 kg/m^{2}h$^{0.5}$, tardará alrededor de 5,4 minutos es saturarse completamente. Esto hace que el número de medidas en la zona capilar sea muy pequeño, y por lo tanto, dificulte la obtención del coeficiente de absorción capilar.

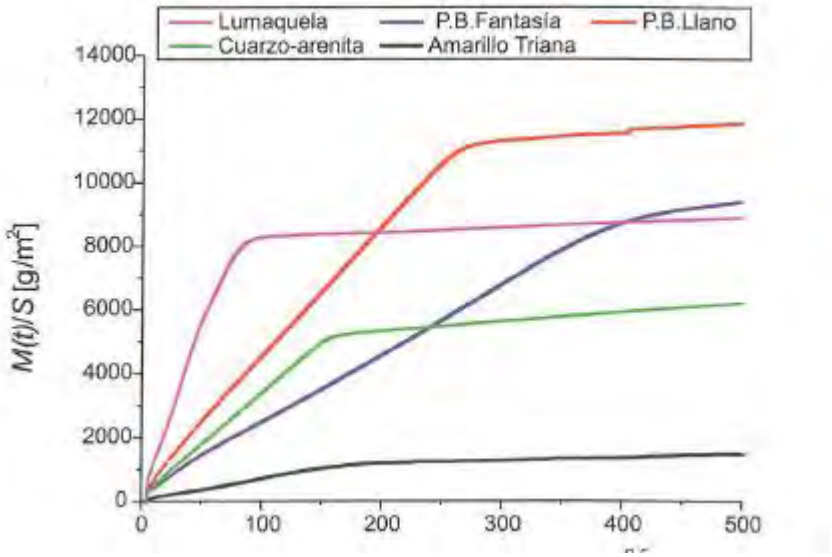


Ilustración 28. Comportamiento capilar de varias rocas ornamentales (Utilización de Rocas y Minerales Industriales. 2005)

El coeficiente de absorción capilar, e, se puede relacionar con el sistema poroso y con las propiedades del fluido como:

$$C = P\sqrt{\frac{\delta r \sigma cos\theta}{2\tau\mu}}$$

donde P es la porosidad de la roca, τ es la tortuosidad, δ es el factor de forma del poro y r es el radio efectivo de la roca (Benavente et al., 2002). El coeficiente de absorción capilar es un parámetro que contiene un gran contenido de información acerca del sistema poroso y, por lo tanto, de su susceptibilidad al deterioro.

Tabla 22. Coeficiente de absorción por capilaridad en rocas comerciales (Directorio Roc Máquina, 2005)

Roca denominada comercial	Coef. de capilaridad (%)
Piedra Boñar (León)	3.42
Piedra Espinosa (Burgos)	1.67
Morada Calañas (Huelva)	1.05
Rozable (Orense)	69.01

Propiedades mecánicas

El estudio de la estabilidad mecánica de las rocas es una tarea básica para evaluar su resistencia como roca ornamental. El comportamiento de las rocas frente a las tensiones o esfuerzos pueden producir deformaciones y roturas en las rocas dependiendo de las propiedades petrológicas y petrográficas de las mismas (grado de cementación, tipo de porosidad, etc.) y de las condiciones externas en la que la roca sufre dichas tensiones (presiones, temperatura, presencia de agua, etc.). Además, la resistencia mecánica es un parámetro importante que condiciona la durabilidad de las rocas ornamentales debido a la resistencia que opone a la acción de los agentes de deterioro. En esta sección se van a introducir las propiedades mecánicas de las rocas ornamentales, y en particular de sus propiedades elásticas, y comparar su caracterización desde el punto de vista estático y dinámico.

- **Ensayos para la caracterización de las rocas ornamentales**

Comportamiento elástico estático de las rocas: resistencia a la rotura

La mayoría de las rocas ornamentales, en condiciones de temperatura y presiones ambientales, se rompen antes de llegar al límite elástico (son frágiles). Esto hace que, en general, la resistencia a la rotura sea el parámetro más representativo y utilizado en la caracterización de las propiedades mecánicas de las rocas ornamentales. Sin embargo, esta caracterización puede llegar a ser incompleta si las rocas presentan un comportamiento no lineal.

La caracterización elástica estática se basa en aplicar simplemente la ley de Hooke a una roca bajo tracción o compresión. La conocida ley de Hooke se expresa como:

$$\sigma = E\xi$$

donde σ = F/A es la tensión a la que se somete a la roca, F es la fuerza, y A es el área de aplicación de la fuerza, ξ es la deformación referida a la longitud inicial (ΔL/Lo) y E es el módulo de Young, que es una medida de la resistencia a la deformación elástica de la roca. Se puede definir la relación entre la deformación axial (en este ejemplo x) y la lateral, transversal o diametral (en este ejemplo y y z) como:

$$v = \frac{\xi lat}{\xi ex} = \frac{\xi yy}{\xi xx} = \frac{\xi zz}{\xi xx} = \frac{\Delta t/to}{\Delta t/to}$$

Esta relación se conoce como módulo de Poisson, v, el cual varía entre O y 0,5, pero en la mayoría de las rocas tiene un valor entre 0,25 y 0,33.

La porosidad, tanto la abierta como la cerrada, va a condicionar fuertemente las propiedades mecánicas del material pétreo. Cualquier porosidad tendrá un efecto negativo en l0as propiedades elásticas y en la resistencia del material por dos razones básicas: los poros reducen el área de la sección mecánicamente útil, a través de la cual se aplica la carga; y actúan como concentradores de tensiones (modelo de tensiones alrededor de un poro).

En el campo de las rocas ornamentales o piedra natural, la resistencia a la rotura se obtiene comúnmente con ensayos de compresión uniaxial y flexo-tracción, siendo este último el ensayo más utilizado para caracterizar indirectamente la resistencia a la tracción.

Resistencia a compresión

El ensayo de compresión uniaxial es el ensayo más utilizado para estimar la resistencia mecánica de las rocas ornamentales y se recoge en diferentes especificaciones, como la ASTM, para la utilización de las rocas ornamentales. Dicho ensayo permite determinar la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a compresión simple, σc, y las constantes elásticas estáticas: módulo de Young y Módulo de Poisson. Es, por tanto, un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia y para la determinación de su deformabilidad. Por ejemplo, las especificaciones de la ASTM recogen que la resistencia a compresión simple mínima exigida para un granito, un mármol y una cuarzoarenita usadas para edificación son, respectivamente, 131,52 y 13,8 MPa.

Para que se produzca una rotura bajo compresión tiene que haber una alta densidad de fisuras. Existen dos situaciones extremas en las que una roca se rompe por compresión: fragmentación y fractura. La fragmentación ocurre cuando la nucleación de la fisura es homogénea y no hay interacción entre las fisuras. Ésta ocurre en rocas altamente porosas, donde las concentraciones de tensiones existen en toda la roca, y en circunstancias particulares, como en una explosión, debido a que produce una nucleación homogénea de fisuras. La fractura es la situación más habitual debido a la anisotropía de las rocas, y se genera por la concentración local de fisuras microscópicas que se unen formando una fisura macroscópica durante la aplicación de la carga uniaxial. Generalmente producen dos conos de rotura desde los dos extremos de la probeta. Si bien se asume que la fractura de la roca por compresión ocurre al alcanzarse la resistencia del pico, experimentalmente se ha comprobado que el proceso de rotura y la generación de microfisuras comienza para esfuerzos previos al pico, entre el 50 % y el 95 % de la resistencia a compresión simple.

El ensayo de compresión simple también permite la determinación de las constantes elásticas (módulos de Young y Poisson) estáticas mediante las curvas de tensión-deformación a partir de tres procedimientos (UNE 22-950-90, parte 3, 1990): Módulo medio de Young: se determinará a partir de la pendiente media de la porción aproximadamente recta de la curva tensión axial-deformación axial. Módulo tangente de Young: Se medirá a un determinado nivel de tensión, que es el porcentaje fijado como la resistencia final. Es conveniente que se tome a un nivel de tensión igual a 50 % de la resistencia a compresión uniaxial final. Módulo secante de Young: se medirá desde una tensión cero hasta un porcentaje prefijado de la resistencia final, el cual es conveniente que sea 50 %.

Los resultados del ensayo a compresión simple dependen fuertemente de la forma y volumen de la probeta, de la preparación y tallado de la probeta, de la dirección de la aplicación de las cargas, particularmente si son anisotrópicas, de la velocidad de aplicación de la carga, de la realización del ensayo en seco o saturado, y de la relación altura/diámetro (h/d).

Resistencia a tracción directa

La resistencia a tracción directa de una roca se mide mediante la resistencia a tracción uniaxial de un cilindro de roca. Como norma general, el valor de la resistencia a tracción delas rocas varía entre el 10-15 % de su resistencia a compresión (González de Vallejo et al., 2002). Sin embargo, su medida en rocas es tediosa y sujeta a numerosos errores experimentales, por lo que con frecuencia se emplean diferentes ensayos que miden indirectamente la resistencia a tracción de las rocas

Resistencia a flexión

En el ensayo de flexión o flexo-tracción una probeta en forma de barra con sección rectangular o circular es flexionada por la acción de un momento flector. En el punto de aplicación de la carga la zona superior está sometida a compresión, mientras que la zona inferior está sometida a tracción. Entre ambas, hay una capa que no experimenta compresión, tracción ni variación de longitud; ésta se denomina capa neutra. Debido a que durante la flexión una probeta está sometida tanto a esfuerzos de tracción como de compresión, la magnitud de la resistencia a flexión es mayor que la resistencia a tracción.

La medida de la resistencia a la flexión se puede obtener a partir de dos tipos de ensayos: tres puntos o carga concentrada, y cuatro puntos o momento constante. La distribución de

esfuerzos hacen que, en el ensayo de tres puntos, la sección desfavorable para la rotura sea puntual (coincidiendo con el punto sobre el que se ejerce la carga), mientras que en el ensayo de cuatro puntos, la sección desfavorable para la rotura es el intervalo comprendido entre los dos puntos de apoyo superiores. Si se trabajara con materiales homogéneos, los resultados obtenidos serían reproducibles. Sin embargo, las rocas, debido a su naturaleza heterogénea intrínseca, al sistema poroso, a las pequeñas fisuras que se producen al trabajar el material (corte, pulido, etc.), hacen que la superficie sea muy heterogénea, y con una alta variedad y número de concentradores de tensiones. Por ejemplo, una porosidad del 10 % puede disminuir la resistencia a la flexión en un 50 %.

Debido a que el ensayo de tres puntos (carga concentrada) concentra la sección desfavorable en un punto y el ensayo de cuatro puntos (momento constante) la concentra en una sección lineal, los valores de la rotura a flexión con tres puntos son mayores y más dispersos que los obtenidos con el ensayo de cuatro puntos. Así, cuanto más lejos del punto de apoyo se produzca la fisura en el ensayo de tres puntos, mayor será la carga que se tendrá que aplicar al material para que se produzca dicha rotura. Además, la localización aleatoria (aunque siempre cercana al punto de apoyo) de la fisura produce una fuerte dispersión de los valores de rotura a flexión. La medida de la rotura a flexión con cuatro puntos es el ensayo más idóneo para obtener la resistencia a flexo-tracción en rocas. Sin embargo, si se quiere evaluar la resistencia de una roca que se va a utilizar como pavimento, es probable que el ensayo de flexión a tres puntos reproduzca mejor el comportamiento de la roca cuando ésta esté colocada.

Análisis químico

El análisis químico es un ensayo que tiene importancia en la investigación de los problemas de alteración y conservación de las rocas utilizadas en construcciones de interés histórico o artístico. Se determinan Si02, Al2O3, TiO2, CaO, MgO, Na2O, K2O y pérdida por calcinación. Casi todos estos componentes se determinan por métodos químicos de análisis convencionales, con excepción de Na2O y K2O determinados por espectroscopía de emisión de llama.

Ensayo de Microdureza de Knoop

El ensayo de Microdureza Knoop, mide la resistencia de la roca al ser penetrada por una punta de diamante tallada en forma de pirámide, de esta forma se puede conocer la durabilidad del pulido en una roca así como la cohesión superficial de la misma. Con este ensayo se obtiene una idea de la dureza de la roca.

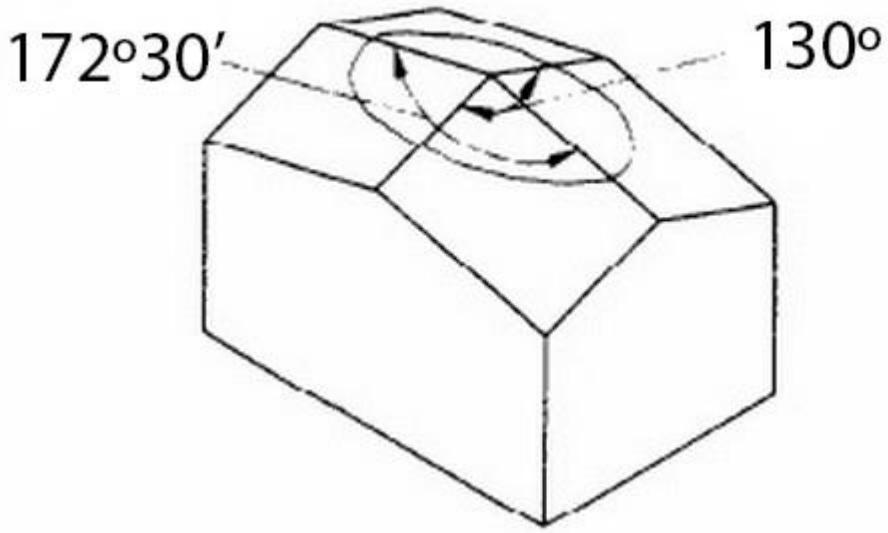


Ilustración 29. Punta piramidal Knoop. Ensayo Microdureza Knoop

El ensayo de expansión hídrica

El ensayo de expansión hídrica se utiliza para determinar el incremento de volumen que experimentan las rocas al humedecerse. No tiene norma UNE, pero es un ensayo importante para determinar qué rocas no son materiales aptos para su instalación en exteriores. Además, proporciona una orientación sobre la distancia de junta que debe mantenerse en la instalación de losas de piedra en pavimentos.

Ensayo del coeficiente de absorción

El ensayo de coeficiente de absorción de agua se realiza según las tres direcciones del espacio de una probeta cubica, obteniéndose curvas de incremento de masa por unidad de área frente a tiempo.

Ensayo de resistencia al choque

La calidad de una roca como material utilizable en pavimentos se estima mediante el ensayo de resistencia al choque en el que se comprueba la resistencia a la rotura de una muestra de roca por el efecto de la caída de un peso vertical sobre la misma. Este ensayo determina las rocas que pueden ser colocadas en pavimentos donde es frecuente el impacto de objetos: solados, peldaños de escaleras, encimeras o mostradores.

Resistencia al anclaje

En el caso de revestimientos de interior o exterior, sobre los que se vayan a aplicar anclajes, es recomendable determinar el valor de la carga de rotura que una placa de roca puede soportar en los agujeros de anclaje a un paramento, determinando así el espesor mínimo que ha de tener la placa. Para ello, se realiza el ensayo de resistencia al anclaje.

Resistencia al deslizamiento

El ensayo de resistencia al deslizamiento sin pulimento está especialmente indicado para baldosas utilizadas en pavimentos exteriores e interiores. Los resultados de este ensayo permiten definir el acabado de un tipo de roca, para el cual la baldosa resultante no presente peligro de accidentes por deslizamiento.

Usos de la caliza como roca ornamental

Numerosos ejemplo pueden verse en distintas ciudades, donde la caliza ha sido empleada en centro históricos en cuyas construcciones la piedra ha desempeñado un papel fundamental.

La distribución relativa a los usos de la roca caliza en España es la siguiente:

- Pavimentos: 40%
- Arte funerario: 14%
- Estructuras: 10%
- Revestimientos interiores: 10%
- Revestimientos interiores: 8%
- Otros: 20%

La caliza es utilizada como elemento estructural, configurando la mayor parte de los edificios y monumentos del mundo.



Ilustración 30. Gárgola de Notre Dame (Paris)



Ilustración 31. Esfinge y pirámide (El Cairo)



Ilustración 32. Catedral de Burgos



Ilustración 33. Acueducto de Segovia.



Ilustración 34. Catedral de León

Travertino

En las zonas kársticas formadas por roca caliza, el agua disuelve la roca y se carga de carbonato cálcico, razón fundamental de la formación de simas y cuevas, pero dicho mineral puede depositar posteriormente en distintas formaciones, entre ellas las conocidas estalactitas y estalagmitas, en determinadas condiciones, como en aguas termales o en cascadas, estos depósitos forman el travertino, una roca compuesta de calcita, aragonito y limonita, de capas paralelas con pequeñas cavidades, de color amarillo y blanco, traslúcida y de aspecto suave y agradable.

Los primeros ejemplos de resistencia y de las magnificas cualidades decorativas de esta roca ornamental los encontramos en la antigua Roma, donde los monumentos e iglesias construidas con travertinos han resistido el paso de los años y siguen manteniendo su elegancia y majestuosidad.



Ilustración 35. El coliseo de Roma

8.3.3. La caliza de Tinamenor

La roca extraída de la cantera “Las Brañas”, comercialmente llamada “Caliza de Tinamenor” es una roca caliza homogénea, compacta y de color gris que se clasifica petrográficamente como una caliza bioclástica con un gran contenido en una serie de microfósiles denominados alveolínidos. Esta roca se caracteriza por su relativamente elevado de glauconita, mineral que le da un color característico y mucha versatilidad para diferentes acabados y tonos. Tiene un origen marino, depositada en zonas costeras de mares cálidos del Paleógeno (Cenozoico, antiguamente encuadrado en el ‘Terciario’), concretamente del Eoceno inferior (antiguo piso ‘Cuisiense’; actualmente incluido en el piso Ypresiense), por lo que tiene una edad aproximada de entre 56.0 y 47.8 millones de años.

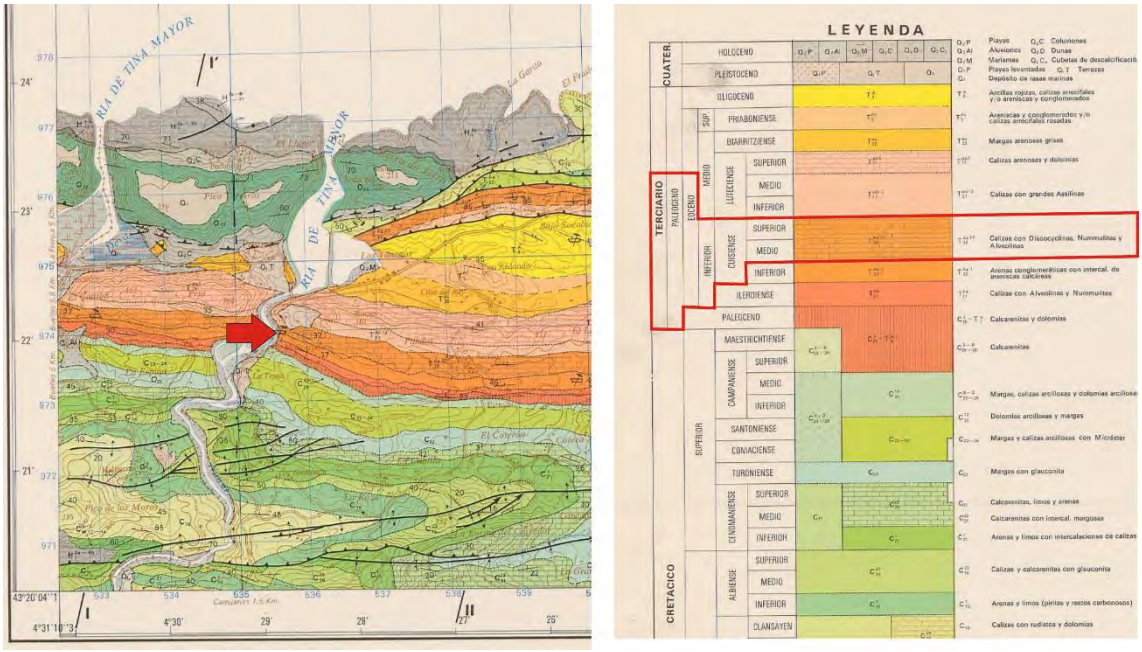


Ilustración 36. Mapa geológico a escala 1:50.000, hoja 33, Comillas. Fuente: IGME

La principal característica que la hace tan peculiar a esta variedad es que admite gran variedad de acabados superficiales: pulido, mate, arenado, abujardado, antiguo o flameado.

Descripción microscópica de la caliza

Se clasifica como biomicrita (según la clasificación de Folk) y como una packstone (según la clasificación de Dunham). En esta caliza abundan los restos de Nummulites y Alveolinas.



Ilustración 37. Caliza de Tinamenor

Descripción macroscópica de la caliza de Tinamenor

Caliza homogénea, compacta y de color gris que se clasifica petrográficamente como una caliza bioclástica con un gran contenido en una serie de microfósiles denominados alveolinas y nummulites. Puede adquirir un tono verdoso debido a la glauconita.



Ilustración 38. Fachada con Caliza de Tinamenor

Propiedades físico-mecánicas de la caliza de Tinamenor

Las características físico-mecánicas obtenidas por el laboratorio LOEMCO se resumen en la tabla 6:

Tabla 23.Características físico-mecánicas de la "Caliza Tinamenor"

Características físico mecánicas	
Densidad	2.67 g/ cm^3
Absorción de agua	≤0.5%
Resistencia a la flexión	13.39 MPa
Resistencia a la compresión	140.72 MPa
Resistencia a la abrasión (UNE-EN 1341:2002. Anexo C)	19.5 mm
Resistencia a las heladas	0.03%
Coeficiente de la expansión de temperatura lineal	≤$6,5x10^{-6}$ ºC^{-1}

Utilización de la caliza de Tinamenor

La caliza de Tinamenor tiene una amplia gama de usos, que van desde todo tipo de construcciones como escolleras, hasta fachadas para edificios con un fin estético.

Actualmente se está dando un mercado emergente, el cual se basa en comprar la roca tal y como se extrae de la explotación y se exporta directamente a países asiáticos como China.

Esta piedra ha sido extraída en Cantabria durante años, y como se puede comprobar en la zona, muchos edificios están compuestos de esta variedad de caliza.

Un ejemplo de los usos de esta caliza, puede verse en el suelo de la biblioteca de Segovia, lo que ha sido investigado recientemente y se ha determinado que tiene una estrecha relación con la Caliza de Tinamenor, lo cual determina su procedencia.



Ilustración 39. Cangrejos fósiles de la caliza de Tinamenor localizada en la biblioteca de Segovia.



Ilustración 40. Erizos de mar fósiles de la caliza de Tinamenor localizada en la biblioteca de Segovia.

ANEJO Nº 9. GEOTECNIA

9.1. Introducción

La descripción y caracterización de los macizos rocosos con fines geotécnicos tiene como objetivo identificar y determinar las condiciones y propiedades, observables en el campo, que posteriormente permitan con estudios adicionales prever el comportamiento de las rocas ante las excavaciones, cimentaciones o cualquier otra actuación con fines constructivos o extractivos que implique una alteración en su estado natural.

El comportamiento de un macizo rocoso es función de las propiedades intrínsecas de los materiales que lo constituyen, como la estructura y resistencia, de los planos de discontinuidad que lo afectan, y de las condiciones geológicas y ambientales a que está y ha sometido, como los esfuerzos tectónicos, estados tensionales, condiciones hidrogeológicas y climáticas. Todo ello define las propiedades y características geotécnicas del terreno y, por tanto, su comportamiento mecánico.

Debido a la variabilidad de propiedades y diversidad de condiciones, la caracterización de macizos rocosos a partir de afloramientos resulta compleja y difícil en muchas ocasiones, ya que además es frecuente la presencia conjunta de suelos y rocas con zonas fracturadas, tectonizadas y/o meteorizadas.

En la descripción se deben incluir todos los aspectos y parámetros que puedan ser observados, deducidos y medidos en los afloramientos, siendo la primera labor la de identificación y clasificación del material o materiales que forman los macizos. En este sentido, las clasificaciones petrológicas de las rocas establecen criterios de división a partir de la composición, mineralogía y génesis. Sin embargo, las descripciones para fines geotécnicos precisan de observaciones y medidas adicionales a los parámetros geológicos. De ahí, la necesidad de establecer una sistemática que homogeneice criterios y facilite la comunicación entre todos los profesionales que tengan que realizar los trabajos de descripción de macizos rocosos a partir de afloramientos.

De las diferentes fases que incluye la investigación y caracterización geomecánica completa de los macizos rocosos (descripciones de campo, ensayos e investigaciones in situ, ensayos de laboratorio, etc.), la observación, descripción y toma de datos superficiales en afloramientos es la de mejor relación coste-benefecio, siendo necesaria, además, para el diseño de las siguientes fases de la investigación. Las descripciones detalladas de campo sirven, además, para la correcta interpretación y extrapolación de los resultados obtenidos en los ensayos in situ y de laboratorio.

9.1.1. Definición de roca y suelo

Las rocas son agregados naturales compuestos de partículas de uno o más minerales, con fuertes uniones cohesivas permanentes, que constituyen masas geológicamente independientes y cartografiables.

El caso de las rocas, la composición y propiedades son altamente variables, confiriendo a los materiales naturales un carácter heterogéneo, discontinuo y anisótropo. Además, las rocas están afectadas por procesos geológicos y ambientales (fracturación, alteración, etc.) que hacen que la reproducción de su comportamiento en el laboratorio sea una labor difícil, debido también a los problemas asociados a la obtención de muestras representativas y a la escala de trabajo, entre otros.

De una forma simplificada las rocas pueden clasificarse en los siguientes grupos, basándose en la composición, relaciones geométricas de sus partículas (textura) y características genéticas:

Rocas ígneas: plutónicas y volcánicas.

Rocas sedimentarias: detríticas y no detríticas

Rocas metamórficas.

Los suelos, según su acepción geotécnica, son agregados naturales de partículas minerales granulares y cohesivas separables por medios mecánicos de poca energía o por agitación del agua.

Los suelos se originan por la acción del conjunto de los procesos geológicos externos sobre las rocas, pudiendo formarse suelos residuales, cuando el producto de descomposición y alteración de la roca permanece en el lugar de origen, o suelos transportados, cuando no permanecen en su lugar de origen. Estos procesos comienzan en el momento en que una roca situada en la superficie terrestre sufre fragmentación mecánica o eliminación de sustancia, por fenómenos físicos o químicos que implican una pérdida de masa, y comprenden las siguientes etapas:

a) Comienzo con la disgregación y removilización de sustancias por alteración y meteorización de la roca madre.
b) Transporte del material disgregado y separado por agentes que se caracterizan por tener unos ciertos niveles de energía.
c) Acumulación del material en zonas de bajo nivel energético, donde se inician los procesos de sedimentación controlados por las características mecánicas, físico-químicas y biológicas del ambiente.
d) Transformación mediante diagénesis en un nuevo material coherente y compacto, con disminución de la porosidad aportes de nuevas sustancias y cambios mineralógicos.

El ciclo de los procesos sedimentarios se cierra cuando se produce la transformación definitiva de los suelos en rocas sedimentarias, que forma parte del reciclado de masa en la corteza terrestre.

En ocasiones el límite entre el suelo y roca es difícil de delimitar.

9.1.2. Matriz rocosa, discontinuidades y macizo rocoso

- Matriz rocosa o Intacta es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. Generalmente queda caracterizada por su densidad, deformabilidad y resistencia.

- Discontinuidad es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario en un macizo rocoso, generalmente con una resistencia a la tracción muy baja o nula. La presencia de discontinuidades implica un comportamiento no continuo del macizo rocoso.

- Macizo rocoso es el conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. La presencia de discontinuidades de diverso tipo confiere al macizo rocoso un carácter heterogéneo y un comportamiento no continuo, condicionado por la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, y condiciona su comportamiento geomecánico e hidráulico.

También la propia matriz rocosa, a pesar de considerarse mecánicamente continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura.

Todos estos factores constituyen, en conjunto, la estructura rocosa, y gobiernan el comportamiento global del macizo rocoso, predominado más uno u otro componente en función de sus propiedades respectivas y de la escala o ámbito de estudio del macizo.

Además de las propiedades intrínsecas del macizo rocoso asociadas a las características de la matriz rocosa y de las discontinuidades, y que definen en gran parte su resistencia, existen otros factores que afecta a su comportamiento geotécnico, como son:

- Las tensiones naturales (estado tensional)
- Los factores geoambientales.
- Estructuras tectónicas y sedimentarias no discontinuas en el macizo rocoso (por ejemplo, los pliegues).

9.2. Caracterización del macizo rocoso

Se define macizo rocoso como la forma en que se presentan las rocas en el medio natural. . Así pues, un macizo rocoso estará formado por la roca intacta y la estructura o discontinuidades, que a su vez contendrá los planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros caracteres estructurales. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas.

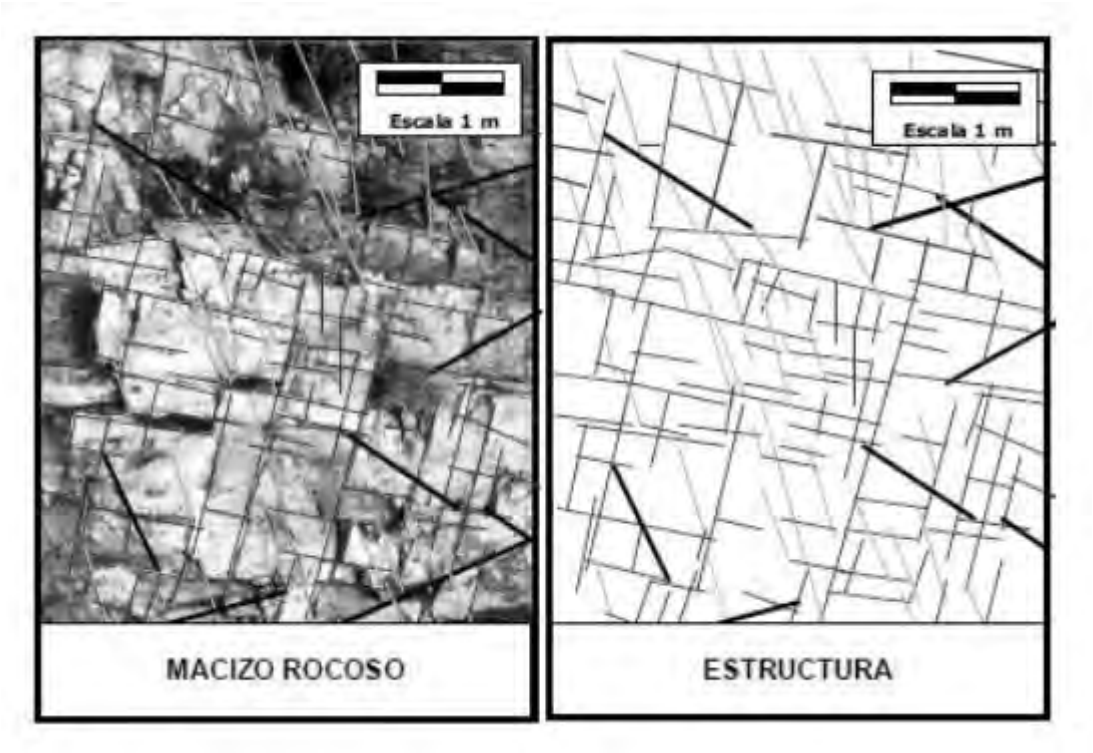


Ilustración 41. Croquis esquemático de la estructura de un macizo rocoso.

Para caracterizar un macizo rocoso donde se pretende realizar una excavación, se requiere conocer los parámetros básicos de la roca y de las discontinuidades, así como la estructura del macizo que incluye aspectos como el número de familias de discontinuidades existentes, el espaciado medio de los planos de discontinuidad, las características geomecánicas básicas de las discontinuidades. Asimismo será necesario medir o estimar el estado tensional in-situ. Los macizos rocosos en la naturaleza presentan comúnmente un elevado número de discontinuidades. Por ello si se quiere conocer y describir adecuadamente el comportamiento mecánico de los macizos rocosos resulta necesario analizar previamente el comportamiento de las discontinuidades naturales.

Los factores principales que intervienen en la reacción de una discontinuidad frente a un esfuerzo cortante son:

- Las tensiones normales al plano de corte
- La rugosidad de las superficies de contacto
- El grado de alteración y la resistencia de los labios de la discontinuidad
- El espesor y tipo de relleno
- La circulación de agua y grado de saturación del relleno
- La orientación del desplazamiento de corte
- La velocidad del movimiento cortante

- La amplitud del desplazamiento de corte y la existencia de desplazamientos cortantes previos.

Considerando todos estos aspectos del macizo rocoso, tanto de la matriz rocosa como de sus discontinuidades, es posible realizar la clasificación del macizo rocoso de forma que se exprese cuantitativamente su calidad.

9.2.1. Datos previos para la clasificación del macizo:

Los siguientes datos se obtuvieron a través de ensayos de laboratorio realizados sobre muestras obtenidas en sondeos de reconocimiento geológico en la zona, y los cuales se pueden extrapolar para el presente proyecto:

- Jv = Número de fisuras por metro cúbico: 10.
- Índice de calidad de la roca (RQD). Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y /o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo:

  a) Primer procedimiento: Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1.5 m.

  b) Segundo procedimiento: Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realiza r el levantamiento litológico-estructural en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

  c) Tercer procedimiento: Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cúbico, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

  Fórmula matemática:

  $$RQD = 115 – 3.3* Jv$$

  Siendo Jv = Número de fisuras por metro cúbico.

  De acuerdo a lo anteriormente expuesto obtenemos:

  $$RQD= 115- 3.3*10$$

  $$RQD=82\%$$

Tabla 24. Características físico-mecánicas de la "Caliza Tinamenor"

Características físico mecánicas	
Densidad	2.67 g/ cm^3
Absorción de agua	≤0.5%
Resistencia a la flexión	13.39 MPa
Resistencia a la compresión	140.72 MPa
Resistencia a la abrasión (UNE-EN 1341:2002. Anexo C)	19.5 mm
Resistencia a las heladas	0.03%
Coeficiente de la expansión de temperatura lineal	≤6,5x10^{-6} ºC^{-1}

9.2.2. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

El macizo rocoso como medio discontinuo, presenta un comportamiento geomecánico que puede ser estudiado y categorizado en función de su aptitud para distintas aplicaciones. Con este objetivo surgieron las clasificaciones geomecánicas que aportan, mediante la observación directa y la realización de sencillos ensayos, índices de calidad relacionados con los parámetros geomecánicos del macizo, los sostenimientos de túneles y taludes y la excavabilidad de las rocas, entre otros.

En general las clasificaciones parten de la combinación de algunos de los siguientes parámetros del macizo rocoso:

- Resistencia del material rocoso.
- RQD
- Espaciado de discontinuidades
- Orientación de discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades (continuidad, espaciado, rugosidad, meteorización y relleno).
- Estructura geológica y fallas individualizadas.
- Filtraciones.
- Estado tensional.

Las clasificaciones más utilizadas son las de Bieniawski (1973, 1979) que obtiene el índice RMR, y la de Barton et al (1974), con el índice Q. Se incluye el índice SCR (González de Vallejo, 1983) como alternativa para clasificar macizos rocosos con matriz débil y afectados por campos tensionales. Estas clasificaciones permiten caracterizar la calidad del macizo rocoso en condiciones previas a una excavación y obtener parámetros para el diseño de tuneles.

9.2.2.1. Clasificación geomecánica RMR

Constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros de diseño y de sostenimiento de túneles o galerías. Esta clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros geomecánicos:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- Grado de fracturación del macizo en términos del RQD.
- Espaciado de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades
- Condiciones hidrogeológicas
- Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

La incidencia de estos parámetros en el comportamiento de la excavación se expresa por medio de un índice de calidad denominado Rock Mass Rating, RMR, que varía de 0 a 100.

Para aplicar la clasificación geomecánica RMR se divide el macizo rocos a lo largo del eje de la galería en un número de tramos que presenten características geológicas más o menos uniformes de acuerdo con medidas hechas en campo.

Una vez obtenidas las puntuaciones resultado de aplicar los cinco parámetros de clasificación, se efectúa la corrección por la orientación de discontinuidades y se obtiene un valor numérico con el que se entra en la clasificación. Esta clasificación distingue cinco clases de roca y sus correspondientes índices RMR. La valoración obtenida clasifica al macizo en cinco tipos, a los que se les asigna una calidad y unas características geotecnicas.

Así, un macizo rocoso clasificado como Muy Bueno, (Clase I) será un macizo rocoso duro, poco fracturado, sin filtraciones importantes y poco meteorizado, presentando muy pocos problemas frente a su estabilidad y resistencia. Se puede deducir que tendrá una capacidad portante alta, permitirá la excavación de taludes con fuertes pendientes y no precisará prácticamente medidas de estabilización y refuerzo para mejorar su comportamiento.

A continuación se realiza la clasificación geomecánica de Bieniawski (1979) particularizada para el macizo sobre el que se sitúa la explotación, llegando a clasificar el macizo como Clase II (Bueno) y deduciendo unos parámetros adscritos a esta clasificación como son cohesión del macizo y ángulo de rozamiento.

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA				
DESIGNACIÓN	RCS(MPA)	Ensayo carga puntual (MPA)	VALOR	RANGO
Muy alta	>250	>10	15	
Alta	100-250	4-8	12	X
Media Alta	50-100	2-4	7	
Moderada	25-50	1-2	4	
Baja	5-25	<1	2	
Muy baja	1-5		1	
RMR(1) = 12				

RQD			
DESIGNACIÓN	%	VALOR	RANGO
Excelente	90-100	20	
Buena	75-90	17	X
Media	50-75	13	
Mala	25-50	8	
Muy mala	5-25	3	
RMR(2) = 17			

AGUA EN EL MACIZO				
FLUJO EN 10m DE LONG. DE GALERÍA (l/min)	Presión de agua en las juntas / Tensión principal mayor	CONDICIONES GENERALES	VALOR	RANGO
Ninguno	0	Completamente seco	15	X
<10	<0,1	Ligeramente húmedo	10	
10-25	0,1-0,2	Húmedo	7	
25-125	0,2- 0,5	Goteo	4	
>125	>0,5	Flujo	0	
RMR(5) = 15				

ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES			
DESIGNACIÓN		VALOR	RANGO
Muy abiertas	>2m	20	
Abiertas	0,6-2m	15	
Mod.abiertas	200-600mm	10	X
Cerradas	60-200mm	8	
Muy cerradas	<60mm	5	
RMR(3) = 10			

Tabla 25. Clasificación geomecánica de Bieniawski (1979).

Tabla 26. Clasificación geomecánica de Bieniawski (1979).

ESTADO DE LAS DIACLASAS		
DESIGNACIÓN	VALOR	RANGO
Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Bordes sanos y duros	30	
Ligeramente rugosas. Aberturas < 1mm. Bordes duros	25	X
Ligeramente rugosas. Abertura < 1mm. Bordes blandos	20	
Espejos de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1-5 mm. Diaclasas continuas	10	
Relleno blando > 5 mm o abertura > 5mm. Diaclasas continuas	0	
RMR (4) = 25		

RMR total = RMR (1) + RMR (2) + RMR (3) + RMR (4) + RMR (5)= 12+17+10+25+15

RMR total = 79

Por tanto, nuestro macizo rocoso pertenece a la clase II, lo cual significa que tiene una calidad Buena y unos valores de cohesión y ángulo de rozamiento reflejados en la tabla.

Tabla 27. Calidad de macizos rocosos en relación al índice RMR.

CLASES DE TERRENO					
RANGO RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
CLASE	I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Cohesión	4 kg/ cm^2	3-4 kg/ cm^2	2-3 kg/ cm^2	1-2 kg/ cm^2	<1 kg/ cm^2
Angulo de rozamiento	>45°	35-45°	25-35°	15-25°	15°

La calidad de la roca garantiza la estabilidad de los taludes y sólo existirá riesgo de desmoronamiento de bloques en el supuesto de una mala explotación de los bancos.

9.2.2.2. Sistema Q de Barton

Desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite estableces sistemas de sostenimientos para túneles y cavernas. El sistema Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros que definen el índice Q. Este índice viene dado por la siguiente expresión:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} x \frac{Jr}{Ja} x \frac{Jw}{SRF}$$

donde:

Jn = índice de diaclasado que indica el grado de fracturación.

Jr = índice que contempla la rugosidad, relleno y continuidad de las juntas.

Ja = índice que indica el grado de alteración de las juntas

Jw = coeficiente reductor por la presencia de agua

SRF = (stress reduction factor) es un coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso.

Los tres grupos de parámetros utilizados son:

$\frac{RQD}{Jn}$ = representa el tamaño de los bloques

$\frac{Jr}{Ja}$ = representa la resistencia al corte entre dos bloques

$\frac{Jw}{SRF}$= representa la influencia del estado tensional

El rango de variación de los parámetros es el siguiente:

RQD: entre 0 y 100

Jn: entre 0,5 y 20

Jr: entre 0,5 y 4

Ja: entre 0,75 y 20

Jw: entre 0,05 y 1

SRF: entre 0,5 y 20

Tabla 28. Clasificación Q (simplificado de Barton et al., 1974)

Índice de Diaclasado Jn (*)	Valor	Índice de rugosidad Jr(*)	Valor
		Diaclasas rellenas	1
Roca masiva	0.5-1.0		
Una familia de diaclasas	2	Diaclasas limpias (*)	
Id. Con otras diaclasas ocasionales	3	- Discontinuas	4
Dos familias de diaclasas	4	- Onduladas, rugosas	3
Id. Con otras diaclasas ocasionales	6	- Onduladas, lisas	2
Tres familias de diaclasas	9	- Planas, rugosas	1.5
Id. Con otras diaclasas ocasionales	12	- Planas, lisas	1.0
Cuatro o más familias, roca muy fracturada	15		
Roca triturada	20	Lisos o espejos de fallas	
		- Ondulados	1.5
		- Planos	0.5
(*) En boquillas 2 x Jn		(*) o cuyas caras entran en contacto bajo la solicitación.	

Índice de alteración Ja (*)	Valor	Coeficiente reductor por la presencia de agua Jw	Valor	Presión del agua (Kg/cm2)
Diaclasas de paredes sanas	0.75-1	Excavaciones secas o con <5l/min. localmente	1	<1
Ligera alteración	2.0	Afluencia media con lavado de algunas diaclasas	0.66	1-2.5
Alteraciones arcillosas	4.0	Afluencia importante por diaclasas limpias	0.5	2.5-10
Con detritus arenosos	4.0	Id. Con lavado de diaclasas	0.33	2.5-10
Con detritus arenosos preconsolidados	6.0	Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	0.2-0.1	>10
Id. Poco consolidados	8.0	Id. Mantenida	10.1-0.05	>10
Id. Expansivos	8-12			
Milonitos de roca y arcilla	6-12			
Milonitos de arcilla limosa	5			
Milonitos arcillosos-gruesos	10-20			

Parámetro SRF		Valor
Zonas débiles:	Multitud de zonas débiles o milonitos	10.0
	Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (≤50m)	5.0
	Id. Con cobertura >50m	2.5
	Abundantes zonas débiles en roca competente	7.5
	Zonas débiles aisladas en roca competente (c. <50m)	5.0
	Id. Con c.>50m	2.5
	Terreno en bloques muy fracturado	5.0
Roca competente:	Pequeña cobertura	2.5
	Cobertura media	1.0
	Gran cobertura	0.5-2.0
Terreno expansivo	Con presión de hinchamiento moderada	5-10.0
	Con presión de hinchamiento alta	10-15

El índice Q obtenido a partir de ellos varía entre 0,001 y 1.000, con la siguiente clasificación del macizo rocoso:

- 0,001 a 0,01: roca excepcionalmente mala.
- 0,01 a 0,1: roca extremadamente mala.
- 0,1 a 1: roca muy mala.
- 1 a 4: roca mala.
- 4 a 10: roca media.

Dado que los datos aportados por el análisis de campo relativo al macizo rocoso se fundementaron en las variables consideradas para la determinación del RMR (Bieniawski, 1976), se propone la aplicación de la fórmula de correlación definida por Bieniawski, 1976, y otra por Rutledge, 1978, para la estimación del parámetro Q (Barton, 1974)

9.2.2.3. Correlaciones entre las clasificaciones de Bieniawski (RMR) y Barton (Q)

En función del RMR se hallará mediante ambas metodologías la Q de Barton que caracterizará el macizo rocoso.

- RMR = 9 ln Q + 44 Bieniawski (1976)

  79 = 9 ln Q +44

  Q = 48.85

  En la clasificación de Barton, 48.85 está entre 40 y 100, lo cual significa que es un macizo rocoso de calidad MUY BUENA.

- RMR = 13.5 log Q + 43 Rutledge (1978)

  79 = 13.5 log Q +43

  Q=464.16

  En la clasificación de Barton, se deduce que 464.16 está entre 400 y 1000, lo cual significa que es una roca EXCEPCIONALMENTE BUENA.

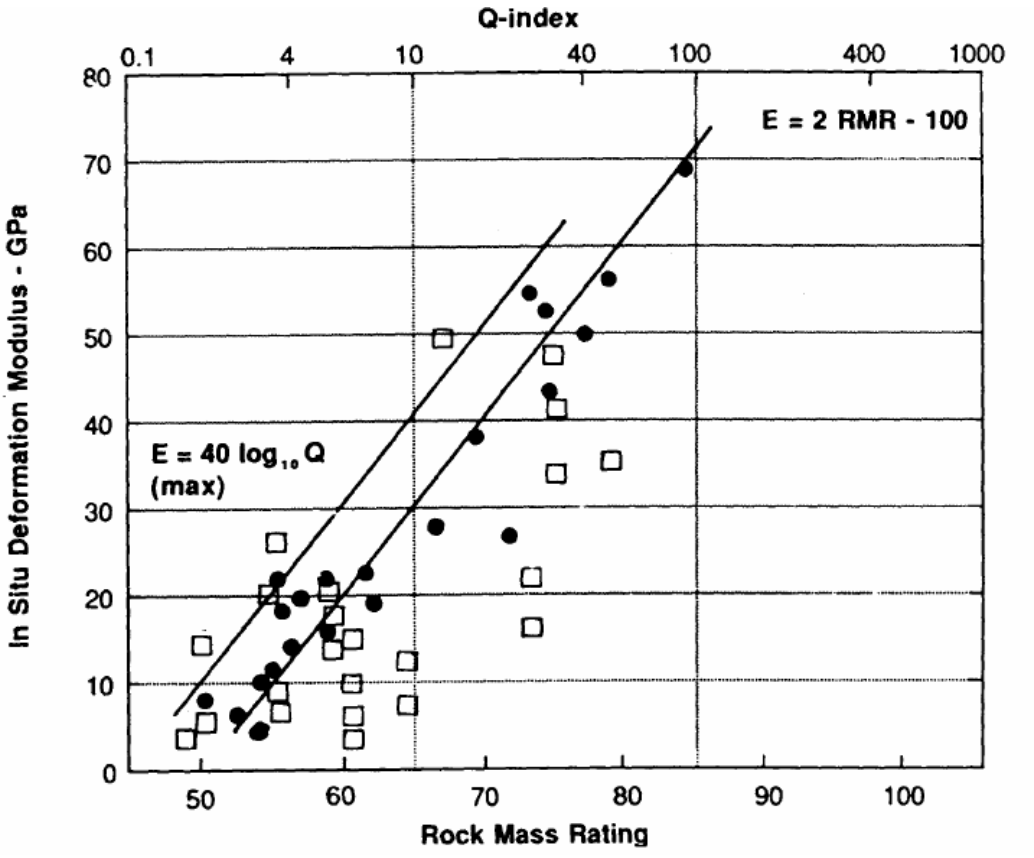


Ilustración 42. Correlación entre el RMR, Q y el Módulo de deformación in situ.

Observando ambas metodologías, y el resultado que se obtuvo en la clasificación del RMR de Bieniawski, se concluye que es un macizo rocoso de calidad BUENA, y por tanto se adopta las recomendaciones propuestas por Bieniawski.

9.2.2.4. Recomendaciones de Bieniawski

La siguiente tabla recoge las recomendaciones de Bieniawski que incluyen los siguientes puntos:

- Excavación

  Partición de la sección, longitud de pase y tiempo y distancia de construcción del sostenimiento

- Bulonado

  Situación, longitud, espaciamiento y uso de mallazo.

- Hormigón proyectado

  Situación y espesores.

- Cerchas metálicas

  Requerimiento, tipo y espaciamiento. Necesidad de forros, paraguas y contrabóvedas.

A partir de esta tabla, con un índice RMR de 79, hallado anteriormente mediante Bieniawski, extraemos que:

- La excavación se realizará a sección completa, con una longitud de pase de 3 metros. El sostenimiento terminado a 20 m del avance.
- Los bulones se dispondrán localmente en clave. Con una longitud de 3 metros, espaciados a 2,5 m. y con mallazo ocasional.
- El hormigón proyectado será de 50 mm en clave, y solamente donde sea necesario.
- Por último, en base al RMR se deduce que no son necesarias las cerchas metálicas para el sostenimiento de la galería.

Tabla 29. Recomendaciones indicativas para la excavación y sostenimiento de túneles excavados en roca (Bieniawski, 1979)

RMR	Excavación (Pase)	Sostenimiento		
		Bulones (longitud en m)	Hormigón proyectado	Cerchas metálicas
81-100	Sección completa (3 m)	Ocasionalmente	No necesario	No necesarias
61-80	Sección completa (3 m). Sostenimiento terminado a 20 m del avance	Localmente en clave. L = 3 m. Espaciados a 2,5 m con mallazo ocasional	50 mm en clave donde sea necesario	No necesarias
41-60	Avance y destroza (1,5-3 m en avance). Sostenimiento empezado en el frente y terminado a 10 m del frente	Sistemáticamente en clave y hastial. L=4 m. Espaciados 1,5 a 2 m. Mallazo en clave	50-100 mm en clave. 30 mm en hastiales	No necesarias
21-40	Avance y destroza (1-1,5 m en avance). Sostenimiento empezado simultáneamente con la excavación y hasta 10 m del frente	Sistemáticamente en clave y hastiales. L = 4 m a 5 m. Espaciados a 1,0-1,5 m. Con mallazo	100-150 mm en clave. 100 mm en hastiales	Ligeras a medias, espaciadas a 1,5 m donde sea necesario
0-20	Galerías multiples (0,5-1,5 m en avance). Sostenimiento simultáneo con la excavación. Hormigón proyectado inmediatamente después de la voladura	Sistemáticamente en clave y hastiales. L = 5-6 m. Espaciados a 1,0-15 m. Con mallazo. Bulonar la contrabóveda	150-200 mm en clave 150 mm en hastiales 50 mm en el frente	Medias a pesadas, espaciadas a 0,75 m con forro y longarinas donde sea necesario. Contrabóveda

9.2.2.5. División de la clasificación de Bieniawski en subclases.

La clasificación de BIENIAWSKI ha dividido siempre el índice RMR dentro de 5 clases (I, II, III, IV y V) con las denominaciones desde "Muy buena" a "Muy mala". Cada clase cubre un intervalo de 20 puntos.

En la práctica las clases no son equiparables entre sí. La clase I (Muy buena) es muy poco frecuente porque no abundan los macizos muy poco diaclasados y de gran calidad.

La clase III (Media o Regular) es normalmente la más frecuente pero cubre un rango demasiado amplio. Las necesidades de sostenimiento de una galería de RMR = 40 son muy diferentes de las de una galería de RMR = 60. El primero probablemente incluirá cerchas mientras que el segundo casi nunca se construirá con cerchas. Y los espesores de hormigón proyectado o la longitud de pase serán también diferentes.

La clase IV (Mala) es demasiado amplia. Una galería de RMR = 20 se excavará mecánicamente, y en condiciones precarias de estabilidad, mientras que en un galería con RMR = 40 podrán utilizarse las voladuras y las necesidades de sostenimiento, aunque importantes, permitirán unos ciclos de trabajo con rendimientos sistemáticos y tolerables.

Por ello Romana propuso la sustitución del sistema de 5 Clases por el de 10 Subclases. Cada subclase tiene un rango de 10 puntos y, para mantener un cierto grado de correlación con la división anterior, se denomina con el numeral romano de BIENIAWSKI (I, II, III, IV, V) seguido de una letra: a para la mitad superior y b para la mitad inferior de cada clase.

La siguiente tabla recoge la comparación entre las clases de BIENIAWSKI y las subclases propuestas por ROMANA con la denominación de cada una.

Tabla 30. Clasificación modificada de Bieniawski en subclases y comparación con la original (Romana, 2000)

RMR	Modificado		Bieniawski original	
	Clase	Denominación	Denominación	Clase
100-90	I a	Excelente	Muy Buena	I
90-80	I b	Muy Buena		
80-70	II a	Buena a Muy Buena	Buena	II
70-60	II b	Buena a Media		
60-50	III a	Media a Buena	Media	III
50-40	III b	Media a Mala		
40-30	IV a	Mala a Media	Mala	IV
30-20	IV b	Mala a Muy Mala		
20-10	V a	Muy Mala	Muy Mala	V
10-0	V b	Pésima		

Como podemos observar, el macizo rocoso que se está estudiando, con un RMR de 79, pertenece a la clase II a que le atribuye una denominación BUENA a MUY BUENA.

9.2.2.6. Recomendaciones de Romana

En este apartado se presentan unas recomendaciones propuestas por Romana, para la excavación y para el sostenimiento de túneles. Se utiliza el RMR, y las subclases definidas en el apartado anterior.

Como notas generales habría que puntualizar los siguientes aspectos:

- Se trata de túneles y obras subterráneas con ancho de excavación entre 10 y 14 m, que es el más corriente para obras de comunicación. Muchos túneles hidráulicos y de servicios son de ancho menor, por lo que pueden reducirse las necesidades de sostenimiento y simplificarse las de excavación. Por otra parte las cavernas de ancho mayor plantean problemas específicos, y los métodos de excavación más idóneos no se correlacionan bien con lo propuesto en la tabla.
- La mayoría de estos túneles (de más de 10 m de anchura) se excava por voladuras pero en el futuro se utilizarán más las tuneladoras. Puede recomendarse un factor de ajuste complementario para los diversos métodos de excavación:
  - Excavación con TBM: Δ RMR = 10
  - Excavación mecánica: Δ RMR = 5
  - Excavación por voladuras cuidadosas: Δ RMR = 0
  - Excavación por voladuras deficientes : Δ RMR = -5 a –10
- En España el nivel de tensiones tectónicas suele ser bajo y la mayoría de los túneles atraviesan sierras cerca de la cumbrera, a profundidades inferiores a 250 m. En estas condiciones predomina la tensión vertical, debida al peso. Pero para tensiones tectónicas horizontales, en situaciones complejas, estas recomendaciones pueden no ser adecuadas.

En general no es posible, ni deseable, recomendar un valor único de sostenimiento para cada subclase. Por eso se proponen intervalos. Deberá elegirse el valor más pesimista cuando los anchos de túnel sean mayores, el valor del RMR sea más bajo dentro de la subclase y/o las condiciones de la obra aconsejen mayor seguridad durante la construcción. Los valores más optimistas estarán indicados, por el contrario, para los anchos de túnel más reducidos, y/o los valores del RMR más altos dentro de la subclase.

Hay alternativas casi complementarias. Por ejemplo la sección partida más la galería de avance están indicadas cuando hay problemas de sostenimiento. Por el contrario, la sección partida con machón central están indicadas cuando hay problemas de estabilidad del frente (lo que en muchos casos se combina con el uso de cerchas).

Otras alternativas son casi contradictorias. Por ejemplo, el uso de mallazo o el de fibras como armadura del hormigón proyectado. O la excavación por galerías múltiples frente a la excavación a sección partida.

Finalmente los túneles en condiciones pésimas (RMR < 10) requieren un estudio específico, caso por caso, que se sale del ámbito de cualquier clasificación. Normalmente se

construirán utilizando métodos especiales muy mecanizados, o bien el terreno se mejorará con tratamientos previos a la construcción de la galería.

Tabla 31. Recomendaciones para la excavación de túneles de 10-14 m. de ancho (Romana, 2000).

RMR	CLASE	Longitud de pase (m)		Partición de la sección				Método de excavación				
		Máxima	Recomendada	Sección completa	Calota y destroza	Galerías	Galerías múltiples	Contra bóveda	TBM abierto	Voladuras	Rozadora	Fresado	Escarificación Pala
100-90	I a		≥5										
90-80	I b		≥5										
80-70	II a	16	≥5										
70-60	II b	9,5	4/6										
60-50	III a	6	3/4										
50-40	III b	4	2/3										
40-30	IV a	2,5	1/2										
30-20	IV b	1,75	1										
20-10	V a	1	0,5/0,75										
10-0	V b		0,5										

Observando esta tabla, e introduciendo el RMR calculado para el macizo roco objeto de estudio, se puede deducir que la longitud de pase máxima propuesta por romana para estas características, es de 16 m, y la recomendada mayor o igual que 5 metros.

Aconseja trabajar a sección completa y con los siguientes métodos de excavación:

- TBM abierto
- Voladuras (será la escogida para el presente proyecto).
- Rozadora

Tabla 32. Recomendaciones para el sostenimiento de túneles para túnel de 10-14 m. de ancho.

<table>
<tr><th rowspan="2">RMR</th><th rowspan="2">CLASE</th><th colspan="3">BULONADO</th><th colspan="3">HORMIGÓN PROYECTADO</th><th colspan="2">ARMADURA</th><th colspan="3">CERCHAS</th><th rowspan="2">METODOS ESPECIALES</th></tr>
<tr><th>L (m)</th><th>b/ m2</th><th>s' (m)</th><th>e (cm)</th><th>CAPAS</th><th>SELLADO</th><th>MALLAZO</th><th>FIBRAS</th><th>TIPO</th><th>S' (m)</th></tr>
<tr><td>100-90</td><td>I a</td><td>-</td><td>-</td><td>-</td><td>-</td><td>-</td><td>-</td><td rowspan="2">Sencillo ocasional</td><td rowspan="2"></td><td rowspan="4"></td><td></td><td rowspan="4"></td></tr>
<tr><td>90-80</td><td>I b</td><td>2/3</td><td>0,1</td><td>Ocasional</td><td>2</td><td>Ocasional</td><td>No</td><td>No</td></tr>
<tr><td>80-70</td><td>II a</td><td>3</td><td>0,1/0,25</td><td>Ocasional</td><td>5</td><td>1</td><td>Ocasional</td><td rowspan="3"></td><td rowspan="5">Fibras</td><td>No</td></tr>
<tr><td>70-60</td><td>II b</td><td>3</td><td>0,25/0,44</td><td>2x2/1,5x1,5</td><td>6-10</td><td>1/2</td><td>Si</td><td>No</td></tr>
<tr><td>60-50</td><td>III a</td><td>3/4</td><td>0,44/0,66</td><td>1,5x1,5/1x1,5</td><td>8-15</td><td>2/3</td><td>Si</td><td rowspan="3">Sencillo ocasional</td><td rowspan="2">TH-21</td><td rowspan="3"></td><td>Ocasional</td></tr>
<tr><td>50-40</td><td>III b</td><td>4</td><td>0,66/1</td><td>1x1,5/1x1</td><td>12-20</td><td>2/3</td><td>Si</td><td>1,5</td></tr>
<tr><td>40-30</td><td>IV a</td><td>4/4,5</td><td>0,8/1</td><td>1x1,25/1x1</td><td>16-24</td><td>3</td><td>Si</td><td rowspan="3">TH-29</td><td>1</td><td rowspan="3">BERNOLD</td><td rowspan="3">PARAGUAS</td></tr>
<tr><td>30-20</td><td>IV b</td><td>4,5/5</td><td>1</td><td>1x1</td><td>20-30</td><td>3</td><td>Si</td><td rowspan="2">Doble</td><td rowspan="2">HEB</td><td>0,75/1</td></tr>
<tr><td>20-oct</td><td>V a</td><td>-</td><td>-</td><td></td><td>30-40</td><td>3/4</td><td>Si</td><td></td><td>0,5/0,75</td></tr>
<tr><td>10-0</td><td>V b</td><td colspan="12">METODOS ESPECIALES</td></tr>
</table>

En cuanto al sostenimiento, las recomendaciones de Romana son las siguientes:

- Se debe utilizar una longitud de bulonado de 3 metros, con una densidad de bulonaes de 0.1/0.25 bulones/m^2 y un espaciamiento ocasional.
- El hormigón proyectado tendrá un espesor mínimo de 5 cm con una sola capa y un sellado ocasional.
- No hará falta armadura, cerchas, ni métodos especiales para el sostenimiento de nuestra galería con un RMR de 79.

9.3. Sismicidad

En cumplimiento de la Norma de Construcción Sismorresistente de Septiembre de 2002, concluimos que es necesario tener en cuenta la repercusión que la acción sísmica pudiera tener en el lugar de emplazamiento de las galerías aquí proyectadas.

La presente Norma, publicada en el B.O.E. a fecha 8 de Febrero de 1995 y aprobada por el Real Decreto 997/2002 del 27 de Septiembre, tiene por objeto proporcionar las pautas o criterios que han de seguirse dentro del territorio español. Para la consideración de las acciones sísmicas en los proyectos de obras a las que sea aplicable.

A efectos de la citada Norma, las construcciones se clasifican en tres grupos:

- De moderada importancia: aquellas con probabilidad despreciable de que su destrucción por la acción sísmica pueda ocasionar víctimas, interrumpir un servicio primario o producir daños económicos significativos a terceros.
- De normal importancia: aquellas cuya destrucción por el terremoto puede ocasionar víctimas, interrumpir un servicio para la colectividad, o producir importantes pérdidas económicas, sin que en ningún caso se trate de un servicio imprescindible ni pueda dar lugar a efectos catastróficos.
- De especial importancia: aquellas cuya destrucción por el terremoto pueda interrumpir un servicio imprescindible o dar lugar a efectos catastróficos.

De todo el territorio nacional, las zonas sísmicas más conflictivas se encuentran en la zona sur del país, constituyendo el norte de la Península Ibérica una zona de riesgo moderado, siempre y cuando exceptuemos el noroeste peninsular.

En las profundidades de un terreno que se ve inmerso en un episodio sísmico, acontece el fenómeno denominado "estallido de rocas", cuyos efectos son tanto mayores cuanto mayor es la profundidad de la obra.

La explosión de bloques se produce cuando una onda sísmica (onda elástica) de tensión se desplaza a través de las formaciones rocosas del subsuelo, alcanzando al área de influencia de la obra, provocando violentos y energéticos desprendimientos de roca.

Estos problemas se contrarrestan, en parte, incrementando la capacidad del sostenimiento estático con el fin de resistir las fuerzas adicionales ocasionadas por los bloques desplazados.

9.3.1. Criterios de aplicación

De acuerdo al destino que persigue el presente proyecto, se puede encuadrar como "construcción de normal importancia", constituida por aquellas cuya destrucción por los efectos de un terremoto puedan ocasionar víctimas, interrumpir un servicio par a la colectividad y producir importantes pérdidas económicas sin que en ningún caso se trate de un servicio totalmente imprescindible, ni que pueda dar lugar a efectos catastróficos en cadena.

Se trata de comprobar en primer lugar si es preciso o no aplicar la Norma NCSR-02, en el caso que se plantea. De este modo se puede afirmar que no es preciso aplicar la Norma cuando se presente alguno de los siguientes casos:

- En construcciones de moderada importancia.
- En las demás construcciones cuando la aceleración sísmica de cálculo (ac) sea mayor al valor 0,06*g, donde g es la aceleración de la fuerza de la gravedad.

9.3.2. Cálculos

Para la realización de los cálculos pertinentes se han de tener en cuenta dos variables principalmente, que son, por un lado la "aceleración sísmica básica", y por otro lado la "aceleración sísmica de cálculo", anteriormente citada.

9.1.1.1. ACELERACIÓN SÍSMICA BÁSICA (a_b)

Es un valor característico de la aceleración horizontal del terreno, correspondiente a un período de retorno de 500 años.

El mapa de peligrosidad sísmica de España suministra el dato de la acción sísmica básica en relación con el valor de la gravedad (g), que en el presente proyecto se va a considerar 9,8 m/s^2.

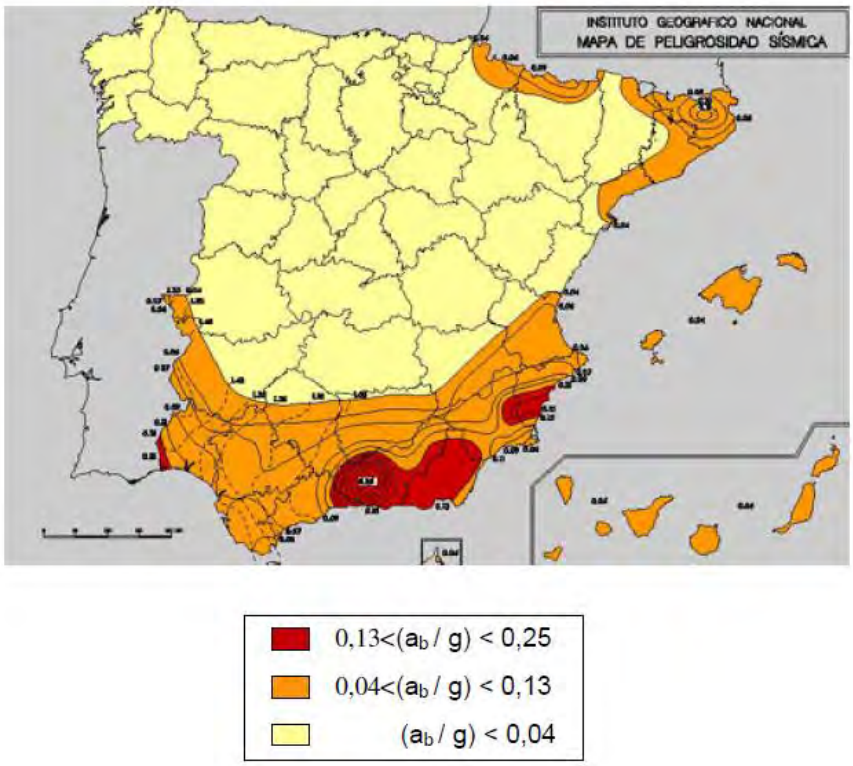


Ilustración 43. Mapa de peligrosidad sísmica de España.

Del mapa se obtiene el siguiente valor, correspondiente a la zona de influencia donde se ubicará la galería proyectada:

$$(a_b / g) < 0,04$$

donde:

$a_b / g = 0,04$ $a_b = 0,04*g$ $a_b = 0,04*9,8$ $a_b = 0,392 m/s^2$

$a_b = 0,392 m/s^2$

9.1.1.2. ACELERACIÓN SÍSMICA DE CÁLCULO (a_C).

La aceleración sísmica de cálculo se define como el producto:

$$a_c = \rho^* a_b$$

donde :

a_c = aceleración sísmica de cálculo

a_b = aceleración sísmica básica

ρ = coeficiente adimensional de riesgo cuyo valor es función del período de años para el que se proyecta.

$$\rho = (t / 50)^{0,37}$$

siendo a efectos de cálculo:

t > 50 años para construcciones de importancia normal.

t > 100 años para construcciones de importancia especial.

En el caso que ocupa el presente proyecto, se tiene una construcción de normal importancia, por lo que se considerará t > 50 años.

Por lo tanto, si t =50 años ρ = 1

Una vez conocido el valor del coeficiente de riesgo y de la aceleración sísmica básica, se entra en la fórmula anterior para calcular el valor final de la aceleración sísmica de cálculo.

$a_c = \rho^* a_b$ $a_c = 1 * 0,392$ $a_c = 0,392$ m/s^2

$$\mathbf{a_c = 0,392\ m/s^2}$$

$a_{c1} = 0,06 * g$ $a_{c1} = 0,06 * 9,8$ $\mathbf{a_{c1} = 0,588\ m/s^2}$

Y por lo tanto, se observa que se cumple:

$$a_c < a_{c1}$$
$$0,392 < 0,588$$

De estos cálculos deducimos que dado que se considera una aceleración sísmica de cálculo menor a 0,06 * g, por lo tanto queda justificada la no aplicación de la Norma Sismorresistente, así como la ausencia de necesidad de tomar precauciones especiales al respecto.

Como conclusión, se deduce que de acuerdo con lo establecido en la citada Norma, y dados los valores obtenidos anteriormente, el presente proyecto no precisa la realización del cálculo sísmico en el presente proyecto.

ANEJO Nº 10. HIDROLOGÍA E HIDROGEOLOGÍA

10.1. Hidrología del Valle del Nansa.

El Nansa es un típico río cantábrico de régimen pluvionival y corto recorrido, con grandes avenidas en épocas de lluvias y numerosos afluentes (Navarro, 1993). De drenaje torrencial, los caudales en régimen natural van a ser marcadamente elevados en relación a las dimensiones medias del cauce principal.

La suavidad de las temperaturas, la práctica ausencia de estación seca y la notable disponibilidad hídrica da lugar a un hábitat acuícola de aguas frías y oxigenadas.

La red hídrica principal de la cuenca del Nansa está constituida por el propio río Nansa así como por diversos afluentes de distinta entidad. Los tributarios más importantes de la cuenca son los ríos Vendul (11 km), Lamasón (16 km) y Hoyamala (7 km). Los dos primeros confluyen al oeste con el eje principal, a 24 km y 34 km del nacimiento del Nansa, respectivamente. Por el contrario el río Hoyamala confluye al este de la cuenca con el eje principal, unos 28 km aguas abajo del nacimiento del Nansa. El eje principal del río Nansa tiene un recorrido total de unos 54 km desde su nacimiento, en las estribaciones de las Sierras de Peña Sagra y Peña Labra, hasta el estuario de Tina Mayor. La cuenca del Nansa también destaca por ser la cuenca cantábrica de la región donde las características hidrológicas de la propia cuenca se ven más condicionadas por la presencia de presas y embalses. Los embalses de mayor importancia son el embalse de La Cohilla (12 hm^3) y el embalse de Palombera (2 hm^3). El primero está situado aguas arriba de la localidad de Tudanca y marca el límite sur del Río Nansa, mientras que el embalse de Palombera está localizado aguas abajo de la localidad de Celis. En la siguiente ilustración se presenta un resumen de las principales características hidrológicas de la cuenca del Nansa, con indicación de las 5 subcuencas en que se divide (Nansa_01, Nansa_02, Nansa_03, Nansa_04 y Nansa_05) así como las aportaciones en 5 puntos presentes en los cauces de los ríos Nansa (4) y Lamasón (1). Esta información se ha extraído del documento “Estudio de los recursos hídricos de los ríos de la vertiente norte de Cantabria” (GESHA, 2005).



Ilustración 44. Subcuencas que forman el valle del Nansa. (GESHA, 2005).

Tabla 33. Resumen de la información hidrológica estimada para diferentes puntos de cálculo

Localización	UTM - X	UTM - Y	Área de aportación (km^2)	Lluvia anual (mm)	Caudal medio (m_3/s)	Aportación anual (Hm^3)	Aportación anual (mm)	Coeficiente de escorrentía
Punto - 01	387151,75	4776623,54	89,6	1497,5	2,763	87,13	972,5	0,65
Punto - 02	387446,85	4786872,29	152,84	1493,5	4,664	147,08	962,3	0,64
Punto - 03	381917,59	4794682,8	275,41	1434,2	7,857	247,78	899,7	0,63
Punto - 04	381911,53	4794691,99	81,85	1360,3	2,181	68,78	840,3	0,62
Punto - 05	381953,01	4794873,22	357,26	1417,3	10,038	316,56	886,1	0,63

Pendiente de los ríos

La pendiente media del río Nansa es del 2,38%, con máximos en las cabeceras, principalmente en el corto recorrido del estrecho de Bejo, donde alcanza el 11,43%. La del río Lamasón es del 7,66%.

El gráfico siguiente representa el perfil longitudinal del curso principal del Nansa:

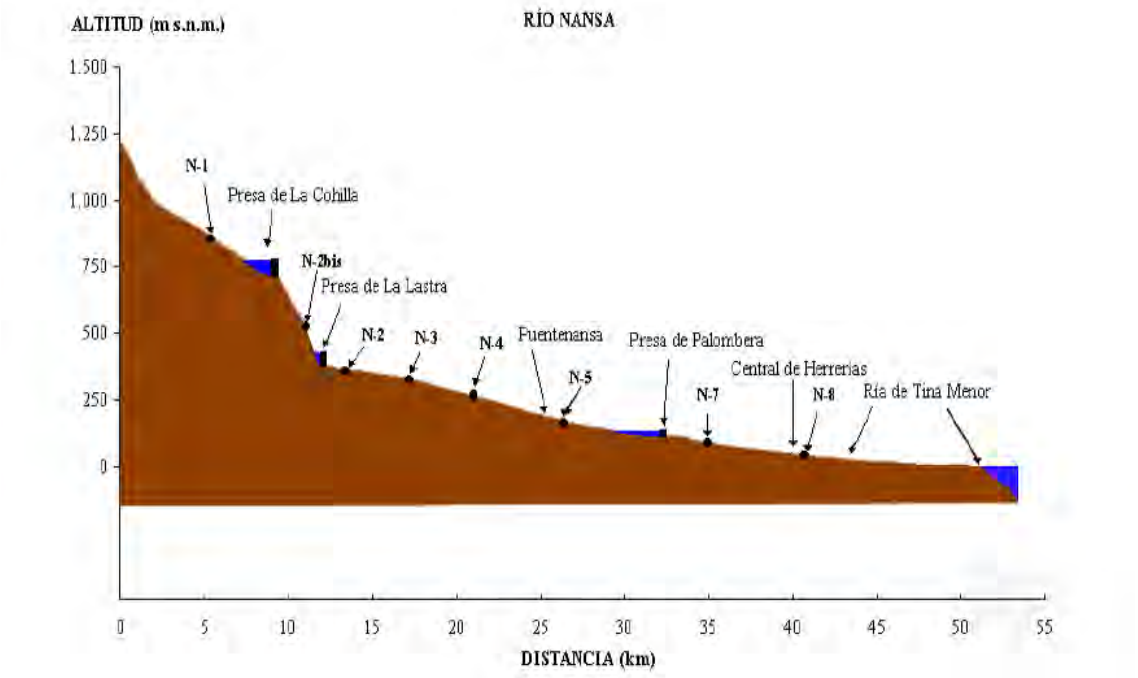


Ilustración 45. Perfil longitudinal del Rio Nansa.

10.1.1. Características geológicas de la cuenca.

En las cabeceras de la cuenca se localizan materiales ácidos, lo que supone que las aguas en este lugar sean ligeramente ácidas.

A partir de Tudanca, localizamos materiales calcáreos, lo que se traduce en aguas más básicas y conductivas, que favorece el aumento de la diversidad y biomasa, y mayores crecimientos relativos de los organismos dulceacuícolas.

Cuando encontramos erosión diferencial de las rocas y elevadas pendientes de la cuenca, los suelos son poco evolucionados y estructurados, predominando texturas arenosas y la limo-arenosas.

Las Precipitaciones invernales y primaverales arrastran gran cantidad de sólidos hacia los cauces lo que produce mayor turbidez del agua.

En las cabeceras de ríos y afluentes predominan fracciones granulométricas muy gruesas y grandes (grandes bloques, bloques, cantos), aumentando la variedad a medida que los cursos descienden. En el curso principal los materiales medianos, pequeños y finos (gravas, gravillas, arenas, limos) se van depositando en las zonas de menor velocidad de corriente aunque siguen abundando las fracciones gruesas en zonas de corriente a lo largo de todo el curso.

10.1.2. Sistema superficial

Tabla 34. Clasificación de los cursos de la cuenca del Nansa.

CLASIFICACIÓN DE LOS CURSOS DE LA CUENCA DEL NANSA Strahler (1964)			
Margen izquierda		Margen derecha	
Nombre	Orden	Nombre	Orden
R. de Suspiro	3	Aº. Ganceu	1
Aº de la Cornita	1	Aº. Trapilla	1
R. de la Pisa	1-2	Aº. de Rábago	1
Bco. de Celucos	1	Aº. de Rioseco	1
Aº de Obeso	1	Aº. de Hoyamala	1-3
Bco. de Rioseco	1-2	Aº. de la Collada	1-2
R. Vendul	3	Canal de Andigón	1
Aº. Baucillo	1	Canal de Llanillo	1
Aº. Gormejón	1	Canal de Cerezos	1
Aº. de Sebrando	1-2	Canal de Tablado	1
Bco. Manguerra	1	Canal de Araz	1-2
Aº. del Tamareo	1-2	Bco. de Jalgar	1-2
Bco. Riguera Genal	1-2-3	Bco. de Vaho Sobayo	1
Bco. de Santotis	1	Bco. de la Reina	1
Aº. de la Lastra	1-2	Bco. de Bullacones	1
Aº. de la Concilla	1	Aº. del Espinal	1-2
Aº. de Ristromedo	1	Aº. de la Tresabuela	1
Aº. de San Mamés	1	Aº. Collarín	2
Aº. del Pejanda	1-2	Aº. Joaspe	1
Aº. de Santa Eulalia	1	Aº. Larraigado	1-2

CLASIFICACIÓN DE LOS CURSOS DE LA CUENCA DEL NANSA Strahler (1964)			
Margen izquierda		Margen derecha	
Nombre	Orden	Nombre	Orden
Aº. de las Cahorras		1	
Aº. de Sarrés		1	
Aº Bedujal		1-2-3	
RÍO NANSA		3-4	

Tabla 35. Clasificación de los cursos de la subcuenca del Lamasón.

CLASIFICACIÓN DE LOS CURSOS DE LA SUBCUENCA DEL LAMASÓN Strahler (1964)			
Margen izquierda		Margen derecha	
Nombre	Orden	Nombre	Orden
Aº. de Lafuente I	1	Aº. de los Abedules	1-2
Aº. de Lafuente II	1	Canal de Espinas	1
Aº. de los Virujales	1	Aº. de Travesenas	1
Aº. Tanca		1	
Aº. de Ajoto		1-2	
Aº. de la Venta de los Lobos		1	
Aº. de Monegrillo		1	
R. Tanea		3	
RÍO LAMASÓN		3	

La longitud de los cursos fluviales se representa en la siguiente tabla:

Tabla 36. Longitud cursos fluviales

Nombre	Longitud (kilómetros)
CUENCA DEL NANSA (exc. Lamasón)	230,4
SUBCUENCA DEL LAMASÓN	51,8
CURSOS PERMANENTES NANSA	224,8
CURSOS ESTACIONALES NANSA	57,4
TOTAL CUENCA DEL NANSA	282,2

Estructura de la cuenca

En la siguiente tabla se expresa la superficie de la cuenca del Nansa y la subcuenca del Lamasón:

Tabla 37. Superficie del Nansa

SUPERFICIE DE LA CUENCA (A)	
Cuenca	A
Nansa	312,696
Lamasón	76,342
Total Nansa	389,038

A continuación se expresa la densidad de drenaje en la siguiente tabla:

Tabla 38. Densidad de drenaje

DENSIDAD DE DRENAJE (D)			
Cuenca	L	A	D
Nansa	184,3	312,696	0,589
Lamasón	40,5	76,342	0,531
Total Nansa	224,8	389,038	0,578

Unidades: **L** en km, **A** en km^2 y **D** en km^{-1} ~~/km2~~.

Como se puede observar, las densidades de drenaje son altas y muy semejantes, indicativo de cuencas con una red de arroyos de escasa longitud bastante dividida que corren por pendientes muy pronunciadas (Gordon *et al*., 1992)

La frecuencia de drenaje aparece en la tabla siguiente:

Tabla 39. Frecuencia de drenaje.

FRECUENCIA DE DRENAJE (F)			
Cuenca	N	A	F
Nansa	41	312,696	0,131
Lamasón	10	76,342	0,131
Total Nansa	51	389,038	0,131

Leyenda: **N** es el número de cursos permanentes en la cuenca y **A** la superficie de la misma.

Unidades: **A** en km^2.

De nuevo tenemos valores altos, que se corresponden con una orografía montañosa y alta pluviometría.

10.2. Hidrogeología de Cantabria

Cantabria, con una superficie de 5.288 km2, limita al Norte con el mar Cantábrico; al Este, con Vizcaya; al Sur, con Burgos y Palencia, y al Oeste, con León y Asturias.

Se trata de una región de relieve muy accidentado, con el 42 % de la superficie a cotas por encima de los 700 metros. La cordillera Cantábrica atraviesa toda la región por su parte sur, paralelamente a la costa. Disminuye de altitud hacia el Este.

Con la excepción del Ebro, la red hidrográfica está formada por ríos de corto recorrido y carácter torrencial que desembocan en el Cantábrico. Destacan: Deva, Nansa, Saja, Besaya, Pas, etc., cuya longitud no sobrepasa, individualmente, los 70 kilómetros.

Dentro de la variedad de áreas, en conjunto, el clima de la región puede clasificarse como templado húmedo, notablemente condicionado por la altitud de la región, proximidad al mar y características y orientación de las regiones montañosas.

Las temperaturas anuales medias oscilan entre los 4ºC en las regiones de montaña y los 13-14ºC, en la costa. La lluvia media varía entre 900-1.000 mm/año (Castro-Urdiales) y más de 2.000 mm/año en las montañas. Las precipitaciones son abundantes todo el año, excepto en las zonas de Liébana, Campoo y algunos valles interiores.

En la región cántabra se encuentran enclavados los sistemas acuíferos de Santander-Santillana y San Vicente de la Barquera (el cual será objeto de estudio, por su influencia en la explotación), la unidad Sur de las Caldas de Besaya, y el complejo de la zona oriental de Cantabria, cuya distribución se presenta en la ilustración siguiente:

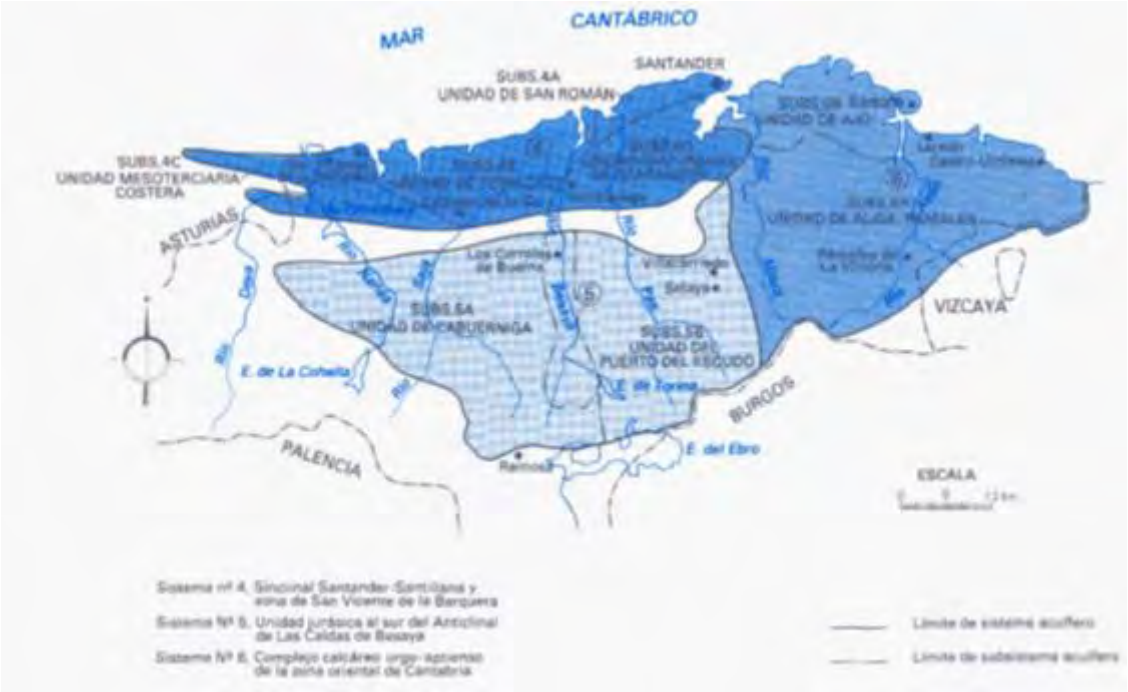


Ilustración 46. Sistema de acuíferos de Cantabria.

Tabla 40. Características hidrogeológicas de los tramos acuíferos.

Zona	Acuíferos	Sup. (km^2)	Potencia (m)	Características
Cabo de Peñas	Calizas, calizas arenosas, Margas y dolomías. Intercalaciones pizarrosas	41,5	200-350 250 200-260	Permeabilidad por fracturación y karstificación. Valores aceptables de transmisividad y almacenamiento
Cornellana-Pravia	Calizas, dolomías, Areniscas Intercalaciones pizarrosas	96	300 250-330 160-180	Permeabilidad por fracturación y karstificación. Valores aceptables de transmisividad y almacenamiento
Tuña	Dolomías y calizas con lutitas e intercalaciones pizarrosas.	13	130	Permeabilidad por fracturación y karstificación. Valores aceptables de transmisividad y almacenamiento
Somiedo	Dolomías. Calizas. Intercalaciones margosas y arcillosas.	155	180 225 220	Permeabilidad por fracturación y karstificación. Valores aceptables de transmisividad y almacenamiento
Tameza-Grado	Dolomías areno-limosas Calizas arcillo-margosas. Intercalaciones pizarrosas	122	150-180 235-300 <100	Permeabilidad por fracturación y karstificación. Valores aceptables de transmisividad y almacenamiento
Sobia-Trubia	Dolomías y calizas con margas e intercalaciones pizarrosas.	81	100-120 200-300	Permeabilidad por fracturación y karstificación. Valores aceptables de transmisividad y almacenamiento
Morcin	Arenas con arcillas, areniscas, dolomías y calizas	?	300 0-100	Conjunto poco permeable y con variaciones notables de potencia

10.2.1. Sistema 4: Sinclinal de Santander y zona de San Vicente de la Barquera.

Características generales

El sistema está situado en la zona Norte de Cantabria en una franja costera que se extiende desde Solares hasta Unquera y cubre una superficie de 866 km^2.

Está limitado al Norte por el mar Cantábrico: al Oeste por la provincia de Asturias en la que penetra parcialmente: al Sur, por la Sierra del Escudo y Cabuérniga y, al Este, por la carretera nacional 634 desde Socobio hasta El Astillero.

La región presenta relieves muy suaves, con altitudes inferiores en general a los 300 m. Está atravesada de Sur a Norte por numerosos ríos y arroyos entre los que destacan: Deva, Nansa, Besaya, Saja y Pas.

Las lluvias son frecuentes durante todo el año, con un máximo en otoño-invierno: la precipitación media oscila entre 1.000 mm/año en la costa y 1.700 mm/año en el interior. La temperatura no presenta grandes oscilaciones a lo largo del año: la media anual es de 13-14ºC. La evapotranspiración real está comprendida entre 500 mm/año en la costa, y 700 mm/año, en el interior. La lluvia útil oscila entre 400 mm/año en la zona de San Vicente de La Barquera y 1200 mm/año en el interior. El clima es templado-húmedo.

El sistema está constituido por materiales de edades comprendidas entre el Cretácico Inferior y el Oligoceno, con un substrato de materiales paleozoicos, triásicos y jurásicos.

El Paleozoico (cuarcitas, areniscas, pizarras y calizas) aflora en el extremo occidental: el Triásico constituye el límite Sur del sistema y forma pequeños diapiros en el interior: el Jurásico se localiza en el Sur del sistema y está formado por calizas con intercalaciones rnargosas. El Cretácico, que constituye la mayor parte de los afloramientos existentes en el sistema, está formado por calizas y calcarenitas dolomitizadas, fracturadas y karstificadas, con intercalaciones de arcillas, limos y arcillas limolíticas impermeables.

En el sistema nº 4 se distinguen tres subsistemas acuíferos:

- En el subsistema 4A, Unidad de San Román, serie calcárea y dolomítica cretácica, fracturada y karstificada, que funciona en régimen de acuífero libre, los recursos (5-10 hm^3/año) proceden de la infiltración del agua de lluvia. En estado natural se drenan por manantiales (4 hm^3/año) y salidas directas al mar. Las reservas se estiman en 40 hm^3.
- El subsistema 4B. Unidad de Comillas, está constituido por una serie calco-dolomítica (calcarenitas y calizas fundamentalmente) de edad Aptiense-Cenomaniense con intercalaciones impermeables de margas, arcillas y limos. Hidrogeológicamente funciona como acuífero multicapa, en gran parte confinado, cuyos recursos se cifran en 32-48 hm^3/año (evaluados a partir de la infiltración de la lluvia útil). En estado natural se drena por manantiales (5 hm^3/año) y por los ríos Saja y Besaya (no cuantificado): los bombeos suponen 4-6 hm^3/año. Las reservas se estiman en 155 hm^3.
- El subsistema 4C. Unidad Mesoterciaria Costera, constituido por una serie calizodolomítica del Cretácico terminal-Terciario de casi 400 m de espesor -separada de una serie calcárea, cretácica (Aptiense-Cenomaniense) por un conjunto margoso impermeable- funciona en régimen de confinamiento. Sus recursos suponen un volumen de 19-25 hm^3/año, evaluados a partir de las salidas naturales. En estado natural, dichos recursos son drenados por manantiales (2 hm^3/año), y por los ríos Deva, Nansa y Escudo (17-23 hm^3/año) Las reservas se estiman en 200 hm^3.

- En el subsistema 4D. Unidad Diapirizada de Santander, serie calcárea cretácica que se comporta como acuífero libre, los recursos se estiman en 35-52 hm^3/año, todos ellos procedentes de la infiltración del agua de lluvia. En estado natural, dichos recursos se drenan por manantiales (3 hm^3/año) y ríos (no cuantificados) Las reservas se estiman en 120 hm^3.

Calidad de las aguas subterráneas.

La facies predominante del agua subterránea del sistema es la bicarbonatada-cálcica con bajo contenido en magnesio, aunque en Comillas se detecta una facies clorurada sódica.

El residuo seco oscila por lo general entre 150 y 300 mg/l, sobrepasando 500 mg/l tan sólo en dos análisis, en las proximidades de Comillas y Solares, donde se alcanzan 883 y 588 mg/l respectivamente.

El contenido en sulfatos es muy bajo pues en ningún caso llega a 200 mg/l y tan sólo en dos ocasiones supera 100 mg/l.

Los nitratos aparecen en el 50% de las muestras analizadas si bien con valores inferiores a 25 mg/l. Simultáneamente en el 10% de los análisis se detectan nitritos con concentraciones superiores a 0,1 mg/l.

Los cloruros únicamente superan los 200 mg/l en Comillas, donde se midieron 248 mg/l; en el resto de los análisis suelen oscilar entre 10 y 40 mg/l.

La conductividad únicamente supera los 600 µmhos/cm en dos puntos, alcanzando en Comillas 1200 µmhos/cm.

Las aguas subterráneas del sistema son en general buenas para cualquier uso, con ligeros problemas zonales para el abastecimiento, debido a la presencia de nitritos y amoniaco. Son aguas blandas y de mineralización ligera, siendo excelentes para el riego dado que pertenecen en su mayoría a !as clases C_1 S_1 y G_2 C_2.

Contaminación.

Se ha detectado la presencia de amoniaco en el 50% de los puntos muestreados, sobrepasándose los 0,5 mg/l admitidos por la R T.S. en 10 puntos que se concentran en dos zonas del sistema: la primera de estas zonas está situada entre los ríos Deva y Escudo, formando un rectángulo paralelo al mar de unos 40 km^2, entre las localidades de Roiz y Panes: la segunda zona forma un triángulo cuyos vértices se sitúan en las localidades de Comillas, Novales y Pulmaverde. Los nitritos superan los 0.1 mg/l admitidos por la R.T S. en tres puntos, dos de ellos dedicados al abastecimiento, situados en las inmediaciones de las localidades de Celis y Riaño de Ibio.

La presencia de nitritos y amoniaco sólo puede explicarse por el abonado de los prados y huertas y los lixiviados de las explotaciones ganaderas.

Los vertidos urbanos e industriales no afectan por lo general a la calidad del agua subterránea del sistema, pues en su mayor parte van directamente a los ríos en zonas en las que éstos drenan a los acuíferos, pero constituyen un foco potencial de contaminación, pues en el caso de que se realizara una explotación de los acuíferos, podría invertirse la circulación y haber una recarga del acuífero por los ríos. No obstante, se ha detectado 0.1 mg/l de flúor en las proximidades de Comillas.

10.3. Pluviometría

Para la caracterización de la precipitación en la cuenca objeto de estudio se han utilizado los datos correspondientes a las estaciones pluviométricas del Instituto Nacional de Meteorología.

En concreto, se ha dispuesto de datos de precipitación diaria en un total de 11 estaciones, cuya localización y características principales se indican en la ilustración y en la tabla , respectivamente. De ellas tan sólo una se halla en funcionamiento en la actualidad: la estación 1116i, situada en Rozadío.

La información presentada en la tabla 9 refleja además que la longitud de las series de datos de precipitación diaria disponibles en dichas estaciones difiere significativamente de unas a otras. Así, por ejemplo, mientras la estación 1165e contiene registros a partir del año 1919, los primeros datos proporcionados por la mayor parte de las estaciones de la cuenca se corresponden con el año 1972.

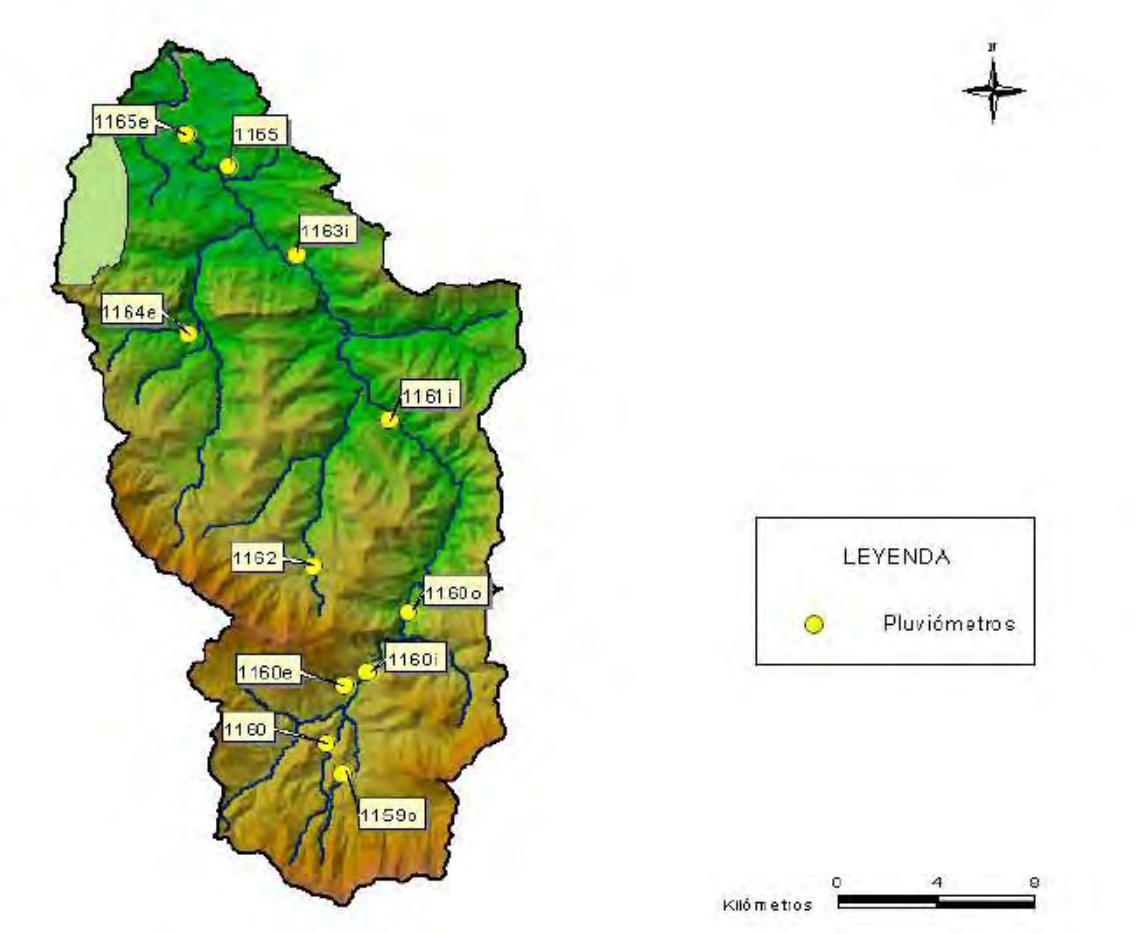


Ilustración 47. Estaciones pluviométricas localizadas en la cuenca del río Nansa

Tabla 41. Estaciones pluviométricas localizadas en la cuenca del río Nansa.

Estación	Localización	Altitud (m)	Longitud	Latitud	Años disponibles	Funcionando actualmente
1159 º	Uznayo	905	04º24"17'W	43º05"20'N	72-92	No
1160	Lombraña	911	04º24"47'W	43º06"00'N	57-58	No
1160e	Polaciones	790	04º24"17'W	43º07"20'N	72-96	No
1160i	Embalse La Cohilla	785	04º23"37'W	43º07"50'N	72-96	No
1160º	La Lastra, Peña de Bejo	430	04º22"27'W	43º09"00'N	72-96	No
1161i	Rozadío	210	04º23"07'W	43º13"20'N	72-03	Sí
1162	Rionansa, Vendul	790	04º25"17'W	43º10"00'N	59-91	No
1163i	Celis	100	04º25"57'W	43º17"00'N	72-96	No
1164e	Sobrelapeña de Lamason	245	04º29"07'W	43º15"10'N	67-78	No
1165	Bielba	210	04º28"00'W	43º19"00'N	44-46	No
1165e	Camijanes	115	04º29"17'W	43º19"40'N	19-96	No

Por tanto se utilizarán para la pluviometría los datos de la única estación que continua en funcionamiento, la **1161i**.

Tabla 42. Características de la serie de datos de precipitaciones.

Años disponibles	31
Nº datos disponibles	10560
Nº días sin datos	762
Años completos	22
Años incompletos	9

Tabla 43. Resumen de precipitaciones diarias.

Precipitación media diaria (mm)	3.2
Precipitación máxima diaria (mm)	103.5
Desviación típica (mm)	8.3

Tabla 44. Resumen de precipitaciones mensuales.

Mes	Oct	Nov	Dic	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep
Precipitación media mensual (mm)	113.7	138.5	27	113.5	97.1	95.1	124.3	94.9	58.4	48.5	65	68.2
Desviación típica (mm)	85.9	89.7	66.8	72.0	64.5	56.3	67.4	54.4	47.1	34.6	46.4	46.9

ANEJO Nº 11.DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN

11.1. Cálculo de reservas

Como introducción a este anejo, se propone la cubicación inicial de mineral disponible en la zona de "Las Brañas", datos importantes a la hora del estudio de viabilidad del presente proyecto.

Previamente, se definirán los sistemas de clasificación de reservas, propuesto por el U.S. Bureau of Mines y el U.S Geological Service de Estados Unidos. En él se diferencian tres tipos de reservas:

- Un primer tipo es el de reservas medidas. Estas reservas son de aquel mineral cuyo tonelaje se ha calculado mediante medidas hechas en aforamientos, calicatas, labores mineras y/o sondeos, y para los cuales la ley o calidad se ha calculado a partir de los resultados de un muestreo adecuado. Los puntos de investigación, muestreo y medida están espaciados de tal manera y el carácter geológico está tan bien definido, que el tamaño, forma y contenido mineral pueden ser muy bien fijados. El tonelaje calcula y la calidad se pueden juzgar correctos dentro de los límites establecidos, siendo el error de estimación menor del 20%. Debe indicarse si los tonelajes o la calidad son de las reservas in situ o de las recuperables.
- Un segundo grupo es el de las reservas indicadas. Éstas están formuladas por aquel mineral cuyo tonelaje y calidad se han calculado parcialmente a partir de las medidas específicas, muestras o datos de producción, y parcialmente de la proyección a distancia razonable en áreas de evidencia geológica. Los puntos disponibles para la investigación, medida y muestreo son demasiado amplios o muy espaciados para delimitar completamente el mineral o para establecer todas sus calidades.
- Un tercer y último grupo es el de las reservas inferidas. Es aquel mineral para el cual la estimación cuantitativa está basada fundamentalmente en el conocimiento geológico de la zona con pocas medidas o muestras. Como se puede observar, el cálculo que se ha realizado en este proyecto, es de las reservas inferidas, ya que se ha hecho a partir del conocimiento de la zona mediante mapas topográficos y el mapa geológico de la zona.

Tabla 45. Cubicación de reservas.

P.K.	Área (m²)	Volumen (m³)
0+20	15808,152	328240,03
0+40	17015,851	348585,12
0+60	17842,661	357546,86
0+80	17912,025	361760,35
1+00	18264,01	372801,33
1+20	19016,123	383368,22
1+40	19320,699	397441,83
1+60	20423,484	421185,94
1+80	21695,11	435777,16
2+00	21882,606	439781,28
2+20	22095,522	457366,56
2+40	23641,134	490269,42
2+60	25385,808	526048,44
2+80	27219,036	563187,13
3+00	29099,677	600778,49
3+20	30978,172	631116,66
3+40	32133,494	694250,83
3+60	37291,589	720935,99
3+80	34802,01	710934,1
4+00	36291,4	738788,39
4+20	37587,439	764665,52
4+40	38879,113	787401,3
4+60	39861,017	813515,58
4+80	41490,541	847432,76
5+00	43252,735	882570,4
5+20	45004,305	915841,07

P.K.	Área (m²)	Volumen (m³)
5+40	46579,802	945518,64
5+60	47972,062	965648,71
5+80	48592,809	969721,99
6+00	48379,39	950668,1
6+20	46687,42	929288,53
6+40	46241,433	922704,86
6+60	46029,053	919704,68
6+80	45941,415	922788,94
7+00	46337,479	924777,54
7+20	46140,275	920838,27
7+40	45943,552	917520,87
7+60	45808,535	915656,12
7+80	45757,077	918041,11
8+00	46047,034	920593,78
8+20	46012,344	920645,98
8+40	46052,254	921324,93
8+60	46080,239	915800,43
8+80	45499,804	903760,25
9+00	44876,221	898006,14
9+20	44924,393	903514,2
9+40	45427,027	915491,12
9+60	46122,085	929493,97
9+80	46827,312	945074,45
10+00	47680,133	956701,71
10+20	47990,038	976050,28
10+40	49614,99	1010069,74
10+60	51391,984	1040158,38
10+80	52623,854	1063924,18
11+00	53768,564	1083230,12
11+20	54554,448	1095742,08
11+40	55019,76	1104985,55
11+60	55478,795	1113254,95
11+80	55846,7	1117330,7
12+00	55886,37	1092263,99
12+20	53340,029	1038934,07
12+40	50553,378	991091,46
12+60	48555,768	1022738,16
12+80	53718,048	1075563,75
13+00	53838,327	1077649,23
13+20	53926,596	1076920,38
13+40	53765,442	1085530,5
13+60	54787,608	1107505,88

P.K.	Área (m²)	Volumen (m³)
13+80	55962,98	1104591,28
14+00	54496,148	1103540,4
14+20	55857,892	1109645,69
14+40	55106,677	1092663,49
14+60	54159,672	1078220,74
14+80	53662,402	1079653,35
15+00	54302,933	1095023,4
15+20	55199,407	1085112,53
15+40	53311,846	1027758,59
15+60	49464,013	956842,59
15+80	46220,246	969317,83
16+00	50711,537	1035843,28
16+20	52872,791	1039664,11
16+40	51093,62	973310,41
16+60	46237,421	881088,66
16+80	41871,445	880026,24
17+00	46131,179	909459,96
17+20	44814,817	897789,83
17+40	44964,166	899630,79
17+60	44998,913	896177,06
17+80	44618,793	890585,91
18+00	44439,798	890171,88
18+20	44577,390	905895,95
18+40	46012,205	926895,79
18+60	46677,374	936414,63
18+80	46964,089	919089,12
19+00	44944,823	827544,01
19+20	37809,578	810372,87
19+40	43227,709	894066,44
19+60	46178,935	

La cubicación inicial da un total de 84534216,31 m^3.

A esta cifra se le quita un 15% para pilares y otros útiles de laboreo de minas y queda un total de: 71854083,86 m^3

11.2. Método de arranque

En Rocas Ornamentales, como calizas, granitos, mármoles y otras rocas masivas el proceso de arranque se realiza en varias etapas:

PRIMERA ETAPA, denominada “ARRANQUE PRIMARIO”, en la cual se extraen por diferentes procedimientos, bloques de forma más o menos paralelepipédica, de dimensiones variables pero siempre y en todo caso con 1 o varios metros de arista.

SEGUNDA ETAPA, denominada “CORTE O FRAGMENTACIÓN SECUNDARIA”, en ella los bloques resultantes de la primera etapa, son volcados por lo general sobre una de sus caras mayores y fragmentados en bloques de menor tamaño, denominados “Pastillones”, mediante el uso de cuñas manuales o mecánicas (pinchotes, colchones neumáticos, hidro-bag , etc.), o bien mediante el uso de explosivos rompedores o pólvoras.

TERCERA ETAPA, esta última etapa los pastillones obtenidos en la fase anterior, se fragmentan en tamaños aun menores, de forma prismática y aptos para ser transportados bien por carretera bien por ferrocarril, Industrialmente estos fragmentos se denominan “ Bloques”.

Al seleccionar el tipo de técnica utilizada para la realización de la etapa de Arranque Primario, deberán tenerse en cuanta una serie de condicionantes a factores, así:

FACTORES INTRINSECOS DE LA ROCA, tales como: resistencia mecánica de la roca, resistencia a la compresión, tenacidad, dureza, porosidad y abrasividad, que determinan los rendimientos de corte.

La abrasividad es uno de los factores más importantes, pues es uno de los que marca en muchas de las técnicas el coste final de la unidad de superficie cortada.

FACTORES EXTRINSECOS, tales como: existencia de agua, costes de adquisición y mantenimiento de los equipos de trabajo, situación geográfica de la explotación, accesos a la explotación, etc.

Todo estos factores y en mayor medida los factores intrínsecos de la roca, determinan y condicionan los rendimientos de explotación y en particular los del equipo de corte, pudiendo hacer que el método, válido en un determinado tipo de roca sea totalmente inviable en otro.

En el diagrama de la ilustración 1 se muestra un esquema donde quedará patenta la posibilidad o facilidad de corte de las diferentes rocas ornamentales en función de las características petrográficas.

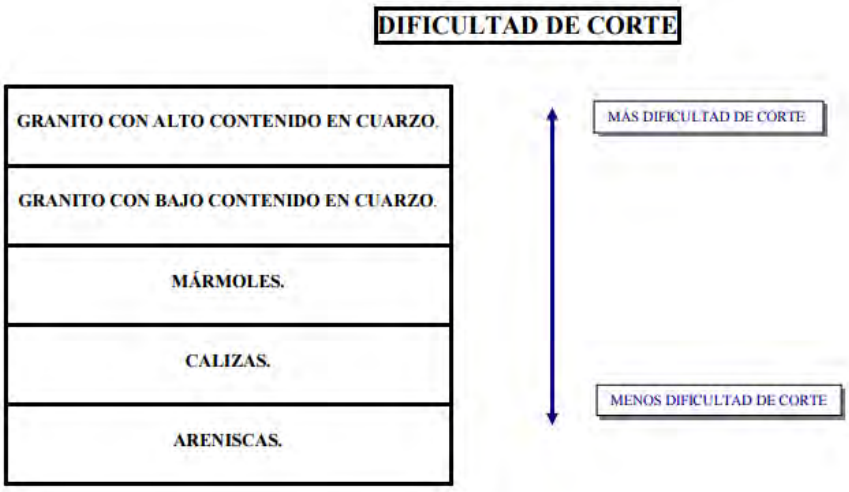


Ilustración 48. Facilidad de corte de las distintas familias de rocas ornamentales..

En el caso de Rocas Carbonatadas, como mármoles y calizas, las técnicas de arranque primario, más utilizas en España, están basadas en al abrasividad del diamante, principalmente el método de corte con hilo diamantado, debido a sus grandes resultados y a su facilidad de manejo, aunque también pueden utilizarse las rozadoras de brazo y el disco diamantado, superando por completo el método tradicional de corte con hilo helicoidal y corte con explosivo.

En el caso de Rocas Síliceas, como granitos, gneises, serpentinas, areniscas y cuarcitas, donde la técnica de arranque primario, más habitual tradicionalmente, era la perforación y voladura así como el uso de lanceta o lanza térmica, está siendo sustituida en la actualidad por el método de corte con hilo diamantado.

Para la división de grandes bloques secundarios y el escuadrado de los bloques comerciales se utilizan en ambos subsectores la perforación y las cuñas manuales o hidráulicas, debido a su efectividad en el corte de pequeñas superficies. En la actualidad se están desarrollando en España nuevas técnicas de extracción mediante el arranque en cantera con “Chorro de agua (Water Jet) ”, obteniéndose resultados excelentes en el corte de planchas o tablas, de todo tipo de rocas ornamentales, pero que en procesos o etapas de arranque primario presenta dificultadas y resultados no satisfactorios, no superados todavía. Existen sin embargo algunas explotaciones de rocas disgregadas, areniscas, donde la aplicación de esta técnica está permitiendo obtener con éxito bloques. La base tecnológica del proceso, es la capacidad de un chorro de agua a al presión, para disgregar partículas síliceas fuertemente cementadas más que un efecto mecánico de corte.

11.2.1. Métodos de arranque

CORTE MEDIANTE HILO DIAMANTADO.

El hilo diamantado se empezó a utilizar en la década de los años 70, introduciéndose comercialmente en 1978 en las canteras de mármol de Carrara. Se puede afirmar que este nuevo tipo de hilo ha sustituido totalmente al helicoidal y que, además, ha permitido la introducción de esta técnica de corte en el campo de las rocas duras y abrasivas.

La utilización de esta técnica de corte proporciona una serie de ventajas, durante la etapa de corte primario. Algunas de estas ventajas serán las enumeradas a continuación:

1. El sistema de corte con hilo presenta un excelente aprovechamiento de la roca, obteniéndose un acabado plano de la cara cortada, eliminándose posteriores etapas o labores de escuadrado final, obteniéndose sin embargo rendimientos productivos bajos.
2. El accionamiento, control y manejo de los equipos, podrá ser realizado con total garantía por personal relativamente cualificado. Su operación no conlleva riesgos especiales.
3. No es necesaria la presencia constante del operario durante las labores de corte.
4. El empleo combinado de las técnicas de corte mediante hilo diamantado y de las técnicas de utilización de explosivos, permite un menor almacenaje de material explosivo y por ello menores riesgos derivados de su empleo y manipulación.
5. La utilización de equipos de corte con hilo diamantado, ocasiona unos niveles de ruido aproximados de 70 dBA, cumpliéndose en todo momento con los requerimientos impuestos por la normativa sobre protección de trabajadores frente a los riesgos derivados de la exposición al ruido durante el trabajo.

Un equipo de corte normal por hilo diamantado debe tener las siguientes características:

- Motor eléctrico con elevado par de arranque, con variador de frecuencia para permitir velocidades progresivas y ajustar en movimiento la velocidad lineal del hilo.
- Volante de accionamiento del hilo, para garantizar una buena transmisión de potencia al hilo sin dañarlo.
- Dos poleas guías para dirigir el hilo.
- Carriles, unidos por traviesas, con cremallera central para el avance de la máquina. Rodillo secundario para asegurar que el piñón de transmisión permanezca engranado.
- Cuadro de controles y mando móvil para que el operador pueda colocarse en posición segura.
- Dispositivos de seguridad para detener la máquina en caso de rotura de hilo, manejo incorrecto de controles, excesiva absorción del motor principal, etc.
- Regulación electrónica automática de la tensión del hilo en relación con la potencia absorbida por el motor de la polea motriz, para conseguir en cada fase de corte el rendimiento máximo.
- Posibilidad de trabajo con cualquier ángulo (corte contra pared, horizontal, etc.).

- Posibilidad de cortes paralelos a cierta distancia, sin necesidad de mover la máquina.
- Transmisión doble para marcha rápida y cortes lentos.



Ilustración 49. Equipo de corte de hilo diamantado.



Ilustración 50. Equipo de hilo diamantado trabajando.

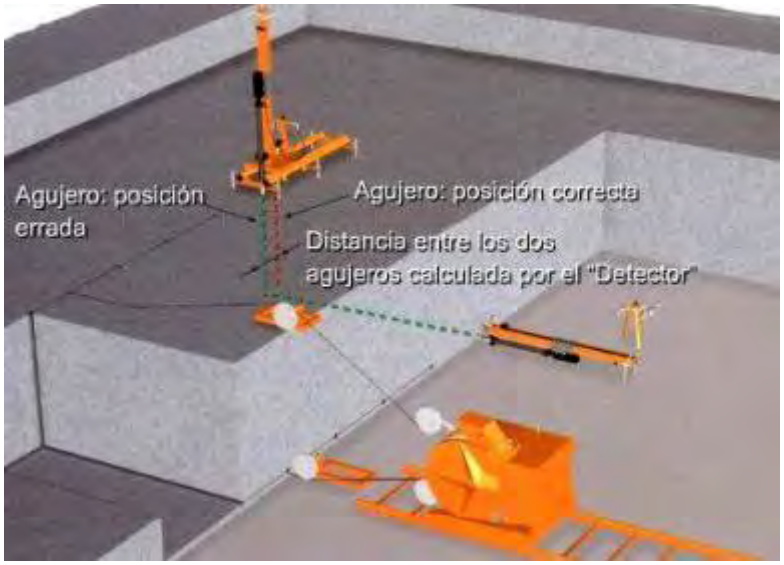


Ilustración 51. Esquema de funcionamiento de un equipo de hilo diamantado (Universidad de Oviedo).

El hilo diamantado, que constituye en la práctica el útil de corte, está formado por un cable trenzado de hilos de acero, de 5 mm de diámetro, sobre el cual están insertados varios anillos diamantados, denominados perlinas, con un diámetro de 10 u 11 mm. Estos elementos pueden estar colocados de diferentes formas en función de la aplicación que tengan: separados por muelles, con goma o con plástico inyectado.

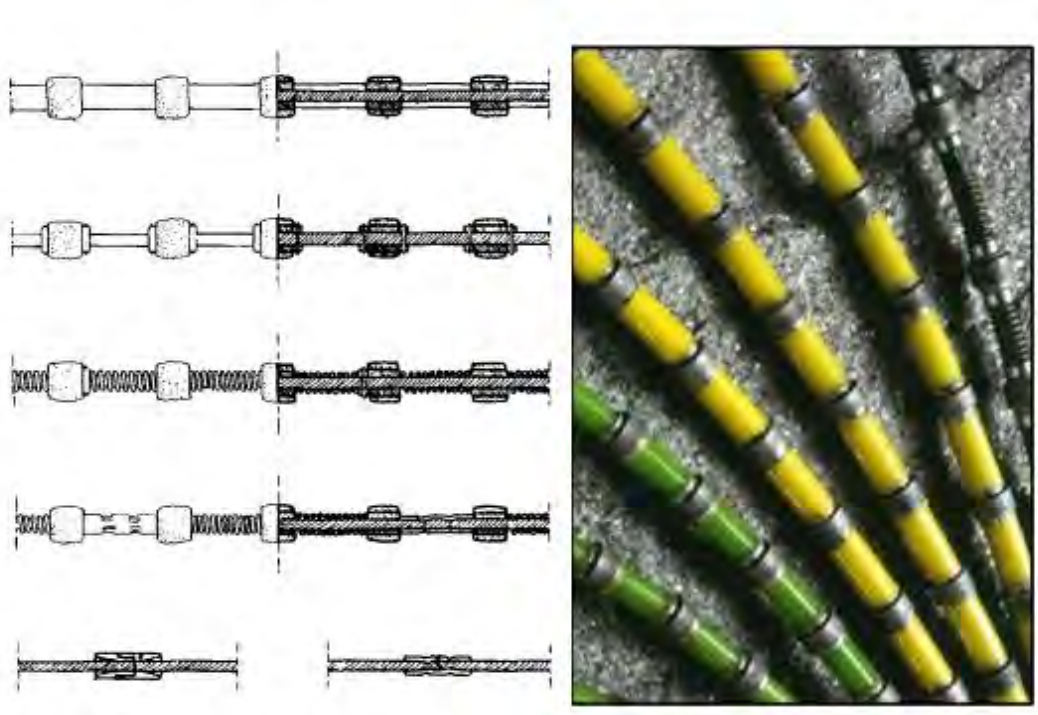


Ilustración 52. Tipos de hilo diamantado.

En la siguiente imagen se muestra un esquema de las diferentes posiciones que puede adoptar un equipo de corte con hilo diamantado, lo que nos permitirá conseguir en cada momento la disposición adecuada del equipo a las necesidades de operación.

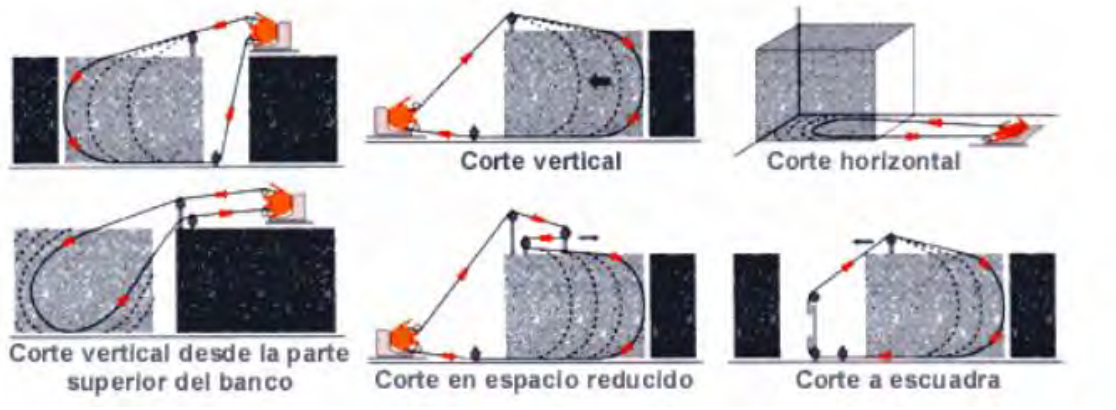


Ilustración 53. Esquema de las diferentes posibilidades de corte con un equipo de hilo diamantado.

La apertura de un banco de extracción se inicia en uno de sus extremos practicando una trinchera, también llamada triangulada o cajón, que precisará dos planos perpendiculares al frente cortados con hilo diamantado, mientras que el corte paralelo al frente e incluso el de levante se pueden efectuar mediante perforación y voladura, para conseguir el desprendimiento de ese bloque del macizo. Los barrenos verticales necesarios para el paso del hilo diamantado se hacen, generalmente, con equipos rotopercutivos hidráulicos con bocas de diámetro entre 90 y 140 mm. Los taladros horizontales se suelen realizar con equipos guiados con una deslizadera especial y tuberías o varillaje de conexión para longitudes de hasta 10 m.

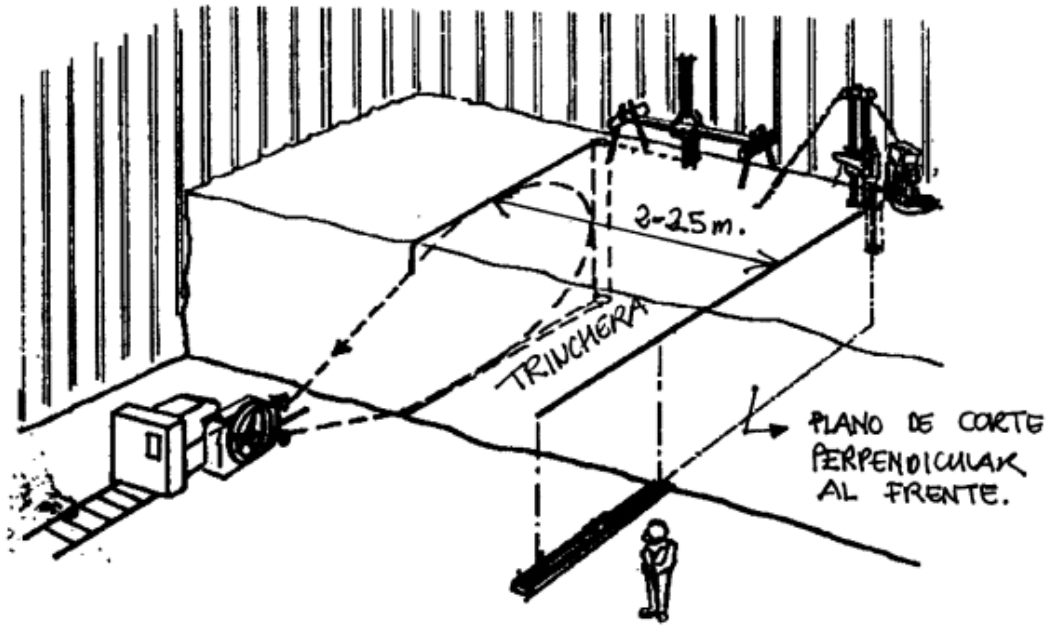


Ilustración 54. Apertura de una trinchera utilizando un equipo de cable diamantado y perforación.

Una vez abierta la trinchera, con una anchura que suele oscilar entre 2 y 2.5 m, se coloca en el fondo de la misma la perforadora horizontal y se practica un barreno comunicante con otro vertical para configurar la cara posterior del primer bloque a extraer, paralela al frente del banco.

El corte se realiza con la máquina situada en la plataforma superior del banco, utilizando poleas de reenvío situadas cerca del barreno vertical, y que se quitarán cuando casi esté terminado el corte.

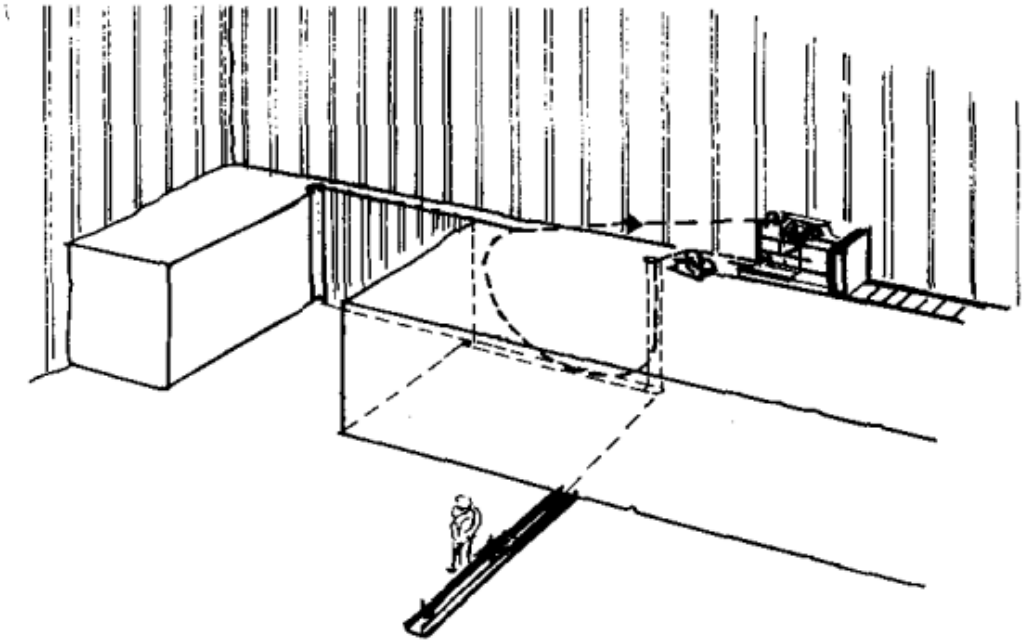


Ilustración 55. Corte paralelo al frente una vez perforado el barreno horizontal desde la trinchera (Universidad de Oviedo).

Durante la realización del corte horizontal es conveniente proporcionar un soporte inferior al bloque con unos tableros de madera, para evitar el desprendimiento eventual de fragmentos, o incluso el vuelco de éste, que pudiera dañar al hilo.

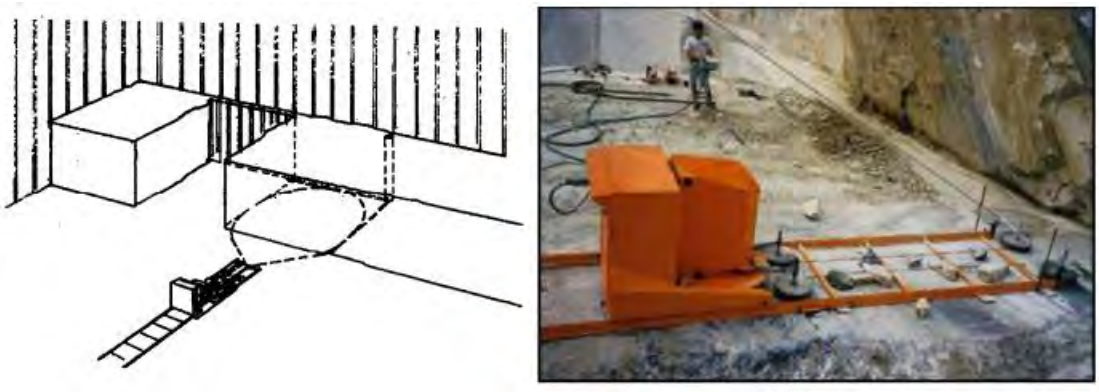


Ilustración 56. Corte horizontal con hilo

La compensación de la longitud del hilo diamantado se consigue desplazando convenientemente la máquina de accionamiento.

CORTE MEDIANTE ROZADORA DE BRAZO

El origen de las rozadoras de brazo se encuentra en la minería del carbón y de las sales potásicas, habiéndose extendido al sector de las rocas ornamentales como consecuencia de los avances logrados en las herramientas de corte, primero de carburo de tungsteno y después diamantadas. Los útiles de carburo de tungsteno tienen, a pesar de los elevados rendimientos de corte, unas vidas cortas y precisan de afilados cada cierto tiempo.

La abrasividad y la resistencia a compresión de las rocas son dos de los parámetros que condicionan el empleo de estas máquinas, pudiéndose afirmar que los valores límite son para la sílice un 2% y para la resistencia a la compresión 150 MPa, aunque en Bélgica se explotan rocas de hasta 170 MPa.



Ilustración 57. Rozadora con tren de rodaje sobre orugas (Universidad de Oviedo).



Ilustración 58. Rozadora iniciando un corte con cadena diamantado (Universidad de Madrid)..

En terrenos horizontales, para realizar la apertura de la cantera es preciso crear un hueco inicial en cada nivel, extrayendo varios bloques conformados por los cortes verticales pero sin el corte horizontal. Para el desprendimiento de esos bloques del propio macizo rocoso se puede recurrir a diferentes técnicas, tales como colchones hidráulicos o neumáticos, empujadores hidráulicos, etc.

Posteriormente, para extraer de sus huecos los bloques se suelen efectuar unos taladros que permiten colocar unos cables o cocas para su elevación. El hueco inicial o canal debe tener una anchura mínimo entre 3 y 6 m, para poder maniobrar a continuación en condiciones de seguridad.

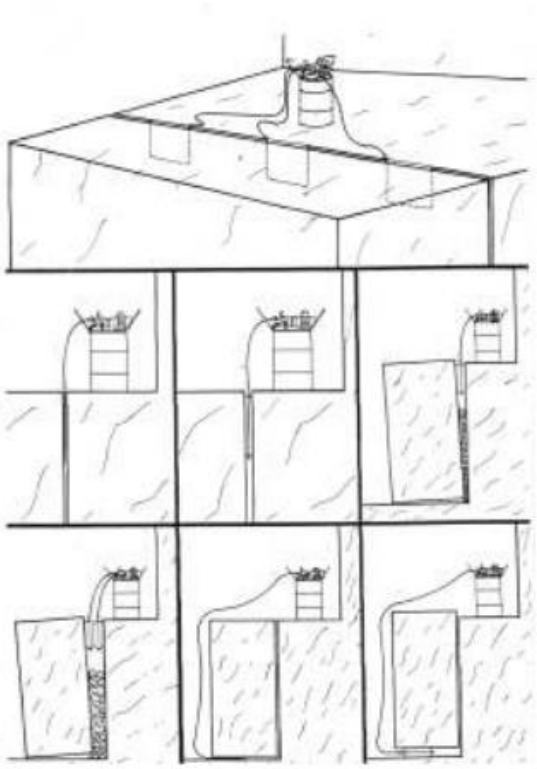


Ilustración 59. Esquema de utilización de colchones hidrobags para el despegue de bloques (Universidad de Oviedo).

A continuación, las rozadoras efectúan los corte de los bloques, tanto en sentido horizontal como vertical, directamente sobre las plataformas de los bancos. Primero se suelen realizar sucesivos cortes paralelos, en dirección perpendicular a la cara del banco, seguidos del corte horizontal a lo largo del frente y perpendicular a la cara del talud, y posteriormente la subdivisión vertical paralela al frente, a una distancia de éste marcada por el tamaño del bloque comercial.

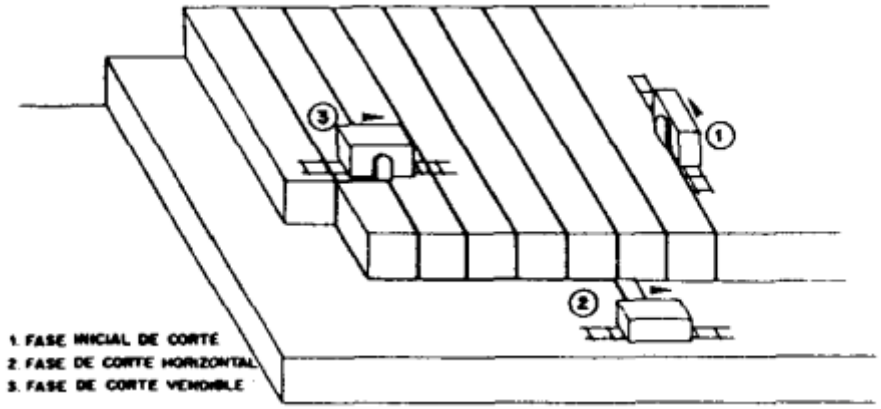


Ilustración 60. Explotación a cielo abierto (Universidad de Oviedo).

Como puede deducirse, estos equipos son adecuados para canteras que disponen de amplias plataformas de trabajo y frentes suficientemente largos. Su empleo es particularmente interesante en yacimientos homogéneos con rocas poco fracturadas.

Actualmente las rozadoras de brazo se emplean sobre todo en canteras de mármol, pero también se utilizan en explotaciones de pizarra y algunos tipos de arenisca.

Las rozadoras de brazo pueden trabajar conjuntamente con otros equipos; así en las canteras de mármol es muy frecuente ver equipos "exclusivamente diamantados", es decir, la combinación del hilo diamantado y las rozadoras de brazo con cadena diamantada.

Las principales operaciones que se efectúan con estas máquinas, dentro del ciclo básico de explotación son las siguientes:

1. Corte horizontal con la rozadora de brazo.
2. Perforación de un barreno vertical coincidiendo con la arista oculta del bloque a extraer.
3. Corte vertical con hilo en la cara lateral.
4. Corte vertical con hilo en la cara posterior.

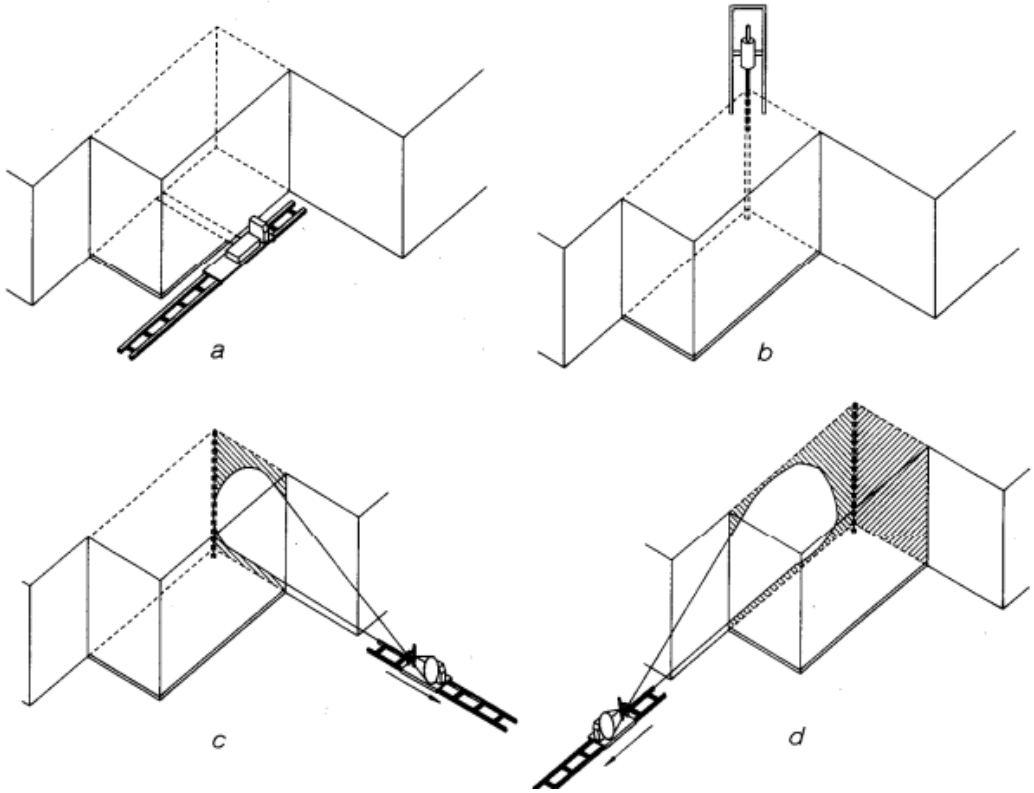


Ilustración 61. Operaciones realizadas con una rozadora y un equipo de hilo diamantado (Universidad de Oviedo).

A continuación se procede al vuelco del bloque primario sobre la plaza de la cantera, mediante empujadores hidráulicos o una pala con implemento de empuje, para llevar a cabo su subdivisión. Para estos cortes secundarios se puede emplear un pequeño equipo de hilo diamantado o, como se hace más tradicionalmente, martillos perforadores y cuñas.

En el caso de tener que proceder a la apertura de un nuevo banco las operaciones que se efectúan son las siguientes:

1. Corte horizontal con la rozadora de brazo .
2. Perforación de barrenos verticales.
3. Cortes verticales laterales con hilo diamantado.
4. Corte vertical posterior con hilo diamantado. Este último corte se realiza teniendo el equipo de hilo en el nivel superior al que se encuentra la rozadora.

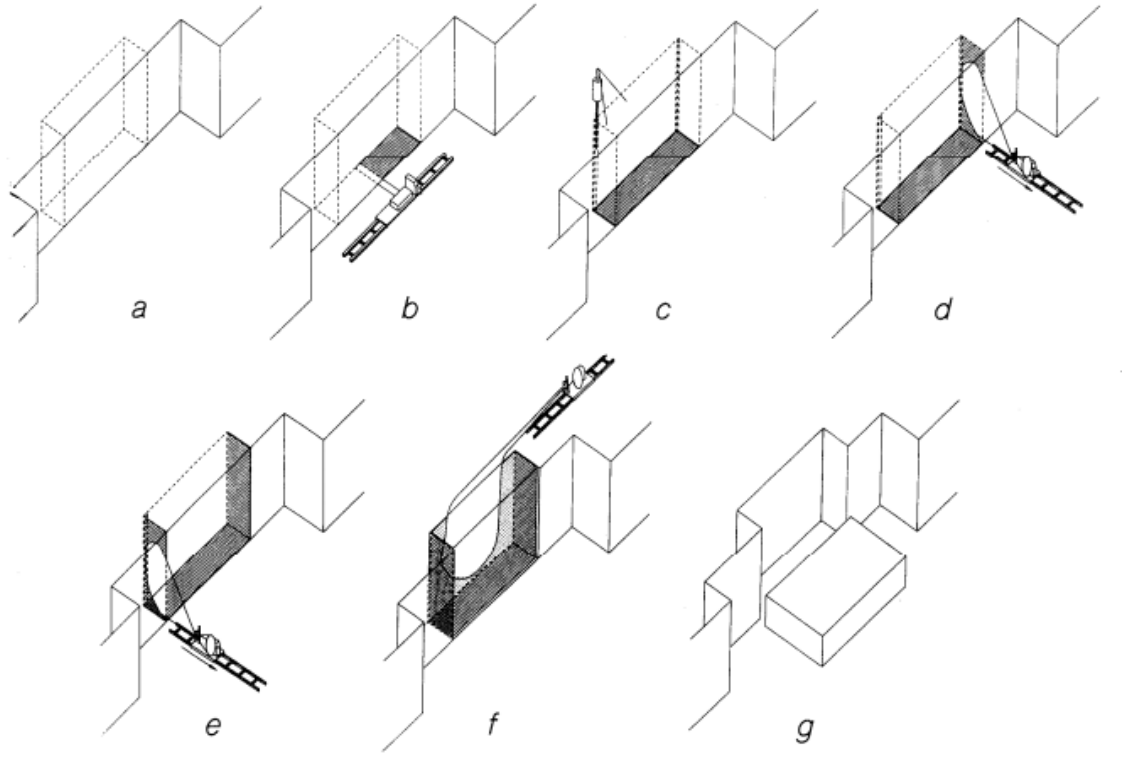


Ilustración 62. Apertura de un banco con rozadora y equipo de hilo diamantado (Universidad de Oviedo).

Finalmente en las siguientes ilustraciones puede verse una explotación de granito y mármol respectivamente, con los equipos principales y auxiliares que se utilizan.

También existen técnicas de arranque con perforación y voladura.

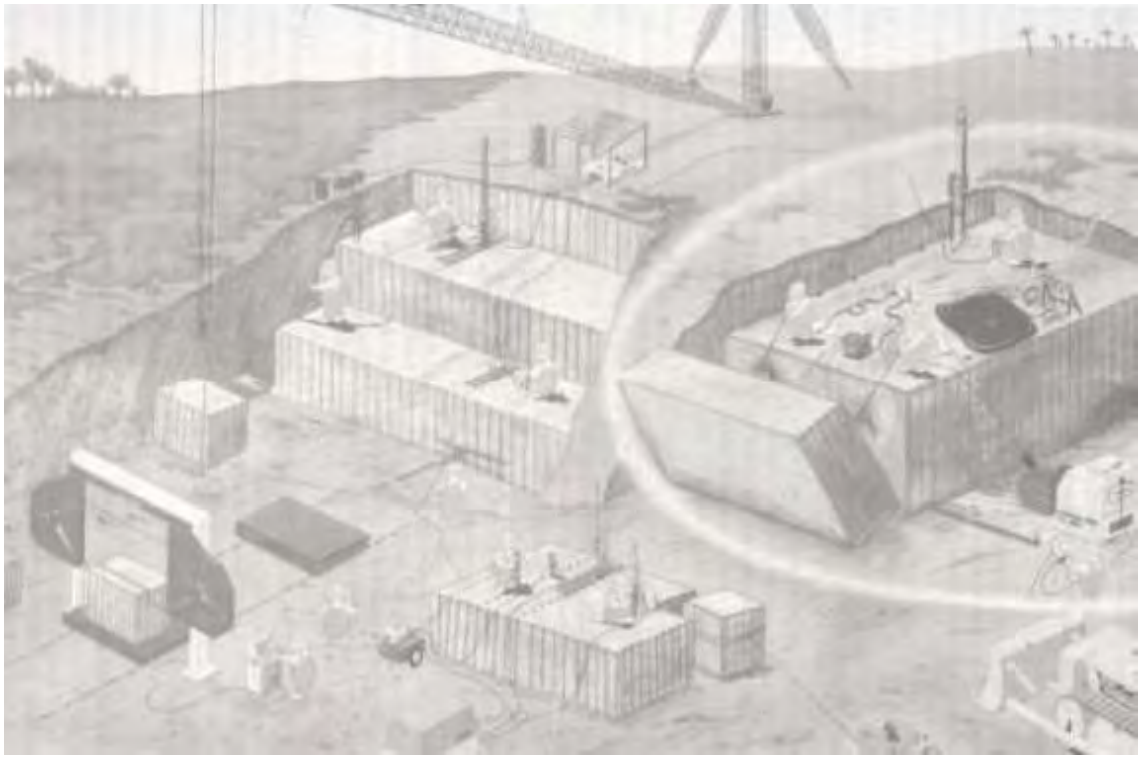


Ilustración 63. Equipos empleados en las canteras de granito (Universidad de Oviedo).

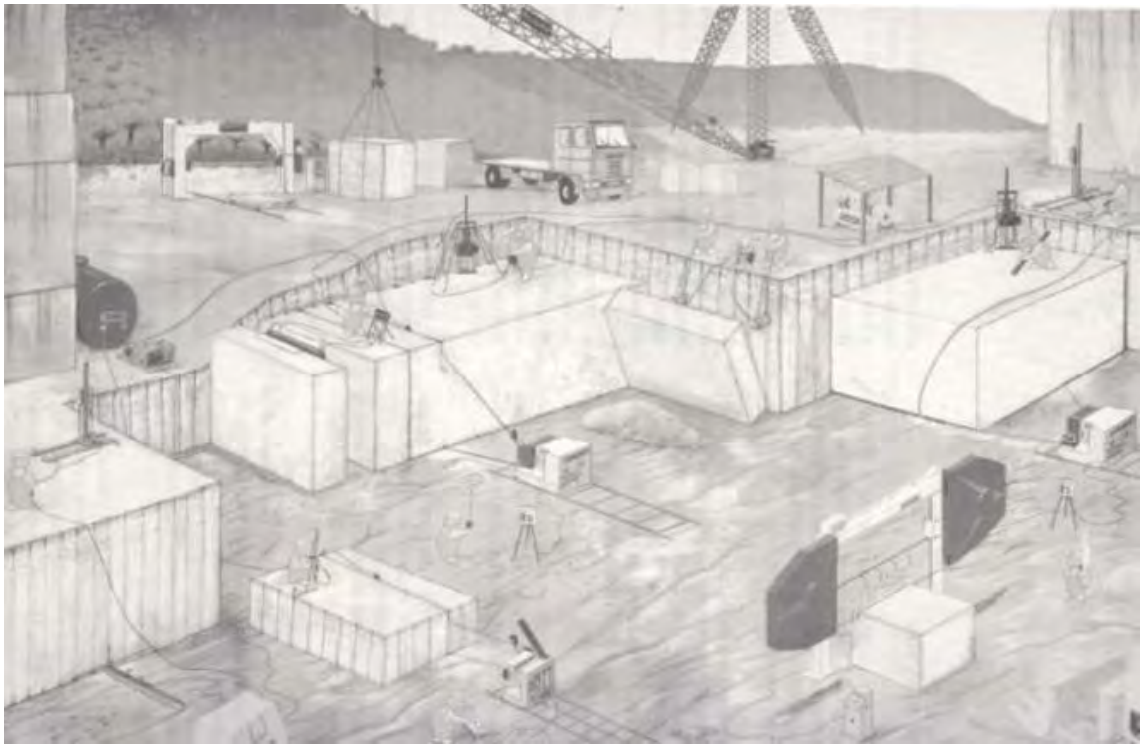


Ilustración 64. Equipos empleados en cantera de mármol (Universidad de Oviedo).



Ilustración 65. Equipos principales y auxiliares empleados en las canteras de mármol.

CORTE CON DISCO

Esta tecnica permite obtener bloqus desde el principio y sin recurrir a sucesivas etapas de división, ya que se obtiene una excelente calidad de acabado de los bloques, sin necesidad de escuadrados finales. Sin embargo, sus limitaciones de aplicación se encuentran en la escasa profundidad de corte, comprendida entre los 40 y 60 cm. La limitación dimensional de los bloques los lleva a aplicaciones comerciales muy concretas.

El equipo consiste básicamente en unos discos cortadores diamantados (cuando se trata de marmoles o calizas) o de metal duro (cuando se trata de rocas blandas) montados sobre un carretón móvil desplazable sobre carriles, o un brazo articulado como el de una retroexcavadora hidraúloca. Actualmente hay equipos autoportantes montados sobre orugas.

Se utilizan mayoritariamente en canteras de pizarra para la extracción de los rachones, configurando con cortes de escasa profundidas las caras laterales de los mismos. Se auxilian de un martillo hidraúlico con cincel o de varias cuñas hidraulicas para el desprendimiento total.



Ilustración 66. Equipo de corte con disco (Universidad de Madrid)



Ilustración 67. Equipo de corte con disco (Universidad de Madrid).

En las canteras donde se utilizan equipos sobre carriles, los bancos son bajos y se debe disponer de amplias plataformas, de tal manera que en cada posición los carriles permitan la ejecución de un corte de gran longitud y obtener así elevados rendimientos.

CORTE CON CHORRO DE AGUA

Esta técnica se basa en la disgregación de las rocas bajo la acción de un chorro de agua de alta velocidad, impulsada por una bomba de alta presión. La erosión que provoca el chorro está relacionada fundamentalmente con las microdiscontinuidades de la roca.

El rendimiento del corte depende, en general, de los siguientes factores:

- La porosidad (una de las propiedades con mayor influencia).
- El tamaño de grano de los minerales constituyentes.
- La composición mineralógica
- El grado de meteorización
- El comportamiento elástico

Los equipos consisten en una central hidráulica accionada por un motor eléctrico y acoplada a una bomba hidráulica de alta presión constituida a su vez por un pistón de doble efecto y movimiento alternativo (60 - 80 ciclos/min). A ello hay que añadir tuberías y mangueras de conexión, la lanza con su boquilla, el sistema de traslación, el panel de control, la planta de clarificación y recirculación del agua y otros elementos auxiliares.

La rotura de la roca tiene lugar por el choque del chorro de agua y por las microfisuras que crea. Para una velocidad de 300 m/s se consigue una presión de 150 MPa y para una velocidad de 500 m/s se consigue una presión de 300 MPa.

Para la extracción de bloques de cantera se han de realizar cortes de varios metros de profundidad con una lanza, manteniendo las boquillas a pocos centímetros de la roca.

Los útiles de corte se diseñan con cabezas que producen uno o dos chorros divergentes, animados de un movimiento de rotación o de oscilación para que los surcos creados se crucen y disgreguen la roca.

La lanza puede moverse conjuntamente con el equipo o de forma independiente si el equipo no es móvil

Esta técnica, sola o en combinación con el hilo diamantado, es potencialmente competitiva con los métodos tradicionales siempre que el valor de la roca o el gasto que supone el estéril del recubrimiento del yacimiento, o ambos, sean suficientemente altos. En canteras con bancos bajos, puede sustituir ventajosamente a las técnicas de perforación, mientras que en canteras con bancos altos, dan lugar a una menor rugosidad de la superficie de corte y una mayor precisión que los métodos tradicionales, generando menos estériles.

Asimismo, también dan lugar a menores niveles de emisión de ruido y polvo, ausencia de vibraciones y condiciones de trabajo cómodas y seguras y a una mayor calidad general de los bloques obtenidos, reduciéndose significativamente la necesidad de operaciones posteriores.

11.2.2. Justificación del método de arranque principal

Consideraciones iniciales

La selección de los equipos de arranque se lleva a cabo a partir del conocimiento de los siguientes aspectos:

- Factores intrínsecos de la roca:
- Abrasividad.
- Resistencia a compresión.
- Tenacidad.
- Dureza.
- Porosidad.
- Los ritmos de producción.
- El grado de mecanización de las labores que se desea alcanzar.

La abrasividad de la roca es uno de los factores que, en el caso específico de muchas de las técnicas, condiciona el coste final de la unidad de superficie cortada.

Lo habitual es que dentro de una explotación se empleen, simultánea y combinadamente, al menos dos técnicas diferentes para el arranque de las rocas ornamentales, siendo raro que se emplee exclusivamente una técnica de manera individualizada.

En el grupo de las rocas carbonatadas (por ejemplo, mármoles y calizas), en las primeras etapas del ciclo de explotación se utilizan fundamentalmente herramientas diamantadas (hilo diamantado y rozadoras o discos diamantados), sustituyendo a las hasta hace poco tradicionales de hilo helicoidal y de corte con explosivos. Por su parte, en las rocas silíceas (granitos y otras rocas eruptivas y areniscas cuarcíticas), las técnicas que han sido más utilizadas hasta hace poco en los cortes primarios eran la perforación y voladura; actualmente se observa una importantísima y significativa penetración del hilo diamantado y un clarísimo retroceso de la lanza térmica, técnica obsoleta que mantiene una utilización todavía residual y marginal.

Equipos de corte con hilo diamantado

La técnica de corte con hilo diamantado ha sustituido totalmente a la del corte con hilo helicoidal y, además, ha permitido la introducción de esta técnica de corte en el campo de las rocas duras y abrasivas.

CLASES DE EQUIPOS

Las máquinas empleadas con esta técnica se pueden clasificar en cuatro categorías, correspondientes a las sucesivas fases de desarrollo que han experimentado a lo largo del tiempo:

- Equipos hidráulicos.
- Equipos híbridos.
- Equipos eléctricos con tensado del hilo con contrapeso.
- Equipos eléctricos automáticos.

Equipos hidráulicos

Estaban constituidos por un carro móvil sobre carriles que soportaba la polea motriz, que generalmente era orientable, las poleas de transmisión y la corredera (carrera de 1 m), por la que se hacía retroceder el volante o polea motriz con el fin de tensar el hilo diamantado durante el corte.

La central hidráulica estaba separada y montada sobre un carro que contenía una bomba hidráulica de caudal variable para el accionamiento de la polea motriz, otra de caudal fijo para el accionamiento del sistema tensor del hilo y los correspondientes motores y cuadro de mando. Estaban accionadas por motores eléctricos de 15 – 22,5 KW y la velocidad del hilo diamantado era de 23 m/s y los rendimientos en travertino de 3 – 4 m_2/h.

La evolución de estas máquinas desembocó en los equipos hidráulicos de circuito abierto, en lugar de cerrado y a utilizar motores de hasta 30 KW, elevándose la velocidad del hilo hasta 38 m/s y el rendimiento de hasta 8 m_2/h, referidos al travertino.

La creciente complejidad y la necesidad de disponer de potencias de accionamiento mayores, acordes con el progreso de las herramientas, llevaron al abandono progresivo de estos equipos, pasando a los que se describen a continuación.



Ilustración 68. Equipo hidráulico de corte con hilo diamantado.

Equipos híbridos

En estos, la polea motriz era movida por un motor eléctrico, mientras que el sistema tensor seguía siendo hidráulico, accionado por una central separada para permitir la utilización de los carros móviles antes citados.

Debido a los problemas de estabilidad las potencias instaladas en estos modelos no superaron los 22,5 KW.

Algunas mejoras se tradujeron en dispositivos semi-automáticos, consistentes en un relé amperimétrico de mínima absorción que regulaba el dispositivo tensor. Se conseguía así una regulación del tiro del hilo del tipo ON-OFF, controlada por la absorción de corriente del motor principal, pero también se producían vibraciones anómalas sobre el hilo, que desembocaban en una distribución irregular de las perlinas, un aumento de los esfuerzos y la fatiga del cable de acero.

Se pasó así a la primeras unidades de la siguiente generación, capaces de ejercer una tensión del hilo lo más constante posible.

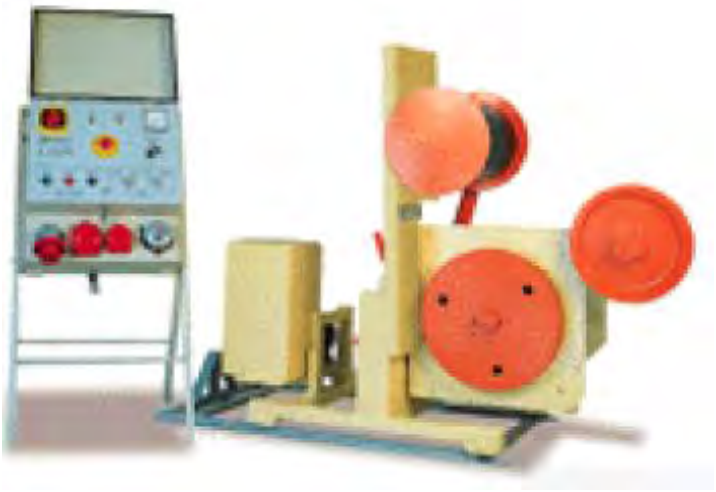


Ilustración 69. Equipo hibrido de corte con hilo diamantado.

Equipos eléctricos con tensado del hilo por contrapeso

Estaban constituidos por un carro móvil sobre carriles que soportaban la polea y el correspondiente grupo motor eléctrico. La tensión se conseguía por medio de una serie de contrapesos aplicados a una horquilla situada en el último tramo del carril. Las potencias instaladas alcanzaron los 37,5 KW y los rendimientos de corte llegaban hasta los 11 m2/h en travertinos.

La principal ventaja de estas instalaciones era su sencillez pero era difícil regular con precisión la tensión del hilo durante el corte y resultaba complicado trabajar en superficies que no fueran perfectamente planas.

También se utilizó un sistema tensor basado en hacer retroceder la instalación mediante un ramal que se enrollaba progresivamente en un pequeño cabrestante, colocado en el bastidor y cuyo extremo estaba fijado al último tramo del carril.

Con este sistema se conseguía un aumento de la velocidad de retroceso a medida que el corte progresaba, pudiéndose instalar el conocido dispositivo On – Off, mediante un relé amperimétrico de máxima y mínima, para cortar la tensión si esta era superior a la potencia transmitida al hilo en ese instante. No obstante, se mantenían los problemas con relación al hilo en función de las condiciones de corte.

Equipos eléctricos automáticos

Estas unidades están constituidas por un bastidor que soporta tanto al grupo motriz principal como el auxiliar para el desplazamiento a lo largo del carril.

Este último movimiento se efectúa mediante un sistema de piñón – cremallera que permite incluso trabajar en bancos inclinados. El piñón es accionado por un pequeño motor eléctrico de velocidad variable (de corriente continua o alterna, según el fabricante), cuya velocidad de rotación se puede controlar manual o automáticamente en función de las exigencias de corte.

Las poleas motrices han disminuido de diámetro pasando de las originales de 1.200 mm a las actuales de 800 mm, consiguiéndose así un aumento de la potencia transmitida al hilo.

El ángulo de abrazadera del hilo sobre la polea motriz se regula por medio de las dos poleas guía situadas delante del equipo, y que poseen un diámetro menor, por ejemplo, 400 mm.

En los equipos más modernos, el operador ajusta la absorción de corriente deseada para el motor principal en un panel, situado en el cuadro de mandos portátil, después de lo cual un procesador electrónico regula en cada instante la tensión del hilo, de manera que el consumo de corriente se mantiene constante.

Se evita así sobrecargar el hilo con vibraciones, al tiempo que se optimiza el rendimiento del equipo de corte. El procesador está programado, además, para parar la instalación en caso de rotura accidental del hilo o cualquier anomalía general.

Algunas máquinas poseen un diseño constructivo que permiten, desde una misma posición, desplazar lateralmente la polea motriz, con lo que se facilita el emplazamiento de la instalación, pues no es necesario alinear los carriles con el corte y también la ejecución de cortes paralelos sucesivos desde un mismo emplazamiento. Separados entre sí, por ejemplo, 1,7 m ó 1,8 m.

En la mayoría de los equipos es posible girar la polea motriz hasta 360°. Tanto la traslación de la citada polea como el giro pueden realizarse con motores eléctricos y, en algunas unidades, de forma manual.

Pueden ejecutar cortes horizontales muy próximos al nivel de la plataforma de apoyo (± 5 cm) y trabajar en superficies con una inclinación máxima del 20 %.

En la parte posterior, detrás de la polea motriz, se coloca una protección inclinada para prevenir los efectos de golpeo al personal en caso de rotura del hilo diamantado.

El consumo de agua durante el corte es variable, según el tipo de roca, pero puede cifrarse entre 3 y 6 m^3/h.



Ilustración 70. Equipo eléctrico automático de corte con hilo diamantado.

Hilos diamantados

El hilo diamantado encargado dedesarrollar el corte de la roca, está formado por un cable trenzado de hilos de acero, de 5 mm de diámetro, sobre el cual están insertados varios anillos diamantados denominados “Perlinas”, con un diámetro de 10 u 11 mm.

Estos elementos pueden estar colocados de diferentes formas en función de la aplicación que tengan: separados por muelles, con gomas o con plástico inyectado. Por su parte, las perlinas se fabrican con dos sistemas distintos:

- Por electrodeposición: son las más antiguas y las de menor coste. Están hechas de un soporte anular de acero sobre el que los granos de diamante se depositan por electrólisis. Son adecuadas para el corte de rocas blandas y, sobre todo, por pequeños cortes y el escuadrado de bloques, donde los radios de curvatura son pequeños.
- Por sinterización o concreción: han sido concebidas para cortar cualquier tipo de roca, incluidas las más duras y abrasivas y, al mismo tiempo, mejorar la vida útil de los hilos. La parte activa de las perlinas consiste en un anillo de concreción diamantado cuya composición se parece a la de los segmentos de los flejes y de los discos. La parte activa de las perlinas consiste en un anillo de concreción diamantado cuya composición se parece a la de los segmentos de los flejes y de los discos.

Los hilos diamantados que se usan para los mármoles presentan generalmente las siguientes características:

- Longitudes estándar de 5, 10 y 15 m y otras bajo pedido.
- Hilos portadores de 5 mm.
- Perlinas electrolíticas o de concreción.
- Diámetro exterior de 10 mm.
- Número de perlinas de 30 a 32 por metro de hilo.
- Separadores de resorte.

Para las uniones de los hilos, una vez que estos han sido sometidos a torsión para evitar que el desgaste se produzca siempre sobre las mismas generatrices de las perlinas, se utilizan diversos elementos: uniones macho – hembra con rosca, uniones macho – casquillo – macho con rosca, o casquillos de cobre que se fijan con unas tenazas a presión. Otras herramientas auxiliares que se utilizan son las cizallas de mano y las prensas hidráulicas.



Ilustración 71. Hilo diamantado de uso para mármol.

Criterios de selección

La selección del equipo que mejor se adapta a las características del trabajo a desarrollar en la cantera debe tomar en consideración los siguientes puntos:

- Las dimensiones del corte a realizar, medidas en metros cuadrados (m^2).
- El tipo de roca.
- El tipo de aplicación.

Como criterio de selección, debe aplicarse como regla práctica que a mayor dimensión del corte, mayor es la potencia de la maquina necesaria.

Por otro lado, para la mayoría de las rocas a excepción de los mármoles y las calizas, no abrasivos, se recomienda el uso de equipos de velocidad variable y convertidores para el accionamiento del hilo.

Por tanto, para el corte de los bloques de la presente explotación, se utilizarán esencialmente dos equipos de corte con hilo diamantado. Los equipos, dentro de los tipos disponibles, se han elegido del tipo eléctrico automático.

Las principales ventajas que ofrece este equipo y por las cuales ha sido elegido son:

- Puede ser usado para el corte de grandes bloques y losas de gran dimensión. Mayor flexibilidad en la producción.
- A través del corte con hilo diamantado, la tasa de calificación del material es mayor, reduciendo así la tasa de desperdicio de material.
- Seguridad, baja generación de ruido, no genera contaminación ambiental con una correcta refrigeración.
- Operaciones de corte de bajo costo
- Fácil manipulación
- La producción de losas se realiza en lapsos de tiempo más cortos.
- Permite la obtención de losas más lisas y parejas. Mejor acabado de corte
- Bajo consumo de energía.
- Mayor productividad
- Reciclado del agua mucho mejor.

Rendimientos de corte

La velocidad de corte de los hilos con perlinas electrolíticas puede ser, en principio, superior a la que se consigue con los hilos de concreción, pero disminuye paulatinamente con el uso llegando a ser inferior a la de estos. Por el contrario, la velocidad de los hilos de concreción se mantiene prácticamente constante durante toda la vida útil, que suele ser el doble que la de los otros hilos.

Costes de extracción

La partida más significativa de las integrantes de los costes es la correspondiente al hilo diamantado, que suele representar más del 60 % del coste total.

El precio medio de éste se puede considerar en unas 185 EUR/m y la inversión en un equipo medio de 255.000 EUR.

Los datos relacionados con los costes del equipo de hilo diamantado se reflejan en la siguiente tabla:

Tabla 46. Costes del equipo de hilo diamantado.

Componente	Índice	Precio Unitario
Velocidad de corte	8-15 m^2/h	
Perforación	6 m/h	12,5 Eur/m
Mano de Obra (Incluido mantenimiento)	0,5 h/m^2	9,37 Eur/h
Consumibles		
Hilo	0,07 m/m^2	156,26 Eur/m
Agua	500 l/m^2	0,01 Eur/m
Energía	7,1 Wh/m^2	0,09 Eur/Kwh
Propiedad y mantenimiento	Sobre 5 años	

11.2.3. Maquinaria auxiliar: Arranque principal

La extracción de rocas ornamentales exige, además de los equipos principales de corte, el empleo de maquinaria auxiliar para facilitar el proceso global de obtención de bloques de roca en condiciones de máximo rendimiento y condiciones de seguridad.

Las funciones de la maquinaria auxiliar son diversas, pudiéndose resumir en las tres siguientes:

- Acondicionamiento de la zona de extracción.
- Apoyo a algunas tareas del proceso de corte
- Manipulación de los bloques de roca una vez cortados.

Dentro de este grupo de equipos auxiliares, se encuentran todas las unidades de construcción y mantenimiento de pistas, de desbroce y retirada de tierra vegetal, demoledores hidraúlicos, grupos electrógenos, bombas, etc.

Como maquinaria auxiliar característica del sector de las rocas ornamentales se ha considerado la siguiente:

- Empujadores de bloques
- Implementos de palas de ruedas
- Redes de aire comprimido
- Perforadoras para el uso posterior de hilo diamantado
- Bases de apoyo para perforadoras cortabloques
- Captadores de polvo
- Tornos de arrastre
- Sistemas de control de alineación de barrenos.

11.2.3.1. Raise Boring

Para la ejecución de la explotación de los cuarteles, es esencial realizar una chimenea vertical, para tener ventilación natural además de la forzada en los cuarteles de la explotación. Esta chimenea vertical se realizará mediante el método de Raise Boring, el cual se puede ver en la ilustración 67.



Ilustración 72. Raise Boring

El Raise Boring constituye un procedimiento constructivo para la ejecución mecanizada de pozos o chimeneas entre dos niveles dentro de una mina o un proyecto de ingeniería civil. Los niveles pueden ser subterráneos o, el superior, estar en la superficie como es el caso. El procedimiento consiste en perforar un barreno piloto y luego ensanchar la perforación hacia arriba mediante una cabeza escariadora. Se trata de un equipo de perforación que se instala por encima del terreno. Se taladra una perforación piloto, vertical en este caso. Se perfora hasta llegar al túnel o caverna ya existente. Posteriormente se retira la broca piloto y se fija un escariador a la sarta de perforación, que amplía la perforación hacia arriba.

Entre las ventajas de este sistema se encuentra la alta seguridad y buenas condiciones de trabajo, la productividad más elevada que con explosivos, el perfil liso de las paredes, la sobreexcavacion inexistente y la posibilidad de realizar excavaciones inclinadas.

En cuanto a los inconvenientes, la inversión elevada, el coste de excavación unitario elevado, la poca flexibilidad en dimensiones y cambios de dirección, las dificultades en rocas en malas condiciones y la necesidad de personal especializado.

11.2.3.2. LHD Caterpillar R1700G

La Pala Cargadora de Minería Subterránea R1700G tiene un diseño compacto, tanto en altura como en anchura, perfectamente adaptadas al ambiente en el que han de trabajar. Si a esto unimos su estructura articulada, que le permite un radio de giro mínimo y su maniobrabilidad en zonas estrechas, se estaría en presencia de un equipo diseñado con un flexibilidad, movilidad y versatilidad que permite dar la máxima productividad para una sección de trabajo dada en recorridos de transporte medio y corto a velocidades de hasta 30 km/h.

Mediante las cargadoras LHD un único operador carga el equipo el mismo, transporta la carga a lo largo de la galería y la descarga en el punto de vertido.



Ilustración 73. LHD R1700G

11.2.3.3. Empujadores de bloques

Estos equipos tienen por objeto producir un vuelco de los bloques de roca ornamental obtenidos en la etapa primaria de corte. Mediante el vuelco sobre un lecho de arena, los bloques se encontrarán en condiciones de ser cortados de nuevo para su división, o de ser transportados a otro punto del complejo minero.

Atendiendo a las características operativas y de diseño se pueden distinguir dos tipos de empujadores:

- De cilindro hidráulico
  Este tipo de empujadores constan de un cilindro hidráulico accionado mediante una central oleodinámica que permite el accionamiento simultaneo de dos o más de dichos cilindros.
  Un grupo completo incluye los siguientes elementos:
  - Central oleodinámica, accionada con un motor eléctrico, de gasoil o neumático.
  - Dos cilindros hidráulicos
  - Cuatro mangueras de conexión.
  - Carro de transporte de la central.
  - Tanque de aceite
  - Instrumentación de control.

- De almohadilla
  Consisten, como su nombre indica, en una delgada almohadilla en la que se introduce agua o aire a presión provocando su inflado, con el consiguiente aumento de volumen.
  Las almohadillas hidráulicas se conectan a una centralita accionada por un motor eléctrico de 2,2 kW de potencia y 30 kg de peso, que permite el uso simultáneo de tres o más almohadillas.

11.2.3.4. Implementos de las palas de ruedas

Muchas de las labores auxiliares que se desarrollan en una cantera de roca ornamental pueden realizarse mediante el uso de palas de ruedas equipadas de implementos especialmente adaptados para trabajar en este tipo de operaciones extractivas. Estos implementos están diseñados para facilitar el manejo de bloques y simplificar las labores de saneamiento y preparación de los frentes de arranque.



Ilustración 74. Pala de ruedas con implemento para roca ornamental.

Para agilizar el trabajo, las palas deben ir provistas de un acoplador que permita una conexión rápida del implemento a la pala. Algunos tipos de acopladores disponen de sistemas hidráulicos que aseguran una conexión completamente rígida entre éste y el implemento.

Cuatro son los implementos básicos que se usan en el sector de rocas ornamentales:

- Cucharón para manejo de bloques
- Horquilla para manejo de bloques
- Brazo saneador y de empuje
- Horquilla saneadora

El cucharón para manejo de bloques es de diseño y dimensiones especiales para el movimiento de dichas masas y bolos en general. La horquilla se utiliza para el transporte, carga y colocación controlada de los bloques comerciales. Por último, tanto el brazo como la horquilla saneadores son empleados en la limpieza y acondicionamiento de los frentes de trabajo, permitiendo el movimiento de fragmentos rocosos de grandes dimensiones. El brazo también se utiliza para realizar el vuelco de los bloques, incluso existen algunos con diseño especial accionados hidráulicamente que disponen de un cajón-vástago que se desplaza en su interior y una placa-garfio para contrarrestar la reacción del empuje apoyándose ésta en el macizo.

11.2.3.5. Redes de aire comprimido

El aire comprimido es el fluido que se utiliza como fuente de energía en la perforación de rocas, tanto en el accionamiento de los equipos neumáticos con martillo en cabeza y martillo en fondo, como para el barrido de los detritus cuando se perfora con martillos hidráulicos o de rotación.

En el momento de decidir la compra de un equipo de perforación, uno de los puntos más importantes es la selección del compresor, debido fundamentalmente a que:

- El peso relativo en el precio del conjunto es elevado.
- La repercusión en el coste del metro lineal perforado es considerable, pues si el caudal de aire es insuficiente los problemas que surgen son:
  - Disminución de la velocidad de penetración.
  - Aumento de los costes de desgaste: bocas, varillas, etc.
  - Incremento del consumo de combustible.
  - Necesidad de mayor labor de mantenimiento del equipo motocompresor.

Las dos características básicas de un compresor, además del tipo o modelo, son:

- El caudal de aire suministrado
- La presión de salida del aire.

En la siguiente tabla, se indican, para los diferentes equipos móviles de perforación, los valores más frecuentes de las citadas características, el tipo de compresor y el porcentaje de precio aproximado con relación a la maquina completa.

Tabla 47. Tipos y características de los compresores.

Tipo de perforadora	Caudal (m^3/min)	Presión (MPa)	Tipo de compresor	Funciones
Neumática con martillo en cabeza	18-36	0,7-0,8	Tornillo	Accionamiento del martillo, motor de avance, motor de translación y motor hidráulico. Barrido
Hidraulica con martillo en cabeza	5-9	0,7-0,8	Tornillo	Barrido
Neumática con martillo en fondo	8-30	0,7-1,75	Tornillo	Accionamiento del martillo Barrido

Tipos de compresores:

1. De pistón
2. De Tornillo
3. De paletas

Elementos auxiliares:

1. Filtros de aspiración
2. Separadores de agua
3. Depósitos de aire
4. Engrasadores
5. Mangueras flexibles

11.2.3.6. Perforadoras para el uso posterior de hilo diamantado

En las explotaciones se utilizan como equipos auxiliares, cuando se realiza la extracción con hilo diamantado, diferentes tipos de perforadoras, tanto neumáticas como hidráulicas y distintos tipos de montaje según la operación a realizar.

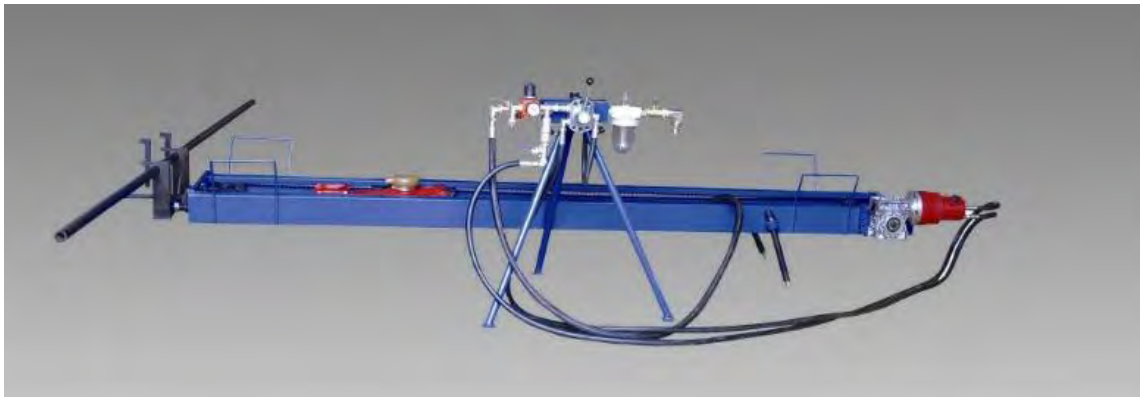


Ilustración 75. Perforadora horizontal neumática.

Por ejemplo, para la perforación de los barrenos horizontales necesarios para introducir el hilo diamantado se pueden utilizar equipos neumáticos constituidos por un bastidor metálico que soporta al martillo y al cilindro de empuje de éste. Dicho bastidor se fija al terreno con varios puntos para dar rigidez al conjunto.

Estas perforadoras son capaces de efectuar barrenos de hasta 10 m de profundidad en diámetros de 34 a 40 mm.

Para facilitar la colocación del equipo en el banco de trabajo, de manera que la dirección de perforación corte al eje del barreno vertical, se puede recurrir a do listones verticales y una cuerda, lo cual desempeña la labor y de una manera bastante sencilla.

Para la apertura de los barrenos verticales en canteras de mármol se han desarrollado perforadoras hidráulicas rotativas capaces de abrir taladros de 90, 205 o 240 mm, que incluso pueden servir para realizar sondeos con recuperación de testigo con diámetros de 86 o 201 mm.

Los equipos están constituidos por una central hidráulica y un bastidor formado por dos columnas cromadas sobre las que desliza el motor de rotación de la perforación junto al tren de varillaje. El bastidor se fija al terreno con 3 o 4 vientos. Las velocidades de perforación que se alcanzan al perforar un mármol son de 6 m/h. El consumo de agua necesario para refrigerar las bocas de carburo de tungsteno, tipo trialeta, es de 1200 l/h.

11.2.3.7. Empujadores neumáticos para perforadoras

Para ayudar a la perforación de barrenos con martillos neumáticos convencionales se pueden usar empujadores neumáticos o de cuña junto a anclajes de palanca. La perforación resulta más rápida gracias al empuje más uniforme y regulado que se consigue, y menos fatigosa para el operario, pues no se precisa casi su acción ni del uso de pesas, que en ocasiones poseen masas de hasta 25 kg.



Ilustración 76. Perforadora hidráulica HDM 025.

Además, los barrenos resultan mejor alineados. Una sola persona puede manejar todo el conjunto, ya que no suele pesar más de 30 Kg.

El empujador neumático, unido al anclaje por medio de una cadena, se encuentra en el extremo posterior de la perforadora.

El anclaje de palanca se recomienda en caso de tener que perforar muchos barrenos alineados y próximos. La separación entre dos de esos taladros no debe exceder de la longitud de la palanca para aprovechar uno de los ya perforados para fijar la varilla del anclaje.

El procedimiento operativo consiste en perforar a mano primero un pequeño barreno de unos 20 cm de profundidad, a continuación se coloca la varilla del anclaje y se procede a la perforación del segundo barreno. Una vez terminado se invierte la colocación del anclaje y se termina de perforar el primer barreno. A partir de este momento los siguientes barrenos se hacen aprovechando el último perforado para poner la varilla de anclaje.

Por otro lado, cuando se cambia de barreno el martillo puede apoyarse sobre la palanca.

El peso del empujador es de unos 10 kg, teniendo una carrera de 50 cm.

El anclaje de cuña se recomienda cuando se van a perforar barrenos de más de 2,5 m de profundidad y alejados unos de otros. La varilla y la cuña se fijan juntos en un taladro auxiliar de unos 15 cm de longitud.

11.2.3.8. Bases de apoyo para perforadoras cortabloques.

Las bases de apoyo para las perforadoras cortabloques consisten en unos paneles metálicos sobre los que se colocan dichos equipos. Disponen de cuatro cables de acero para el manejo y posicionamiento sobre los bloques que se desean escuadrar, dos bandas de contacto de material plástico de alta adherencia y de cuatro cuñas de nivelación, también de plástico especial. Además del equipo de perforación, sobre las bases pueden disponerse los colectores de polvo y el soporte de los mismos.

Estas estructuras resultan muy adecuadas para escuadrar los bloques de forma rápida y con precisión, sin necesidad de utilizar cuñas de anclaje y otros sistemas de fijación.

Su manejo es sencillo mediante cualquier sistema de elevación, y se adhieren perfectamente a la superficie de los bloques aunque éstas estén ligeramente inclinadas.

Asimismo, constituyen una buena superficie de trabajo para los operadores y sobre todo si se cuenta con un colector de polvo.

11.2.3.9. Captadores de polvo

La eliminación del polvo producido durante la perforación se realiza fundamentalmente para mejorar las condiciones de trabajo y también para aumentar la productividad.

El polvo de perforación, especialmente si la roca presenta un alto contenido en sílice y el tamaño es inferior a 0.005 mm, constituye un riego para la salud de los operadores, por lo que existen normas de seguridad e higiene que obligan a su eliminación.

Otros argumentos técnicos y económicos que justifican el empleo de los captadores son:

- Menores costes de mantenimiento del equipo motocompresor, con una disponibilidad mecánica más alta.
- Mayor velocidad de penetración, entre un 2 y un 10% debido a que el detrito se arrastra fuera del barreno evitándose su remolienda. Además, el operador puede estar más cerca de los mandos de la maquina incrementándose la eficiencia y el control de perforación.
- Costes de perforación más bajos, tanto por el mayor rendimiento como por la disminución de los costes de desgastes, fundamentalmente de las bocas. En la actualidad, todos los equipos de perforación pueden trabajar con captadores de polvo, incluidos los martillos manuales. Presentan notables ventajas técnicas frente a los sistemas de inyección de agua o agua con espumante.

Los captadores de polvo constan básicamente de:

- Una campana de aspiración, que se coloca en la superficie en el punto emboquille del barreno y donde se aspira el polvo que se envía a través de una manguera a la unidad de separación y filtrado.
- Sistema de separación y filtrado. Se realiza en dos etapas: en la primera se efectúa un ciclonado separando a mayor parte del polvo grueso y la totalidad de las partículas grandes, y en la segunda se lleva a cabo el filtrado reteniendo el resto del polvo con unos tamaños inferiores a las 5 µm.
- Sistema de depresión o vacío parcial del conjunto, con ventilador situado en la etapa final después de la unidad de filtrado y que se acciona con una fuente de energía eléctrica o hidráulica, y ocasionalmente de forma neumática.

La campana de aspiración tiene dos aberturas: una en la parte superior para dejar paso al varillaje y otra en la inferior de mayor diámetro por donde pasa el aire de barrido con el detrito y polvo. El diseño de la campana debe evitar las fugas de aire dentro de la misma al producirse la expansión del polvo de perforación. Esto se consigue en los equipos pequeños gracias a la succión del ventilador, y en los equipos grandes mediante un eyector de aire comprimido que aumenta dicha capacidad de succión.

Los captadores pequeños tienen filtros tubulares, con retención interior, mientras que en los grandes se suelen utilizar filtros planos con retención exterior.

La limpieza de los filtros se realiza regular y automáticamente en cada cambio de varilla o tubo de perforación. Los filtros tubulares se limpian mediante un vibrador de bolas que produce la sacudida de estos en los de filtros planos con impulsos neumáticos de soplado.

El polvo puede recogerse en bolsas o depositarse directamente sobre la superficie del banco.

11.2.3.10. Tornos de arrastre

Para el arrastre de bloques en la plaza de la cantera se emplean a veces tornos, los cuales disponen de un tambor de unos 500 mm de diámetro sobre el que se arrolla un cable de acero de 24 mm de diámetro y una longitud de hasta 400 m.

El accionamiento es mediante un motor eléctrico o diésel de 7,5 o 10 kW respectivamente, alcanzándose una fuerza de tiro de 30 a 60 t, con velocidad de desplazamiento que van desde 1,1 hasta 10 m/min.

11.2.3.11. Intersectores electrónicos de barrenos

El corte de rocas ornamentales con hilo diamantado exige la operación inicial de introducción del hilo a través de dos barrenos, que definirán el plano de corte. Para ello es necesario la intersección entre los dos taladros. Esta operación requiere una perforación de gran precisión, pero aun así, a menudo es necesario repetir alguno de los barrenos hasta conseguir la intersección buscada. Los intersectores electrónicos de barrenos facilitan información para poder lograr la intersección de los dos taladros, una vez que ya se han ejecutado los barrenos y no se ha conseguido la unión entre ambos.

La práctica operativa consiste en introducir una sonda emisora por uno de los barrenos y una sonda receptora por el otro. El equipo suministra dos informaciones: a que distancia se encuentran los dos barrenos y a qué lado uno de otro, a la derecha o a la izquierda. Una vez conocidos estos datos puede realizarse un nuevo taladro con una mayor seguridad de lograrse la intersección.

11.2.4. Diseño de accesos y labores auxiliares

11.2.4.1. Justificación del método de arranque en labores auxiliares

Cuando se plantea un proyecto de estas características, se debe elegir el método más adecuado de realizar en el arranque de la roca.

Un primer factor de juicio válido suele ser caracterizar el terreno en base a alguna de las clasificaciones geomecánicas existentes. En la redacción del presente proyecto, se ha destinado un anejo íntegro a estos menesteres (Anejo nº 9 "Geotecnia"). Pues bien, a partir de los resultados obtenidos en dicho anejo se puede empezar a orientar acerca de cuál es el método de arranque más óptimo para el caso que se plantea.

En efecto, se puede optar por tres soluciones:

1. TBM abierto.

2. Voladuras.

3. Rozadora.

Tabla 48. Recomendaciones para la excavación de túneles de 10-14 m. de ancho (Romana, 2000).

RMR	CLASE	Longitud de pase (m)		Partición de la sección				Método de excavación				
		Máxima	Recomendada	Sección completa	Calota y destroza	Galerías	Galerías múltiples	Contra bóveda	TBM abierto	Voladuras	Rozadora	Fresado	Escarificación Pala
100-90	I a		≥5										
90-80	I b		≥5										
80-70	II a	16	≥5										
70-60	II b	9,5	4/6										
60-50	III a	6	3/4										
50-40	III b	4	2/3										
40-30	IV a	2,5	1/2										
30-20	IV b	1,75	1										
20-10	V a	1	0,5/0,75										
10-0	V b		0,5										

Criterios de elección del método de excavación

Lo que ahora se necesita es conseguir obtener un parámetro o hecho juzgable que acote un poco más cuál es el método ideal.

La elección entre excavación con explosivos o con máquinas de ataque puntual viene determinada en cada caso por la calidad geotécnica de la roca en cada zona. La excavación con explosivos obtiene unos rendimientos superiores. Si hubiese, en zonas débiles puntuales o más alteradas, se empleará martillos hidráulicos. En nuestro caso, y basándonos en la experiencia de galerías de similares características, puesto que los materiales a atravesar no presentan apenas fracturación, no es adecuado emplear rozadora porque conllevaría un alto coste.

Por otra parte, y teniendo en cuenta la elevada resistencia de la roca, nos llevaría a descartar un poco el empleo de TBM y, por otro lado la longitud de la obra lineal, en cuyo caso desaconseja completamente el uso de una tuneladora.

Por ello, se ejecutará como método de excavación para la presente galería el uso de voladuras y ataque puntual.

11.2.4.2. Voladura de interior.

Aunque en sentido estricto, entendemos por voladuras de interior aquellas que se realizan para el arranque de roca en explotaciones, obras públicas o cualquier trabajo subterráneo, aquí nos referiremos únicamente a aquellas voladuras para cuya ejecución se requieren trabajos específicos, tanto en perforación como en voladura, para avances en galería de mina o en túneles de obra pública, dejando a un lado aquellos trabajos similares o iguales a los definidos como voladuras de exterior.

En el caso que nos ocupa, la rotura de la roca ha de conseguirse creando con una voladura una primera cara libre o cuele, seguida de la voladura principal o destroza.

Los equipos de perforación, carga y transporte son específicos, debiendo adaptarse a espacios, casi siempre, muy reducidos. En general, los esquemas de voladuras de interior son muy una porque las voladuras tienen difícil salida, y, la otra, por ser necesario obtener granulometrías pequeñas acordes con los medios de carga y transporte utilizado, apto para interior.

Otra particularidad, a considerar entre el conjunto de labores de interior y a cielo abierto, es la toxicidad de los gases de voladura, que, en interior, adquiere una gran importancia y en definitiva selecciona el explosivo a usar.

Avance de galerías

Podemos definir esta labor como la creación de un hueco en la roca, de importante longitud, con secciones variables (desde una pequeña galería para ventilación hasta un gran túnel carretero o bóveda de caverna o cámara, de pendiente variable, que se ejecuta con perforación de barrenos paralelos a su eje y con voladuras de fondo cerrado).

Estas galerías pueden ser obra definitiva o labor primaria de apoyo a otra galería. Sirva de ejemplo primero, un túnel realizado a plena sección, y como segundo caso, una galería de avance en un túnel, que sirva de reconocimiento o apoyo para construir una segunda sección.

Zonas de la voladura

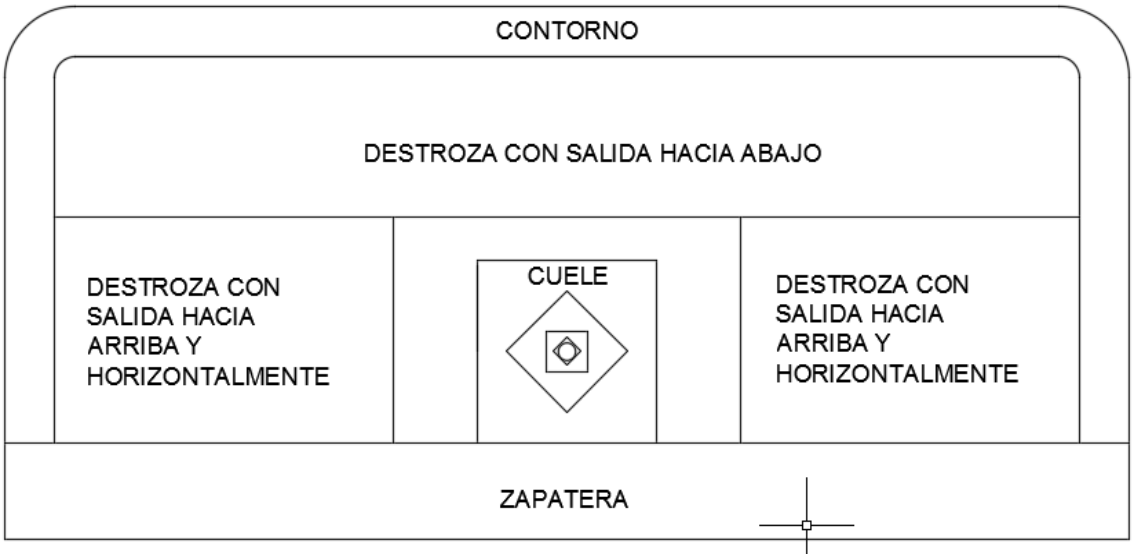


Ilustración 77. Partes de la sección de voladura de una galería minera

En cualquier galería o túnel cabe distinguir las siguientes partes fundamentales:

Cuele

Llamamos cuele a un conjunto de barrenos, que pudiendo estar cargados o no, tienen por misión crear un hueco inicial en la galería, de forma que los barrenos posteriores, encuentren ya una cara libre, inicialmente creada, que facilite su acción. Aunque, generalmente, el cuele suele estar situado en el centro aproximado de la galería o túnel, no tiene por qué ser necesariamente así.

A continuación se expondrán los tipos de cuele más habituales:

- Oblicuos
  - Instantáneos
  - Secuenciados
- Paralelos
  - Cuele Sarrois

    Este cuele utiliza un barreno central totalmente vacío. Contra el trabajan todos los barrenos, pero además, por la disposición de las cargas en ellos, todas las partes vacías de cañas actúan también como barrenos vacíos.

    Las distancias d y d' varían según el tipo de roca. Por ejemplo, para un avance de 2,40 m, perforando con barrena de 38 mm en roca dura, puede usarse d' = d = 0,15 - 0,20 m.

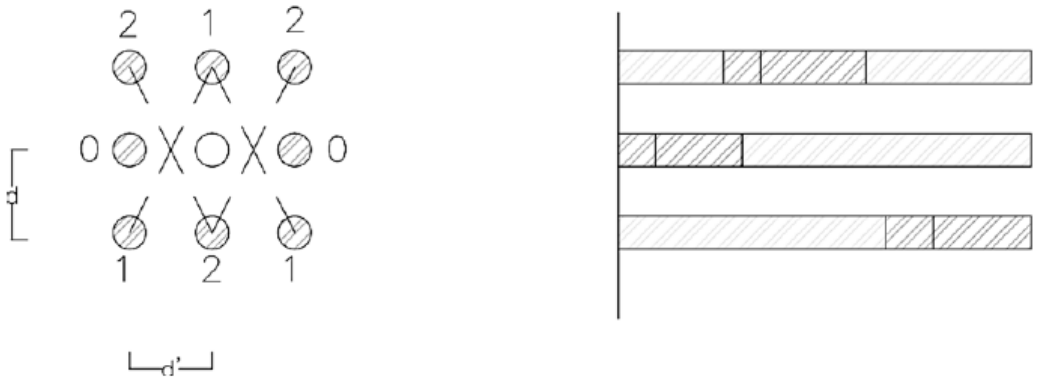


Ilustración 78. Cuele Sarrois

  - Cuele sueco

    Utiliza en este cuele tres barrenos vacíos y el resto con carga total. Es importante el centrado de los barrenos O.

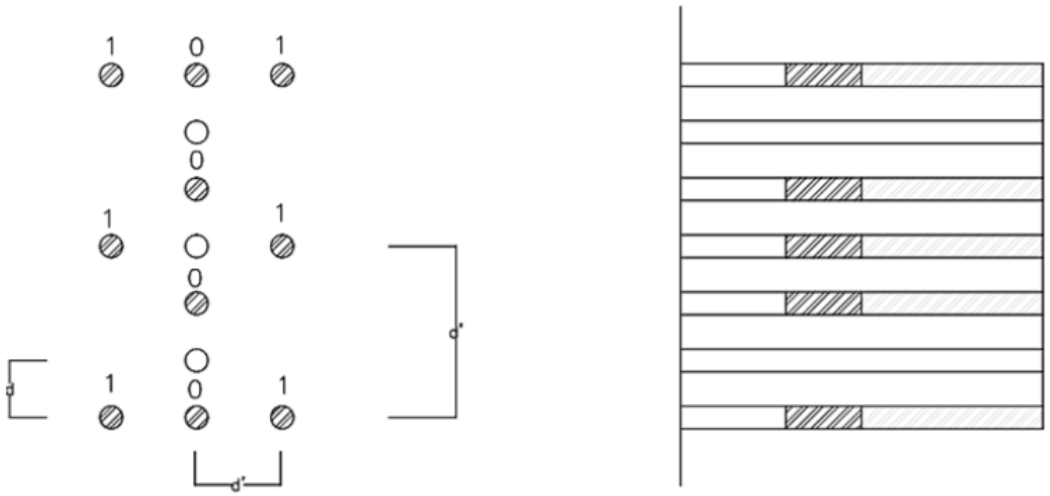


Ilustración 79. Cuele sueco

- Cuele de cuatro secciones
  Es uno de los cueles más utilizados por su sencillez y buen rendimiento, y utiliza uno o dos barrenos centrales de mayor diámetro (3,5” o 4") que el resto de la pega, que no van cargados y hacen la función de primera cara libre. A su alrededor van dispuestos sucesivos grupos o secciones de cuatro barrenos cada una, formando cuadrados de lado sucesivamente mayor, tal como se representa en la figura.

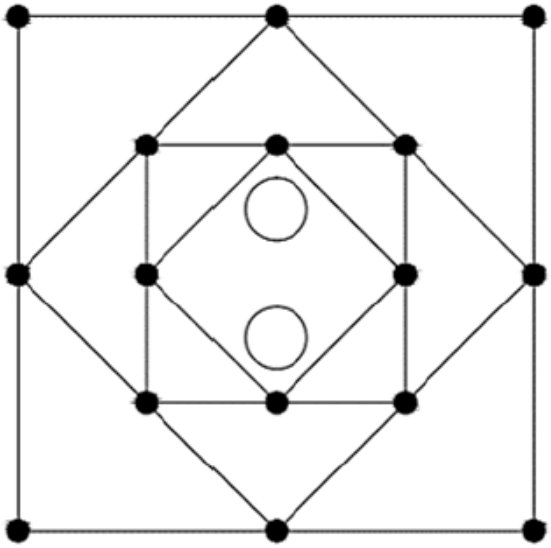


Ilustración 80. Cuele de cuatro secciones

- Cueles en cuña
  En los cueles en cuña utilizamos básicamente como cara libre el frente de la galería. Así se perforan barrenos angulados en el frente, siempre que el ancho de la galería lo permita. Con este criterio existen muchas formas de cuele, incluso con combinaciones con sistemas paralelos más o menos sofisticados.

- Cuele en V
  Es un cuele en cuña complejo, pues tiene barrenos de distinta longitud y distinto ángulo. Las cargas operantes se duplican, pues es preciso realizar el disparo de dos en dos filas simultáneamente.

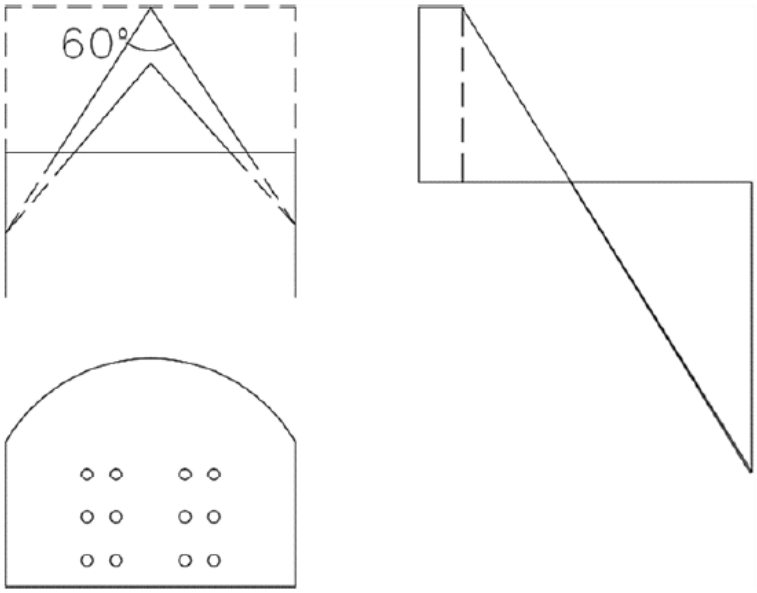


Ilustración 81. Cuele en cuña. El avance por pega depende de la anchura de la galería.

Se emplea si los estratos están horizontales o con pequeña pendiente, y para pequeñas longitudes de perforación. Tiene pocas proyecciones, por lo que no afecta a la entibación.

Destroza

Comprende el área de barrenos entre cuele y contorno.

Es la voladura principal, en cuanto a volumen de arranque se refiere. El esquema suele ser más abierto que en el cuele, con menores consumos específicos de explosivo, utilizándose con frecuencia carga selectiva en los barrenos.

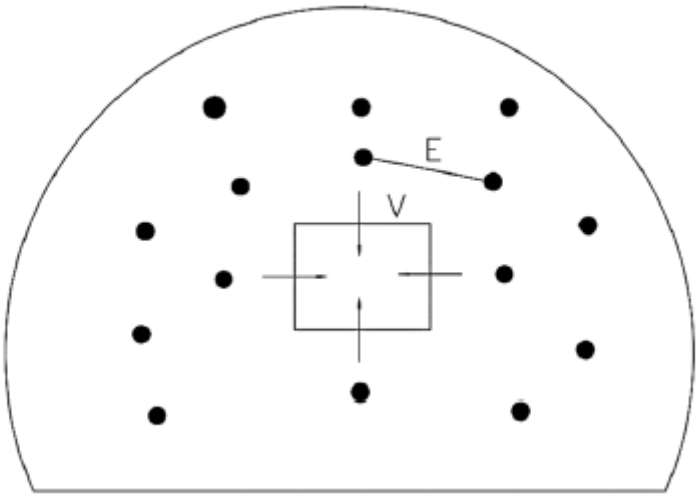


Ilustración 82. Esquema de destroza

Contorno

Por contorno entendemos la fila de barrenos que marca la sección de la galería en techo (corona) y hastiales (no en piso). Los barrenos del contorno se dan siempre un poco angulados y además de arrancar su piedra, si son disparados como contorno, deben marcar el perfil final de la galería.

Zapateras

Por estos barrenos entenderemos los del piso de la galería. Estos barrenos, últimos en dispararse generalmente, son tiros pinchados y sobrecargados, ya que además de su piedra, pesa sobre ellos una importante parte del propio escombro generado por la destroza.

Los extremos son llamados zapateras de esquina (o bataches) y disparados con el último retardo. Las zapateras se pinchan en el piso para evitar repiés y posteriores rebajes.

Avance de la pega

Se llama avance de una pega a la medida, en longitud, realizada entre dos frentes consecutivos. Un avance del 100% coincidiría con la profundidad de barreno perforada, pero no son frecuentes estos avances.

Habitualmente un avance entre 85% Y 95 % es considerado como bueno. Así el nuevo frente presentará, fondos de barreno de longitud de 15 % a 5 % de la longitud barrenada.

Menores avances suelen producirse, en general por cueles defectuosos. Algunas veces, la presencia de lisos pueden dar mayores avances que la longitud perforada, bien por descuelgue, o bien por trabajar la fisura como cara libre al fondo.



Ilustración 83. Avance de la pega al 85-95% (izquierda) y al 100 % (derecha).

Proyecciones

Las proyecciones tienen mucha importancia en una explotación de interior.

En efecto, en general en la galería existen elementos susceptibles de ser dañados por ellas: tuberías de ventilación, de aire, de agua, entibación, líneas eléctricas, etcétera.

Las proyecciones pueden limitarse utilizando buenos retacados, cueles paralelos, secuencia adecuada de encendido (menores proyecciones con la serie de detonadores de retardo que con la de microrretardo), y con consumo específico ajustados a los necesarios para cada labor.

11.2.4.3. Modo de ejecución

Descripción

La perforación se realizará mediante jumbo electrohidráulico, equipado con un brazo telescópico con martillos hidráulicos.

Perforación de las voladuras

La perforación de las voladuras se realizará de acuerdo con el siguiente esquema:

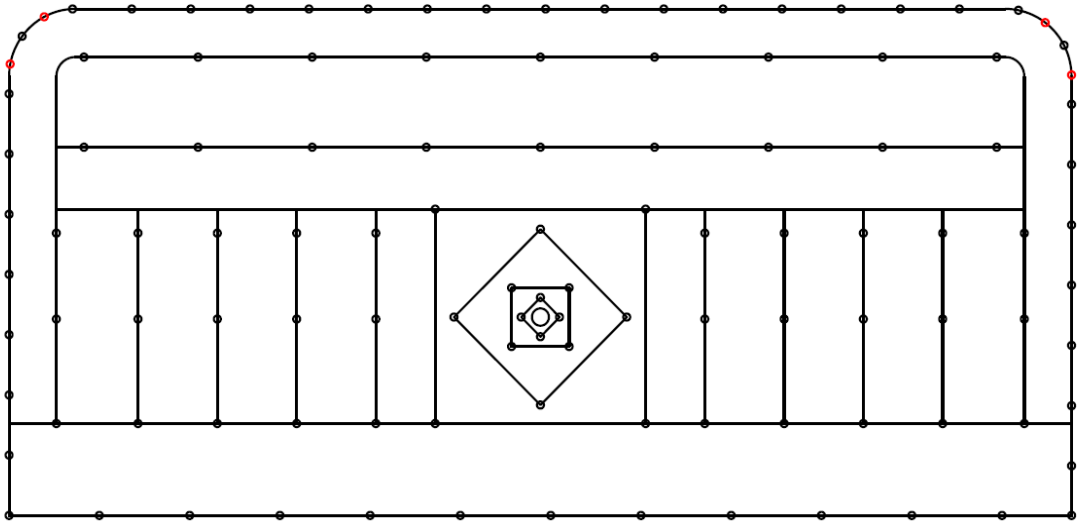


Ilustración 84. Esquema de perforación con cuele centrado.

Aunque por razones de simetría se ha dibujado el cuele en el centro del esquema, cuando en el frente residual esta zona apareciese muy deteriorada, de manera que resultará complicado la perforación del cuele de la voladura siguiente, el mismo se podrá ir desplazando alternativamente hacia la izquierda y la derecha, con el objeto de que no coincida en la misma zona durante dos veces consecutivas.

Los explosivos empleados para el cálculo corresponden al fabricante MAXAM por ser los más habituales.

Carga de explosivos

El cuele consta de 4 barrenos que forman la 1ª sección alrededor del barreno de 4”. El cuele utilizado será el del tipo paralelo en cuatro secciones, con un barreno de 4” de diámetro, para obtener una zona de descarga garantizada.

Aunque en un principio, por razones de seguridad y mientras dure la zona de emboquille, la perforación se realice en longitudes de 1,5 m aproximadamente, después de superado este tramo inicial, la perforación se podrá realizar a una longitud real de unos 3,21 m.

Esquema de encendido

Para realizar la voladura, se colocarán dos tipos de detonadores diferentes, un tipo Rionel MS para abrir el hueco del cuele y para realizar el precorte (hastiales y techo). Y otro para el resto de la voladura, Rionel LP, el cual hará romper contra el hueco formado por el cuele con tiempos de encendido de 100 ms, por número de detonador, y de una forma progresiva hacia los paramentos de la galería, siendo los últimos barrenos en salir los de los costados de las zapateras para dejar mejor definidas las esquinas de la galería y el recorte del techo en su

totalidad para que con una pequeña carga de explosivo ayudado por el efecto de la gravedad, pueda romper la roca y dañar el mínimo posible el contorno de la voladura.

Trabajos posteriores a la voladura

Con posterioridad al disparo de la voladura y a la ventilación de los gases de la misma, se procederá al saneo del perfil de la galería, y al desescombro de la roca volada. Cerrarán el ciclo los trabajos de sostenimiento del techo de la galería en los puntos donde resulten necesarios. Para el trabajo de desescombro se utilizarán los siguientes equipos:



-

Ilustración 85. Dúmper articulado Caterpillar 145C



Ilustración 86. Retroexcavadora Caterpillar 336DL

11.2.4.4. Calculo de la voladura.

En primer lugar, se parte de una sección tipo de 76,938 m^2. Se trata de una galería cuya sección viene definida por una forma rectangular de 6 metros de alto y 12.823 m de ancho, en la cual, las esquinas superiores estarán curvas con un radio de 0,8 m para evitar desprendimientos y reducir tensiones. El bombeo de la carretera será exactamente de 2 grados.

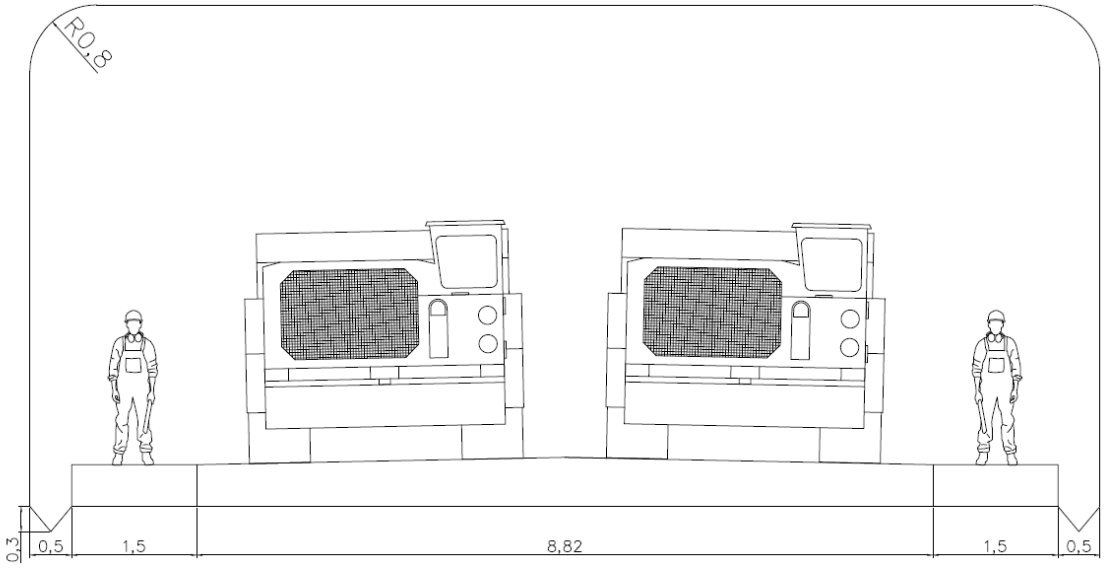


Ilustración 87. Sección de la galería minera.

Las operaciones que engloba una labor de arranque basada en la perforación de barrenos y posterior voladura es:

- Replanteo de la distribución geométrica de los barrenos en la sección.
- Perforación de los propios barrenos.
- Carga del explosivo.
- Disparo de la voladura.
- Dilución y evacuación de humos vía ventilación.
- Saneo de techo y hastiales.
- Cargas y transporte del material procedente de la voladura.

Cuele

Para la realización del cuele, se ha escogido el tipo denominado de cuatro secciones con un solo barreno central vacío de 4", debido a que es el más sencillo de replanteo y ejecución.

El explosivo a utilizar será RIODIN Plus (PRPanfo=1,27), que se cargará en barrenos de 43 mm.

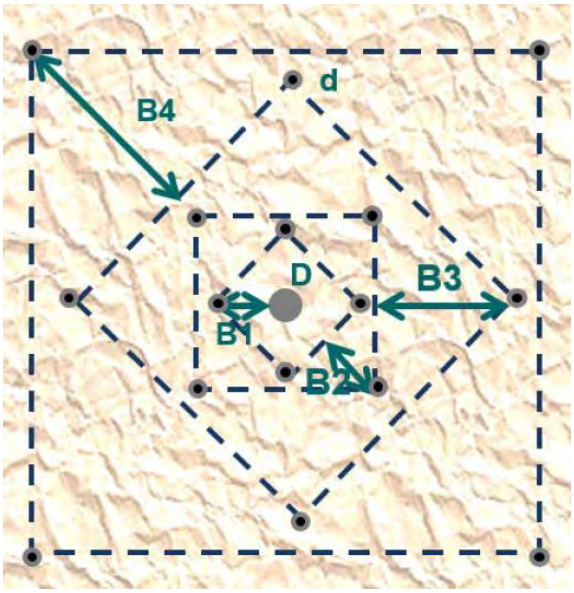


Ilustración 88. Cuele de cuatro secciones (Diseño y ejecución de obras subterráneas, Rubén Pérez Álvarez).

Tabla 49. Cálculos para el cuele (longitudes en m.).

Sección del cuele	Piedra (B)	Lado de la sección (A)
Primera	B_1=1.5.D=0,1524	$0.1524.\sqrt{2}$ = 0,2155
Segunda	$B_2=B_1.\sqrt{2}$ = 0,2155	$1,5.B_2.\sqrt{2}$ = 0,4571
Tercera	$B_3=1,5.B_2.\sqrt{2}$ = 0,4571	$1,5.B_3.\sqrt{2}$ = 0.9697
Cuarta	$B_4=1,5.B_3.\sqrt{2}$ = 0.9697	$1,5.B_4.\sqrt{2}$ = 2.0571

Distribución lineal de carga en la 1ª sección.

$$q\left(\frac{Kg}{m}\right) = 55 * \left(\frac{B}{D}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B - \frac{D}{2}\right) * \left(\frac{c}{4}\right) * \left(\frac{1}{PRPanfo}\right)$$

$$q\left(\frac{Kg}{m}\right) = 55 * \left(\frac{0.1524}{0.1016}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(0.1524 - \frac{0.1016}{2}\right) * \left(\frac{0.3}{4}\right) * \left(\frac{1}{1.27}\right)$$

$$q\left(\frac{Kg}{m}\right) = 0.26\ \frac{Kg}{m\ lineal}$$

Distribución lineal de carga en las restantes secciones:

A=0.2155 m

$$Breal \leq 2 * A$$

$$0.1524 \leq 2 * 0.2155$$

$$0.1524 \leq 0.431$$

De aquí deducimos que lo cumple, lo cual significa que se mantiene la misma carga lineal (q) para todas las sucesivas secciones del cuele, por tanto:

$$q\left(\frac{Kg}{m}\right) = 55 * \left(\frac{B}{D}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B - \frac{D}{2}\right) * \left(\frac{c}{4}\right) * \left(\frac{1}{PRPanfo}\right)$$

$$q\left(\frac{Kg}{m}\right) = 0.26\ \frac{Kg}{m\ lineal}$$

Avance por pega

La profundidad de los barrenos puede estimarse con la siguiente expresión (suponiendo en nuestro caso que tenemos un solo barreno de expansión en el cuele de 101.6 mm):

$$L = -39.4 * (D^2 * N) + 34.1 * D * N^{\frac{1}{2}} + 0.15$$

$$L = -39.4 * (0.1016^2 * 1) + 34.1 * 0.1016 * 1^{\frac{1}{2}} + 0.15$$

$$L = 3.2078 \approx 3.21\ m$$

El avance de las pegas está limitado por el diámetro del barreno de expansión y la desviación de los barrenos cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2%, los avances medios X pueden llegar al 95 % de la profundidad de los barrenos L:

$$X = 0.95 * \mathrm{L}$$

$$X = 0.95 * 3.21$$

$$X = 3.05\ \mathrm{m}$$

Suponiendo que el cartucho de RIODIN PLUS mide 200 mm y el peso de éste será 156 g (datos extraídos de catálogos de MAXAM):

$$\frac{156\ g}{200\ mm} = 0.78\frac{Kg}{m}$$

Que será la máxima carga lineal que puedo aplicar. Por tanto cuando salgan cargas lineales superiores a este valor, se aplicará automáticamente éste mismo.

En el presente proyectos se propondrán dos metodologías para el cálculo de la piedra y el espaciamiento de las distintas zonas en las que se divide una sección de una galería a la hora de realizar la voladura.

Método simplificado

Teniendo en cuenta que d = 26 mm y $^{\varphi}{}_{e} = 1.5\ \frac{g}{cm^3}$ se calcula la concentración lineal de carga en fondo, esencial para el cálculo del resto de la voladura en el método simplificado:

$$qf\ \left(\frac{Kg}{m}\right) = 7.85 * 10^{-4} * d^2 * {}^{\varphi}{}_{e}$$

$$qf\ \left(\frac{Kg}{m}\right) = 7.85 * 10^{-4} * 26^2 * 1.5$$

$$qf\ \left(\frac{Kg}{m}\right) = 0.796 \frac{Kg}{m\ lineal}$$

Por tanto, la piedra para el cálculo simplificado será:

$$B\ (m) = 0.88 * qf^{0.35}$$

$$B\ (m) = 0.8124\ m$$

Tabla 50. Parámetros método simplificado.

Zona de la sección	B (m)	E (m)	Lf (m)	qf (Kg/m)	qc (Kg/m)	Taco (m)	Lc (m)
PISO	0.8124	0.8936	1.07	0.796	0.796	0.1624	1.9776
HASTIAL	0.7311	0.8936	0.535	0.796	0.3184	0.4062	2.2688
TECHO	0.7311	0.8936	0.535	0.796	0.2865	0.4062	2.2688
D	E	S	T	R	O	Z	A
Salidas hacia arriba	0.8124	0.8936	1.07	0.796	0.398	0.4062	1.7338
Horizontal	0.8124	0.8936	1.07	0.796	0.398	0.4062	1.7338
Hacia abajo	0.8124	0.9748	1.07	0.796	0.398	0.4062	1.7338

Tabla 51. Parámetros método simplificado.

Zona de la sección	qf (Kg/m)	Lf (m)	Qf (Kg)	qc (Kg/m)	Lc (m)	Qc (Kg)	Q (Kg/barreno)
PISO	0.796	1.070	0.8517	0.7960	1.9776	1.5741	2.4258
HASTIAL	0.796	0.535	0.4258	0.3184	2.2688	0.7223	1.1481
TECHO	0.796	0.535	0.4258	0.2865	2.2688	0.6500	1.0758
D	E	S	T	R	O	Z	A
Salidas hacia arriba	0.796	1.070	0.8517	0.3980	1.7338	0.6900	1.5417
Horizontal	0.796	1.070	0.8517	0.3980	1.7338	0.6900	1.5417
Hacia abajo	0.796	1.070	0.8517	0.3980	1.7338	0.6900	1.5417

Método López Jimeno:

Una vez hecho el método simplificado, se expondrá el método propuesto por López Jimeno, para calcular los datos de las diferentes partes de la sección, excepto el cuele.

a) Zapateras

La piedra de los barrenos de zapatera dispuestos en filas se calcula con la siguiente fórmula:

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{ql * PRPanfo}{c * f * (S/B)}}$$

f= Factor de fijación. Generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/B=Relación entre el espaciamiento y la piedra. Se tomará un valor igual a 1.

c=Constante de roca corregida, con valor: c=c+0.05=0.3+0.05=0.35

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{0.78 * 1.27}{0.35 * 1.45 * 1}}$$

$$B = 1.2574\ m$$
$$Sz = 1.2574\ m$$

En los barrenos de zapateras y contorno es necesario considerar el ángulo de divergencia "y" o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille de la próxima pega. Para un avance de 3 m. un ángulo de 3º, que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

El espaciamiento práctico para los barrenos de zapatera será:

$$Sz' = Sz - L * sen\ y$$
$$Sz' = 1.2574 - 3.21 * sen\ 3$$
$$Sz' = 1.0894\ m$$

La piedra práctica "Bz" se obtiene a partir de

$$Bz = B - L * sen\ y$$
$$Bz = 1.2574 - 3.21 * sen\ 3$$
$$Bz = 1.0894\ m$$

Las longitudes de la carga de fondo "lf" y de columna "lc" deben ser:

$$lf = 1.25 * Bz$$
$$lf = 1.25 * 1.0824$$
$$lf = 1.3617\ m$$
$$lc = L - lf - 10 * D_1$$
$$lc = 3.21 - 1.3617 - 10 * 0.043$$
$$lc = 1.4183\ m$$

El taco se calculará de la siguiente manera:

$$T = 10 * D_1$$
$$T = 10 * 0.043$$
$$T = 0.43\ m$$

b) Destroza

En los barrenos de destroza, es necesario considerar el ángulo de divergencia, al igual que en zapatera. Para un avance de 3 m el angulo de divergencia será de 3º, que equivale a 5 cm/m.

En la destroza podemos distinguir dos partes:

Tabla 52. Factores para la destroza.

Dirección de salida de los barrenos	Factor de fijación	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25

- La parte en la que los barrenos salen hacia abajo y horizontalmente.

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{ql * PRPanfo}{c * f * (S/B)}}$$

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{0.78 * 1.27}{0.35 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B = 1.1246\, m$$

Mediante la relación se halla el espaciamiento:

$$\frac{S}{B} = 1.25$$

$$S = 1.4057\, m$$

El espaciamiento práctico será:

$$S' = S - L * sen\, y$$

$$S' = 1.4057 - 3.21 * sen\, 3$$

$$S' = 1.2377\, m$$

Por tanto, la piedra práctica será:

$$B' = B - L * sen\, y$$

$$B' = 1.1246 - 3.21 * sen\, 3$$

$$B' = 0.9566\, m$$

Para hallar la longitud en fondo y en columna se realiza lo

$$lf = 1.25 * B'$$

$$lf = 1.25 * 0.9566$$

$$lf = 1.14\, m$$

$$lc = L - lf - 10 * D_1$$

$$lc = 3.21 - 1.14 - 10 * 0.043$$

$$lf = 1.64\, m$$

- La parte en la que los barrenos salen hacia abajo.

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{ql * PRPanfo}{c * f * (S/B)}}$$

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{0.78 * 1.27}{0.35 * 1.20 * 1.25}}$$

$$B = 1.2362\, m$$

Mediante la relación se halla el espaciamiento:

$$\frac{S}{B} = 1.25$$
$$S = 1.545\ m$$

El espaciamiento práctico será:

$$S' = S - L * sen\ y$$
$$S' = 1.545 - 3.21 * sen\ 3$$
$$S' = 1.377\ m$$

Por tanto, la piedra práctica será:

$$B' = B - L * sen\ y$$
$$B' = 1.2362 - 3.21 * sen\ 3$$
$$B' = 1.0682\ m$$

Para hallar la longitud en fondo y en columna se realiza lo

$$lf = 1.25 * B'$$
$$lf = 1.25 * 1.0682$$
$$lf = 1.3352\ m$$
$$lc = L - lf - 10 * D_1$$
$$lc = 3.21 - 1.3352 - 10 * 0.043$$
$$lf = 1.4448\ m$$

c) Contorno

Si en la excavación no se precisa una voladura de contorno o de recorte, los esquemas se calculan con los siguientes valores:

- Factor de fijación, f=1.2
- Relación S/B=1.25

El espaciamiento entre barrenos se calculará a partir de la siguiente expresión:

$$Sc = K * D_1$$
$$Sc = 16 * 0.043$$
$$Sc = 0.7136\ m$$

Por tanto con la relación sacamos la piedra:

$$\frac{S}{B} = 1.25$$
$$Bc = 0.5709\ m$$

Distribución de barrenos en la sección.

A partir de todos estos datos calculamos la distribución de los barrenos en la sección:

Habrá que tener en cuenta que se desplaza el cuele, primero, 70 cm a la izquierda, y posteriormente 70 cm a la derecha para que no coincidan los culos de barrenos a la hora de realizar la siguiente perforación.

Los barrenos que se representan en rojo sirven para conseguir la curvatura propuesta teóricamente, y son barrenos que no se cargarán.

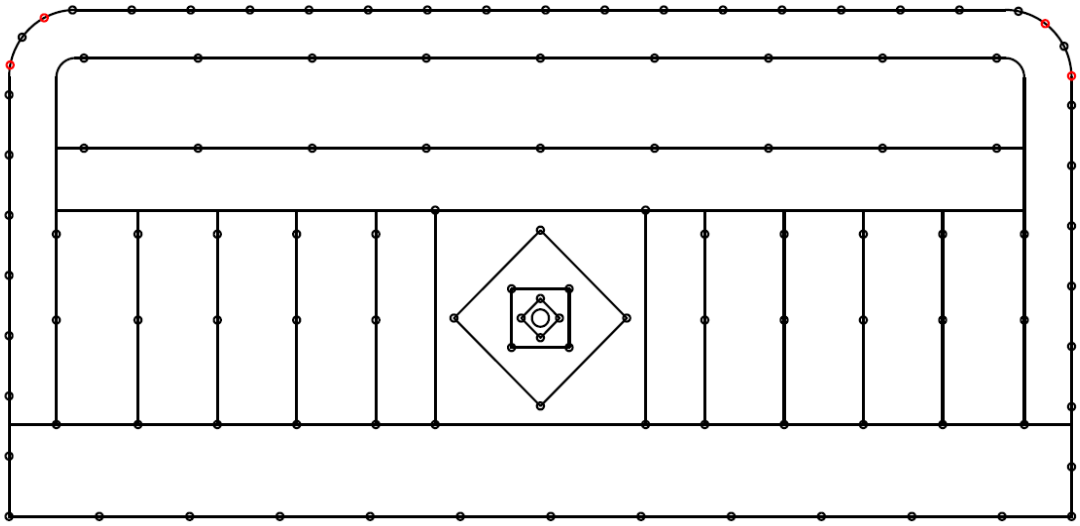


Ilustración 89. Sección con cuele centrado.

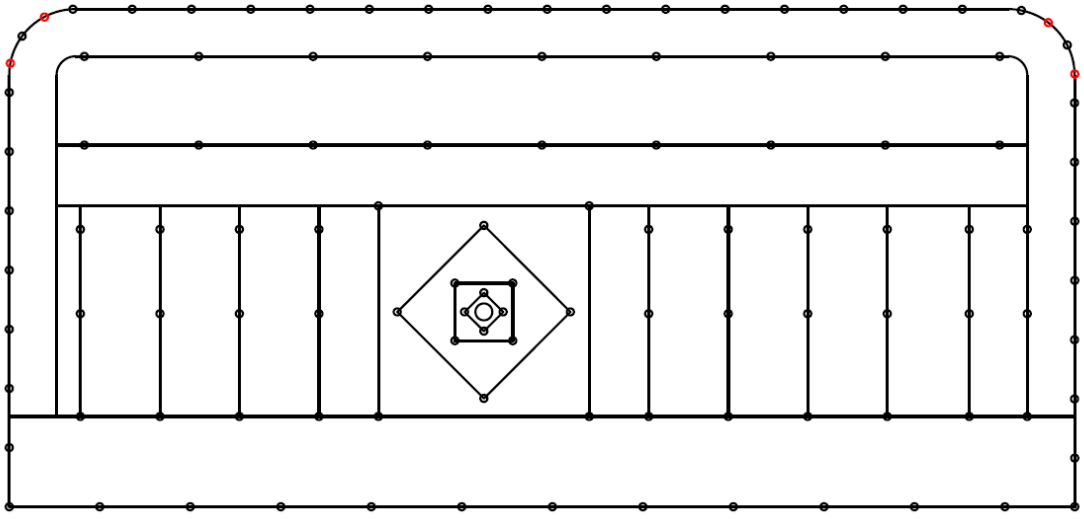


Ilustración 90. Sección con el cuele desplazado a la Izquierda.

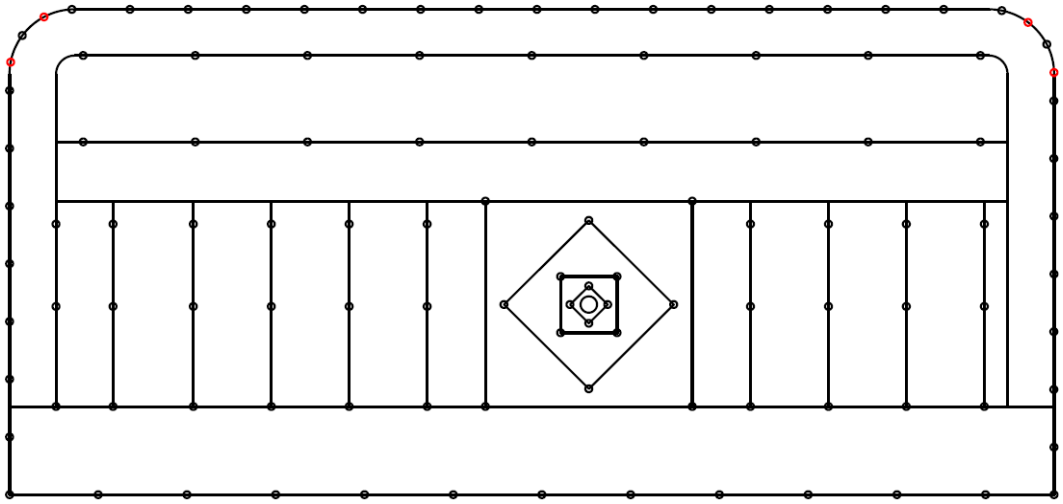


Ilustración 91. Sección con el cuele desplazado a la derecha.

A partir de estas secciones, se determina el número de barrenos que se perforarán en cada parte de la galería:

Zapatera: 15 barrenos

Destroza:

- Con salida hacia abajo: 18 barrenos
- Con salida hacia arriba u horizontalmente: 30 barrenos

Contorno: 31 barrenos

Cuele: 16 barrenos

Cálculo de cargas

Zapatera

Tabla 53. Parámetros de zapatera

lf	qf	Qf	lc	qc	Qc	Qt (kg/barreno)	Nº Barrenos
1.3617	0.78	1.0621	1.4183	0.78	1.1062	2.1684	15

Carga total zapatera = 2.1684 x 15 barrenos = 32.525 kg

Destroza

- Salida hacia arriba y horizontalmente.

Tabla 54. Parámetros de destroza con salida hacia arriba y horizontalmente

lf	qf	Qf	lc	qc	Qc	Qt (kg/barreno)	Nº Barrenos
1.14	0.78	0.8892	1.64	0.398	0.65272	1.54192	30

Carga total destroza salida hacia arriba y horizontalmente = 1.54192 x 30 = 46.2576 kg

- Salida hacia abajo

Tabla 55. Parámetros para la destroza con salida hacia abajo

lf	qf	Qf	lc	qc	Qc	Qt (kg/barreno)	Nº Barrenos
1.3352	0.78	1.0414	1.4448	0.398	0.575	1.6164	18

Carga total destroza salida hacia abajo = 1.6164 x 18 = 29.0957 kg

Carga total destroza = 46.2576 + 29.0957 = 75.3533 kg

Cuele

ql = 0.26 kg/m

4 secciones de 4 barrenos = 16 barrenos

Taco= 10 x D = 10 x 0.043 = 0.43 m.

Longitud cargada = 3.21 – 0.43 = 2.78 m.

Q = 2.78 x 0.26 = 0.7228 x 16 barrenos = 11.5648 kg en el cuele.

Contorno

Se plantea el contorno como un precorte, lo cual significa que estos barrenos saldrán con un número anterior al cuele.

- Carga lineal: $Ql = \frac{D^2}{12} = \frac{43^2}{12} = 154\ g/m$
- Desacoplamiento: $\frac{\emptyset cartucho}{\emptyset barreno} \approx \frac{1}{3} - \frac{1}{2}$

  Øcartucho entre :

  43/2=21.5 mm.

  43/3=14.33 mm.
- Retacado: 0.43 m.

  3.21-0.43= 2.78 m por barreno

Para la voladura de contorno se utilizará el tubo omega, que consta de un tubo de plástico con un cordón detonante de 20 g/m adherido a él.

Mediante la expresión de carga lineal se extrajo un valor de 154 g/m el cual hay que satisfacer con explosivo.

El cordón detonante aporta 20 g/m por lo que faltan 134 g/m, los cuales se satisfarán con explosivo.

Observando valores como el diámetro de cartucho y gramos por cartucho, se elige un hidrogel, el cual es el que más se acopla a las características que se necesitan. El nombre comercial de este hidrogel es RIOGUR R propuesto por la empresa MAXAM.

El RIOGUR R tiene una densidad de 1.15 g/cm3 y una velocidad de detonación de 3900 m/s.

Las dimensiones de los cartuchos son 18x500 mm con un peso aproximado por cartucho de 131 g.

Por tanto:

$$\frac{131\ g}{0.5\ m} * x = 134\ g/m$$

$$x = 0.51$$

Lo que significa que se cargará aproximadamente 1 cartucho por metro.

Para comprobar la fiabilidad de la elección, se comprueba que con estos explosivos propuestos se está superando siempre la resistencia a tracción de la roca.

$$\frac{100\ g/m}{\frac{\pi * 0.0125^2}{4}} = 814871.43\frac{g}{m^3} = 0.81\frac{g}{cm^3}$$

$$\frac{60\ g/m}{\frac{\pi * 0.01^2}{4}} = 763941\frac{g}{m^3} = 0.7639\frac{g}{cm^3}$$

$\frac{0.81+0.7639}{2} = 0.78\frac{g}{cm^3}$ = Densidad de la pentrita

Presión del barreno suponiendo la carga perfectamente acoplada (sin espacio entre cartucho y las paredes del barreno):

$$PB = \frac{228 * 10^{-6} * \delta e * V^2}{1 + 0.8 * \delta e}$$

$$PB = \frac{228 * 10^{-6} * 0.78 * 7000^2}{1 + 0.8 * 0.78}$$

$$PB = 5365.86\ MPa$$

Presión del barreno con el explosivo desacoplado (presión de barreno efectiva):

$$PBe = PB * \left(\sqrt{C} * \frac{dcordón}{dbarreno}\right)^{2.4}$$

$$PBe = 5365.86 * \left(\sqrt{1} * \frac{20}{43}\right)^{2.4}$$

$$PBe = 854{,}65\ MPa$$

A continuación se determina el diámetro del explosivo que, supuesta una distribución lineal a lo largo de todo el barreno, proporcionaría dicha distribución lineal:

$$S1 + S2 = Sequivalente$$

$$\frac{\pi * 12.5^2}{4} + \frac{\pi * 10^2}{4} = 201.2587$$

$$\frac{\pi * \emptyset eq^2}{4} = 201.2587$$

$$\emptyset eq = 16\ mm.$$

Por tanto, se observa que con el cordón detonante supera la resistencia a tracción de la caliza (5.8 MPa), por lo que se plantea el uso de RIOGUR R para generar un rosario.

Densidad RIOGUR R = 1.15 g/cm^3

Presión del barreno suponiendo la carga perfectamente acoplada (sin espacio entre cartucho y las paredes del barreno):

$$PB = \frac{228 * 10^{-6} * \delta e * V^2}{1 + 0.8 * \delta e}$$

$$PB = \frac{228 * 10^{-6} * 1.15 * 3900^2}{1 + 0.8 * 1.15}$$

$$PB = 2077\ MPa$$

Presión del barreno con el explosivo desacoplado (presión de barreno efectiva):

$$PBe = PB * \left(\sqrt{C} * \frac{dcartucho}{dbarreno}\right)^{2.4}$$

$$PBe = 2077 * \left(\sqrt{0.5} * \frac{18}{43}\right)^{2.4}$$

$$PBe = 111.82\ MPa$$

Por tanto:

$$\sigma trac < PBe < \sigma comp$$

$$5.8\ MPa < 111.82 < 140.72$$

Para terminar, se determina el espaciamiento en base a la presión del barreno con el explosivo desacoplado, la resistencia a tracción de la roca y el diámetro de perforación.

$$S = D * \frac{PBe + \sigma trac}{\sigma trac}$$

$$S = 43 * \frac{111.82 + 5.8}{5.8}$$

$$S = 872.01\ \text{mm}.$$

Por tanto, a partir de todo lo calculado anteriormente, extraemos la conclusión de que:

3.21-0.43=2.78 m cargados, lo cual se rellenará con 3 cartuchos de RIOGUR R y con cordón detonante de 20 g/m adherido al tubo omega que ayudará a la carga de los barrenos.

La longitud de cordón detonante que se utilizará será el producto de la longitud cargada del barreno por el número de barrenos del precorte.

$$3{,}21 * 31 = 99{,}51\ m$$

Para saber la cantidad de RIOGUR R que se utilizará, se tiene en cuenta que cuenta con una carga lineal de 131 g/m y que el cartucho mide de largo 0.5 m.

$$131\frac{g}{m} * 0{,}5\ m = 65{,}5\ g$$

Se tienen 65,5 g por cartucho de explosivo. Teniendo en cuenta que en cada barreno se cargarán 3 cartuchos, se obtienen 196,5 g de RIOGUR R por barreno.

El contorno está compuesto de 31 barrenos, lo que desprende un total de 6,0915 kg de RIOGUR R por voladura y 99,51 metros de cordón detonante.

Explosivo total a utilizar en la explotación

Del apartado anterior se extrae, que por pase o por cada avance, se utilizan los siguientes kilogramos de explosivo y metros de cordón detonante:

Riodin Plus = 119,4431 kg

Riogur R = 6,0915 kg

Riocord PV 20 = 99,51 m

A partir de esto y del trazado en planta de la labor, se hallarán los kilogramos totales de explosivo a utilizar en la vida de la explotación.

Avance de la pega o longitud de pase = 3,21 m

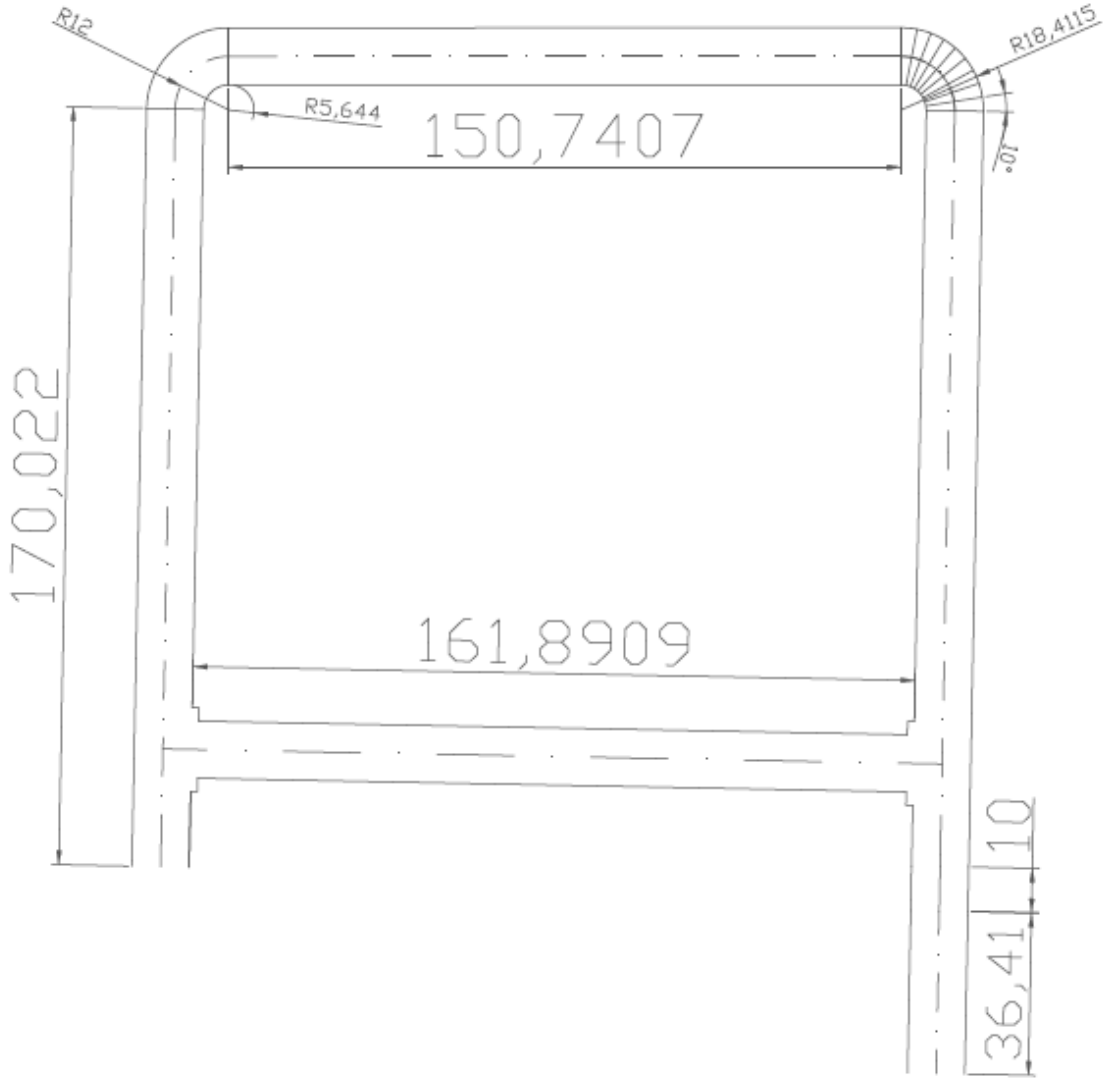


Ilustración 92. Trazado en planta de la labor de acceso a la explotación.

De voladura en tramos rectos se tienen, por tanto, 485,78 m que si se dividen entre 3,21 salen 152 avances.

Se obtienen 152 avances por tanto:

Riodin Plus = 119,4431 kg * 152 avances = 18155,35 kg

Riogur R = 6,0915 kg * 152 avances = 925,908 kg

Riocord PV 20 = 99,51 m * 152 avances =15125,52 m

Una vez realizados estos cálculos, se deben realizar los avances correspondientes a las curvas, que como se puede comprobar en el esquema, no tendrá el avance al 100%.

Radio exterior: 18,41145 m

Radio del eje: 12 m este radio le marca la ITC correspondiente, para una velocidad de 10 Km/h del transporte.

Radio interior: 5,64 m

La longitud del arco se halla mediante: $L = \frac{2\pi R}{4} = \frac{2\pi * 18{,}4115}{4} = 28.92\ m$

Esta longitud se divide entre el pase: $\frac{28{,}92}{3{,}21} = 9\ \frac{avances}{curva} * 2\ curvas = 18\ avances$

Se divide 90º entre 9 avances lo que desprende un ángulo de 10 grados que marcará los avances en curva. De esto se extrae que el avance es de 2,09 m en curva, lo que supone un 65,109 % del total. Este porcentaje se utilizará para hallar la carga total utilizada en estas curvas.

Riodin Plus = 119,4431 kg * 0,65109 = 77,77 kg

Riogur R = 6,0915 kg * 0,65109 =3,97 kg

Riocord PV 20 = 99,51 m * 0,65109 = 64,79 m

Estos datos corresponden a un solo avance, por tanto para 18 serán:

Riodin Plus = 119,4431 kg * 0,65109 = 77,77 kg * 18 avances =1399,86 kg

Riogur R = 6,0915 kg * 0,65109 =3,97 kg * 18 avances =71,46 kg

Riocord PV 20 = 99,51 m * 0,65109 = 64,79 m * 18 avances =1166,22 m

El resultado total será el sumatorio de todo lo anterior, además de un 25% más, para evitar, en algunos casos, la falta de explosivo, ya que el comportamiento del terreno es imprevisible y puede generar todo tipo de situaciones.

Riodin Plus = 18155,35 kg + 1399,86 kg =19555,21 kg * 1,25 = **24444,0125 kg**

Riogur R = 925,908 kg + 71,46 kg = 997,368 kg * 1,25 = **1246,71 kg**

Riocord PV 20 = 15125,52 m + 1166,22 m = 16291,74 m * 1,25 = **20364,675 m**

Limitación de vibraciones

Una vez realizados estos cálculos, se deberá realizar la comprobación relacionada con las vibraciones producidas por voladuras, lo cual se realizará con lo establecido en la Norma UNE 22-381-93.

Para comenzar se registrarán las instalaciones más próximas a la explotación, que puedan verse afectadas por las vibraciones producidas por el explosivo.

- Instalación industrial grupo I de la propia explotación a una distancia de 102 m.
- Edificio grupo III, iglesia del pueblo de Serdio a una distancia de 1460 m.
- Edificio grupo III, iglesia del pueblo de Muñorrodero a una distancia de 1450 m.

Teniendo en cuenta la lejanía de los edificios grupo III, se analizará la situación para la instalación industrial tipo I.

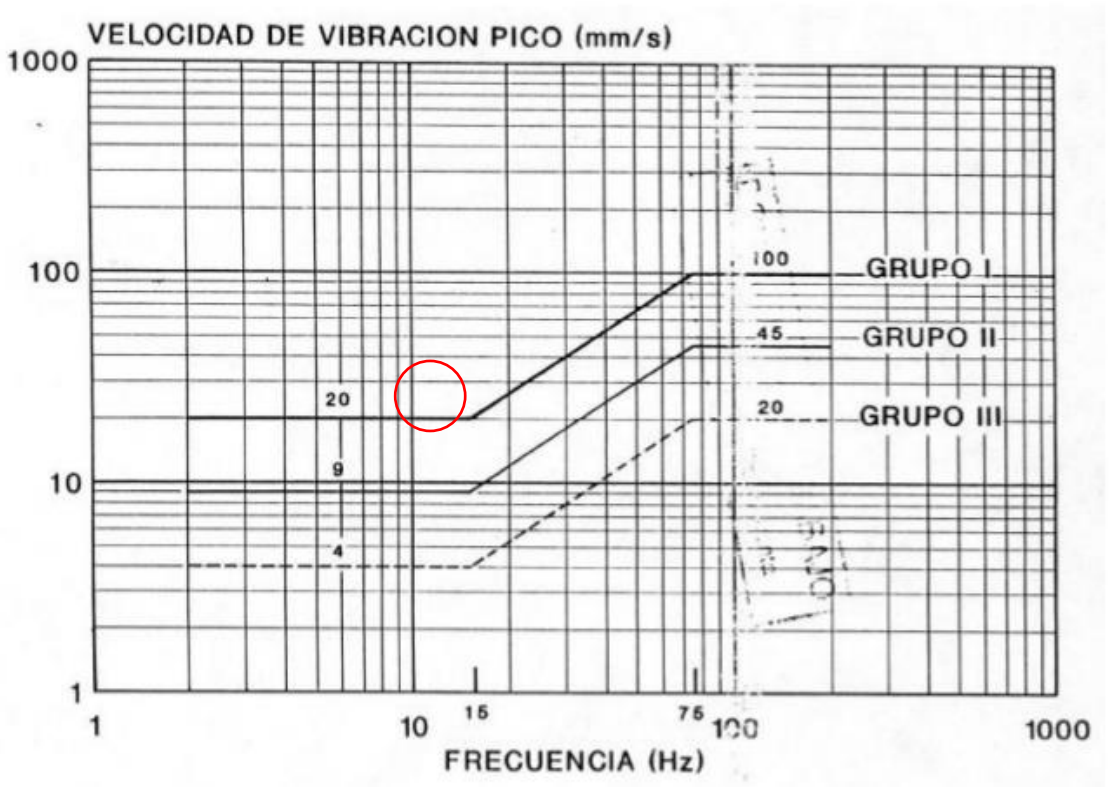


Ilustración 93. Criterio de limitación de vibraciones de la norma UNE.

Para una instalación del grupo I y una frecuencia entre 1 y 15 Hz, se extrae que la velocidad de vibración pico es de 20 mm/s.

Se toman los siguientes parámetros de una roca similar a la objeto de estudio en el presente proyecto.

$$K = 450$$

$$\beta = -1.20$$

Mediante la ley cuadrática se realiza el ajuste a los puntos de ensayo:

$$V = K * (\frac{D}{\sqrt{Q}})^{\beta}$$

$$20 = 450 * (\frac{102}{\sqrt{Q}})^{-1.20}$$

$$Q = 58.018\ Kg$$

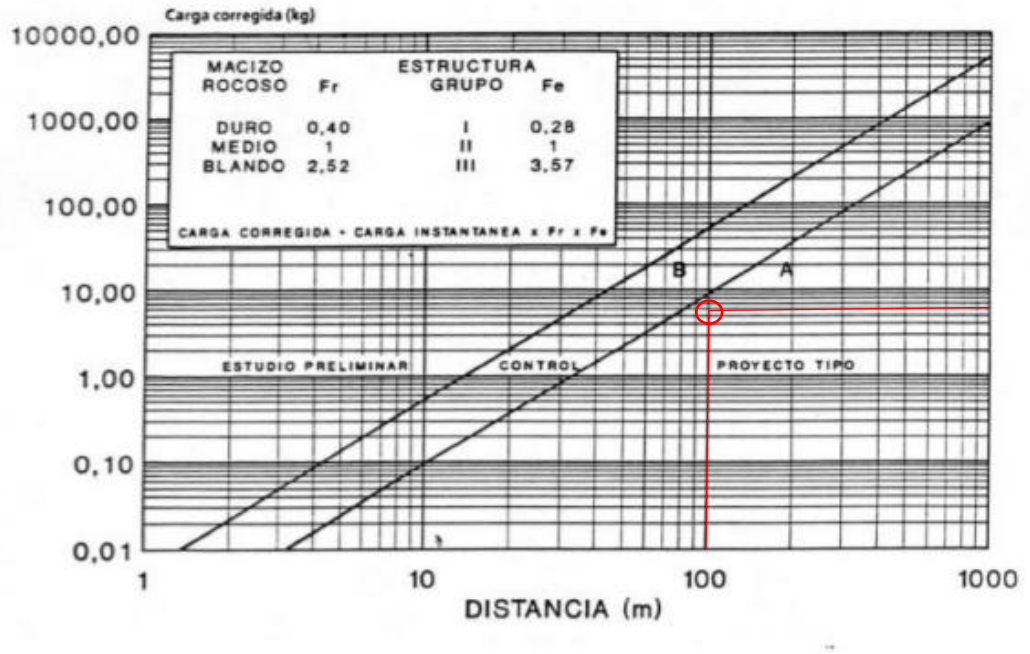


Ilustración 94. Criterio de selección del estudio requerido norma UNE.

Mediante el criterio de selección del estudio requerido, se extraen dos parámetros para calcular la carga corregida, teniendo ya la instantánea (58.018 Kg).

Fr = 0.40, este parámetro indica que el macizo a estudiar es duro.

Fe= 0.28, este parámetro indica que la estructura más limitante en nuestro proyecto es del grupo I.

Carga corregida = Carga instantánea x Fr x Fe

Carga corregida = 58.018 x 0.4 x 0.28

Carga corregida = 6.498 Kg

Distancia a la estructura grupo I = 102 m

Con este valor y el de la distancia a la estructura de grupo I se accede al gráfico de criterio de selección del estudio requerido, y como puede observarse, el punto que se obtiene está dentro de la zona de proyecto tipo, por tanto no se necesitan estudios preliminares ni ningún tipo de medición de control.

Esquema de tiro

Como se puede observar en los siguientes esquemas, se ha representado la salida de los barrenos mediante dos tipos de números: arábigos y romanos.

- Los números arábigos representan el precorte del contorno y el cuele. Se distinguen de los números romanos en que en estos barrenos, como se verá más adelante, se utiliza un detonador tipo ms.
- Los números romanos representan la destroza y la zapatera. En estos barrenos se utilizarán detonadores de tipo Lp.

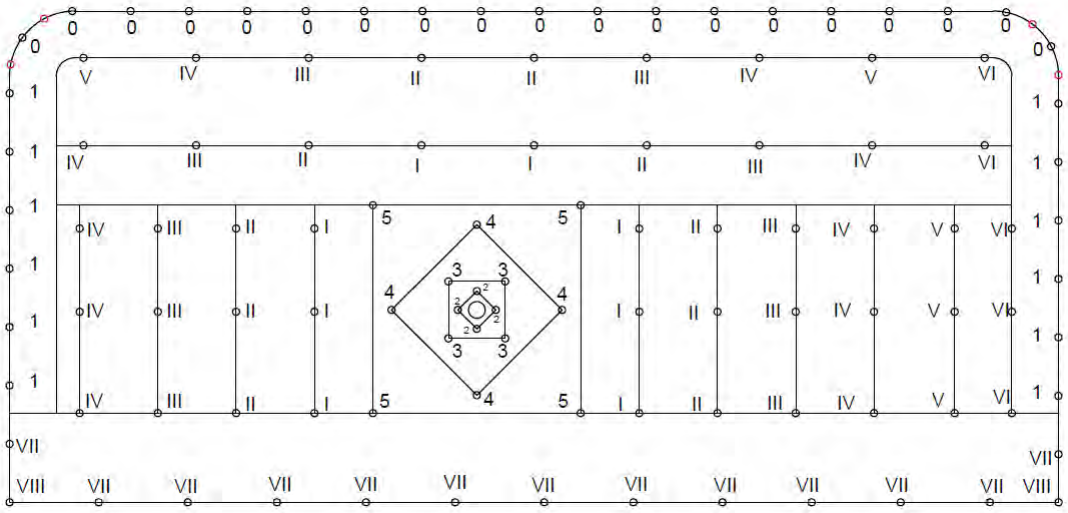


Ilustración 95. Esquema de tiro de la sección con el cuele desplazado a la izquierda.

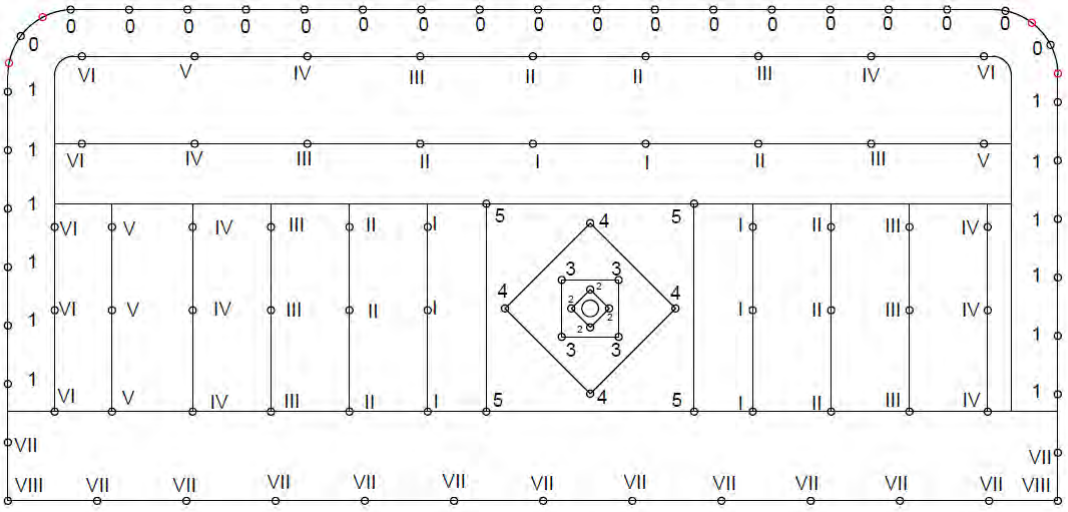


Ilustración 96. Esquema de tiro de la sección con el cuele desplazado a la derecha.

Coordenadas de los barrenos.

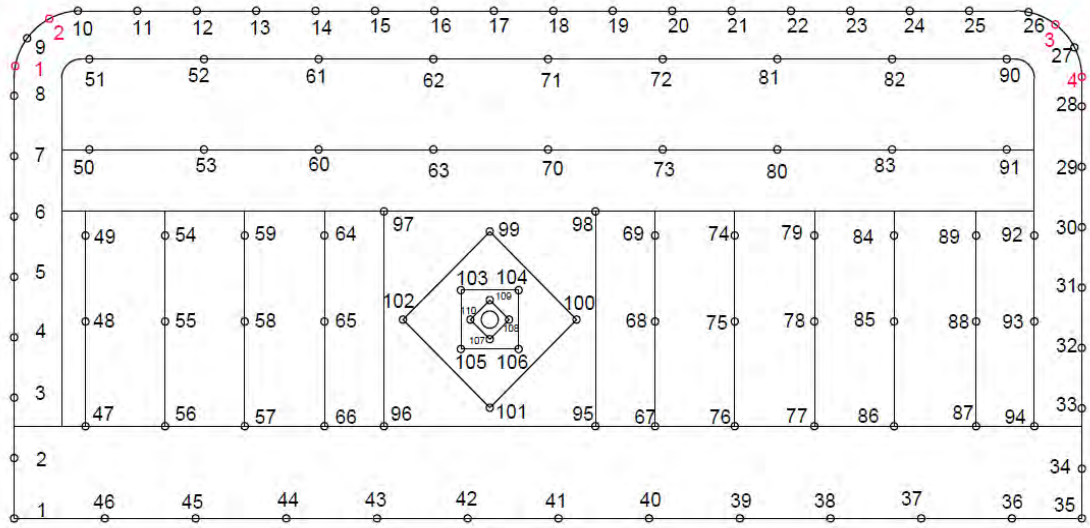


Ilustración 97. Esquema de los barrenos con número identificativo.

Tabla 56. Coordenadas de los barrenos de la sección con el cuele desplazado a la izquierda.

Barreno	X	Y	Barreno	X	Y
1	0	0	56	1,8132	1,0894
2	0	0,7136	57	2,7698	1,0894
3	0	1,4272	58	2,7698	2,3271
4	0	2,1408	59	2,7698	3,344
5	0	2,8544	60	3,6575	4,3609
6	0	3,568	61	3,6575	5,4291
7	0	4,2816	62	5,0345	5,4291
8	0	4,9952	63	5,0345	4,3609
9	0,1564	5,6752	64	3,7264	3,344
10	0,7658	5,9993	65	3,7264	2,3271
11	1,4794	6	66	3,7264	1,0894
12	2,193	6	67	7,6966	1,0894
13	2,9066	6	68	7,6966	2,3271
14	3,6202	6	69	7,6966	3,344
15	4,3338	6	70	6,4115	4,3609
16	5,0474	6	71	6,4115	5,4291
17	5,761	6	72	7,7885	5,4291
18	6,4746	6	73	7,7885	4,3609
19	7,1882	6	74	8,6532	3,344
20	7,9018	6	75	8,6532	2,3271
21	8,6154	6	76	8,6532	1,0894
22	9,329	6	77	9,6098	1,0894
23	10,0426	6	78	9,6098	2,3271

Barreno	X	Y	Barreno	X	Y
24	10,7562	6	79	9,6098	3,344
25	11,4698	6	80	9,1655	4,3609
26	12,1823	5,984	81	9,1655	5,4291
27	12,7332	5,5682	82	10,5425	5,4291
28	12,823	4,8687	83	10,5425	4,3609
29	12,823	4,1551	84	10,5664	3,344
30	12,823	3,4415	85	10,5664	2,3271
31	12,823	2,7279	86	10,5664	1,0894
32	12,823	2,0143	87	11,5521	1,0894
33	12,823	1,3007	88	11,5521	2,3271
34	12,823	0,5871	89	11,5521	3,344
35	12,823	0	90	11,9195	5,4291
36	11,9834	0	91	11,9195	4,3609
37	10,894	0	92	12,2521	3,344
38	9,8046	0	93	12,2521	2,3271
39	8,7152	0	94	12,2521	1,0894
40	7,6258	0	95	6,9811	1,0894
41	6,5364	0	96	4,4419	1,0894
42	5,4471	0	97	4,4419	3,6285
43	4,3576	0	98	6,9811	3,6285
44	3,2682	0	99	5,7115	3,3915
45	2,1788	0	100	6,7535	2,3495
46	1,0894	0	101	5,7115	1,3075
47	0,8566	1,0894	102	4,6695	2,3495
48	0,8566	2,3271	103	5,3641	2,6969
49	0,8566	3,344	104	6,0589	2,6969
50	0,9035	4,3609	105	5,3641	2,0021
51	0,9035	5,4291	106	6,0589	2,0021
52	2,2805	5,4291	107	5,7115	2,1179
53	2,2805	4,3609	108	5,9431	2,3495
54	1,8132	3,344	109	5,7115	2,5811
55	1,8132	2,3271	110	5,4799	2,3495

Barrenos vacíos	X	Y
1	0,0137	5,3473
2	0,4243	5,9063
3	12,5049	5,8386
4	12,823	5,2185
Barreno Central (4")	5,7115	2,3495

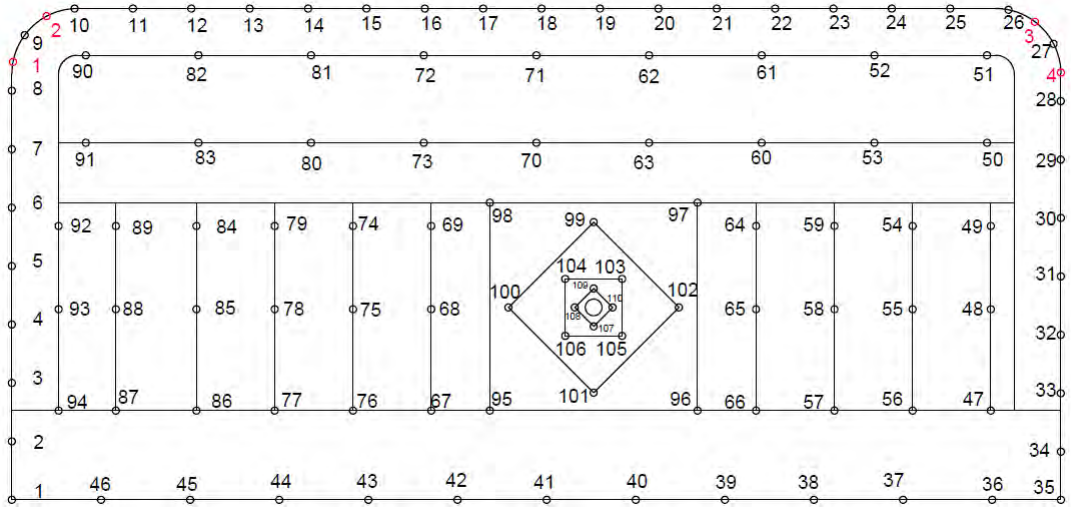


Ilustración 98. Esquema de los barrenos con número identificativo.

Tabla 57. Coordenadas de los barrenos de la sección con el cuele desplazado a la derecha.

Barreno	X	Y	Barreno	X	Y
1	0	0	56	11,0098	1,0894
2	0	0,7136	57	10,0532	1,0894
3	0	1,4272	58	10,0532	2,3271
4	0	2,1408	59	10,0532	3,344
5	0	2,8544	60	9,1655	4,3609
6	0	3,568	61	9,1655	5,4291
7	0	4,2816	62	7,7885	5,4291
8	0	4,9952	63	7,7885	4,3609
9	0,1564	5,6752	64	9,0966	3,344
10	0,7658	5,9993	65	9,0966	2,3271
11	1,4794	6	66	9,0966	1,0894
12	2,193	6	67	5,1264	1,0894
13	2,9066	6	68	5,1264	2,3271
14	3,6202	6	69	5,1264	3,344
15	4,3338	6	70	6,4115	4,3609
16	5,0474	6	71	6,4115	5,4291
17	5,761	6	72	5,0345	5,4291
18	6,4746	6	73	5,0345	4,3609
19	7,1882	6	74	4,1698	3,344
20	7,9018	6	75	4,1698	2,3271
21	8,6154	6	76	4,1698	1,0894
22	9,329	6	77	3,2132	1,0894
23	10,0426	6	78	3,2132	2,3271
24	10,7562	6	79	3,2132	3,344
25	11,4698	6	80	3,6575	4,3609
26	12,1823	5,984	81	3,6575	5,4291

Barreno	X	Y	Barreno	X	Y
27	12,7332	5,5682	82	2,2805	5,4291
28	12,823	4,8687	83	2,2805	4,3609
29	12,823	4,1551	84	2,2566	3,344
30	12,823	3,4415	85	2,2566	2,3271
31	12,823	2,7279	86	2,2566	1,0894
32	12,823	2,0143	87	1,2709	1,0894
33	12,823	1,3007	88	1,2709	2,3271
34	12,823	0,5871	89	1,2709	3,344
35	12,823	0	90	0,9035	5,4291
36	11,9834	0	91	0,9035	4,3609
37	10,894	0	92	0,5709	3,344
38	9,8046	0	93	0,5709	2,3271
39	8,7152	0	94	0,5709	1,0894
40	7,6258	0	95	8,3811	1,0894
41	6,5364	0	96	5,8419	1,0894
42	5,4471	0	97	5,8419	3,6285
43	4,3576	0	98	8,3811	3,6285
44	3,2682	0	99	7,1115	3,3915
45	2,1788	0	100	8,1535	2,3495
46	1,0894	0	101	7,1115	1,3075
47	11,9664	1,0894	102	6,0695	2,3495
48	11,9664	2,3271	103	6,7641	2,6969
49	11,9664	3,344	104	7,4589	2,6969
50	11,9195	4,3609	105	6,7641	2,0021
51	11,9195	5,4291	106	7,4589	2,0021
52	10,5425	5,4291	107	7,1115	2,1179
53	10,5425	4,3609	108	7,3431	2,3495
54	11,0098	3,344	109	7,1115	2,5811
55	11,0098	2,3271	110	6,8799	2,3495

Barrenos vacios	X	Y
1	0,0137	5,3473
2	0,4243	5,9063
3	12,5049	5,8386
4	12,823	5,2185
Barreno Central (4")	7,1115	2,3495

Para terminar, se destaca la especial importancia de darle una inclinación a los barrenos del 10% para conseguir la pendiente ascendente deseada. También cabe recalcar la inclinación o divergencia de 3º de los barrenos de zapatera y destroza, mayoritariamente para evitar culos de barrenos o posibles solapes.

Sistemas de iniciación

El sistema de iniciación es el método que se utiliza para provocar la detonación del explosivo. En el caso de explosivos sensibles al detonador, la iniciación puede realizarse introduciendo un detonador en el interior de un cartucho, el cual se llamará cartucho cebo, y que estará en contacto con el resto de la carga.

Hay tres tipos de detonadores:

- Detonadores eléctricos: Los detonadores eléctricos son aquellos que se activan mediante energía eléctrica. Constituye un tipo de detonadores muy fiable, ya que permiten un diseño correcto de la voladura con unos resultados adecuados y proporcionan gran seguridad en la manipulación.
  Estos detonadores eléctricos les hay de tres tipos que son sensibles, insensibles y altamente insensibles.
- Detonadores electrónicos: Emplean un microchip para regular el retardo del detonador, empleando la energía eléctrica almacenada en uno o varios condensadores. El retardo se consigue electrónicamente, no pirotécnicamente como sucede con los detonadores eléctricos y no eléctricos.
- Detonadores no eléctricos: Serán los utilizados en el presente proyecto por lo que serán explicados más a fondo. también denominados Rionel. Ofrecen una combinación ilimitada de tiempos y pueden emplearse con todo tipo de explosivos. El fundamento del sistema consiste en una onda de choque de baja velocidad de detonación, canalizada a través de un tubo de transmisión.

<u>Detonadores no eléctricos.</u>

También denominados Rionel.

Ofrecen una combinación ilimitada de tiempos y pueden emplearse con todo tipo de explosivos. El fundamento del sistema consiste en una onda de choque de baja velocidad de detonación, canalizada a través de un tubo de transmisión.

- Tubo de transmisión: Consiste en un tubo de plástico laminado multicapa que contiene en su cara interna una finísima capa de material reactivo.
  Dicho tubo, una vez iniciado, conduce la onda de detonación de baja energía a una velocidad de aproximadamente 2000 m/s. Este fenómeno se propaga con toda fiabilidad a través del mismo aunque en él existan dobleces, nudos o cocas. Esta onda de detonación no tiene influencia sobre la columna del explosivo contenida en el barreno, permitiendo la iniciación en el fondo del mismo, ya que la cantidad de materia reactiva contenida en él es tan pequeña que la superficie exterior del tubo queda intacta durante el paso de la mencionada onda de detonación.
  El tubo de transmisión es multicapa. La capa interior está diseñada para que quede pegada a su superficie el material reactivo. El recubrimiento exterior del tubo es de polietileno que le añade resistencia a la tracción, capacidad de estiramiento y resistencia a la abrasión.
  El tubo de transmisión no es de naturaleza eléctrica, no puede ser iniciado por ondas de radiofrecuencia, electricidad estática, corrientes erráticas o llama, o las fricciones o impactos comunes en la actividad normal de carga de voladuras.
- Detonador no eléctrico: Estos detonadores son altamente precisos en tiempo.
  Se componen de una cápsula de aluminio, que contiene en su interior una carga base de pentrita, una carga primaria de nitruro de plomo, un elemento cilíndrico metálico portador de la pasta de retardo(portarretardo), un sistema

amortiguador de onda de detonación, un tapón de goma semiconductora que sirve como elemento de engarce al tubo de transmisión.

1) La carga base tiene la función de iniciar con suficiente energía el explosivo. Estos detonadores tienen potencia equivalente al detonador óctuple (nº8).
2) La carga primaria de nitruro de plomo recibe la energía de iniciación de la columna pirotécnica del portarretardo y la transfiere a la carga base de pentrita.
3) El elemento portarretardo es de aluminio y contiene una mezcla pirotécnica, que es la que da el tiempo de retardo al detonador. La composición de la parte pirotécnica por su calidad y por el control a la que es sometida, da tiempos de combustión muy precisos y uniformes. El portarretardo recibe la energía de iniciación desde el tubo de transmisión a través de una composición iniciadora situada en la parte superior del mismo que asegura la iniciación adecuada de la mezcla pirotécnica.
4) El amortiguador de la onda de detonación tiene tres funciones: (1) distribuir la energía de la onda de detonación desde el tubo de trasmisión a toda la superficie de la composición iniciadora del portarretardo, consiguiendo una combustión más estable y mejorando así la precisión del tiempo de retardo del detonador, (2) previene los fallos de aspiración dentro del portarretardo, y (3) previene la propagación inversa, es decir, la iniciación del tubo de transmisión por su propio detonador.
5) El tapón de goma semiconductora, tiene dos funciones principales: (1) asegura la hermeticidad del detonador, y (2) proporciona conductividad para la electricidad estática del tubo a las paredes del detonador (comprobado hasta 20 KV).

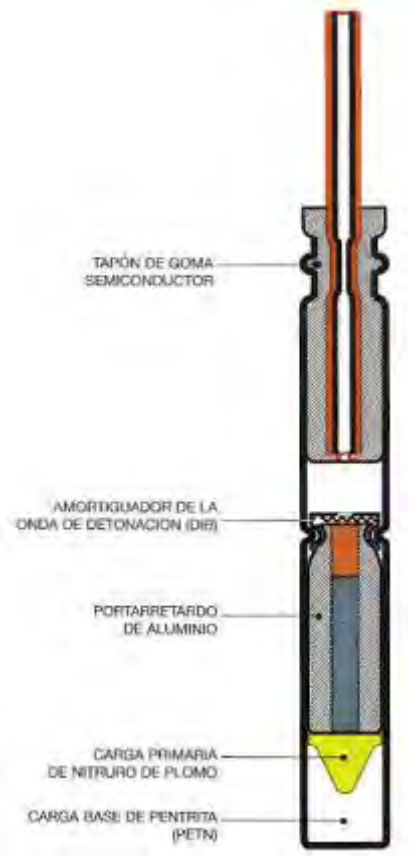


Ilustración 99. Componentes del detonador no eléctrico.

Clasificación de los detonadores no eléctricos

1) Rionel BC: conector de manojos.
   El conector de manojos RIONEL BC está específicamente diseñado para el inicio simultáneo de múltiples detonadores no eléctricos. Estos conectores constan de un tubo de transmisión unido a un bloque conector codificado mediante colores, el cual contiene un mini-detonador con una carga base explosiva y un elemento de retardo. RIONEL BC está diseñado para iniciar un lazo de cordón detonante ensamblado en fábrica, que de forma correcta, puede sujetar e iniciar hasta 20 tubos de transmisión.

2) Rionel DDX: doble retardo
   La serie de detonadores RIONEL DDX está compuesta por un detonador y un conector en la misma unidad, incluyendo tanto el detonador de fondo como el conector de superficie. Equivale al uso conjunto de un RIONEL MS y un RIONEL SCX. RIONEL DDX permite secuenciar voladuras de forma muy sencilla y eficiente, sobre todo en voladuras con gran número de barrenos.
   El conjunto RIONEL DDX consta de un tubo de transmisión de diferentes longitudes, con un detonador de fondo en un extremo, y un conector de superficie de plástico en el otro, que a su vez contiene un detonador de baja carga y alta precisión que minimiza el ruido y la metralla.
   El conector puede alojar hasta 6 tubos en su interior y es identificado mediante su color dependiendo del tiempo de retardo. Este conector se enlaza con otras unidades DDX de barrenos cercanos, proporcionando la secuencia de retardo de encendido deseada.

3) Rionel LP: periodo largo.
   La serie de detonadores RIONEL LP ha sido diseñada para su uso en minería de interior y construcción de túneles, sin presencia de atmósferas inflamables en ambas.
   Los tiempos de retardo de la serie RIONEL LP son mayores que en la serie de RIONEL MS, y se utilizan en voladuras de interior confinadas donde son necesarios mayores intervalos de retardo.
   Todos los detonadores RIONEL LP incluyen un conector J (J-hook) que facilita la conexión al cordón detonante RIOCORD (de un mínimo de 5 g/m).
   La serie de detonadores RIONEL LP es altamente fiable y precisa, características de alta importancia para voladuras de interior.

4) Rionel MS: milisegundo.
   La serie de RIONEL MS ha sido diseñada para su uso como detonador de fondo en voladuras convencionales.
   Los detonadores RIONEL MS se fabrican en una serie con diferentes tiempos de retardo, que combinados con los conectores de superficie RIONEL SCX, ofrecen multitud de opciones de secuencias de iniciación. Los detonadores RIONEL MS tienen una alta precisión en su retardo, reduciendo así el riesgo de solape de tiempos.
   Los RIONEL MS de 3, 6 m, 4 ,8 m, y 6 m incluyen un conector J (J-hook) que facilita la conexión al cordón detonante RIOCORD (de un mínimo de 5 g/m).

5) Rionel S: milisegundo.
La serie S RIONEL ha sido diseñada para su uso como detonador de voladuras estándar, no para ser utilizado como retardo intermedio entre detonadores RIONEL MS.
RIONEL S se fabrican en una serie de diferentes tiempos de retardo y cuando se utiliza en combinación con conectores RIONEL SCX, ofrecen una multitud de opciones de secuencias de iniciación. Los detonadores RIONEL S tienen una alta precisión en su retardo, reduciendo así el riesgo de solape de tiempos.
RIONEL S incluye un conector de tipo J-Hook para facilitar la conexión al cordón detonante RIOCORD (5g/m como mínimo).

Solución adoptada

Como se mencionó anteriormente en el presente proyecto se utilizarán dos tipos de detonadores: RIONEL MS, para el precorte y el cuele, y RIONEL LP para la voladura restante (zapateras y destroza).

Tabla 58. Detonadores y retardo por número.

Número	Tipo de detonador	Retardo	Conector
0	RIONEL MS	-	Conector J (J-hook)
1	RIONEL MS	25 ms	Conector J (J-hook)
2	RIONEL MS	50 ms	Conector J (J-hook)
3	RIONEL MS	75 ms	Conector J (J-hook)
4	RIONEL MS	100 ms	Conector J (J-hook)
5	RIONEL MS	125 ms	Conector J (J-hook)
I	RIONEL LP	200 ms	Conector J (J-hook)
II	RIONEL LP	300 ms	Conector J (J-hook)
III	RIONEL LP	400 ms	Conector J (J-hook)
IV	RIONEL LP	500 ms	Conector J (J-hook)
V	RIONEL LP	600 ms	Conector J (J-hook)
VI	RIONEL LP	700 ms	Conector J (J-hook)
VII	RIONEL LP	800 ms	Conector J (J-hook)
VIII	RIONEL LP	900 ms	Conector J (J-hook)

Como se puede observar, al cambiar de tipo de detonador, se utiliza un LP de 200 ms para que no se solape con el 125 ms del tipo MS.

Número total de detonadores

Tabla 59. Número total de detonadores a emplear.

Número	Tipo de detonador	Nº de barrenos	Nº de detonadores
0	RIONEL MS	19	19
1	RIONEL MS	12	12
2	RIONEL MS	4	4
3	RIONEL MS	4	4
4	RIONEL MS	4	4
5	RIONEL MS	4	4
I	RIONEL LP	8	8
II	RIONEL LP	10	10
III	RIONEL LP	10	10
IV	RIONEL LP	9	9
V	RIONEL LP	5	5
VI	RIONEL LP	6	6
VII	RIONEL LP	13	13
VIII	RIONEL LP	2	2
Número de detonadores totales			110

11.3. Dimensionamiento del cuartel

11.3.1. Datos geomecánicos

Para el dimensionamiento del cuartel hace falta saber unos parámetros que se extraen mediante la geotecnia y la geología del lugar.

$\sigma_{compresión}$= 140.72 MPa

RMR = 79

Densidad media = 2.3 tn/m^3

Factor de seguridad = 2

Altura pilar (h) = 6 m

Altura recubrimiento (H) = 107.72 m

A partir de la resistencia a compresión y el RMR se halla la resistencia a compresión simple:

$$\sigma_{cm} = \sigma_{compresión} * e^{\frac{RMR-85}{20}}$$

$$\sigma_{cm} = 140.72 * e^{\frac{79-85}{20}}$$

$$\sigma_{cm} = 104.24794\ MPa$$

11.3.2. Cálculos

Primero, con estos datos se realiza un tanteo en un Excel en el que se han calculado el ancho de cámara para distintas anchuras de pilar y para una altura de pilar de 6 m.

Tabla 60. Anchos de cámara para diferentes anchuras de pilar y una altura de pilar de 6 m.

H	W	B	$((constante/H)*W^{2,5})^{0,5}$
107,72 m	6	21,80	27,80
	6,5	24,23	30,73
	7	26,71	33,71
	7,5	29,24	36,74
	8	31,83	39,83
	8,5	34,47	42,97
	9	37,15	46,15
	9,5	39,88	49,38
	10	42,65	52,65
	10,5	45,46	55,96
	11	48,31	59,31
	11,5	51,20	62,70
	12	54,12	66,12
	12,5	57,08	69,58
	13	60,08	73,08
	13,5	63,11	76,61
	14	66,17	80,17
	14,5	69,27	83,77
	15	72,39	87,39
	15,5	75,55	91,05
	16	78,74	94,74
	16,5	81,95	98,45
	17	85,19	102,19

Primer piso: w=6m y B =21,8 m.

En el siguiente paso, para hallar el ancho de cámara y de pilar del segundo piso, se cambia la h de 6 a 12, y se va a la siguiente tabla para escoger inmediatamente la que exceda del ancho de cámara del primer piso.

Tabla 61. Anchos de cámara para diferentes anchuras de pilar y una altura de pilar de 12 m.

H	W	B	$((constante/H)*W^{2,5})^{0,5}$
107,72 m	6	17,38	23,38
	6,5	19,34	25,84
	7	21,35	28,35
	7,5	23,40	30,90
	8	25,49	33,49
	8,5	27,63	36,13
	9	29,81	38,81
	9,5	32,02	41,52
	10	34,27	44,27
	10,5	36,55	47,05
	11	38,87	49,87
	11,5	41,22	52,72
	12	43,60	55,60
	12,5	46,01	58,51
	13	48,45	61,45
	13,5	50,92	64,42
	14	53,42	67,42
	14,5	55,94	70,44
	15	58,49	73,49
	15,5	61,06	76,56
	16	63,66	79,66
	16,5	66,29	82,79
	17	68,93	85,93

Segundo piso: w = 7,5 m y B = 23,40 m

Para hallar el ancho de cámara y la anchura del pilar en el tercer piso se repite el tanteo anterior, pero introduciendo una h = 18 m.

Tabla 62. Anchos de cámara para diferentes anchuras de pilar y una altura de pilar de 18 m.

H	W	B	$((constante/H)*W^{2,5})^{0,5}$
107,72 m	6	15,12	21,12
	6,5	16,85	23,35
	7	18,61	25,61
	7,5	20,42	27,92
	8	22,27	30,27
	8,5	24,15	32,65
	9	26,07	35,07
	9,5	28,02	37,52
	10	30,00	40,00
	10,5	32,02	42,52
	11	34,06	45,06
	11,5	36,14	47,64
	12	38,24	50,24
	12,5	40,37	52,87
	13	42,53	55,53
	13,5	44,71	58,21
	14	46,92	60,92
	14,5	49,15	63,65
	15	51,40	66,40
	15,5	53,68	69,18
	16	55,98	71,98
	16,5	58,31	74,81
	17	60,65	77,65

Tercer piso: w = 8,5 y B = 24,15 m.

Por tanto, los tres pisos quedan de la siguiente manera:

- Primer piso: w=6m y B =21,8 m.
- Segundo piso: w = 7,5 m y B = 23,40 m
- Tercer piso: w = 8,5 y B = 24,15 m.

A partir de estos datos, se calculan la tasa de recuperación y el factor de seguridad:

Primer piso

Tabla 63. Cálculo del factor de seguridad.

W	B	H	S_{pilar}	e	Fs
6	21,80	107,72 m	52,1240	0,9534	2,0000
		113,72	59,8734	0,9572	1,7411
		119,72	63,0325	0,9572	1,6539
		125,72	66,1915	0,9572	1,5749
		131,72	69,3506	0,9572	1,5032

La superficie del pilar del primer piso será, por tanto, S_{pilar} = 52,1224 m^2, la tasa de recuperación e = 95,34 % y el factor de seguridad Fs = 2

Segundo piso

Tabla 64. Cálculo del factor de seguridad.

W	B	H	S_{pilar}	e	Fs
7,5	23,40	107,72 m	41,2127	0,9411	2,8281
		113,72	47,3399	0,9459	2,4620
		119,72	49,8377	0,9459	2,3386
		125,72	52,3355	0,9459	2,2270
		131,72	54,8333	0,9459	2,1256

La superficie del pilar del segundo piso será, por tanto, S_{pilar} = 41.2127 m^2, la tasa de recuperación e = 94,11 % y el factor de seguridad Fs = 2,8281

Tercer piso

Tabla 65. Cálculo del factor de seguridad.

W	B	H	S_{pilar}	e	Fs
8,5	24,15	107,72 m	35,8233	0,9322	3,4637
		113,72	41,1492	0,9377	3,0154
		119,72	43,3204	0,9377	2,8642
		125,72	45,4915	0,9377	2,7275
		131,72	47,6627	0,9377	2,6033

La superficie del pilar en el tercer y último piso será, por tanto S_{pilar}= 35,8233 m^2, la tasa de recuperación e = 93.22% y el factor de seguridad Fs = 3,4637

A partir de la siguiente expresión, se realizará una corrección por esbeltez en la que se hallará la σ_p de capa piso.

$$\sigma_p = \sigma_{cm} * \sqrt{\frac{w}{h}}$$

Primer piso:

w=6 m y h= 6 m

$$\sigma_{p1} = 104{,}2479 * \sqrt{\frac{6}{6}}$$

$$\sigma_{p1} = 104{,}2479\ MPa$$

Segundo piso:

w=7,5 m y h=6 m.

$$\sigma_{p2} = 104{,}2479 * \sqrt{\frac{7.5}{6}}$$

$$\sigma_{p2} = 116{,}5527\ MPa$$

Tercer piso:

W=8,5 m y h=6 m.

$$\sigma_{p3} = 104{,}2479 * \sqrt{\frac{8.5}{6}}$$

$$\sigma_{p3} = 124{,}0798\ MPa$$

A continuación, a partir de estos valores, se determinarán unos valores corregidos del factor de seguridad.

Primer piso:

$$\frac{9{,}8 * H * d * (w_1 + B)^2 + 6 * d * {w_1}^2 * 9{,}8}{{w_1}^2} \leq \frac{\sigma_{p1}}{F_{s1}}$$

$$\frac{9{,}8 * 107{,}7167 * 2{,}3 * (6 + 21{,}8)^2 + 6 * 2{,}3 * 6^2 * 9{,}8}{6^2} \leq \frac{104{,}2479}{F_{s1}}$$

$$F_{s1} = 1{,}99488$$

Segundo piso:

$$\frac{9{,}8 * H * d * (w_1 + B)^2 + 6 * d * {w_1}^2 * 9{,}8 + 6 * d * {w_2}^2 * 9{,}8}{{w_2}^2} \leq \frac{\sigma_{p2}}{F_{s2}}$$

$$\frac{9{,}8 * 107{,}7167 * 2{,}3 * (6 + 21{,}8)^2 + 6 * 2{,}3 * 6^2 * 9{,}8 + 6 * 2{,}3 * 7.5^2 * 9{,}8}{7{,}5^2} \leq \frac{116{,}5527}{F_{s2}}$$

$$F_{s2} = 3{,}4709$$

Tercer piso:

$$\frac{9{,}8 * H * d * (w_1 + B)^2 + 6 * d * {w_1}^2 * 9{,}8 + 6 * d * {w_2}^2 * 9{,}8 + 6 * d * {w_3}^2 * 9{,}8}{{w_3}^2} \leq \frac{\sigma_{p3}}{F_{s3}}$$

$$\frac{9{,}8 * 107{,}7167 * 2{,}3 * (6 + 21{,}8)^2 + 6 * 2{,}3 * 6^2 * 9{,}8 + 6 * 2{,}3 * 7.5^2 * 9{,}8 + 6 * 2.3 * 8{,}5^2 * 9{,}8}{8{,}5^2}$$

$$\leq \frac{124{,}0798}{F_{s3}}$$

$$F_{s3} = 4{,}7216$$

Para terminar, sabidas las anchuras de los pilares y las anchuras de cámara, calcularemos la tasa de recuperación del cuartel.

$$tasa\ de\ recuperación\ (e) = \frac{Volumen\ extraído}{Volumen\ disponible} * 100$$

$$Volumen\ pilar = {w_1}^2 * h + {w_2}^2 * h + {w_3}^2 * h$$

$$Volumen\ pilar = 6^2 * 6 + 7{,}5^2 * 6 + 8{,}5^2 * 6$$

$$Volumen\ pilar = 987\ m^3$$

$$Volumen\ cámara = (w_1 + B)^2 * h_{total}$$

$$Volumen\ cámara = (6 + 21{,}8)^2 * 18$$

$$Volumen\ cámara = 13911{,}12\ m^3$$

Por tanto, el volumen extraído, será el volumen de la cámara menos el volumen del pilar, y el volumen disponible será el volumen de la cámara.

$$tasa\ de\ recuperación\ (e) = \frac{Volumen\ cámara - Volumen\ pilar}{Volumen\ cámara} * 100$$

$$tasa\ de\ recuperación\ (e) = \frac{13911{,}12 - 987}{13911{,}12} * 100$$

$$tasa\ de\ recuperación\ (e) = 92{,}90\ \%$$

11.4. Planificación productiva de la explotación

11.4.1. Cuarteles de la explotación

La explotación del presente proyecto se dividirá en 60 cuarteles, distribuidos de manera uniforme en tres niveles.

Como se puede observar en las ilustraciones, el magenta corresponderá al nivel 1, por el que se iniciará la explotación. El nivel 2 estará representado por el color azul y por último el nivel 3 que se corresponde con el color verde.

A partir de los croquis que se exponen a continuación, se desarrollaran una serie de hipermatrices (las cuales dependen del tiempo) mediante las que se expondrá el orden a seguir en la explotación con su correspondiente alternancia de niveles.

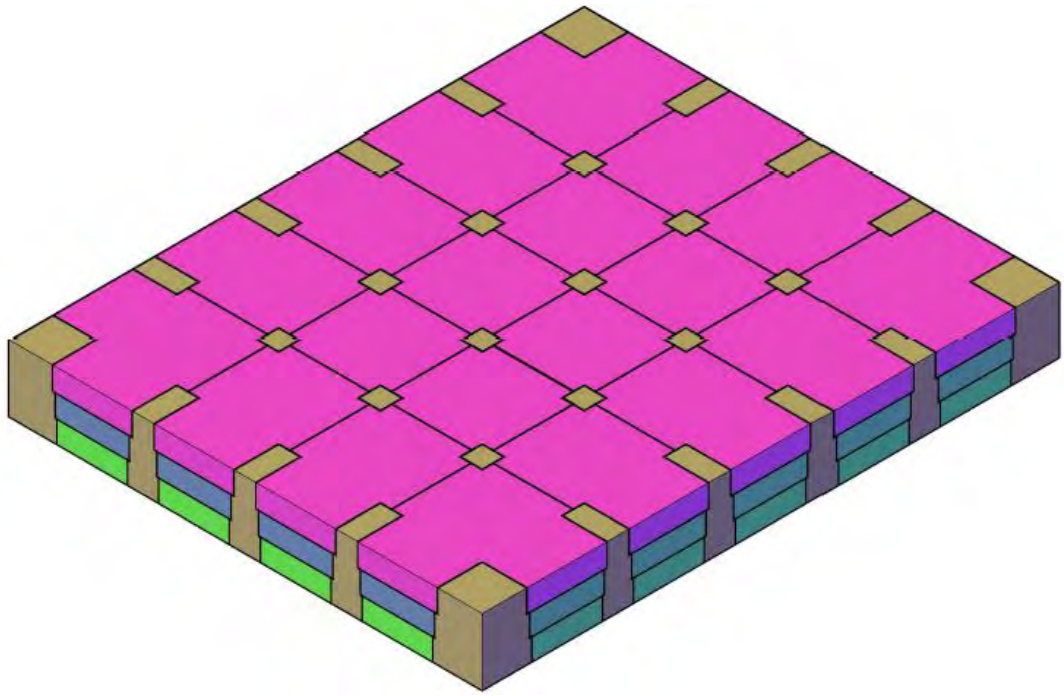


Ilustración 100. Cuarteles de la explotación.

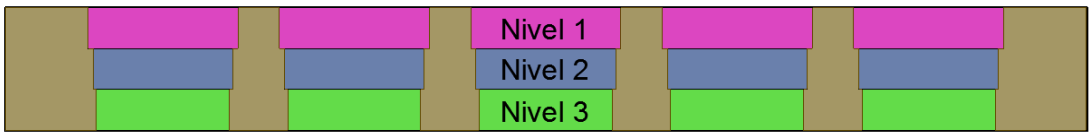


Ilustración 101. Niveles en los que se disponen los cuarteles

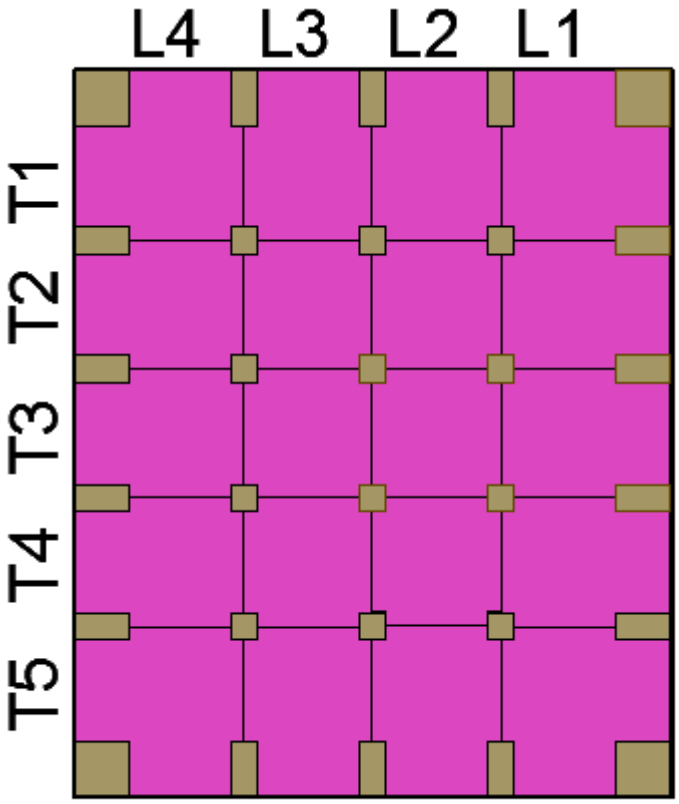


Ilustración 102. Nomenclatura a seguir para la explotación.

Como se observa en la ilustración 48, la explotación consta de 4 galerías longitudinales y 5 transversales en cada nivel, que se han denominado de tal manera que representan el sentido de la galería de acceso.

Como se verá posteriormente, cada nivel posee su entrada y su salida:

- Entrada nivel 1: L1-T1 Salida nivel 1: L4-T1
- Entrada nivel 2: L1-T2 Salida nivel 2: L4-T2
- Entrada nivel 3: L1-T5 Salida nivel 3: L4-T5

Una vez explicado esto, solo queda mostrar el orden o la secuencia de explotación, suponiendo que tenemos dos frentes (dos equipos de hilo).

11.4.2. Secuencia de explotación de los cuarteles

La secuenciación se hará en función del tiempo, y se numerará del tiempo 0 al tiempo 30, correspondiendo este último estadio a la finalización del proceso de explotación. Estos horizontes temporales tienen un carácter genérico. Posteriormente se referirán las producciones anuales.

- t=0

Nivel 1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

Nivel 2

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

Nivel 3

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

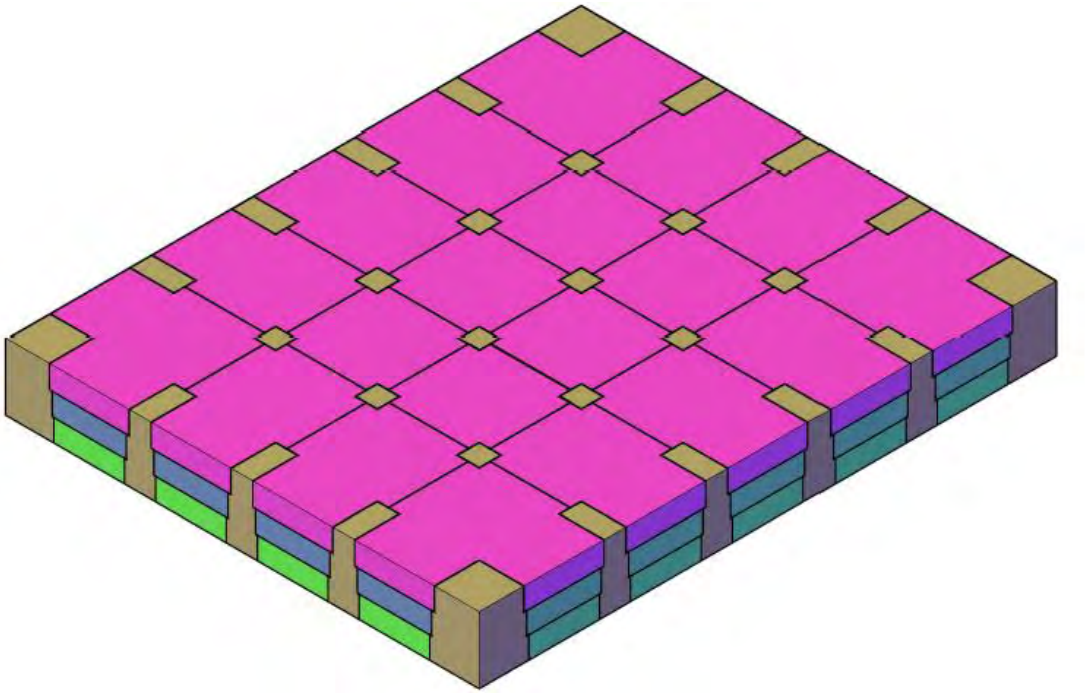


Ilustración 103. Explotación cuartes.t=0

- t=1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	1
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

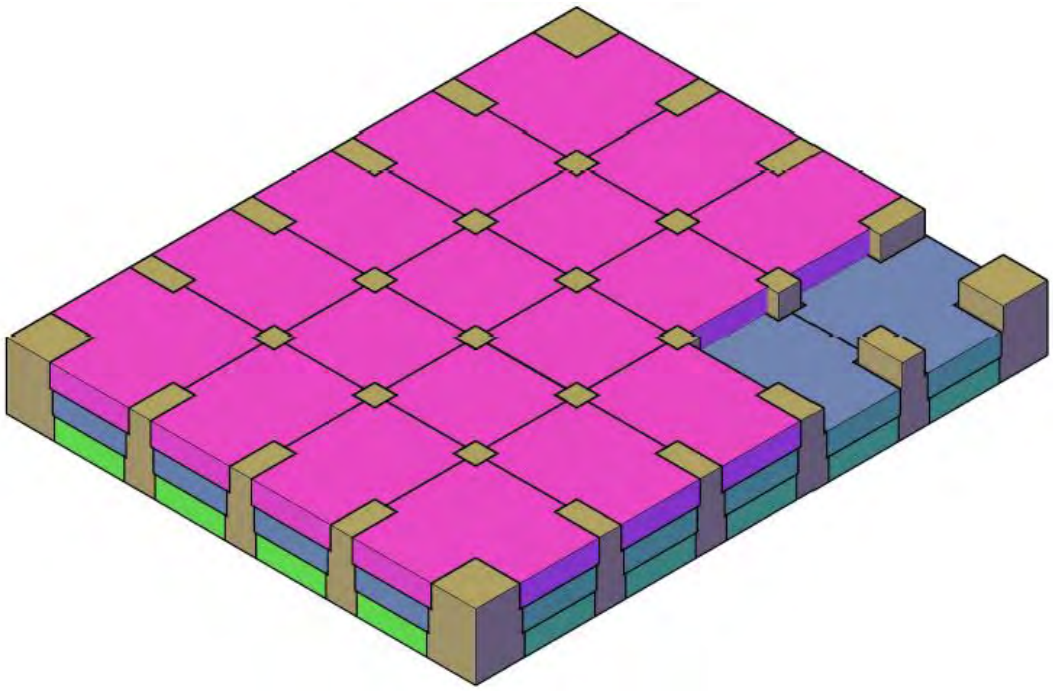


Ilustración 104. Explotación cuartes.t=1

- t=2

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	1
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	1
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

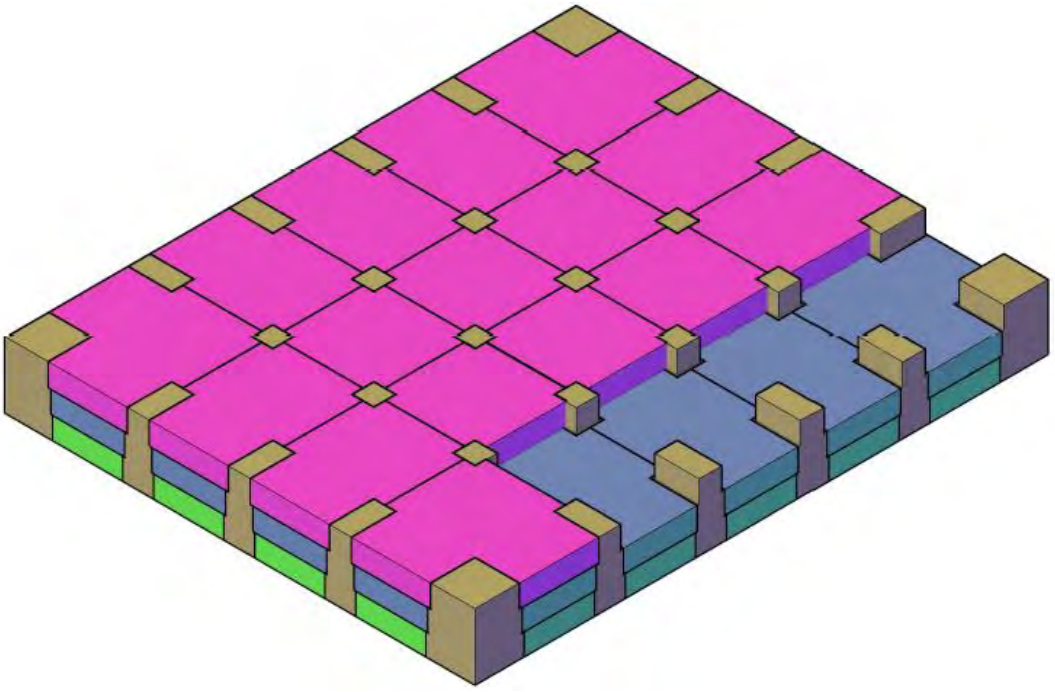


Ilustración 105. Explotación cuarteles. t=2

- t=3

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	1
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	1
T5	0	0	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

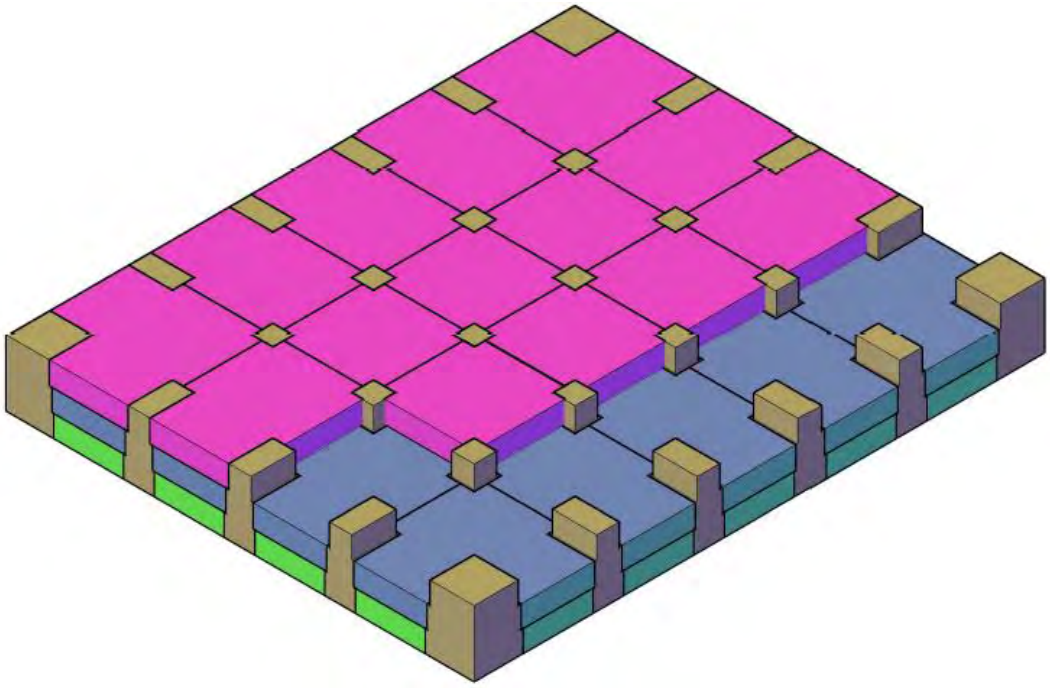


Ilustración 106. Explotación cuartes.t=3

- t=4

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	1
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

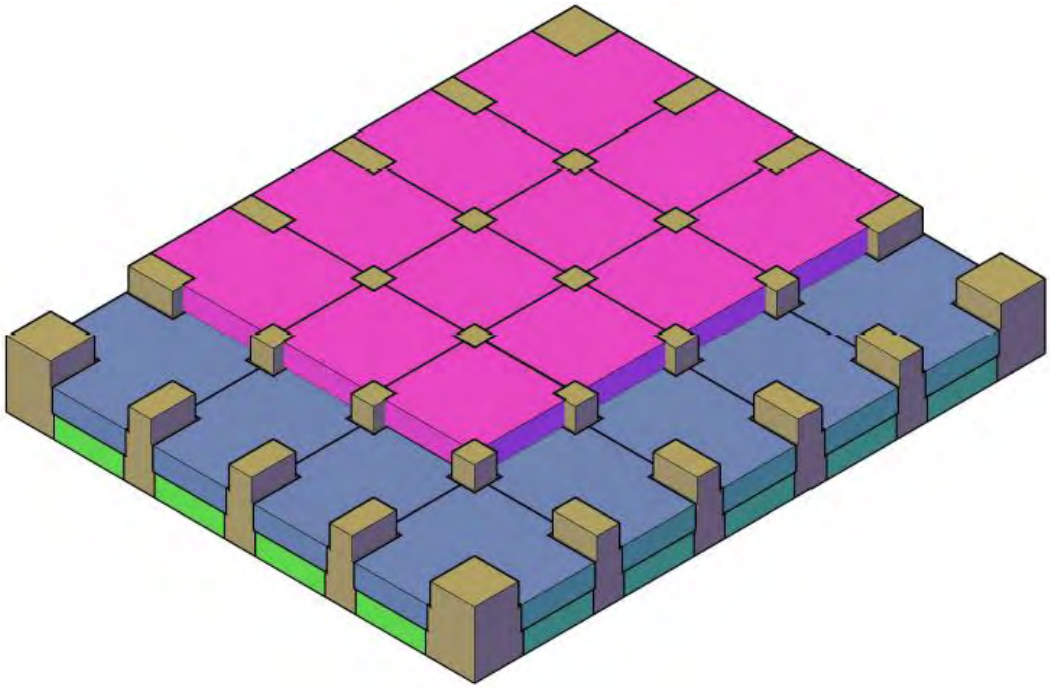


Ilustración 107. Explotación cuartes.t=4

- t=5

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	1
T2	0	0	0	1
T3	1	0	0	1
T4	1	0	0	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

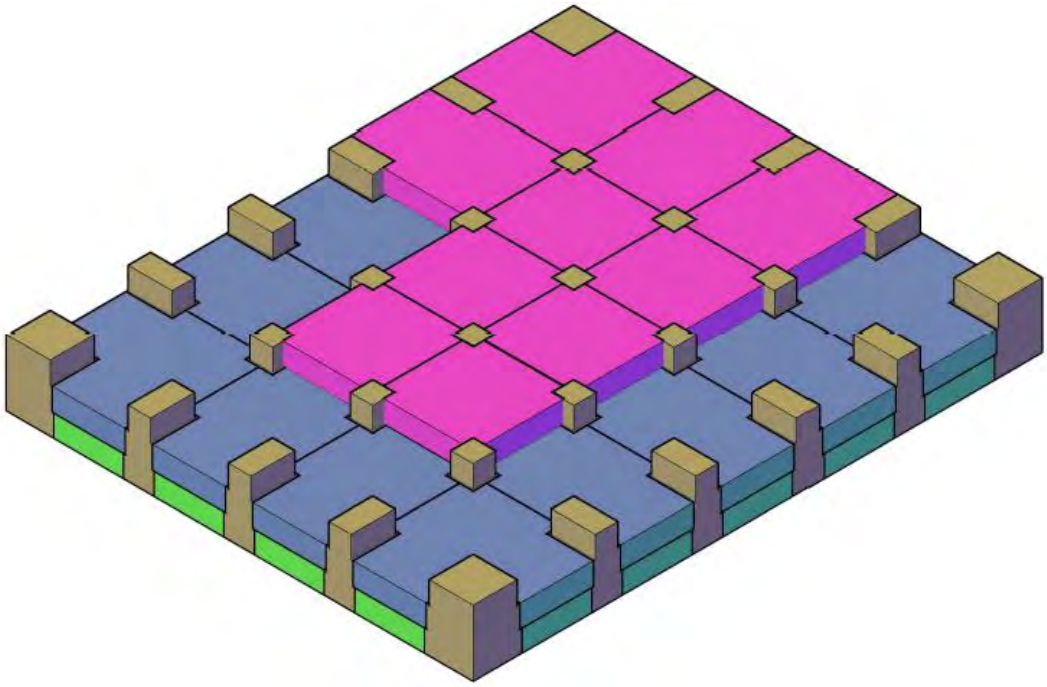


Ilustración 108. Explotación cuartes.t=5

- t=6

	L4	L3	L2	L1
T1	1	0	0	1
T2	1	0	0	1
T3	1	0	0	1
T4	1	0	0	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

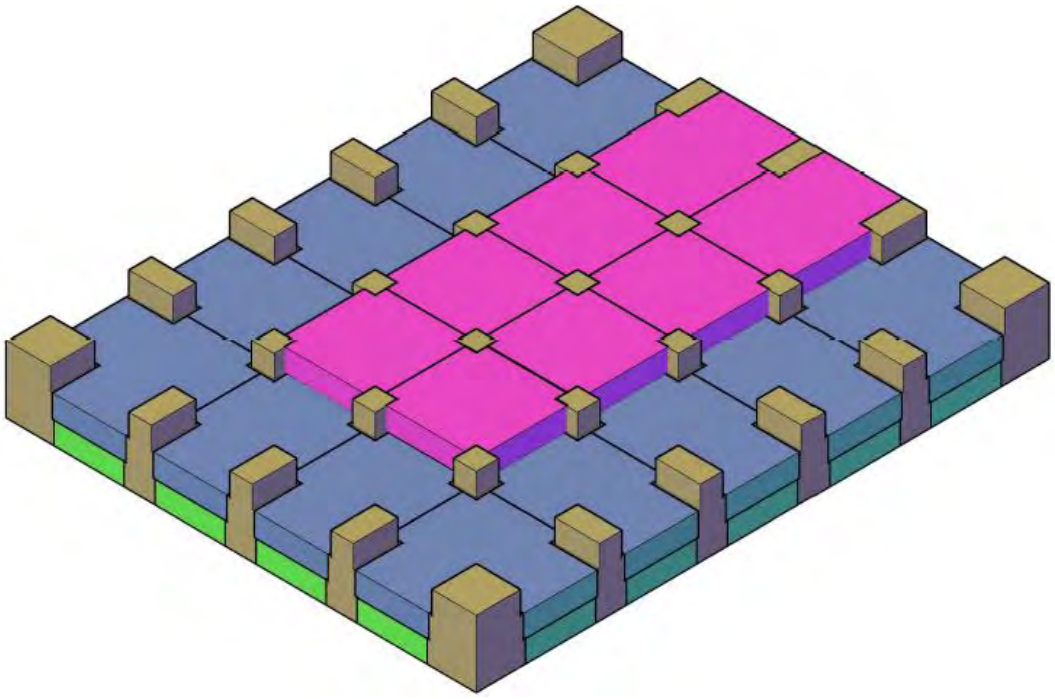


Ilustración 109. Explotación cuartes.t=6

- t=7

	L4	L3	L2	L1
T1	1	0	0	1
T2	1	0	0	1
T3	1	0	0	1
T4	1	0	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

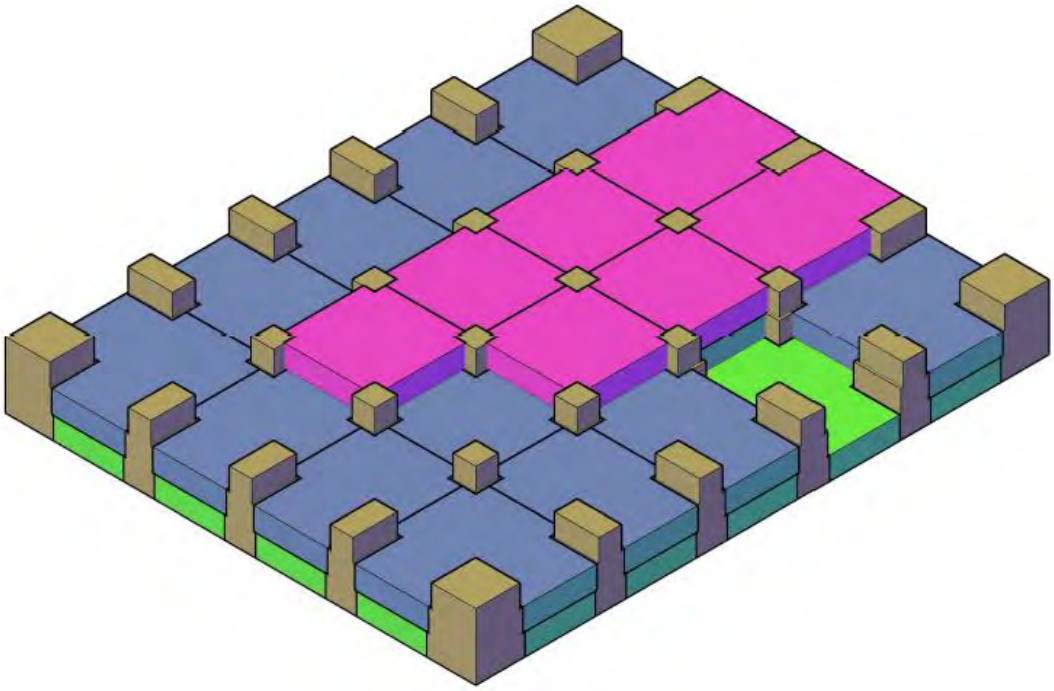


Ilustración 110. Explotación cuartes.t=7

- t=8

	L4	L3	L2	L1
T1	1	0	0	1
T2	1	0	0	1
T3	1	0	0	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

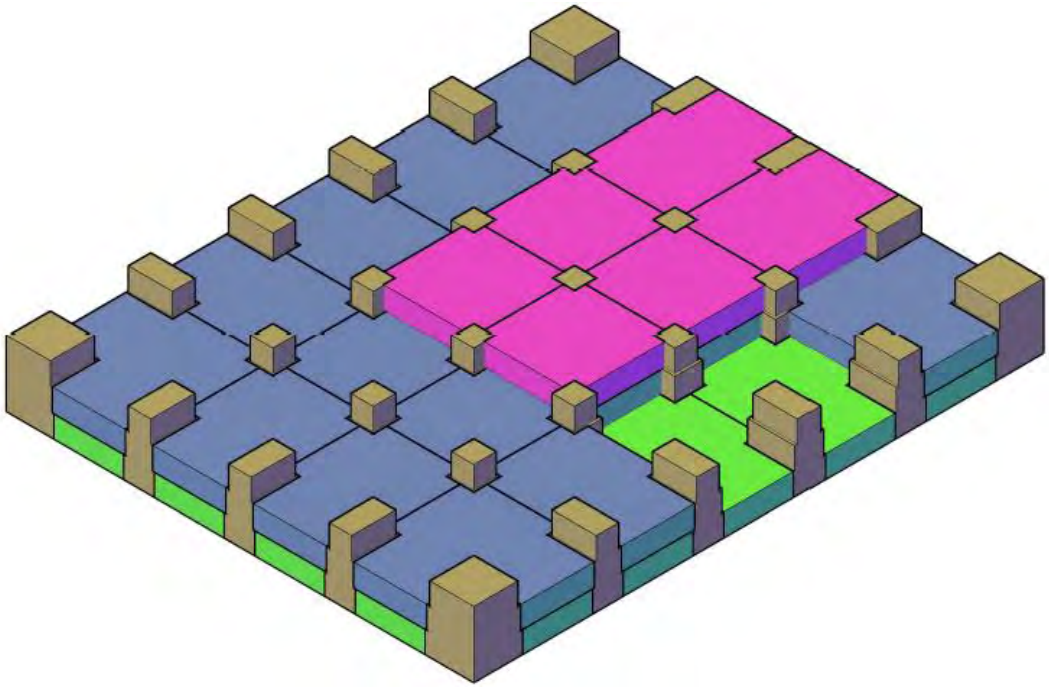


Ilustración 111. Explotación cuartes.t=8

- t=9

	L4	L3	L2	L1
T1	1	0	0	1
T2	1	0	0	1
T3	1	0	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	1
T5	0	0	0	0

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

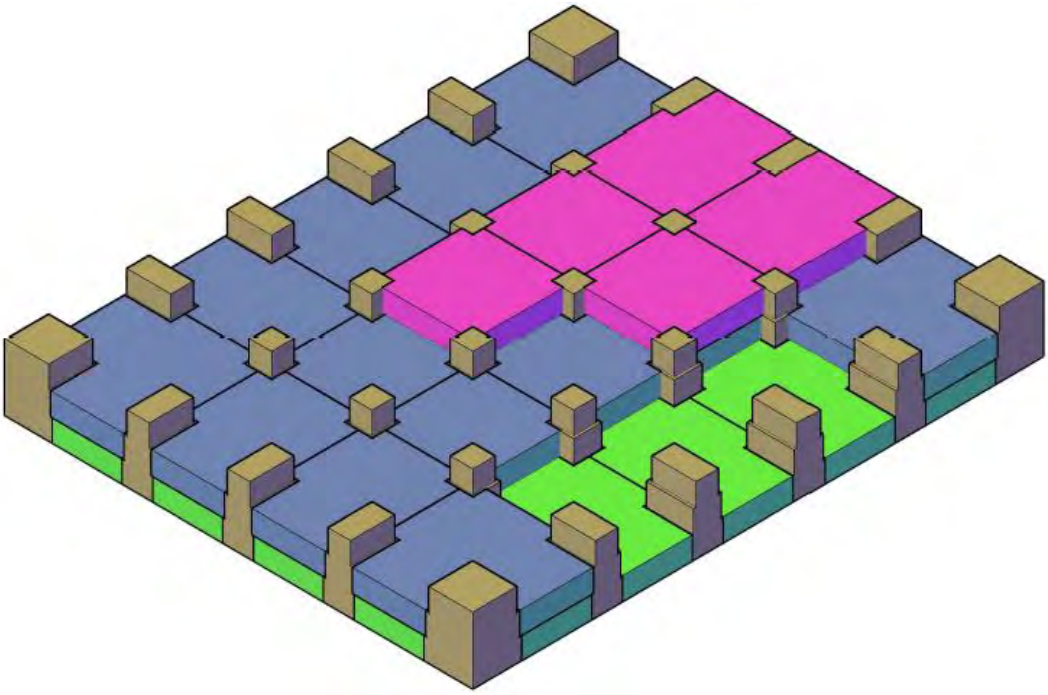


Ilustración 112. Explotación cuartes.t=9

- t=10

	L4	L3	L2	L1
T1	1	0	0	1
T2	1	0	0	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	1
T5	0	0	0	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

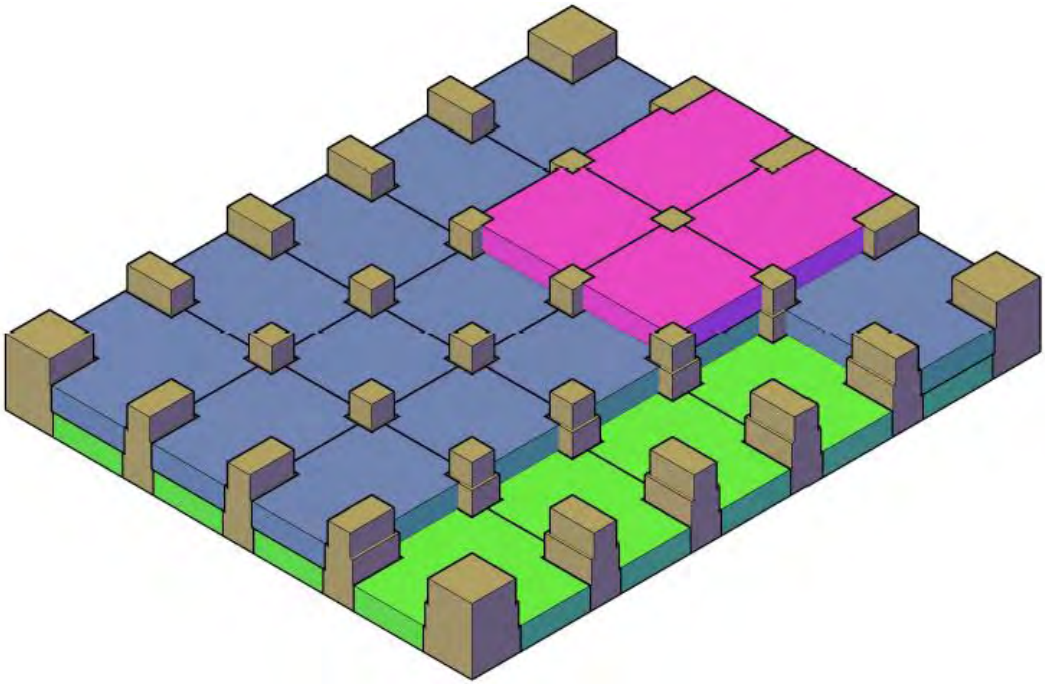


Ilustración 113. Explotación cuartes.t=10

- t=11

	L4	L3	L2	L1
T1	1	0	0	1
T2	1	0	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	1
T5	0	0	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

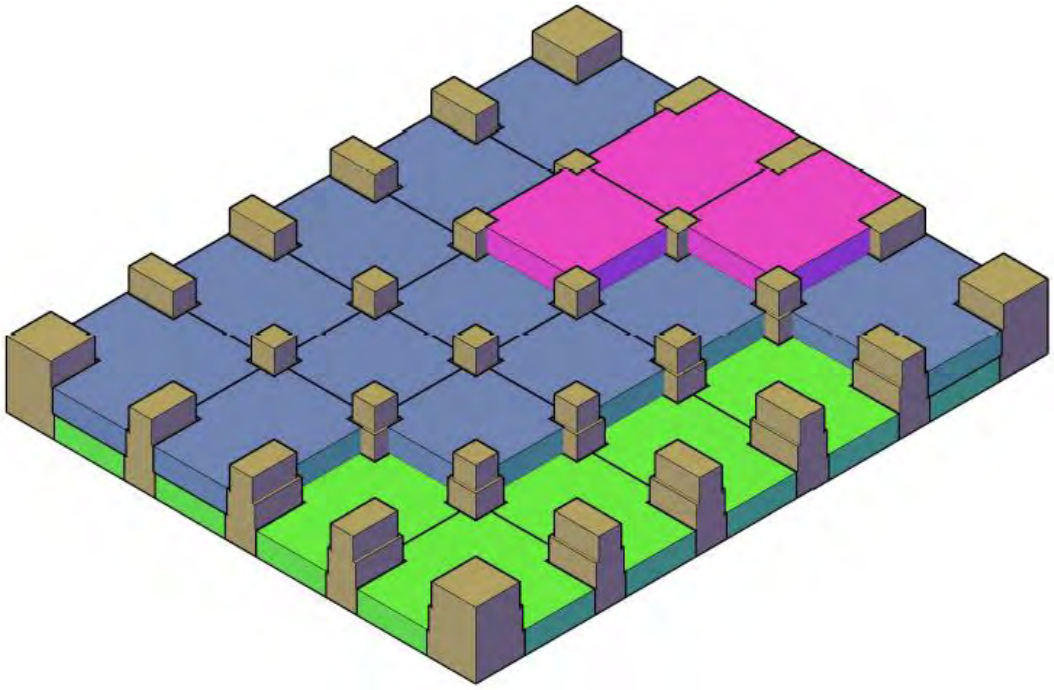


Ilustración 114. Explotación cuartes.t=11

- t=12

	L4	L3	L2	L1
T1	1	0	0	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	1
T5	0	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

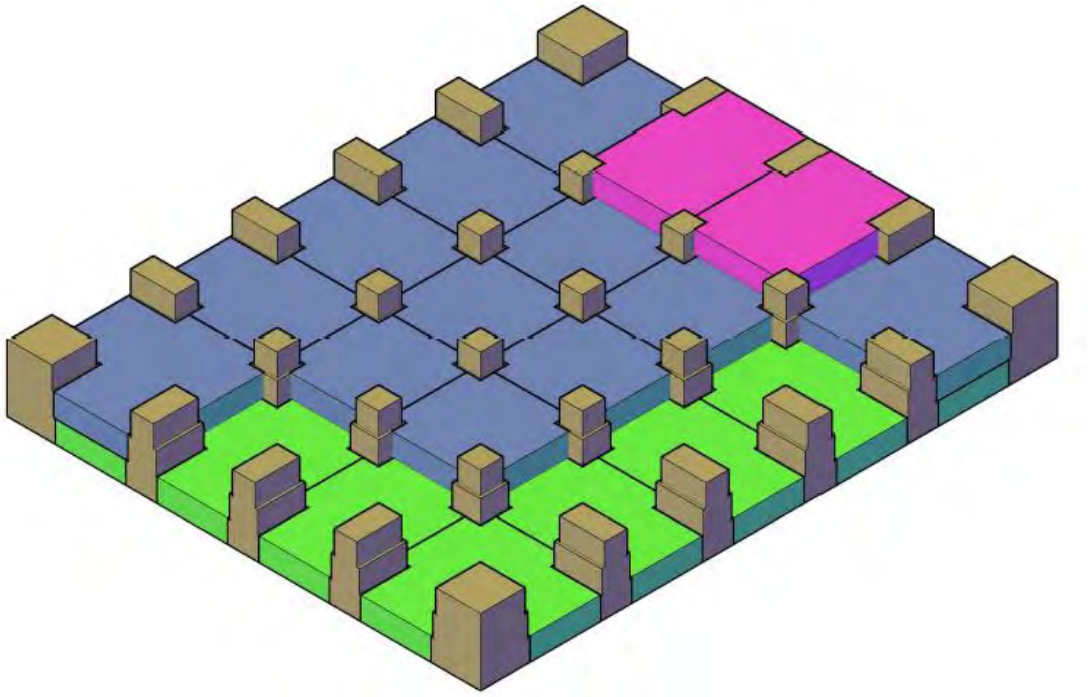


Ilustración 115. Explotación cuartes.t=12

- t=13

	L4	L3	L2	L1
T1	1	0	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	0	0	0	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

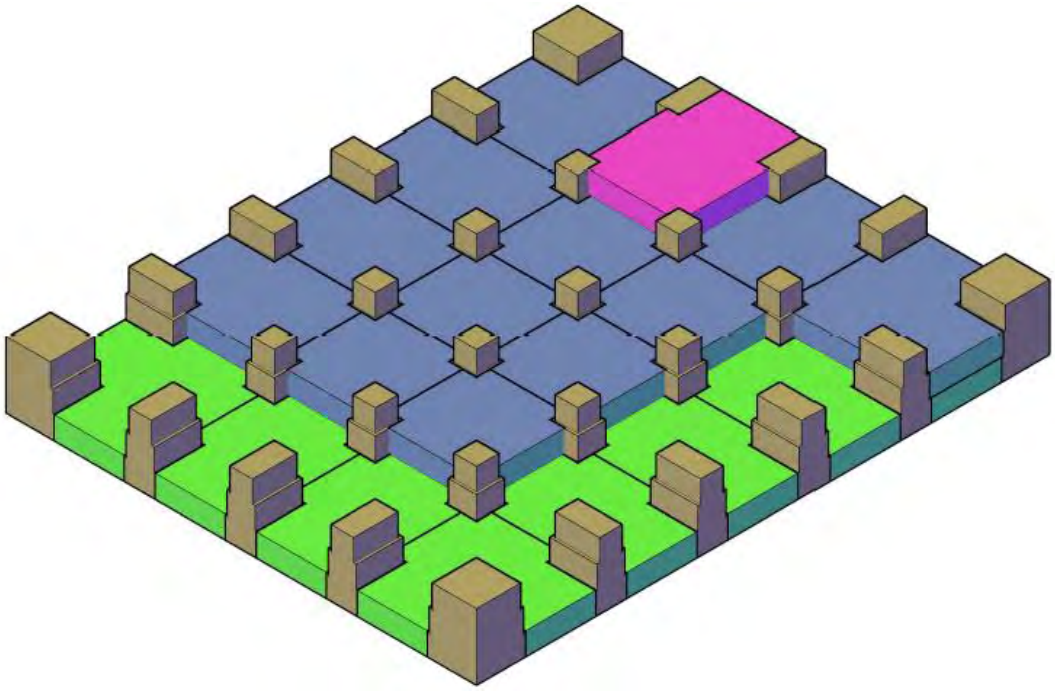


Ilustración 116. Explotación cuartes.t=13

- t=14

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	0	0	1
T4	1	0	0	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

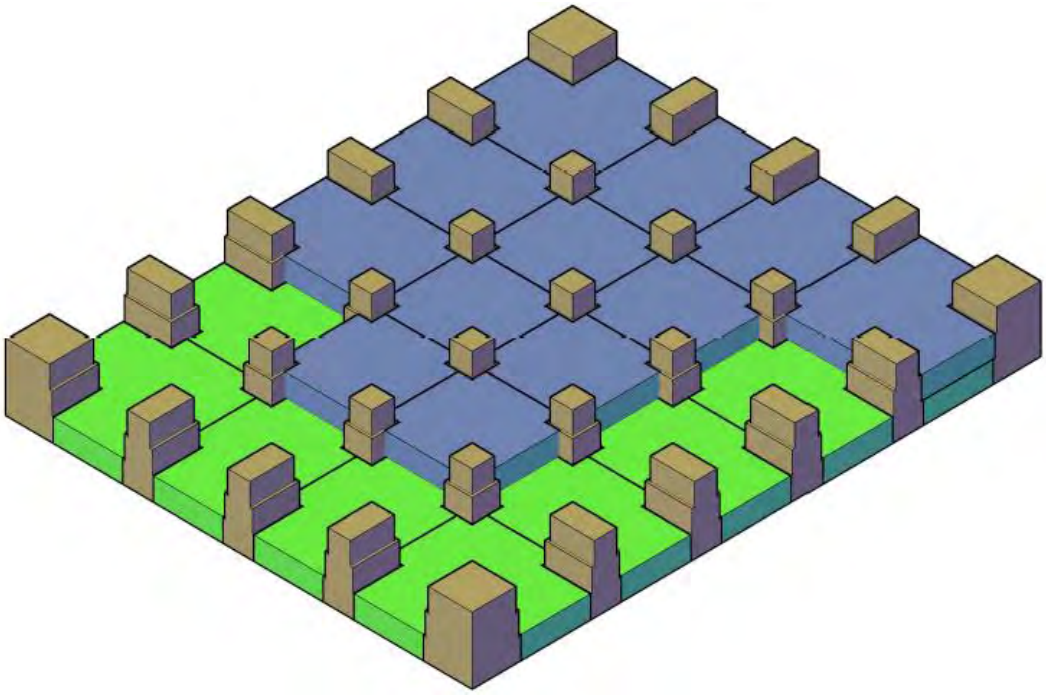


Ilustración 117. Explotación cuartes.t=14

- t=15

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	1	0	0	1
T3	1	0	0	1
T4	1	0	0	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	0

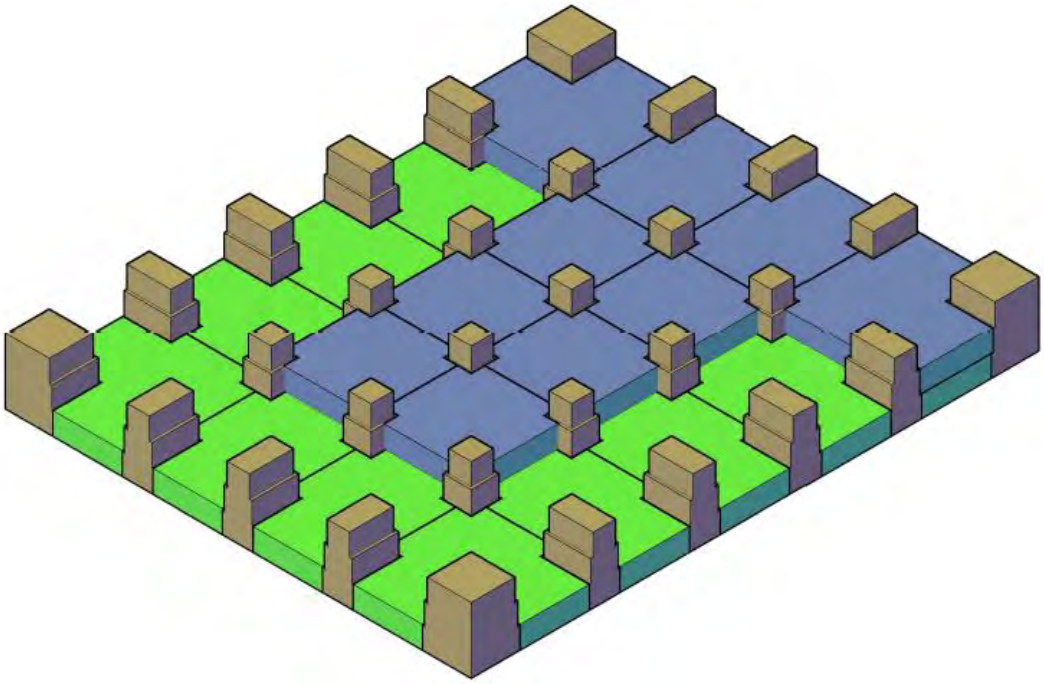


Ilustración 118. Explotación cuartes.t=15

- t=16

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	1	0	0	1
T3	1	0	0	1
T4	1	0	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	0	1

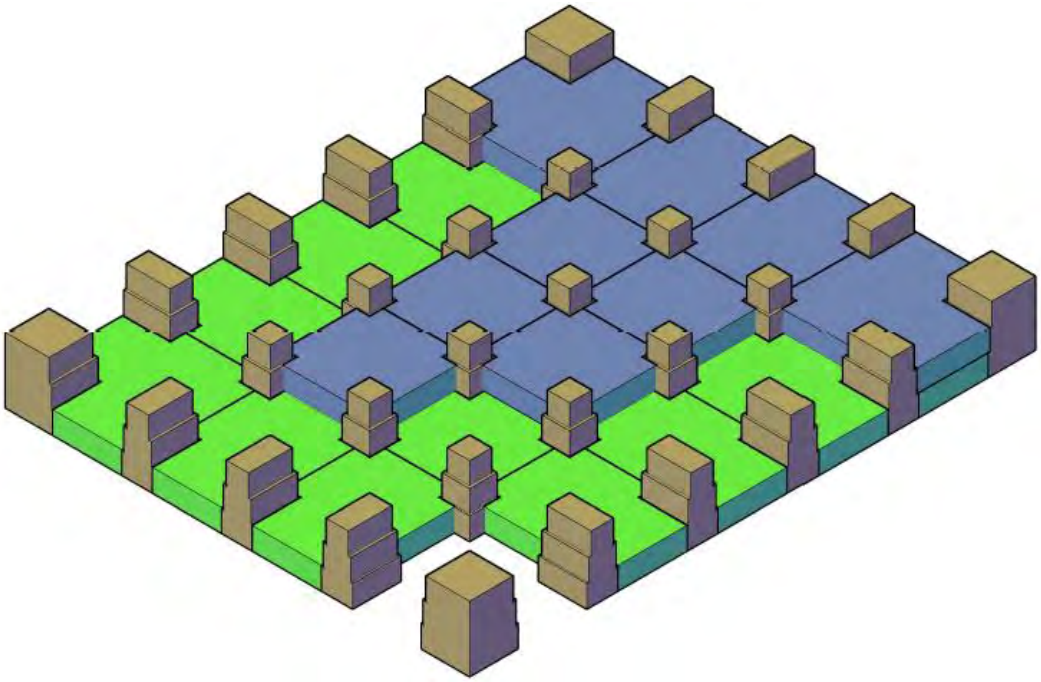


Ilustración 119. Explotación cuartes.t=16

- t=17

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	1	0	0	1
T3	1	0	0	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	0	1	1

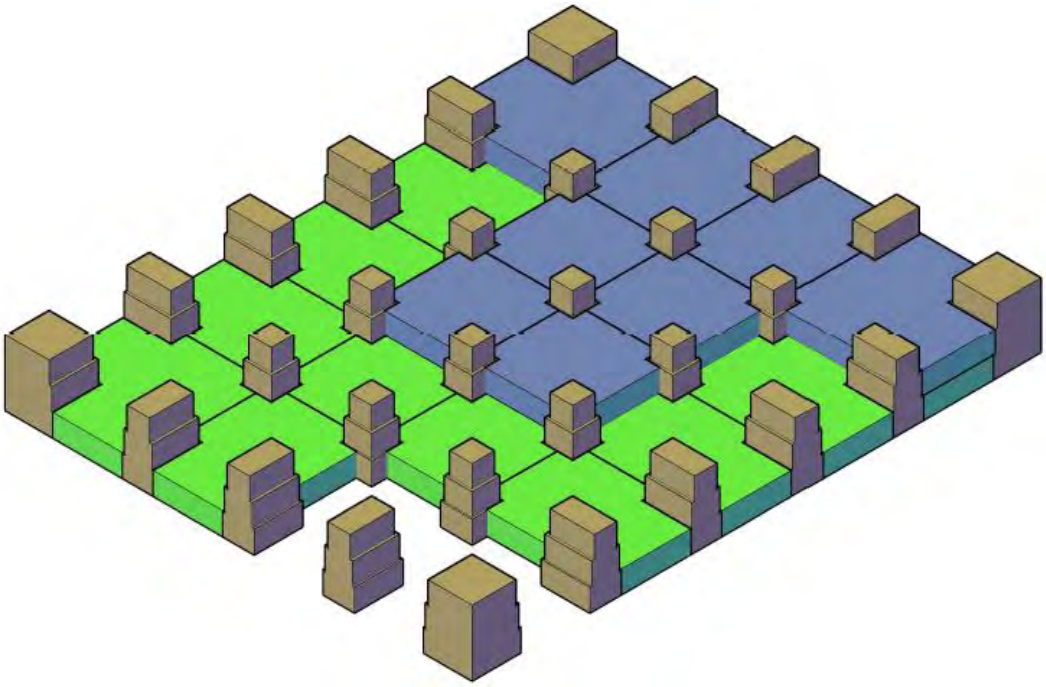


Ilustración 120. Explotación cuartes.t=17

- t=18

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	1	0	0	1
T3	1	0	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	0	1	1	1

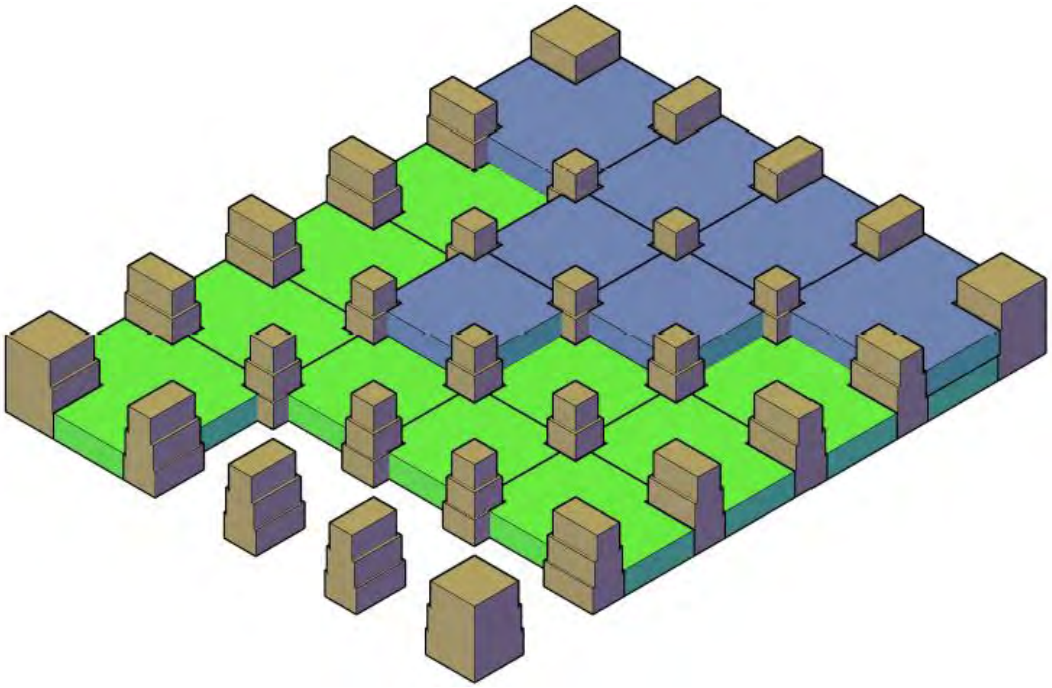


Ilustración 121. Explotación cuartes.t=18

- t=19

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	1	0	0	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	0
T5	1	1	1	1

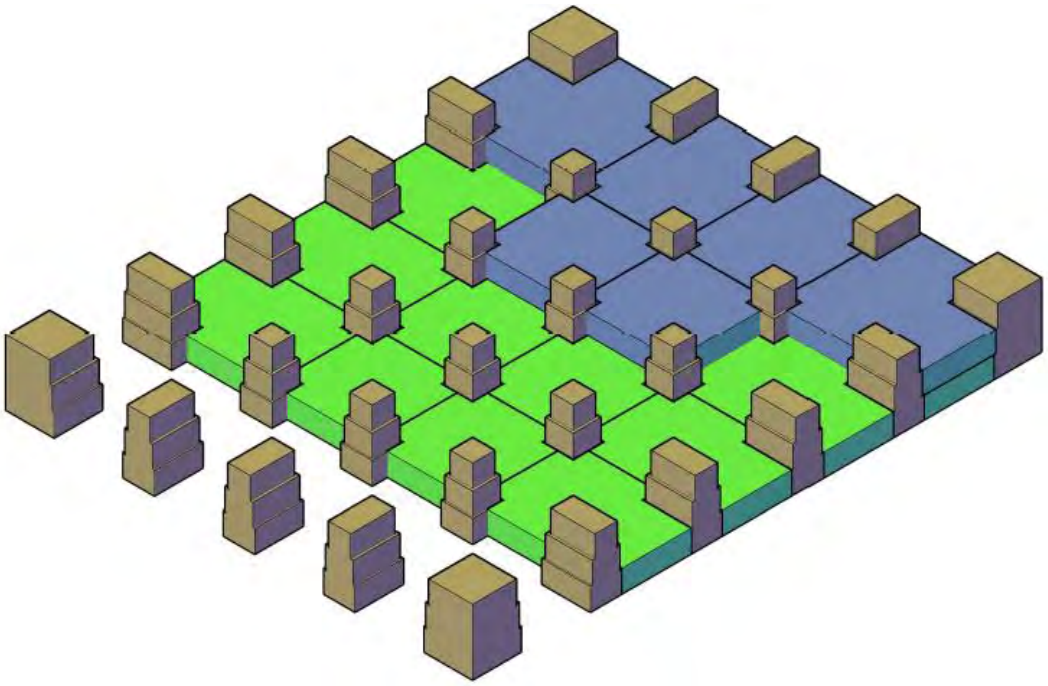


Ilustración 122. Explotación cuartes.t=19

- t=20

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	1	0	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	0	1
T5	1	1	1	1

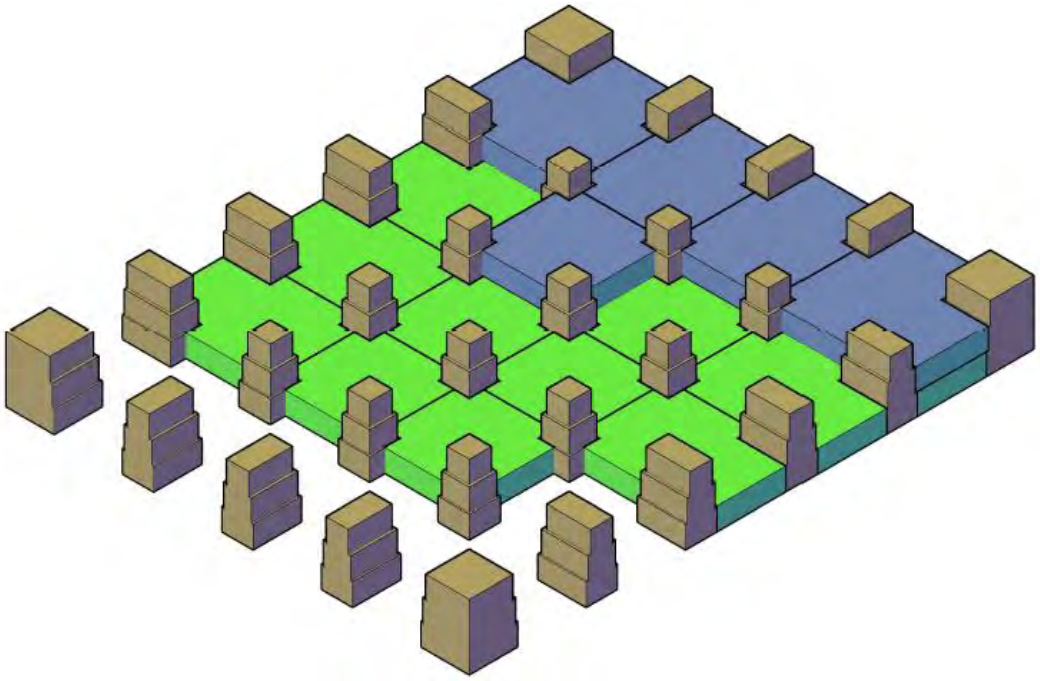


Ilustración 123. Explotación cuartes.t=20

- t=21

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	0	1	1
T5	1	1	1	1

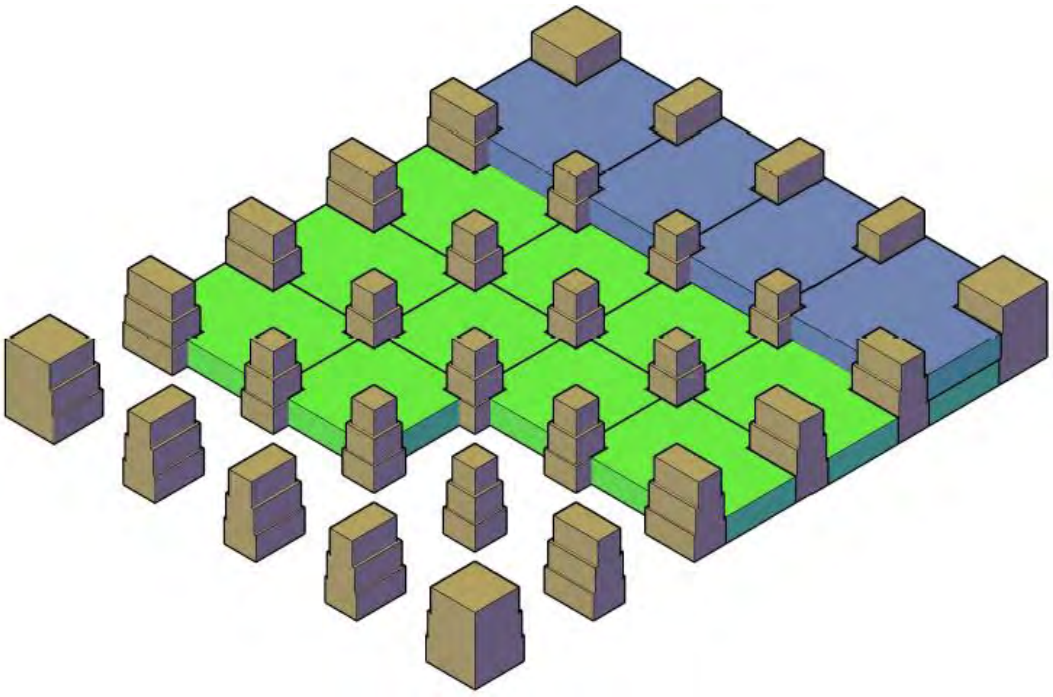


Ilustración 124. Explotación cuartes.t=21

- t=22

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	0	1	1	1
T5	1	1	1	1

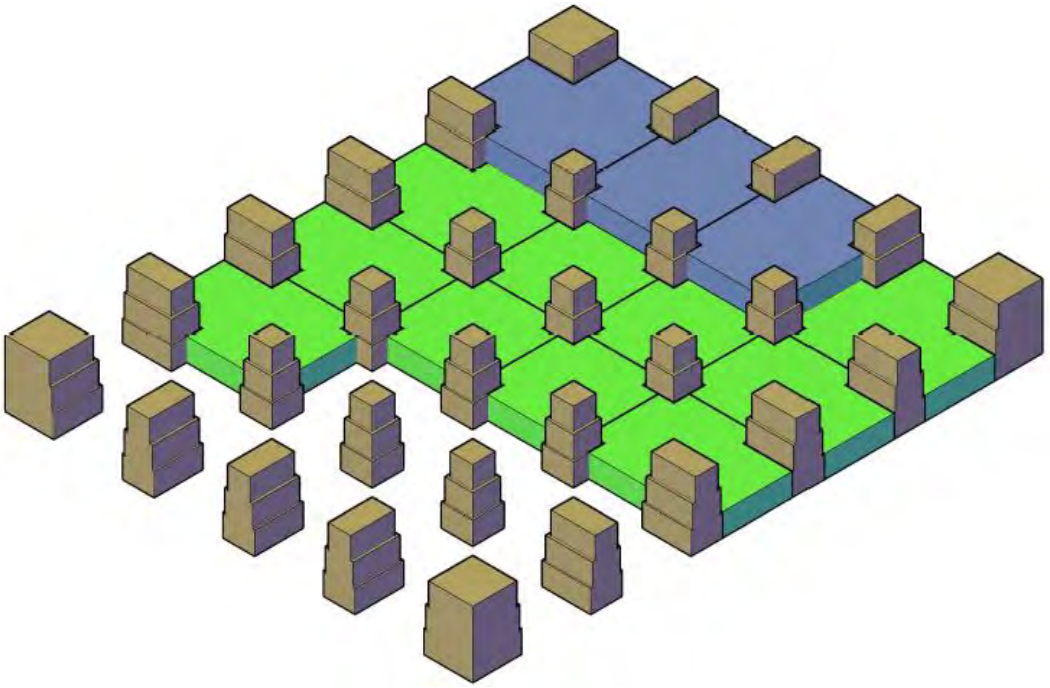


Ilustración 125. Explotación cuartes.t=22

- t=23

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	0
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

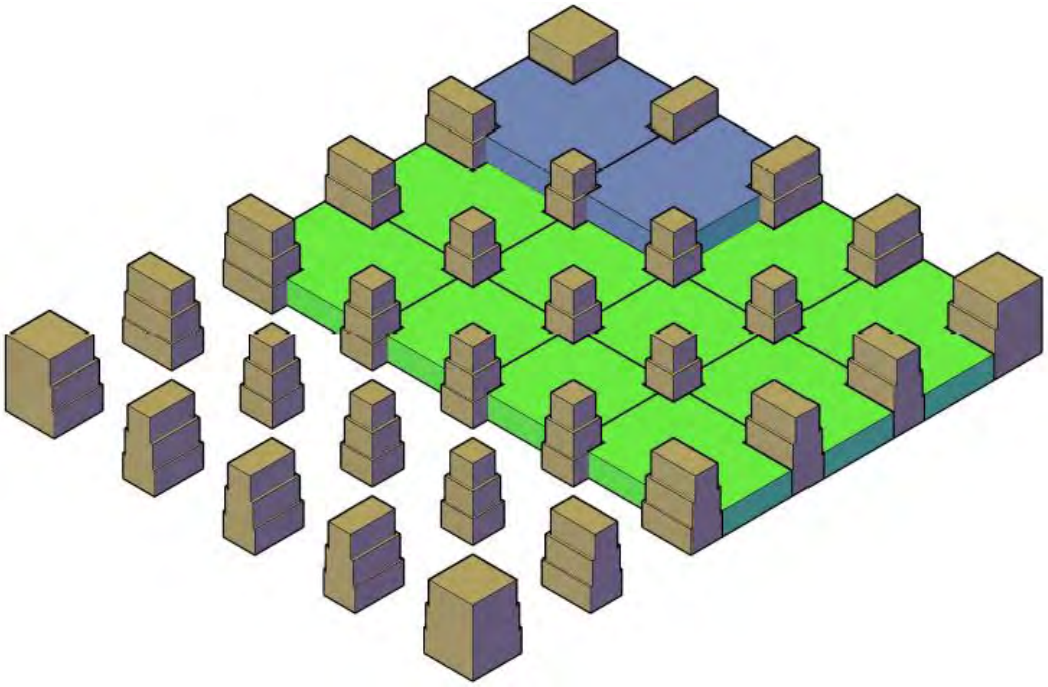


Ilustración 126. Explotación cuartes.t=23

- t=24

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	0	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

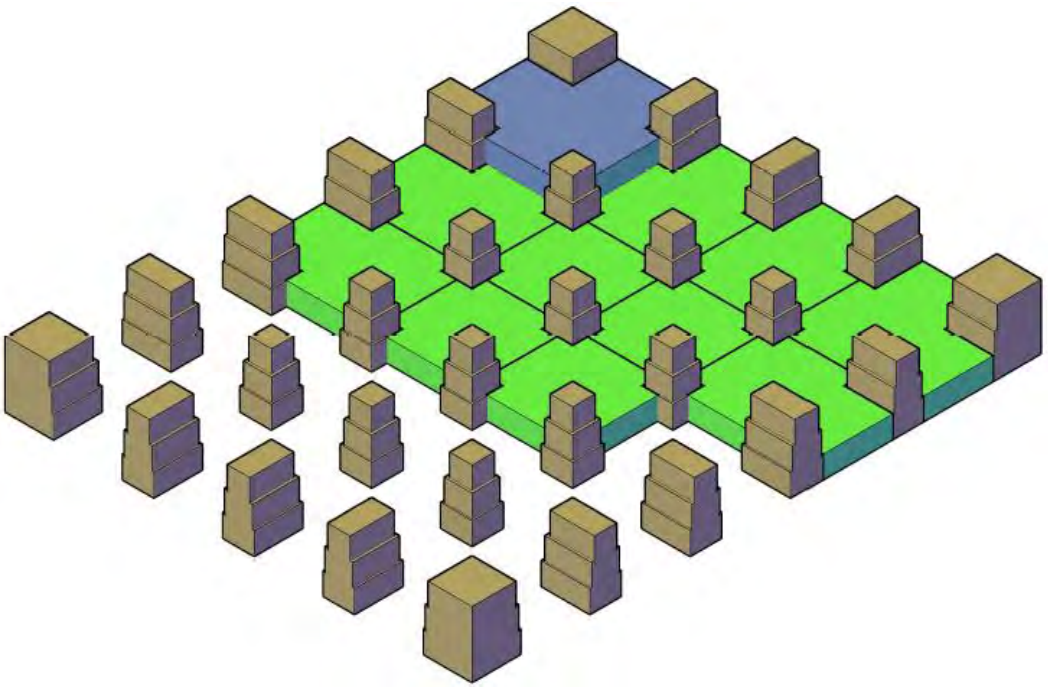


Ilustración 127. Explotación cuartes.t=24

- t=25

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	0
T3	0	0	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

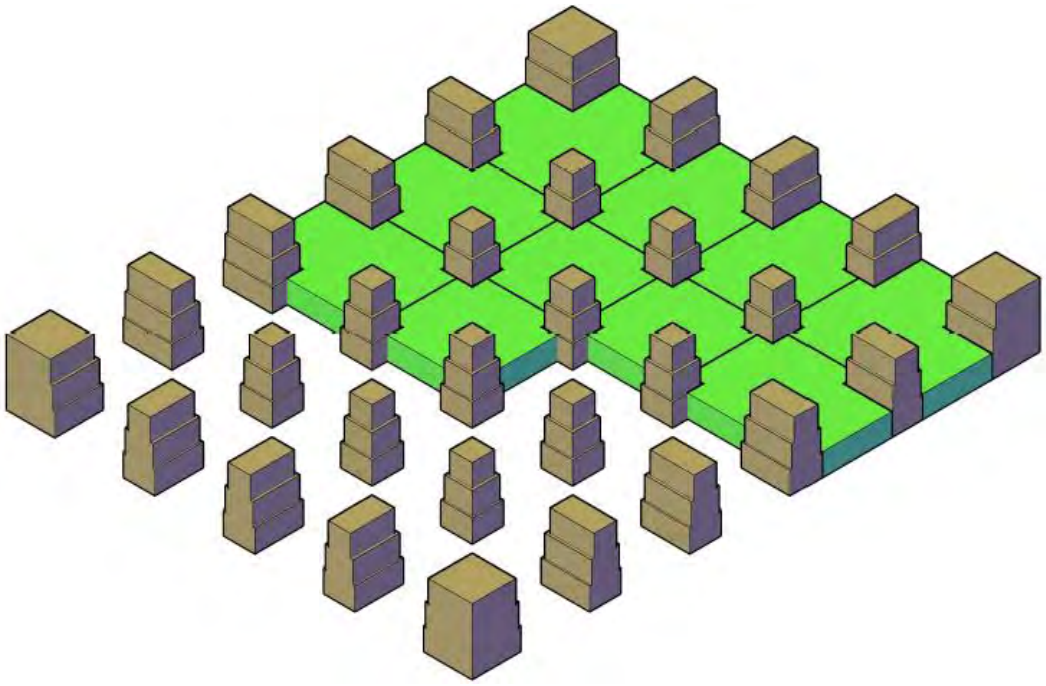


Ilustración 128. Explotación cuartes.t=25

- t=26

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	0
T2	0	0	0	1
T3	0	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

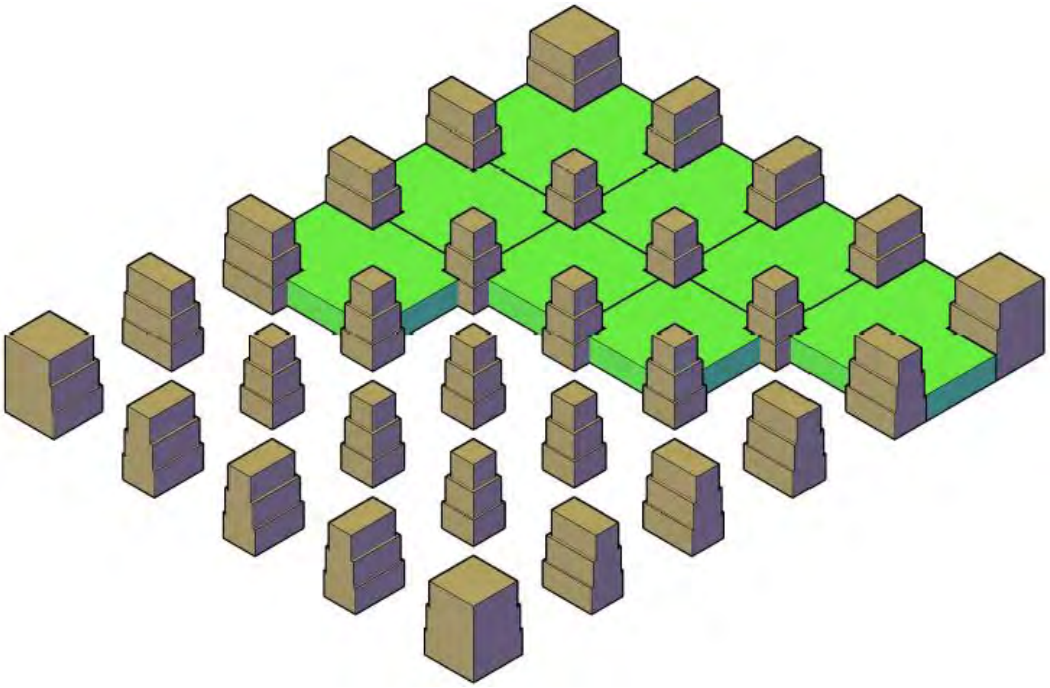


Ilustración 129. Explotación cuartes.t=26

- t=27

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	0	1
T2	0	0	0	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

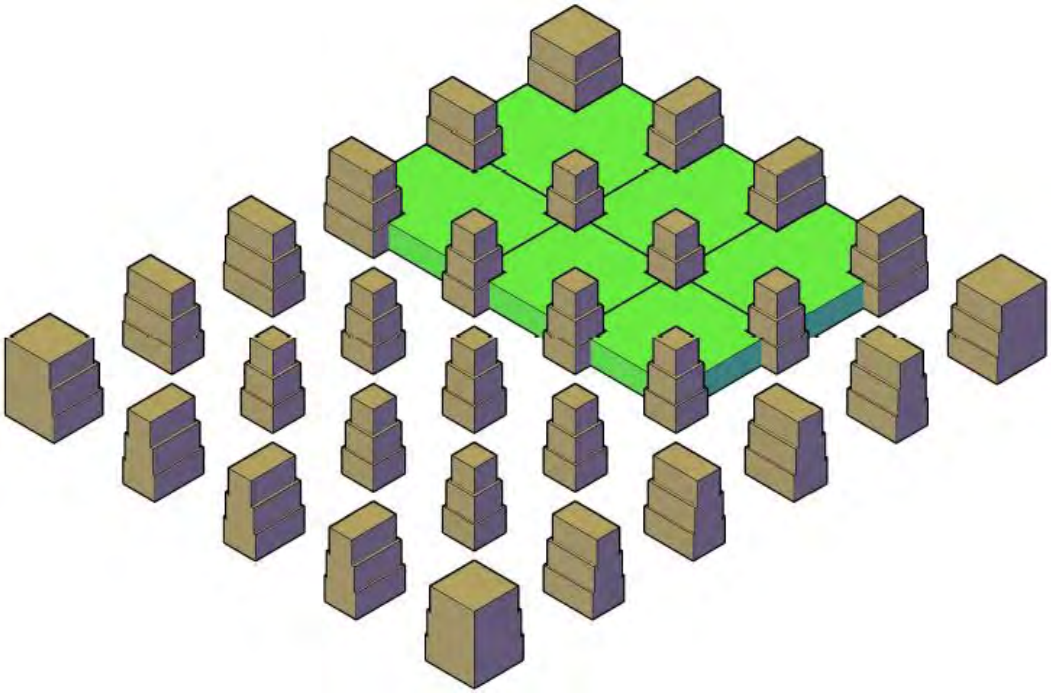


Ilustración 130. Explotación cuartes.t=27

- t=28

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	0	1	1
T2	1	0	0	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

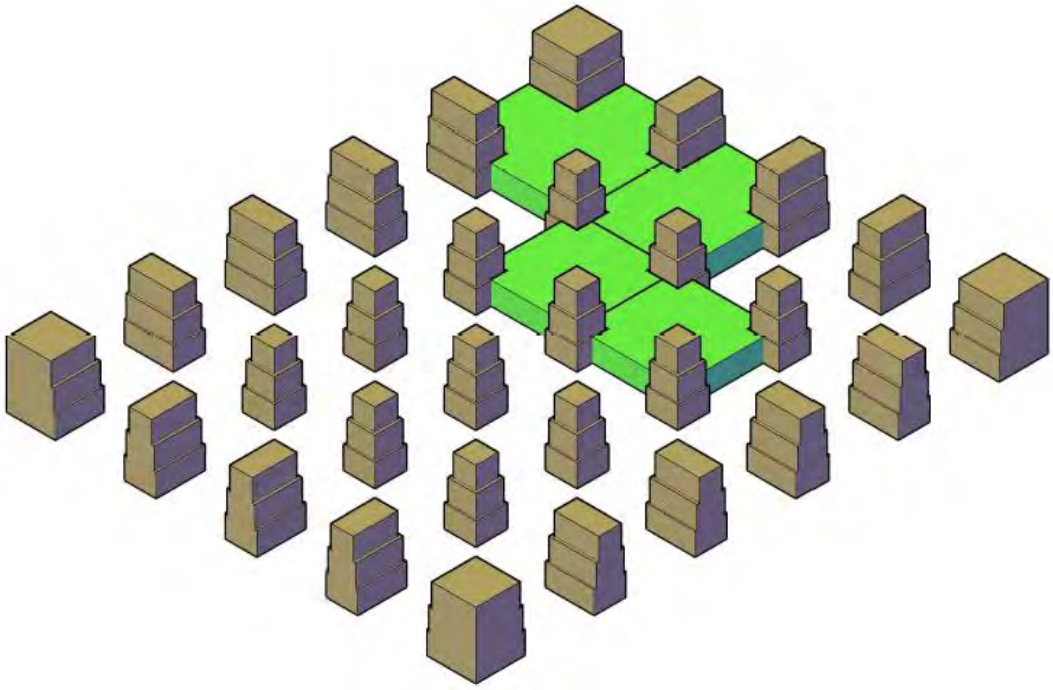


Ilustración 131. Explotación cuartes.t=28

- t=29

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	0	1	1	1
T2	1	1	0	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

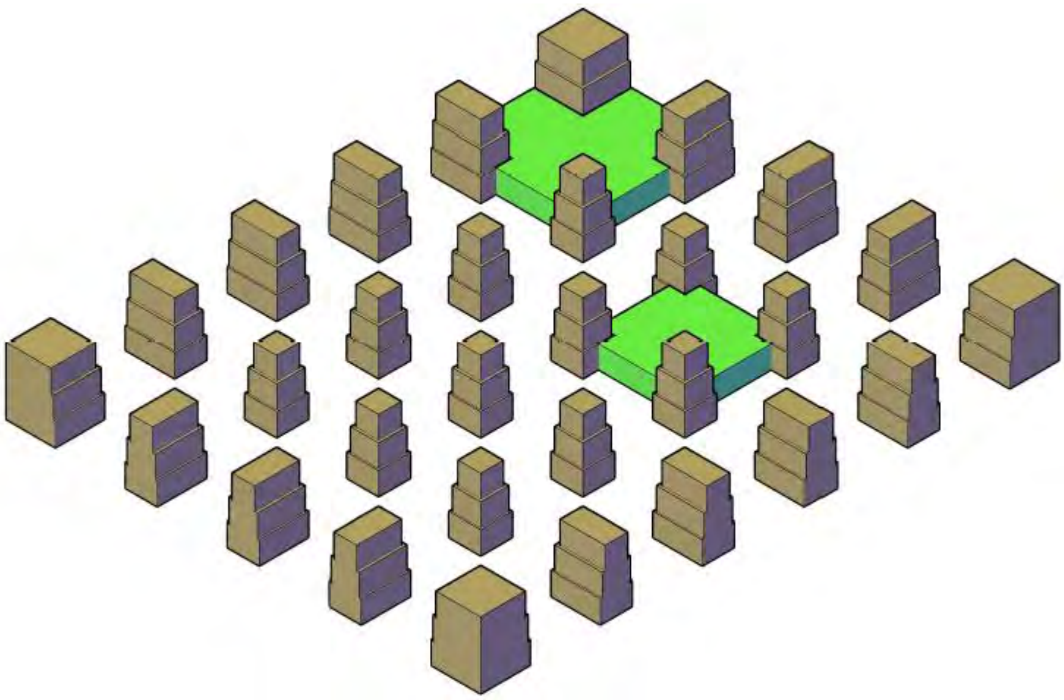


Ilustración 132. Explotación cuartes.t=29

- t=30

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

	L4	L3	L2	L1
T1	1	1	1	1
T2	1	1	1	1
T3	1	1	1	1
T4	1	1	1	1
T5	1	1	1	1

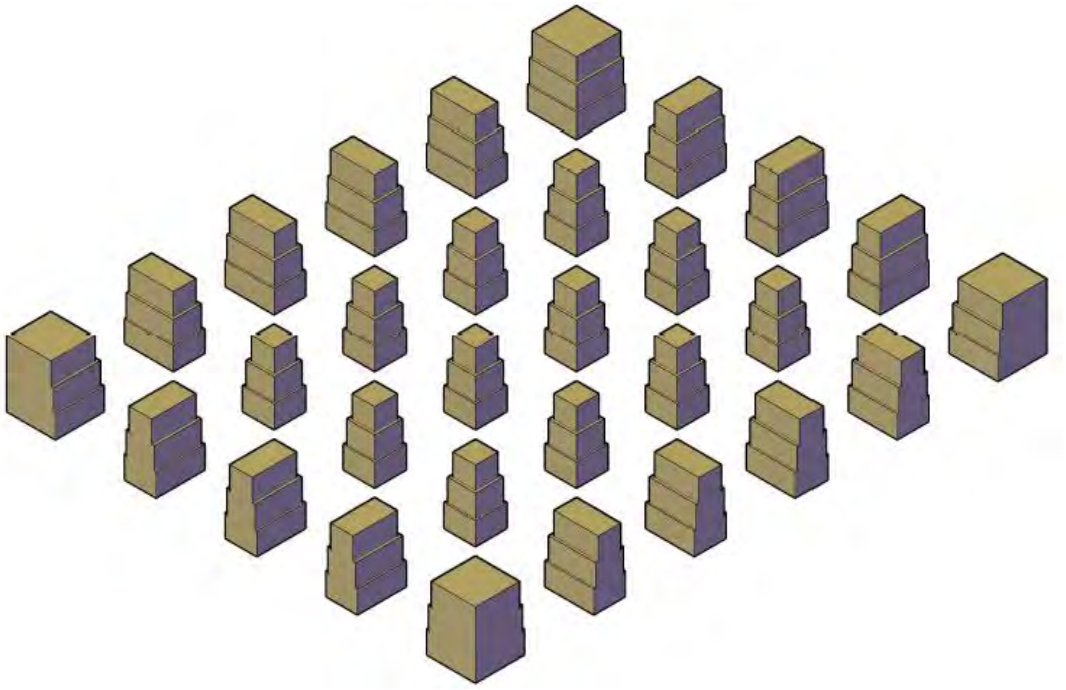


Ilustración 133. Explotación cuartes.t=30

11.4.3. Dimensionamiento de cuarteles

En la explotación del presente proyecto, se dispone de tres tipos de cuarteles diferentes para cada nivel. Para el cálculo del volumen y el número de cubos a extraer se separará mediante la nomenclatura de la ilustración 83.

El volumen del cubo a extraer será de 2 x 2 x 1,5 = 6 m^3

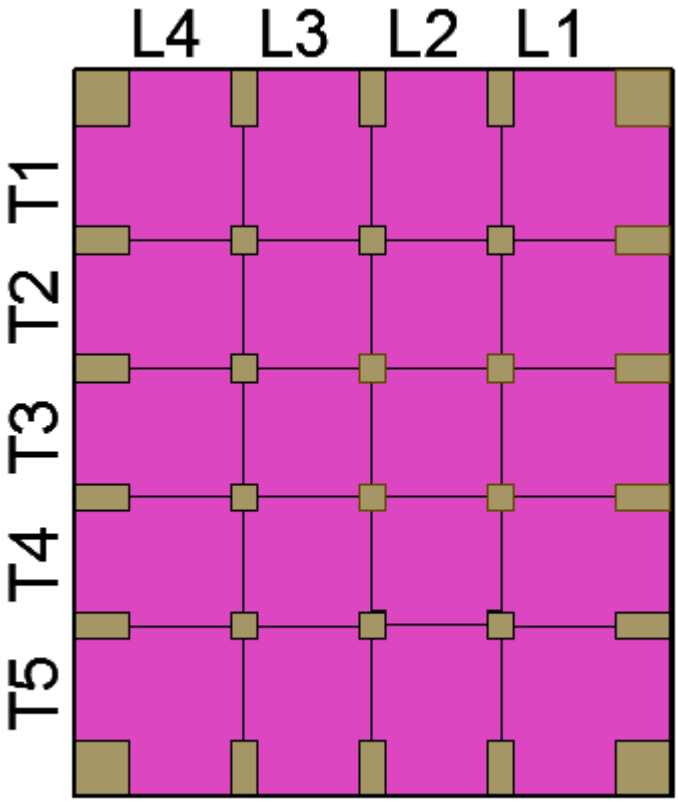


Ilustración 134. Cuarteles de la explotación.

Por tanto, se dispondrán de la siguiente manera:

- Volumen L1-T1; L1-T5; L4-T5; L4-T1:
  - Nivel 1: V = 10699,44 m^3
    Nº de bloques = 1783 bloques
  - Nivel 2: V = 10511,34 m^3
    Nº de bloques = 1751 bloques
  - Nivel 3: V = 10340,94 m^3
    Nº de bloques = 1723 bloques
- Volumen L1-T2; L1-T3; L1-T4; L2-T5; L3-T5; L4-T4; L4-T3; L4-T2; L2-T1; L3-T1:
  - Nivel 1: V = 8345,04 m^3
    Nº de bloques = 1390 bloques
  - Nivel 2: V = 8318,94 m^3
    Nº de bloques = 1386 bloques
  - Nivel 3: V = 8256,54 m^3

Nº de bloques = 1376 bloques

- Volumen L2-T2; L2-T3; L2-T4; L3-T2; L3-T3; L3-T4:
  - Nivel 1: V = 5990,64 m^3
    Nº de bloques = 998 bloques
  - Nivel 2: V = 6126,54 m^3
    Nº de bloques = 1021 bloques
  - Nivel 3: V = 6158,34 m^3
    Nº de bloques = 1026 bloques

11.4.4. Ciclos de trabajo

11.4.4.1. Labor principal

Máquina de corte con hilo diamantado

Como consideración inicial para éstos cálculos, se debe mencionar que el tiempo de la máquina de corte con hilo diamantado, dependerá de la velocidad de perforación de la perforadora asociada con ésta, además de la superficie de las caras libres de corte, que como se podrá observar, no será la misma para para los sucesivos niveles.

La velocidad de perforación de la perforadora será de 6 m/h y la velocidad de corte de la máquina de hilo es de 11,5 m^2/h, que al disponer de 2 máquinas, se conseguirá un rendimiento de 23 m^2/h.

Por tanto habrá que tener dos tipos de cálculos, dependiendo de las caras libres de corte:

1) Bloques del primer nivel con dos cara libres de corte, paralelas entre ellas y perpendiculares al sentido de avance.
   Una maquina

$$Tiempo = \frac{Longitud\ de\ perforación}{Velocidad\ de\ perforación} + \frac{Superficie\ del\ cubo}{Velocidad\ de\ corte}$$

$$Tiempo = \frac{4 * 2}{6} + \frac{2 * 2 + 2 * 1{,}5 + 2 * 2 + 2 * 1{,}5}{11{,}5}$$

$$Tiempo = 2{,}55\ h * \frac{6}{5}\ (factor\ de\ tiempos\ muertos)$$

$$Tiempo' = 3{,}06\ h$$

$$Producción = \frac{2 * 2 * 1{,}5}{3{,}06} = 1{,}96\ m^3/h$$

   Dos maquinas

$$Tiempo = \frac{Longitud\ de\ perforación}{Velocidad\ de\ perforación} + \frac{Superficie\ del\ cubo}{Velocidad\ de\ corte}$$

$$Tiempo = \frac{4 * 2}{6} + \frac{2 * 2 + 2 * 1{,}5 + 2 * 2 + 2 * 1{,}5}{23}$$

$$Tiempo = 1{,}942\ h * \frac{6}{5}\ (factor\ de\ tiempos\ muertos)$$

$$Tiempo' = 2{,}33\ h$$

$$Producción = \frac{2 * 2 * 1{,}5}{2{,}33} = 2{,}575\ m^3/h$$

2) Bloques del segundo y tercer nivel, que dispondrán de dos caras libres de corte, perpendiculares entre ellas, ya que una de ellas corresponde a la cara superior del bloque.

Una máquina

$$Tiempo = \frac{Longitud\ de\ perforación}{Velocidad\ de\ perforación} + \frac{Superficie\ del\ cubo}{Velocidad\ de\ corte}$$

$$Tiempo = \frac{2 * 1{,}5 + 2 * 2}{6} + \frac{2 * 1{,}5 + 2 * 1{,}5 + 2 * 1{,}5 + 2 * 2}{11{,}5}$$

$$Tiempo = 2{,}3\ h * \frac{6}{5}\ (factor\ de\ tiempos\ muertos)$$

$$Tiempo' = 2{,}75\ h$$

$$Producción = \frac{2 * 2 * 1{,}5}{2{,}75} = 2{,}2\ m^3/h$$

Dos máquinas

$$Tiempo = \frac{Longitud\ de\ perforación}{Velocidad\ de\ perforación} + \frac{Superficie\ del\ cubo}{Velocidad\ de\ corte}$$

$$Tiempo = \frac{2 * 1{,}5 + 2 * 2}{6} + \frac{2 * 1{,}5 + 2 * 1{,}5 + 2 * 1{,}5 + 2 * 2}{23}$$

$$Tiempo = 1{,}732\ h * \frac{6}{5}\ (factor\ de\ tiempos\ muertos)$$

$$Tiempo' = 2{,}08\ h$$

$$Producción = \frac{2 * 2 * 1{,}5}{2{,}08} = 2{,}88\ m^3/h$$

La producción más limitante en la explotación será la del corte y por eso se hallará la vida de la explotación teniendo en cuenta la producción de la máquina de corte de hilo diamantado.

Las producciones variarán en los cálculos en función de si, en un nivel, se utiliza simultáneamente una maquina o dos, y también de en qué nivel se esté.

Por tanto, detallando la producción de los 5 primeros años, suponiendo 301 días hábiles y dos turnos de 8 h diarios, se obtendrá lo siguiente:

- Año 1: Se utilizará el rendimiento del tipo 1 descrito anteriormente, al encontrarnos en el primer nivel.

$$301\ \ días * 16\ h = 4816\ h\ al\ año$$

$$2{,}575 \frac{m^3}{h} * 4816\ h = 12401{,}2\ m^3\ al\ año\ se\ cortarán$$

El primer año se cortará el cuartel L1-T1 del nivel 1 (10699,44 m^3) y 1701,76 m^3 del L1-T2, lo que corresponde al 20,39 % de ese mismo cuartel.

- Año 2: Las horas y la producción será exactamente la misma que el año 1, por tanto tendremos un corte de 12401,2 m^3 al año.
  Esto corresponderá a los 6643,28 m^3 restantes del cuartel L1-T2 y 5757,92 m3 del cuartel L1-T3, que corresponde el 68,99 % de este cuartel.

- Año 3: Las horas y la producción será exactamente la misma que el año 1, por tanto tendremos un corte de 12401,2 m^3 al año.
  Esto corresponderá a los 2587,12 m^3 que faltaban del cuartel L1-T3, los 8345,04 m^3 del cuartel L1-T4 completos, y 1469,04 m3 del cuartel L1-T5, lo que supone un 13,73 % del cuartel.

- Año 4: Las horas y la producción será exactamente la misma que el año 1, por tanto tendremos un corte de 12401,2 m^3 al año.
  El corte que se realizará el cuarto año, se corresponde con lo restante del cuartel esquina L1-T5 (9230,4 m^3) y 3170,8 m^3 del cuartel L2-T5 que corresponde al 38% del cuartel.

- Año 5: Las horas y la producción será exactamente la misma que el año 1, por tanto tendremos un corte de 12401,2 m^3 al año.
  Este año se cortarán los 5174,24 m^3 que restaban del cuartel L2-T5 y 7226,96 m^3 del cuartel L3-T5 que corresponden al 86,6% del cuartel.

A partir del año 5, se calculará lo que se tarda en la apertura de la "herradura" que conforma la entrada y salida del propio nivel 1.

Apertura de entrada y salida del Nivel 1.

$$V.restante\ \ Nivel\ 1 = 86{,}6\ \%\ de\ L3-T5 + L4-T5 + L4-T4 + L4-T3 + L4-T2 + L4-T1$$

$$Volumen\ restante\ Nivel\ 1 = 47552{,}08\ m^3$$

$$\frac{47552{,}08\ m^3}{2{,}575\ \frac{m^3}{h}} = 18466.83\ h$$

$$\frac{18466.83\ h}{4816\ \frac{h}{año}} = 3{,}83\ años$$

Terminar el Nivel 1.

El volumen restante en el Nivel 1 supondrá:

$$\frac{35943{,}84\ m^3}{1{,}96\ \frac{m^3}{h}} = 18338{,}69\ h$$

$$\frac{18338{,}69\ h}{4816\ h\ al\ año} = 3{,}81\ años$$

Se tardará 3,81 años en terminar el nivel 1 pero ya trabajando también en el nivel 2 con una máquina de corte con hilo diamantado en cada nivel.

Apertura entrada y salida Nivel 2.

$$\frac{16637{,}88\ m^3}{2{,}88\frac{m^3}{h}} = 5777\ h$$

$$\frac{5777\ h}{4816\ h\ al\ año} = 1{,}2\ años$$

Se tardará 1,2 años en, una vez acabado el Nivel 1, abrir la herradura de entrada y salida del nivel 2.

Apertura entrada y salida Nivel 3.

$$\frac{37194{,}96\ m^3}{2{,}2\frac{m^3}{h}} = 16906{,}8\ h$$

$$\frac{16906{,}8\ h}{4816\ h\ al\ año} = 3{,}51\ años$$

Terminar nivel 2

$$\frac{49913{,}64\ m^3}{2{,}2\frac{m^3}{h}} = 22688\ h$$

$$\frac{22688\ h}{4816\ h\ al\ año} = 4{,}71\ años$$

Terminar nivel 3

$$\frac{80439{,}2\ m^3}{2{,}88\frac{m^3}{h}} = 27930{,}41\ h$$

$$\frac{27930{,}41\ h}{4816\ h\ al\ año} = 5{,}8\ años$$

Vida de la explotación

$$t = 5{,}8 + 4{,}71 + 3{,}51 + 1{,}2 + 3{,}81 + 3{,}83 + 5 = 27{,}86\ años$$

Por tanto la vida de la explotación planteada será aproximadamente 28 años, sin tener en cuenta el tiempo de ejecución de labores auxiliares.

LHD Caterpillar R1700G para transporte de bloques

Nivel 1

En el nivel 1, la LHD realizará un recorrido medio de 1484,627 m por la galería auxiliar y los cuarteles principales.

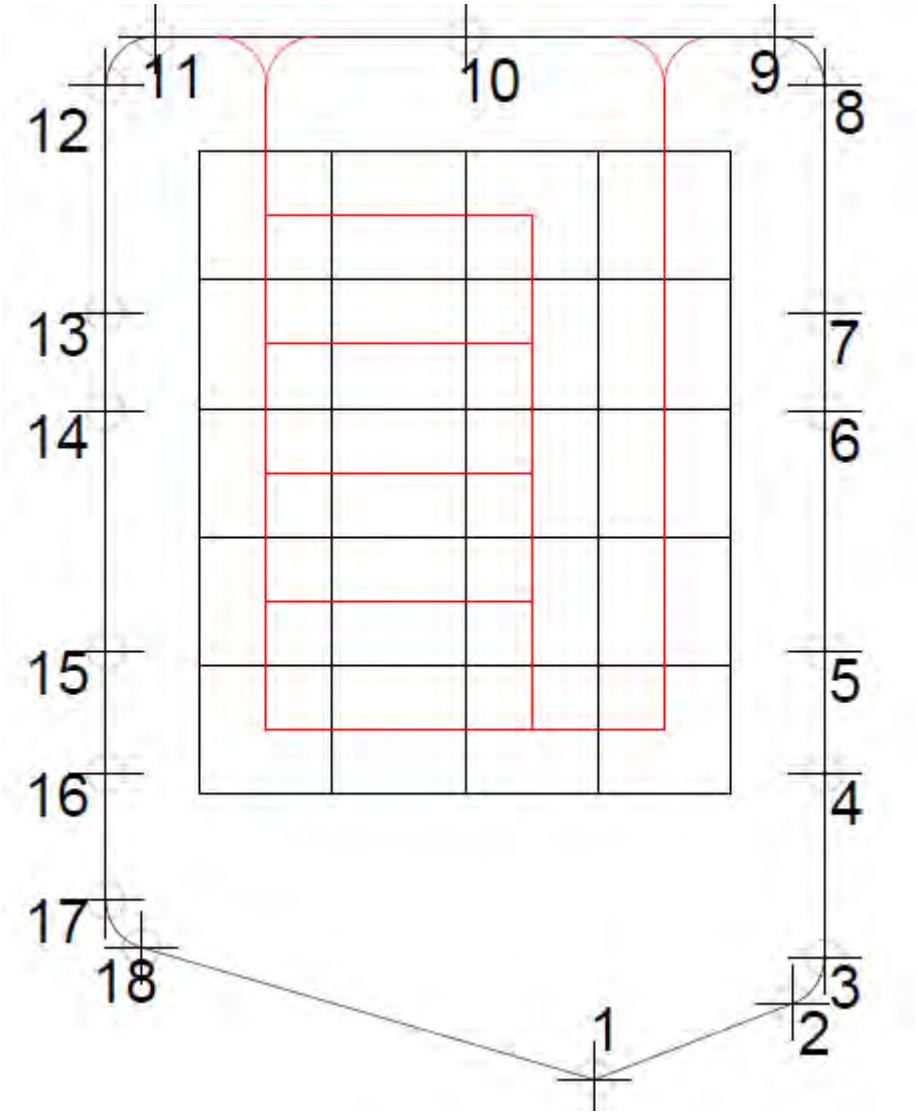


Ilustración 135. Recorrido medio a recorrer por la LHD en el nivel 1.

Los tramos de ascenso y descenso con una determinada pendiente se penalizarán por la propia pendiente y por el 2% que se le aplica de rodadura para pistas en buen estado pero que pueden llegar a contener firme suelto.

Por tanto para el ascenso con todas las penalizaciones se supone una pendiente teórica del 15% para entrar a la tabla del fabricante y para el descenso se supone una pendiente del 13%.

De lo anterior se extraen las siguientes consideraciones:

Velocidad media = 8 km/h = 2,22 m/s

Velocidad en curva = 4 km/h = 1,11 m/s

Velocidad de ascenso = 6 km/h = 1,67 m/s

Velocidad de descenso = 4 km/h = 1,11 m/s

Tiempos fijos (carga, descarga, maniobra y tiempo de ciclo hidráulico)=100,1 s

$$t = tramos\ rectos\ \text{sin}\ pendiente + curvas + tramos\ de\ ascenso + tramos\ descenso$$

$$t = \frac{1114{,}16}{2{,}22} + \frac{105{,}3513}{1{,}11} + \frac{114{,}4509}{1{,}11} + \frac{114{,}4509}{1{,}67}$$

$$t = 0{,}2134$$

$$t = tfijos + tvariables$$

$$t = 0{,}0278 + 0{,}2134$$

$$t = 0{,}2412\ h$$

Corregido el tiempo con tiempos muertos, se extrae lo siguiente

$$t' = 0{,}28944\ h$$

Lo que equivale a una producción máxima asumible en transporte de 20,73 m^3/h, confirmándose que considerando únicamente un equipo de transporte, el proceso limitante que establecerá la producción horaria será el propio proceso de corte.

Nivel 2

En el nivel 2, la LHD realizará un recorrido medio de 1186,1471 m por la galería auxiliar y los cuarteles principales.

Las velocidades sufren las mismas penalizaciones que en el nivel 1, por tanto para cada tramo tendremos las mismas velocidades de la LHD.

$$t = tramos\ rectos\ \text{sin}\ pendiente + curvas + tramos\ de\ ascenso + tramos\ descenso$$

$$t = \frac{956{,}177}{2{,}22} + \frac{67{,}6513}{1{,}11} + \frac{58{,}7594}{1{,}11} + \frac{58{,}7594}{1{,}67}$$

$$t = 0{,}161\ h$$

$$t = tfijos + tvariables$$

$$t = 0{,}0278 + 0{,}161$$

$$t = 0{,}189\ h$$

Corregido el tiempo con tiempos muertos, se extrae lo siguiente:

$$t' = 0{,}2266\ h$$

Lo que equivale a una producción de 26,476 m^3/h, confirmándose que considerando únicamente un equipo de transporte, el proceso limitante que establecerá la producción horaria será el propio proceso de corte.

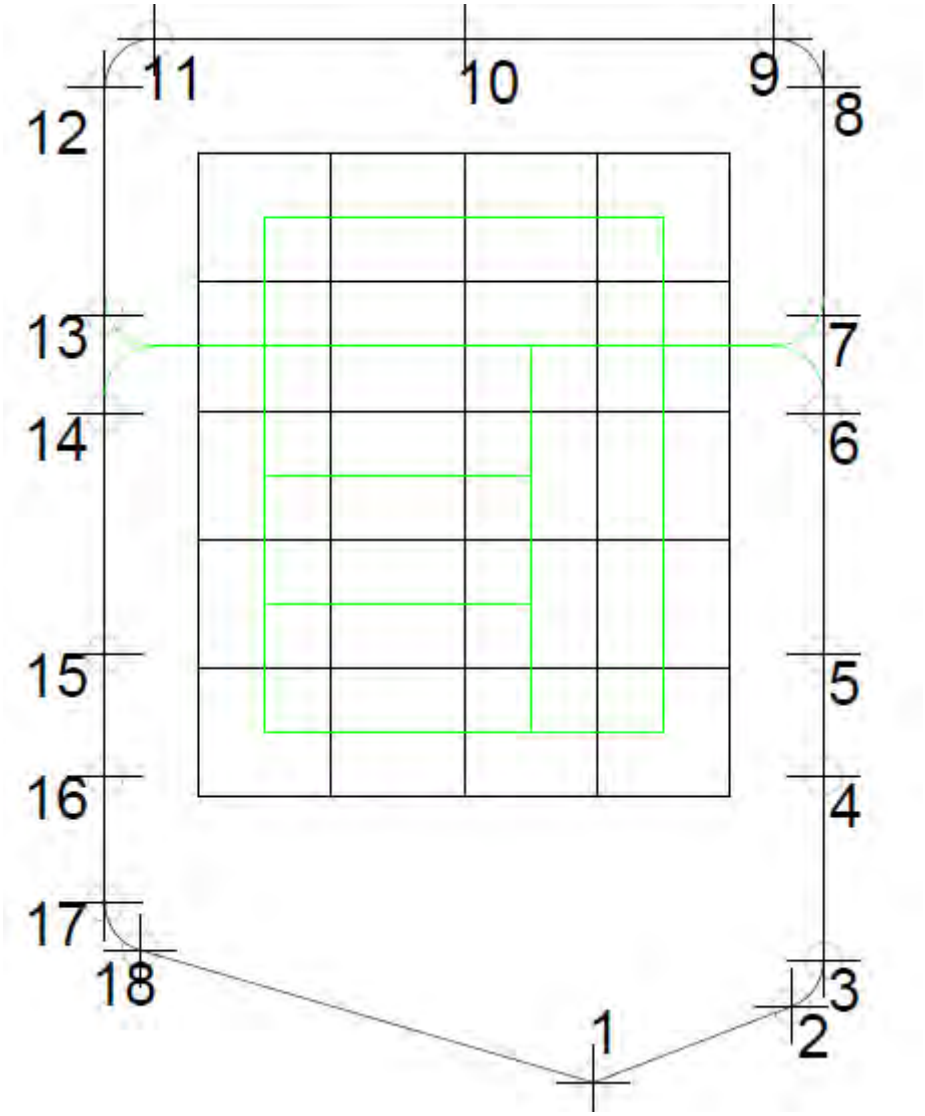


Ilustración 136. Recorrido medio a recorrer por la LHD en el nivel 2.

Nivel 3

En el nivel 2, la LHD realizará un recorrido medio de 926,0283 m por la galería auxiliar y los cuarteles principales.

Las velocidades sufren las mismas penalizaciones que en el nivel 1 y 2, por tanto para cada tramo tendremos las mismas velocidades de la LHD.

$$t = tramos\ rectos\ \text{sin}\ pendiente + curvas + tramos\ de\ ascenso + tramos\ descenso$$

$$t = \frac{855{,}377}{2{,}22} + \frac{67{,}6513}{1{,}11}$$

$$t = 0{,}1239\ h$$

$$t = tfijos + tvariables$$

$$t = 0{,}0278 + 0{,}1239$$

$$t = 0{,}1517\ h$$

Corregido el tiempo con tiempos muertos, se extrae lo siguiente:

$$t' = 0{,}182\ h$$

Lo que equivale a una producción de 32,95 m^3/h, confirmándose que considerando únicamente un equipo de transporte, el proceso limitante que establecerá la producción horaria será el propio proceso de corte.

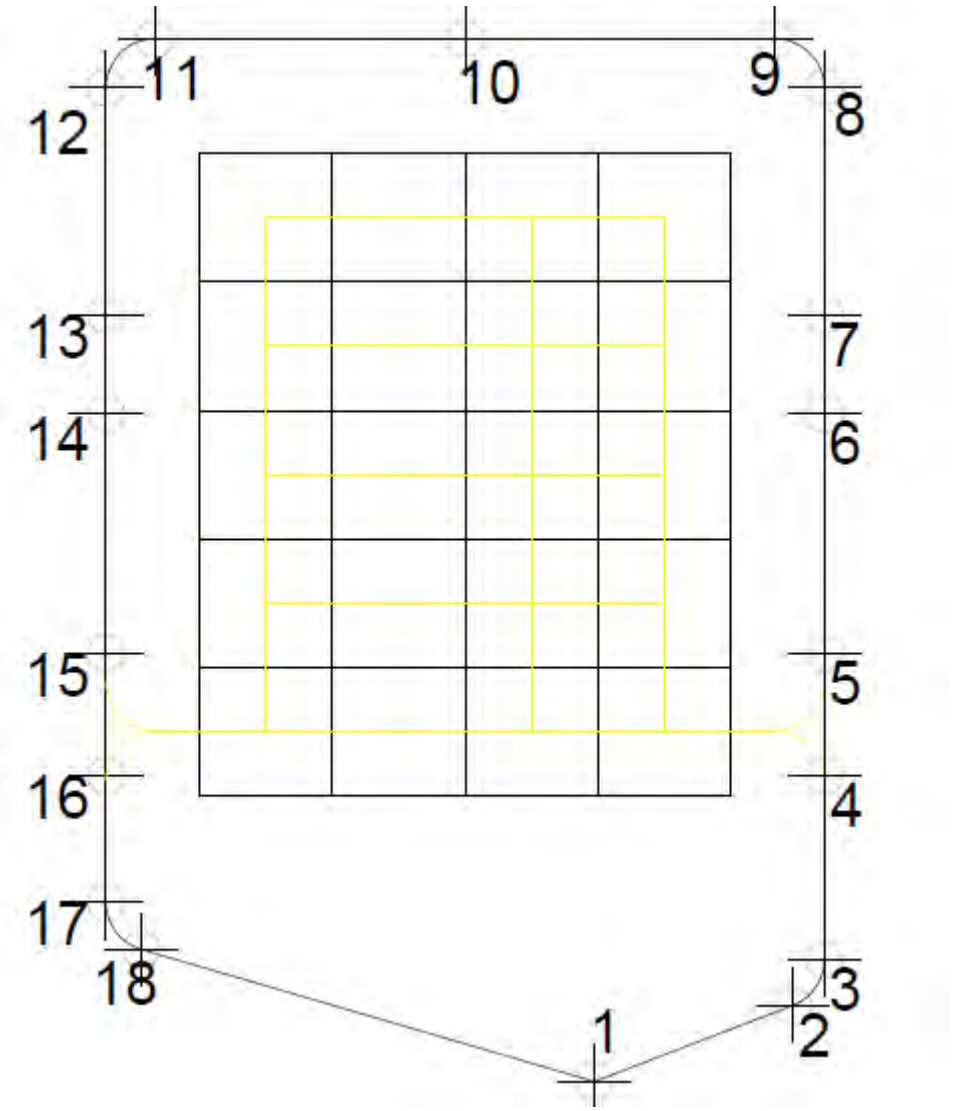


Ilustración 137. Recorrido medio a recorrer por la LHD en el nivel 3.

11.4.4.2. Labor auxiliar

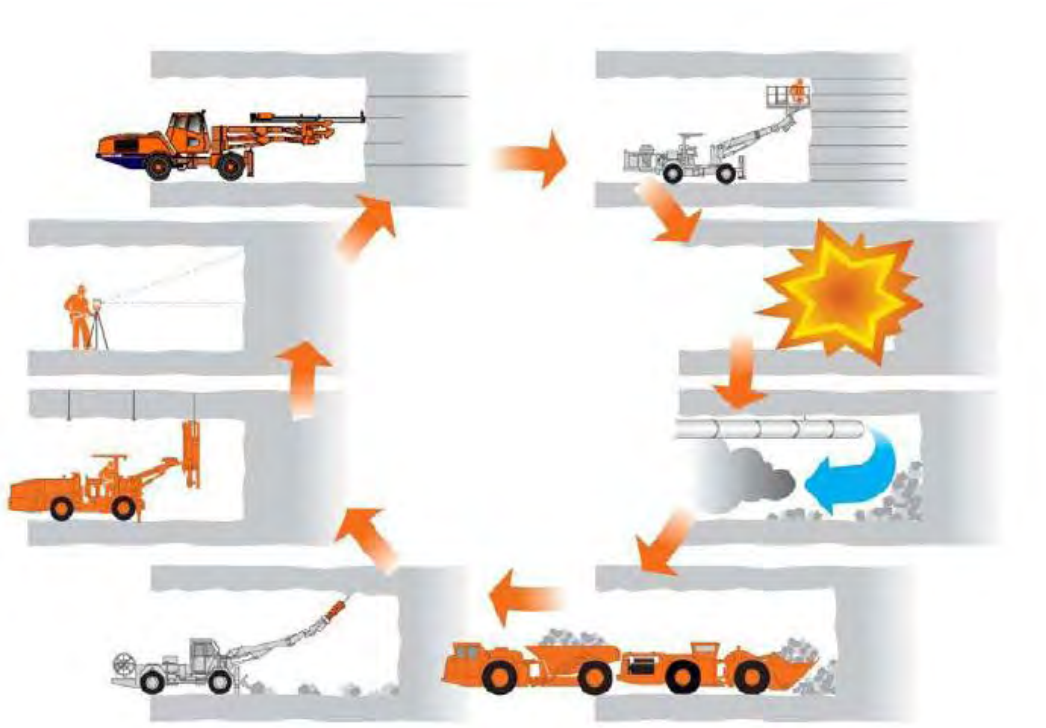


Ilustración 138. Proceso Constructivo cíclico con Método Convencional (perforación y voladura).

Carga y disparo

Para la carga y el disparo de la voladura de una sola sección se emplearán aproximadamente 2 horas.

Bulonaje (sostenimiento)

El número de bulones y la densidad de los mismos se extraen de las recomendaciones de Romana, a partir del RMR.

Los bulones se dispondrán localmente en clave, con una longitud de 3 m y espaciados a 2,5 m con mallazo ocasional.

El tiempo de colocación de un solo bulón es de 5,5 minutos que se incrementará hasta 6,6 minutos para tener en cuenta los tiempos de colocación y tiempos muertos.

Se colocarán 5 bulones por cada 3,21 m de sección, por lo que el tiempo de ciclo de bulonaje será de: 5 bulones x 6,6 minutos = 33 minutos = 0,55 h

Perforación

Para la perforación se utilizará el jumbo de Atlas Copco, Boomer S1 D, el cual es un moderno equipo hidráulico diésel de perforación frontal de un brazo adecuado para galerías y túneles pequeños con secciones de hasta 31 m^2. Está equipado con un sistema de control directo (DCS) robusto y fiable. Tiene un brazo flexible y un martillo que optimizan la productividad. La unidad de potencia hidráulica diésel proporciona una extraordinaria flexibilidad, empleándose el motor diésel tanto para desplazamiento como para perforación.

La velocidad de perforación que proporciona éste equipo, es de 3 m/min lo que equivale a 180 m/h.

Si la longitud del barreno a perforar es de exactamente 3,21 m:

$$\frac{3{,}21}{180} = 0{,}0178\ h\ tarda\ en\ perforar\ 1\ barreno$$

La sección de la voladura consta en total de 110 barrenos, por lo que:

110 barrenos x 0,0178 h cada barreno = 1,96 h

Teniendo en cuenta el tiempo de posicionamiento y preparación, el tiempo de ciclo de perforación será de 2,352 h.

Desescombro

Previamente a los cálculos de la maquinaria, se debe sacar a través del factor de esponjamiento que se toma como 59 %, el volumen suelto que se extraerá a través de la voladura.

El volumen in situ del material teniendo en cuenta una longitud de tiro de 3,21 m y una inclinación de barrenos del contorno de 5º supone 257,54 m^3. Aplicándole el factor de esponjamiento se extrae un volumen suelto de unos 409,4886 m^3.

Retroexcavadora Caterpillar 336 DL

Capacidad del cazo = 2,55 m^3

Velocidad máxima = 5 Km/h

Ciclo por cada cazo = 1,66 min/cazo lo que incluye el cargue, giro y vertido.

Factor de llenado = 90%

Por tanto:

$$\frac{409{,}4886}{2{,}55 * 0{,}90} = 179\ cazos\ para\ desescombrar$$

$$179\ cazos * 1{,}66 \frac{min}{cazo} = 297{,}14\ min = 4{,}95\ h$$

Teniendo en cuenta los tiempos muertos da un tiempo de ciclo de 5,94 h.

Y por tanto una producción de la retroexcavadora de 68, 9 m^3/h.

Dúmper articulado Caterpillar 745 C

Capacidad del volquete = 25 m^3 que se reducirá a 20 m^3 por el factor de llenado y para evitar caídas de material.

Tiempos de vaciado y vuelco = 1,5 min = 0,025 h

Tiempos de posicionamiento = 1,2 min = 0,02 h

Tiempo de carga dúmper = 20/68,9 = 0,29 h

$$t\ fijos = 0{,}025 + 0{,}02 + 0{,}29 = 0{,}335\ h$$

Pendiente media recorrido = 3,616 %

Resistencia de rodadura = 2%

Resistencia por pendiente = 1% de pendiente por 1% de peso

Velocidades:

- Pendiente 0º
  - Cargado = 10 km/h = 2,78 m/s = descendente
  - Descargado = 15 km/h = 4,167 m/s = ascendente
- Pendiente media de la labor auxiliar
  - Cargado = 8 km/h = 2,22 m/s = descendente
  - Descargado = 12 km/h =3,33 m/s = ascendente
- Curvas = 8 km/ h = 2,22 m/s

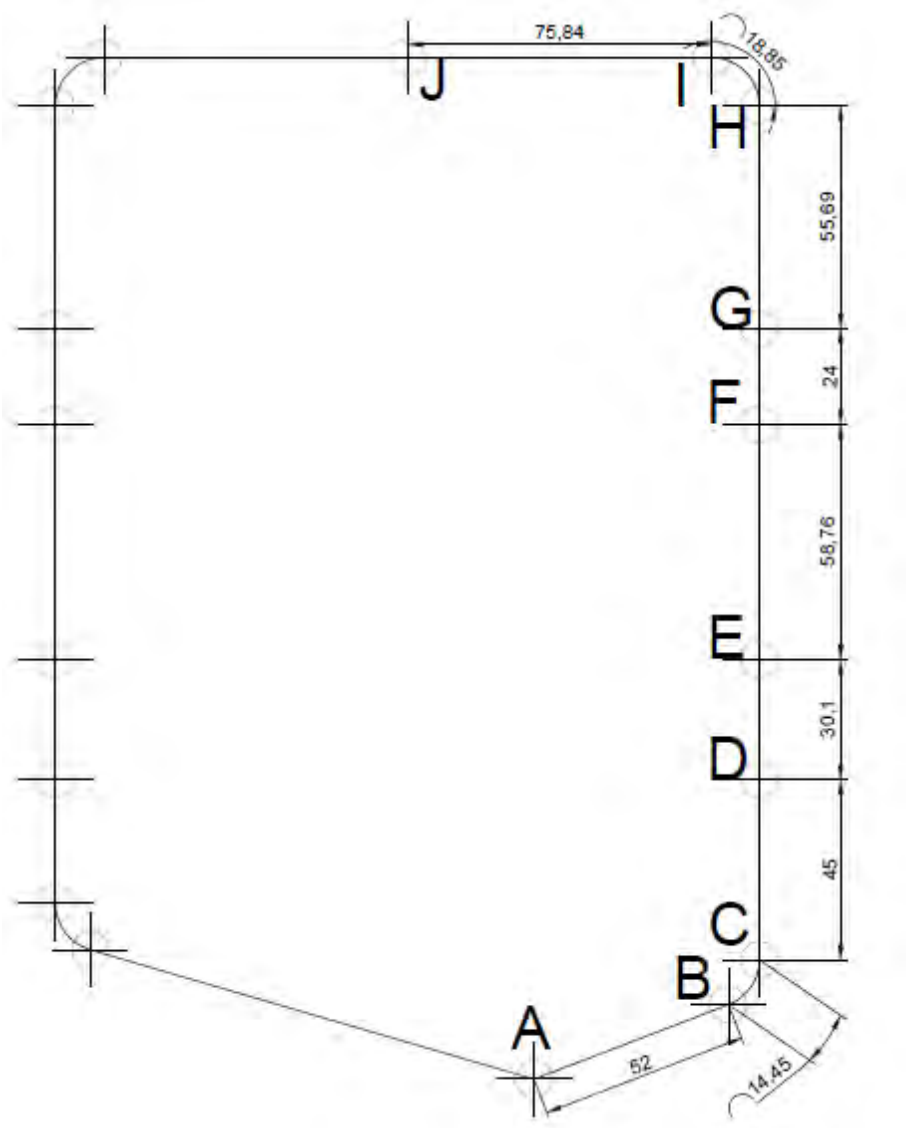


Ilustración 139. Esquema del recorrido de los dúmpers.

Recorrido AD

$$t\ recorrido\ AD\ descargado = \frac{52}{4{,}167} + \frac{14{,}4513}{2{,}22} + \frac{45}{4{,}167} = 29{,}787\ s = 0{,}496\ min = 0{,}0083\ h$$

$$t\ recorrido\ DA\ cargado = \frac{52}{2{,}78} + \frac{14{,}4513}{2{,}22} + \frac{45}{2{,}78} = 41{,}4\ s = 0{,}0115\ h$$

$$ciclo\ dumper = t\ fijos + t\ ida + tvuelta$$

$$t\ recorrido\ AD = 0{,}335 + 0.0083 + 0.0115 = 0{,}3548\ h$$

Si le aplicamos los tiempos muertos:

$$t'recorrido\ AD = 0{,}42576\ h$$

De aquí se extrae que para el recorrido AD se precisa únicamente 1 dumper.

Recorrido AF

$$t\ recorrido\ AF\ descargado = \frac{52}{4{,}167} + \frac{14{,}4513}{2{,}22} + \frac{45}{4{,}167} + \frac{30{,}1}{4{,}167} + \frac{58{,}7594}{3{,}33} = 54{,}65\ s = 0{,}0152\ h$$

$$t\ recorrido\ FA\ cargado = \frac{52}{2{,}78} + \frac{14{,}4513}{2{,}22} + \frac{45}{2{,}78} + \frac{30{,}1}{2{,}78} + \frac{58{,}7594}{2{,}22} = 78{,}7\ s = 0{,}0218\ h$$

$$ciclo\ dumper = t\ fijos + t\ ida + tvuelta$$

$$t\ recorrido\ AF = 0{,}335 + 0.0152 + 0.0218 = 0{,}372\ h$$

Si le aplicamos los tiempos muertos:

$$t'recorrido\ AF = 0{,}44645\ h$$

De aquí se extrae que para el recorrido AF se precisa únicamente 2 dumper.

Recorrido AJ

$$t\ recorrido\ AJ\ descargado = \frac{52 + 24 + 30{,}1 + 45{,}78{,}84}{4{,}167} + \frac{14{,}4513 + 18{,}85}{2{,}22} + \frac{55{,}6915 + 58{,}7594}{3{,}33} = 103{,}79\ s = 0{,}029\ h$$

$$t\ recorrido\ JA\ cargado = \frac{52 + 24 + 30{,}1 + 45{,}78{,}84}{2{,}78} + \frac{14{,}4513 + 18{,}85}{2{,}22} + \frac{55{,}6915 + 58{,}7594}{2{,}22} = 148{,}2\ s = 0{,}0411\ h$$

$$ciclo\ dumper = t\ fijos + t\ ida + tvuelta$$

$$t\ recorrido\ AJ = 0{,}335 + 0{,}029 + 0{,}0411 = 0{,}4051\ h$$

Si le aplicamos los tiempos muertos:

$$t'recorrido\ AJ = 0{,}48612\ h$$

Con 8 cazos llenamos cada dumper, por tanto el tiempo de ciclo será igual al tiempo de 1 viaje por 23 viajes para realizar el desescombro de una voladura.

$$t' = 0{,}48612 * 23 = 11{,}18\ h$$

De aquí se extrae que para el recorrido AJ se precisa únicamente 2 dúmper.

Tiempo final

Por tanto, el tiempo de ciclo para completar una sección de 3,21 m, se utilizarán 15,69 h, incluyendo todos los procesos anteriores.

Para los 527 m que hay que volar, si se divide entre los 3,21 m que conforman cada pase, se extraen las voladuras que hay que realizar.

$$\frac{527}{3{,}21} = 164.01 = 165\ pases$$

Por tanto el tiempo total que se gastará en la ejecución de la labor auxiliar, considerando que se produce una voladura diaria:

$$165\ x\ 15{,}69\ h\ = 2588{,}85\ h$$

$$\frac{2588{,}85}{301\ dias * 16\frac{h}{dia}} = \mathbf{0,5375\ años}$$

11.4.5. Tiempo total explotación

Si al tiempo de ejecución de la labor auxiliar se le añade el tiempo de explotación se extrae el tiempo total:

$$27{,}86 + 0{,}54 = 28{,}4\ años$$

11.5. Diseño de sostenimiento

11.5.1. Clasificación de las labores:

De acuerdo con la I.T.C.04.6.05 "Labores Subterráneas: Sostenimiento de Obras", las labores subterráneas se dividen en 5 grupos, cuyas características se detallan en los apartados siguientes:

- Galerías de explotación: Son obras de carácter lineal realizadas siguiendo una capa, filón o masa mineralizada cuya utilización radica en permitir la obtención de la sustancia que se desea explotar.
- Galería de infraestructura: Son las explotaciones subterráneas de carácter lineal que tienen por objeto permitir la comunicación entre dos puntos, para hacer posible el trasporte de sustancias o personas y los servicios relacionados con la actividad minera.
- Túneles y obras especiales: son las obras dedicadas a uso civil. Se incluyen las excavaciones no lineales cuya sección sea superior a 30 metros cuadrados.
- Pozos y planos inclinados: son obras subterráneas de carácter lineal cuya pendiente longitudinal es superior al 10 % y su utilización está vinculada tanto a la actividad minera como a otras de uso civil.
- Labores auxiliares: se entiende como tales las labores de reconocimiento, comunicación y complementarias, que no estén incluidas en los grupos anteriores.

El objeto de este anejo es el sostenimiento de las galerías de explotación y de las galerías de infraestructura.

11.5.2. Niveles de proyecto

El nivel del proyecto se debe corresponder con el comportamiento previsible del terreno y con el tiempo de utilización de la obra. Para cumplir estos objetivos se establecen dos parámetros de clasificación:

El tiempo de utilización de la obra y el cociente å(c)/h, siendo:

å (c) = resistencia a compresión simple del litotipo más representativo de la excavación, expresada en MPa.

h = profundidad medida de la excavación respecto a la superficie exterior, expresada en metros. Si la obra proyectada puede verse afectada por una explotación minera, como valor de h debe tomarse el doble de la profundidad.

Los proyectos se clasifican en cuatro niveles:

Tabla 66. Niveles de proyecto

å(c)/h (MPa/m)	Menos 15 años	Mayor 15 años
>0.1	A	B
0.1-0.05	B	C
<0.05	C	D

Por tanto, si en el proyecto se tiene una resistencia a compresión simple de 140,72 MPa y una profundidad medida de la excavación respecto a la superficie exterior de 107,7167 m:

$$\frac{\text{å(c)}}{h} = \frac{140{,}72}{107{,}7167} = 1{,}3 > 0.1$$

Y suponiendo una explotación mayor de 15 años, se deduce que es un nivel de proyecto tipo B, lo que significa que cada litotipo debe ser caracterizado por su resistencia a compresión simple, que puede evaluarse mediante ensayos de laboratorio o ensayos in situ de rotura bajo carga puntual o con el martillo Schmidt. El sostenimiento puede dimensionarse utilizando modelos empíricos acreditados o numéricos, y admitiéndose la simplificación de la sección de excavación, considerándola un círculo, a los efectos de facilitar los cálculos de estabilidad. Debe hacerse un levantamiento de discontinuidades estimando sus propiedades resistentes mediante los procedimientos empíricos habitualmente admitidos. El coeficiente de seguridad del sostenimiento debe ser mayor que 3, considerando exclusivamente la acción estática de la gravedad.

11.5.3. Cálculo y diseño del sostenimiento

El diseño del sostenimiento en excavaciones subterráneas se ha abordado por métodos empíricos que parten de la caracterización geotécnica de los terrenos en donde se proyecta la excavación. Esta caracterización se realiza, por un lado, de la observación y por otro de la valoración de una serie de parámetros con unos criterios determinados, obteniéndose un índice de calidad del terreno. De esta forma, y por la experiencia de excavaciones similares, se puede proponer un sostenimiento a la excavación que se pretende realizar.

Se utilizaran los métodos propuestos por:

- Clasificación de Romana, en terrenos de características singulares.
- Clasificación de Barton
- Clasificación de Bieniawski

El objetivo del análisis a realizar consiste en definir los elementos de sostenimiento necesario para lograr la estabilización del hueco. Para ello se parte de la disposición de terrenos estimada a partir de la investigación geológica y geotécnica realizada.

La metodología empleada conlleva las siguientes fases:

1. Caracterización geomecánica de los terrenos
2. Determinación de las presiones de estabilización necesarias para cada unidad litológica.
3. Determinación de los tipos de sostenimiento en función de los criterios empíricos (clasificaciones geomecánicas) y de la propia experiencia, definiendo los elementos que la componen.
4. Comprobación analítica de los mismos a partir de la demanda de presión estabilizadora exigida por el terreno en cada caso y de la capacidad portante de los elementos de sustentación definidos.
5. Definición del sostenimiento tipo.

11.5.3.1. Exigencias del sostenimiento.

El objeto del presente capítulo es estimar y definir las necesidades de sostenimiento en la construcción de la cantera subterránea "Las Brañas" de acuerdo con el punto 3: "Exigencias de sostenimiento." de la I.T.C. 04.6.05: "Labores subterráneas: Sostenimiento de obras.", del R.G.N.B.S.M., que dice:

"El sostenimiento de las obras subterráneas debe permitir controlar y mantener la estabilidad de las excavaciones para garantizar la seguridad del personal que trabaje o circule por ellas, y para el mantenimiento de los servicios, tanto en las fases transitorias de su construcción como en las de utilización."

Las labores subterráneas definidas para la explotación, corresponden a labores asociadas a las explotaciones, es decir, galerías y cámaras, así como las labores auxiliares.

Para este tipo de labores, el sostenimiento se definirá, tal y como recoge la I.T.C. 04.6.05, en un Estudio técnico de sostenimiento que contemple siguientes aspectos:

- Identificación de la labor
- Características geométricas
- Características del terreno.
- Diseño del sostenimiento.

El sostenimiento puede diseñarse a partir de experiencias anteriores similares o en base a recomendaciones de clasificaciones geomecánicas acreditadas.

Por lo tanto, se estima que el macizo rocoso donde se pretende realizar el proyecto se encuentra perfectamente investigado y estudiado geológica y geotécnicamente, con los estudios de geológicos y geotécnicos elaborados.

Para definir el tipo de sostenimiento se ha basado en los estudios, cálculos y experiencias (estudios geológicos aportados, cálculos de estabilidad realizados e información geológica –geotécnica obtenida del macizo).

El macizo rocoso se ha clasificado utilizando la clasificación de Bieniawski, que proporciona el índice RMR (Rock Mass Rating), y el índice Q de Barton, obtenido a partir de los valores de RMR corregidos.

Se han definido tres tipos de terreno basándose en el índice RMR de Bieniawski:

- Terreno Predominante: Que corresponde a un macizo rocoso constituido por calizas sanas: Roca Buena, con RMR > 65 y un valor de Q = 48,85. El macizo rocoso predominante entraría en la clasificación como una roca buena.
- Terreno ocasional de calizas fracturadas: Roca Regular, con RMR (40 – 60) y un valor de Q = 3.
- Zonas de arenas asociadas a la caliza. Roca extremadamente mala, RMR< 40 y Q = 0,004.

11.5.3.2. Cálculo del sostenimiento de las galerías.

El diseño del sostenimiento, se ha abordado con ayuda de las clasificaciones geomecánicas del terreno. Por lo tanto, en este apartado se concluye en una recomendación de sostenimientos, utilizándose para tal finalidad la clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR) y el índice Q de Barton, con la siguiente sistemática:

1. Registro de juntas y discontinuidades del macizo, se busca definir un "sostenimiento tipo" del lado de la seguridad. Esta parte del estudio se realiza mediante un ábaco de categorías de sostenimiento.
2. Chequeo de la respuesta de el "sostenimiento tipo" frente a problemas de inestabilidad de la excavación (cuñas).
3. Valoración del "sostenimiento tipo" propuesto.

Terreno predominante en calizas sanas.

Que corresponde a un macizo rocoso constituido por calizas sanas: Roca Buena, con RMR> 65 y un valor medio de Q = 29,5. El macizo rocoso predominante, el valor del RMR asignado toma un valor promedio de 79 y un Q de Barton igual a 48,85, lo que correspondería a una roca buena

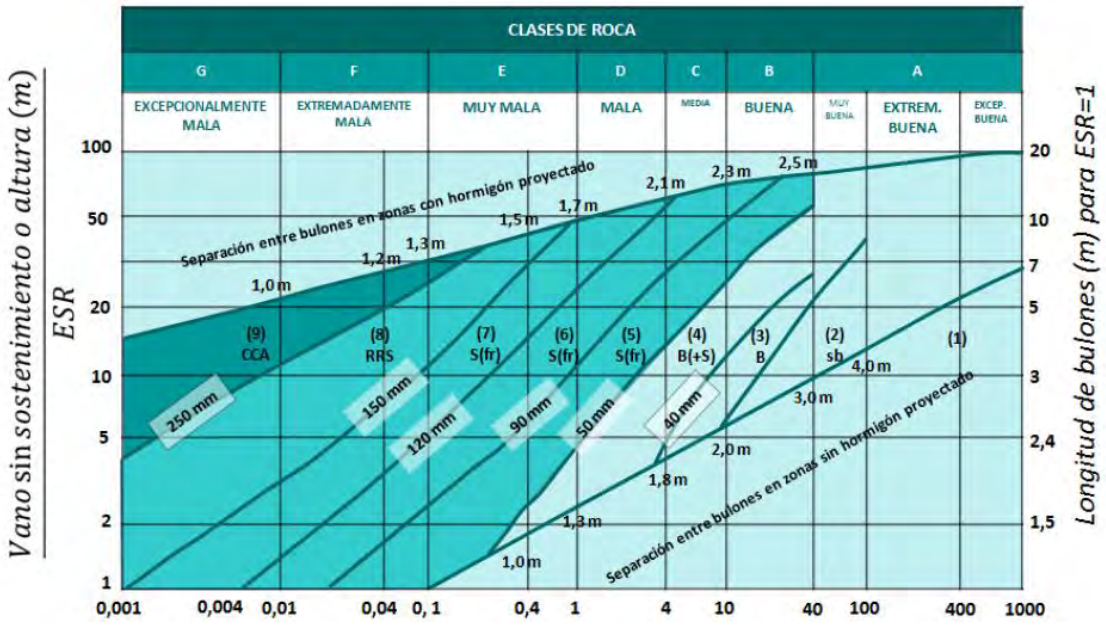


Ilustración 140. Ábaco de categorías de sostenimiento de Barton & Grimstad (1993)

Cada una de las zonas del ábaco define el tipo de sostenimiento a aplicar.

1. Sin sostenimiento.
2. Bulonado puntual.
3. Bulonado puntual con hormigón proyectado.
4. Bulonado sistemático con hormigón proyectado.
5. Bulonado sistemático y hormigón proyectado (50 a 90 mm), con fibras.
6. Bulonado sistemático y hormigón proyectado (90 a 120 mm), con fibras.
7. Bulonado sistemático y hormigón proyectado (120 a 150 mm), con fibras.
8. Bulonado sistemático y hormigón proyectado (> 150 mm) con fibras, y cerchas metálicas.

9. Revestimiento de hormigón.

Los parámetros utilizados para su proyección en el ábaco son:

- Indice Q de calidad de la roca:
  El valor de la Q asignado al macizo rocoso toma un valor de 48,85.
- Dimensión Equivalente de la excavación:
  Parámetro definido por Barton et al (1974) para relacionar el valor del índice Q con la estabilidad y con las necesidades de sostenimiento de excavaciones subterráneas.
  Esta dimensión se obtiene de dividir el diámetro o altura de la excavación por una cifra denominada ESR (Excavation Support Ratio). El ESR está relacionado con el uso que se la va a dar a la excavación y con el grado de seguridad exigido al sostenimiento instalado para mantener la estabilidad de la misma.

Si realizamos el diseño del sostenimiento en base al ábaco de Grimstad y Barton, debemos tener en cuenta que, según el mismo y en función del Índice Q y de la relación Anchura de la cámara /ESR podrán aplicarse 9 tipos de sostenimiento, que se mostraron junto con el ábaco.

El E.S.R. es un parámetro tabulado que toma distintos valores, según el tipo de excavación, y que se refleja en la tabla siguiente:

Tabla 67. Categorías de ESR según el tipo de excavación

TIPO DE EXCAVACIÓN		E.S.R
A	Cavidades mineras temporales de sección circular	3-5
B	Pozos de sección rectangular o cuadrada	2,5
C	Cavidades mineras permanentes, túneles de conducción de agua (excluidos los de alta presión), túneles de carreteras y ferrocarriles secundarios	1,6-2
D	Cámaras de almacenamiento. Plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras y ferrocarriles secundarios	1,6
E	Centrales subterráneas, túneles de autopistas y de ferrocarriles principales, refugios subterráneos, boquillas, etc	1
F	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de metropolitano, obras públicas subterráneas.	0,8

Para la explotación subterránea de "Las Brañas" se ha utilizado la categoría C con un valor de ESR de 1,8.

Con el fin de evaluar las necesidades de sostenimiento, se ha tenido en cuenta que la anchura de la excavación, tendrá unas dimensiones de unos 12,823 m de anchura y 6 m de altura y denominado ESR *(Excavations Support Ratio)*, que es un parámetro que depende del tipo de proyecto, se puede considerar igual a 1,8.

$$D = \frac{B}{ESR} = \frac{12.823}{1,8} = 7,124\ m$$

De acuerdo con el ábaco de la figura indicada, para los valores obtenidos de Q = 48,85 y una D de 7,125, los valores se sitúan dentro del campo 3, que requiere aplicar un bulonado sistemático con hormigón proyectado. En este caso el espaciamiento entre bulones recomendado es de unos 3 m y unas longitudinales de:

$$L = 2 + 0{,}15 * \frac{B}{ESR} = 3{,}07\ m$$

Por otro lado la ecuación que marca la divisoria entre las excavaciones que no necesitan sostenimiento y las que sí lo precisan, está definida por:

$$Pase\ Max = 2 * ESR * Q^{0{,}66} = 46{,}87$$

Terreno ocasional de calizas fracturadas

Que corresponde a un macizo rocoso constituido por calizas fracturadas Regular, con RMR (40 – 60) y un valor de Q = 3.

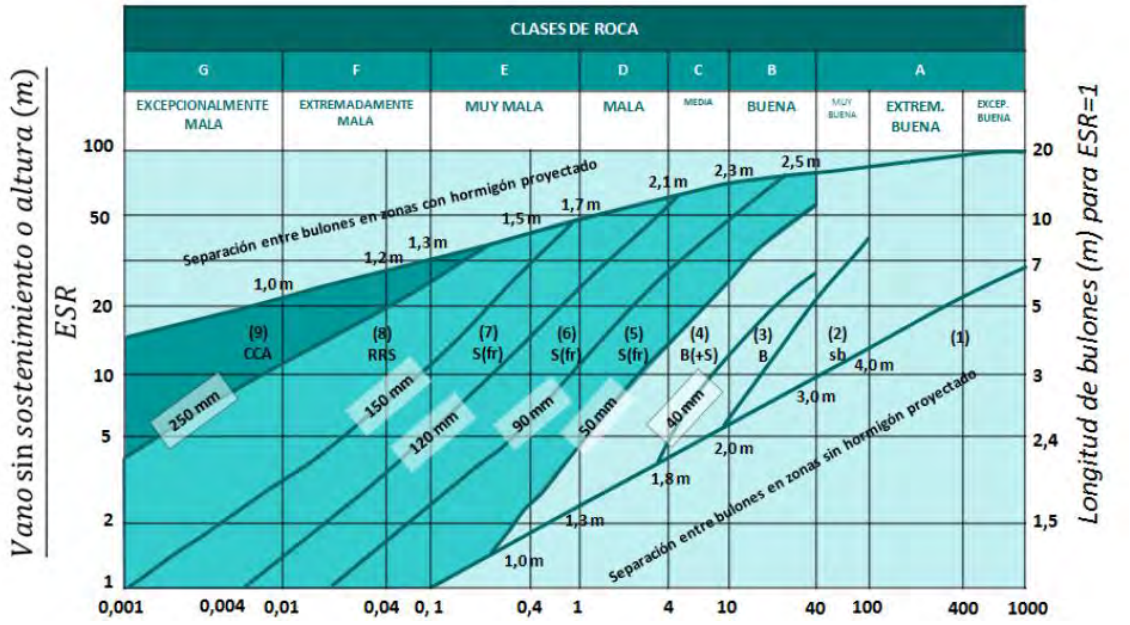


Ilustración 141. Ábaco de categorías de sostenimiento de Barton & Grimstad (1993).

De acuerdo con el ábaco de la figura indicada, para los valores obtenidos de Q = 3 y pase equivalente de 7.124 m, los valores se sitúan dentro del campo 5, que requiere aplicar un bulonado sistemático y hormigón proyectado (50 a 90 mm), con fibras.

En cuanto al tamaño de malla utilizada para el perneado sistemático, los valores se sitúan en un valor comprendido entre 1.0 y 1.6 m de distancia entre pernos en zona no gunitada y entre 1.5 -2.1 m en zona gunitada.

Por otro lado la ecuación que marca la divisoria entre las excavaciones que no necesitan sostenimiento y las que sí lo precisan, está definida por:

$$Pase\ Max = 2 * ESR * Q^{0{,}66} = 29{,}42\ m$$

Zonas de arenas asociadas a la caliza

Que corresponde a posibles zonas del macizo rocoso donde la calidad del material es excepcionalmente mala, con RMR< 40 y Q = 0,004.

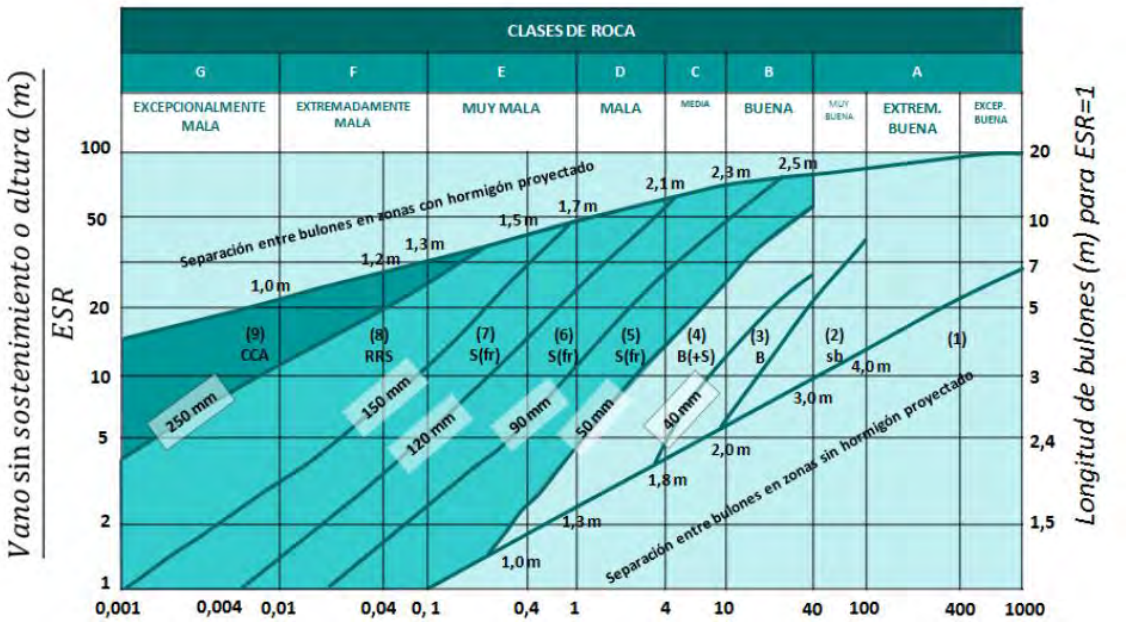


Ilustración 142. Ábaco de categorías de sostenimiento de Barton & Grimstad (1993).

De acuerdo con el ábaco de la figura indicada, para los valores obtenidos de Q = 0,004 y pase equivalente de 7,124 m, se observa que necesitamos un tipo de sostenimiento especial, como puede ser el paraguas pesado que se definirá más adelante.

El pase máximo que se podrá dar en este terreno extremadamente malo será:

$$Pase\ Max = 2 * ESR * Q^{0,66} = 0,094m$$

Lo que significa que el tramo de arenas que atraviesa la galería auxiliar conllevará un tipo de sostenimiento especial como se ha mencionado anteriormente.

Sostenimiento recomendado.

Se propone en este apartado, para cada una de las formaciones detectadas y teniendo en cuenta las características definidas, los sostenimientos empíricos propuestos de acuerdo a las clasificaciones referidas en los apartados anteriores, tres sostenimientos diferentes, según el terreno detectado, dependiendo la utilización de uno u otro del valor del RMR, adjudicado al terreno en cada momento y de la litología atravesada.

Basándose en todo lo anterior se han definido tres tipos de sostenimientos. La aplicación de cada sostenimiento se ha correlacionado con un intervalo de RMR, parámetro de fácil determinación en los levantamientos del frente durante la excavación.

Teniendo en cuenta todos los cálculos, estimaciones y observaciones realizados en capítulos anteriores, podemos resumir los sostenimientos estimados en función del tipo de roca en la tabla siguiente:

Tabla 68. Valores de sostenimiento

SOSTENIMIENTO GALERÍA			
TERRENO	RMR	BULONADO (ρ 25)	HORMIGÓN PROYECTADO (Hm-30, fibra 500J)
CALIZA SANA	Tipo I >60	Ocasional. L=3 m	Ocasional e = 5 cm
CALIZA FRACTURADA	Tipo II 40-60	1,5 x 1,5 L=3 m	e = 10 cm con fibras
ZONA DE ARENAS ASOCIADA A LA CALIZA	Tipo III <40	-	-
SOSTENIMIENTO RECOMENDADO	Sostenimiento sistemático en techo de las galerías con pernos de 3 m de longitud de acero corrugado con resina, espaciado entre pernos de la misma sección 2,5 m y el espaciado entre anillos o secciones seria de 3 m, junto con proyección de gunita de 5 cm.		

Para la zona de arenas asociadas a la caliza, utilizaremos un sostenimiento especial como son los paraguas pesados de micropilotes. En el presente proyecto se observan 2 tramos de galería auxiliar en arenas de aproximadamente 20 metros. Por lo tanto el paraguas escogido es el de 25 m para no ajustar demasiado el paraguas a la distancia del tramo de arenas atravesado.

Nº Paraguas	Longitud Unitaria (m)	Diámetro perforación (mm)	Armadura (mm)	Espesor (mm)	Rendimiento medio (m/h)
2	25	150	114	8,7	6,7

11.5.3.3. Materiales utilizados en sostenimiento

Los elementos de sostenimiento a emplear serán los siguientes:

- Hormigón proyectado: El hormigón proyectado tiene dos efectos principales:
  A) Sella la superficie de la roca, cerrando las juntas, evitando la descompresión y la alteración de la roca. De este modo el terreno puede mantener, en su mayor medida, sus características iniciales.
  B) El anillo de hormigón proyectado desarrolla una resistencia y puede trabajar como lámina, resistiendo las cargas que le transmite la roca al deformarse. También resiste la carga puntual ejercida por pequeñas cuñas o bloques de roca que descansan sobre la capa de hormigón.
- Bulones: Los bulones tienen igualmente dos efectos básicos sobre la roca:
  A) El bulonado cose las juntas de roca, impidiendo que cuñas y bloques puedan deslizar a favor de las fracturas. Generalmente la rotura de un macizo rocoso se produce siempre a favor de las juntas.
  B) Por otra parte, el bulonado tiene un efecto de confinamiento de la roca, actuando del mismo modo que las armaduras lo hacen dentro del hormigón. Gracias a este efecto se consiguen absorber las tracciones que aparecen en el terreno, e impedir la formación de zonas decomprimidas.
- Fibras y mallas metálicas: Tienen una misión secundaria que es la de dotar al hormigón proyectado de la suficiente resistencia a tracción para soportar los esfuerzos de este signo. Uno de los motivos principales para que aparezcan tracciones en el sostenimiento es la retracción a la que se ve sometido el mismo por la pérdida de agua.
- Paraguas pesados de micropilotes: se utilizan cuando el RMR es menor que 30, para rocas de malas a extremadamente malas. Puede estar constituido por micropilotes de tubo metálico de diámetro exterior superior a 90mm y espesor superior a 7 mm. La distancia entre los ejes de micropilotes es menor de 50 cm. La longitud de los paraguas pesados es, como mínimo de 20 m y está limitada técnicamente por la capacidad para mantener el paralelismo entre perforaciones próximas.

11.5.4. Zonas de emboquille de la galería

La boquilla de una galería es un punto singular tanto en el talud, o ladera, en que se inserta como en la propia galería. La galería queda siempre debilitada tanto por la extracción de material en su pie, como algunas veces, por las voladuras requeridas en para el emboquille.

La boca de la galería es un punto de riesgo donde se debe mirar por la seguridad del personal de ejecución que permanece en las inmediaciones de la boca más tiempo que en cualquier otro punto de la obra.

En la zona de emboquille se tendrá en cuenta el estado de los taludes y prever las posibles inestabilidades y roturas que pudieran ocasionar riesgos.

El tipo de rotura en la zona del emboquille son:

- Deslizamientos con roturas planas y/o cuñas.
- Roturas en masa por el interior del talud.
- Roturas por hundimiento sobre la galería (chimenea)
- Juntas de procesos de descompresión.

Según las características del emboquille, se pueden efectuar las siguientes recomendaciones de emboquille en túneles, con los trabajos de consolidación y protección más adecuados.

Tabla 69. Recomendaciones de emboquille de túneles

CLASIFICACIÓN		EXCAVACIÓN		TRATAMIENTO DEL TALUD FRONTAL				
				BULONES			HORMIGÓN PROYECTADO e (cm)	RED /MALLA
RMR	CLASE	PARTICIÓN DE EMBOQUILLE	PARAGUAS	L (m)	b/m²	e (m)		
100		SECCIÓN COMPLETA						
	I a		Opcional	No	No	No	No	Opcional
90								
	I b		Opcional	3 / 4	<0,10	Ocasional	No	Si
80								
	II a		Ligero	3 / 4	0,11	3 x 3	No	Si
70								
	II b		Ligero o medio	3 / 4	0,25	2 x 2	Ocasional	Si
60								
	III a	CALOTA Y DESTROZA	Medio	4	0,44	1,5 x 1,5	Ocasional	Si
50								
	III b		Medio	4/5	0,70	1,2 x 1,2	Ocasional	Si
40								
	IV a	GALERÍA CENTRAL	Medio	5/6	1,00	1 x 1	0,10-0,5	No
30								
	IV b	GALERÍAS MÚLTIPLES	Pesado	6	1,50	0,8 x 0,8	0,15-0,20	Mallazo opcional
20								
	V a	CONTRABÓVEDA	Pesado	No	No	No	0,20-0,25	Mallazo simple o doble
10								
	V b		Pesado	No	No	No	0,25-0,30	Mallazo doble
0								

Por lo tanto, teniendo en cuenta las características del talud en el emboquille se propone como sostenimiento, hormigón proyectado y malla electrosoldada de 150 x 150 x 6 mm.

El sostenimiento del emboquille se realizará un paraguas constituido por 20 bulones de acero corrugado, de 32 mm de diámetro y 6.000 mm de longitud, espaciados 500 mm entre ejes.

En caso de observar posibles inestabilidades en la zona del emboquille se propone las siguientes medidas preventivas:

Viseras de protección: Es una buena práctica construir un falso túnel provisional para proteger mejor a las personas y a los equipos de eventuales caídas de material de los taludes (piedras, bloques, etc.). Suele formarse a partir de cerchas metálicas, combinadas con chapas Bernold y mallazo sobre cuyo conjunto se proyecta hormigón.

Drenaje del talud: Otra buena práctica es la construcción de sistemas de drenaje (cunetas) con sus correspondientes bajantes para evitar la escorrentía superficial sobre los taludes.

Perfilado de la cabeza del talud: Precauciones suplementarias contra accidentes son: la excavación suplementaria, bermas intermedias de seguridad, y la colocación de barreras y/o cercas para evitar las caídas de las personas que puedan circular en las zonas altas.

11.5.5. Auscultación. Medidas de Control

La construcción de las cavidades mineras se afronta siempre con un grado de indeterminación debido a las dificultades de investigación y reconocimiento del terreno antes y durante la excavación.

Por ello es imprescindible realizar un control permanente durante todo el proceso constructivo, de acuerdo con los siguientes objetivos:

Tabla 70. Objetivos control geológico - geotécnico.

OBJETIVOS DEL CONTROL GEOLÓGICO – GEOTÉCNICO	
COMPROBAR	Los criterios y especificaciones del proyecto sobre los sostenimientos, excavaciones y tratamientos.
CONTROLAR	Los problemas de estabilidad, deformaciones y filtraciones
ADAPTAR	Los sostenimientos, avances y el sistema constructivo a las condiciones de obra
PREVER	Y adoptar las medidas adecuadas para evitar desprendimientos, caídas de rocas, grandes filtraciones u otros posibles problemas del terreno.
AUSCULTAR	La respuesta del terreno y de los acuíferos en relación a otras estructuras adyacentes o edificaciones que puedan verse afectadas por la excavación
CONTROL MEDIOAMBIENTAL	Contaminación de ríos, suelos vertidos de materiales de excavación no reutilizables, etc.
Control de la calidad y seguridad de la obra	

El seguimiento geológico-geotécncio aporta los criterios básicos para definir los sostenimientos y métodos constructivos.

11.5.5.1. Plan de seguimiento y auscultación.

En este capítulo se detalla el plan general de seguimiento geotécnico que debe llevarse durante la explotación, hasta llegar a la situación final, con el fin de comprobar la estabilidad de la excavación subterránea, verificar las recomendaciones de este estudio e ir ajustando la geometría de la explotación a las condiciones reales del terreno encontradas. Para ello es necesario llevar un control sistemático de los siguientes parámetros:

Diariamente el geólogo realizará levantamientos del frente, llevando un mapa que recoja las litologías y características geotécnicas de la roca que vaya apareciendo.

Se analizaran las variaciones geológicas y se determinará el sostenimiento a emplear en los próximos avances.

- CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS: Control topográfico detallado, levantando periódicamente plantas y perfiles a escala 1:500 o mayor y perfiles transversales, con una periodicidad semestral.
- CONDICIONES GEOLÓGICAS: Control y seguimiento de la evolución de los contactos litológicos, mejora o empeoramiento de la calidad de la roca etc., coincidiendo con cada nuevo avance del frente. Cartografía geológico-geotécnica a escala 1:500 o mayor, de los frentes de excavación. Levantamiento de perfiles geológico-geomecánicos, representando las discontinuidades observadas.
- CONDICIONES ESTRUCTURALES: Análisis estructural que confirme la orientación de las familias de discontinuidades dadas en este estudio y sus variaciones a lo largo de la excavación. Medición de la orientación de discontinuidades, espaciado, continuidad, apertura, rugosidad, rellenos, grado de fracturación, grado de meteorización, condiciones hidrogeológicas, etc. Comparación con las estaciones geomecánicas actuales y realización de previsiones según avance la excavación, coincidiendo con cada nuevo avance del frente.
- CONDICIONES GEOMECÁNICAS: Evolución de los parámetros que definen la calidad del macizo rocoso según progresa la excavación (RQO, espaciado, resistencia de la matriz, rugosidad, condiciones hidrogeológicas, etc.). Definición de la calidad geomecánica del macizo rocoso y correlación con los valores obtenidos en el presente estudio. Análisis de la evolución de la calidad de la roca del macizo rocoso según progresa la excavación, con una periodicidad anual.
- ESTABILIDAD DE LA EXCAVACIÓN: análisis de las roturas que se puedan producir para la obtención de los parámetros de resistencia al corte de las diaclasas y previsión de las discontinuidades que puedan generar inestabilidades significativas.
  Propuesta de medidas de control y diseño de las mismas.
- CONDICIONES HIDROGEOLÓGICAS: Control de posibles surgencias de agua en la explotación.
- ESTABILIDAD GLOBAL DE LA EXCAVACIÓN: Inspección general, para identificar grietas importantes, evidencias superficiales de movimiento, etc. Periodicidad mensual y coincidiendo con precipitaciones importantes.
- INSTRUMENTACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN: Colocación de referencias fijas en puntos concretos de las paredes de las cámaras para medir mediante cinta de convergencia los movimientos relativos que pudieran

producirse. Se instalarán puntos de medición de convergencia cada 5 m de avance de las cámaras. También será necesario instalar puntos de medición a ambos lados de todas las diaclasas importantes que puedan aparecer, sobre todo en techos y pilares, para medir su posible apertura mediante la instrumentación adecuada.

- PERIODICIDAD Y REGISTRO DE DATOS: Las lecturas de la instrumentación (puntos de medición de convergencias y referencias en diaclasas), tendrán una periodicidad de lectura diaria durante la primera semana de apertura del hueco o si se observan evidencias de movimientos tales como aperturas de grietas, movimientos de cuñas en techos, etc., con las desviaciones superiores a 1 mm; semanal durante los dos primeros meses; y mensual a partir de entonces mientras los frentes estén en excavación o cuando la cámara alcance su situación final. Las lecturas deberán ser recogidas en un libro de registros.
  Con carácter obligatorio se dispondrá de un libro registro que reflejará los datos de control descritos e incidencias que pudieran producirse, de acuerdo con los anteriores puntos. Si se produjeran incidencias de importancia, se debe hacer un informe específico.

11.5.5.2. Medidas de deformaciones

El instrumental de auscultación se dispone en "secciones de control", entendiéndose como tal a conjuntos de instrumentos de auscultación, colocados en una misma sección transversal. Se han diseñado dos tipos de secciones de control:

- Sección de control normal, que se ubicarán sistemáticamente a lo largo de la galería. Dispondrán, tan sólo de mediciones de convergencias.
  La distancia entre secciones de control normal será en general de 20 m. A criterio del geotécnico experto destacado en obra, estas distancias podrán variar, pero en ningún caso, dicha distancia será superior a 40 m, reduciéndose hasta 10 m en aquellas zonas donde se prevean mayores dificultades como las cercanas a fallas.
  Se deberá instalar al menos una sección de medida en los 10 primeros metros de la galería, con el fin de controlar los movimientos en la zona de emboquille.
  La sección de control normal se compondrá de una estación de medida de convergencias, controlándose la longitud de las dos cuerdas horizontales y de las cuatro diagonales. La medición se realizará por medio de una cinta de convergencia. Las mediciones se empezarán a realizar a una distancia del frente menor de un diámetro de excavación (10 m) y en todo caso dentro de las 24 h siguientes a la finalización de la instalación del sostenimiento de dicha sección.
- Sección de control intensivo, que se ubicarán tan sólo en zonas problemáticas o especiales. En ellas, se colocarán extensómetros, células de presión y extensómetros de hilo vibrante.
  En aquellas zonas de mayor dificultad geotécnica, zonas de falla, etc se instalarán secciones de control completas, compuestas por extensómetros, células de carga y extensímetros de hilo vibrante, todos estos instrumentos se instalarán a lo largo de la galería, ubicándose, al menos, cada 80 m de galería.
  Sin embargo, y a juicio del experto destacado en obra estas secciones podrán variar su ubicación y distancia.

En cada uno de los puntos de instrumentación se instalarán 3 extensómetros de varilla de longitudes 3m, 6m y 9m, una célula de presión radial y otra tangencial, y un extensímetro de cuerda vibrante que se soldará a cada cercha en una zona homogénea de las mismas o se embeberá en el hormigón.
En el caso de que el tipo de sostenimiento varíe por las condiciones geotécnicas deducidas de la observación en obra, los puntos de instrumentación se adaptarán al nuevo sostenimiento.
La instalación de los equipos de instrumentación será realizada por técnicos especializados y las lecturas de los equipos se centralizarán en una caja de registro situada en las inmediaciones de la sección.

11.5.5.3. Medidas de convergencia

Para las medidas de convergencia, la periodicidad de la toma de medidas en cada sección normal será la siguiente:

Excavación de la sección de avance:

Si la distancia al frente de la sección instrumentada es inferior a veinte metros, se continuará con lecturas diarias.

Si la distancia al frente de la sección es mayor o igual a los veinte metros, la frecuencia de las lecturas se desarrollará de acuerdo con la siguiente tabla:

Tabla 71. Frecuencias de lectura en función de la velocidad de deformación.

VELOCIDAD DE DEFORMACIÓN	
Diariamente	V ≥ 0,5 mm/día
Una cada dos días	0,2 mm/día ≤ V ≤ 0,5 mm/día
Una cada semana	0,1 mm/día ≤ V ≤ 0,2 mm/día
Una cada quince días	0,05 mm/día ≤ V ≤ 0,1 mm/día
Una cada mes	V < 0,05 mm/día

Excavación de la sección de destroza:

Se volverá a realizar de nuevo una lectura diaria cuando a la excavación de la destroza le falte 20 metros para alcanzar la correspondiente sección de convergencia. Una vez que la excavación sobrepase dicha sección se aplicarán los mismos criterios de frecuencia que los utilizados para la sección de avance.

Con las lecturas obtenidas en cada una de las cuerdas de convergencias se realizarán una serie de gráficas en las que figurarán en el eje de abscisas el tiempo, al comienzo de las mediciones será en horas y más adelante en días. En el eje de ordenadas se indica la medida de convergencia en mm. Para cualquier tipo de análisis se considera la cuerda que tenga un mayor desplazamiento.

La forma de estas curvas denotará una convergencia elevada durante los primeros días y la pendiente de la misma será la velocidad a la que converge la excavación.

Finalmente y transcurridos varios días, si el sostenimiento es adecuado, la curva se tornará en una recta paralela al eje de abscisas, si por el contrario el sostenimiento no es adecuado la curva seguirá siendo ascendente hasta llegar a la rotura.

Se pueden efectuar numerosos tipos de gráficos comparativos tales como:

- Convergencia - Distancia al frente,
- Velocidad de convergencia - tiempo y
- Velocidad de convergencia - distancia al frente, para complementar la gráfica principal de convergencia –tiempo.

Se indican a continuación unos criterios de actuación sobre el sostenimiento, en función de las velocidades de deformación observadas. Hay que reseñar que los criterios y valoraciones que a continuación se exponen son sólo orientativos, correspondiendo al personal a pie de obra la adopción de las medidas de actuación en cada caso.

VELOCIDAD DE DEFORMACIÓN	CLASE	ACTUACIÓN
V > 10 mm/día	Muy grande	Refuerzo inmediato del sostenimiento.
V = 5 - 10 mm/día	Muy grande	Si se mantiene durante dos días se procederá al refuerzo del sostenimiento.
V = 2 - 5 mm/día	Grande	Si se mantiene durante cinco días se procederá al refuerzo del sostenimiento.
V = 0,5 - 2 mm/día	Media	Si se mantiene durante quince días se procederá al refuerzo del sostenimiento.
V = 0,05 - 0,5 mm/día	Pequeña	Ninguna
V < 0,05 mm/día	Despreciable	Ninguna

Además de lo indicado será necesario analizar los casos de deformaciones de clase pequeña que se mantengan por un tiempo superior a 1 o 2 meses.

Por otra parte será motivo de atención y alarma el hecho de que la pendiente de la curva de convergencias en vez de disminuir comenzara en algún momento a aumentar.

ANEJO Nº 12. DISEÑO DE ELEMENTOS AUXILIARES

12.1. Labores de acceso

12.1.1. Ventilación

El presente documento tiene por objeto determinar los caudales de aire requeridos para satisfacer las necesidades de ventilación en la ejecución de los trabajos de apertura de la galería de acceso.

Los cálculos que se realizan en los epígrafes siguientes están orientados fundamentalmente a determinar:

a) La cantidad de aire necesaria para la correcta respiración de las personas.
b) Refrigeración de los equipos instalados en el interior de la galería.
c) Mantener las concentraciones de los gases nocivos (CO, CO_2, NO_X, SH_2, SO_2, H_2) procedentes de las voladuras y de los motores de combustión interna, por debajo de los límites exigidos por el R.G.N.B.S.M., y reflejados en la I.T.C. 04.7.02: "Ventilación y Desagüe" en su apartado 1: "Concentración límite de gases"

En la tabla siguiente se muestran las concentraciones volumétricas admisibles para los gases considerados, en jornadas de ocho horas y en periodos cortos.

Tabla 72. Concentración límite de gases nocivos

CONCENTRACIÓN LÍMITE DE GASES NOCIVOS		
Jornada de 8 horas.		Periodos cortos.
Gases	Concentración (ppm)	Concentración (ppm)
M. de Carbono (CO)	50	100
D. de Carbono (CO_2)	5000	12500
O. de Nitrógeno (NO_x)	10	25
S. de Hidrógeno (SH_2)	10	50
D. de Azufre (SO_2)	5	10
Hidrógeno (H_2)	1000	10000

12.1.1.1. Datos de partida

Se ha previsto que el ventilador se instalará en la boca de la galería de infraestructura de acceso y desde aquí se suministrará aire a la apertura de la misma.

La galería de acceso se planteará de tal forma como se vio en el cálculo de maquinaria necesaria, abriéndose la mitad de la galería por la boca que en vida de la explotación será entrada, y la otra mitad por la boca que, en vida de la explotación, será la salida de maquinaria.

Por tanto la distancia máxima a ventilar o caso más desfavorable para la ventilación será la mitad de la longitud de la galería de acceso añadiéndole las entradas a los niveles de explotación.

Como datos de partida se toman los siguientes:

- Longitud máxima a ventilar: 400 m (mitad de la longitud de la galería de acceso y accesos a explotación de cuarteles)
- Velocidad del aire en la corriente de retorno: 0,5 m/s
- Nº máximo de personas por relevo: 10
- Potencia diésel de la maquinaria empleada en la ejecución de la obra:
  - Retroexcavadora, P = 200 kw
  - Hormigonera, P = 200 kw
  - Camión, P = 381 kw

Con estos datos, y considerando la situación más desfavorable que ocurre en la fase de desescombro, la potencia Diésel en el interior de la galería será de **972 Kw = 1304 CV** (1 retroexcavadora y 2 camiones)

- Consumo máximo de explosivo/voladura. Considerando el caso más desfavorable que será utilizando Riodin Plus, Riogur R y Riocord PV 20:
  - 119,5 kg de Riodin Plus
  - 6,1 kg de Riogur R
  - 99,5 m de Riocord PV 20
- Sección de la galería: 76,938 m^2

La velocidad de retorno la corriente de aire se fija en 0,5 m/s.

Bases generales para el cálculo.

Se tendrán en cuenta las necesidades de aire, en las que:

- Caudal de aire por C.V. de motores diésel:
  $q=3,0\ m^3$/CV y min.
- Caudal para personal en el frente:
  $q=3,0\ m^3$/persona y min.

12.1.1.2. Caudal de aire necesario en el frente

Necesidades de aire para las labores de desescombro.

El método de desescombro será mediante una retroexcavadora y carga sobre dos dúmper.

La punta máxima de potencia se establecerá para el empleo o permanencia de:

- Maquinaria diésel: 1304 CV
  Con un consumo de 3 m^3/CV/min.
  3 m^3/CV/min x 1304 CV = 3912 m^3/min
- Personal: 10 Hombres.
  10 Hombres x 3 m^3/min/hombre = 30 m^3/min.

Total = 3912 + 30 = 3942 m^3/min

Es decir, se necesitaría un caudal de teórico en el frente de:

Q_1 = 3942 m^3/min =**65 m^3/s.**

La temperatura en los lugares de trabajo de la galería no deberá exceder de 33ºC de la temperatura equivalente, en función del grado de humedad.

El contenido en oxígeno del aire no será inferior al 19% en volumen.

Caudal de aire para mantener la velocidad de la corriente de aire.

Se establece bajo la premisa de mantener a lo largo de la galería de acceso, con una sección media de 76,938 m^2, una velocidad de retorno de la corriente de aire de 0,5 m/s.

$$Q = S\,x\,V$$

• Q (m^3/s): Caudal de aire necesario.

• S (m^2): Sección media de la galería.

• V (m/s): Velocidad de la corriente de retorno.

Sustituyendo valores:

$$Q_2 = 76{,}938\ m^2 * 0{,}5 \frac{m}{S} = \mathbf{38{,}469}\ \frac{\boldsymbol{m^3}}{\boldsymbol{s}}$$

Caudal de aire necesario para diluir los gases y humos de las voladuras.

Algunos instantes después del disparo de la voladura la concentración de gases nocivos en el tapón de humos es superior a la admisible. En base a lo anterior, es necesario prever el tiempo de retorno de los operarios al frente de avance, el cual sólo podrá autorizarse cuando la concentración en gases tóxicos haya descendido por debajo de los límites legalmente establecidos.

En la voladura, se utilizarán los siguientes kilos de explosivo:

- 119,4431 kg de Riodin Plus
- 6,0915 kg de Riogur R
- Riocord PV 20 = 99,51 m x 20 g/m = 1,9902 kg de pentrita en el cordón detonante.

Teniendo en cuenta que la detonación de 1 Kg. de Riodin Plus libera un volumen de gases de 935 l/kg, 1 Kg de Riogur R 285 l/Kg y 1 Kg de pentrita produce 1433 l/kg (datos proporcionados por MAXAM), el volumen liberado en el instante de la detonación será de:

VOLUMEN = 935 l/ kg. x 119,4431 kg + 285 l/Kg x 6,0915 Kg + 1433 l/Kg x 1,9902 kg = 116267,33 l = 116,267 m^3.

La sección de la galería de acceso es de 76,938 m^2. Por tanto la longitud ocupada por el tapón será al menos de:

$$L = 5 * \sqrt{S} = 5 * \sqrt{76{,}938} = 43{,}86\ m$$

$$V = L * S = 43{,}86 * 76{,}938 = 3374{,}28\ m^3$$

Para determinar la concentración de gases nocivos en el tapón de humos hemos de tener en cuenta la cantidad de cada tipo de gas que se libera por Kg de explosivo detonado, y que según los datos proporcionados por MAXAM resulta ser:

Riodin Plus:

$$V_{CO} = 119{,}4431 * \ 935 \frac{l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{20\ \ l\ CO}{100\ l\ de\ gas} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = 22{,}33\ m^3$$

$$V_{CO2} = 119{,}4431 * \ 935 \frac{l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{1{,}7\ l\ CO}{100\ l\ de\ gas} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = 1{,}898\ m^3$$

$$V_{NOx} = 119{,}4431 * \ 935 \frac{l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{0{,}9\ \ l\ CO}{100\ l\ de\ gas} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = 1{,}005\ m^3$$

Riogur R:

$$V_{CO} = 6{,}0915\ x\ \frac{22{,}9\ l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = \ 0{,}1395\ m^3$$

$$V_{CO2} = 6{,}0915\ x\ \frac{22{,}9\ l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = \ 0{,}1395\ m^3$$

$$V_{NOx} = 6{,}0915\ x\ \frac{12\ \ l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = \ 0{,}073\ m^3$$

Cordón detonante:

$$V_{CO} = 1{,}9902\ kg\ x\ \frac{240{,}6\ l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = 0{,}4788\ m^3$$

$$V_{CO2} = 1{,}9902\ kg\ x\ \frac{240{,}6\ l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = 0{,}4788\ m^3$$

$$V_{NOx} = 1{,}9902\ kg\ x\ \frac{2{,}2\ \ l\ gases}{kg\ explosivo} * \frac{1\ m^3}{1000\ l} = 0{,}004378\ m^3$$

Teniendo en cuenta que 1 p.p.m. = 1 $cm^3/1m^3$, las concentraciones iniciales serán:

V_{CO}=22,33 + 0,1395 + 0,4788 = 22,95 m^3

[CO] = (22,95 x 10^6 cm^3)/3374,28 m^3 = 6801,45 p.p.m.

Vco_2 = 1,898 + 0,1395 + 0,4788 = 2,5163 m^3

[CO_2] = (2,5163 x 10^6 cm^3)/3374,28 m^3 = 745,73 p.p.m.

Vco_2 = 1,005 + 0,073 + 0,004378 = 1,082 m^3

[CO] = (1,082 x 10^6 cm^3)/3374,28 m^3 = 320,77 p.p.m.

En función de las concentración inicial vamos a calcular el caudal de aire necesario para un tiempo de retorno de 30 minutos, y suponiendo que la dilución hasta los límites permitidos debe realizarse en una longitud máxima de 400 m y en una sección de 76,938 m^2.

El caudal necesario de aire se determina a partir de la expresión:

$$Q\ = \frac{V}{T}\ x\ ln\frac{Ci}{Ca}$$

Donde:

Q = Caudal de aire necesario.

V = Volumen en el que se produce la dilución.

L = Logaritmo neperiano.

C_i = Concentración inicial media en toda la galería.

C_a = Concentración admisible.

$$Qco = \frac{3374{,}28}{1800} * \ln\frac{6801{,}45}{50} = 9{,}21\ m^3$$

$$Q_{CO2} = \frac{3374{,}28}{1800} * \ln\frac{745{,}73}{50} = 5{,}066\ m^3$$

$$Q_{NOx} = \frac{3374{,}28}{1800} * \ln\frac{320{,}77}{50} = 3{,}48\ m^3$$

En teoría, el mayor de los caudales calculados (en este caso el de CO) garantiza la dilución de las otras especies químicas con menor concentración.

Con este caudal (Q_3 = 9,21 m^3) aseguraríamos la dilución de los humos producidos por las voladuras.

12.1.1.3. Potencia del ventilador

Durante el recorrido del aire por la galería y por la tubería, y debido al rozamiento con las paredes y a las fugas, se producen pérdidas en el caudal de aire transportado. Las citadas pérdidas deben ser consideradas para poder determinar el caudal real que debe suministrar el ventilador y la potencia del mismo.

Se considerará un caudal necesario (65 m^3/s) en el frente para la ventilación de las labores consideradas.

Calculo del diámetro de la tubería

El diámetro de la ventilación viene determinado por la ecuación:

$$D = 0{,}29 * \sqrt{Q}$$

$$D = 0{,}29 * \sqrt{65} = 2{,}34\ m$$

	ZITRÓN		FATUME							AIRVO		
DIÁMETRO TUBERÍA (mm)	TUBERÍA SOPLANTE FLEXIBLE (Murgues / m)	TUBERÍA FLEXIBLE ASPIRANTE (Murgues / m)	TUBERÍA SOPLANTE FLEXIBLE (Murgues / m)	TUBERÍA ASPIRANTE NORMAL (Murgues / m)	TUBERÍA ASPIRANTE REFORZADA (Murgues / m)	LONGITUD EQUIVALENTE EN m POR RESISTENCIAS ADICIONALES EN CODOS 120º	90º	60º	45º	TUBERÍA SOPLANTE FLEXIBLE (Grad / 100m)	TUBERÍA SOPLANTE FLEXIBLE (Murgues / m)	DIÁMETRO TUBERÍA (mm)
150	–	2.900,00	2.900,00	–	2.900,00							150
300	1.100,00	1.800,00	1.800,00	2.400,00	1.800,00	0,00	5,00	2,00	2,00	768,000	783,360	300
400	280,00	600,00	600,00	1.100,00	800,00	11,00	7,00	3,00	2,50	192,250	185,825	400
500	70,00	260,00	260,00	350,00	250,00	13,00	8,00	4,00	3,00	59,700	60,914	500
600	30,00	120,00	120,00	160,00	120,00	16,00	10,00	5,00	3,00	24,000	24,480	600
700	13,50	65,00	65,00	96,00	65,00	20,00	13,00	6,00	4,00	11,100	11,322	700
800	8,00	25,00	25,00	34,00	25,00	23,00	14,00	7,00	4,00	5,700	5,814	800
900	4,60	–	–	–	–	–	–	–	–	3,160	3,223	900
1.000	3,00	8,00	8,00	12,00	8,00	27,00	16,00	8,00	5,00	1,870	1,907	1.000
1.100	1,80	3,60	–	–	–	–	–	–	–	1,160	1,183	1.100
1.200	1,30	2,00	2,00	4,00	2,00	32,00	18,00	10,00	6,00	0,750	0,765	1.200
1.300	0,80	1,50	–	–	–	–	–	–	–	0,500	0,510	1.300
1.400	0,70	1,10	1,10	1,50	1,10	38,00	23,00	12,00	8,50	0,350	0,357	1.400
1.500	0,45	0,80	0,80	–	0,80	–	–	–	–	0,250	0,255	1.500
1.600	0,35	0,50	0,50	0,80	0,50	45,00	28,00	15,00	7,00	0,180	0,184	1.600
1.700	0,25	0,35	–	–	–	–	–	–	–	0,135	0,138	1.700
1.800	0,20	0,25	0,20	–	0,20	–	–	–	–	0,099	0,101	1.800
1.900	0,15	–	–	–	–	–	–	–	–	0,075	0,077	1.900
2.000	0,130	0,14	0,14	–	0,14	–	–	–	–	0,058	0,059	2.000
2.100	0,115	–	0,06	–	0,06	–	–	–	–	0,460	0,469	2.100
2.200	0,069	–	0,04	–	0,04	–	–	–	–	0,035	0,035	2.200
2.300	0,057	–	0,01	–	0,01	–	–	–	–	0,025	0,026	2.300
2.400	0,052	–	0,01	–	0,01	–	–	–	–	0,022	0,023	2.400
2.500	0,044	–	0,0044	–	0,0044	–	–	–	–	0,018	0,019	2.500
2.600	0,042	–	–	–	–	–	–	–	–			2.600
2.700	0,040	–	–	–	–	–	–	–	–			2.700
2.800	0,038	–	–	–	–	–	–	–	–			2.800

Ilustración 143. Diámetros de tubería normalizados

A partir de este dato, elegiremos la tubería con el diámetro normalizado inmediatamente superior: 2400 mm

- Pérdidas de carga.
  Partimos de una tubería de 400 m de longitud con un diámetro de 2400 mm.

$$AH = \frac{k * \pi * d * L * Q^2}{\left(\frac{\pi * d^2}{4}\right)^3}$$

Siendo:

- ΔH= Pérdida de carga en mm de c.a.
- K= coeficiente, que para tubería flexible tiene un valor de 0,0003.
- L= Longitud de la tubería en metros.
- d = Diámetro de la tubería en metros.
- Q= Caudal en m^3/s.

$$AH = \frac{0{,}0003 * \pi * 2{,}4 * 400 * 65^2}{\left(\frac{\pi * 2{,}4^2}{4}\right)^3}$$

$$AH = 41{,}29\ mm\ ca$$

- Velocidad del aire en la tubería.
  La velocidad de la corriente de aire en el interior del conducto de ventilación viene determinada por la expresión:

$$V = \frac{Q}{S}$$

$$V = \frac{65}{\pi * 1{,}2^2} = 14{,}37\ \frac{m}{s}$$

- Resistencia dinámica.
  La presión dinámica viene determinada por la expresión:

$$R_D = \gamma\ x \frac{Vf^2}{2g}$$

Siendo:

- Rd= perdida de carga en Pa.
- V=Velocidad del aire en el interior de la tubería en m/s.
- Donde γ es el peso específico del aire en N/m^3 (12 N/m^3 = 1,2 Kg/m^3).

$$R_d = 1{,}2 * \frac{14{,}37^2}{2 * 9{,}8} = 12{,}64\ mm\ c.a.$$

- Caudal fugado.
  Si consideramos una instalación de tipo medio con un coeficiente de fugas de 0,0003, las pérdidas de caudal o caudal fugado serían:

$$P = F\ x\ AH^f\ x\ \Delta\ L$$

Donde,

- F= Ley de fugas. F = 0.0003
- ΔH= Presión en mm de columna de agua.
- f =Régimen de fugas (0,5 régimen turbulento).
- ΔL= Longitud del conducto.

$$\mathrm{P} = \ 0{,}0003\ x\ 41{,}29^{0{,}5}\ x\ 400\ m. = \ 0{,}77\frac{m^3}{s}$$

Será necesario que el ventilador proporcione un caudal aproximadamente de:

$$Qt\ =\ 65 + 0{,}77\ =\ \mathbf{65{,}77\ m^3/s}$$

Velocidad de aire en la tubería:

$$V\ = \frac{Q}{S}$$

$$V = \frac{65{,}77}{\pi * 1{,}2^2} = 14{,}54\frac{m}{s}$$

Perdidas de presión por resistencia dinámica:

$$R_D\ =\ \gamma\ x\frac{Vf^2}{2g}$$

$$R_D\ =\ 1{,}2x\frac{14{,}54^2}{2 * 9{,}8} = 12{,}94\ mm\ de\ ca$$

Perdidas de presión por rozamiento:

$$AH = \frac{k * \pi * d * L * Q^2}{\left(\frac{\pi * d^2}{4}\right)^3}$$

$$AH = \frac{0{,}0003 * \pi * 2{,}4 * 400 * 65{,}77^2}{\left(\frac{\pi * 2{,}4^2}{4}\right)^3} = 42{,}27\ mm\ de\ ca$$

La pérdida total es de: 42,27 + 12,94 = **55,2 mm de ca**

- Potencia del ventilador
  La potencia aerodinámica a suministrar por el ventilador se determina mediante la expresión:

$$W = \frac{Q * AH}{1000 * \mu}$$

  Siendo:
  - ΔH=Presión del ventilador en Pascales.

$$H = 55{,}2\ mm\ c.a = \ 55{,}2\ *\ 9{,}81 = 541{,}63\ Pa$$

  - Q= Caudal del ventilador (m^3/s)
  - W= Potencia del ventilador(W)
  - μ= Rendimiento del ventilador (0,75)

$$W = \frac{65{,}77 * 541{,}63}{1000 * 0{,}75} = 47{,}5\ Kw$$

Se escogerá un ventilador tipo soplante ZNV 1-12-55/4 de 55 Kw y su punto de funcionamiento será el siguiente:

- Q = 65,77 m^3/s
- AH = 55,2 mm ca = 541,63 Pa

Este ventilador en una primera fase se situará en la boca de entrada de la explotación hasta, como ya se comentó anteriormente, se llegue a tener la mitad de la galería de acceso abierta. Una vez se alcance este punto, el ventilador deberá estar situado en lo que será la salida de maquinaria en vida de la explotación. El dimensionamiento de ambos ventiladores será el mismo ya que disponemos de una explotación simétrica, y la galería dispondrá de la misma geometría y de la misma distancia de trazado.

12.2. Cuarteles de explotación

12.2.1. Ventilación

El presente documento tiene por objeto determinar los caudales de aire requeridos para satisfacer las necesidades de ventilación en la ejecución de los cuarteles principales de la explotación.

Los cálculos que se realizan en los epígrafes siguientes están orientados fundamentalmente a determinar:

d) La cantidad de aire necesaria para la correcta respiración de las personas.
e) Refrigeración de los equipos instalados en el interior de la galería.
f) Mantener las concentraciones de los gases nocivos (CO, CO_2, NO_X, SH_2, SO_2, H_2) procedentes de las voladuras y de los motores de combustión interna, por debajo de los límites exigidos por el R.G.N.B.S.M., y reflejados en la I.T.C. 04.7.02: "Ventilación y Desagüe" en su apartado 1: "Concentración límite de gases"

En la tabla siguiente se muestran las concentraciones volumétricas admisibles para los gases considerados, en jornadas de ocho horas y en periodos cortos.

Tabla 73. Concentración límite de gases nocivos

CONCENTRACIÓN LÍMITE DE GASES NOCIVOS		
Jornada de 8 horas.		Periodos cortos.
Gases	Concentración (ppm)	Concentración (ppm)
M. de Carbono (CO)	50	100
D. de Carbono (CO_2)	5000	12500
O. de Nitrógeno (NO_x)	10	25
S. de Hidrógeno (SH_2)	10	50
D. de Azufre (SO_2)	5	10
Hidrógeno (H_2)	1000	10000

12.1.1.1. Ventilación primaria

El primer tramo, en el que se calculará la ventilación una vez realizada completamente la labor de acceso, se tendrá en cuenta la longitud de la chimenea realizada a través del Raise Boring y la mitad de la galería de acceso. Una vez calculado el caudal de aire necesario en esta zona se doblará para asegurar ventilación a ambas ramas.

Caudal de aire necesario

Caudal de aire necesario en la galería

Necesidades de aire para la galería de acceso a la explotación

Por este tramo una vez iniciada la explotación circulará en el peor de los casos, una maquina LHD y como máximo 3 personas.

La punta máxima de potencia se establecerá para el empleo o permanencia de:

- Maquinaria diésel: 263 Kw = 352,7 CV
  Con un consumo de 3 m^3/CV/min.
  3 m^3/CV/min x 352,7 CV =1058,1 m^3/min
- Personal: 3 Hombres.
  3 Hombres x 3 m^3/min/hombre = 9 m^3/min.

Total = 1058,1 + 9 = 1067,1 m^3/min

Es decir, se necesitaría un caudal de teórico en el frente de:

Q = 1077 m^3/min =**18 m^3/s.**

La temperatura en los lugares de trabajo no deberá exceder de 33ºC de la temperatura equivalente, en función del grado de humedad.

El contenido en oxígeno del aire no será inferior al 19% en volumen.

Caudal de aire para mantener la velocidad de la corriente de aire.

Se establece bajo la premisa de mantener a lo largo de la galería de acceso, con una sección media de 76,938 m^2, una velocidad de retorno de la corriente de aire de 0,2 m/s.

$$Q = S \, x \, V$$

Q (m^3/s): Caudal de aire necesario.

S (m^2): Sección media de la galería.

V (m/s): Velocidad de la corriente de retorno.

Sustituyendo valores:

$$Q = 76{,}938\, m^2 \, x \, 0{,}2 \frac{m}{s} = \mathbf{15{,}38\, m^3/s}.$$

Utilizaremos 2Q para asegurarnos de abastecer por igual a cada rama de la herradura, y así que la ventilación quede perfectamente dimensionada (36 m^3/s).

Pérdidas de carga en el Raise Boring

Perdida de carga en singularidades y obstáculos.

El flujo de aire a su paso por singularidades tales como entrada o salida de pozos de ventilación, el emboquille de la galería, trampillas, etc., sufre una pérdida de carga. La fórmula que proporciona el valor de esta pérdida de carga es:

$$AX_{sing} = R_{sing} * Q^2$$

siendo:

AX_{sing} = Perdida de carga en la singularidad (Pa).

R_{sing} = Resistencia aerodinámica de la singularidad (N s^2/m^8)

Q = Caudal de aire que atraviesa la singularidad (m^3/s)

El valor de la resistencia aerodinámica viene dado mediante la siguiente expresión:

$$R_{sing} = \xi \frac{\gamma}{2 * g * S^2} = \xi \frac{0{,}61}{S^2}$$

R_{sing} = Resistencia aerodinámica de la singularidad (N s^2/m^8)

ξ = Coeficiente de fricción de la singularidad.

Se escogerá 0,6 para el emboquille y 0 para el enlace con pozo con aristas vivas

γ = Peso específico del aire

g = aceleración de la gravedad

S = Sección de la singularidad

Emboquille

$$R_{sing} = 0{,}6 \frac{0{,}61}{12{,}56^2} = 2{,}32 * 10^{-3}\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

$$AX_{sing} = 2{,}32 * 10^{-3} * 36^2$$

$$AX_{sing} = 3{,}007\ Pa$$

Enlace con galería

$$R_{sing} = 2 * \frac{0{,}61}{12{,}56^2} = 7{,}73 * 10^{-3}\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

$$AX_{sing} = 7{,}73 * 10^{-3} * 36^2$$

$$AX_{sing} = 10.01\ Pa$$

Pérdida de carga en la chimenea

La fórmula que permite el cálculo de la resistencia aerodinámica de esta chimenea (Diámetro = 4 m) es la siguiente:

$$R = 153{,}03 * \frac{\lambda * P * L}{S^3}$$

siendo:

λ = Coeficiente de perdida de carga

P = Perímetro del conducto en el tramo considerado = 12,56 m

S = Sección del conducto en el tramo considerado = 12,56 m^2

L = Longitud del tramo considerado = 18 m

Λ_P = Coeficiente de pérdida de carga de las paredes de un túnel.

Se considera roca desnuda y pared bien recortada= 0,058

$$R = 153{,}03 * \frac{0{,}058 * 12{,}56 * 18}{12{,}56^3}$$

$$R = 1{,}01\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

Una vez que se conoce la resistencia R de la galería se podrá calcular la perdida de carga AX_t a partir del caudal Q, mediante la siguiente expresión:

$$AX_t = R * Q^2$$

$$AX_t = 1{,}01 * 36^2$$

$$AX_t = 1308{,}96\ Pa$$

Pérdidas totales en el tramo ejecutado con Raise Boring = **1321,97 Pa**

Pérdidas de carga en la galería

Pérdida de carga en la galería

La fórmula que permite el cálculo de la resistencia aerodinámica de la galería es la siguiente:

$$R = 153{,}03 * \frac{\lambda * P * L}{S^3}$$

siendo:

λ = Coeficiente de perdida de carga

P = Perímetro del conducto en el tramo considerado = 36,963 m

S = Sección del conducto en el tramo considerado = 76,938 m^2

L = Longitud del tramo considerado = 275 m

$$\lambda = 0{,}7 * \lambda_p + 0{,}3 * \lambda_s$$

Λ_P = Coeficiente de pérdida de carga de las paredes de un túnel.

Consideramos roca bulonada y pared irregular = 0,108

Λ_S = Coeficiente de pérdida de carga del suelo de la galería

Consideramos i = 15 cm por tanto Λ_S=0,08

$$\lambda = 0{,}7 * 0{,}108 + 0{,}3 * 0{,}08$$

$$\lambda = 0{,}0996$$

$$R = 153{,}03 * \frac{0{,}0996 * 36{,}963 * 275}{76{,}938^3}$$

$$R = 0{,}34\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

Pérdida de carga en singularidades y obstáculos

El flujo de aire a su paso por singularidades tales como entrada o salida de pozos de ventilación, el emboquille de la galería, trampillas, etc., sufre una pérdida de carga. La fórmula que proporciona el valor de esta pérdida de carga es:

$$AX_{sing} = R_{sing} * Q^2$$

siendo:

AX_{sing} = Perdida de carga en la singularidad (Pa).

R_{sing} = Resistencia aerodinámica de la singularidad (N s^2/m^8)

Q = Caudal de aire que atraviesa la singularidad (m^3/s)

El valor de la resistencia aerodinámica viene dado mediante la siguiente expresión:

$$R_{sing} = \xi \frac{\gamma}{2 * g * S^2} = \xi \frac{0{,}61}{S^2}$$

R_{sing} = Resistencia aerodinámica de la singularidad (N s^2/m^8)

ξ = Coeficiente de fricción de la singularidad.

- Cambio de dirección en ángulo recto sin aristas, radio interior = 1/4 radio exterior, por tanto ξ = 0,6
- Emboquille = 0,6

γ = Peso específico del aire

g = aceleración de la gravedad

S = Sección de la singularidad

Curvas

$$R_{sing} = 0{,}6 \frac{0{,}61}{76{,}938^2} = 6{,}183 * 10^{-5}\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

$$R\ dos\ curvas = 6{,}183 * 10^{-5} * 2 = 1{,}23 * 10^{-4}\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

Emboquille

Al emboquille se le aplica el mismo factor por el tipo de singularidad que a las curvas:

$$R_{sing} = 0{,}6 \frac{0{,}61}{76{,}938^2} = 6{,}183 * 10^{-5}\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

Pérdidas de carga debida a tuberías

En la circulación de aire a lo largo de la galería, la presencia de las tuberías de ventilación supone un incremento de la resistencia aerodinámica, de forma que se tendrá:

$$R = R_t(1 + 0{,}15 * \sum d_k)$$

R = Resistencia total de la galería

R_t = resistencia de la galería sin tener en cuenta los obstáculos

d_k = diámetro de cada una de las tuberías que haya en la galería.

$$R = 0{,}34 * (1 + 0{,}15 * (0{,}115)$$

$$R = 0{,}346\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

Pérdidas de carga debida a obstáculos

La resistencia aerodinámica de un obstáculo interpuesto en la galería viene dada por la siguiente expresión:

$$R = C_x * \frac{s}{S^3}$$

R = Resistencia aerodinámica del obstáculo

C_x = Coeficiente que depende de la forma del obstáculo

Suponemos que la LHD tiene forma cilíndrica que es el cuerpo geométrico que más se ajusta a su forma = C_x = 0,8

s = Sección del obstáculo, según un plano perpendicular a la dirección del viento

s = 2,557 x 3,050 = 7,8 m^2

S = Sección de la galería

$$R = 0{,}8 * \frac{7{,}8}{76{,}938^3}$$

$$R = 1{,}37 * 10^{-5}\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

El caudal de aire calculado para ventilar la galería deberá vencer una resistencia total que se opone a su paso. La fuerza aeromotriz (ya sea natural o provocada por ventiladores) deberá ser igual a esa resistencia ofrecida.

Por tanto la resistencia total de una rama será igual a:

$$Rtotal = \ 1{,}23 * 10^{-4} + 1{,}37 * 10^{-5} + 0{,}346 + 6{,}183 * 10^{-5} = 0{,}3462\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

Como se tienen dos ramas exactamente iguales se halla la resistencia equivalente para ambas:

$$Re = \frac{R1 * R2}{\left(\sqrt{R1} + \sqrt{R2}\right)^2} = 0{,}08655\ N * \frac{s^2}{m^8}$$

$$AX = 0{,}08655 * 36^2 = 112{,}17\ Pa$$

Potencia del ventilador

En el punto de funcionamiento, la potencia absorbida por el ventilador será la calculada mediante la siguiente expresión:

$$W = \frac{Q * AH}{\mu}$$

AH serán las pérdidas de la galería ejecutada por Raise Boring más las de la galería:

$$AH = 112{,}17 + 1321{,}97 = 1434{,}14\ Pa$$

$$W = \frac{36 * 1434{,}14}{0{,}75}$$

$$W = 114{,}731\ Kw$$

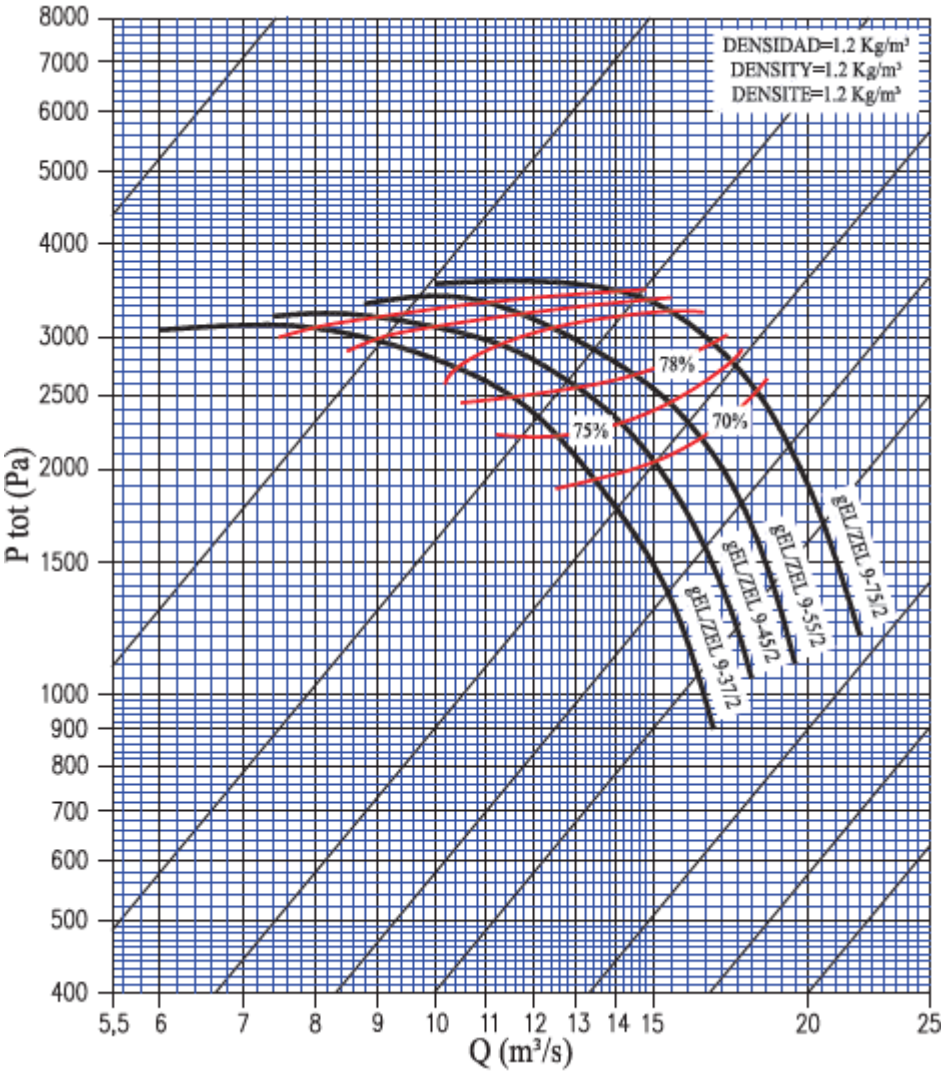


Ilustración 144. Curva de ventiladores tipo gEL/ZEL (Zitron)

A partir del caudal y las perdidas en pascales, se determina la potencia del ventilador que se utilizará como ventilación primaria de la explotación.

Por tanto, se necesita 2 ventiladores en pararelo tipo gEL/ZEL 9-75/2 con N = 75 Kw.

12.1.1.2. Ventilación secundaria

Para los cuarteles de explotación, como ventilación secundaria a la propuesta anteriormente en la chimenea del Raise Boring, se propone la instalación de dos ventiladores, uno en cada boca de galería activa en cada momento, el cual transportará el aire al frente por medio de tuberías.

El polvo producido en el corte de los bloques será completamente neutralizado por los captadores de polvo incluidos en la máquina de corte, y por el agua que se proyecta al frente de corte, por lo cual, los cuarteles no deben de ser completamente horizontales, sino que tendrán una inclinación del 2% para que el agua no se estanque y discurra por gravedad.

Por tanto la distancia máxima a ventilar o caso más desfavorable para la ventilación será:

Como datos de partida se toman los siguientes:

- Longitud máxima a ventilar:
  - Nivel 1: 352,2 m
  - Nivel 2: 296,8 m
  - Nivel 3: 398 m
- Velocidad del aire en la corriente de retorno: 0,5 m/s
- Nº máximo de personas por relevo: 6
- Potencia diésel de la maquinaria:
  - LHD: 263 Kw

Con estos datos, la potencia Diésel en el interior de la galería será 263 Kw

Caudal de aire para mantener la velocidad de la corriente de aire.

Se establece bajo la premisa de mantener a lo largo de la galería de acceso, con una sección media de 76,938 m^2, una velocidad de retorno de la corriente de aire de 0,5 m/s.

$$Q = S \, x \, V$$

Q (m^3/s): Caudal de aire necesario.

S (m^2): Sección media de la galería.

V (m/s): Velocidad de la corriente de retorno.

Sustituyendo valores:

$$Q = 76{,}938\, m^2 \, x \, 0{,}5\, m/s = \mathbf{38{,}5\, m^3/s}.$$

Caudal de aire necesario en el frente

La punta máxima de potencia se establecerá para el empleo o permanencia de:

- Maquinaria diésel: 263 Kw = 352,7 CV
  Con un consumo de 3 m^3/CV/min.
  3 m^3/CV/min x 352,7 CV =1058,1 m^3/min
- Personal: 6 Hombres.
  6 Hombres x 3 m^3/min/hombre = 18 m^3/min.

Total = 1058,1 + 18 = 1076,1 m^3/min

Es decir, se necesitaría un caudal de teórico en el frente de:

Q = 1077 m^3/min =**17,95 m^3/s.**

Al ser el caudal necesario para mantener la velocidad de corriente de aire más limitante, se operará con este caudal (**38,5 m^3/s**)

La temperatura en los lugares de trabajo no deberá exceder de 33ºC de la temperatura equivalente, en función del grado de humedad.

El contenido en oxígeno del aire no será inferior al 19% en volumen.

Potencia del ventilador

Durante el recorrido del aire por la galería y por la tubería, y debido al rozamiento con las paredes y a las fugas, se producen pérdidas en el caudal de aire transportado. Las citadas pérdidas deben ser consideradas para poder determinar el caudal real que debe suministrar el ventilador y la potencia del mismo.

Se considerará un caudal necesario (38,5 m^3/s) en el frente para la ventilación de las labores consideradas.

Calculo del diámetro de la tubería

El diámetro de la ventilación viene determinado por la ecuación:

$$D = 0{,}29 * \sqrt{Q}$$

$$D = 0{,}29 * \sqrt{38.5} = 1{,}799\ m$$

A partir de este dato, elegiremos la tubería con el diámetro normalizado inmediatamente superior: 1800 mm

- Pérdidas de carga.
  Nivel 1
  Partimos de una tubería de 520,2 m de longitud con un diámetro de 1800 mm.

$$AH = \frac{k * \pi * d * L * Q^2}{\left(\frac{\pi * d^2}{4}\right)^3}$$

  Siendo:

  - ΔH= Pérdida de carga en mm de c.a.
  - K= coeficiente, que para tubería flexible tiene un valor de 0,0003.
  - L= Longitud de la tubería en metros.
  - d = Diámetro de la tubería en metros.
  - Q= Caudal en m^3/s.

$$AH = \frac{0{,}0003 * \pi * 1{,}8 * 352{,}2 * 38{,}5^2}{\left(\frac{\pi * 1{,}8^2}{4}\right)^3}$$

$$AH = 53{,}74\ mm\ ca$$

Nivel 2

Partimos de una tubería de 296,8 m de longitud con un diámetro de 1800 mm.

$$AH = \frac{k * \pi * d * L * Q^2}{\left(\frac{\pi * d^2}{4}\right)^3}$$

Siendo:

- ΔH= Pérdida de carga en mm de c.a.
- K= coeficiente, que para tubería flexible tiene un valor de 0,0003.
- L= Longitud de la tubería en metros.
- d = Diámetro de la tubería en metros.
- Q= Caudal en m^3/s.

$$AH = \frac{0{,}0003 * \pi * 1{,}8 * 296{,}8 * 38{,}5^2}{\left(\frac{\pi * 1{,}8^2}{4}\right)^3}$$

$$AH = 45{,}3\ mm\ ca$$

Nivel 3

Partimos de una tubería de 398 m de longitud con un diámetro de 1800 mm.

$$AH = \frac{k * \pi * d * L * Q^2}{\left(\frac{\pi * d^2}{4}\right)^3}$$

Siendo:

- ΔH= Pérdida de carga en mm de c.a.
- K= coeficiente, que para tubería flexible tiene un valor de 0,0003.
- L= Longitud de la tubería en metros.
- d = Diámetro de la tubería en metros.
- Q= Caudal en m^3/s.

$$AH = \frac{0{,}0003 * \pi * 1{,}8 * 398 * 38{,}5^2}{\left(\frac{\pi * 1{,}8^2}{4}\right)^3}$$

$$AH = 60{,}73\ mm\ ca$$

Como se utilizarán dos ventiladores de iguales condiciones para los dos niveles que se estén explotando y posteriormente el ventilador tendrá que valer, se dimensionará con unas perdidas medias, que además, son perdidas muy similares en número.

$$AHt = 53{,}25\ mm\ ca$$

- Velocidad del aire en la tubería.
  La velocidad de la corriente de aire en el interior del conducto de ventilación viene determinada por la expresión:

$$V = \frac{Q}{S}$$

$$V = \frac{38{,}5}{\pi * 0{,}9^2} = 15{,}13 \frac{m}{s}$$

- Resistencia dinámica.
  La presión dinámica viene determinada por la expresión:

$$R_D = \gamma \, x \frac{V f^2}{2g}$$

  Siendo:

  - Rd = perdida de carga en Pa.
  - V=Velocidad del aire en el interior de la tubería en m/s.
  - Donde γ es el peso específico del aire en N/m^3 (12 N/m^3 = 1,2 Kg/m^3).

$$R_d = 12 * \frac{15{,}13^2}{2 * 9{,}8} = 140{,}15 \, P_a = 14{,}015 \, mm \, c.a.$$

- Caudal fugado.
  Si consideramos una instalación de tipo medio con un coeficiente de fugas de 0,0003, las pérdidas de caudal o caudal fugado serían:

$$P = F \, x \, AH^f x \, \Delta \, L$$

  Donde,

  - F= Ley de fugas. F = 0.0003
  - ΔH= Presión en mm de columna de agua.
  - f =Régimen de fugas (0,5 régimen turbulento).
  - ΔL= Longitud media del conducto = 350 m

$$\mathrm{P} = 0{,}0003 \, x \, 53{,}25^{0{,}5} \, x \, 350 \, m. = 0{,}766 \frac{m^3}{s}$$

Será necesario que el ventilador proporcione un caudal aproximadamente de:

$$Qt = 38{,}5 + 0{,}766 = \mathbf{39{,}3 \, m^3/s}$$

Velocidad de aire en la tubería:

$$V = \frac{Q}{S}$$

$$V = \frac{39{,}3}{\pi * 0{,}9^2} = 15{,}45 \frac{m}{s}$$

Perdidas de presión por resistencia dinámica:

$$R_D = \gamma \, x \frac{V f^2}{2g}$$

$$R_D = 1{,}2x \frac{15{,}45^2}{2 * 9{,}8} = 14{,}6 \, mm \, de \, ca$$

Perdidas de presión por rozamiento:

$$AH = \frac{k * \pi * d * L * Q^2}{\left(\frac{\pi * d^2}{4}\right)^3}$$

$$AH = \frac{0{,}0003 * \pi * 1{,}8 * 350 * 39{,}3^2}{\left(\frac{\pi * 1{,}8^2}{4}\right)^3} = 55{,}65\ mm\ de\ ca$$

La pérdida total es de: 55,65 + 14,6 = **70,25 mm de ca**

- Potencia del ventilador
  La potencia aerodinámica a suministrar por el ventilador se determina mediante la expresión:

$$W = \frac{Q * AH}{1000 * \mu}$$

  Siendo:
  - ΔH=Presión del ventilador en Pascales.
    $$H = 70{,}25\ mm\ c.a = \ 70{,}25\ * \ 9{,}81 = 689{,}2\ Pa$$
  - Q= Caudal del ventilador (m^3/s)
  - W= Potencia del ventilador(W)
  - μ= Rendimiento del ventilador (0,75)

$$W = \frac{39{,}3 * 689{,}2}{1000 * 0{,}75} = 36{,}11\ Kw$$

Se elegirá un ventilador del tipo soplante modelo ZVN 1-12-45/4.

Para abarcar el caudal y los Kw que nos exige la ventilación se propone la siguiente instalación:

- 1 ventilador de 45 Kw a la entrada del nivel superior que se esté explotando.
- 1 ventilador de 45 Kw a la entrada del nivel inferior que se esté explotando.

Al principio y al final de la explotación, se podrá prescindir de un ventilador de 50 Kw ya que en esta etapa no existe alternancia de niveles.

12.3. Instalación eléctrica

Descripción de la instalación

La instalación constará de un abastecimiento de energía eléctrica para la explotación por cámaras y pilares de los cuarteles además de para la galería de acceso a ellos.

Instalación interior en casetas superficie.

El sistema de instalación a emplear será el de conductores aislados bajo tubo de PVC, de acuerdo a lo indicado en la instrucción ITC-BT-21. La instalación estará compuesta por luminarias fluorescentes de empotrar en falso techo de 2x36W.

Se dotará a la instalación de tomas de tierra mediante conductor bicolor (verde-amarillo).

Alumbrado de emergencia casetas

Existirá un alumbrado de emergencia compuesto por equipos de 9W situados encima de las puertas de la instalación.

Instalación de la explotación.

El origen de energía de las instalaciones en la explotación será el interruptor automático general de 4x630A del cuadro de distribución general de B.T. (400V) en superficie. Dicho interruptor estará equipado con una protección diferencial regulable y su correspondiente toroidal. Desde este punto y a la tensión nominal de 400V, se acometerá a un cuadro de galería que contendrá un automático general de 4x630A. La bajada a la explotación se realizará mediante canalización en superficie sujetando convenientemente dicho conductor mediante accesorios anclados a la pared de la galería de acceso, el conductor será 0,6/1 kV de 3(3x240)+3x120 mm2 Aluminio.

Por el interior de la galería se apoyarán los conductores en unos pernos distantes entre sí 1 m como máximo y que deberán estar colocados a 2,5 m del suelo como mínimo. La alimentación a la máquina de corte con hilo se realizará mediante conductor 0,6/1kV de 3(1x185)+1x95 mm^2 en Cu.

Se tendrá especial cuidado con el tendido de estos conductores, donde los movimientos de las maquinas no puedan dañarlos, evitando que quede tendido por el suelo e instalándolo a medida que avanza la máquina sobre unos pernos distantes entre sí un metro, e hincados en la pared a una distancia mínima del suelo de 0,4 m.

Alumbrado de la explotación.

El alumbrado de los cuarteles se realizará mediante líneas de conductor RZ-Al 3x95+54,6 mm^2 0,6/1 kV sobre fachada, cajas y luminarias fluorescentes. La instalación se realizará bajo un IP-55 de protección.

Las luminarias del tipo VSAP de 400 w en la galería se ubicarán cada 5 metros para tener una correcta iluminación del frente.

Alumbrado de emergencia de los cuarteles.

Las luminarias de alumbrado normal dispondrán de Kit para alumbrado de emergencia de forma que facilite la salida segura del personal en el supuesto de un corte de fluido eléctrico. Se instalará en general un Kit cada tres luminarias, con un tiempo de funcionamiento que garantice 1h de iluminación de emergencia.

Requerimientos para la explotación.

POTENCIA SUPERFICIE

Ventilación = 295.000 W

Taller = 50.000W

Oficinas y vestuarios = 50.000W

Alumbrado = 64.000W

TOTAL = 459.000

POTENCIA TOTAL INSTALADA = 600KW

Potencia prevista para la máxima demanda

Se considerará un factor de simultaneidad de 0,8.

P = 0,8 x 600.000 = 480.000W

12.4. Red de agua

En este apartado se desarrollan los cálculos para dimensionar las instalaciones de la red de agua a partir de los consumos máximos.

- Consumo de agua de las máquinas utilizadas en las labores de infraestructura.

  Jumbo (Aprox. 66 l / min. por brazo a 6 bar.*)* = 2 x 66= 132 l/ min.

  Máquina de corte con hilo diamantado (Aprox. 80 l / min) = 2 x 80 = 160 l/min

  TOTAL = 292 l/min

- Presión de trabajo.

  La presión normal de trabajo suele ser de 6 Kg/cm^2

- Caudal necesario.

$$Q = \sum Q_i * K = 292 * 1 = 292 \frac{l}{min} = 17{,}52 \frac{m^3}{h}$$

  Tomaremos Q = 18 m³/h

- Cálculo del diámetro de la tubería.

  Para Q = 18 m³/h

$$D = 25 * \sqrt{Q} = 25 * 18 = 106{,}06\ mm$$

  Tomamos **D = 4,5" = 115 mm**

ANEJO Nº 13. ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL

13.1. Introducción

El objetivo del presente anejo no es otro que el de realizar un análisis ambiental en el presente proyecto. La finalidad que se persigue es la incorporación a este proyecto de viabilidad de los efectos negativos y positivos sobre los medios físico, ambiental y socioeconómico de las diferentes alternativas con la correspondiente comparación y posterior proyección de diferentes medidas correctoras que eviten o disminuyan los efectos que se estimen perjudiciales.

Con este planteamiento, el estudio propone:

- Definir y valorar, desde el punto de vista ambiental, el entorno de las alternativas propuesta y establecer conclusiones de utilidad para la realización del proyecto.
- Prever la naturaleza y la importancia de los efectos originados por la construcción y explotación de las alternativas.
- Establecer las medidas preventivas y correctoras, técnicamente factibles y económicamente viables, que permitan minimizar los efectos ambientales perjudiciales que se produzcan.

Le explotación se plantea como subterránea, pero tiene su equivalente a cielo abierto, siendo la utilización de una y otra en función de diversos factores tales como los económicos, tiempos de transporte y en muchos casos, de tipo ambiental. Estas últimas consideraciones juegan un papel importante a favor de lo subterráneo, generalmente por las siguientes razones:

- Con la opción subterránea se minimiza el impacto paisajístico en comparación con la obra superficial, quedando este tipo de problema reducido a la fase de obras en las bocas de la galería.
- No se afecta a los usos del terreno en la zona situada sobre la traza de la obra.
- Se evita la pérdida de suelo.
- Se reduce considerablemente el impacto sobre la flora y la fauna.
- Se reduce la formación de taludes, ya que las obras superficiales, cuando se realizan en zonas de orografía complicada, producen grandes superficies de taludes de pronunciadas pendientes.
- La contaminación acústica se reduce considerablemente.

Sin embargo, es preciso prevenir los problemas medioambientales que acarrean las explotaciones por interior, para lo cual debe diferenciarse entre las fases de construcción y operación.

En la fase de construcción los aspectos ambientales a los que debe prestarse atención son los a continuación numerados:

- Aspectos sociológicos que implica la realización de la explotación.
- Afección de los usos del suelo.
- Degradación de las condiciones paisajísticas del entorno.
- Producción de ruidos molestos o dañinos.
- Vibraciones por causa de voladura y circulación de maquinaria pesada.
- Generación de humos y polvo.
- Producción de residuos.

En la fase de explotación los problemas ambientales más comunes son:

- Impacto paisajístico de las bocas y zonas de acopio.
- Alteración de los usos del suelo en los emboquilles.
- Generación del ruido en las bocas.

- Producción de residuos.

Una estimación de la importancia relativa de los distintos impactos provocados es la mostrada en la siguiente tabla:

Tabla 74. Importancia relativa de impactos.

IMPACTO	IMPORTANCIA RELATIVA
Hidrología subterránea, superficie afectada	Poco importante
Vegetación, impacto visual, ruido	Importante
Afección a construcciones e instalaciones, residuos	Poco importante
Vibraciones y humos	Poco importante

13.1.1. Alcance del estudio

En primer lugar, se define el entorno del proyecto, estudiando e inventariando los elementos ambientales susceptibles de ser afectados.

En segundo lugar se describen y analizan los condicionantes ambientales existentes, se identifican además las principales acciones susceptibles de producir efectos, tanto en la fase de proyecto y construcción como en la fase de explotación.

Para la caracterización del ámbito del proyecto se han agrupado los diferentes elementos ambientales en tres categorías: a) medio físico, b) medio biótico y c) medio socioeconómico.

Para evitar o minimizar aquellos impactos más notables, se proyectan las medidas correctoras, técnica y económicamente viables.

Por último se elabora el programa de vigilancia ambiental (P.V.A) con el fin de verificar el cumplimiento de las medidas preventivas y correctoras.

13.2. Identificación de impactos.

13.2.1. Síntesis.

Las acciones de esta actuación que afectaran en mayor o menor medida al medio natural y social, diferenciadas de acuerdo con el periodo en que se produce o aparece la afección son:

Fase de proyecto

- Recopilación y análisis de datos de la zona
- Realización material del proyecto

Fase de construcción

- Despeje y desbroce
- Acopios y vertederos
- Movimientos de maquinaria
- Drenaje
- Pistas de acceso
- Fase de explotación
- Tráfico de maquinaria
- Presencia de la infraestructura

A continuación se analizan detalladamente estas acciones.

13.2.2. Acciones durante la fase de proyecto.

Recopilación y análisis de datos

Es la labor previa a toda elaboración rigurosa de un proyecto, se investiga en las fuentes bibliográficas, se consulta a personas que conocen la zona porque viven en ella o la estudian, se recopila la cartografía existente, se realizan estudios de campo y, a través de todo ello, se elabora un inventario ambiental fundamental para el correcto desarrollo de las siguientes fases del proyecto. Supone prospecciones continuas a lo largo de la traza que conllevan la ampliación del conocimiento que se tiene del área afectada.

Este inventario es, además, un precedente para cualquier otro proyecto de obra que se desee desarrollar en la zona, aportando una información específica y elaborada muy difícil de encontrar de cualquier otra forma. Este mayor conocimiento implica su consideración como impacto positivo para la hidrología, geología, edafología, botánica, zoología, socioeconomía y patrimonio histórico y arqueológico existentes.

Realización material del proyecto

La realización material del proyecto afecta al desarrollo económico de forma positiva y directa, ya que se generan una serie de expectativas en la zona que fomentaran el desarrollo de la economía en el ámbito de estudio.

13.2.3. Acciones durante la fase de construcción

Despeje y desbroce.

Operaciones previas al replanteo de la obra, que se extienden también a las zonas donde se proyecten la apertura de caminos de acceso, etc. El efecto más directo se produce sobre la vegetación y fauna existentes en esas zonas. Ha de tenerse en cuenta la escasez de cobertera vegetal.

Obras de excavación y relleno

Necesarias para conseguir la superficie de explanación, en los tramos en los que la cota de rasante se encuentre a diferente altura que el terreno natural, con incidencia negativa sobre la vegetación, fauna, usos del suelo y paisaje.

Acopios y vertederos

Se acopiarán los productos procedentes de la excavación en la explanada existente al pie de la boca inferior. El destino de dichos materiales será su venta como áridos tras un proceso de molienda mediante machacadora móvil. No se prevé por tanto el uso de vertederos. En cuanto a los préstamos, no va a ser necesario el uso de los mismos, ya que no existe compensación (hay exceso de material de roca caliza).

Movimiento de maquinaria

Como consecuencia del movimiento de maquinaria, se pueden producir vertidos accidentales de aceites y gasolinas. Los efectos producidos por esta acción se consideran de carácter temporal, las repercusiones más significativas sobre el medio recaen sobre los cauces presentes en el ámbito de la obra, causando la contaminación de las aguas y, en general, suponen una degradación visual del entorno.

Por otra parte, el transporte de los materiales producirá un aumento del ruido y de la contaminación atmosférica por emisión de polvo y otras partículas, que incidirá indirectamente sobre los usos del suelo, la vegetación presente en las zonas aledañas a las pistas, así como sobre las poblaciones cercanas a las obras.

Construcción de drenajes

La alteración de los drenajes naturales origina impactos negativos en cuanto a la escorrentía natural de la zona. La reposición de los drenajes permite la circulación de las aguas superficiales de escorrentía, minimizando dichos efectos.

Construcción de la galería.

El método subterráneo minimiza el impacto en el medio natural, dado que se evitan importantes volúmenes de desmonte y anula el efecto barrera para la fauna y la escorrentía. Sin embargo, tiene incidencia su construcción en cuanto a la seguridad, puesto que entraña un riesgo elevado, así como por la concentración de maquinaria y materiales en la boca de la galería.

Creación de pistas de acceso

Las obras conllevan la apertura de caminos y pistas de acceso a la zona de obras, para el transporte de los materiales, el acceso de la maquinaria y del personal de obra. Las alteraciones más graves se producen sobre la fauna y vegetación del territorio afectado, además de suponer una alteración paisajística cuya magnitud dependerá de la calidad visual y fragilidad del entorno donde se desarrollen.

13.2.4. Acciones durante la fase de explotación.

Tráfico

El transito diario de vehículos de transporte de material procedente de la explotación implicará efectos negativos directos sobre la fauna, debido a las emisiones de ruido que pueden generar y, minimizará los efectos sobre los núcleos de población por los que se realizaba anteriormente el itinerario. En la fauna, además del efecto barrera puede darse patologías de estrés en comunidades con residencia fija cercana a la infraestructura.

Presencia de la infraestructura

La presencia de la infraestructura provocara alteraciones mínimas sobre el paisaje; la posibilidad de integración o de restauración de las infraestructuras determinará la magnitud de los impactos en cada caso.

El efecto de la ocupación del trazado presenta un carácter lineal permanente e irreversible, que supone una alteración del paisaje y que requiere adoptar medidas de corrección que integren la vía en el entorno afectado.

La creación de esta nueva infraestructura supondrá una mejora en las comunicaciones con un abaratamiento de los costes de producción. Así pues, el impacto se considera positivo y permanente.

13.3. Valoración de impactos.

13.3.1. Recopilación de factores ambientales susceptibles de sufrir impactos.

Los factores ambientales susceptibles de recibir impacto y que han sido objeto de análisis y caracterización en la fase de definición del entorno del proyecto se han agrupado según su correspondencia con el medio físico, biológico, humano y socioeconómico.

Los elementos considerados son los siguientes:

- Medio hídrico
  - Recursos hidrológicos superficiales
  - Recursos hidrológicos subterráneos
- Medio terrestre
  - Geomorfología
- Medio perceptual
  - Paisaje
- Medio biótico
  - Vegetación
  - Fauna
- Medio socioeconómico
  - Capacidad productiva.
  - Desarrollo económico.
  - Comunicación y servicios.
  - Sociedad y cultura.

13.3.2. Criterios para la caracterización y valoración de impactos.

La caracterización se realiza para aquellos efectos que se consideran notables, es decir, que producen repercusiones apreciables en el medio natural. De éstos, sólo aquellos que se consideren significativos serán valorados directamente o mediante indicadores de impacto, de esta forma puede obtenerse el impacto global de las diferentes alternativas.

Los atributos descriptivos que se deben tener en cuentan para caracterizar los efectos son los siguientes:

- La **naturaleza** o signo del impacto, alude al carácter beneficioso o perjudicial del impacto. Es difícil de calificar sin estudios específicos de las distintas acciones sobre los factores considerados.
- La **persistencia** o duración del impacto está ligada con el tiempo que supuestamente permanecería el efecto, a partir de la aparición del mismo. Dos han sido las situaciones consideradas, según que la acción produzca un efecto temporal o permanente. Es pues, ésta, una caracterización genérica por cuanto no se han supuesto espacios de tiempo discretos ligados con tales categorías y porque, en cualquier caso, es muy difícil, en el límite, discernir sobre el carácter temporal o permanente de los efectos o impactos.
- La **reversibilidad** se refiere a la posibilidad, una vez producido el efecto, de que sin aplicar medidas correctoras, la situación evolucione hasta unas condiciones aceptables.
- **Formas de actuar**: simple, acumulativo o sinérgico. Siendo simple aquél que se manifiesta sobre un solo componente ambiental o su modo de acción es individualizado. Acumulativo es aquel que al prolongarse su acción en el tiempo incrementa progresivamente la gravedad de sus efectos. Sinérgico es el efecto que en conjunción con otros conlleva una intensidad mucho más fuerte que la suma de los efectos aislados.

- **Inmediatez**: directo o indirecto; según suponga un efecto inmediato para algún factor ambiental o sea fruto de la interdependencia entre varios factores.
- **Periodicidad**: periódico o de aparición irregular; considerando el primero como aquel que se manifiesta de un modo intermitente, pero continuo en el tiempo; irregular será el que es imprevisible y es necesario que vaya acompañado de una probabilidad de que ocurra.
- **Continuidad**: continuo o discontinuo, según se manifiesten en el tiempo de una forma permanente o intermitente.
- La **intensidad** se refiere al grado de incidencia de la acción considerada sobre el medio, en el ámbito específico en que actúa.
- La **extensión** se refiere al área de influencia teórica del impacto en relación con el entorno del proyecto. En este sentido, si la acción produce un efecto localizable de forma pormenorizada dentro de este ámbito espacial, se considerará entonces que el impacto tiene un carácter puntual. Si por el contrario, el efecto no admite una ubicación precisa dentro del entorno del proyecto, teniendo una influencia generalizada sobre la zona, entonces se concluirá que el carácter de dicho impacto, en lo que al ámbito espacial se refiere, es extenso.
- El **momento**: alude al tiempo que transcurre entre la realización de la actuación y la aparición del efecto sobre algunos de los factores comentados. Se han considerado tres categorías: inmediato, medio plazo o largo plazo.
- **Posibilidad de recuperación** con medidas correctoras: se define como recuperable o no recuperable.
- **Probabilidad de que ocurra el efecto**, distinguiéndose entre cierto, probable y poco probable.

13.3.3. Impactos en fase de proyecto.

Sobre el medio físico

La capacidad productiva del medio terrestre en los terrenos por los que se supone que se va a construir la explotación no se va a reducir como consecuencia de que se trata de una explotación subterránea. Este impacto se ha considerado de una intensidad baja.

En cualquier caso, queda claro que es menos la alteración de los usos del terreno cuando se construye una explotación subterránea, frente a una explotación a cielo abierto.

Sobre el medio socio-económico y cultural

En esta fase, la realización del proyecto afecta al crecimiento económico de forma positiva y directa, ya que se generan una serie de expectativas en la zona que fomentarán el desarrollo de la economía en el ámbito de estudio.

Además este efecto será sinérgico porque se puede prever que genere una serie de actividades que a su vez sean el motor de otras actividades secundarias.

Por último, la reversibilidad del efecto se entiende que será nula, o a muy largo plazo, porque esta infraestructura se proyecta con una vida útil extensa.

Se producirá una notable mejora territorial, pues los camiones procedentes de la obra no deberán pasar por el centro de los municipios.

Sobre la estructura demográfica

En la fase de construcción se da la presencia en las poblaciones cercanas de los operarios de la explotación, que serán por lo general jóvenes, lo cual en una zona rural como Serdio y Muñorrodero afectará a la estructura de la pirámide de población.

Alteraciones sobre la salud

La influencia que tiene la explotación sobre la salud de las personas que habitan en la zona será escasa o nula. Únicamente deberá prestarse atención a que no se excedan los límites de emisión de polvo, humos y ruido.

13.3.4. Impactos en fase de ejecución de labores auxiliares.

Sobre la calidad del aire

En la fase de obras la disminución de la calidad del aire se debe principalmente a la emisión de partículas en suspensión y sedimentables.

Los efectos que las diferentes actuaciones estudiadas van a provocar sobre este factor se caracterizan por ser negativos, directos, acumulativos, temporales y reversibles a corto plazo. También son inmediatos, y tienen gran influencia sobre otros efectos secundarios, como la disminución de la capacidad productiva, si bien estos efectos son más a medio plazo.

La superficie sobre la que este efecto es más significativo va a estar limitada en el entorno próximo a la zona de obras y al de ubicación de canteras, la mayoría de las cuales están, o han estado anteriormente, en explotación. En los tajos se tomarán medidas preventivas y correctoras para minimizarlo.

En los parques de maquinaria, caminos de servicio, y viales por los que se realiza el transporte de materiales, además de la emisión de partículas de polvo hay emisiones de gases contaminantes, originados en los motores de la maquinaria de las obras y de los camiones utilizados. Es un efecto intenso, aunque localizado, reversible a muy corto plazo y periódico, y se prolonga durante todo el tiempo que dura la obra.

Además la zona de intervención goza en general, de una buena capacidad de dispersión. Todo esto devalúa la importancia que en otros casos tiene este impacto, por lo que una vez estimados los niveles de emisión puede concluirse que este efecto es moderado. A pesar de esto, durante las obras se tomarán medidas preventivas (revisión de motores, señalización, etc), que reduzcan las emisiones hasta nivel de admisible.

Sobre la calidad acústica

El ruido supone un impacto negativo, con carácter severo o moderado según las acciones consideradas.

El impacto durante esta fase, se produce por el uso de maquinaria durante las distintas acciones, en las cercanías de zonas habitadas. La elevada probabilidad de que ocurra se debe a que el funcionamiento de las máquinas es necesario para que se realicen dichas acciones, por este hecho es ineludible la existencia de ruido, ya que la maquinaria es una fuente emisora de niveles sonoros que resultan molestos al oído humano.

Las acciones mencionadas producen ruido de forma directa, siendo éste generado por la fuente emisora (maquinaria de construcción, camiones de transporte de materiales, etc.), y percibido por el receptor, el cual sufre las consecuencias del impacto.

El ruido que producen las acciones en esta fase, tiene un marcado carácter puntual en el espacio, pues la ejecución de dichas acciones se realiza en unas zonas determinadas, cuya

extensión está limitada por las características propias de las obras. Del mismo modo, el ruido es un efecto claramente discontinuo en el tiempo, produciéndose en períodos intermitentes que se corresponden con el tiempo de funcionamiento de la maquinaria o con el paso de los camiones de transporte de materiales. Cabe destacar en esta fase que la duración del ruido es temporal, ya que una vez terminadas las obras, las fuentes emisoras causantes del ruido (maquinaria de obra, camiones de transporte de materiales, etc.) desaparecen. Por otra parte los núcleos de población se encuentran alejados.

Sobre el medio hídrico superficial

Los sistemas acuáticos constituyen un vector de transmisión de impactos, por lo tanto, cualquier alteración directa que se produzca inducirá efectos en puntos cercanos y/o alejados, teniendo incidencia sobre otros subsistemas (medio social, fauna y flora, etc.).

Los efectos que las obras pueden provocar en pequeños cauces existentes en el ámbito de la actuación son debidos principalmente a procesos de contaminación en los cauces o cuencas vertientes.

Puede hablarse de efectos directos en el caso de aquellos provocados por vertidos accidentales a los cauces o a zonas próximas; estos efectos son además irregulares, acumulativos, de extensión variable, inmediata y reversible a corto plazo para los casos más comunes y a medio plazo para los casos más desfavorables. En el caso de vertidos producidos en los parques de maquinaria el efecto sería sobre todo secundario por producirse primero una contaminación al cauce más cercano.

Los cauces afectados directamente por la actuación corresponden a arroyos de pequeña entidad. Sin embargo, debido al escaso o nulo caudal, especialmente en época de estiaje, deben limitarse al máximo estos vertidos.

Sobre el medio hídrico subterráneo

Los efectos que pueden alterar los recursos hídricos subterráneos son prácticamente los mismos que los que afectan a los superficiales, con la particularidad que salvo que la acción afecte un área de recarga de gran extensión, la intensidad del efecto siempre será menor.

Sobre la geomorfología

Los efectos más intensos sobre estos elementos los provocan los movimientos de tierras necesarios para la creación de acopios. Estos efectos son de naturaleza claramente negativa, permanente, reversible a medio plazo en el mejor de los casos e irreversible en el resto; son además inmediatos y continuos; admiten la aplicación de medidas correctoras.

Sobre el paisaje

El paisaje es uno de los factores afectados en esta fase. Los efectos que producen las acciones relacionadas con el movimiento de tierras y creación de área de acopios. Son además secundarios porque derivan del efecto producido sobre la geomorfología. No se han considerado como permanentes ya que algunos de ellos desaparecerán al finalizar las obras, y el resto se evalúan en la fase de explotación, y dependen, en última instancia, del número de posibles observadores que haya.

Sobre la flora y la fauna

La explotación por interior, en comparación con la obra alternativa superficial, minimiza el impacto negativo sobre la flora y la fauna de su entorno. Las incidencias sobre estos aspectos son de tipo indirecto, relativas a las actividades relacionadas con la explotación, pero realizadas en su parte exterior.

Durante la fase de ejecución de labores auxiliares, la formación de polvo incidirá negativamente sobre la vegetación en la forma en que ya ha sido indicada anteriormente. La ocupación de terreno en las cercanías de los emboquilles destruirá la flora preexistente en la misma pudiendo también degradar las condiciones edáficas del área, por arrastre del horizonte húmico, erosión, contaminación y compactación, con lo que se reducirá la productividad vegetal en las fases posteriores, lo cual a su vez supone un efecto negativo sobre la fauna.

La formación de taludes para zonas de acopio genera una superficie de terreno desprovista de suelo sobre la que es difícil la implantación natural o artificial de vegetación, viéndose además multiplicada esta dificultad por el efecto de la mayor insolación, oscilación térmica y erosión que las fuerte pendientes provocan.

Este efecto será de intensidad media, dado que la vegetación natural existente en el ámbito del proyecto no es muy abundante.

Las acciones de despeje y desbroce, y las relacionadas con el movimiento de tierras propiamente dicho, suponen un efecto adverso intenso para la fauna, por destruir los hábitats en los que se desenvuelve la misma.

Se producirá de forma permanente y localizada en los emboquilles, así como con el acopio. Este efecto no es muy amplio porque en principio sólo afecta a las poblaciones que habitan en el área afectada, que por tratarse de una zona intensamente modificada por el hombre no cobija especies de gran valor natural, y en su mayoría son de paso, como jabalíes...; será también directo, inmediato y sinérgico, ya que se agravará al actuar en conjunto con otras acciones como el ruido, la presencia humana, la contaminación, etc.

En este punto es importante tener en cuenta que el número de los hábitats afectados por la explotación es pequeño, por lo que la afección sobre este aspecto será baja. No se ha detectado tampoco ningún corredo natural de fauna.

Los efectos negativos que afectan a la fauna son en general reversibles a medio o largo plazo, dada la capacidad de adaptación de las especies a las nuevas condiciones, su facilidad para desplazarse a otros hábitats no alterados, o en general por la posibilidad de regeneración de las zonas afectadas por las obras.

Sobre el desarrollo económico

Dada la lejanía de un núcleo urbano de entidad importante, es de esperar que los habitantes de la zona se beneficien significativamente por la generación directa de empleos durante la explotación. Además, la generación de empleos indirectos también será apreciable tanto en la fase constructiva como la posterior de explotación. La única característica negativa la temporalidad para los empleos generados durante las obras, aunque en un sector como el de la construcción esto es lo natural.

13.3.5. Impactos en fase de explotación.

Sobre la calidad acústica

No se producirán incrementos sonoro ya que en fase de explotación habrá menos maquinaria diésel trabajando y ya no habrá voladura.

Sobre el medio hídrico superficial y subterráneo

Durante la fase de explotación, los efectos que la presencia de la infraestructura va a producir en los cauces superficiales son debidos al efecto que puede afectar a los recursos hídricos por la contaminación causada por vertidos accidentales de productos tóxicos, y en menor cantidad por el lavado con la lluvia de sustancias contaminantes acumuladas las infraestructuras.

Sobre el paisaje

En esta fase se produce un efecto de carácter moderado provocado por la intrusión de la infraestructura en el medio y por la existencia del tráfico de maquinaria.

El efecto producido por la infraestructura se ha considerado reversible a medio plazo, porque pasado un tiempo la infraestructura misma pasa a formar parte del paisaje. Es además un efecto directo, continuo y de acción inmediata. Las medidas correctoras pueden contribuir en gran medida a la minimización de este impacto.

Sobre la flora

En el caso que nos ocupa, este impacto es secundario, derivado del que afecta a la calidad atmosférica, y debido a que éste se ha considerado de baja intensidad, el producido sobre la vegetación será también de pequeña intensidad. Es además acumulativo, ya que se agravan sus efectos al prolongarse en el tiempo y es reversible a corto o medio plazo, según el tipo de plantas afectadas.

La adopción de medidas correctoras podrá minimizar en ocasiones estos efectos.

Sobre la fauna

Tras analizar el tipo de fauna existente en el ámbito del proyecto se ha considerado que el efecto barrera producido por la presencia de la explotación será mínimo una vez tomadas las oportunas medidas correctoras, por lo que las afecciones no se estiman considerables.

El tráfico de maquinaria también provocaría un efecto negativo ya que produce ruido, luminosidad en horas nocturnas, etc.

La restauración de la cubierta vegetal en las zonas afectadas también contribuirá a minimizar el efecto sobre la fauna.

13.4. Matrices de impactos

Mediante las matrices de Leopold evaluamos los impactos con medidas correctoras y sin ellas, en las diferentes fases por las que pasa el proyecto.

Código de colores

- Rojo, Riesgo alto.
- Amarillo, Riesgo intermedio.
- Verde, no hay riesgo.

Tabla 75. Matriz de impacto en la fase de ejecución de labores auxiliares sin medidas correctoras.

	Fase de ejecución de labores auxiliares				
	Tránsito de vehículos	Retirada de materiales	Perforación de barrenos	Carga y disparo	Acopio de material
Polvo					
Ruido; Onda aérea					
Gases					
Proyecciones					
Vibraciones					
Impacto visual					
Afección al medio hídrico					
Afección al medio					

Tabla 76. Matriz de impacto en la fase de ejecución de labores auxiliares con medidas correctoras.

	Fase de ejecución de labores auxiliares				
	Tránsito de vehículos	Retirada de materiales	Perforación de barrenos	Carga y disparo	Acopio de material
Polvo					
Ruido; Onda aérea					
Gases					
Proyecciones					
Vibraciones					
Impacto visual					
Afección al medio hídrico					
Afección al medio					

Tabla 77. Matriz de impacto en la fase de explotación sin medidas correctoras.

	Fase de explotación			
	Tránsito de vehículos	Corte de bloques	Transporte de bloques	Acopio de bloques
Polvo				
Ruido; Onda aérea				
Gases				
Proyecciones				
Vibraciones				
Impacto visual				
Afección al medio hídrico				
Afección al medio				

Tabla 78. Matriz de impacto en la fase de explotación con medidas correctoras.

	Fase de explotación			
	Tránsito de vehículos	Corte de bloques	Transporte de bloques	Acopio de bloques
Polvo				
Ruido; Onda aérea				
Gases				
Proyecciones				
Vibraciones				
Impacto visual				
Afección al medio hídrico				
Afección al medio				

13.5. Propuesta de medidas correctoras.

13.5.1. Propuesta de medidas correctoras para protección contra el polvo.

Para reducir el polvo la medida adoptada será el riesgo constante de todos aquellos elementos que sean foco de generación del mismo. Estos elementos será toda la maquinaria de la explotación, además de los procesos llevados a cabo en ésta.

Las medidas llevadas a cabo contra el polvo, son fundamentalmente, la utilización de agua en los frentes de generación de polvo, y los propios sistemas antipolvo que trae incorporada la maquinaria.

13.5.2. Propuesta de medidas correctoras para protección antirruido y onda aérea.

Durante la fase de obras se contemplaran medidas preventivas que han quedado recogidas en el plan de vigilancia ambiental y que se basan en la limitación de la velocidad de los vehículos, la adecuada señalización de la zona de obras, revisiones de maquinaria, pantallas, etc.

Para contrarrestar el ruido de las circulaciones de vehículos durante la fase de explotación en aquellas zonas en que pudieran superarse puntualmente los límites legales de contaminación acústica, se realizarán las medidas precisas de estos niveles. Es muy poco probable la superación de los mismos.

13.5.3. Propuesta de medidas correctoras para la eliminación de emisión gases.

Durante la fase de ejecución de la labor auxiliar como la de ejecución de la explotación, se mantendrán en funcionamiento ventiladores que limpiaran el frente en todo momento de gases nocivos.

Superficialmente la emisión de gases en esta explotación no conlleva un problema, ya que únicamente se utilizarán 3 equipos diésel que emiten unas cantidades de gases despreciables.

13.5.4. Propuesta de medidas correctoras para la protección contra proyecciones.

Para reducir las proyecciones será necesario disponer de pantallas con el fin de que las proyecciones de material que pudiese haber dañen a instalaciones colindantes o incluso a personas y maquinaria.

13.5.5. Propuesta de medidas correctoras para el control de vibraciones.

En lo referente a las vibraciones, al igual que la emisión de gases y partículas contaminantes, las medidas se han adoptar a la hora de la fabricación de los vehículos aislando aquellas partes que puedan ser generadoras de vibraciones. Al tratase de un recorrido escaso y por la situación de la zona donde se realizará la explotación, las vibraciones generadas son nulas. En lo concerniente a las vibraciones generadas en la voladura, la única medida a adoptar es la de realizar una buena selección de la carga a introducir dentro del barreno.

13.5.6. Propuesta de medidas correctoras para reducir el impacto visual

Al tratarse de una ampliación de una cantera en activo, el impacto visual no incrementa en gran valor al impacto visual ligado a la cantera. Por tanto, sería adecuado una suavización de taludes en zonas de emboquille y una pantalla arbórea rodeando la plaza de acopio para reducir la visibilidad de esta misma.

13.5.7. Propuesta de medidas correctoras para la protección del sistema hidrológico.

Los objetivos globales del programa de protección del sistema hidrológico son:

En fase de ejecución de labores auxiliares.

Vigilar los movimientos de tierra y todas aquellas operaciones que puedan disminuir la calidad de las aguas o alterar el flujo natural del agua.

Se prestará especial atención en las proximidades de los emboquilles donde se sitúa un regato por la incidencia que pudieran tener en caso de vertidos.

En fase de explotación.

- Vigilar que la tasa de descarga máxima de las aguas de lluvia, así como su carga contaminante se mantengan dentro de límites razonables.
- Tratamiento y/o recogida de los vertidos accidentales de sustancias contaminantes antes de su llegada a los cauces.

Durante las obras, deberán seguirse determinadas normas que quedan englobadas en la denominada gestión ambiental de la obra, su cumplimiento se verificará durante la vigilancia ambiental de la misma:

- Control de posibles vertidos accidentales de aceites e hidrocarburos, eligiendo para ello un lugar adecuado para la instalación de los parques de maquinaria y servicios de apoyo.
- Todos los residuos tóxicos y peligrosos deberán ser recogidos por un Gestor Autorizado.
- Formulación de planes y medidas de emergencia para los vertidos accidentales durante las obras. Eliminación de los huecos y depresiones que se puedan quedar en el terreno después de la construcción y que puedan retener y encharcar el agua de escorrentía.
- Depuración de las aguas residuales de la zona de oficinas y vestuarios. Para la depuración se instalará una fosa séptica o tanque de Imhoff prefabricado.

13.5.8. Propuesta de medidas correctoras para la protección de la vegetación, la fauna y el paisaje.

Vegetación y paisaje.

La vegetación natural existente en el entorno del proyecto es escasa, bosques de frondosas (Eucaliptus globulus), con zonas de baja densidad de vegetación.

Los objetivos buscados con las medidas correctoras son los siguientes:

- Evitar los procesos erosivos tanto en terrenos llanos como en taludes.
- Recuperar la vegetación natural en el entorno de las zonas no cultivadas.
- Integrar paisajísticamente la infraestructura, restaurando las áreas afectadas por las obras, y ocultando elementos discordantes, zanjas filtrantes, estribos de estructuras, etc.
- Adoptar tipologías compuestas por especies autóctonas.
- Utilizar especies que permitan un bajo mantenimiento y que presenten tasas de regeneración elevadas, características que confluyen en las especies autóctonas.

Un primer requisito es el empleo de especies autóctonas, tanto por su comportamiento funcional en la conservación del suelo como por su capacidad de regeneración natural y paisajística.

Las actuaciones serán las siguientes:

- Siembra de especies herbáceas: se empleará una mezcla de especies de gran poder enraizante a base de gramíneas y leguminosas que se aplicará a todos los taludes de la traza. Se utilizará la técnica de la hidrosiembra, ya que posibilita la utilización en terraplenes y desmontes de fuerte pendiente.

Fauna

Las obras lineales generan sobre la fauna efectos negativos en cuanto a la movilidad de los individuos y a la destrucción de hábitats. En este caso el impacto se ha valorado como bajo. El efecto barrera que va a suponer la futura explotación será pequeña dada la naturaleza de las poblaciones existentes en la zona. Se considera que la mayoría de los escasos movimientos faunísticos se podrán efectuar sin verse afectados.

13.6. Impacto residual

Todos los trabajos anteriores tenían como objetivo caracterizar el ámbito de la actuación, e identificar y valorar los efectos ambientales que la actuación puede producir sobre dicho entorno; todo ello, con el fin de poder definir las medidas correctoras necesarias para minimizar los efectos negativos detectados.

Por ello, una vez conocidos los impactos que originaría cada una de ellas se han propuesto una serie de medidas correctoras que los eliminan, o en la mayoría de los casos los reducen de una forma significativa. Los impactos que no han podido ser eliminados, son los denominados impactos residuales.

La reducción de los impactos que suponen las medidas correctoras se ha estimado en función de la experiencia obtenida de la documentación existente sobre el tema, extrapolando en ocasiones resultados de otras zonas similares en cuanto a climatología y tipos de suelo.

Las reducciones son significativas, dado que los impactos son en la mayoría moderados, intervalo en el que la eficacia suele ser máxima; ya que si son críticos no hay medidas correctoras capaces de corregirlos, y si son muy bajos en ocasiones tampoco pueden disminuirse más.

Analizando de forma global la actuación, una vez aplicadas las medidas preventivas y correctoras incluidas en el proyecto, puede decirse que el impacto residual de la misma será compatible con el medio, siempre que durante las obras se realice una adecuada vigilancia ambiental según el PVA detallado a continuación.

13.7. Programa de vigilancia ambiental.

13.7.1. Objetivos

En un nivel mayor de concreción los objetivos del PVA son los siguientes:

- Controlar la correcta ejecución de las medidas previstas para el logro de una mejor integración ambiental.
- Verificar los estándares de calidad de los materiales (tierra, plantas, agua, etc.) y medios empleados en el proyecto de integración ambiental.
- Comprobar la eficacia de las medidas protectoras y correctoras establecidas y ejecutadas. Cuando tal eficacia se considere insatisfactoria, determinar las causas y establecer los remedios adecuados.
- Detectar impactos no previstos en el Estudio de Impacto Ambiental y prever las medidas adecuadas para reducirlos, eliminarlos o compensarlos.

13.7.2. Metodología de seguimiento

La realización de un seguimiento se basa en la formulación de indicadores que proporcionan la forma de estimar, de manera cuantificada y simple, en la medida de lo posible, la realización de las medidas previstas y sus resultados. Pueden existir por tanto, dos tipos de indicadores, si bien no siempre los dos tienen sentido para todas las medidas:

- Indicadores de realizaciones, que miden la aplicación y ejecución efectiva de las medidas correctoras.
- Indicadores de eficacia, que miden los resultados obtenidos con la aplicación de la medida correctora correspondiente.

Para la aplicación de los indicadores se definen las necesidades de información que el contratista debe poner a disposición de la Dirección Facultativa; de los valores tomados por estos indicadores se deducirá la necesidad o no de aplicar medidas correctoras de carácter complementario.

Para esto, los indicadores van acompañados de umbrales de alerta que señalan el valor a partir del cual deben entrar en funcionamiento los sistemas de prevención y/o seguridad que se establecen en el programa.

13.7.3. Selección de aspectos objeto de vigilancia.

En función de la fase de proyecto en que se esté, se realizará un seguimiento de los siguientes aspectos:

Fase de proyecto y fase de ejecución de labores auxiliares:

- Medición del polvo existente en el ambiente.
- Medición de los niveles sonoros en las zonas habitadas cercanas a las obras.
- Análisis de las aguas vertidas por las obras.
- Análisis de las aguas de los cauces, tanto aguas arriba como aguas abajo de la obra.
- Seguimiento de las reacciones sufridas por la flora y la fauna en el entorno.

Fase de explotación:

- Análisis de la calidad de las aguas en los cauces afectados con determinación de parámetros físicoquímicos y biológicos.
- Control de las zonas revegetadas, observando síntomas de desecación de la vegetación o cualquier posible enfermedad.

- Estudio de la calidad acústica.

13.7.4. Instrumentación del P.V.A. en la fase de ejecución de labores auxiliares.

En este apartado se definen para cada aspecto objeto de vigilancia durante las obras, los indicadores establecidos y los criterios para su aplicación.

Seguimiento y vigilancia del impacto de las emisiones de polvo.

Objetivo 1: Mantener el aire libre de polvo.

Para ello se realizará un seguimiento con el fin de controlar la cantidad de polvo que llega a la atmósfera (expresada en masa por unidad de tiempo) y la fuente de emisión del mismo. Posteriormente debe realizarse un seguimiento de la dirección de los contaminantes, valorando su concentración y permanencia en la atmósfera.

Indicador: Presencia de polvo.

Identificación de fuentes:

- Puntuales: Emisiones de polvo procedentes de pistas, viales, maquinaria que no esté en perfectas condiciones de funcionamiento, movimiento de tierra y carga y descarga de materiales.
- Difusas: Superficies como acopios, vertederos, y todas aquellas explanadas desprovistas de vegetación susceptibles de emitir polvo.

Verificación del cumplimiento de las medidas correctoras: Se llevará a cabo realizando visitas periódicas a todas las zonas de obra donde se localicen las fuentes emisoras, observando el cumplimiento de las siguientes medidas:

- Mantenimiento mediante riego de todas las superficies potencialmente productoras de polvo.
- Velocidad reducida de los camiones por las pistas.
- Precauciones durante la carga-descarga y transporte de material.

Toma de datos: Se determinará de forma visual la ausencia o presencia de polvo.

Frecuencia: Diaria durante los períodos secos y en todo período estival.

Valor Umbral: Presencia ostensible de polvo por simple observación visual según criterio del Director Ambiental de Obra.

Momento/s de análisis del Valor Umbral: En períodos de sequía prolongada.

Análisis de los resultados: Se llevará a cabo un análisis de los resultados obtenidos en los diferentes puntos de observación, en estos se tendrán en cuenta las posibles variaciones climáticas o las posibles interferencias recibidas desde otros focos no relacionados con la obra.

Actuación y medidas complementarias: En el caso de que se observe una concentración elevada de polvo en el ambiente se procederá a la aplicación de medidas de ajuste necesarias: incremento de la humectación en superficies polvorientas, limitación de la velocidad de la maquinaria y de los camiones por las pistas, control de operaciones de carga-descarga y transporte de materiales e incluso la paralización de la fuente emisora si las circunstancias así lo requieren hasta que se realicen los ajustes. El Director Ambiental de Obra puede requerir el lavado de elementos sensibles afectados.

Información a proporcionar por parte del contratista: El diario ambiental de la obra informará sobre la situación en las zonas en las que se producen movimientos de tierra, así como de las fechas y momentos en que se ha humectado la superficie.

Observaciones: El control y seguimiento se realizará de modo exhaustivo en aquellas zonas de obra próximas a población residente.

Objetivo 2: Minimizar la presencia de polvo en la vegetación.

Indicador: Presencia ostensible de polvo en la vegetación próxima a las obras.

Identificación de fuentes: Las mismas que en el apartado anterior.

Verificación del cumplimiento de las medidas correctoras: Igual que en el apartado anterior.

Toma de datos: Se determinará de forma visual la ausencia o presencia de polvo.

Frecuencia: Control periódico simultáneo con los controles de polvo en el aire.

Valor Umbral: Apreciación visual.

Momento/s de análisis del Valor Umbral: De 7 a 15 días después del comienzo del periodo seco (ausencia de lluvias).

Actuación y medidas complementarias: Excepcionalmente y a juicio del Director Ambiental puede ser necesario lavar la vegetación afectada.

Seguimiento y vigilancia del impacto acústico.

Objetivo 1: Protección de las condiciones de sosiego público durante las obras.

Indicador: Niveles sonoros expresados en decibelios dB(A) en la proximidad de zonas habitadas.

Identificación de fuentes: Conjunto de operaciones como son el tránsito de vehículos, operaciones de carga/descarga, galería y movimientos de tierra en general.

Verificación del cumplimiento de las medidas correctoras: Se llevará a cabo realizando visitas periódicas a todas las zonas de obra donde se localicen las fuentes emisoras.

Toma de datos: Se determinará el nivel de ruido mediante la toma de datos con sonómetros integradores de alta precisión. La primera toma se realizará antes del comienzo de las actividades para tener una referencia actual de la contaminación acústica para poder realizar comparaciones posteriores.

Frecuencia: Una vez por semana, con intervalos de una hora.

Valor Umbral: Valores recomendados, que son 65 dB(A) día y 55 dB(A) noche.

Momento/s de análisis del Valor Umbral: Durante todo el periodo de obras.

Análisis de los resultados: Se llevará a cabo un análisis de los resultados obtenidos en los diferentes puntos de observación, en estos se tendrán en cuenta las posibles variaciones climáticas o las posibles interferencias recibidas desde otros focos sonoros no relacionados con la obra.

Actuación y medidas complementarias: En el caso de que el análisis de los resultados revele niveles sonoros por encima de los recomendados, se deberán decidir las medidas de ajuste necesarias para reducirlos (colocación de pantallas acústicas, interposición de obstáculos, etc.) e incluso parar la actividad, si las circunstancias lo requieren, hasta que se realicen los ajustes. Una vez realizadas las mismas se deberá efectuar una nueva toma de datos para comprobar el nivel reducido.

Información a proporcionar por parte del contratista: El diario ambiental de la obra informará sobre la situación en las zonas en las que se han obtenido niveles sonoros por encima

de los recomendados, así como de las fechas y momentos en que se han realizado las medidas de ajuste necesarias para reducirlos

Observaciones: El control y seguimiento se realizará de modo exhaustivo en aquellas zonas de obra próximas a población.

Seguimiento y vigilancia del impacto sobre la geología y los suelos.

Con la vigilancia y seguimiento de estos impactos se persiguen diferentes objetivos. No obstante, se describe primeramente los aspectos generales de las fuentes productoras de impactos.

Identificación de fuentes: Serán todas aquellas que puedan ocasionar una erosión o pérdida de suelo, por tanto, éstas se pueden localizar en aquellas labores que impliquen movimiento de tierras, como son el despeje y desbroce de todas las superficies necesarias para la ejecución de la obra.

Verificación del cumplimiento de las medidas correctoras: Para realizar un perfecto control de este aspecto desde el punto de vista del medio ambiente es necesario una vigilancia detallada de todas las labores de movimiento de tierras, por lo que será necesario la realización de visitas periódicas para poder observar directamente el cumplimiento de las medidas establecidas para minimizar el impacto.

Las visitas deberán ser más frecuentes al comienzo de las obras y/o en la apertura de tajos nuevos, así como a la finalización de éstos y de la obra.

Las características fundamentales que se deben observar son las siguientes:

- Vigilancia en el desbroce inicial, desmontes y cualquier otro movimiento de tierra para minimizar el fenómeno de la erosión y evitar posibles inestabilidades, tanto para aquellos desmontes y terraplenes ejecutados como apoyo a la realización de las obras, como para aquellos que se mantengan una vez concluidas las mismas.
- Acopio de la tierra vegetal, así como su posterior utilización en la regeneración de movimientos de tierras o cualquier superficie que sea necesario acondicionar al entorno. Los acopios se deberán realizar en lugares que se correspondan con las zonas menos sensibles del territorio.
- Realizar observaciones en las zonas limítrofes de las diferentes obras, con el fin de detectar cambios o alteraciones no consideradas en el presente estudio.

A continuación se describen los diferentes **objetivos** que se persiguen con la vigilancia ambiental sobre este factor.

Objetivo 1: Retirada de suelos vegetales para su conservación.

Indicador: Espesor de tierra vegetal retirada con relación a la profundidad que puede considerarse con características de tierra vegetal a juicio de la Dirección Ambiental de la Obra y según los criterios fijados en el P.P.T.

Frecuencia: Control diario durante el periodo de retirada de la tierra vegetal.

Valor Umbral: Espesor mínimo retirado 20 cm en las zonas consideradas aptas.

Momento/s de análisis del Valor Umbral: En cada control.

Medida/s complementarias: Aprovisionamiento externo de tierra vegetal en caso de déficit. Definición de prioridades de utilización del material extraído.

Información a proporcionar por parte del contratista: El responsable técnico de medio ambiente indicará en el diario ambiental de la obra informará la fecha de comienzo y terminación de la retirada de tierras vegetales, el espesor y volumen retirado, así como el lugar y las condiciones de almacenamiento.

Objetivo 2: Conservación de la tierra vegetal acopiada para su posterior extendido sobre las superficies a revegetar.

Indicador: Mantenimiento de las características de la tierra vegetal acopiada. Verificación de las características del acopio según las condiciones adecuadas y comprobación de la realización de siembras en los acopios en caso de que la tierra no vaya a ser utilizada antes de 2 meses desde la formación de los acopios.

Frecuencia: Control semanal desde la formación de los acopios hasta el extendido de la tierra vegetal.

Valor Umbral: Alteración de las características en un 20 % de los acopios.

Momento/s de análisis del Valor Umbral: En cada control durante toda la fase de obras.

Medida/s complementarias: Restauración de caballones, y drenajes alterados o inexistentes. Eliminación de materiales contaminantes.

Aireación y siembra de la tierra vegetal.

Observaciones: En el momento del control se comprobará el cumplimiento de lo previsto en el proyecto de construcción sobre balance de tierras.

Información a proporcionar por parte del contratista: El responsable técnico de medio ambiente indicará en el diario ambiental de la obra la fecha de comienzo y terminación de la retirada de tierras vegetales, el espesor y volumen retirado, así como el lugar y las condiciones de almacenamiento. Además, se informará en el diario ambiental de la obra de todas las acciones realizadas para el mantenimiento de las condiciones de la tierra vegetal acopiada, así como la fecha en la que se ha realizado.

Objetivo 3: Evitar presencia de rechazos en la tierra vegetal.

Indicador: Presencia de materiales rechazables en el almacenamiento de tierra vegetal.

Frecuencia: Control diario durante el periodo de retirada de la tierra vegetal y simultáneo con el control de la medida anterior.

Valor Umbral: Presencia de un 20 % en volumen de materiales susceptibles de ser rechazados de acuerdo con los criterios del Director de Obra.

Momento/s de análisis del Valor Umbral: En cada control.

Medida/s complementarias: Revisión de los materiales. Retirada de los volúmenes rechazables y reubicación.

Observaciones: En el caso de que no se disponga de un volumen de tierra vegetal suficiente para cubrir las necesidades reales se decidirá por parte de la Dirección de Obra el reparto de los recursos disponibles, considerando prioritarios los taludes más visibles y, zonas próximas a cauces fluviales.

Información a proporcionar por parte del contratista: Se informará en el diario ambiental de la obra de todos los vertidos de materiales que no cumplan los requisitos, indicando, aparte del contenido anterior, la procedencia y las causas del vertido.

Seguimiento y vigilancia del impacto sobre los sistemas fluviales y la calidad de las aguas.

Para el seguimiento del impacto sobre este factor se consideran los siguientes aspectos:

Identificación de fuentes y receptores: Dentro de las fuentes emisoras de contaminación hacia las aguas se pueden diferenciar varias:

- Maquinaria pesada, este amplio grupo incide por el mantenimiento que requiere para evitar roturas y contaminaciones indeseadas por el mal funcionamiento de éstas. Este mantenimiento ocasiona una serie de residuos, como son los aceites y las grasas, que pueden llegar al suelo o al agua superficial, y por lo tanto provocar la contaminación de las aguas.
- Aguas residuales, ocasionadas por la instalación de oficinas, comedores, duchas, etc., que por sus vertidos al cauce ocasionan la contaminación consecuente de las aguas.
- Movimiento de tierra, en las proximidades del regato que inciden tanto en el incremento de sólidos disueltos y de la turbidez en el agua como en el taponamiento y/o desvío del cauce.

Verificación del cumplimiento de las medidas correctoras:

En esta fase se realizará la certificación de que se han aplicado las medidas correctoras necesarias para evitar la contaminación de cauces. Así, será necesario observar el buen funcionamiento del filtrado y decantación de las aguas residuales generadas por las instalaciones en la fosa séptica que se dispone al efecto. Otro factor importante es el control de los desechos originados por estas afecciones y su depósito en vertederos controlados o depuradoras específicas. También se deberán vigilar los movimientos de tierras para evitar que se produzcan modificaciones sustanciales en las redes y sistemas de drenaje natural.

Se realizará, así mismo, un estudio de los lodos producidos en la obra, en base a éste se identificará el vertedero y/o el destino más adecuado de estos desechos, para evitar la contaminación o alteración de la zona.

De esta forma más pormenorizada, la vigilancia debe ir enfocada a la consecución de los siguientes **objetivos:**

Objetivo 1: Evitar vertidos a cauces procedentes de las operaciones de obra (maquinaria y zonas auxiliares) a realizar en sus proximidades

Indicador: Presencia de materiales en las proximidades o en los propios cauces con riesgo de ser arrastrados.

Frecuencia: Control al menos semanal en las obras de cruce de las ramblas presentes en el trazado, que se indicarán en el Proyecto de Construcción.

Valor Umbral: Presencia de materiales susceptibles de ser arrastrados al cauce.

Momento/s de análisis del Valor Umbral: Durante las obras.

Medida/s complementarias: Revisión de las medidas tomadas.

Emisión de informe y en su caso paralización de las obras y realización de las actuaciones complementarias.

Observaciones: El control se realizará de visu por técnico competente. Se deberán extremar las precauciones en todas las operaciones que afecten directamente a los cauces.

Información a proporcionar por parte del contratista: El responsable técnico de medio ambiente por parte de la contrata informará con carácter de urgencia al Director Ambiental de la Obra de cualquier vertido accidental a cauce público.

Objetivo 2: Tratamiento y gestión de residuos.

Indicador: Presencia de aceites, combustibles, cementos y otros sólidos en suspensión en el ámbito de las obras.

Frecuencia: Control mensual en fase de construcción.

Valor Umbral: Incumplimiento de la normativa legal en el tratamiento y gestión de residuos.

Medida/s: Adopción urgente del adecuado tratamiento y gestión de residuos.

Observaciones: Se analizarán especialmente las áreas de almacenamiento de materiales y maquinaria.

Seguimiento y vigilancia de las medidas de defensa contra la erosión e integración paisajística.

Objetivo 1: Disminución del riesgo de erosión y mejora de la implantación de la cubierta vegetal.

Indicador: % de superficie de manta orgánica respecto al total proyectado.

Frecuencia: Controles periódicos en fase de construcción

Valor umbral: 5% de superficie no cubierta o defectuosamente colocada.

Momento/s de análisis del valor umbral: Previo a las plantaciones.

Medida/s complementarias: Recolocación adecuada.

Observaciones: En caso de detectar la aparición de regueros, se adoptarán las medidas oportunas a juicio del director de obra.

Objetivo 2: Preparación de la superficie del terreno para plantaciones y siembras

Indicador de realización: Espesor y acondicionamiento de la capa de tierra vegetal incorporada a la superficie.

Frecuencia: Control diario durante el extendido de la tierra.

Valor umbral: No se admitirá un espesor inferior en un 10% al previsto en el proyecto. El suelo ha de estar lo suficientemente mullido como para permitir el desarrollo de las plantas.

Momento/s de análisis del valor umbral: Durante la realización de siembras, hidrosiembras y plantaciones.

Medidas: Realización de labores contra compactación, eliminación de elementos gruesos, etc.

Observaciones: La vigilancia ambiental se refiere, no sólo a las zonas afectadas por la traza de la infraestructura, sino al área en la cual se localizan los elementos auxiliares de obra, tanto temporales como permanentes, incluyendo los vertederos.

Objetivo 3: Hidrosiembras.

Indicador de realización: Composición de la mezcla utilizada en las hidrosiembras y superficie tratada en relación con la prevista.

Frecuencia: Controles semanales en fase de ejecución.

Valor umbral: Alteración de la mezcla y 5% de superficie no ejecutada frente a la prevista sin que exista justificación aceptada por el director ambiental de obra.

Momento/s de análisis del valor umbral: Previo al acta de recepción de la obra.

Medidas: Realización de la hidrosiembra en las condiciones fijadas en el proyecto y en la superficie no ejecutada a partir del valor umbral.

Observaciones: La vigilancia ambiental se refiere no sólo a la traza de la infraestructura, sino también a la hidrosiembra a realizar en las zonas afectadas por elementos auxiliares, temporales y permanentes.

Información a proporcionar por parte del contratista: se realizará una ficha en el diario ambiental de la obra en el que se anotarán, como mínimo, la fecha de realización de la hidrosiembra, la composición de la mezcla, la técnica utilizada, las condiciones ambientales durante la ejecución y la dosis de abono empleada.

En caso de repetición se anotarán en el diario ambiental de la obra las fechas de repetición de las hidrosiembras, las especies y la técnica empleada.

Objetivo 4: Seguimiento de las siembras y de su resultado en términos de estabilización superficial de los taludes.

Indicador de seguimiento: Grado de cobertura de las especies sembradas.

Frecuencia: Estacional.

Valor umbral: Coberturas inferiores al 90% requieren resiembra.

Momento/s de análisis del valor umbral: Final de las dos primaveras siguientes a la siembra.

Información a proporcionar por parte del contratista: Se anotarán en el diario ambiental de las fechas de resiembra, las especies y la técnica utilizada.

Observaciones: La medición de la cobertura se realizará por un método sistemático. Se delimitarán, de acuerdo con el director ambiental de obra las áreas de cobertura inferior al 90%. La vigilancia ambiental se refiere no sólo a la traza de la infraestructura, sino también a las plantaciones a realizar en las zonas afectadas por elementos auxiliares, temporales y permanentes, incluyendo los vertederos.

Objetivo 5: Seguimiento de la estabilidad superficial de los taludes proporcionada por las siembras.

Indicador de seguimiento: Presencia de surcos o cárcavas de erosión en los taludes y de sedimentos en la base.

Frecuencia: Estacional.

Valor umbral: Presencia de surcos de profundidad igual o superior a 15 cm.

Momento/s de análisis del valor umbral: Después de cada lluvia torrencial.

Medidas: Incorporación de sedimentos a los surcos de erosión y tratamiento protector.

Información proporcionada por parte del contratista: Se anotarán en el diario ambiental de la obra la aparición de fenómenos de lluvias que hayan producido cárcavas y los tratamientos realizados.

Observaciones: La vigilancia incluye la toma de las correspondientes medidas en caso de aparición de inestabilidades superficiales en los taludes y se refiere no sólo a la traza de la infraestructura, sino también a las siembras a realizar en las zonas afectadas por elementos auxiliares, temporales y permanentes, incluyendo los vertederos.

Seguimiento de la protección de los niveles sonoros

Objetivo 1: Seguimiento de los niveles de contaminación acústica en la proximidad de zonas habitadas.

Indicador: Niveles sonoros expresados en dB(A).

Frecuencia: Control semanal durante los dos primeros años de funcionamiento. En cada muestreo se realizarán las mediciones con intervalos de una hora.

Valor umbral: Niveles sonoros superiores a los recomendados: 65 dB(A) día y 55 dB(A) noche.

Momento/s de análisis del valor umbral: Durante las horas de máxima intensidad circulatoria.

Actuaciones y Medidas complementarias: En caso de detectar niveles superiores a los admitidos, se actuará puntualmente mediante insonorización de los focos receptores.

Seguimiento y vigilancia del impacto sobre los sistemas fluviales y la calidad de las aguas

Objetivo 1: Seguimiento de la calidad de las aguas (invierno) o presencia de vertidos (estiaje) en los cauces.

Indicador: Disminución de la calidad de las aguas en los cauces interceptados.

Toma de datos: Para el control de la calidad se considera necesario la medición de los siguientes parámetros:

- Físico-químicos:
  - Materiales en suspensión.
  - Turbidez.
  - Temperatura.
  - pH
- Químicos:
  - Oxígeno disuelto.
  - DBO5.
  - Carbonato orgánico.
  - Principales iones (bicarbonatos, cloruros, sulfatos, calcio, magnesio y sodio).

Frecuencia: Control trimestral en los dos primeros años de funcionamiento y tras periodos de lluvias intensos, entendiendo éstos como aquéllos que superen la media pluviométrica del mes más lluvioso.

Valor Umbral: Valores de calidad previos a la obra (en absoluto estiaje, presencia de vertido líquido).

Momento/s de análisis del Valor Umbral: En cada uno de los muestreos.

Actuación y medidas complementarias: Revisión de las medidas tomadas. Emisión de informe y en su caso adopción de las medidas complementarias correspondientes, en función del tipo de contaminación.

13.8. Manual de buenas prácticas ambientales.

Con carácter previo al comienzo de las obras, la contrata de las mismas entregará a la Dirección Facultativa un manual de buenas prácticas ambientales. Éste incluirá todas las medidas tomadas por la dirección de obra y el responsable técnico de medioambiente para evitar impactos derivados de la gestión de la obra.

Este manual deberá ser aprobado por el director ambiental de la obra y ampliamente difundido entre todo el personal.

13.9. Plan de restauración

13.9.1. Objetivo del plan.

El fin último de toda recuperación es "*restituir la posibilidad de que el terreno alterado vuelva a ser útil para un determinado uso, sin perjuicio para el medioambiente*" (I.T.G.E., 1989: Manual de Restauración de Terrenos y Evaluación de Impactos en Minería).

La restauración no es reproducir instantáneamente los ecosistemas naturales, sino más bien integrar en el menor plazo de tiempo y en las condiciones más favorables el medio explotado. Por ello las tareas deben considerarse también como la preparación de éste de forma que facilite la introducción natural de plantas presentes en el entorno y más adaptadas a él.

Lo que se pretende con este Plan de Restauración es una integración del conjunto acorde con las características del paisaje natural circundante, con una topografía final estructuralmente estable que minimice los riesgos de inestabilidades y facilite el drenaje natural del agua superficial.

Se procederá a la restauración paisajística de la zona de emboquille y desmantelamiento de todas las infraestructuras una vez haya finalizado la explotación.

La revegetación se acometerá después de preparar adecuadamente las zonas donde se pretende implantar la vegetación y siguiendo las pautas de la vegetación del entorno. La revegetación se realizará con plantas de viveros de la zona, junto con tierra vegetal aportada.

El esquema de trabajo seguido queda resumido en los puntos siguientes:

- Desmantelamiento y demolición de infraestructuras e instalaciones creadas.
- Remodelación fisiográfica del terreno afectado (plataforma).
- Escarificado de los terrenos afectados
- Reextendido de suelo vegetal

13.9.2. Definición de usos futuros del área alterada.

El objetivo final es devolver al terreno aquellas características necesarias para que puedan desarrollarse los usos existentes en el área con anterioridad a la explotación, u otros acordes con carácter general del entorno y las necesidades sociales y económicas de la zona.

Si nos basamos en la clasificación agrológica de la zona, su carácter rústico, la climatología reinante y las actividades primarias del entorno, aconsejan como uso final de los terrenos afectados por la explotación, el uso natural (forestal y ganadero) ya que se ajusta a la utilización actual del entorno de la cantera y parece acorde con la evolución socioeconómica del área.

13.9.3. Fases de restauración.

La restauración de la zona afectada requiere la actuación de diferentes fases:

1. Remodelación fisiográfica y tratamiento de la superficie alterada.
2. Preparación de los terrenos para la revegetación.
3. Manejo de la capa superficial del suelo.
4. Cierre de la explotación

Remodelación fisiográfica de la superficie afectada, y preparación del terreno.

La remodelación final ha de llegar a una solución de compromiso con miras a lograr que:

- Una topografía final estructuralmente estable que minimice los riesgos geofísicos y facilite el drenaje natural del agua superficial.

- La integración del conjunto en el paisaje natural circundante.

Por otro lado ha de tenerse en cuenta que la remodelación va a condicionar otras facetas de la recuperación, como son la evolución del suelo y el establecimiento de la vegetación, y que ha de adaptarse a los requerimientos que exige el uso del suelo finalmente adoptado.

Los principios generales que han de tenerse en cuenta para remodelar el terreno alterado con vistas a su integración paisajística en el entorno circundante son los siguientes:

- Simular en lo posible la topografía final a la existente en la zona antes de la actuación, y utilizar cuando sean factible los estériles para rellenar el hueco creado y adaptarse a las sinuosidades del relieve.
- Intentar reproducir las formas características del paisaje natural del área donde se ubica la explotación, y evitar la introducción de elementos que denoten artificialidad (líneas rectas, ángulos muy marcados, regularidad de formas geométricas, simetrías, etc.).
- Evitar la colocación de elementos de tamaño desproporcionado respecto a los que definen el paisaje de la zona. Respetar las escalas.

Para evitar accidentes, se irá instalando un cerramiento, que consistirá en una malla protectora que rodeará el perímetro de la plaza de emboquille y la boca de la chimenea del Raise Boring.

Enmiendas y mejoras edáficas.

Es necesario, en toda la superficie afectada, la aportación de suelo que facilite la creación de un medio edáfico que contribuya a la instalación y desarrollo de las especies vegetales seleccionadas. Se ha observado la buena capacidad agrícola del mismo, por lo que no se requieren una serie de actuaciones para su mejora y enriquecimiento, obteniéndose así, unos rendimientos aceptables.

Cierre de la explotación

Una vez finalizada la explotación de los cuarteles, se planteará un relleno del hueco mediante el estéril producido en la cantera circundante. También se planteará el relleno de la chimenea producida por Raise Boring para la ventilación.

Se suavizarán los taludes en los emboquilles y se revegetarán al igual que la zona de acopio, para que quede todo lo más parecido al paisaje anterior a comenzar la explotación.

Deberá controlarse la filtración de agua para que no produzca una contaminación por partículas en suspensión.

13.9.4. Programa de vigilancia y control

Con el programa de seguimiento y control se pretende controlar el cumplimiento del proyecto de Restauración. Este programa debe funcionar como un sistema abierto con capacidad para modificar, cambiar a adaptar el proyecto a las situaciones que se planteen.

Con independencia de la vigilancia en sí del Proyecto de Restauración, conviene mantener un cierto control sobre los factores ambientales, de manera que se garantice el cumplimiento de todas las medidas correctoras en el proyecto de restauración.

En un principio, el programa de vigilancia está relacionado con las operaciones inherentes al proyecto y la vigilancia de los trabajos de restauración que deberán realizarse simultáneamente a las labores de extracción minera.

En la fase de abandono, el programa de vigilancia tiene por objeto analizar el rendimiento de los materiales y de las técnicas empleadas en la restauración, así como comprobar el estado final del área restaurada (nivel de desarrollo de la vegetación implantada, grado de integración en el paisaje, etc.) y que en esta zona no se produzca ningún tipo de subsidencia.

Los trabajos de restauración finalizarán al término de la actividad. La vigilancia se mantendrá en todo el área, dándose por finalizada si no hay dictamen en contra por parte de Autoridad Competente, al término del plazo de garantías previsto por la Ley.

Objetivos

Los objetivos del Plan de Vigilancia son los siguientes:

- Verificar la correcta ejecución del proyecto de restauración, así como de los estándares de calidad de los materiales utilizados en la restauración.
- Seguimiento del desarrollo de las superficies restauradas. Comprobar la eficacia de las medidas adoptadas; y en caso negativo, determinar las causas que han ocasionado el fracaso y establecer nuevas medidas.
- Sobre el impacto visual: Comprobar el adecuado desarrollo y efectividad de la restauración.

Desarrollo del plan.

- El plan de seguimiento debe vigilar que los trabajos de restauración se llevan a cabo según lo especificado en el proyecto, para evitar o no incrementar los riesgos de erosión e inestabilidad. Para ello se inspeccionarán los alrededores de la cantera, con objeto de detectar posibles síntomas de inestabilidades. También deberá de comprobarse si existen síntomas de erosión (formación de regueros, etc.).
- Se llevará a cabo una supervisión visual periódica de la zona de acopio de las capas de suelos orgánicos, comprobando su disposición en condiciones adecuadas.
- Verificar que las operaciones de modelado y preparación del terreno se realizan según lo especificado en el proyecto de restauración.

ANEJO Nº 14. ESTUDIO DE SEGURIDAD Y SALUD.

14.1. Antecedentes y datos generales.

14.1.1. Objeto y autor del estudio de seguridad y salud.

El presente Estudio Básico de Seguridad y Salud está redactado para dar cumplimiento al Real Decreto 1389/1997, de 5 de septiembre, por el que se establecen disposiciones mínimas de seguridad y salud de los trabajadores en las actividades mineras, en el marco de la Ley 31/1 995 de 8 de noviembre, de Prevención de Riesgos Laborales.

De acuerdo con el artículo 3.4 del R.D. 1627/1997, si en la obra interviene más de una empresa, o una empresa y trabajadores autónomos, o más de un trabajador autónomo, el titular del centro de trabajo coordinará las medidas relativas a la seguridad y salud.

14.1.2. Obra a la que se aplica

El presente Estudio Básico de Seguridad y Salud se refiere a la obra cuyos datos generales son:

Tabla 79. Datos generales de la explotación.

Obra	Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las Brañas"
Autor del proyecto	Miguel Colio Baldeón
Emplazamiento	Muñorrodero (Cantabria)
Número máximo de trabajadores	10

14.1.3. Descripción. Fases

En la tabla siguiente se indican las características generales de la explotación a que se refiere el presente Estudio Básico de Seguridad y Salud, y se describen brevemente las fases de que consta:

Tabla 80. Fases del estudio

Demoliciones	Saneo de taludes
Movimiento de tierras	Excavación de las galerías y cámaras. Labores de extracción de roca ornamental.
Cimentación y estructuras	Para las casetas de oficinas, taller, almacén y vestuarios, acondicionamiento del terreno y calce de las casetas para su estabilización.
Instalaciones	Saneamiento, fontanería y electricidad

14.1.4. Instalaciones y asistencia sanitaria.

De acuerdo con el apartado 15 del Anexo 4 del R.D.1627/97, la obra dispondrá de los siguientes servicios higiénicos:

- Vestuarios con asientos y taquillas individuales, provistas de llave
- Lavabos con agua fría, agua caliente y espejo.
- Duchas con agua fría y agua caliente
- Retretes

De acuerdo con el apartado A 3 del Anexo VI del R.D. 486/97, la obra dispondrá del material de primeros auxilios que se indica en la tabla siguiente, en la que se incluye, además, la identificación y las distancias a los centros de asistencia sanitaria más cercanos:

Tabla 81. Primeros auxilios y asistencia sanitaria.

Primeros auxilios y asistencia sanitaria		
NIVEL DE ASISTENCIA	NOMBRE Y UBICACIÓN	DISTANCIA APROXIMADA
Primeros auxilios	Botiquín portátil	En la explotación
Asistencia primaria (Urgencias)	Centro de salud de Unquera	10 kms
Asistencia especializada (hospital)	Hospital de Sierrallana	50 kms

14.1.5. Maquinaria

La maquinaria que se prevé emplear en la explotación de la obra se indica a continuación:

- Maquinaria para movimiento de tierras (pala retroexcavadora, LHD y 2 dúmpers)
- Robot de gunitado
- Jumbo de perforación
- Hormigoneras
- Máquinas de corte con hilo diamantado

14.2 Identificación de riesgos laborales

Este apartado contiene la identificación de los riesgos laborales que no pueden ser completamente eliminados, y las medidas preventivas y protecciones técnicas que deberán adoptarse para el control y la reducción de este tipo de riesgos. La primera tabla se refiere a aspectos generales afectan a la totalidad de la obra, y las restantes a los aspectos específicos de cada una de las fases en las que ésta puede dividirse.

14.2.1. Tipificación del mecanismo de accidente.

- Caídas de personas a distinto nivel.
- Caídas de personas al mismo nivel.
- Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.
- Caídas de objetos en manipulación.
- Caídas por objetos desprendidos.
- Pisadas sobre objetos.
- Choque contra objetos inmóviles.
- Choques contra objetos móviles.
- Golpes por objetos o herramientas.
- Proyección de fragmentos o partículas.
- Atrapamiento por o entre objetos.
- Atrapamiento por vuelco de máquinas o vehículos.
- Sobreesfuerzos.
- Exposición a temperaturas ambientales extremas.
- Contactos térmicos.
- Exposición a contactos eléctricos.
- Exposición a sustancias nocivas.
- Contacto con substancias cáusticas o corrosivas.
- Exposición a radiaciones.
- Explosiones.
- Incendios.
- Accidentes causados por seres vivos.
- Atropellos o golpes con vehículos.
- Exposición a ruido.
- Exposición a vibraciones.
- Exposición a P.V.D.
- Exposición a contaminantes biológicos.

14.2.2. Categorías existentes por labores.

14.2.2.1 Labores de arranque y preparación.

Jefe de Relevo.

Operario de Jumbo.

Ayudante de Galería

14.2.2.2. Labores de sostenimiento y conservación.

Oficial

Ayudante de galería.

Tubero.

Electromecánico.

14.2.2.3 Explosivos.

Artillero

- Ayudante de artillero.

14.2.2.4 Servicios generales.

Palista.

Conductor de camión.

Conductor de LHD.

14.2.2.5 Servicios auxiliares.

Servicios generales de exterior.

Oficiales.

Peones.

Conductores y Palistas.

Oficinas.

Jefe de Galería

Jefe administrativo.

Oficial Administrativo.

14.2.3. Identificación de riesgos por labores

14.2.3.1 Labores de arranque y preparación.

1) Deficiente o mal estado del techo y o hastiales, debido a las malas condiciones geológicas del terreno, mala o deficiente fortificación o falta del adecuado saneamiento

Riesgos detectados:

Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.

2) Mala situación del personal por delante del techo debidamente fortificado sin tomar las precauciones de saneo y las medidas de protección debidas.

Riesgos detectados:

Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.

Caídas de objetos desprendidos.

Atrapamiento por o entre objetos.

3) Mal estado de la galería, por defectuosa conservación o acumulación de materiales (utilizables o no) en los lugares de paso o próximos al frente de trabajo, cuando circula el personal o efectúa operaciones de transporte de material durante el barrenado o el sostenimiento.

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo nivel.

Golpes o choques contra objetos inmóviles.

Pisadas sobre objetos.

4) Mala colocación de las herramientas o materiales de trabajo en el momento de que no están siendo utilizados

Riesgos detectados:

Golpes contra objetos inmóviles

Pisadas sobre objetos.

5) Personal mal situado, cerca del cazo de la pala cargadora mientras efectúa movimientos.

Riesgos detectados:

Atropello o golpes por vehículos.

Atrapamiento por o entre objetos.

Caída de objetos en manipulación.

6) Puesta en marcha de la pala cargadora de manera fortuita o inadvertida en las distintas maniobras de carga o sostenimiento.

Riesgos detectados:

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Atropellos o golpes por vehículos.

Atrapamiento por o entre objetos.

7) Vuelcos o deslizamientos de la pala cargadora por mal estado del firme o desgaste de este y o de las ruedas.

Riesgos detectados:

Atropellos o golpes por vehículos.

Atrapamiento por vuelco de vehículos.

8) Golpes, manipulación de objetos o posturas inadecuadas en la descarga del material de la mesilla que lo transporta al frente de trabajo.

Riesgos detectados:

Golpes por objetos o herramientas.

Caídas de objetos en manipulación.

Atrapamiento por o entre objetos.

Sobreesfuerzos.

9) Adoptar posturas inadecuadas tanto en las labores de barrenado como en la colocación de material para el sostenimiento

Riesgos detectados:

Golpes por caída de objetos y/o herramientas.

Caídas de personal al mismo o distinto nivel.

Sobreesfuerzos.

E. profesionales por agentes físicos.

10) Herramientas de trabajo en mal estado o uso inadecuado de las mismas.

Riesgos detectados:

Caída de objetos en manipulación.

Golpes por herramientas.

E. profesionales por agentes físicos y químicos

11) Formación de vanos, por defecto de relleno, fuera de la sección que abarca el cuadro.

Riesgos detectados:

Caída de objetos por desplome o derrumbamientos.

Caída de objetos desprendidos.

Atrapamiento por o entre objetos.

12) Disminución de la visibilidad por aumento de polvo durante el barrenado, aparición de nieblas de aceite, o aumento de la condensación por el aire comprimido

Riesgos detectados:

Choques contra objetos móviles e inmovibles.

Golpes por objetos o herramientas.

Atropellos por vehículos.

Atrapamiento por o entre objetos.

Enfermedades profesionales por agentes químicos

13) Caídas de material por desprendimiento, proyección o deslizamiento sobre la barrena durante la labor de barrenado

Riesgos detectados:

Caída de objetos por desplome o derrumbamiento.

Proyección de fragmentos o partículas.

Atrapamiento por o entre objetos.

14) Caída de la herramienta en el momento de barrenado, a la hora de cambiar la barrena, asentar columna u otras operaciones.

Riesgos detectados:

Golpes por objetos o herramientas.

Caída de objetos en manipulación.

Atrapamiento por o entre objetos.

15) Mala o defectuosa ventilación en los frentes de avance.

Riesgos detectados:

Exposición a substancias nocivas.

16) Aumento del nivel de polvo por deficiente regado, inyección de agua o ventilación del frente de trabajo

Riesgos detectados:

E. profesional por exposición a agentes químicos

17) Utilización inadecuada de fondos de barreno de anteriores pegas

Riesgos detectados:

Explosiones no controladas.

18) Uso indebido o no utilización de las debidas prendas de protección personal en cualquiera de las tareas realizadas.

Riesgos detectados:

Choque contra objetos móviles e inmóviles.

Caída de objetos por desplome o derrumbamiento.

Caída de objetos desprendidos.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

Exposición a contactos eléctricos

E. Profesionales producida por agentes físicos.

E. Profesionales producida por agentes químicos.

19) Problemática personal (problemas familiares, consumo de tóxicos, etc.), desmotivación, que provocan la falta de atención o la pérdida de reflejos necesarios en la realización periódica del trabajo.

Riesgos detectados:

Golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Caídas de personas a mismo o distinto nivel.

Golpes por caída de objetos en manipulación.

Golpes por manejo de herramientas.

14.2.3.2 Labores de sostenimiento y conservación.

1. Mal estado o deficiente del techo y hastiales del lugar donde se trabaja, por causas propias del terreno o por sostenimiento inadecuado o insuficiente

   Riesgos detectados:

   Caída de objetos desprendidos.

   Atrapamiento por o entre objetos.

2. Deficiente o mal estado de los lugares de acceso, por causas geológicas o acumulación indebida de materiales (utilizables o no) en los mismos.

   Riesgos detectados:

   Golpes o choque contra objetos móviles o inmóviles.

   Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

   Golpes por objetos que se deslizan.

   Pisadas sobre objetos.

3. Mala o indebida colocación de las herramientas o los materiales de trabajo en el momento que no están siendo utilizados

   Riesgos detectados:

   Golpes contra objetos inmóviles.

   Pisadas sobre objetos.

   Golpes por objetos que se deslizan (móviles)

4. Golpes, por manipulación de objetos o por adoptar posturas inadecuadas en la descarga del material de la mesilla que lo transporta al frente de trabajo

   Riesgos detectados:

   Golpes por objetos o herramientas.

   Caídas de objetos en manipulación.

   Atrapamiento por o entre objetos.

   Sobreesfuerzos.

5. Manejo inadecuado del material de sostenimiento (bulones, mallas, manguera de gunitado, etc.), bien por malas condiciones geológicas del terreno, mal estado de las

herramientas que se usan o adoptar posiciones inadecuadas para la realización de estas tareas:

Riesgos detectados:

Caídas de objetos desprendidos.

Caídas de objetos en manipulación.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Sobreesfuerzos.

6. Ventilación defectuosa de los frentes de trabajo por retirada de los elementos que la efectúan y no instalar una vía secundaria.

   Riesgos detectados:

   Exposición a sustancias nocivas.

7. Uso indebido o no utilización de las debidas prendas de protección personal en cualquiera de las tareas realizadas.

   Riesgos detectados:

   Choque contra objetos móviles e inmóviles.

   Caída de objetos por desplome o derrumbamiento.

   Caída de objetos desprendidos.

   Golpes por objetos o herramientas.

   Atrapamiento por o entre objetos.

   Exposición a contactos eléctricos

   E. Profesionales producidas por agentes físicos.

   E. Profesionales producidas por agentes químicos.

8. Problemática personal (problemas familiares, consumo de tóxicos, etc.) desmotivación, que provocan la falta de atención o la pérdida de reflejos necesarios en la realización del trabajo

   Riesgos detectados:

   Golpes contra objetos móviles e inmóviles.

   Caídas de personas a mismo o distinto nivel.

   Caídas por objetos en manipulación.

   Golpes por manejo de herramientas.

14.2.3.3. Explosivos

1) Deficiente o mal estado del techo o hastiales por las condiciones geológicas del terreno, saneamiento insuficiente o mala fortificación, que produzcan caída de material sobre el personal o explosivos.

   Riesgos detectados:

   Caída de objetos por desplome o derrumbamiento.

   Caída de objetos desprendidos.

   Explosiones.

2) Adoptar posturas inadecuadas, sobre escalera o andamiaje en el cargue barreno altos

   Riesgos detectados:

   Caídas de personas a distinto nivel

   Caída de objetos en manipulación.

   Golpes por objetos o herramientas.

   Sobreesfuerzos.

3) Detonación de las pegas en horario no previsto según la normativa contemplada en la D.I.S. correspondiente.

   Riesgos detectados:

   Exposición a sustancias nocivas.

   Explosiones.

4) Ventilación insuficiente (mala evacuación) de los gases producidos en la detonación de las pegas con riesgo para el personal del siguiente relevo.

   Riesgos detectados:

   Exposición a sustancias nocivas.

5) Colocación o almacenamiento indebido de explosivo y detonadores en zonas no adecuadas o depósitos autorizados a tal fin.

   Riesgos detectados:

   Explosiones.

6) Transporte conjunto de explosivo y detonadores.

   Riesgos detectados:

   Explosiones.

7) Errores en la manipulación de explosivos: cortar o punzar con objetos metálicos, quitar el papel parafinado del cartucho, usar cartuchos con sudoración, introducir o atacar con violencia el explosivo en los barrenos o no cortocircuitar cable que sale de los barrenos.

   Riesgos detectados:

   Explosiones.

8) Contacto directo de la línea volante o fija con elementos metálicos.

Riesgos detectados:

Explosiones.

9) Comprobación de la pega total o parcialmente en el frente de trabajo a una distancia incorrecta

Riesgos detectados:

Explosiones.

10) No utilización o mal uso de las prendas de protección individual

Riesgos detectados:

Caída de objetos en manipulación.

Golpes por objetos y herramientas.

Choque contra objetos inmóviles.

Atrapamiento por o entre objetos.

Exposición a contactos eléctricos.

Profesionales producidas por agentes físicos.

Profesionales producidas por agentes químicos.

14.2.3.4. Servicios generales.

a) Transporte y carga.

1) Deficiente o mal estado del techo, o hastiales, por las condiciones geológicas del yacimiento, mala o insuficiente fortificación o falta del adecuado sostenimiento.

Riesgos detectados:

Caída de objetos por desplome o derrumbamiento.

Golpes por objetos y herramientas.

2) Mal estado de conservación por acumulación de materiales (utilizables o no) de los lugares de paso.

Riesgos detectados:

Caídas de personal al mismo o distinto nivel.

Golpes o choque contra objetos inmóviles.

Pisadas sobre objetos.

3) Mala disposición, colocación o señalización de los elementos habituales en las galerías de las explotaciones: tuberías de ventilación, compuertas, etc.

Riesgos detectados:

Golpes o choque contra objetos móviles e inmóviles.

Caída de objetos desprendidos.

4) Visibilidad deficiente, por mala iluminación o trazado sinuoso de la galería.

Riesgos detectados:

Golpes o choques contra objetos móviles e inmóviles.

Atropellos o golpes con vehículos.

5) Deslizamiento de la carga, por mala colocación o anclaje de la misma en la caja del volquete.

Riesgos detectados:

Choque o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Atrapamiento por o entre objetos.

6) Mala colocación del material sobre la caja del volquete en la operación de carga y descarga.

Riesgos detectados:

Caídas de objetos en manipulación.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

7) Adoptar posturas inadecuadas durante la maniobra de carga o descarga, por la disposición del terreno o por elevar pesos excesivos.

Riesgos detectados:

Enfermedades profesionales producida por agentes físicos.

Sobreesfuerzos.

8) Vuelco o colisión del camión, por transporte de material, mal situado, demasiado voluminoso, con exceso de peso o mal estado de caja y volquete.

Riesgos detectados:

Choques contra objetos móviles e inmóviles.

Atrapamiento por vuelco de máquinas.

Atropellos o golpes por vehículos.

9) Vuelco o colisión del camión por mal estado del firme.

Riegos detectados:

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Atrapamiento por vuelco de máquinas.

Atropellos o golpes por vehículos.

10) Mala conservación o mantenimiento del camión, con deficiente iluminación, mal estado de los elementos de frenado o rodámenes gastados.

Riesgos detectados:

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Atrapamiento por vuelco de máquinas.

Atropellos o golpes por vehículos.

11) Incumplimiento de la normativa sobre circulación por parte del conductor (exceso de velocidad, no respetar señalización, etc.).

Riesgos detectados:

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Atrapamiento por vuelco de máquinas.

Atropello o golpes por vehículos.

12) Realización de maniobras de manera incorrecta.

Riesgos detectados.

Atrapamiento por o entre objetos.

Golpes por objetos o herramientas.

13) Mal estado del terreno, por sus características geológicas, por acumulación de materiales (utilizables o no) cuando se efectúa la circulación a pie.

Riesgos detectados:

Caídas de personas a mismo o distinto nivel.

Golpes o choque contra objetos móviles e inmóviles.

Pisadas sobre objetos.

Atropello o golpes por vehículos.

14) Incumplimiento de la normativa por parte del personal que circula a pie cuando existe circulación.

Riesgos detectados:

Choques o golpes contra objetos móviles.

Atrapamiento por o entre objetos.

Atropello o golpes con vehículos.

15) No usar debidamente las prendas de protección individual (casco, guantes, etc.).

Riesgos detectados:

Caídas de objetos desprendidos.

Choques o golpes contra objetos móviles o inmóviles.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

Exposición a contactos eléctricos.

E. Profesionales producidas por agentes físicos.

16) Problemática personal (problemas familiares, consumo de tóxicos, etc.), desmotivación, que provocan la falta de atención o la pérdida de reflejos en la realización periódica del trabajo.

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Caída de objetos en manipulación.

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

Atrapamiento por vuelco de máquinas.

Atropello o golpes por vehículo.

b) Taller eléctrico y electromecánico.

1) Deficiente o mal estado del techo, o hastiales, por las condiciones geológicas del yacimiento, mala o insuficiente fortificación o falta del adecuado sostenimiento.

Riesgos detectados:

Caída de objetos por desplome o derrumbamiento.

2) Defectuosa colocación de los materiales (utilizables o no) o acumulación indebida de los mismos en los lugares de trabajo.

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Pisadas sobre objetos.

Golpes o choque contra objetos inmóviles.

3) Adoptar posturas inadecuadas durante los trabajos a realizar, por la disposición del terreno o manejar pesos elevados.

Riesgos detectados:

Golpes por objetos o herramientas.

Caídas de objetos en manipulación.

Atrapamiento por o entre objetos.

Sobreesfuerzos

4) Puesta en marcha de manera fortuita (no prevista) de la máquina o instalación que se está reparando.

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Choque o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

Atropellos o golpes con vehículos.

5) Realizar labores de mantenimiento en zonas situadas bajo maquinaria, cargas o sobre elementos en suspensión (de grúas, de poleas, etc.).

Riesgos detectados:

Caída de objetos en manipulación.

Caída de objetos desprendidos.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

6) Realizar cualquier tipo de mantenimiento sobre instalación o máquina sin realizar bloqueo de restablecimiento de la tensión o no colocar señalización advirtiéndolo.

Riesgos detectados:

Exposición a descargas eléctricas.

7) Realizar cualquier tipo de trabajo de una instalación o máquina sin interrumpir la tensión.

Riesgos detectados:

Exposición a descargas eléctricas.

8) Uso de herramientas con aislamiento inadecuado a la tarea que se realiza.

Riesgos detectados:

Exposición a descargas eléctricas.

9) Necesidad de introducir la cabeza o extremidades en aparataje o instalaciones que pueden moverse inesperadamente.

Riesgos detectados:

Atrapamiento por o entre objetos.

10) Contactos con materiales candentes o aceites a elevadas temperaturas.

Riesgos detectados:

Contactos térmicos.

11) No utilización o mal uso de las prendas de protección individual (casco, guantes, gafas, etc.) en cualquiera de los trabajos realizados.

Riesgos detectados:

Caídas por objetos desprendidos.

Golpes por objetos o herramientas.

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Atrapamiento por o entre objetos.

Pisadas sobre objetos.

Proyección de fragmentos o partículas.

Contacto con sustancias candentes.

Contacto con sustancias corrosivas.

Exposición a descargas eléctricas.

Enfermedades profesionales por agentes físicos.

12) Problemática personal (problemas familiares, consumo de tóxicos, etc.), desmotivación que provocan la falta de atención o la pérdida de reflejos en la realización periódica del trabajo.

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Caídas de objetos en manipulación.

Golpes por objetos o herramientas.

Choque o golpes contra objetos móviles inmóviles.

Atropellos o golpes con vehículos.

c) Personal Auxiliar.

1) Deficiente o mal estado del techo o hastiales en donde se realizan labores complementarias tales como colocación de tubería de ventilación, mangón de aire, corriente eléctrica, etc.

Riesgos detectados:

Caída de objetos desprendidos.

Atrapamiento por o entre objetos.

2) Mal estado de la galería, por defectuosa conservación o acumulación de materiales (utilizables o no) en los lugares de acceso bien circulando o llevando materiales para la tarea.

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo nivel.

Golpes o choque contra objetos inmóviles.

Pisadas sobre objetos.

3) Defectuosa o mala colocación de los medios de sujeción de las tuberías, cables, etc., (generalmente efectuado con alambre).

Riesgos detectados:

Choques o golpes contra objetos inmóviles.

4) Adoptar posturas inadecuadas durante los trabajos a realizar, por disposición del terreno o soportar pesos elevados-

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo nivel.

Caídas de objetos en manipulación.

Golpes o choques contra objetos inmóviles.

Sobreesfuerzos.

5) Efectuar trabajos sobre la red de agua o aire comprimido con presión elevada, para recambiar material defectuoso

Riesgos detectados:

Golpes por objetos o herramientas.

Proyección de fragmentos o partículas.

6) Deficiente ventilación en la zona donde se efectúan los trabajos.

Riesgos detectados:

Exposición a sustancias nocivas.

7) Uso indebido o no utilización de las debidas prendas de protección individual en los diferentes trabajos.

Riesgos detectados:

Caídas de objetos desprendidos

Choque o golpes contra objetos móviles o inmóviles.

Golpes por objetos o herramientas.

Proyección de fragmentos o partículas.

E. Profesionales producidas por agentes físicos.

8) Problemática personal (problemas familiares, consumo de tóxicos, etc.), desmotivación, que provoca la falta de atención o la pérdida de reflejos en la realización periódica del trabajo.

Riesgos detectados:

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Caídas de objetos en manipulación.

Golpes por objetos o herramientas.

14.2.3.5 Servicios auxiliares.

a) <u>Servicios generales de exterior (transporte, vertido, etc.).</u>

1) Defectuosa colocación de los materiales (utilizables o no), o acumulación indebida de los mismos en los lugares de acceso.

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Golpes o choques contra objetos móviles e inmóviles.

Pisadas sobre objetos.

2) Adoptar posturas inadecuadas durante los trabajos a realizar, por las condiciones del espacio de trabajo o manejo de pesos elevados.

Riesgos detectados:

Caída de objetos en manipulación.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

Sobreesfuerzos.

3) Realización de tareas en zonas situadas bajo aparataje, o cargas u objetos en suspensión (grúas, poleas, etc.).

Riesgos detectados:

Caída de objetos en manipulación.

Caída de objetos desprendidos.

Golpes por objetos o herramientas.

Atrapamiento por o entre objetos.

4) Necesidad de introducir la cabeza y extremidades en maquinaria o instalaciones que pueden moverse inesperadamente.

Riesgos detectados:

Atrapamiento por o entre objetos.

5) Contacto con materiales candentes o sustancias tóxicas.

Riesgos detectados:

Contactos térmicos.

Contactos con sustancias corrosivas.

6) Mal estado de las vías de circulación o de acceso por mal estado de conservación, mala señalización o circunstancias climatológicas.

Riesgos detectados:

Atropellos, golpes o vuelcos de vehículos.

7) No utilización o mal uso de las prendas de protección individual.

Riesgos detectados:

Caídas por objetos desprendidos.

Golpes por objetos o herramientas.

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Atrapamiento por o entre objetos.

Pisadas sobre objetos.

Proyección de fragmentos o partículas.

Contacto con sustancias candentes o corrosivas.

E. Profesionales por agentes físicos.

8) Problemática personal (problemas familiares, consumo de tóxicos, etc.), desmotivación que provocan la falta de atención o la pérdida de reflejos en la realización periódica del trabajo.

Riesgos detectados:

Caídas de personas al mismo o distinto nivel.

Caída de objetos en manipulación.

Golpes por objetos o herramientas.

Choques o golpes contra objetos móviles e inmóviles.

Atropellos o golpes con vehículos.

b) Oficinas.

1) Defectuosa colocación de los materiales (utilizables o no) o acumulación indebida de los mismos en los lugares de trabajo:

Riesgos detectados:

Pisadas sobre objetos.

Golpes o choque contra objetos inmóviles.

Caída de objetos en manipulación.

2) Adoptar posturas inadecuadas durante los trabajos a realizar, por las condiciones del espacio de trabajo.

Riesgos detectados:

Caída de objetos en manipulación.

14.3. Valoración y prevención

14.3.1 Método de valoración

En esta parte, una vez identificados los riesgos según las labores desarrolladas en los distintos sectores de la galería, se procede a valorar los riesgos en cada uno de los puestos de trabajo existentes, obteniendo un índice global representativo de las condiciones de trabajo en cada uno de esos puestos.

Para la estimación de los riesgos se tiene en cuenta la severidad del daño y la probabilidad de que el hecho ocurra con los siguientes conceptos que son utilizados por el I.N.S.H.T.

Grado de severidad:

Ligeramente dañino (LD), cortes, magulladuras, erosiones, etc.

Dañino (D), quemaduras, heridas que precisen sutura, fracturas, etc.

Extremadamente dañino (DE), amputaciones, fracturas graves, etc.

Probabilidad de que ocurra:

Alta (A), el daño ocurrirá siempre o casi siempre.

Media (M), el daño ocurrirá en algunas ocasiones.

Baja (B), el daño ocurrirá raras veces.

Según estos conceptos la valoración de riesgos nos dará los siguientes criterios, cruzando los datos mencionados:

Tabla 82. Valoración de riesgos.

PROBABILIDAD	CONSECUENCIA		
	Ligeramente dañino	Dañino	Extremadamente dañino
BAJA	Trivial	Tolerable	Moderado
MEDIA	Tolerable	Moderado	Importante
ALTA	Moderado	Importante	Intolerable

Según este cuadro la valoración de los riesgos va a tener los siguientes criterios:

- **Trivial:** no se requiere acción preventiva importante.
- **Tolerable:** no se necesita mejorar la acción preventiva, sin embargo se deberá pensar en medidas que no supongan un coste elevado. Se comprobará periódicamente la eficacia de las medidas de control.
- **Moderado:** se deberá de hacer esfuerzos para reducir el riesgo valorando las inversiones precisas, determinando además un período de tiempo para su implantación.
- **Importante:** cuando el riesgo corresponda a un trabajo que se esté desarrollando en la actualidad, deben de acortarse los plazos en un tiempo inferior al de los riesgos moderados, requerirá el empleo de recursos considerables para controlar el riesgo.
- **Intolerable:** no se debe continuar ni comenzar otro trabajo hasta que se reduzca el riesgo, en caso de no ser posible reducir el riesgo incluso con recursos ilimitados, debe de prohibirse el trabajo.

De lo expuesto y sobre la base del estudio de los accidentes ocurridos en el sector se ha confeccionado una tabla tipo y tipificado los mecanismos de accidente con una codificación que se expone más adelante, y según estos se valora cada puesto de trabajo exponiendo a continuación la metodología a seguir con el objeto de eliminar o aminorar al máximo los riesgos que se valoran para cada puesto y en cada labor.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: JEFE DE RELEVO **ACTIVIDAD:** Supervisión y vigilancia		VALORACIÓN										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
01. - Caída de personas a distinto nivel.	Durante la circulación	X				X			X			
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Durante la circulación	X			X			X				
03. – Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Revisando labores	X				X			X			
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Revisando labores	X				X			X			
06. - Pisadas sobre objetos.	Circulación, material apilado, mal colocado, etc.	X			X			X				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Circulación.	X			X			X				
08. - Choques contra objetos móviles.	Circulación.	X				X			X			
11. - Atrapamiento por o entre objetos	Circulación, revisión de labores, etc.	X				X			X			
16. - Exposición a contactos eléctricos.	Circulación, revisión labores, etc.	X			X			X				
17. - Exposición a sustancias nocivas.	Circulación, revisión labores, etc.	X			X			X				

Prevención del riesgo:

Además de analizar los riesgos específicos de su trabajo, se analizaran los del personal bajo su mando, teniendo en cuenta que estos son específicos de su función en materia de riesgos laborales.

Antes de comenzar el relevo, despachará con el Jefe de Relevo del relevo saliente, el cual le informará del estado de la galería y de las anomalías más importantes ocurridas durante el relevo y cogerá los aparatos de medida necesarios, comprobando su correcto funcionamiento.

Durante la circulación del personal por la galería, observará el cumplimiento de las prescripciones existentes a tal efecto.

Al realizar la supervisión de las labores, deberá cerciorarse del correcto funcionamiento de la ventilación, de los niveles de gases, del estado del sostenimiento, etc., procediendo después al destino del personal.

Si en el frente se observan barrenos fallidos, se procederá de acuerdo con el Reglamento General de Normas Básicas y con la D.I.S. existente a tal efecto.

Todas las anomalías detectables durante el relevo deben ser comunicadas al responsable superior, y si estos presentan un riesgo grande para la seguridad del personal bajo su mando, procederá al desalojo de la galer y comunicación al responsable de la misma.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Operador de Jumbo y Ayudante de Galería **ACTIVIDAD:** Saneo de frente y perforación		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Acumulación de material, madera, etc.	**X**			**X**			**X**				
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Costeros, material de sostenimiento.		**X**			**X**				**X**		
04. - Caídas de objetos en manipulación.	Mover piedras, material, etc.		**X**		**X**				**X**			
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado, herramientas, etc.	**X**			**X**			**X**				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, herramientas, etc.	**X**			**X**			**X**				
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Material apilado.	**X**			**X**			**X**				
11. - Atrapamiento por o entre objetos	Costeros, material de sostenimiento.		**X**		**X**				**X**			

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Operador de Jumbo y Ayudante de Galería **ACTIVIDAD:** Saneo de frente y perforación		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
17. - Exposición a sustancias nocivas.	Gases, polvo.	**X**			**X**			**X**				
24. - Exposición a ruido.	Martillo.		**X**		**X**				**X**			
25. - Exposición a vibraciones.	Martillo.		**X**		**X**				**X**			

Prevención de riesgos:

- El saneo se realizará con posturas adecuadas, evitando los sobreesfuerzos.
- Cuando exista agua y caiga sobre la plataforma de trabajo se extremará la atención para evitar posibles deslizamientos y caídas.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES													
PUESTO DE TRABAJO: Oficial de sostenimiento y Ayudante de Galería **ACTIVIDAD:** Colocando bulones y cerchas		**VALORACIÓN**											
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**					
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
01. - Caída de personas a distinto nivel.	Desde plataforma	**X**				**X**			**X**			
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Material apilado, tropiezos, etc.	**X**			**X**			**X**				
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Costeros desde el frente.	**X**				**X**			**X**			
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Piezas, piquetes, etc.		**X**		**X**				**X**			
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Material de sostenimiento.	**X**			**X**			**X**				
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado, chapas, etc.	**X**			**X**			**X**				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, herramientas, etc.	**X**			**X**			**X**				
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Terreno irregular, pendiente, etc.		**X**		**X**				**X**			
10. - Proyección de fragmentos o partículas.	Cortando madera, etc.		**X**		**X**				**X**			
11.- Atrapamiento por o entre objetos	Piezas de madera, herramientas, etc.		**X**		**X**				**X**			
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas forzadas.		**X**		**X**				**X**			

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES													
PUESTO DE TRABAJO: Oficial de sostenimiento y Ayudante de Galería **ACTIVIDAD:** Colocando bulones y cerchas		**VALORACIÓN**											
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**					
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
17. - Exposición a sustancias nocivas.	Gases, polvo.	**X**			**X**				**X**			
24. - Exposición a ruido.		**X**			**X**			**X**				

Prevención del riesgo:

Antes de iniciar las labores de sostenimiento, debe comprobarse el estado de la fortificación próxima al corte, reparando las posibles anomalías producidas por el disparo.

Dado que el material es pesado se coordinarán los trabajos para evitar golpes con los mismos materiales por descoordinación.

La plataforma de trabajo se mantendrá limpia de materiales y escombro, para evitar caídas en él.

Cuando se utilice la maquina aprietatuercas, estará atento para evitar el atrapamiento de algún miembro debido a la rotación de la máquina.

Se pondrá especial atención con los alambres, parrillas, para evitar cortes con los mismos.

- Se debe procurar que la ventilación se encuentre lo más cerca posible del corte, colocando nueva tubería de ventilación en cuanto se tenga espacio para la misma.
- Cuando se acabe la labor, se dejarán las herramientas (martillos, motosierras) colocadas en un hastial y desconectadas de la tubería de aire comprimido.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES **PUESTO DE TRABAJO:** Oficial de sostenimiento y Ayudante de Galería **ACTIVIDAD:** Gunitado		VALORACIÓN										
		PROBABILIDAD			CONSECUENCIA			ESTIMACION				
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**B**	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
01. - Caída de personas a distinto nivel.	Desde plataforma	X				X			X			
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Material apilado, tropiezos, etc.	X			X			X				
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Costeros desde el frente.	X				X			X			
04. - Caídas de objetos en manipulación.	Piezas, piquetes, etc.		X		X				X			
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Material de sostenimiento.	X			X			X				
06. -Pisadas sobre objetos.	Material apilado, chapas, etc.	X			X			X				
07. -Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, herramientas, etc.	X			X			X				
09. -Golpes por objetos o herramientas.	Manguera de gunitado, etc.		X		X				X			
11. -Atrapamiento por o entre objetos	Piezas de madera, herramientas, etc.		X		X				X			
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas forzadas.		X		X				X			
17. - Exposición a sustancias nocivas.	Agentes de aceleración de fraguado, hormigón	X			X				X			

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES **PUESTO DE TRABAJO:** Oficial de sostenimiento y Ayudante de Galería **ACTIVIDAD:** Gunitado		VALORACIÓN										
		PROBABILIDAD			CONSECUENCIA			ESTIMACION				
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**B**	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
24. - Exposición a ruido.		**X**			**X**			**X**				

Prevención de riesgos:

- La plataforma de trabajo se mantendrá limpia de materiales y escombro, para evitar caídas en él. Durante el gunitado se debe usar gafas protectoras y mascarilla.
- Sujetar con fuerza la manguera de proyección de la gunita antes de comenzar el bombeo.
- Cuando se acabe la labor, se retirará en robot de gunitado y se desconectara de la toma de energía, agua y aire.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Oficial de sostenimiento y Ayudante de Galería **ACTIVIDAD:** Barrenando		VALORACIÓN										
		PROBABILIDAD			CONSECUENCIA			ESTIMACION				
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**B**	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
01. - Caída de personas a distinto nivel.	Desde el jumbo.	X				X			X			
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Material acumulado, tropiezos.		X		X			X				
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Costeros.		X			X				X		
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Martillo, columna, etc.		X		X				X			
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Material sostenimiento.	X			X			X				
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado, chapeo, etc.		X		X				X			
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, herramientas, etc.	X			X			X				
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Martillo, columna, etc.	X			X			X				
10. - Proyección de fragmentos o partículas.	Emboquillando tiros.		X		X				X			
11. - Atrapamiento por o entre objetos	Deslizamiento de material por la barrena.	X				X			X			

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES													
PUESTO DE TRABAJO: Oficial de sostenimiento y Ayudante de Galería **ACTIVIDAD:** Barrenando		VALORACIÓN											
		PROBABILIDAD			CONSECUENCIA			ESTIMACION					
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**B**	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas inadecuadas.	X			X			X				
17. - Exposición a sustancias nocivas.	Polvo.		X		X				X			
20. - Explosiones.	Cale de un barreno.	X					X			X		
24. - Exposición a ruido.			X		X				X			
25. - Exposición a vibraciones.			X		X				X			

Prevención del riesgo:

- Antes de proceder a barrenar, se debe inspeccionar la labor, señalizando los fondos de barreno. Nunca aprovechar los fondos de barreno para emboquillar, pues es extremadamente peligroso. No se debe realizar las labores de emboquille con el martillo en marcha.
- El corte debe estar debidamente saneado para evitar la caída de costeros.
- Cuando se esté barrenando, no situarse debajo del martillo pues puede producirse la rotura de la barrena, ni en la proyección de la columna ya que ésta puede resbalar y producir una lesión al trabajador.
- Cuando se purguen los tiros, el operario se situará fuera de la proyección de partículas.- Para disminuir el polvo, es "obligatorio" el uso de agua para barrenar.
- El martillo de barrenar produce mucho ruido, por lo cual es obligatorio protegerse mediante el empleo de auriculares o tapones auditivos.
- No se debe de descargar nunca un barreno fallido, cuando éste se detecte debe de avisarse al Jefe de relevo responsable de la galería y seguir sus indicaciones

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Palista **ACTIVIDAD:** Saneando frente y hastiales. Desescombrando y cargando		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Pala o galería.	X			X			X				
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Costeros del frente.	X				X			X			
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Apartando costeros o material.	X			X			X				
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Material de sostenimiento.	X				X			X			
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado.	X			X			X				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Sostenimiento.	X			X			X				
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Barra de escombrado.	X			X			X				
12. - Atrapamiento por vuelco de máquinas o vehículos.	Entre pala y hastial.	X				X			X			
13. - Sobreesfuerzos.	Manejo de la pala.	X			X			X				
17. - Exposición a sustancias nocivas.	Gases residuales de la pega.	X			X			X				
20. - Explosiones.	Restos de explosivos, detonadores enterrados.	X					X			X		
23. - Atropellos o golpes con vehículos.	Pala cargadora.	X				X			X			

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Palista **ACTIVIDAD:** Saneando frente y hastiales. Desescombrando y cargando		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
24. - Exposición a ruido.	Ruido de la pala.		**X**		**X**				**X**			
25. - Exposición a vibraciones.	Pala.	**X**			**X**			**X**				
25. - Exposición a vibraciones.			**X**		**X**				**X**			

Prevención del riesgo:

- Los operarios revisarán las máquinas y herramientas que vayan a utilizar, comprobando su estado y correcto funcionamiento.
- Se ordenarán bien los materiales en el sitio de trabajo.
- Se avisará al Jefe de Relevo de las deficiencias observadas en la fortificación de la galería o de cualquier otra anomalía, para que mande repararlas o subsanarlas.
- Avisar al Jefe de Relevo de cualquier tiro fallido que se localice al sanear el frente y marcar este tiro mediante un bastón o taco de madera.
- Colocarse fuera del alcance de las máquinas en movimiento y no introducir el cuerpo entre objetos que puedan entrar en movimiento.
- Regar bien el frente y tener la ventilación adecuada en caudal y distancia.
- Formación del personal en el uso de la máquina de cargue y en la maniobra que va a realizar.
- Comprobar que no hay nadie en las proximidades para evitar el alcance por costeros inestables y que sobresalen del cazo de la pala.
- Trocear los costeros con maza o martillo y cargarlos con precaución (se puede levantar la pala).
- Revisión y mantenimiento periódico de la pala.- No se utilizarán posturas inadecuadas y los operarios estarán bien coordinados, para evitar caídas, sobreesfuerzos y golpes.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Entibador y Ayudante entibador **ACTIVIDAD:** Fortificando galerías, en labores de conservación.		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
01. - Caída de personas a distinto nivel.	Colocando cerchas, bulones, etc... desde plataforma de trabajo	X			X			X				
02. - Caídas de personas al mismo nivel.		X				X			X			
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Costeros, materiales de sostenimiento.	X			X			X				
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Materiales de sostenimiento.	X				X			X			
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Materiales de sostenimiento.	X			X			X				
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado.	X			X			X				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado.	X			X			X				
08. - Choques contra objetos móviles.	Pala, camión.	X				X			X			
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Maza, aprieta tuercas, etc.	X			X			X				
10. - Proyección de fragmentos o partículas.	Astillas, podas, partículas de costeros.	X			X			X				
11. - Atrapamiento por o entre objetos	Piezas de madera o cuadros hierro.	X					X			X		
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas inadecuadas.	X				X			X			
23. - Atropellos o golpes con vehículos.	Camión, pala.		X		X				X			

Prevención del riesgo:

- Cuando se proceda a la colocación de un cuadro, el material debe ser transportado en vehículo descargando con ayuda del ayudante, evitando en lo posible la realización de sobreesfuerzos.
- Cuando sea necesario sanear la labor o tirar costeros nunca se colocará en la vertical de los mismos, empleando para este fin barrillas.
- Se colocarán señales de peligro en las inmediaciones de donde se esté trabajando, procurando que los conductores de vehículos que circulen por la zona tengan conocimiento del punto exacto en donde se desarrolla la labor, prestando especial atención a la circulación de vehículos, procediendo a quitar los plataformas, limpiar la vía y apartarse a un lugar despejado y seguro hasta que el vehículo sobrepase la labor.
- Al finalizar su tarea diaria el punto de trabajo debe quedar seguro y la galería libre de obstáculos de tal manera que no suponga ningún peligro para el personal que transite por esa zona.
- El material que se vaya a emplear en la fortificación, deberá quedar correctamente apilado en el sitio de trabajo, evitando así golpes o caídas.
- Se avisará al Jefe de Relevo de cualquier anomalía observada en la fortificación de las galerías, para que éste adopte las medidas oportunas.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Tubero **ACTIVIDAD:** Instalar tuberías.		**VALORACIÓN**										
		PROBABILIDAD			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**B**	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
01. - Caída de personas a distinto nivel.	Plataforma	X			X			X				
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Tuberías.	X			X			X				
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Tuberías mal colocadas.	X				X			X			
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado, vías, etc.	X			X			X				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, sostenimiento	X			X			X				
08. - Choques contra objetos móviles.	Camión, pala.	X					X			X		
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Herramienta.	X			X			X				
10. - Proyección de fragmentos o partículas.	Purgando tuberías.	X			X			X				
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas inadecuadas.	X			X			X				
23. - Atropellos o golpes con vehículos.	Camión, pala.	X					X			X		

Prevención del riesgo:

a) TUBERÍAS DE VENTILACIÓN.
   - Para la colocación de tuberías por la parte superior de la galería se harán soportes y serán anclados convenientemente para evitar caídas. - La zona de trabajo estará libre de materiales u objetos para evitar caídas en la galería.
   - Se comprobará el estado del sostenimiento para evitar la caída de costeros.
   - En la manipulación de turbinas y tuberías se extremará la precaución para evitar posibles caídas de las mismas.
   - Cuando se trabaje sobre plataforma se estará atento para evitar golpes contra cuadros, parrillas y siempre se utilizarán las herramientas adecuadas.
   - Se pondrá atención a los alambres de sujeción de la tubería y se doblarán los mismos para evitar cortes.

b) TUBERÍAS DE AIRE COMPRIMIDO Y AGUA.
   - La zona de trabajo estará libre de materiales y objetos, para así evitar caídas en la galería.
   - Se comprobará el estado del sostenimiento para evitar caídas de costeros.
   - En la manipulación de las tuberías se extremará la precaución, para evitar la caída de las mismas.
   - Si la tubería es muy pesada, se utilizarán pulis, poleas y otras herramientas.
   - Se trabajará en coordinación con los demás compañeros para evitar sobreesfuerzos.
   - En la manipulación del aire comprimido, se cerrarán llaves de paso, antes de desacoplar los tubos, para evitar la proyección de partículas que vengan en el aire comprimido.
   - Se pondrá atención a los alambres de sujeción de la tubería y se doblarán los mismos para evitar cortes.
   - Si los trabajos de colocación de tubería de aire comprimido y agua se hacen en fondo de saco, se dispondrá de los aparatos de medida adecuados.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Tubero **ACTIVIDAD:** Reparando tuberías.		VALORACIÓN										
		PROBABILIDAD			CONSECUENCIA			ESTIMACION				
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**B**	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	En la plataforma de trabajo.	X			X			X				
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Tuberías mal colocadas.	X			X			X				
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Costeros, material sostenimiento.	X				X			X			
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado	X			X			X				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado	X			X			X				
08. - Choques contra objetos móviles.	Pala, camión.	X					X			X		
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Herramientas.	X			X			X				
10. - Proyección de fragmentos o partículas.	Purgando tuberías.	X			X			X				
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas inadecuadas.	X			X			X				
23. - Atropellos o golpes con vehículos.	Pala, camión.	X				X			X			

Prevención del riesgo:

c) TUBERÍAS DE VENTILACIÓN.
- Para la colocación de tuberías por la parte superior de la galería se harán soportes y serán anclados convenientemente para evitar caídas. - La zona de trabajo estará libre de materiales u objetos para evitar caídas en la galería.
- Se comprobará el estado del sostenimiento para evitar la caída de costeros.
- En la manipulación de turbinas y tuberías se extremará la precaución para evitar posibles caídas de las mismas.
- Cuando se trabaje sobre plataforma se estará atento para evitar golpes contra cuadros, parrillas y siempre se utilizarán las herramientas adecuadas.
- Se pondrá atención a los alambres de sujeción de la tubería y se doblarán los mismos para evitar cortes.

d) TUBERÍAS DE AIRE COMPRIMIDO Y AGUA.
- La zona de trabajo estará libre de materiales y objetos, para así evitar caídas en la galería.
- Se comprobará el estado del sostenimiento para evitar caídas de costeros.
- En la manipulación de las tuberías se extremará la precaución, para evitar la caída de las mismas.
- Si la tubería es muy pesada, se utilizarán pulis, poleas y otras herramientas.
- Se trabajará en coordinación con los demás compañeros para evitar sobreesfuerzos.
- En la manipulación del aire comprimido, se cerrarán llaves de paso, antes de desacoplar los tubos, para evitar la proyección de partículas que vengan en el aire comprimido.
- Se pondrá atención a los alambres de sujeción de la tubería y se doblarán los mismos para evitar cortes.
- Si los trabajos de colocación de tubería de aire comprimido y agua se hacen en fondo de saco, se dispondrá de los aparatos de medida adecuados.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Artillero y Ayudante artillero **ACTIVIDAD:** Efectuando disparo.		VALORACIÓN										
		PROBABILIDAD			CONSECUENCIA			ESTIMACION				
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**B**	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
01. - Caída de personas a distinto nivel.	Durante la circulación.	X				X			X			
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Plataforma, material apilado.	X			X			X				
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Costeros, material de sostenimiento	X				X			X			
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Cajas de explosivos, detonadores, etc.	X			X			X				
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Costeros, material sostenimiento.	X				X			X			
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado, chapeo, etc.	X			X			X				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, sostenimiento, etc.	X			X			X				
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas inadecuadas.	X			X			X				
20. - Explosiones.	Detonaciones imprevistas.	X					X			X		
24. - Exposición a ruido.	Picos de ruido por detonaciones.	X			X			X				

Prevención del riesgo:

- Se caminará con precaución, teniendo cuidado por la posible existencia de objetos u obstáculos. Los materiales estarán bien ordenados en el puesto de trabajo.
- Se avisará al Jefe de Relevo de las deficiencias observadas.
- Revisión de las máquinas y herramientas que van a utilizar, comprobando su estado y correcto funcionamiento.
- Comprobar que la línea está cortocircuitada antes de entrar.
- Observar los barrenos en el frente (si están obstruidos o si tienen agua). Comprobar la posible existencia de fallas.
- Comprobar que explosivo es el adecuado para la labor realizar.
- Encintar las conexiones de la línea fija y comprobar su continuidad. Se comprobará que no existen conducciones eléctricas a menos de 30 cm.
- El manejo del explosivo se realizará con precaución.
- Comprobar que los números de detonador se corresponden al plano de tiro.
- Comprobar el buen estado tanto del cable como del detonador.
- No se podrá realizar el atacado mientras se barrena o se realiza otra labor.
- Emplear en el atacado elementos que no produzcan chispas ni cargas eléctricas, ni que tengan aristas que puedan cortar los cables de los detonadores.
- Comprobar antes del atacado que las líneas eléctricas de las proximidades del frente no tienen corriente.
- Se limpiarán los barrenos antes de atacarlos.
- Cebar bien los tiros y asegurar la continuidad en caso de encartuchados mediante contacto de los cartuchos.
- Hacer un buen retacado con los materiales adecuados.
- Tener controlados los accesos y asegurarse que no hay nadie en el frente.- Situarse siempre en corriente de ventilación favorable y en un refugio, cuando se proceda al disparo.
- Precaución en no situarse en la zona de retorno de humos.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Conductor de camión. **ACTIVIDAD:** Transportando escombro		VALORACIÓN										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Al subir y bajar del camión.	X			X			X				
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Material sostenimiento, quiebras, etc.	X				X			X			
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Gatos, haciendo mantenimiento, etc.	X			X			X				
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Golpes contra la sostenimiento	X				X			X			
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado.	X			X			X				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, vías, etc.	X			X			X				
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Gatos, polipastos, etc.	X			X			X				
11. - Atrapamiento por o entre objetos	Al circular.	X					X			X		
12. - Atrapamiento por vuelco de máquinas o vehículos.	Al circular.	X					X			X		
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas inadecuadas.	X			X			X				
16. - Exposición a contactos eléctricos.	Averías eléctricas.	X			X			X				

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Conductor de camión. **ACTIVIDAD:** Transportando escombro		VALORACIÓN										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
18. - Contacto con sustancias cáusticas o corrosivas.	Acido de baterías	**X**			**X**			**X**				
23. - Atropellos o golpes con vehículos.	Otro camión, pala.	**X**					**X**			**X**		
24. - Exposición a ruido.	Camión, pala.	**X**			**X**			**X**				
25. - Exposición a vibraciones.	Camión, pala.	**X**			**X**			**X**				

Prevención del riesgo:

- Al comienzo de su actividad, debe de inspeccionar el estado del camión, comprobando que tiene freno, luz y los accesorios necesarios para realizar las labores de mantenimiento.
- Cuando se conduzca el tractor, debe hacerse con suavidad, seleccionando la marcha acorde a la velocidad permitida y al estado del firme, frenando suavemente, evitando dar frenazos que puedan causar lesiones en la columna.
- Es importante el conocimiento de la pista de rodadura por parte del conductor, teniendo el debido conocimiento de las deficiencias de la misma y de los puntos problemáticos.
- Se debe parar el camión para todo tipo de tareas en que pueda ser alcanzado por la máquina en movimiento. El conductor nunca abandonará el camión sin dejarlo frenado.
- No se maniobrará el camión desde fuera de la cabina, aunque sea para un trayecto muy corto, pues es causa de numerosos accidentes por atropellos.
- El maquinista debe respetar las D.I.S. existentes en la galería para la circulación, en las cuales se especifica la carga, velocidad máxima y actuaciones a seguir para un desempeño seguro de su labor y del personal que circule por las galerías o realice labores de conservación.
- Cuando se deja un camión parado, se debe cerciorar que no interrumpe la normal circulación por la galería, debiendo quedar éste frenado.
- Debe prestarse especial atención a las maniobras a tope, pues son consecuencia de numerosos accidentes. Existe una D.I.S. que regula el modo de realizar estas maniobras de forma segura.
- El personal destinado al transporte tendrá unas aptitudes y formación acorde con el trabajo a realizar, pues es causa de un porcentaje muy alto de accidentes en la mina. Se dotará al personal de las prendas de abrigo necesarias para protegerles de los cambios de temperatura a que se encuentran sometidos al circular por diversas galerías.
- Los operarios deberán estar coordinados por medio de señales luminosas o acústicas para evitar atropellos y atrapamientos.
- Cuando se cruce con otro camión o con personal trabajando o circulando, se reducirá la velocidad para evitar atropellos y se avisará a dicho personal por medio de señales acústicas o luminosas.
- Cuando los camiones circulen en el mismo sentido, se mantendrá una distancia de seguridad para evitar choques en caso de paradas imprevistas del primero.
- El conductor como responsable del camión, no dejará que nadie se suba en él.
- Siempre que se abandone el camión, debe dejarse frenado y se debe desconectar el motor.
- Cuando se circule por zonas de trabajo, se extremará la coordinación con el personal que realice la labor, prestando atención a las indicaciones de maniobras que le realicen.
- Cualquier anomalía en la pista de rodadura, galerías, camión, etc. será comunicada al Jefe de Relevo.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES													
PUESTO DE TRABAJO: Electromecánico. **ACTIVIDAD:** Reparación de maquinaria.		VALORACIÓN											
TIPO DE RIESGOS	OBSERVACIONES	PROBABILIDAD			CONSECUENCIA			ESTIMACION					
		B	M	A	LD	D	ED	TR	TO	MO	IM	IN	
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Material apilado, terreno irregular etc.	X			X			X					
03. - Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Material sostenimiento.	X				X			X				
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Gatos, polipastos, etc.	X			X			X					
05. - Caídas por objetos desprendidos.	Material sostenimiento.	X				X			X				
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado, terreno irregular etc.	X			X			X					
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, terreno irregular etc.	X			X			X					
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Gatos, polipastos, etc.	X			X			X					
13. - Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas forzadas.	X			X			X					
16. - Exposición a contactos eléctricos.	Fusibles, cables, etc.	X				X			X				
18. - Contacto con sustancias cáusticas o corrosivas.		X				X			X				

Prevención del riesgo:

- Revisión por parte de los operarios de las máquinas que van a utilizar, comprobando su correcto funcionamiento.
- Se utilizarán los elementos adecuados para el movimiento e izado de baterías y elementos.
- Se revisará el estado de los elementos de oxicorte.
- Se utilizarán herramientas con el aislamiento eléctrico adecuado.
- En operaciones de reparación, se evitará el calentamiento excesivo de baterías y elementos, en su caso se refrigerará con agua y aire.- En las reparaciones, los operarios se situarán en sentido contrario a la ventilación.
- Los operarios no se situarán nunca en la vertical de piezas o cargas.
- Se comprobará siempre el correcto cierre de la puerta y tapas de elementos eléctricos.
- Se utilizarán gafas de seguridad siempre que sea necesario.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Encargado servicio, oficiales electricistas y electromecánicos. **ACTIVIDAD:** labores de mantenimiento.		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
01. Caída de personas a distinto nivel.	Durante la circulación.	X				X			X			
02. Caídas de personas al mismo nivel.	Material apilado, suelo irregular, etc.	X			X			X				
03. Caídas de objetos por desplome o derrumbamiento.	Material sostenimiento, costeros.	X				X			X			
04. Caídas de objetos en manipulación.	Piezas, motores, etc.		X		X				X			
05. Caídas por objetos desprendidos.	Material sostenimiento, costeros.	X				X			X			
06. Pisadas sobre objetos.	Material apilado, chapeo, etc.	X			X			X				
07. Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado, etc.	X			X			X				
08. Choques contra objetos móviles.	Camión, pala.	X					X			X		
09. Golpes por objetos o herramientas.	Piezas, barrenas, herramientas.	X			X			X				
10. Proyección de fragmentos o partículas.	Tuberías, soldadura, etc.	X			X			X				
11. Atrapamiento por o entre objetos	Piezas, motores, etc.	X				X			X			
12. Atrapamiento por vuelco de máquinas o vehículos.	Camión, pala.	X					X			X		

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Encargado servicio, oficiales electricistas y electromecánicos. **ACTIVIDAD:** labores de mantenimiento.		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
13. Sobreesfuerzos.	Terreno irregular, posturas inadecuadas.	X			X			X				
15. Contactos térmicos.	Soldadura, piezas calentadas, etc.	X				X			X			
16. Exposición a contactos eléctricos.	Enchufes, botoneras, etc.	X					X			X		
17. Exposición a sustancias nocivas.	Polvo, gases.	X			X			X				
18. Contacto con sustancias cáusticas o corrosivas.		X				X			X			
23. - Atropellos o golpes con vehículos.	Camión, pala.	X					X			X		
24. - Exposición a ruido.	Maquinaria, radial torno, etc.		X		X				X			
25. - Exposición a vibraciones.	Maquinaria, radial torno, etc.		X		X				X			

Prevención del riesgo:

- Revisión de máquinas y herramientas que se van a utilizar.
- Cuando se vaya a proceder a reparar cualquier aparato, deberá cortar tensión o anular el movimiento del mismo de una manera eficaz, de forma que no pueda ponerse de forma inesperada en marcha o movimiento.
- Se colocará en los aparatos de corte la señal correspondiente. Para el manejo de materiales o piezas de reparación pesados, se utilizarán elementos auxiliares (carretillas, polipastos, puentes grúa, etc.), para evitar sobreesfuerzos.
- Es obligatorio el uso de prendas específicas de seguridad, acordes con el tipo de labor que se realice en cada momento.
- Cuando los trabajos se realicen en el interior de la galería, se cumplirán las normas de circulación por galerías.
- El taller deberá estar con el máximo orden y limpieza posibles, para evitar caídas y golpes.
- Deberá haber una buena coordinación entre los operarios para que no se produzcan golpes o atrapamiento por piezas de reparación, etc. Si la reparación se realiza en lugares con ruido, se usarán las protecciones auditivas adecuadas.
- Cuando sea necesario transportar una pieza, se hará con la debida coordinación para evitar golpes o atrapamientos.
- Cuando se circule por el exterior de la galería, se extremará la precaución debido a la circulación de vehículos.
- No se realizará ninguna clase de reparación con la máquina en funcionamiento.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Oficial y peón exterior. **ACTIVIDAD:** Trabajos de exterior.		VALORACIÓN										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Material apilado	X			X			X				
04. - Caídas de objetos en manipulación.	Apartando piedras.		X		X				X			
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado.	X			X			X				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado.	X			X			X				
09. - Golpes por objetos o herramientas.	Apartando escombros.		X		X				X			
10. - Proyección de fragmentos o partículas.	De los camiones.	X			X			X				
13. - Sobreesfuerzos.	Posturas inadecuadas.	X			X			X				
24. - Exposición a ruido.	Originado en voladuras, compresor, ventilador, etc.		X		X				X			
25. - Exposición a vibraciones.	Originadas en voladuras, máquinas,		X		X				X			

Prevención de riesgos:

- Se mantendrá el lugar de trabajo con orden y limpieza, evitando caídas y golpes.
- Si fuera necesario por la proyección de partículas, se usarán gafas de protección.
- Debido al ruido presente en el lugar de trabajo, se usarán protecciones auditivas.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Conductores y palistas. **ACTIVIDAD:** Carga y transporte.		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Bajar y subir al vehículo	**X**			**X**			**X**				
06. - Pisadas sobre objetos.	Material apilado.	**X**			**X**			**X**				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material apilado.	**X**			**X**			**X**				
12. - Atrapamiento por vuelco de máquinas o vehículos.	Maniobra inadecuada	**X**					**X**			**X**		
23. - Atropellos o golpes con vehículos.	Circulando por la plaza.	**X**					**X**			**X**		
24. - Exposición a ruido.	Motor vehículo.		**X**		**X**				**X**			
25. - Exposición a vibraciones.	Motor vehículo.		**X**		**X**				**X**			

Prevención de riesgo:

a) CONDUCTOR DE PALA.
- Cuando la máquina esté trabajando, no habrá nadie en la cabina, excepto el maquinista.
- Efectuar escrupulosamente todas las revisiones y comprobaciones indicadas en las normas de mantenimiento del vehículo. - El engrase y mantenimiento de la máquina se hará sólo cuando esté parada.
- Todos los engranajes y transmisiones estarán debidamente protegidos.
- Una vez parada la máquina, el cazo quedará siempre apoyado sobre el suelo con el fin de que no pueda caer.
- El maquinista conducirá sentado.
- Nunca se meterán trabajadores debajo del cazo y si fuera necesario para una reparación, el cazo deberá estar fuertemente apuntalado.
- Siempre que el conductor se desplace de un lado a otro con la pala, lo hará con el cazo bajado.
- Circulará a velocidad moderada, respetando la señalización.
- No se permitirá la presencia de personas en las cercanías donde se realice el trabajo, dentro de radio de acción de la máquina.
- Prestará atención cuando dé marcha atrás, debiendo advertir ésta con señales acústicas.
- Se prohíbe transportar pasajeros en la máquina.
- Al cargar un camión, no se debe pasar con el cazo lleno por encima de la cabina del mismo.
- Nunca se dejará la llave de contacto puesta.

b) CONDUCTOR DE CAMIÓN Y VEHÍCULOS DE TRANSPORTE.
- Antes de iniciar la descarga, deberá tener bien frenado el vehículo con el freno de mano.
- El conductor permanecerá en la cabina mientras se carga, salvo en los casos en que la permanencia en la misma pueda resultar un peligro.
- Deberá cambiar las cubiertas cuando estén defectuosas y antes de que haya desaparecido el dibujo.
- Extremará las precauciones en la conducción, al circular por terrenos resbaladizos o en mal estado.
- No circulará por el borde de zanjas, para evitar vuelcos.
- En ningún caso el personal solicitará ser conducido en los vehículos de transporte de tierras. - Queda expresamente prohibido ir colgado de la cabina, o en la caja, aun yendo ésta vacía.
- No se utilizará la pluma para elevar cargas superiores a las admisibles.
- Nunca se efectuarán las maniobras desde el lado del camión desde el cual no se ve la carga.
- Al circular por el exterior, se extremará la precaución debido a la circulación de personal.
- Cuando se circule con los vehículos para el transporte del personal, éstos deberán estar en perfectas condiciones de orden y limpieza, evitando así caídas y golpes.
- No se pondrán en marcha los vehículos hasta asegurarse de que sus puertas están debidamente cerradas y de que todo el personal está a bordo.
- El personal que opere con estos vehículos deberá tener las aptitudes necesarias, dado que es un trabajo que requiere conocimientos y responsabilidad.

EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES												
PUESTO DE TRABAJO: Administrativos (jefe, oficial) **ACTIVIDAD:** Trabajo de oficina		**VALORACIÓN**										
TIPO DE RIESGOS	**OBSERVACIONES**	**PROBABILIDAD**			**CONSECUENCIA**			**ESTIMACION**				
		B	**M**	**A**	**LD**	**D**	**ED**	**TR**	**TO**	**MO**	**IM**	**IN**
02. - Caídas de personas al mismo nivel.	Suelo mojado	**X**			**X**			**X**				
04. -. Caídas de objetos en manipulación.	Material oficina.	**X**			**X**			**X**				
06. - Pisadas sobre objetos.	Material mal colocado.	**X**			**X**			**X**				
07. - Choque contra objetos inmóviles.	Material mal colocado.	**X**			**X**			**X**				
13. - Sobreesfuerzos.	Posturas inadecuadas.	**X**			**X**			**X**				
26. - Uso de terminales PVD.	Periodos largos de exposición.	**X**			**X**			**X**				

Prevención del riesgo:

- Se mantendrá la oficina en perfecto orden y limpieza, evitando golpes o caídas.
- Se debe procurar poner atención al desplazarse de un lugar a otro de la oficina cuando el suelo esté mojado.
- Se deben proteger los cables que estén en el suelo, para así evitar el tropezar con ellos.
- Al estar toda la jornada sentados, se mantendrá una postura correcta de trabajo, bajo el punto de vista de la ergonomía. Así se evitarán sobreesfuerzos.
- Se usarán pantallas de protección de visión (PPV).
- El local deberá estar adecuadamente ventilado e iluminado.

14.4. Pliego de condiciones

14.4.1. Obligaciones de las partes implicadas

14.4.1.1. Constructora

La Empresa Constructora está obligada a cumplir las directrices contenidas en el Estudio de Seguridad, y los Reales Decretos R.D. 1627/1997 y 1389/1997, y elaborará un plan de seguridad y salud en el que se desarrollen y complementen las previsiones de este estudio en función de los métodos de trabajo a aplicar.

La Empresa pondrá a disposición de sus trabajadores todo el material de seguridad necesario a cada puesto de trabajo, según preceptúa el Artículo 170 de la Ordenanza Laboral de la Construcción. Así mismo velará por un buen estado de conservación, haciendo las oportunas inspecciones y reposiciones.

La Empresa Constructora tendrá la obligación de hacer cumplir a su personal, todas las normas dadas en materia de seguridad y obligará a utilizar todo el material de seguridad necesario para realizar el trabajo, cubriendo al máximo la integridad física de los trabajadores. Para ello si fuese necesario, utilizará las facultades legales que le confiere el Artículo 159 de la Ordenanza General de Seguridad e Higiene en el Trabajo.

Será preceptivo en la obra que los técnicos responsables dispongan de cobertura en materia de responsabilidad civil profesional; asimismo el Contratista debe disponer de cobertura de responsabilidad civil en el ejercicio de su actividad industrial, cubriendo el riesgo inherente a su actividad como constructor por los daños a terceras personas de los que pueda resultar responsabilidad civil a su cargo, por hechos nacidos de culpa o negligencia.

El Contratista está obligado a la contratación de un seguro a todo riesgo a la construcción durante el plazo de ejecución de la obra, con ampliación a un período de mantenimiento de un año, contado a partir de la fecha de la terminación definitiva de la obra.

14.4.1.2. Dirección Facultativa

La Dirección Facultativa velará por la aprobación del Plan de Seguridad previo al inicio de la obra.

14.4.1.3. Jefe de Obra

El Jefe de Obra será el responsable máximo de hacer cumplir todas las normas de Seguridad y Salud a todos los empleados de su empresa y de las empresas subcontratadas.

14.4.1.4. Coordinador de Seguridad y Salud

La Empresa Constructora nombrará una persona que ejerza las funciones de Coordinación de Seguridad y Salud, cuyas funciones serán las reglamentarias estipuladas en la Ordenanza General de Seguridad en el Trabajo.

El coordinador en materia de seguridad y salud durante la ejecución de la obra deberá desarrollar las siguientes funciones:

a) Coordinar la aplicación de los principios generales de prevención y seguridad:

Al tomar las decisiones técnicas y de organización con el fin de planificar los distintos trabajos, fases de trabajo que vayan a desarrollarse simultáneamente o sucesivamente.

Al estimar la duración requerida para la ejecución de estos distintos trabajos o fases de trabajo.

Coordinar las actividades de la obra para garantizar que los contratistas y, en su caso, los subcontratistas y los trabajadores autónomos apliquen de manera coherente y responsable los principios de la acción preventiva según se recoge en el artículo 15 de la Ley de Prevención de Riesgos Laborales durante la ejecución de la obra y, en particular, en las tareas o actividades a que se refiere el artículo 10 de este Real Decreto.

Aprobar el plan de seguridad y salud elaborado por el contratista y, en sucaso, las modificaciones introducidas en el mismo. La dirección facultativa asumirá esta función cuando no fuera necesaria la designación de coordinador.

Organizar la coordinación de actividades empresariales prevista en el artículo 24 de la Ley de Prevención de Riesgos Laborales.

Coordinar las acciones y funciones de control de la aplicación correcta delos métodos de trabajo.

Adoptar las medidas necesarias para que sólo las personas autorizadas puedan acceder a la obra. La dirección facultativa asumirá esta función cuando no fuera necesaria la designación de coordinador.

14.4.2. Registros

14.4.2.1. Partes

Parte de accidente

Por cada accidente ocurrido aunque haya sido sin baja, se rellenará un parte (independientemente y aparte del modelo oficial que se rellene para el envío a los organismos oficiales) en el que se especificará los datos del trabajador, día y hora, lesiones sufridas, lugar donde ocurrió, maquinarias, maniobra o acción causantes del accidente y normas o medidas preventivas a tener en cuenta para que no vuelva a ocurrir.

El parte debe ser confeccionado por el Responsable de Seguridad de la Obra, siendo enviadas copias al Constructor y al Comité de Seguridad e Higiene.

Parte de deficiencias

El Responsable de Seguridad emitirá periódicamente partes de detección de riesgos en los que se indicarán las zonas de obra, los riesgos observados y las medidas de seguridad a implantar (o reparar) para su eliminación.

Copia de estos partes será enviada al Constructor y al Comité de Seguridad e Higiene.

Libro de incidencias

El libro de incidencias deberá estar permanentemente en obra a disposición de la Dirección Facultativa, representantes del Constructor y Subcontratistas, miembros del Comité de Seguridad y Salud, los cuales podrán anotar las inobservancias de las instrucciones y recomendaciones preventivas recogidas en el Plan de Seguridad e Higiene de la obra.

14.4.3. Otras actuaciones en materia de seguridad

14.4.3.1. Control de entrega de prendas de protección personal

Cada trabajador que reciba prendas de protección personal firmará un documento justificativo de su recepción. En dicho documento constará el tipo y número de pendas entregadas, así como la fecha de dicha entrega y se especificará la obligatoriedad de su uso para los trabajos que en dicho documento se especifique.

14.4.3.2. Formación del personal

Se impartirá al personal de obra al comienzo de la misma y posteriormente charlas sobre Seguridad e Higiene, referidas a los riesgos inherentes a la obra en general.

Se impartirán charlas específicas al personal de diferentes gremios intermitentes en la obra, con explicación de los riesgos existentes y normas y medidas preventivas a utilizar.

14.4.3.3. Condiciones de los medios de protección

Todas las prendas de protección personal o elementos de protección colectiva tendrán fijado un período de vida útil, desechándose a su término.

Cuando por las circunstancias del trabajo se produzca un deterioro más rápido en un determinado equipo o prenda, se repondrá el mismo, independientemente de la duración prevista o de la fecha de entrega.

Toda prenda o equipo que haya sufrido un trato límite, es decir, el máximo para el que fue concebido (por ejemplo, por un accidente) será desechado y repuesto.

Aquellas prendas que por su uso hayan adquirido más holgura o tolerancia de las admitidas por el fabricante, serán repuestas de inmediato.

El uso de una prenda o equipo de protección, nunca representará un riesgo en sí mismo.

Las protecciones personales se ajustarán a las Normas de homologación de medios de protección personal (O.M. 17-5-74) (B.O.E. 29-5-74).

En los casos en que no exista Norma de homologación oficial, serán de calidad adecuada a sus respectivas prestaciones.

14.4.3.4. Instalaciones médicas

La Empresa Constructora dispondrá de un Servicio Médico de Empresa propio o mancomunado.

Se dotarán a la obra de botiquines estratégicamente distribuidos y debidamente dotados, que se revisarán periódicamente reponiéndose lo consumido.

Deberá haber en los distintos tajos, algún trabajador que conozca las técnicas de Socorrismo y Primeros Auxilios, impartiéndose cursillos en caso necesario.

14.4.4. Condiciones generales de los medios de protección

14.4.4.1. Protecciones personales

Todas las prendas de protección individual de los operarios o elementos de protección colectiva tendrán fijado un período de vida útil, desechándose a su término. Todo elemento de protección personal se ajustara a las Normas UNE, siempre que exista Norma.

En los casos que no exista Norma de Homologación oficial, serán de calidad adecuada a las prestaciones respectivas que se les pide para lo que se pedirá al fabricante informe de los ensayos realizados.

Cuando por circunstancias del trabajo se produzca un deterioro más rápido en una determinada prenda o equipo, se repondrá ésta, independientemente de la duración prevista o fecha de entrega.

Toda prenda o equipo de protección que haya sufrido un trato límite, es decir, el máximo para el que fue concebido, por ejemplo por un accidente, será desechado y repuesto al momento.

Aquellas prendas que por su uso hayan adquirido más holguras o tolerancias de las admitidas por el fabricante, serán repuestas inmediatamente.

El uso de una prenda o equipo de protección, nunca representará un riesgo en sí mismo.

La distribución de los EPI debe ser personalizada, ya que deben ajustarse a las características anatómicas de cada trabajador. Cada usuario debe ser instruido sobre las características de los equipos que se le entregan, siguiendo las indicaciones que se le han dado al respecto, y debe ser responsable de su mantenimiento y conservación.

Es imprescindible la intervención del Servicio Técnico de Prevención en el proceso que va desde la elección hasta la correcta utilización o conservación del EPI para conseguir resultados óptimos del equipo necesario ante un riesgo.

El Servicio de Prevención debe estar al corriente de los problemas que se presentan en la utilización de protecciones personales y de la forma correcta de utilización. El Servicio de Prevención debe controlar que no hay excepciones en las zonas en las que el uso de los EPI sea obligado.

Todo elemento de protección individual, se ajustará al R.D. 1407/92, de 20 de Noviembre, y sus instrucciones complementarias que lo desarrollan. Dichos equipos tendrán el marcado "CE". Así mismo se cumplirá el R.D. 773/1997, de 30 de mayo, sobre disposiciones mínimas de seguridad y salud para la elección y utilización por los trabajadores en el trabajo.

Prescripciones del Casco de Seguridad no Metálico

Los cascos utilizados por los operarios pueden ser: Clase N, cascos de uso normal, aislantes para baja tensión (1.000 V), o clase E, distinguiéndose la clase E-AT aislantes para alta tensión (25.000 V), y la clase E-B resistentes a muy baja temperatura (-15ºC).

El casco constará de casquete, que define la forma general del casco y éste, a su vez, de la parte superior o copa, una parte más alta de la copa, y al borde que se entiende a lo largo del contorno de la base de la copa. La parte del ala situada por encima de la cara podrá ser más ancha, constituyendo la visera.

El arnés o atalaje son los elementos de sujeción que sostendrán el casquete sobre la cabeza del usuario. Se distinguirá lo que sigue: Banda de contorno, parte del arnés que abraza la cabeza y banda de amortiguación, parte del arnés en contacto con la bóveda craneal.

Entre los accesorios señalaremos el barboquejo, o cinta de sujeción, ajustable, que pasa por debajo de la barbilla y se fija en dos o más puntos. Los accesorios nunca restarán eficacia al casco.

La luz libre, distancia entre la parte interna de la cima de la copa y la parte superior del atalaje, siempre será superior a 21 milímetros.

La altura del arnés, medida desde el borde inferior de la banda de contorno a la zona más alta del mismo, variará de 75 milímetros a 85 milímetros, de la menor a la mayor talla posible.

La masa del casco completo, determinada en condiciones normales y excluidos los accesorios, no sobrepasará en ningún caso los 450 gramos. La anchura de la banda de contorno será como mínimo de 25 milímetros.

Los cascos serán fabricados con materiales incombustibles y resistentes a las grasas, sales y elementos atmosféricos.

Las partes que se hallen en contacto con la cabeza del usuario no afectarán a la piel y se confeccionarán con material rígido, hidrófugo y de fácil limpieza y desinfección.

El casquete tendrá superficie lisa, con o sin nervaduras, bordes redondeados y carecerá de aristas y resaltes peligrosos, tanto exterior como interiormente. No presentará rugosidades, y protectoras del mismo. Ni las zonas de unión ni el atalaje en si causarán daño o ejercerán presiones incómodas sobre la cabeza del usuario.

Entre casquete y atalaje quedará un espacio de aireación que no será inferior a cinco milímetros, excepto en la zona de acoplamiento (Arnés-casquete).

El modelo tipo habrá sido sometido al ensayo de choque, mediante percutor de acero, sin que ninguna parte del arnés o casquete presente rotura. También habrá sido sometido al ensayo de perforación, mediante punzón de acero, sin que la penetración pueda sobrepasar los ocho milímetros. Ensayo de resistencia a la llama, sin que llameen más de quince segundos o goteen. Ensayo eléctrico, sometido a una tensión de dos kilovoltios, 50 Hz, tres segundos, la corriente de fuga no podrá ser superior a tres mA, en el ensayo de perforación elevado la tensión a 2,5 kV, quince segundos, tampoco la corriente de fuga sobrepasará los tres mA.

En el caso del casco clase E-AT, las tensiones de ensayo al aislamiento y a la perforación serán de 25 kV y 30 kV respectivamente. En ambos casos la corriente de fuga no podrá ser superior a 10 mA.

En el caso del casco clase E-B, en el modelo tipo, se realizarán los ensayos de choque y perforación, con buenos resultados habiéndose acondicionado éste a -15 2ºC.

Todos los cascos que se utilicen por los operarios estarán homologados por las especificaciones y ensayos contenidos en la Norma UNE correspondiente.

Prescripciones del calzado de seguridad

El calzado de seguridad que utilizará los operarios, serán botas de seguridad clase III., es decir, provistas de puntera metálica de seguridad para protección de los dedos de los pies contra los riesgos debidos a caídas de objetos, golpes y aplastamientos, y suela de seguridad para protección de las plantas de los pies contra pinchazos.

La bota deberá cubrir convenientemente el pie y sujetarse al mismo, permitiendo desarrollar un movimiento adecuado al trabajo. Carecerá de imperfecciones y estará tratada para evitar deterioros por agua o humedad. El forro y demás partes internas no producirán efectos nocivos, permitiendo, en lo posible, la transpiración. Su peso no sobrepasará los 800 gramos. Llevará refuerzos amortiguadores de material elástico.

Tanto la puntera como la suela de seguridad deberán formar parte integrante de la bota, no pudiéndose separar sin que ésta quede destruida. El material será apropiado a las prestaciones de uso, carecerá de rebabas y aristas y estará montado de forma que no entrañe por sí mismo riesgo, ni cause daños al usuario. Todos los elementos metálicos que tengan función protectora serán resistentes a la corrosión.

Todas las botas de seguridad clase III que se utilicen por los operarios estarán homologadas por las especificaciones y ensayos contenidos en la Norma UNE correspondiente

Prescripciones del Protector Auditivo

El protector auditivo que utilizarán los operarios, será como mínimo clase E.

Es una protección personal utilizada para reducir el nivel de ruido que percibe el operario cuando está situado en ambiente ruidoso. Consiste en dos casquetes que ajustan

convenientemente a cada lado de la cabeza por medio de elementos almohadillados, quedando el pabellón externo de los oídos en el interior de los mismos, y el sistema de sujeción por arnés.

El modelo tipo habrá sido probado por una escucha, es decir, persona con una pérdida de audición no mayor de 10 dB, respecto de un audiograma normal en cada uno de los oídos y para cada una de las frecuencias de ensayo.

Todos los protectores auditivos que se utilicen por los operarios estarán homologados por los ensayos contenidos en la Norma UNE correspondiente.

Prescripciones de Guantes de Seguridad

Los guantes de seguridad utilizados por los operarios, serán de uso general anticorte, antipinchazos, y antierosiones para el manejo de materiales, objetos y herramientas.

Estarán confeccionados con materiales naturales o sintéticos, no rígidos, impermeables a los agresivos de uso común y de características mecánicas adecuadas. Carecerán de orificios, grietas o cualquier deformación o imperfección que merme sus propiedades. Se adaptarán a la configuración de las manos haciendo confortable su uso. No serán en ningún caso ambidextros.

La talla, medida del perímetro del contorno del guante a la altura de la base de los dedos, será la adecuada al operario.

La longitud, distancia expresada en milímetros, desde la punta del dedo medio o corazón hasta el filo del guante, o límite de la manga, será en general de 320 milímetros o menos. Es decir, los guantes, en general, serán cortos, excepto en aquellos casos que por trabajos especiales haya que utilizar los medios, 320 milímetros a 430 milímetros, o largos, mayores de 430 milímetros.

Los materiales que entren en su composición y formación nunca producirán dermatosis.

Prescripciones del Cinturón de Seguridad

Los cinturones de seguridad empleados por los operarios, serán cinturones de sujeción clase A, tipo 2.

Es decir, cinturón de seguridad utilizado por el usuario para sostenerle a un punto de anclaje anulando la posibilidad de caída libre. Estará constituido por una faja y un elemento de amarre, estando provisto de dos zonas de conexión. Podrá ser utilizado abrazando el elemento de amarre a una estructura.

La faja estará confeccionada con materiales flexibles que carezcan de empalmes y deshilachaduras. Los cantos o bordes no deben tener aristas vivas que puedan causar molestias. La inserción de elementos metálicos no ejercerá presión directa sobre el usuario.

Todos los cinturones de seguridad que se utilicen por los usuarios estarán homologados por las especificaciones y ensayos contenidos en la Norma UNE correspondiente.

Prescripciones de Gafas de Seguridad

Las gafas de seguridad que utilizarán los operarios, serán gafas de montura universal contra impactos, como mínimo clase A, siendo convenientes los de clase D.

Las gafas deberán cumplir los requisitos que siguen. Serán ligeras de peso y de buen acabado, no existiendo rebabas ni aristas cortantes o punzantes. Podrán limpiarse fácilmente y tolerarán desinfecciones periódicas sin merma de sus prestaciones. No existirán huecos libres en el ajuste de los oculares a la montura. Dispondrán de aireación suficiente para evitar en lo posible el empañamiento de los oculares en condiciones normales de uso. Todas las piezas o elementos metálicos, en el modelo tipo, se someterán a ensayo de corrosión, no debiendo

observarse la aparición de puntos apreciables de corrosión. Los materiales no metálicos que entren en su fabricación no deberán inflamarse al someterse a un ensayo de 500 ºC de temperatura y sometidos a la llama la velocidad de combustión no será superior a 60 mm/minuto. Los oculares estarán firmemente fijados en la montura, no debiendo desprenderse a causa de un impacto de bola de acero de 44 gramos de masa, desde 130 cm de altura, repetido tres veces consecutivas.

Los oculares estarán construidos en cualquier material de uso oftálmico, con tal que soporte las pruebas correspondientes. Tendrán buen acabado, y no presentarán defectos superficiales o estructurales que alteren la visión normal del usuario. El valor de la transmisión media al visible, medida con espectrofotómetro, será superior al 89%.

Todas las gafas de seguridad que se utilicen por los operarios estarán homologadas por las especificaciones y ensayos contenidos en la Norma UNE correspondiente.

Prescripciones de Mascarilla Antipolvo

La mascarilla antipolvo que emplearán los operarios, estará homologada.

La mascarilla antipolvo es un adaptador facial que cubre las entradas a las vías respiratorias, siendo sometido al aire del medio ambiente, antes de su inhalación por el usuario, a una filtración de tipo mecánico.

Los materiales constituyentes del cuerpo de la mascarilla podrán ser metálicos, elastómeros o plásticos, con las características que siguen. No producirán dermatosis y su olor no podrá ser causa de trastornos en el trabajador. Serán incombustibles o de combustión lenta. Los arneses podrán ser cintas portadoras: los materiales de las cintas serán de tipo elastómero y tendrán las características expuestas anteriormente. Las mascarillas podrán ser de diversas tallas, pero en cualquier caso tendrán unas dimensiones tales que cubran perfectamente las entradas a las vías respiratorias.

La pieza de conexión, parte destinada a acoplar el filtro, en su acoplamiento no presentará fugas. El cuerpo de la mascarilla ofrecerá un buen ajuste con la cara del usuario y sus uniones con los distintos elementos constitutivos cerrarán herméticamente.

Todas las mascarillas antipolvo que se utilicen por los operarios estarán, como se ha dicho, homologadas por las especificaciones y ensayos contenidos en la Norma UNE correspondiente

Prescripciones de Bota Impermeable al Agua y a la Humedad

Las botas impermeables al agua y a la humedad que utilizarán los operarios, serán clase N, pudiéndose emplear también la clase E.

La bota impermeable deberá cubrir convenientemente el pie y, como mínimo, el tercio inferior de la pierna, permitiendo al usuario desarrollar el movimiento adecuado al andar en la mayoría de los trabajos.

La bota impermeable deberá confeccionarse con caucho natural o sintético u otros productos sintéticos, no rígidos, y siempre que no afecten a la piel del usuario.

Asimismo carecerán de imperfecciones o deformaciones que mermen sus propiedades, así como de orificios, cuerpos extraños u otros defectos que puedan mermar su funcionalidad.

Los materiales de la suela y tacón deberán poseer unas características adherentes tales que eviten deslizamientos, tanto en suelos secos como en aquellos que estén afectados por el agua.

El material de la bota tendrá unas propiedades tales que impidan el paso de la humedad ambiente hacia el interior.

La bota impermeable se fabricará, a ser posible, en una sola pieza, pudiéndose adoptar un sistema de cierre diseñado de forma que la bota permanezca estanca.

Podrán confeccionarse con soporte o sin él, sin forro o bien forradas interiormente, con una o más capas de tejido no absorbente, que no produzca efectos nocivos en el usuario. La superficie de la suela y el tacón, destinada a tomar contacto con el suelo, estará provista de resaltes y hendiduras, abiertos hacia los extremos para facilitar la eliminación de material adherido.

Las botas impermeables serán lo suficientemente flexibles para no causar molestias al usuario, debiendo diseñarse de forma que sean fáciles de calzar. Cuando el sistema de cierre o cualquier otro accesorio sean metálicos deberán ser resistentes a la corrosión.

Todas las botas impermeables, utilizadas por los operarios, deberán estar homologadas de acuerdo con las especificaciones y ensayos contenidos en la Norma UNE correspondiente

Prescripciones de Guantes Aislantes de la Electricidad

Los guantes aislantes de la electricidad que utilizarán los operarios, serán para actuación sobre instalación de baja tensión, hasta 1.000 V, o para maniobra de instalación de alta tensión hasta 30.000 V.

En los guantes se podrá emplear como materia prima en su fabricación caucho de alta calidad, natural o sintético, o cualquier otro material de similares características aislantes y mecánicas, pudiendo llevar o no un revestimiento interior de fibras textiles naturales

En caso de guantes que posean dicho revestimiento éste recubrirá la totalidad de la superficie interior del guante.

Carecerán de costuras, grietas o cualquier deformación o imperfección que merme sus propiedades.

Se adaptarán a la configuración de las manos, haciendo confortable su uso. No serán, en ningún caso, ambidextros.

Los guantes de baja tensión tendrán una corriente de fuga de 8 mA sometidos a una tensión de 5.000 V y una tensión de perforación de 6.500 V, todo ello medido con una fuente de una frecuencia de 50 Hz. Los guantes de alta tensión tendrán una corriente de fuga de 20 mA a una tensión de prueba de 30.000 V y una tensión de perforación de 35.000 V.

Todos los guantes aislantes de la electricidad empleados por los operarios estarán homologados, según las especificaciones y ensayos contenidos en la Norma UNE correspondiente

14.4.4.2 Empleo de protecciones personales.

Protección de la cabeza.

- Casco de seguridad no metálico para todas las personas que trabajen en la obra y para los visitantes.
- Gafas contra impactos y antipolvo.
- Mascarilla autofiltrante. Filtros para mascarillas.

- Pantalla de seguridad contra proyección de partículas.
- Gafas de cristales filtro para soldador.
- Gafas para oxicorte.
- Pantalla de cabeza o mano para soldador
- Auriculares o tapones antirruido. no un revestimiento interior de fibras textiles naturales.

Protecciones del cuerpo

- Cinturón de seguridad de sujeción.
- Cinturón de seguridad de suspensión.
- Cinturón de seguridad de caída.
- Cinturón antivibratorio para martilleros o maquinistas.
- Monos o buzos de trabajo.
- Traje impermeable.
- Mandiles de soldador.
- Chaleco reflectante.

Protecciones de las extremidades superiores.

- Guantes de P.V.C. de uso general.
- Guantes de serraje de uso general.
- Guantes de cuero para manejo de maquinaria o útiles
- Guantes dieléctricos para electricistas.
- Protecciones de las extremidades inferiores.
- Botas impermeables.
- Botas de seguridad para carga, descarga y manejo de materiales pesados contra riesgos mecánicos.
- Botas dieléctricas para electricistas.
- Plantillas imperforables.

14.4.5. Protecciones colectivas

14.4.5.1. Equipos de Protección Colectiva

Las protecciones colectivas y elementos de señalización se ajustarán a la normativa vigente, y en particular cumplirán los siguientes requisitos:

Caídas de altura.

Todos los huecos y bordes al vacío, situados a una altura superior a 2 m., se protegerán con barandillas y rodapiés.

En los lugares con riesgos de caída en los que no se pudiera disponer de esas protecciones, se colocarán redes protectoras siempre que sea posible.

Contactos eléctricos.

Con independencia de los medios de protección personal de que dispondrán los electricistas, de las medidas de aislamiento de conducciones, interruptores, transformadores, y en general de todas las instalaciones eléctricas, se instalarán relés magneto térmicos, interruptores diferenciales o cualquier otro dispositivo, según los casos, que en caso de alteraciones en la instalación eléctrica, produzcan el corte del suministro eléctrico.

Caídas de cargas suspendidas.

Los ganchos de los mecanismos de elevación estarán dotados de cierre de seguridad.

Dispositivos de seguridad de maquinaria.

Serán mantenidos en correcto estado de funcionamiento, revisando su estado periódicamente.

Limpieza de obra.

Se considera como medio de protección colectiva de gran eficacia. Se establecerá corno norma a cumplir por el personal la conservación de los lugares de trabajo en adecuado estado de limpieza.

Señalización de tráfico y seguridad.

Entre los medios de protección colectiva, se cuenta la señalización de seguridad como medio de reducir riesgos, advirtiendo de su existencia de una manera permanente.

Se colocarán señales de seguridad en todos los lugares de la obra, y sus accesos, donde sea preciso advertir de riesgos, recordar obligaciones de uso de determinadas protecciones, establecer prohibiciones o informar de situación de medios de seguridad o asistencia.

Estas señales se ajustarán a lo establecido en el R.D. 1403/86 (11.0.1 08-07-1.986) sobre señalización de seguridad en los Centros de Trabajo.

Las señales, paneles, balizas luminosas y demás elementos de señalización de tráfico por obras se ajustarán a lo previsto en la O.M. de 3 1/05/97.

Topes de desplazamiento de vehículos

Se podrán realizar con un par de tablones embridados fijados al terreno por medio de redondos hincados al mismo, o de otra forma eficaz.

Cerramiento de obra

A todos los efectos los diferentes tajos de obra, y sus accesos estarán convenientemente aislados. Para ello se dispondrá de un vallado de hasta 2,20 m de altura, anclado al terreno mediante postes situados a 2,5 m entre sí.

Este vallado podrá hacerse opaco mediante un panel de PVC, ondulado y colocado con bandas naranjas y blancas, o similar, anclado a la valla de cerramiento.

Cuando el vallado sea opaco, debe resistir vientos de hasta 120 Km/h para lo que habrá que dotarle de anclajes cada 3 pies verticales. Estos anclajes estarán cimentados en la zona de obra.

Fuera de la jornada laboral todos los vallados permanecerán completamente cerrados.

Valla para contención peatonal y cortes de tráfico.

Consistirá en una estructura metálica con forma de panel rectangular, con lados mayores horizontales de 2,5 m. a 3 m. y menores verticales de 0,9 m. a 1,1 m.

Los puntos de apoyo solidarios con la estructura principal estarán formados por perfiles metálicos, y los puntos de contacto con el suelo distarán como mínimo 25 cm.

Cada módulo dispondrá de elementos adecuados para establecer unión con el contiguo, de manera que pueda formarse una valla continua.

Señales de seguridad.

Estarán de acuerdo con la Normativa Vigente, Real Decreto 485/1.9 de 14 de Abril (B.O.E. n°97 del 23de Abril).

Se dispondrán sobre soporte, o adosados a un muro, pilar, maquina, etc

Barandillas.

Estarán firmemente sujetas al piso que tratan de proteger, o a estructuras firmes a nivel superior o laterales. La altura será como mínimo de 90 cms. sobre el piso y el hueco existente entre barandilla y rodapié (de 20 cm. de altura) estará protegido por un larguero horizontal.

La ejecución de la barandilla será tal que ofrezca una superficie con ausencia de partes punzantes o cortantes que puedan causar heridas.

Control del polvo en las perforaciones

Para el control de polvos en las perforaciones, se tenderá a emplear equipos de perforación con captadores de polvo (campana de aspiración, manguera flexible, ciclón de separador de partículas gruesas, filtro para las finas, etc.), en todas aquellas zonas que a estimación de la Dirección de Obra y de acuerdo a la proximidad a zonas habitadas se aconsejen como convenientes.

El polvo podrá ser recogido en bolsas o depositarse en la superficie del terreno en pequeños montones. Cuando las formaciones rocosas a atravesar presenten agua se podrían emplear inyecciones de espumantes o agua más espumante que facilitan la eliminación de polvo.

Riegos.

Las pistas se regarán convenientemente para evitar levantamiento de polvo (perjudicial para la salud y la visibilidad), y de forma que no entrañe riesgo de deslizamiento de vehículos

Tubos de sujeción de cinturón de seguridad, sus anclajes soportes y anclajes de redes.

Tendrán suficiente resistencia para soportar los esfuerzos a que puedan ser sometidos de acuerdo con su función protectora.

Medidas a realizar sobre los vehículos de obra para minimizar la emisión de gases contaminantes

Al objeto de reducir los contaminantes gaseosos en los vehículos de obra se empleará en su caso un sistema de reducción catalítica no selectiva que consiste en hacer reaccionar los óxidos de nitrógeno y el oxígeno contenidos en los gases de escape con el monóxido de carbono y los hidrocarburos inquemados presentes en el gas para formar nitrógeno, dióxido de carbono y vapor ele agua. Los vehículos de cilindrada media tendrán suficiente con un catalizador ele oxidación (platino-paladio).

Respecto a las medidas de conservación y mantenimiento de la maquina varia de obra, cabe citar entre ellas:

<u>Periódicamente cada jornada</u>

La comprobación del nivel de aceite en el cárter y reposición en caso necesario.

Si el consumo es elevado se hará cada 5 horas.

Limpieza del filtro de aire.

Limpieza del orificio de respiración del depósito de combustible.

Comprobación del nivel de agua del radiador, si el consumo es alto, revisión del sistema.

Limpieza y lavado de las cadenas tractoras.

Engrase de rodamientos en los cubos de las ruedas delanteras.

Cada semana

Engrase general (regulador, palancas, varillaje, eje mariposa del carburador, etc.).

Desmonte del filtro de aire y lavado.

Limpieza y engrase de los bornes de la batería y comprobación del líquido añadiendo si procede agua destilada.

Limpieza del filtro de combustible en los motores de gasolina.

Purga de sedimentos de gasoil en la bomba de inyección de los diésel.

En las orugas, engrase de apoyos, rodillos, cojinetes y resortes.

Cada 100 horas.

Cambio de aceite del motor

Limpieza del filtro de aceite.

En los diésel, lavar el elemento filtrante del filtro c1c gasoil; limpieza del depósito de combustible y cambio del aceite en la bomba de inyección.

Cada 200 horas:

Lavado interno del radiador, así como revisión de bujías, limpieza y apriete de tuercas.

Cada 400 horas:

Renovar el elemento filtrante del filtro de gasoil en los Diesel.

Cada 800 horas

Revisión del equipo de inyección limpieza del avance automático en los motores (le explosión y lavado del radiador con sosa o desincrustarte.

Vallas autónomas de limitación y protección

Tendrán como mínimo 90 cm. de altura, metálicas y con pies derechos de apoyo de tal modo que conserven su estabilidad. Estas vallas podrán utilizarse, ancladas convenientemente, para la protección de las zanjas y pozos

Redes perimetrales (norma une 81 -650-80).

La protección del riesgo de caída al vacío por el borde perimetral se hará mediante la utilización de pescante tipo horca.

El extremo inferior de la red se anclará a horquillas de hierro embebidas en lugar seguro.

Las redes serán de poliamida, protegiendo las plantas de trabajo. La cuerda de seguridad será como mínimo de diámetro. 10 mm para sujeción a pescantes y de 6 mm para atado de paños y malla rómbica de cuadrícula 10 x 10 cm.

Extintores

Serán de polvo polivalente, revisados en un contenido de carga dentro del año, y con el retimbrado de Industria en su recipiente, fechado dentro de los últimos cinco años.

Escaleras de mano

Estarán en buen estado de utilización, serán de longitud suficiente para rebasar en 1 m el punto superior de apoyo y estarán provistas de zapatas antideslizantes en la base de los largueros.

Plataformas de trabajo

Tendrán como mínimo 60 cm. de ancho y las situadas a más de 2 m. del suelo estarán dotadas de barandillas de 90 cm. de altura, listón intermedio y rodapié.

Andamios tubulares metálicos

El montaje y desmontaje de estas estructuras se efectuará por personal especializado, atendiendo en todo momento a las especificaciones dadas por el fabricante.

Antes del montaje se deberá conseguir la perfecta nivelación horizontal de los tramos de andamio para las plataformas de trabajo sobre los mismos.

Todas las andamiadas cuya esbeltez sea superior a 5, deberán arriostrarse a puntos fijos de la estructura o de la fachada.

Todas las plataformas de trabajo sobre andamios y andamiadas deberán disponer de plataformas fijas y piso unido de una anchura mínima de 0,60 m., estando dotadas de barandillas con pasamanos a 0,90 m., como mínimo del piso y listón intermedio, para el lado opuesto al frente de trabajo, siempre que la altura de trabajo supere 2,00 m. el nivel del suelo.

Aunque el arrostramiento a puntos fijos podrá efectuarse mediante cuerdas de seguridad de diámetro 10 mm como mínimo, es preferible el sistema de uniones rígidas.

Todos los tramos de la andamiada tubular deberán unirse mediante bridas y diagonales metálicas.

14.5. Disposiciones legales de aplicación.

Real Decreto 1627/1997 de 24 de Octubre por el que se establecen disposiciones mínimas de seguridad y de salud en las obras de construcción.

Real Decreto 1389/1997, de 5 de septiembre, por el que se establecen disposiciones mínimas de seguridad y salud de los trabajadores en las actividades mineras

Real Decreto 555/1986, de 21 de Febrero, por el que se implanta la obligatoriedad de la inclusión de un Estudio de Seguridad e Higiene en el Trabajo en los proyectos de edificación y obras públicas.

Real Decreto 84/1990 de 19 de Enero, por el que se modifica el Real Decreto 555/1986, de 21 de Febrero sobre obligatoriedad de un Estudio de Seguridad e Higiene en el Trabajo en los proyectos de edificación y obras públicas.

Orden de 20 de Septiembre de 1986 por la que se establece el modelo de libro de incidencias correspondiente a las obras en que sea obligatorio un Estudio de Seguridad e Higiene en el Trabajo.

Orden de 9 de Marzo de 1971 por la que se aprueba la Ordenanza General de Seguridad e Higiene en el Trabajo.

Orden de 28 de Agosto de 1970 por la que se aprueba la Ordenanza de Trabajo de la construcción, vidrio y cerámica.

Real Decreto, 842/2002, de 2 de agosto, por el que se aprueba el Reglamento Electrotécnico para Baja Tensión. Instrucciones Técnicas Complementarias.

Orden de 31 de Agosto de 1987 sobre señalización, defensa, limpieza y terminación de obras fijas en vías fuera de poblado.

Ley 8/1980, de 1 de Marzo, del Estatuto de los Trabajadores.

Decreto 423/1971, de 11 de Marzo, por el que se regulan la constitución, composición y funciones de los Comités de Seguridad e Higiene en el Trabajo.

Real Decreto 863/1985, de 2 de Abril, por el que se aprueba el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera. Instrucciones Técnicas Complementarias.

Decreto 2414/1961, de 30 de Noviembre, por el que se aprueba el Reglamento de Actividades Molestas, Insalubres, Nocivas y Peligrosas.

Real Decreto 1403/1986, de 9 de Mayo, por el que se aprueba la norma sobre señalización de seguridad en los centros y locales de trabajo.

Real Decreto 3275/1982, de 12 de Noviembre, sobre condiciones técnicas y garantías de seguridad en centrales eléctricas, subestaciones y centros de transformación.

Orden de 23 de Mayo de 1977, por la que se aprueba el Reglamento de Aparatos Elevadores para Obras.

Real Decreto 1244/1979, de 4 de Abril, por el que se aprueba el Reglamento de Aparatos a Presión.

Orden de 21 de Abril de 1981, por la que se aprueba la Instrucción Técnica Reglamentaria MIE-AP4 sobre cartuchos de GLP.

Real Decreto 1945/1986, de 26 de Mayo, por el que se aprueba el Reglamento de Seguridad en las Máquinas.

Demás disposiciones oficiales relativas a la Seguridad, Higiene y Medicina del Trabajo que puedan afectar a los trabajos que se realicen en la obra.

El presente Documento de Seguridad y Salud, ha sido redactado para dar cumplimiento al R.D 1389/87 (BOE 7/10/97).

DOCUMENTO II. PLANOS

ÍNDICE

Plano 1. Plano de localización

Plano 2. Mapa geológico

Plano 3. Plano de “Las Brañas”

Plano 4. Plano de malla de perfiles

Plano 5. Perfiles

Plano 6. Plano de secciones

Plano 7. Detalle del desplazamiento del cuele

Plano 8. Esquema de tiro de la voladura

Plano 9. Plano de la explotación

Plano 10. Secuencia de explotación por años (Planta)

Plano 11. Secuencia de explotación por años (Isométrico)

Plano 12. Instalación de agua

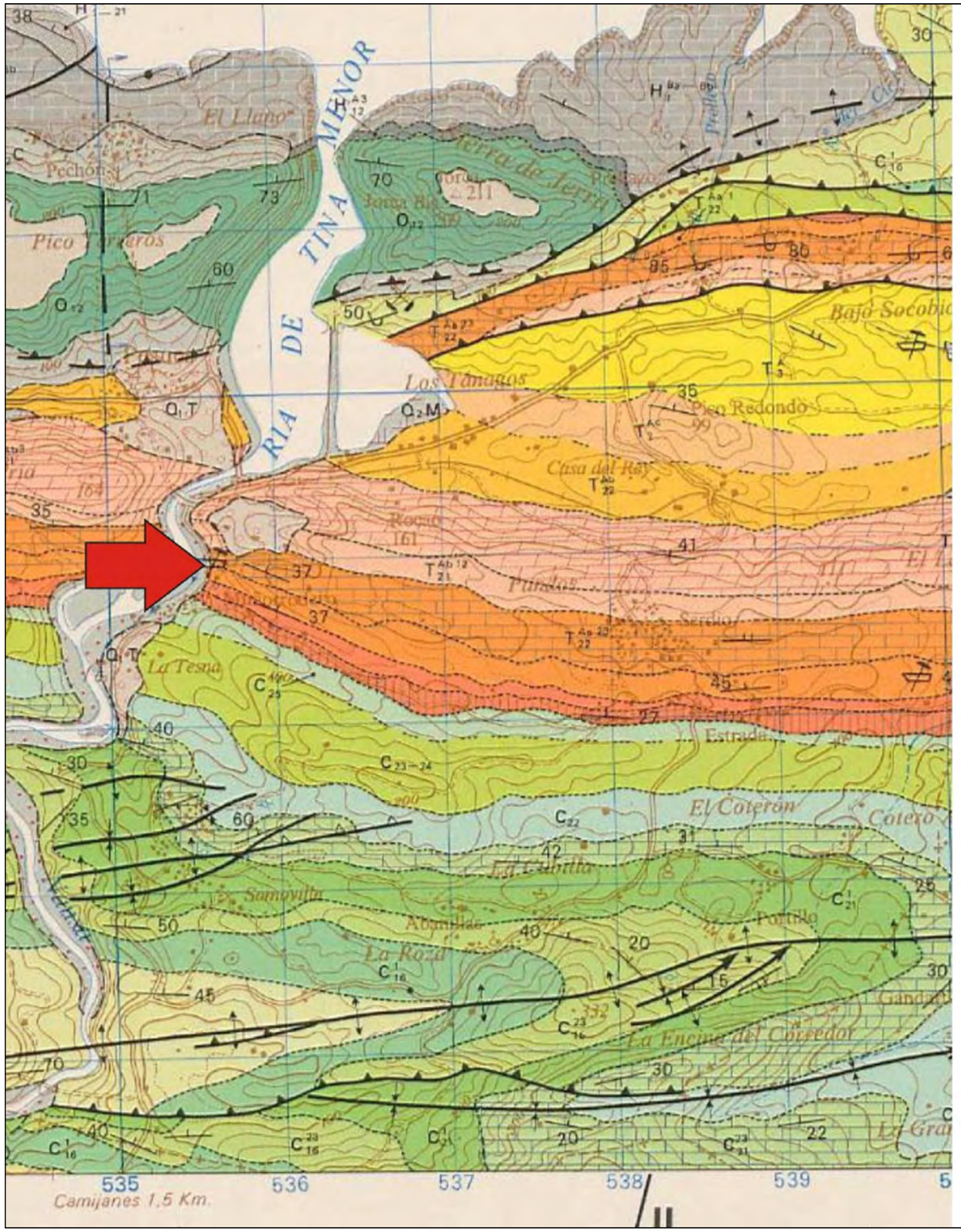
Plano 13. Instalación eléctrica y ventilación

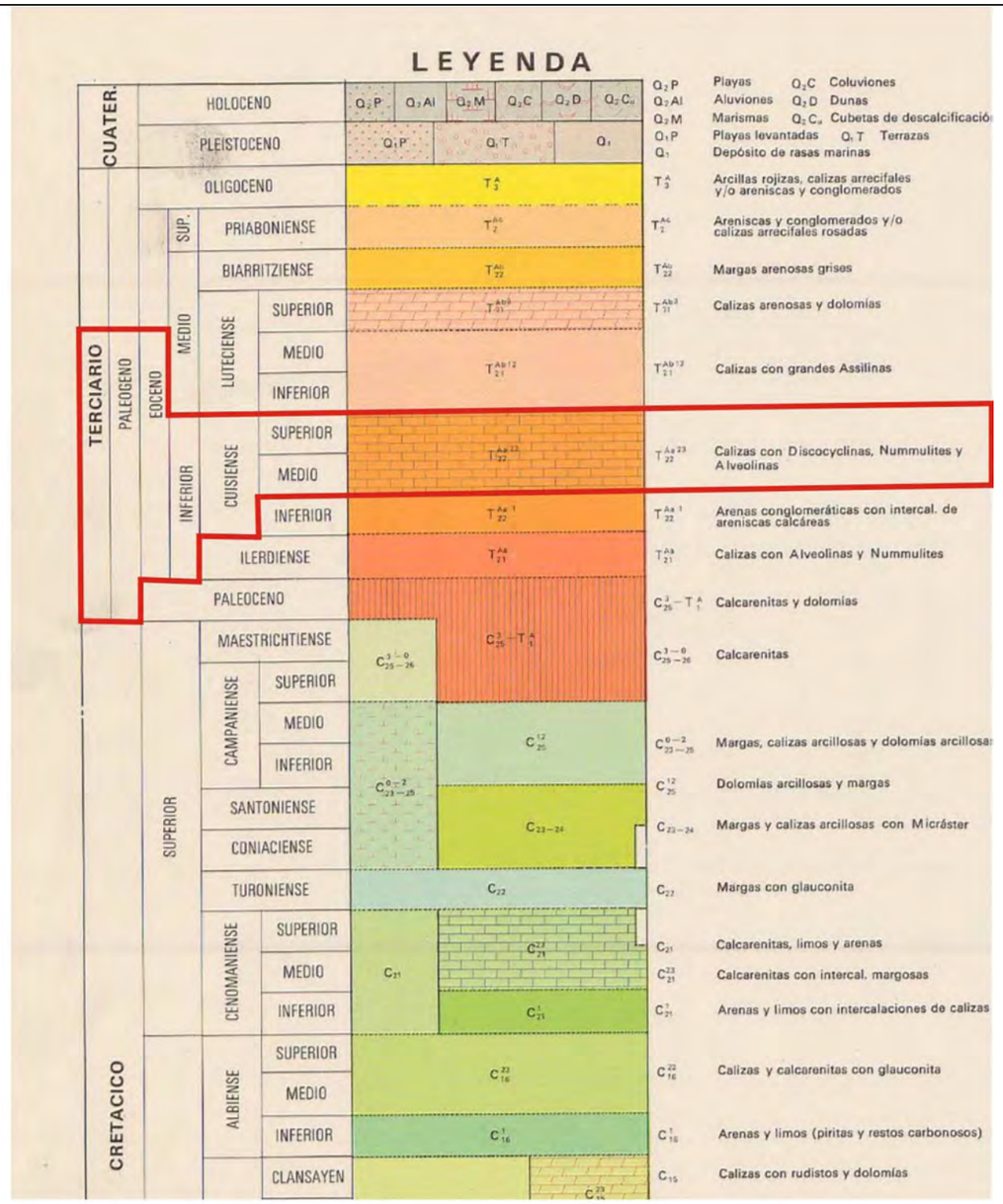






UNIVERSIDAD DE CANTABRIA	Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía	
	NOMBRES / FIRMAS	
	Alumno: Miguel Colio Baldeón	
Título de plano: Plano de Localización		Escala:
Título de proyecto: Proyecto de Ampliación por interior de la cantera "Las Brañas"		Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)		Núm.de plano: Plano 1





UNIVERSIDAD DE CANTABRIA

Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía

NOMBRE	FIRMA
Alumno: Miguel Colio Baldeón	

Titulo del plano: Mapa Geológico

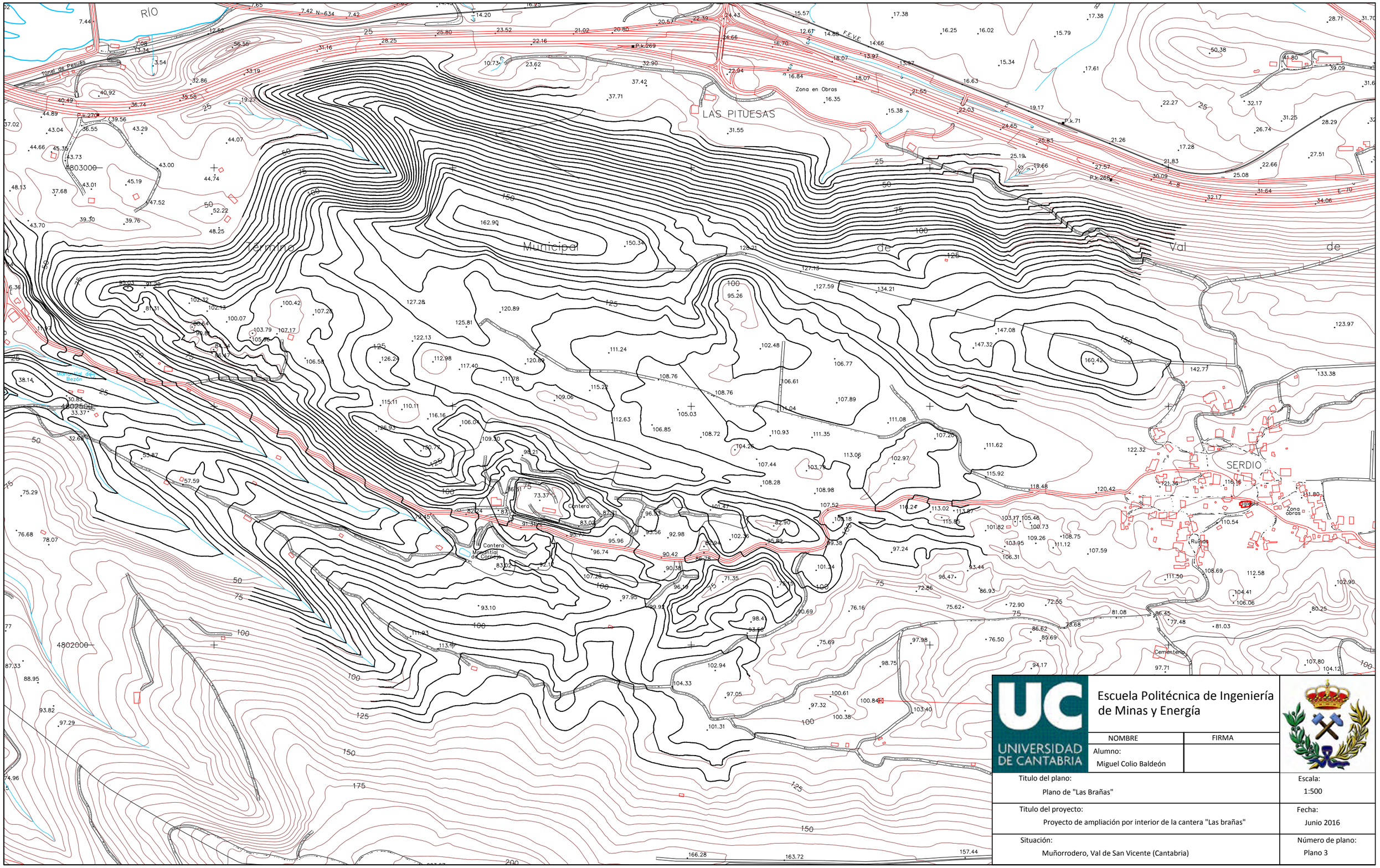
Escala:

Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"

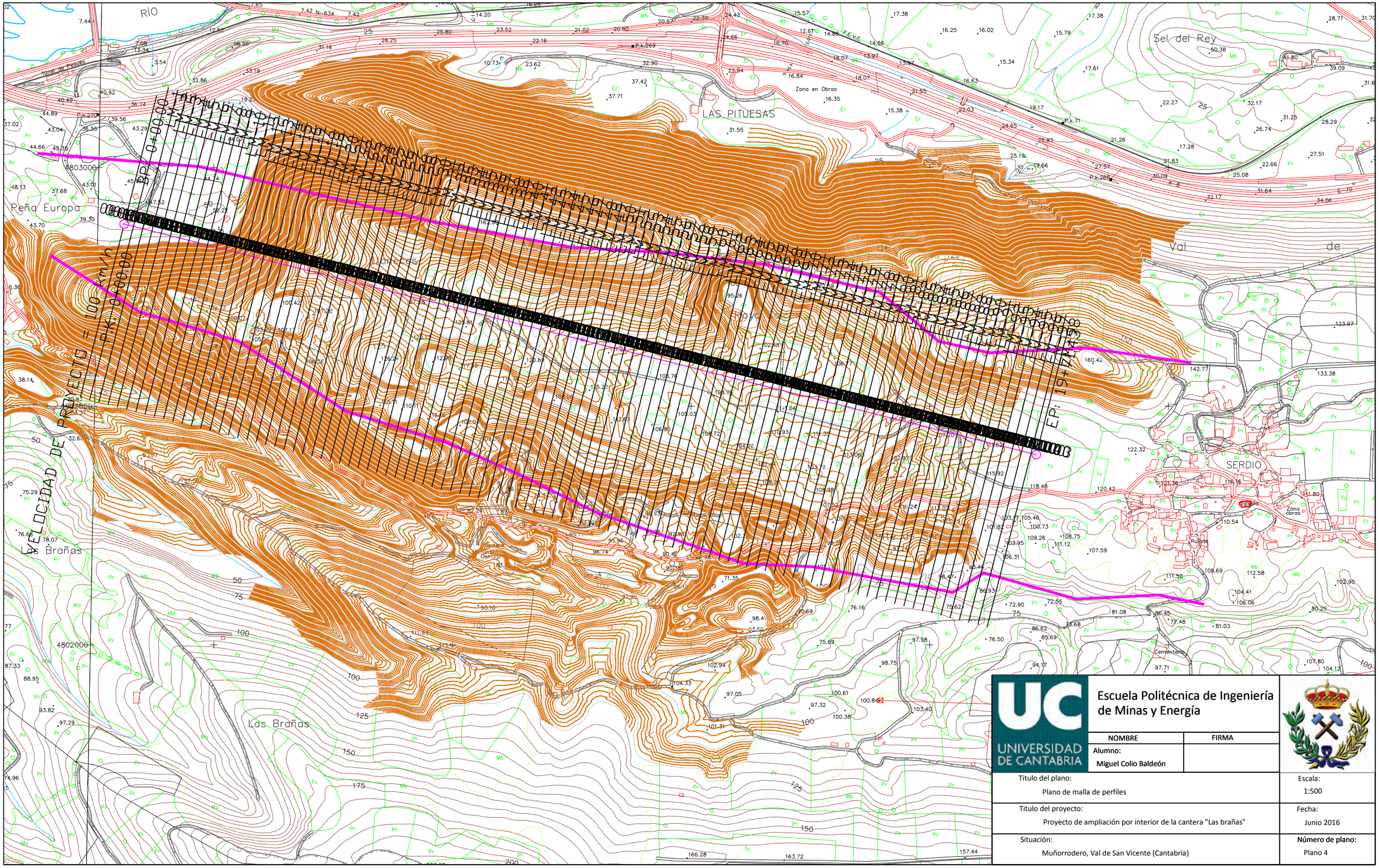
Fecha: Junio 2016

Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)

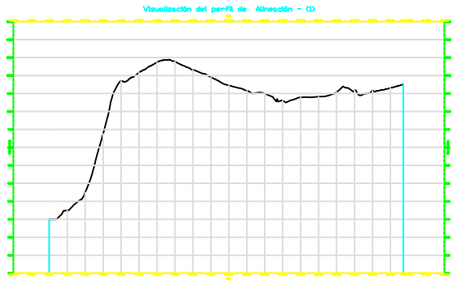
Número de plano: Plano 2

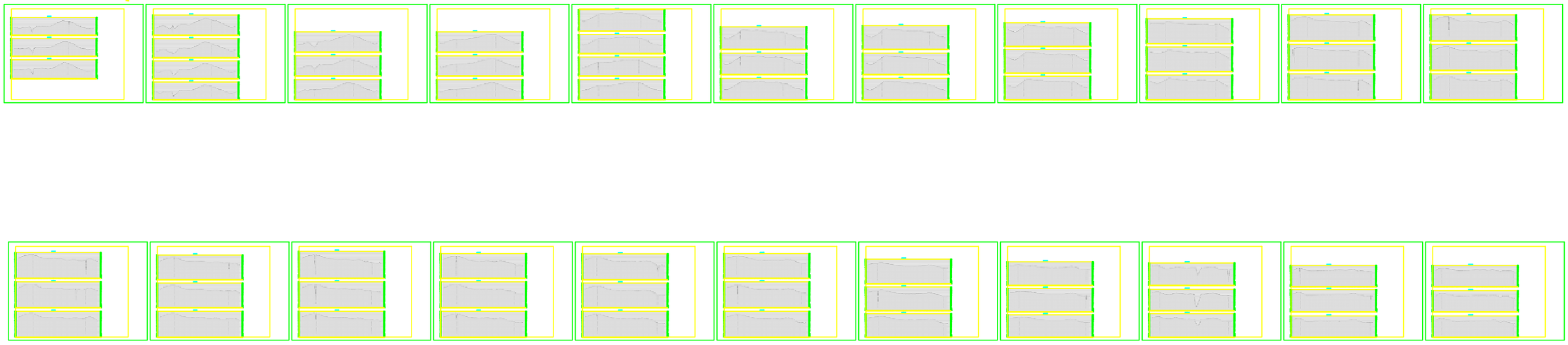


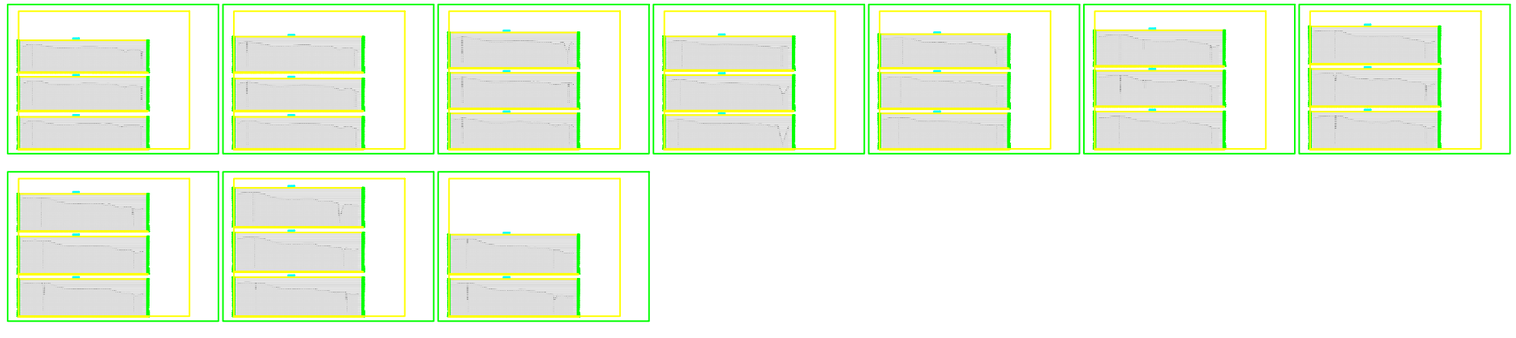
UNIVERSIDAD DE CANTABRIA	Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía	
	NOMBRE: Alumno: Miguel Colio Baldeón	FIRMA
Titulo del plano: Plano de "Las Brañas"		Escala: 1:500
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"		Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)		Número de plano: Plano 3



Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía	
NOMBRE	FIRMA
Alumno: Miguel Colio Baldeón	
Titulo del plano: Plano de malla de perfiles	Escala: 1:500
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"	Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)	**Número de plano:** Plano 4

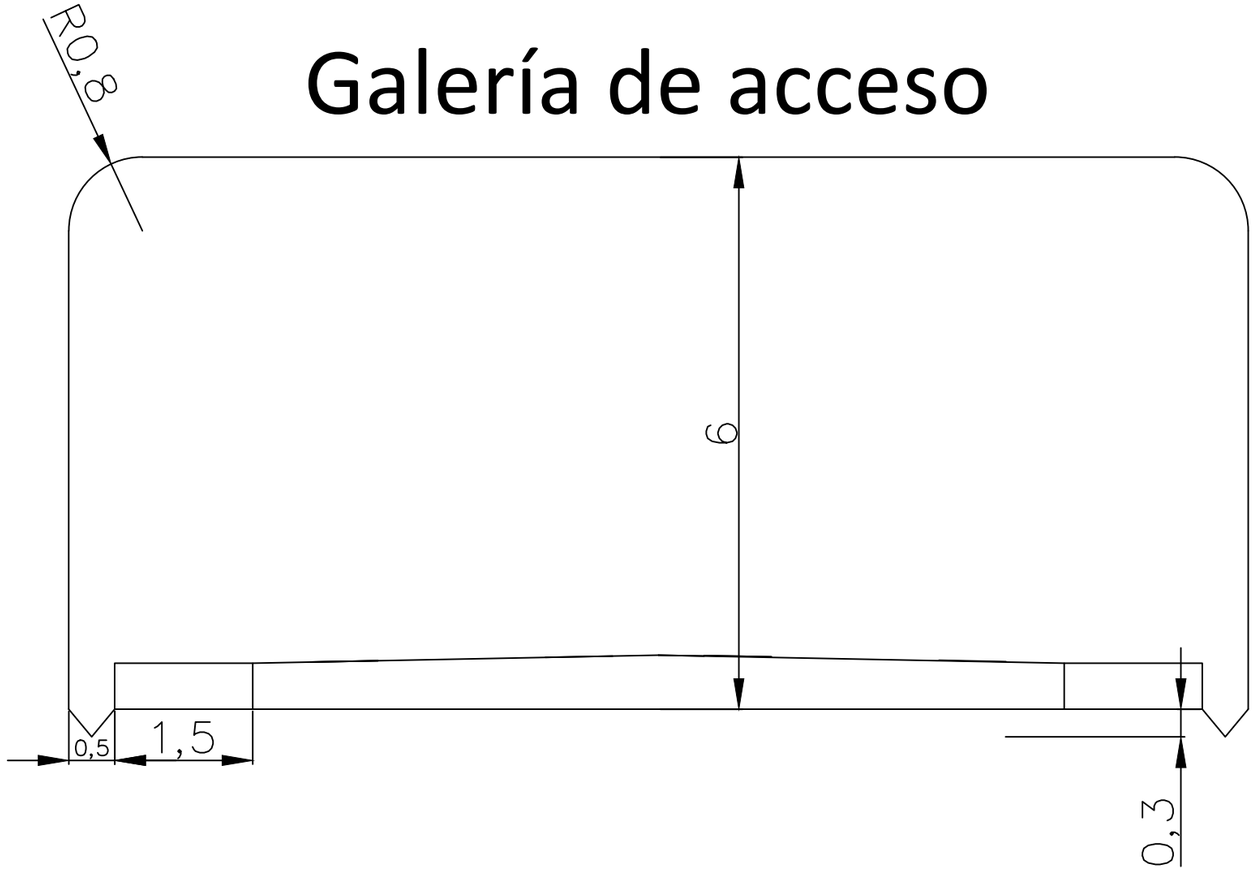




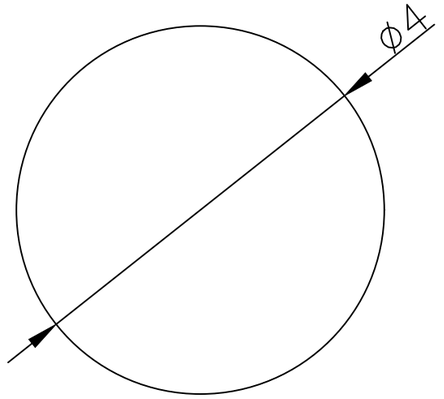


UNIVERSIDAD DE CANTABRIA	Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía	
	NOMBRE	FIRMA
	Alumno: Miguel Colio Baldeón	
Titulo del plano: Plano de perfiles		Escala: 1:500
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"		Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)		Número de plano: Plano 4

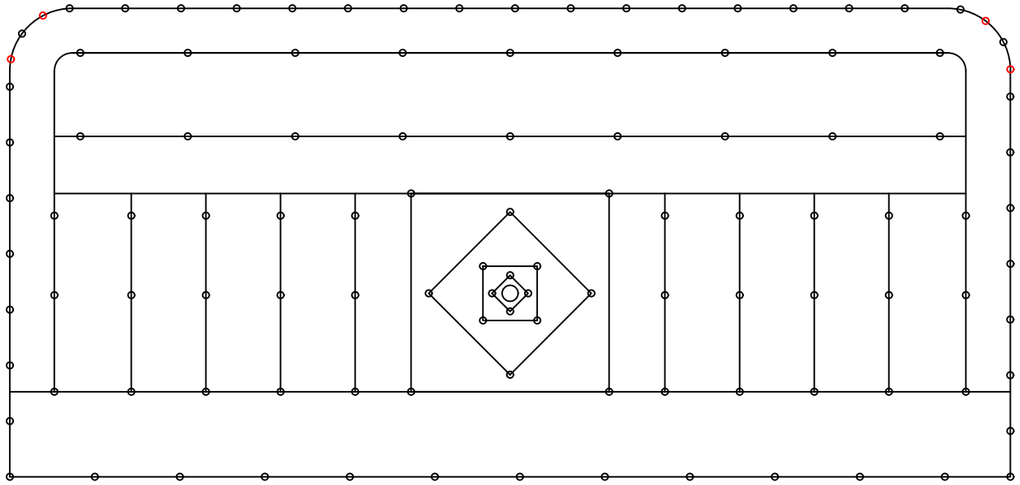
Galería de acceso

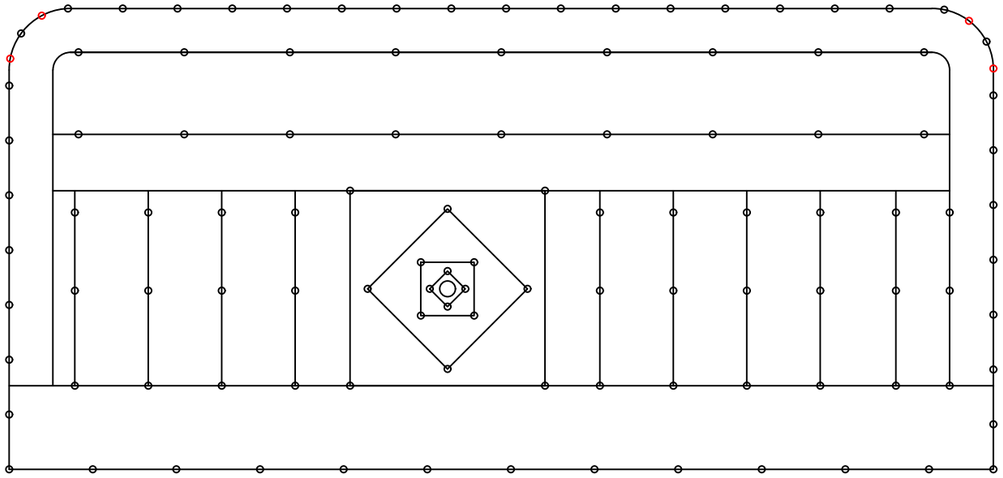


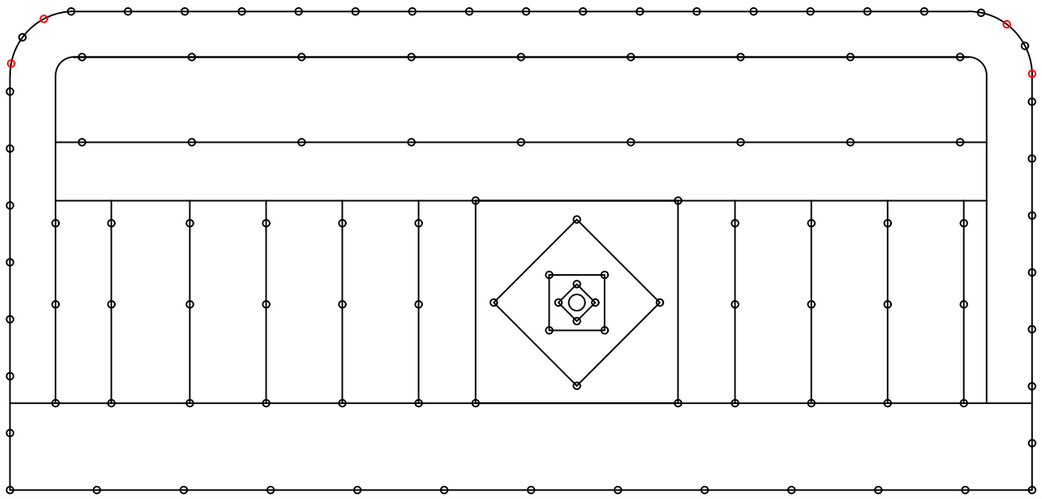
Chimenea



UNIVERSIDAD DE CANTABRIA	Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía	
	NOMBRE	FIRMA
	Alumno: Miguel Colio Baldeón	
Titulo del plano: Plano de secciones		Escala: 1:10
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"		Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)		Número de plano: Plano 6







Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía

NOMBRE	FIRMA
Alumno: Miguel Colio Baldeón	

Titulo del plano:
Detalle del desplazamiento del cuele

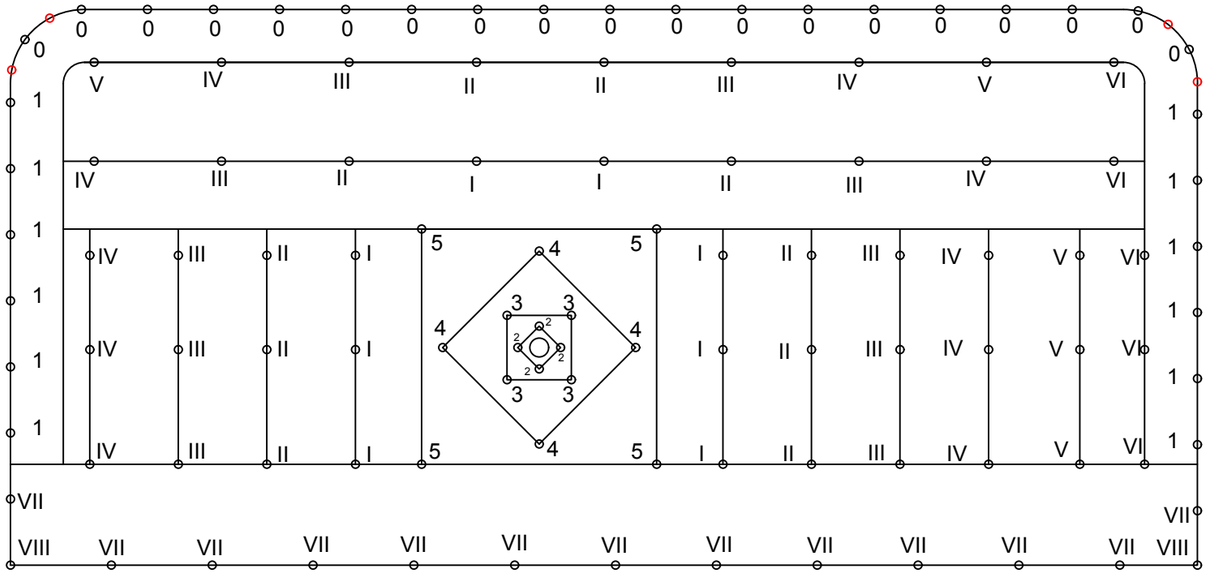
Escala:
1:10

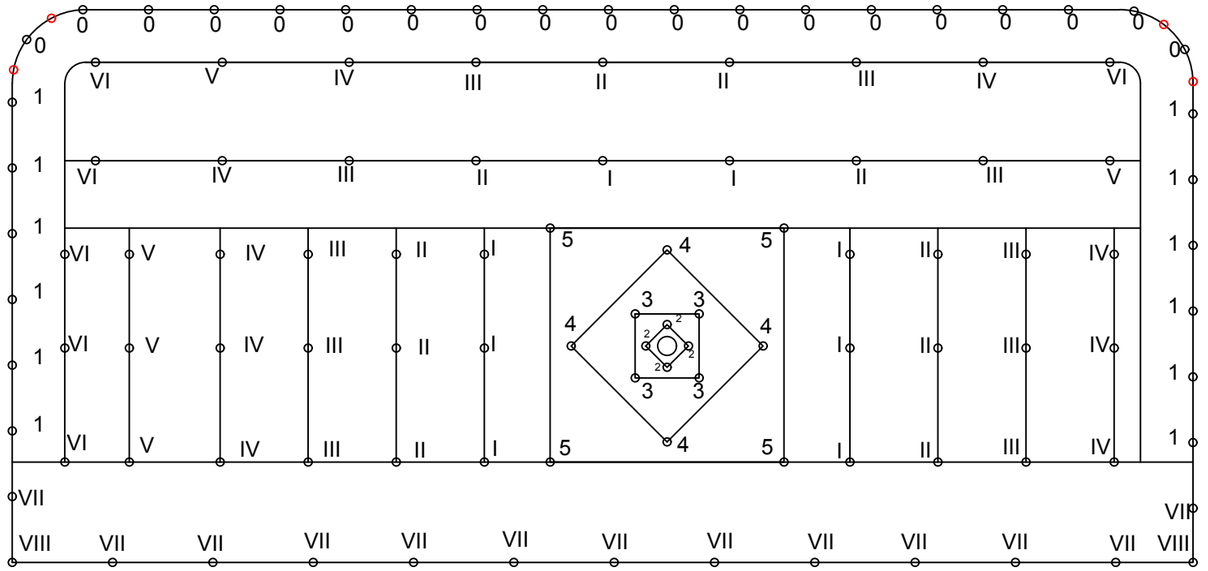
Titulo del proyecto:
Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"

Fecha:
Junio 2016

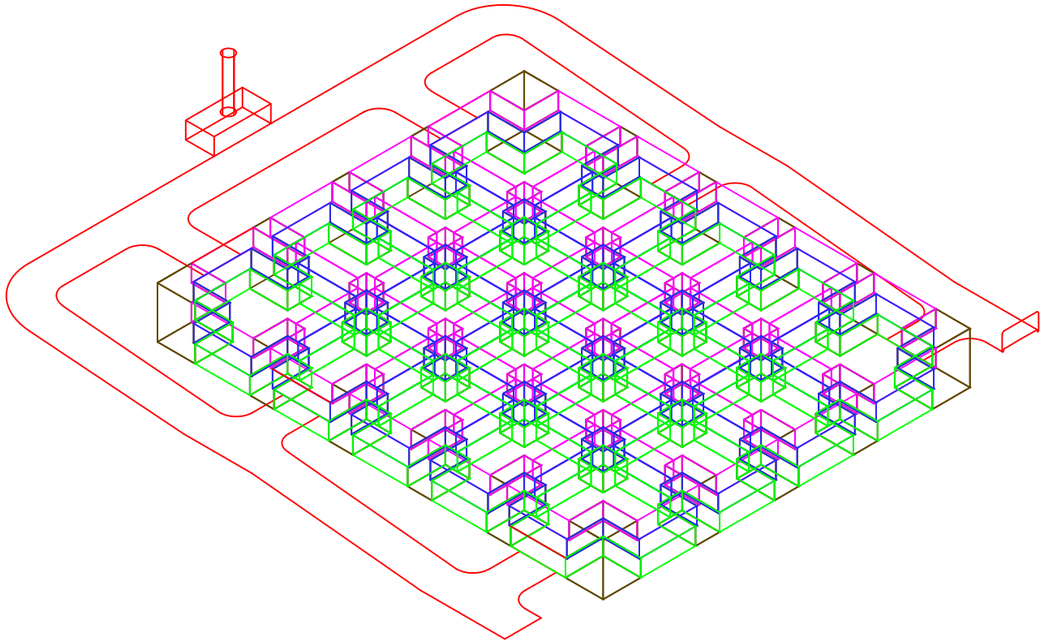
Situación:
Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)

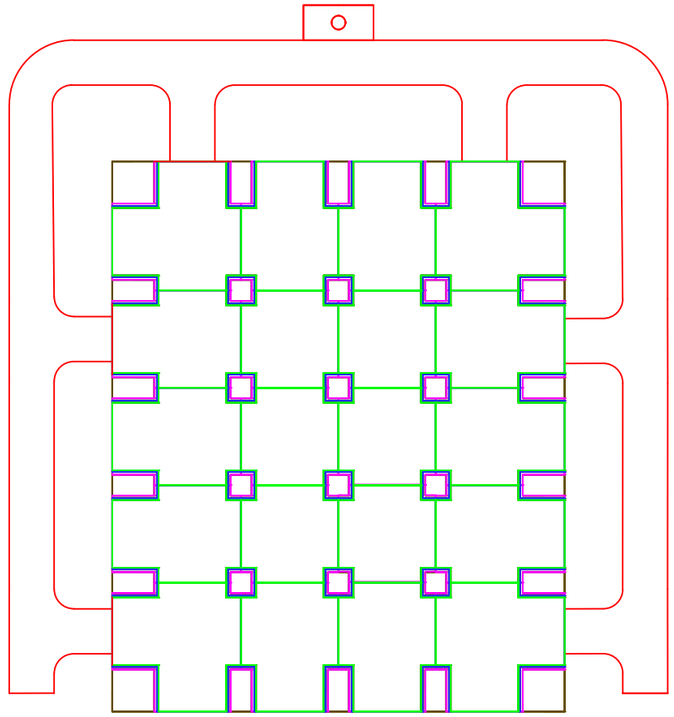
Número de plano:
Plano 7





UNIVERSIDAD DE CANTABRIA	Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía	
	NOMBRE	FIRMA
	Alumno: Miguel Colio Baldeón	
Titulo del plano: Esquema de tiro de la voladura		Escala: 1:50
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"		Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)		Número de plano: Plano 9





Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía

NOMBRE	FIRMA
Alumno: Miguel Colio Baldeón	

Titulo del plano:
Plano de la explotación

Escala:

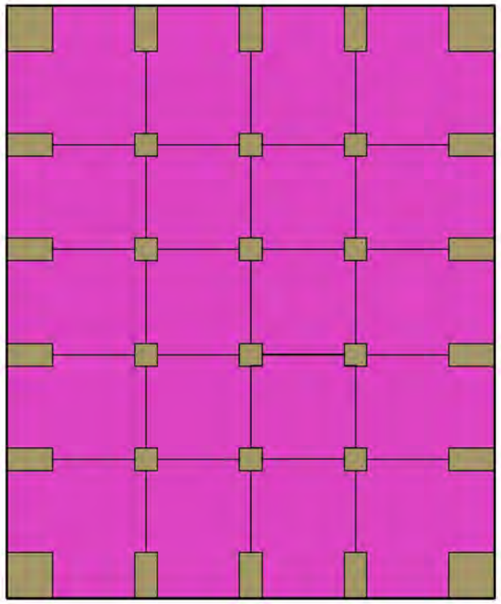
Titulo del proyecto:
Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"

Fecha:
Junio 2016

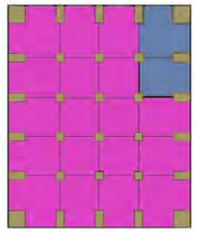
Situación:
Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)

Número de plano:
Plano 9

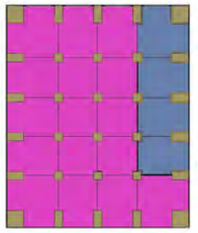
Año 0



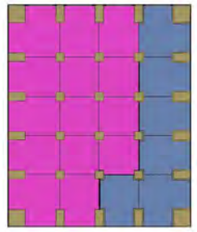
Año 1



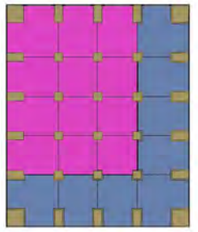
Año 2



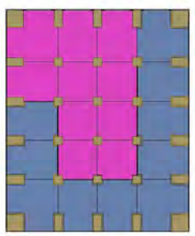
Año 3



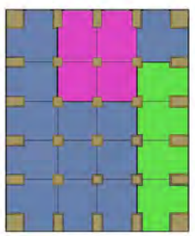
Año 4



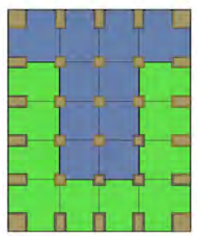
Año 5



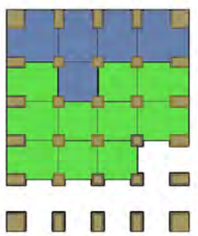
Año 10



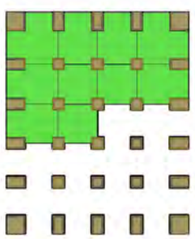
Año 15



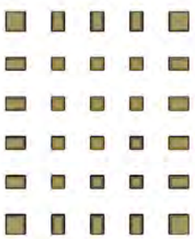
Año 20



Año 25



Año 28



UNIVERSIDAD DE CANTABRIA

Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía

NOMBRE	FIRMA
Alumno: Miguel Colio Baldeón	

Titulo del plano: Secuencia de explotación por años (Planta)

Escala: 1:10000

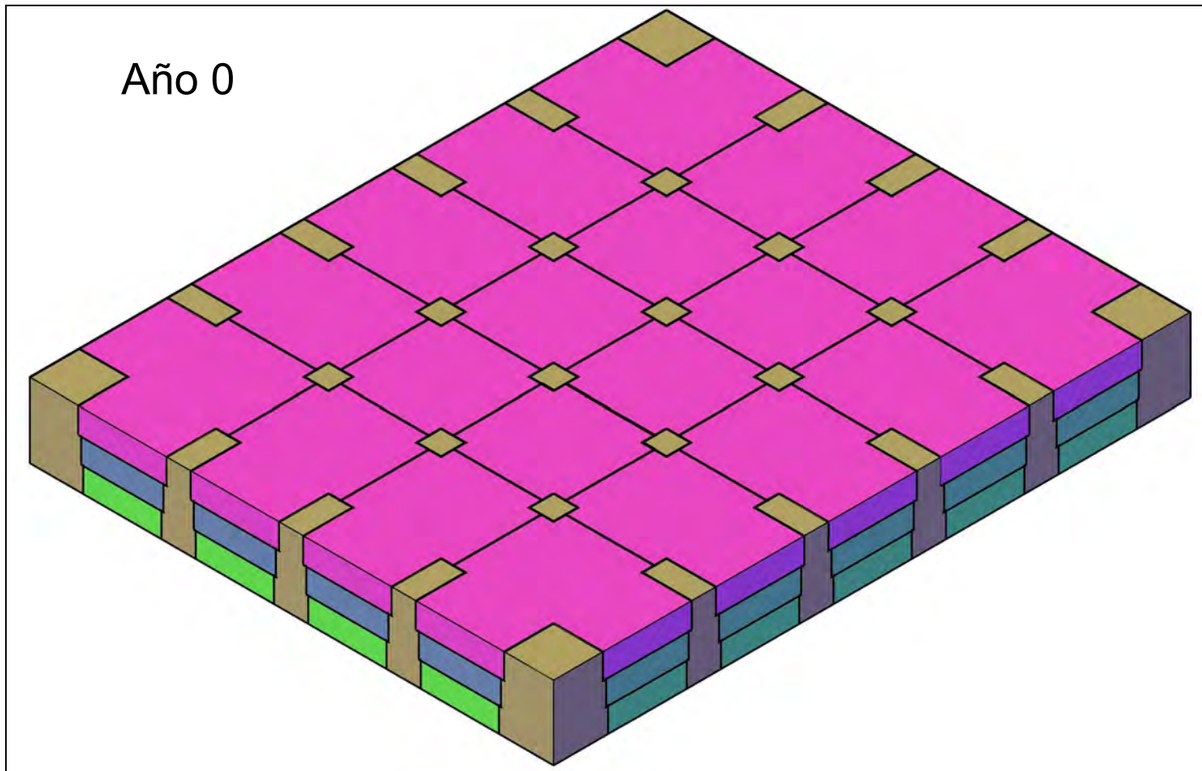
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"

Fecha: Junio 2016

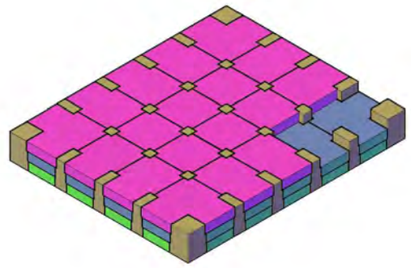
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)

Número de plano: Plano 10

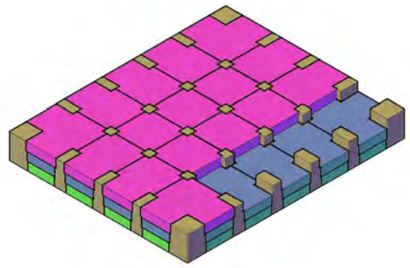
Año 0



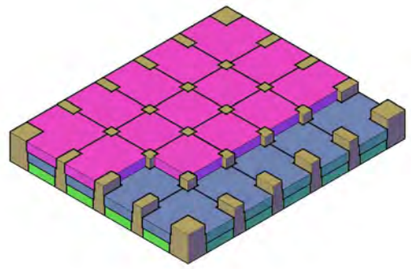
Año 1



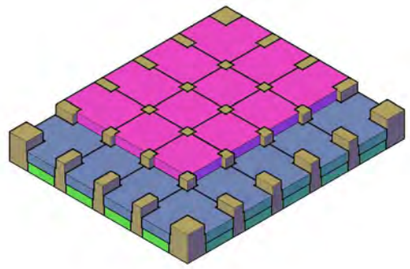
Año 2



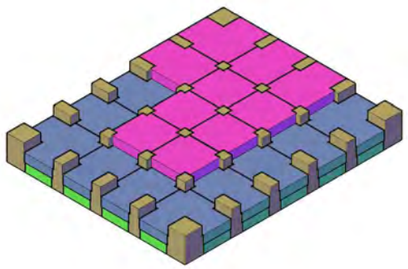
Año 3



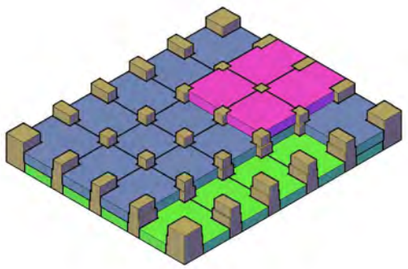
Año 4



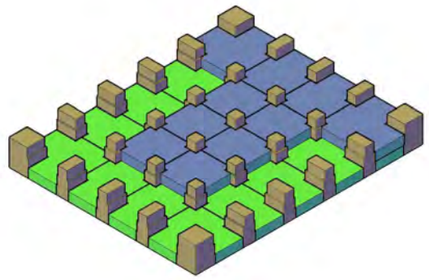
Año 5



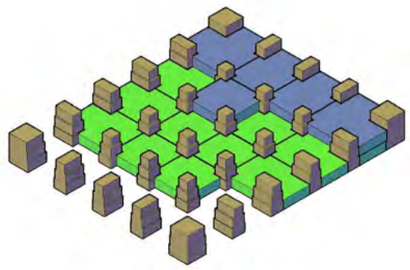
Año 10



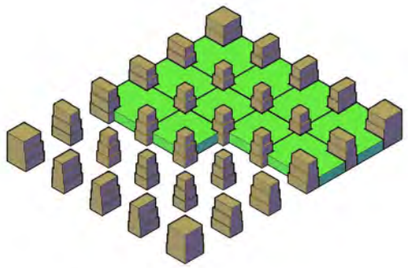
Año 15



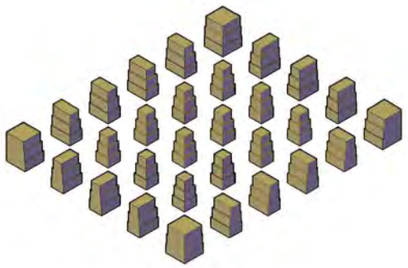
Año 20



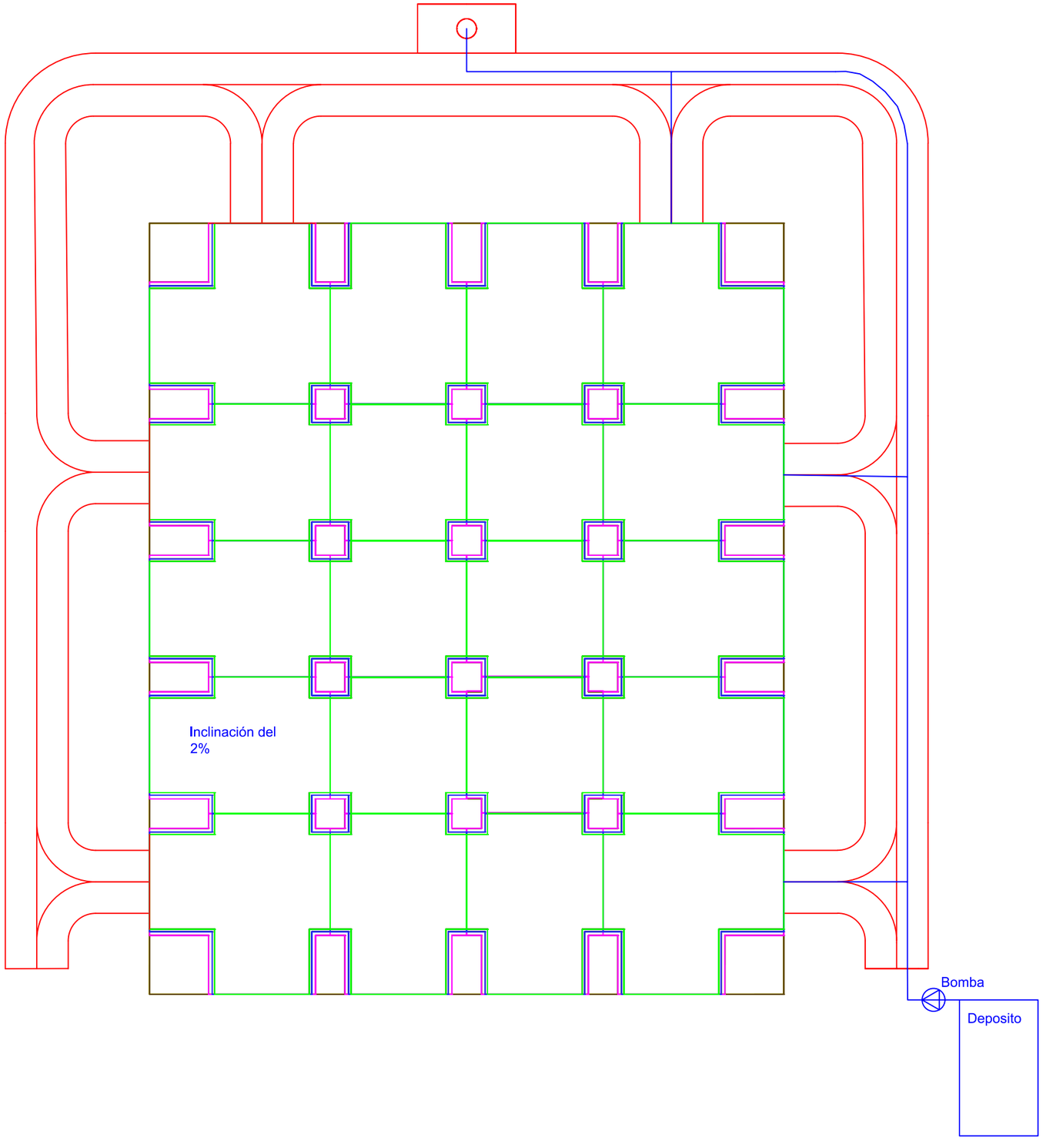
Año 25



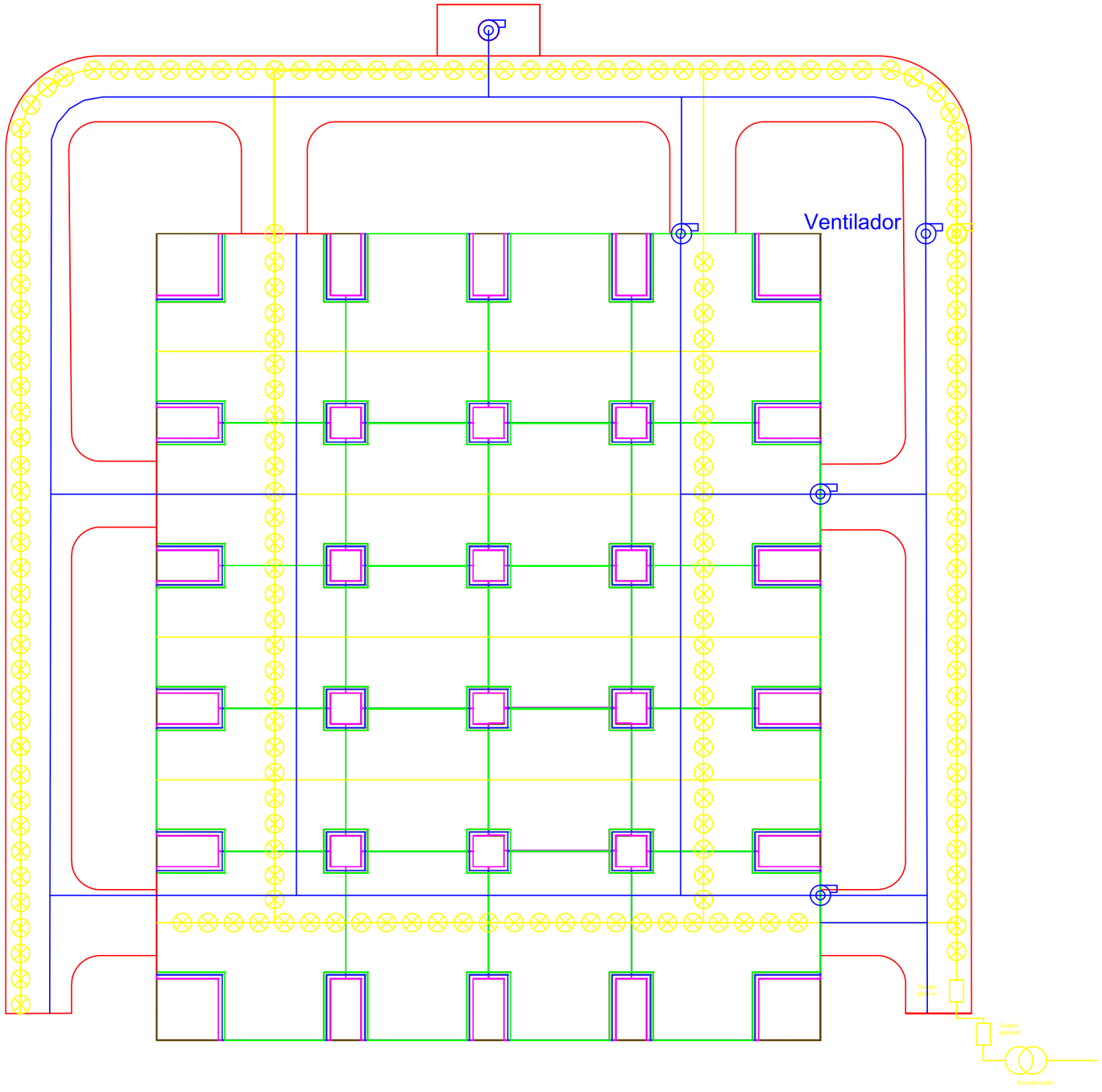
Año 28



UNIVERSIDAD DE CANTABRIA	Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía	
	NOMBRE	FIRMA
	Alumno: Miguel Colio Baldeón	
Titulo del plano: Secuenciación de explotación por años (Isométrico)		Escala: 1:10000
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"		Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)		Número de plano: Plano 11



Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía		
NOMBRE	FIRMA	
Alumno: Miguel Colio Baldeón		
Titulo del plano: Instalación de agua		Escala:
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"		Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)		Número de plano: Plano 12



UNIVERSIDAD DE CANTABRIA	Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía	
	NOMBRE	FIRMA
	Alumno: Miguel Colio Baldeón	
Titulo del plano: Instalación de electrica y de ventilación		Escala:
Titulo del proyecto: Proyecto de ampliación por interior de la cantera "Las brañas"		Fecha: Junio 2016
Situación: Muñorrodero, Val de San Vicente (Cantabria)		Número de plano: Plano 13

DOCUMENTO III. PLIEGO DE CONDICIONES

ÍNDICE

1. PLIEGO DE CONDICIONES GENERALES 1
1.1 Objeto del Pliego de Condiciones 1
1.2 Definiciones 1
1.3. Contrataciones y omisiones de la documentación 3
1.4 Normas y disposiciones de aplicación 3
1.5 Consideraciones Previas 4
1.6 Inspección y Vigilancia de la Explotación 7
1.7 Disposiciones Legales 8
1.8 Responsabilidad del Contratista 8
1.9 Desarrollo de los trabajos 9
1.10 Replanteo 9
1.11 Plazo de ejecución 11
1.12 Recepción provisional de los trabajos 11
1.13 Plazo de garantía 11
1.14 Recepción definitiva 11
1.15 Suspensión de los trabajos 12
1.16 Pago de los trabajos 12
1.17 Contradicciones 12
1.18 Actualización 12
2. CONDICIONES QUE DEBEN CUMPLIR LOS MATERIALES 13
2.1 Condiciones de tipo general 13
2.2 Explosivos 13
2.3 Almacenamiento de explosivos 14
2.4 Cementos 15
2.5 Hormigones 15
2.6 Materiales del sostenimiento 15
2.7 Otros materiales 17
2.8 Materiales que no reúnan las condiciones 17
2.9 Responsabilidad del contratista 17
3. EJECUCIÓN DE LOS TRABAJOS 18
3.1 Despeje y desbroce 18
3.2 Escarificado y Compactación del terreno 18
3.3 Excavaciones y trabajos de emboquille 18
3.5 Maquinaria móvil 27

3.6 Sostenimiento 32
4 MEDICIÓN Y ABONO DE LOS TRABAJOS 35
4.1 Modo de abonar los trabajos 35
4.2 Medición de los trabajos ejecutados 35
4.3 Obras completas 37
4.4 Obras defectuosas pero aceptables 38
4.5 Precios contradictorios 38
4.6 Liquidación 38

1. PLIEGO DE CONDICIONES GENERALES

1.1 Objeto del Pliego de Condiciones

El presente Pliego tiene por objeto la ordenación de las condiciones facultativas, económicas y legales que han de regir en la ejecución, desarrollo, control y recepción de los trabajos indicados en el presente proyecto.

En todo caso el contenido expresado en cada uno de los apartados componen el Pliego de Condiciones rige para las materias referidas en el correspondiente título siempre que no contravengan la Ley de Contratación y el Pliego de Cláusulas Administrativas Generales. En cuyo caso prevalecerá lo dispuesto en éstas.

Este Pliego será de aplicación tanto para los trabajos correspondientes a la explotación como para los trabajos de las labores preparatorias de la misma, en cuanto a que ésta sea subcontratada.

Finalmente se debe indicar que en adelante siempre que haya referencia al "Contratista" se estará haciendo referencia a la empresa encargada de la explotación y subsidiariamente a la empresa o empresas encargadas de trabajos complementarios como: voladuras, ejecución de trabajos de restauración, etc.

1.2 Definiciones

Este capítulo tiene por objeto facilitar la compresión de los términos utilizados en el presente Pliego de Bases Generales.

- Proyecto de Construcción: Es el Proyecto que define las obras y trabajos a realizar de acuerdo a la Oferta y las condiciones complementarias, que en su caso haya podido establecerse.
- Director Facultativo: Es el responsable de la vigilancia y comprobación de la correcta realización de los trabajos contratados. Esta figura es nombrada por la Administración y debe estar en posesión del título de Ingeniero Técnico o Superior de Minas.
- Dirección de Explotación: Es el órgano colegiado, formado por el Director Facultativo y sus colaboradores, y en el que éstos realicen sus funciones por delegación del Director Facultativo.
- Documento de detalle: Son el conjunto de documentos que aclaran, complementan o definen con precisión el Proyecto de Construcción durante la ejecución de las obras o trabajos contratados.
- Planos de detalle: Son aquellos que definen en toda su extensión y precisión, las características físicas y geométricas de cada uno de los elementos y sistemas contenidos en el Proyecto de Construcción.
- Copias de pedidos: Son los documentos de Contratista que reflejan el avance de la construcción, fabricación y montaje de cada uno de los elementos o equipos, tanto si se realizan en taller como en obra.
- Informes de Progreso de Obra: Son los documentos que reflejan el avance de la construcción, fabricación y montaje de cada uno de los elementos o equipos, tanto si se realizan en taller como en obra.
- Certificado de Pruebas: son los documentos emitidos por el suministrador justificativo de la salida de los materiales o elementos desde el lugar de suministro a la obra.
- Hojas de envío de materiales y equipos: Son los documentos emitidos por el suministrador y son justificativos de la salida de los materiales o elementos desde el lugar de suministro a la obra.

- Periodo de Construcción: Es el tiempo de realización de la obra, que comienza con la firma de Acta Comprobación de Replanteo y finaliza cuando todos los elementos que forman parte de la obra han sido instalados y están listos y en condiciones de funcionar.
- Periodo de Explotación: Tiempo que dura la explotación de la cantera desde su inicio con los trabajos de replanteo hasta su entrega, incluida la restauración.
- Periodo de puesta a punto: Es el tiempo que abarca desde la terminación del Período de Construcción, hasta que la instalación está en condiciones de realizar la Prueba General de Funcionamiento.
- Periodo de prueba general de funcionamiento: Es el tiempo exigido en el pliego de bases generales o el pliego de bases específicas, como tiempo mínimo de funcionamiento interrumpido y satisfactorio de todos los sistemas instalados antes de que se proceda a la Recepción Provisional.
- Prueba de reconocimiento: Son las pruebas que han de realizarse en taller o en obra sobre los elementos o sistemas antes de la Prueba General de Funcionamiento.
- Proyecto final: Es el conjunto de descripciones, planos y condiciones que definen con detalle todas las características de la obra al término de su construcción.

1.2.1 Documentos que definen las obras

Las obras quedan definidas por todos los Documentos que integran la totalidad del Proyecto, es decir: Memoria, Planos, Pliego de Condiciones y Presupuesto, así como la normativa incluida en el Presente Pliego.

1.2.1.1 Planos

Las obras se realizarán de acuerdo con los planos del Proyecto utilizados para su adjudicación y con las instrucciones y planos complementarios de ejecución que con detalle suficiente para la descripción de las obras sean elaborados.

1.2.1.2. Planos Complementarios. Nuevos Planos

El contratista deberá entregar por escrito dirigido a la Dirección de la Explotación, los planos complementarios de ejecución necesarios para definir las obras que hayan de realizarse con treinta días de antelación a la fecha prevista de acuerdo con el programa de trabajos.

1.2.1.3. Interpretaciones de los planos

Cualquier duda en la interpretación de los planos deberá ser comunicada por escrito al Director Facultativo, el cual antes de quince días dará las explicaciones necesarias para aclarar los detalles que no estén perfectamente definidos en los planos.

1.2.1.4. Confrontación de planos y medidas

El contratista deberá confrontar, inmediatamente todos los planos que le hayan sido facilitados y deberá informar prontamente al Director Facultativo sobre cualquier anomalía y contradicción. Las cotas de los planos prevalecerán siempre sobre las medidas a escala.

1.3. Contrataciones y omisiones de la documentación

Lo mencionado en el Pliego de Condiciones y omitido en los planos o viceversa habrá de ser ejecutado como si estuviera expuesto en ambos documentos; en caso de contradicción entre los planos y el presente Pliego de Condiciones, prevalecerá lo prescrito en éste último, salvo criterio en contra del Ingeniero Director Facultativo.

Las omisiones de los Planos y Pliego de Condiciones o las descripciones erróneas de los detalles de la obra que sean manifiestamente indispensables para llevar a cabo la intención expuesta en los Planos y Pliegos de Condiciones y lo que, por uso y costumbre deba ser realizado, no sólo no exime al contratista de la obligación de ejecutar estos detalles de obra omitidos o erróneamente descritos, sino que por el contrario deberán ser ejecutados como si lo hubieran sido correctamente y de forma completa tanto en planos como en el Pliego de Condiciones.

1.4 Normas y disposiciones de aplicación

Será de aplicación a estas obras cuanto se prescribe en el presente Pliego de Condiciones. Para todo cuanto esté expresamente previsto en este Pliego serán de aplicación, es decir, preceptivas y obligatorias, las Leyes, Reglamentos, Instrucciones, Normas y otros Documentos que se relacionan a continuación y cuantos otros tuvieran alguna relación con estas obras.

- Pliego de Cláusulas administrativas generales para la contratación de obras del estado: Decreto 3854/1970 de 31 de Diciembre.
- Reglamento General de Contratación: Decreto 3410/75 de 25 de Noviembre.
- Real Decreto Legislativo 98 de 2 de Mayo, que incorpora el derecho comunitario europeo en materia de contratación.
- Ley de Contratos del Estado de las Administraciones públicas: 13/1995 de 18 de Mayo.
- Reglamento de Contratación de las Corporaciones Locales.
- Decreto 462/71 normas sobre proyectos y dirección de explotación y modificaciones. Instrucción para el proyecto y ejecución de obras de hormigón
- Real Decreto 863/1985 del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera.
- Real Decreto 1389/1997 de 24 de Octubre por el que se establecen disposiciones mínimas de seguridad y salud en la industria extractiva.
- Reglamento Electrotécnico para Baja tensión y Normativa Complementaria.
- Otra normativa vigente.
- Reglamento de productos petrolíferos.

En caso de discrepancia entre lo especificado en dicha documentación, salvo manifestación expresa en contrario en el Presente Proyecto, se entenderá que es válida la prescripción más restrictiva, o en su defecto la relacionada en primer lugar en la lista previa.

Cuando en alguna disposición se haga referencia a otra que haya sido modificada o derogada, se entenderá que dicha modificación o derogación se extiende a aquella parte de la primera que haya quedado afectada.

Serán, además, de aplicación en la ejecución de estas unidades de obra sobre protección del entorno o Impacto Ambiental:

- Decreto 3025/1974 de 9 de Agosto, sobre limitación de la contaminación producida por los automóviles.
- Ley 20/1986 de 14 de Mayo, básica de residuos tóxicos y peligrosos.

- Orden 28 de Febrero 1989, que regula las situaciones específicas para las actividades de producción y gestión de aceites usados.

Cuantas disposiciones generales existan sobre la materia de acuerdo con la legislación vigente que guarde relación con la misma, con sus instalaciones auxiliares o con trabajos necesarios para ejecutarlas.

El contratista se obliga al cumplimiento de lo dispuesto en el Estatuto de los Trabajadores así como de aquellas normativas que pudieran entrar en vigor durante el periodo de explotación de obras.

1.5 Consideraciones Previas

Antes de que el Contratista comience la ejecución de los trabajos, deberá comprobar cuidadosamente que la seguridad de los edificios, obras de infraestructura y demás obras existentes que se encuentren próximas a la ubicación de las actuaciones contempladas en este Proyecto, no padecerán por causas de éstas.

Previo al inicio de los trabajos, el Contratista determinará la existencia de cables subterráneos, como líneas de transporte de energía eléctrica tanto en alta como en baja tensión, telégrafos, teléfonos, etc. en la zona afectada por las obras, advirtiéndolo a sus propietarios, a fin de que éstos adopten las oportunas medidas de seguridad. Esto es también aplicable a cualquier otra conducción subterránea, incluidas las redes de distribución de agua potable y saneamiento existentes.

Siempre que no se indique nada en contra, el Contratista deberá reponer en su estado anterior, antes de comenzar las obras, los terrenos no afectados directamente por la ejecución de las mismas y que hayan sido afectados por él.

El Contratista deberá procurarse los permisos oficiales para la realización de las obras, así como las consecuencias derivadas de éstas, incluyendo las precauciones y dispositivos destinados al mantenimiento del tráfico, tales como iluminación, balizamiento de las obras, palenques, defensas, encauzamientos de aguas, etc.

Eventualmente el Director Facultativo podrá ordenar la ejecución de drenajes para la evacuación de aguas mediante excavaciones, estas obras se abonarán separadamente.

Las mediciones para ejecución y abono de las obras, incluyendo el suministro de los medios precisos para la realización de los mismos, como plantillas, jalones, etc. Su conservación durante los trabajos y suministros del personal, serán de cuenta del Contratista. También deberá entregar planos completos y detallados de las obras efectuadas.

Las tuberías de saneamiento, conducciones, instalaciones bajo tubo y cables que aparezcan durante las obras, deberán ser protegidas de acuerdo con las indicaciones de los propietarios de forma que continúen prestando servicio. Se protegerán las conducciones de agua potable y gas (en caso de existir). Cuando sea preciso sustituirlas se hará por otras de calidades no inferiores a las existentes suplidas siempre previo consentimiento del Director Facultativo. Sólo se admitirán reclamaciones cuando la separación de las conducciones no pueda efectuarse en la misma zanja en que se encuentran las anteriores.

1.5.1 Dirección de Explotación

El Director Facultativo es la persona con titulación adecuada y suficiente, directamente responsable de la comprobación y vigilancia de la correcta realización de la explotación y de las obras contratadas.

Las atribuciones asignadas en el presente Pliego al Director Facultativo y las que asigne la legislación vigente, podrán se delegadas en su personal colaborador de acuerdo con las prescripciones establecidas, pudiendo exigir el Contratista de dichas atribuciones delegadas que se emitan explícitamente en orden que conste en el correspondiente “Libro de Órdenes” de la obra.

Cualquier miembro del equipo colaborador del Director Facultativo, incluido explícitamente en el órgano de Dirección de Explotación, podrá dar en caso de emergencia, a juicio de él mismo, las instrucciones que se estimen pertinentes dentro de las atribuciones delegadas se emitan explícitamente en orden que conste en el correspondiente “Libro de Órdenes” de la obra.

Cualquier miembro del equipo colaborador del Director Facultativo, incluido explícitamente en el órgano de Dirección de Explotación, podrá dar en caso de emergencia, a juicio de él mismo, las instrucciones que se estimen pertinentes dentro de las atribuciones legales, que serán de obligado cumplimiento del Contratista.

Se considera el presente Pliego que las expresiones Director Facultativo y Dirección de Explotación son prácticamente ambivalentes, teniendo en cuenta lo antes enunciado.

Las funciones del Director Facultativo, en orden a la dirección, control y vigilancia de la explotación y de las obras que fundamentalmente afecten a sus relaciones con el Contratista, son las siguientes:

- Exigir al Contratista, directamente o a través del personal a sus órdenes, el cumplimiento de las condiciones contractuales.
- Garantizar la ejecución de las obras y de los trabajos de explotación con estricta sujeción al proyecto aprobado, o modificaciones debidamente autorizadas y el cumplimiento del programa de trabajo.
- Definir aquellas condiciones técnicas que los Pliegos de Prescripciones correspondiente dejan a su decisión.
- Resolver todas las cuestiones técnicas que surjan en cuanto a interpretación de planos, condiciones de materiales y de ejecución de unidades de obra, siempre que no se modifiquen las condiciones del contrato.
- Estudiar las incidencias o problemas planteados en las obras que impidan el normal cumplimiento del Contrato o aconsejen su modificación, tramitando, en su caso, las propuestas correspondientes.
- Proponer las actuaciones procedentes para obtener, de los organismos oficiales y de los particulares, los permisos y autorizaciones necesarias para la ejecución de las obras y ocupación de los bienes afectados a ellas, y resolver los problemas planteados por los servicios y servidumbres relacionados con las mismas.
- Asumir personalmente y bajo su responsabilidad, en casos de urgencia o gravedad, la dirección inmediata de determinadas operaciones o trabajos en curso, para lo cual el Contratista deberá poner a su disposición el personal, material de la obra y maquinaria necesaria.
- Elaborar las certificaciones al Contratista de las obras relacionadas y del volumen de cuarcita explotado, conforme a lo dispuesto en los documentos del Contrato.
- Participar en la recepción provisional y definitiva y redactar la liquidación de las obras, conforme a las normas legales establecidas.
- El contratista estará obligado a prestar su colaboración al Director Facultativo para el normal cumplimiento de las funciones a éste encomendadas.

1.5.2 Organización y representación del contratista

El contratista con su oferta incluirá un organigrama designado para las distintas funciones del personal que compromete en la realización de los trabajos, incluyendo como mínimo funciones que más adelante se indican con independencia de que en función del tamaño de la obra puedan ser asumidas varias de ellas por una misma persona.

El Contratista, antes de que se inicien las obras comunicará por escrito el nombre de la persona que haya de estar por su parte al frente de las obras para representarle como "Delegado de Obra" o "Jefe de Explotación" según lo dispuesto en el Pliego de Cláusulas Administrativas Generales para la Contratación de Obras, y Pliegos de Licitación.

Este representante, con plena dedicación a la explotación tendrá la titulación adecuada y la experiencia profesional suficiente, a juicio de la Dirección de Explotación, y no podrá ser sustituido sin previo conocimiento y aceptación por parte de aquélla.

Igualmente, comunicará los nombres, condiciones y organigramas adicionales de las personas que, dependiendo del citado representante, hayan de tener mando y responsabilidad de sectores de la explotación, siendo obligado, al menos que exista con plena dedicación un Ingeniero o Arquitecto Técnico y será de aplicación todo lo indicado anteriormente en cuanto a experiencia profesional, sustituciones de personas y residencia.

El Contratista incluirá con su oferta los "currículo vitae" del personal de la organización que asignaría a estos trabajos, hasta nivel de encargado inclusive, en la inteligencia que cualquier modificación posterior solamente podrá realizarse previa aprobación de la Dirección de Explotación o por orden de ésta.

Antes de iniciarse los trabajos, la representación del Contratista y la Dirección de Explotación acordarán los detalles de sus relaciones estableciéndose modelos y procedimientos para comunicación escrita entre ambos, transmisión de órdenes, así como la periodicidad y nivel de reuniones para control de la marcha de las obras. Las reuniones se celebrarán cada quince días salvo orden escrita de la Dirección de la Explotación.

La Dirección de Explotación podrá suspender los trabajos, sin que ello se deduzcan alteración alguna de los términos y plazos contratados, cuando no se realicen bajo la dirección del personal facultativo designado por el Contratista para los mismos y en cuento no se cumpla este requisito.

La Dirección de Explotación podrá exigir al Contratista de designación de nuevo personal facultativo, cuando la marcha de los trabajos respecto al Plan de Trabajos así requiera a juicio de la Dirección de Explotación. Existe siempre dicho requisito en los casos de incumplimiento de las órdenes recibidas o de negativa a suscribir, con su conformidad o reparos, los documentos que reflejen el desarrollo de las obras, como partes de la situación, datos de medición de elementos a ocultar, resultados de ensayos, órdenes de la Dirección de Explotación y análogos por las disposiciones del Contrato o convenientes para su mejor desarrollo del mismo.

1.6 Inspección y Vigilancia de la Explotación

La inspección y vigilancia de los trabajos de explotación corresponde al Ingeniero Director de la misma y al personal técnico a sus órdenes.

El Ingeniero Director decidirá sobre la interpretación de los planos y de las condiciones de este Pliego y será el único autorizado para modificarlos. Podrá vigilar todos los trabajos y los materiales que se empleen, pudiendo rechazar los que no cumplan las condiciones exigidas.

El Ingeniero Director, o su representante, tendrá acceso a todas las partes de la obra, y el contratista les prestará toda la información y ayuda necesarias para llevar a cabo una inspección completa y detallada. Se podrá ordenar la remoción y sustitución a expensas del Contratista, de toda la obra hecha o de todos los materiales usados sin la supervisión de la Dirección de Explotación.

El Contratista comunicará con antelación suficiente, nunca menos de ocho días, los materiales que tenga intención de utilizar, enviando muestras para su ensayo y aceptación y facilitando los medios necesarios para la inspección.

El Ingeniero Director podrá exigir que el Contratista retire de las obras a cualquier empleado u operarios por incompetencia, falta de subordinación o que sea susceptible de cualquier otra objeción.

El Ingeniero Director podrá rechazar cualquier máquina o elemento que juzgue inadecuado y podrá exigir los que razonablemente considere necesarios.

Tanto el personal como la maquinaria y restantes medios quedarán afectados a la explotación, y en ningún caso el Contratista podrá retirarlos sin autorización expresa del Ingeniero Director.

El Contratista aumentará los medios e instalaciones auxiliares, almacenes y personal técnico siempre que el Director lo estime necesario para el desarrollo de las obras en el plazo ofrecido.

El Contratista podrá exigir que todas las órdenes del Ingeniero Director le sean dadas por escrito y firmadas, con arreglo a las normas habituales en estas relaciones técnico-administrativas.

Se llevará un Libro de Órdenes, con hojas numeradas, en el que se expondrán, por duplicado, las que se dicten en el curso de las obras y serán firmadas por ambas partes entregándose una copia firmada al contratista.

Además de la inspección y vigilancia de las obras efectuadas por el Ingeniero Directos de las mismas y el personal técnico a sus órdenes, si éste lo considera necesario, existirá un vigilante de la ejecución material durante la jornada legal, siendo de cuenta del Contratista el abono del sueldo.

Si el Contratista conviniese establecer más de un turno de trabajo por día laborable, deberá solicitarlo al Ingeniero Director, y si le fuese concedida la autorización regirían las mismas reglas anteriores para el nombramiento y abono del sueldo del Vigilante para el turno o turnos que se autoricen.

Si antes de comenzar las obras, o durante su construcción, el Ingeniero Director acordase introducir en el proyecto modificaciones que impongan aumento o reducción, y aún supresión de las cantidades marcadas en el Presupuesto, o sustitución de una clase de fábrica por otra, serán obligatorias para el Contratista estas disposiciones, sin que tenga derecho, en

caso de supresión o reducción de obra, a reclamar ninguna indemnización a pretexto de pretendidos beneficios que hubiera podido obtener en la parte reducida o suprimida.

Aun cuando las reformas hicieran variar los trazados, si se le anuncian al Contratista con la debida anticipación, no podrá exigir indemnización alguna bajo ningún concepto.

Tendrá derecho, en caso de modificación, a que se prorrogue prudencialmente, y a juicio del Ingeniero Director, el plazo para la terminación de obras.

El Contratista no podrá hacer por sí mismo alteraciones en ninguna de las partes del Proyecto aprobado sin autorización escrita del Ingeniero Director, sin cuyo requisito no le serán de abono los aumentos que pudieran resultar a consecuencia de las variaciones no autorizadas.

1.7 Disposiciones Legales

Queda obligado el Contratista a dar cumplimiento a lo que obligan las Leyes, debiendo estar al corriente en el pago de Seguros Sociales, de Accidentes, Mutualidades, y demás índole laboral, abono de fiestas y vacaciones, etc. En definitiva, al cumplimiento de todas las disposiciones legales, leyes, normas, reglamentaciones, etc., en vigor sobre legislación social, así como las aplicables en la contratación de obras públicas y protección de la Industria Nacional.

Está también obligado al cumplimiento de cuanto el Director Facultativo le dicte encaminando a garantizar la seguridad de los obreros y buena marcha de las obras, bien entendido que, en ningún caso dicho cumplimiento eximirá al Contratista de responsabilidad.

El Contratista deberá cumplir todas las disposiciones vigentes sobre Seguridad e Higiene en el Trabajo.

Sin perjuicios de los vigilantes de la explotación dependientes de la Inspección de explotación, que será ejercida por el Ingeniero Director y sus delegados facultativos, y que será a cargo del Contratista, deberá éste ejercer la necesaria vigilancia y adoptar de un modo general, al efectuarse los trabajos, las precauciones necesarias para evitar desgracias y perjuicios, debiendo tener personal técnico competente al frente de los trabajos y responsable de los mismo, domiciliados en la misma localidad.

El Contratista estará obligado a colaborar con otros contratistas o subcontratistas en la medida que le sea solicitado por la Dirección de la Explotación.

1.8 Responsabilidad del Contratista

El Contratista es el único responsable de los daños, accidentes o desgracias que puedan ocurrir por falta de precaución, órdenes de ejecución, mala calidad de los útiles o herramientas, etc., que se empleen en la explotación y que puedan imputarse a la impericia o imprudencia del Contratista, o de sus operarios, ya que las referidas faltas son independientes de la inspección y vigilancia de las obras, la cual solo responderá del cumplimiento de las reglas generales de orden técnico que se deriven del proyecto aprobado y de las instrucciones del Ingeniero Director. Deberá, por tanto, el Contratista tomar toda clase de precauciones durante la ejecución de los trabajos de explotación y las obras en todo momento, para evitar que sobrevengan daños a las propiedades y personas con motivo de aquellas, teniendo obligación también de colocar las señales y elementos de precaución que sean necesarios, en evitación de daños y perjuicios.

El Contratista protegerá todos los materiales y la propia explotación contra todo deterioro y daño durante el período de explotación y restauración y almacenará y protegerá contra incendios todas las materias inflamables, explosivos, etc., cumpliendo todos los reglamentos aplicables. Salvo que indique expresamente lo contrario, construirá y conservará a su costa todos los pasos o caminos provisionales, alcantarillas, señales de tráfico y todos los recursos necesarios para proporcionar seguridad y facilitar el tránsito dentro de la explotación.

El Contratista tomará, a sus expensas, las medidas oportunas para que no se interrumpa el tráfico de vías existentes. El Contratista queda obligado, por su cuenta a construir y retirar al final de la explotación todas las edificaciones auxiliares para oficinas, almacenes, etc., que sean necesarias para la ejecución de los trabajos. Todas estas construcciones estarán supeditadas a la aprobación del Director de la Explotación en lo que se refiere a su ubicación, dimensiones, etc.

El suministro de energía eléctrica es por cuenta del Contratista, el cual deberá establecer la línea de suministro en alta tensión, subestaciones, red de baja, etc., que sea necesario. El precio de facturación de esta energía se especificará de común acuerdo entre el Contratista y el Director. También será de su cuenta el suministro de agua.

A la terminación de las obras y dentro del plazo que señale el Director, el Contratista retirará todas sus instalaciones, herramientas, materiales, etc., y procederá a la limpieza general de la obra.

Será cuenta del Contratista indemnizar todos los daños que causen a terceros como consecuencia de las operaciones que requiera la ejecución de las obras. Será, asimismo, de cuenta del Contratista los gastos de ejecución de cuantos ensayos estime oportunos realizar el Director Facultativo, no pudiendo ser superior el 1 % del Presupuesto para la Contrata.

1.8.1 Responsabilidades a terceros

Todas las reclamaciones por daños que reciba el Contratista serán notificadas por escrito y sin demora al Director Facultativo. El Contratista notificará al Director Facultativo por escrito y sin demora cualquier accidente o daño que se produzca en la ejecución de los trabajos.

El Contratista tomará las precauciones necesarias para evitar cualquier clase de daños a terceros, y atenderá, a la mayor brevedad, las reclamaciones de propietarios y afectados que sean aceptadas y comunicadas por escrito por el Director Facultativo.

En el caso de que se produjesen daños a terceros, el Contratista informará de ellos al Director Facultativo y a los afectados. El Contratista repondrá el bien a su situación original con la máxima rapidez, especialmente si se trata de un servicio público fundamental o si hay riesgos importantes.

1.9 Desarrollo de los trabajos

De acuerdo con lo preceptuado en el Reglamento General de Contratación, antes de los treinta días contados a partir de la fecha de la firma del Contrato, el Contratista deberá presentar, por escrito y cuadriplicado, un programa de trabajo, en el que se especifiquen los plazos parciales y fechas para las distintas fases de la explotación, para ser aprobado o modificado por la Dirección. A dicho programa habrá de atenerse la Contrata en lo sucesivo obligándole los plazos parciales de la misma forma que el final

1.10 Replanteo

El Director de la explotación proporcionará las referencias materiales sobre las que habrá de basarse el Proyecto. Por la Dirección de Explotación se efectuará la comprobación del replanteo de la explotación o de los replanteos parciales que sean necesarios, debiendo presenciar dichas operaciones el Contratista, el cual se hará cargo de los hitos, marcas, señales, estacas o referencias que se dejen en el terreno, estando obligado a su conservación.

Del resultado de estas operaciones se levantarán actas, por duplicado, que firmarán la Dirección de Explotación y el Contratista. A este se le entregará un ejemplar firmado de cada una de dichas actas.

El Contratista podrá exponer todas las dudas referentes al replanteo, pero una vez firmada el acta correspondiente quedará responsable de la exacta ejecución de las obras. El Contratista será responsable de los errores de los replanteo s con relación a los planos acotados que el Ingeniero Director le facilite.

1.10.1 Reclamaciones a terceros

Como acto inicial de los trabajos, la Dirección de Explotación y el Contratista comprobarán e inventariarán las Bases de Replanteo que han servido de soporte para la realización de la Topografía del Proyecto y que se encuentran reseñadas en los correspondientes planos de localización.

Solamente se considerarán como inicialmente válidas aquéllas marcadas sobre hitos permanentes que no muestren señales de alteración. Mediante un acta de Recepción, el Contratista dará por recibidas las Bases de Replanteo que se haya encontrado en condiciones satisfactorias de conservación. A partir de este momento será responsabilidad del Contratista la Conservación y mantenimiento de las Bases debidamente referenciadas y su reposición con los correspondientes levantamientos complementarios.

El Contratista, en base a la información del Proyecto e hitos de replanteo conservados, elaborará un Plan de Replanteo que incluya la comprobación de las coordenadas de los hitos existentes y su cota de elevación a las bases complementarias y programa el replanteo y nivelación de puntos de alineaciones principales, secundarias y obras de fábrica.

Este programa será integrado al Director Facultativo para la aprobación, inspección y comprobación de los trabajos de replanteo, por la Dirección de Explotación, si lo considera oportuno.

1.10.2 Replanteo y nivelación de puntos de alineaciones principales

El Contratista procederá al replanteo y estaquillado de puntos característicos de las alineaciones principales partiendo de las bases de replanteo comprobadas y aprobadas por la Dirección de Explotación como válidas para la ejecución de los Trabajos.

Asimismo ejecutará los trabajos de nivelación necesarios para asignar la correspondiente cota a los puntos característicos en cuanto a las condiciones finales de explotación.

La ubicación de los puntos característicos, se realizará de forma que pueda conservarse dentro de lo posible en situación segura durante el desarrollo de los trabajos.

1.10.3 Replanteo y nivelación de los restantes ejes y obras de fábrica

El Contratista situará y construirá los puntos fijos o auxiliares necesarios para los sucesivos replanteos de detalle de los restantes ejes y obras de fábrica. La situación y cotas quedarán debidamente referenciadas respecto a las bases principales de replanteo.

1.10.4 Acta de comprobación del replanteo previo: Autorización de inicio

La Dirección de Explotación, en presencia del jefe de Explotación o del responsable del equipo de topografía del Contratista, procederá a efectuar la Comprobación del Replanteo, antes del inicio de las obras, en el plazo de un mes contando a partir de la notificación por escrito al contratista de la adjudicación de los trabajos. El perímetro de la explotación y la localización de los bancos iniciales de la explotación así como las obras de fábrica así como los puntos fijos o auxiliares necesarios para los sucesivos replanteos de detalle.

El Contratista transcribirá y el Director Facultativo autorizará con su firma, el texto del Acta de Comprobación del Replanteo previo en el libro de Órdenes. Los datos, cotas y puntos

fijados se anotarán, en un anejo al Acta. Cuando el resultado de la comprobación del replanteo demuestre la posición y la disposición real de los terrenos, su idoneidad y la viabilidad del proyecto, a juicio facultativo del Director Facultativo, éste dará la autorización para iniciadas, haciéndose constar este extremo explícitamente en el Acta de Comprobación de Replanteo extendida, de cuya autorización quedará notificado el Contratista.

1.10.5 Responsabilidad de la comprobación del replanteo

En cuanto que forman parte de los trabajos de comprobación del Replanteo Previo, será responsabilidad del Contratista la realización de los trabajos incluidos en el Plan de Replanteo así corno todos los trabajos de Topografía precisos para la ejecución de los trabajos de explotación y obras auxiliares, conservación y reposición de hitos, excluyéndose los trabajos de comprobación realizados por la Dirección de Explotación.

Los trabajos responsabilidad del Contratista anteriormente mencionados serán a su costa y por lo tanto se considerarán repercutido s en los correspondientes precios unitarios de adjudicación.

Esta obligado el Contratista a poner en conocimiento del director Facultativo cualquier error o insuficiencia que observase en las Bases del Replanteo Previo, aun cuando ello no hubiese sido advertido al hacerse la Comprobación del Replanteo Previo. En tal caso, el Contratista podrá exigir que se levante acta complementaria, en la que consten las diferencias observadas y la forma de subsanarlas.

1.11 Plazo de ejecución

El plazo de ejecución de las fases de explotación contratadas se fijará en las condiciones administrativas que formarán los documentos de contrata. Si el Contratista no ejecutase los trabajos especificados en los plazos marcados, se le impondrá la multa que se especifique en el Pliego de Condiciones Económicas Administrativas, y en el caso de que no se hubiera especificado, las que figuran en el Reglamento General de Contratación del Estado.

En el caso de fuerza mayor será prorrogable el plazo de terminación de los trabajos, el cual es propuesto por el Ingeniero Director a petición del Contratista.

1.12 Recepción provisional de los trabajos

Una vez terminados los trabajos de explotación contratados, la Dirección Facultativa practicará todos los reconocimientos que juzgue necesarios para cerciorarse de que los trabajos están ejecutados con arreglo a las condiciones del contrato, procediéndose a la recepción provisional de los mismos.

1.13 Plazo de garantía

Hecha la recepción provisional, empezará a correr el plazo de garantía, que será de un año. Durante este período será de cuenta del Contratista todos los trabajos de conservación y reparación necesarias.

1.14 Recepción definitiva

Terminando el plazo de garantía se reconocerá nuevamente la explotación y si está en condiciones de ser recibida se efectuará la recepción definitiva.

Si al hacer este reconocimiento se notarán desperfectos no achacables al uso, o bien, mala calidad de materiales, deberá corregirlos el contratista por su cuenta en el plazo que se señale, no superior a dos meses, declarándose en caso de no hacerlo así, rescindido el contrato con pérdida de fianza.

1.15 Suspensión de los trabajos

Cuando la entidad propietaria desee suspender la ejecución de los trabajos, tendrá que avisar con un mes de anticipación y el Contratista tendrá que suspender los trabajos son derecho a indemnización.

Si la suspensión de los trabajos fuese motivada por el Contratista, el propietario se reserva el derecho a la rescisión del Contrato, abonando al Contratista tan solo los trabajos ejecutados, con pérdida de garantía como indemnización de perjuicios, quedando siempre obligado el Contratista a responder de los perjuicios superiores.

1.16 Pago de los trabajos

El pago de los trabajos se verificará en la forma que se establezca en el Pliego de Condiciones Económico-Administrativas

1.17 Contradicciones

En caso de contradicciones entre este Pliego y el Pliego de Condiciones Económico Administrativas se entiende regirá el último Pliego en lugar de éste.

1.18 Actualización

El presente Pliego será objeto de las modificaciones que le imponga la evolución normal de la técnica, y de aquellas otras que vengan impuestas por nuevas legislaciones sobre su contenido y finalidad.

2. CONDICIONES QUE DEBEN CUMPLIR LOS MATERIALES

2.1 Condiciones de tipo general

Todos los materiales a emplear en la explotación serán de primera calidad y reunirán las condiciones exigidas en las disposiciones vigentes referentes a materiales y prototipos de la construcción.

En cualquier caso tendrán prioridad, sobre cualquier otro, aquellos materiales, sistemas, prototipos, instalaciones o unidades de obra que posean autorización de uso, sellos y marcas de calidad vigentes, refrendadas por la Administración.

Todos los materiales, podrán ser sometidos a los análisis o pruebas por cuenta del Contratista, que se crean necesarios para acreditar su calidad, según los criterios establecidos en este Pliego. Aquellos materiales que no se especifiquen y que resulten necesarios emplear en la obra, deberán ser aprobados por la Dirección de explotación, bien entendido que serán rechazados aquellos que no reúnan las condiciones exigidas

2.2 Explosivos

2.2.1 Explosivos autorizados

Únicamente podrán emplearse los explosivos, detonadores y artificios, que hayan sido homologados y catalogados oficialmente por la Dirección General de Minas, los cuales deberán utilizarse de acuerdo, en su caso, con las condiciones específicas de su homologación y catalogación.

2.2.2 Transporte de explosivos

La distribución de los explosivos y sus accesorios que se realice dentro del recinto de la explotación se regulará de acuerdo con las Disposiciones Internas de Seguridad que deberá elaborar el Ingeniero Director, todo ello sin perjuicio de lo regulado en la ITC MIE S.M. 10.0.02. Cuando el transporte exija la utilización de vías públicas se cumplirá lo dispuesto en el Reglamento de Explosivos y los Reglamentos Nacionales de Transporte de Mercancías Peligrosas.

Queda prohibido transportar conjuntamente con los explosivos los detonadores, relés de microrretardo, encendedores de seguridad para mechas o iniciadores de explosivos, cuyo transporte se realizará en las mismas condiciones que los explosivos.

El cordón o mecha detonante se considerará incluido dentro de los explosivos industriales. El transporte de explosivos dentro de la explotación no podrá coincidir con las entradas y salidas de los relevos principales.

Vehículos

Los vehículos o recipientes en los que se transporten explosivos o productos explosivos dentro de la explotación, deberán estar autorizados por el Servicio de Industria correspondiente.

Los conductores y maquinistas encargados del transporte de explosivos o productos explosivos, sea por vehículo o cualquier otro medio de transporte, será debidamente advertidos de la naturaleza de las normas establecidas en las Disposiciones Internas de Seguridad.

Distribución

El transporte desde los depósitos de distribución a los lugares de utilización se hará separadamente para los explosivos y detonadores, relés de microrretardo, encendedores de seguridad para mechas o iniciadores de explosivos. Los portadores deberán estar debidamente

autorizados. Deberán circular solos o acompañados por otras personas designadas por el Ingeniero Director.

Los explosivos se transportarán en sus envases originales, sin que pueda exceder de 25 Kg de peso unitario por envase.

Los detonadores y demás accesorios serán transportados en sus envases de origen o en cartucheras de cierre eficaz, acondicionadas para que no pueda producirse choque entre los mismos ni queden fuera de ellas hilos de los detonadores eléctricos.

2.3 Almacenamiento de explosivos

Se entenderá por depósito de explosivos al lugar destinado al almacenamiento de las materias explosivas y sus accesorios, con todos los elementos e inmuebles que lo constituya

2.3.1 Clasificación de los depósitos

A efectos del presente Pliego de Condiciones, de conformidad con el vigente Reglamento de Explosivos se clasificarán en los siguientes grupos.

- Depósitos de consumo, destinados al almacenamiento de productos explosivos para el servicio exclusivo de los consumidores habituales.
- Depósitos auxiliares de distribución, con capacidad máxima de 50 Kg. De explosivos y 500 detonadores en polvorines separados.
- Depósitos de ubicación temporal, con capacidad máxima de 5.000 Kg.
- Depósitos móviles, con capacidad máxima de 1.000 Kg. construidos sobre vehículo automotor

2.3.2 Depósitos auxiliares de distribución

De acuerdo con el Reglamento de Explosivos, estos depósitos quedan excluidos del régimen general aplicable a los depósitos de explosivos. Este tipo de polvorines, también denominados minipolvorines, podrán construirse en forma de caja fuerte de hormigón o acero, totalmente anclado al terreno y con puerta de acceso provista de cerradura de seguridad; en este caso no será exigible la presencia de guardas jurados.

En cualquier caso, el polvorín o polvorines que constituyan el Depósito Auxiliar de Distribución, serán de tipo homologado por la autoridad competente.

La capacidad máxima de almacenamiento de cada minipolvorín será de 50 Kg. de explosivos o 500 detonadores, siempre en polvorines separados. La unión del polvorín al terreno podrá ser fija o contar con un sistema inaccesible desde el exterior que permita desanclado para su traslado.

Para la instalación de los Depósitos Auxiliares de Distribución será preceptivo respetar las siguientes distancias mínimas:

- Entre dos depósitos de explosivos: 8 metros.
- Entre un depósito de explosivos y un dispositivo de detonadores: 1,5 metros.

Estas distancias se consideran entre paredes. Los depósitos se dispondrán, siempre, con sus ejes paralelos y sus puertas orientadas en el mismo sentido.

Las distancias mínimas a núcleos de población, complejos industriales, líneas de comunicación, transporte y edificaciones aisladas, será, las que se indiquen a continuación:

- A núcleos de población: 125 metros.

- Complejos industriales, nudos de comunicación y lugares turísticos o monumentales 100 metros.
- Líneas de comunicación, transporte y edificaciones aisladas: 75 metros.

2.3.3 Polvorines especiales

Los polvorines especiales se clasifican en los tipos siguientes:

- Polvorines de ubicación temporal.
- Polvorines móviles.

Los polvorines de ubicación temporal son de específica aplicación en trabajos temporales o aquellos en los que, por el avance de los mismos, es conveniente desplazar en forma periódica los depósitos de explosivos. La capacidad máxima de cada polvorín será de 5.000 Kg., y estarán construidos en forma de casetas capaces de ser transportadas sobre vehículos, o bien de forma que ellas mismas constituyan un remolque. En todo caso, los desplazamientos deberán ser siempre en vacío. A estos polvorines les será de aplicación el régimen de distancias previsto en el arto 5 de la ITC MIES S.M. 10.1.01.1999.

Los polvorines móviles son de específica aplicación en trabajos en los que el explosivo debe trasladarse continuamente. Irán montados sobre vehículos, que cumplirán como mínimo las condiciones exigidas en el Reglamento Nacional de Transporte de Mercancías Peligrosas por Carretera, y su capacidad máxima será de 1.000 Kg. de explosivo.

2.4 Cementos

Se denominan cementos o conglomerados hidráulicos a aquellos productos que amasados con agua fraguan y endurecen sumergidos en este líquido, y son prácticamente estables en contacto con él.

El cemento deberá cumplir las condiciones del Pliego de Prescripciones Técnicas Generales para la Recepción de Cementos (RC-03) y la Instrucción EH-98

2.5 Hormigones

Se definen como hormigones los productos formados por mezcla de cemento, agua, árido fino, árido grueso y eventualmente productos de adición, que al fraguar y endurecer adquieren una notable resistencia.

Para cada uno de los tipos de hormigón utilizado en las obras se realizarán, antes del comienzo del hormigonado, los ensayos característicos especificados en la Instrucción EH-97.

2.6 Materiales del sostenimiento

2.6.1 Bulones

- Barras de acero corrugado: salvo indicación contraria de la Dirección Obra se utilizarán bulones con diámetros de 25 y 32 mm, según Planos. Las barras serán de tipo armadura de acero corrugado y de límite elástico igual a 500 N/mm^2. La extremidad del bulón se cortará a bisel y su cabeza estará roscada en un mínimo de 15 cm de longitud. Las placas serán cuadradas de acero, de las dimensiones indicadas en los Planos y con rótula semiesférica.
- Resinas: El tipo de resina y de cartuchos a utilizar será aprobado previamente por la Dirección de Obra. La resina a utilizar adquirirá su resistencia después de treinta (30) minutos como máximo desde su puesta en obra. El endurecimiento inicial de la resina se conseguirá en 15 minutos de la puesta en obra y su resistencia será suficiente para permitir el desenroscamiento de los adaptadores de la cabeza de bulones. El fabricante de la resina deberá garantizar la perennidad del anclaje en

terreno con agua, incluso en medios alcalinos. Las cargas de resina deberán ser utilizadas como máximo dentro del mes siguiente a su entrada en el almacén de obra, y en cualquier caso antes de su fecha máxima de utilización, que deberá figurar inscrita en la carga.

2.6.2 Cerchas

Las cerchas serán de tipo deslizante, fabricadas con acero tipo. AE 355-B (UNE 36-080-85) de límite elástico no inferior a 355 N/mm^2. Sus distintas piezas vendrán preparadas para su unión con solapes mínimos de 40 cm.

En las uniones se utilizarán grapas tipo horquilla o abarcones. El tipo de grapa será el adaptado a forma de perfil y serán de tipo "cajón" con grandes superficies de contacto que impidan el giro de grapas.

El arriostramiento longitudinal de las cerchas se realizará mediante tresillones constituidos por redondos de acero de diámetro 32 mm soldados a las cerchas

2.6.3 Materiales básicos

2.6.3.1 Agua

Cumplirá en cuanto a su idoneidad química y contenido de residuos orgánicos lo establecido en la Instrucción de Hormigón Estructural EHE-98

La toma de muestras y ensayos correspondientes la determinará la Dirección de Obra en función de las garantías de calidad y uniformidad en el abastecimiento a la planta de hormigonado, ajustándose en cualquier caso a las normas UNE vigentes al respecto.

2.6.3.2 Áridos

Las características de los áridos se ajustarán a las especificaciones de carácter general de la Instrucción EHE-98.

Los áridos a utilizar en el hormigón proyectado se obtendrán mediante selección y clasificación de materiales naturales o procedentes de machaqueo, o bien con una mezcla de ambos, aunque con preferencia se harán servir los áridos rodados que disminuyen notablemente el mantenimiento de la máquina de proyección.

El tamaño máximo del árido será de 12 mm, y las curvas granulométricas se ajustarán al huso elegido para la dosificación.

Como control rutinario y rápido de estos materiales se utilizará el ensayo de equivalente de arena que será como mínimo de 80.

En la dosificación del agua del amasado se tendrá en cuenta la humedad de los áridos en planta, para realizar las correcciones pertinentes.

2.6.3.3 Humo de sílice

Habida cuenta de los efectos beneficiosos que el humo de sílice produce sobre la durabilidad y permeabilidad del hormigón, al margen de otros efectos beneficiosos como la disminución del rebote y una mejor trabajabilidad, se establece el uso continuado de este aditivo en un porcentaje de 35 kg/m^3 (aprox. 7-8% respecto al peso del cemento).

2.6.3.4 Aditivos

Este apartado se refiere a la utilización de acelerantes, inhibidores, fluidificantes, activadores, etc., necesarios para la colocación del hormigón proyectado. Estos se ajustarán a

las prescripciones de la Instrucción EHE-98, siendo las normas UNE vigentes las de referencia a efectos de su caracterización.

Como en el caso de la maquinaria se dejará a la libre elección del Contratista el tipo y procedencia de los aditivos a utilizar debiendo presentar la documentación pertinente para su análisis y aprobación por la Dirección de Obra, de acuerdo a las bases y conceptos del presente Pliego.

Los aditivos a utilizar deberán ser compatibles con el cemento, áridos y humo de sílice. No serán corrosivos a las armaduras, dañinos para la salud, ni afectar a la durabilidad de las obras, además de cumplir con los requisitos mínimos exigidos en cuanto a los controles de calidad ejecutados en obra.

La proporción óptima de los aditivos se obtendrá sobre la pauta de las recomendaciones del fabricante en los ensayos previos. Cualquier cambio en el tipo y procedencia de los aditivos conllevará un proceso similar y su utilización no estará permitida sin la aprobación de la Dirección de Obra.

2.7 Otros materiales

Los demás materiales que, sin especificarse en este Pliego, hayan de ser empleados en obra, serán de primera calidad y no podrán utilizarse son antes haber sido reconocidos por el Director Facultativo, que podrá rechazarlos si no reunieran, a su juicio, las condiciones exigibles para conseguir debidamente el objeto que motivará su empleo.

2.8 Materiales que no reúnan las condiciones

Cuando los materiales no fuesen de la calidad prescrita en este Pliego o no tuvieran la preparación en él exigida o, en fin, cuando a falta de prescripciones formales de aquél, se reconociera o demostrara que no eran adecuados para su objeto, el Director Facultativo dará orden al Contratista para que, a su costa, los reemplace por otros que satisfagan las condiciones o consigan el objeto a que se destinan.

Si los materiales fueran defectuosos, pero aceptables a juicio de la Administración, se recibirán, pero con la rebaja de precio que la misma determine, a no ser que el Contratista prefiera sustituirlos por otros que reúnan las condiciones.

2.9 Responsabilidad del contratista

La recepción de los materiales tiene, en todo caso, carácter provisional, hasta tanto se compruebe su comportamiento en obra y no excluye al Contratista de las responsabilidades sobre la calidad de los mismos, que subsistirá hasta que sean definitivamente recibidas las obras en que hayan sido empleados.

Los reconocimientos, ensayos y pruebas a que se considere conveniente someter los materiales que han de emplearse en las obras para ver si reúnen las condiciones fijadas por el Ingeniero Director o subalterno en quien delegue pudiendo a juicio del primero indicar que se realicen las pruebas que considere en laboratorio homologado según las reglas que en el pliego se consignan y en su defecto las que señala el Laboratorio Central de Transportes y Mecánica del Suelo del Centro de Estudios Experimentales del Ministerio de Obras Públicas y Transportes.

3. EJECUCIÓN DE LOS TRABAJOS

3.1 Despeje y desbroce

Consiste en la limpieza de la zona de explanación de árboles, restos de troncos, raíces, tocones, basuras, ruinas, cimentaciones, etc. El trabajo incluirá también la retirada de los materiales de deshecho a los puntos de vertido.

Por lo que respecta a la profundidad del desbroce, en los desmonte todos los tocones, raíces, etc., serán eliminados hasta una profundidad de veinte centímetros por debajo de la explanada prevista.

3.2 Escarificado y Compactación del terreno

Definición

Consiste en la disgregación de la superficie del terreno, efectuada por medios mecánicos, y su posterior compactación. Estas operaciones se realizarán una vez efectuadas las de desbroce y/o retirada de la tierra vegetal.

3.3 Excavaciones y trabajos de emboquille

Se emplearán métodos convencionales, es decir, perforación y voladura en los terrenos más competentes y medios mecánicos en los tramos de peor calidad geotécnica.

3.3.1 Excavación con explosivos

Se entiende por explosivo toda sustancia capaz de producir una gran cantidad de energía en una fracción de tiempo muy pequeña con desprendimiento de un gran volumen de gases y acompañado de ruido.

Las presentes prescripciones en materia de explosivos, dictadas en ejecución del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, son de general aplicación a todas las actividades comprendidas en el presente Pliego en el que se emplean materias o productos explosivos.

a) Generalidades

La perforación y voladura será aplicable siempre que las autoridades pertinentes aprueben el empleo de explosivos y las características geotécnicas del terreno lo favorezcan.

Antes del inicio de los trabajos de excavación, el Contratista propondrá a la Dirección de Obra, para su aceptación, los esquemas de tiro que piense utilizar en los diferentes tipos de terreno. El plan de tiro inicial podrá ser modificado en función de la experiencia adquirida durante la ejecución de la obra, previa aprobación de la Dirección de Obra, por escrito.

El plan de tiro deberá analizar en particular:

- Tipos y características técnicas de los explosivos previstos
- Reparto de las cargas de barrenos
- Diámetro y longitud de los barrenos
- Distancia entre barrenos
- Retardos y micro-retardos previstos
- Cargas instantáneas y cargas totales

Al establecer las cargas a aplicar se tendrá en cuenta la proximidad de edificios o estructuras que puedan resultar afectados por las voladuras.

El contratista deberá cuidarse del buen recorte de la sección en cualquier tipo de terreno, condición esencial para la correcta aplicación del método constructivo. Evitará en particular la dislocación de la roca en el entorno de la excavación y las irregularidades del recorte. Por eso deberá utilizar la técnica del recorte fino, cuyas características principales se indican en el apartado siguiente.

b) Plan de tiro. Recorte fino

Los barrenos de contorno o de perfil deberán ser rigurosamente paralelos y equidistantes (desviación máxima tolerada de tres centímetros por metro).

La distancia (E) entre barrenos del perfil no sobrepasará quince veces el diámetro del barreno. La relación entre esta distancia E y la distancia V entre la línea de perfil y la línea de barrenos contigua estará comprendida entre 0,5 y 0,8 (0,5<E/V<0,8).

El tipo de explosivo se seleccionará entre los más adecuados para este trabajo, dentro de los existentes en el mercado.

El explosivo se repartirá uniformemente en toda la longitud del barreno y el diámetro de las cargas será aproximadamente la mitad del diámetro de los barrenos.

Los barrenos del perfil se tirarán simultáneamente y en la última fase de la voladura.

3.3.2. Excavación mecánica mixta

En determinados tipo de terrenos inestables y de baja calidad geotécnica (fracturación muy intensa o matriz rocosa con tendencia a la plasticidad) en los cuales la eficacia de explosivo es débil o nula (además de peligrosa), se utilizará la excavación mecánica con la eventual utilización de pequeñas cantidades de explosivos para fragmentar las zonas más compactas. En caso de recurrir a la técnica del taqueo, el explosivo no podrá nunca ser utilizado cerca del contorno de la excavación a una distancia inferior a 1 m, a menos que se tomen precauciones especiales análogas a las de recorte fino, que deberán ser aprobadas por la Dirección de Obra. Este tipo de excavación se considerará también cuando en una formación blanda aparezcan capas cementadas o niveles rocosos no ripables.

Tanto si se utilizan los medios mecánicos solos, como si se utilizan combinados con un taqueo, el acabado del perfil de excavación definitivo se hará con martillo picador (a no ser que se utilice una rozadora).

Cualquiera que sea el método de excavación ejecutado, el abono de los trabajos se realizará mediante el precio de metro cúbico excavado para cada tipo de terreno.

3.3.3 Saneos

Inmediatamente después de la excavación y previamente a la colocación de la capa de sellado y el inicio de los sostenimientos, se procederá al saneo de la sección excavada para eliminar bloques potencialmente inestables y la parte de materiales "tronados" y fracturados no desprendidos de la sección.

Se realizará un primer saneo con cazo provisto de dientes, eliminando después salientes y bloques de estabilidad dudosa con martillo hidráulico, barras, etc.

La operación de saneo estará siempre vigilada por un capataz experto evitando en todo momento (y especialmente en terrenos muy fracturados) que se produzca el descalce de bloques y el aumento de irregularidades en la sección excavada, que repercutan desfavorablemente en la estabilidad de la sección.

Todas las operaciones descritas en este apartado se considerarán incluidas en los respectivos precios de excavación.

3.3.4 Longitud de avance

La longitud de avance especificada en Proyecto o, en su caso, la establecida por la Dirección de Obra en función de la experiencia del propio túnel, habrá de ser rigurosamente respetada por el Contratista, ya que constituye uno de los parámetros básicos en la seguridad de la realización de la obra, influye en la calidad del perfilado y en el volumen de sobreexcavación, y en consecuencia afecta a la efectividad de los sostenimientos.

Si no se respetara esta condición, la responsabilidad y riesgo por los excesos que se produjesen en la excavación recaerán sobre el Contratista y será a su cargo el coste de los elementos de sostenimiento adicionales necesarios para garantizar, a juicio de la Dirección de Obra, la rigidez y continuidad del sostenimiento previsto.

La adopción por el Contratista de longitudes de avance inferiores a las especificadas en Proyecto, y no autorizadas por la Dirección de Obra, no tendrá efecto alguno sobre la clasificación del terreno a efectos de abono.

Excesos o defectos en la excavación

Se define como línea de abono para la excavación, la estrictamente teórica definida en Planos, no admitiéndose el abono del volumen sobreexcavado por fuera de este perímetro.

Los entrantes y salientes agudos de la excavación respecto al perfil medio real obtenido deberán ser regularizados a su cargo por el contratista, hasta conseguir un ángulo de incidencia próximo a los 30º de cualquier línea de la excavación sobre el perfil medio. La regularización de las concavidades se hará mediante hormigón proyectado (salvo las de mayor tamaño, sin llegar a los 5 m3, con hormigón bombeado convencional encofrado con chapa de acero tipo Bernold o similar) y los salientes mediante recorte con martillo rompedor, coincidiendo con la labor de saneo antes definido

Cuando en el perfil real de la excavación se hubieran producido desprendimientos localizados, de un volumen superior a 5 metros cúbicos, el relleno con hormigón entre la línea de abono de la excavación y la superficie del terreno producida después del desprendimiento, será abonable al precio de hormigón en masa bombeado HM-20.

En solera, correrán a cargo del Contratista los mayores espesores de hormigón, material de filtro o regularización, ocasionados por los excesos de excavación.

3.3.5 Agotamiento y evacuación de agua

El agotamiento y todas las labores necesarias para la evacuación de agua, así como todas las instalaciones, su suministro, montaje y desmontaje, transporte y colocación, los gastos debidos a bombas, tuberías, energía, mantenimiento, etc., y las disminuciones de rendimiento y retrasos que se produzcan en las diferentes operaciones debidas a la presencia de agua se considerarán incluidas a efectos de abono en los precios de las unidades de excavación y sostenimiento, hasta el límite de los caudales máximos previstos en el estudio de proyecto mantenidos en períodos superiores a 24 horas.

En caso de que se superen dichos caudales máximos, serán de abono, a los precios del proyecto, los tratamientos especiales (inyecciones, drenes, etc.) que puedan ser necesarios para reducir las filtraciones a niveles aceptables.

3.3.6 Iluminación

El Contratista iluminará el frente de avance y las zonas de trabajo con una intensidad superior a 100 luxes y el resto de la galería con una intensidad igual o superior a 16 luxes.

El Proyecto de iluminación, con sus circuitos y aparatos a prueba de agua y de carácter fijo, lo presentará el Contratista a la aprobación de la Dirección de Obra.

3.3.7 Ventilación

El Contratista asegurará una ventilación constante y suficiente para garantizar un nivel de oxígeno admisible y eliminar los gases tóxicos o inflamables y las partículas de polvo.

Las concentraciones volumétricas admisibles para los distintos gases a lo largo de la jornada de ocho horas son:

50 p.p.m. de monóxido de carbono (CO)

50 p.p.m. de dióxido de carbono (CO2)

10 p.p.m.

De óxidos de nitrógeno (NO+NO2)

10 p.p.m.

De sulfuro de hidrógeno (SH2)

5 p.p.m.

1.000 p.p.m. de hidrógeno (H_2)

La velocidad del aire no podrá exceder de 8 m/s ni descender por debajo de 0,2 m/s.

El contenido de oxígeno en el aire no será menor del 20% en volumen.

La temperatura equivalente no excederá a 33 grados en el lugar de trabajo.

La temperatura equivalente se calculará con la fórmula: Te = 0,9 Th + 0,1 Ts, donde:

Te = Temperatura equivalente en grados centígrados

Th = Temperatura húmeda en grados centígrados

Ts = Temperatura seca en grados centígrados

El Contratista presentará a la Dirección de Obra los cálculos justificados del cumplimiento de estas condiciones y procederá a la instalación y uso en la galería de aparatos de medida necesarios para comprobar el cumplimiento de las limitaciones previstas.

3.3.8 Tratamiento de taludes

En los taludes frontales de los emboquilles se colocarán bulones de anclaje pasivo. Serán barras de acero corrugadas de 32 mm de diámetro, ancladas con mortero de cemento. Seguirán las especificaciones del Artículo correspondiente a Sostenimientos.

3.3.9 Protección de emboquilles

Los paraguas estarán constituidos por bulones de acero Ø32 de seis metros de longitud. Los taladros se ejecutarán siguiendo el contorno de la excavación, a la distancia que marcan los planos entre ejes y respecto al perfil teórico de la sección libre, con una ligera pendiente que

garantice que taladros desviados no afecten a la sección. Una vez introducidas las barras corrugadas se procederá a la inyección del taladro y tubo hasta su completo llenado con lechada o mortero de cemento.

La visera de protección es una estructura formada por cerchas TH-2 1, chapa de acero tipo Bernold y como acabado exterior se aplicará una capa de hormigón proyectado. Se ejecutará según su definición en Planos, rigiéndose por las especificaciones del Artículo de Sostenimiento.

3.3.10 Generalidades

Antes del inicio de los trabajos de excavación, el Contratista propondrá a la Dirección de obra, para su aceptación, los esquemas de tiro que piense utilizar en los diferentes tipos de terreno. El plan de tiro inicial podrá ser modificado en función de la experiencia adquirida durante la ejecución de la obra, previa aprobación de la Dirección de Obra, por escrito.

El Plan de tiro deberá analizar en particular:

- Tipos y características técnicas de los explosivos previstos
- Reparto de las cargas de barrenos
- Diámetro y longitud de los barrenos
- Distancia entre barrenos
- Retardos y micro-retardos previstos
- Cargas instantáneas y cargas totales

3.3.11 Personal autorizado

Sólo estarán capacitados para el uso de explosivos aquellas personas que, especialmente designadas por el Ingeniero Director, estar en posesión de la Cartilla de Artillero_expedida por el Servicio de Industria y Comercio correspondiente.

El Ingeniero Director deberá comunicar anualmente a la autoridad minera las altas y bajas en la relación nominal del personal en posesión de la Cartilla de Artillero.

No obstante, mediante la elaboración de una Disposición Interna de Seguridad, el Ingeniero Director podrá utilizar el manejo y manipulación de los explosivos a otras personas que no estén en posesión de la Cartilla de Artillero, pero en este caso deberán ser debidamente instruidos por el Ingeniero Director en los términos contemplados en la Disposición Interna de Seguridad indicada anteriormente.

3.3.12 Carga de los barrenos

Antes de introducir la carga, el barreno se limpiará adecuadamente para evitar razonamientos, atranques de cartuchos, etc.

Si en un barreno descendente se detectara la presencia de agua se tomarán las medidas oportunas, utilizándose un explosivo resistente al agua.

No se cargarán los barrenos si se presume que la temperatura en el interior de los mismos es superior a 65° C.

La diferencia entre el diámetro de los cartuchos y el del barreno deberá ser la adecuada para evitar el acuñamiento del explosivo.

Si durante la perforación de los barrenos se detectan cavidades, fisuras o grietas en la roca, quedará totalmente prohibida la carga con explosivo a granel, salvo que se adopten las medidas necesarias para evitar fugas de explosivo a través de las mismas.

Durante la carga de los barrenos, principalmente, si se trata de explosivos a granel, se tomarán las medidas necesarias para comprobar que la calidad de explosivo introducida es, como máximo, la teórica calculada para el barreno. En el momento en el que se detecte la operación de carga, considerándose el barreno como fallido, salvo que haya garantía razonada de la no existencia de riesgo por las posibles proyecciones.

La carga de los barrenos con explosivos a granel será realizada por máquinas y elementos auxiliares previamente autorizados y homologados por la Dirección General de Minas, haciéndose constar expresamente en la homologación los explosivos que podrán ser cargados con las mismas.

3.3.13 Cebado de los barrenos

El cebado de los barrenos se realizará con el cordón o mecha detonante a lo largo de la caña de taladro, en cuyo caso, si la pega es eléctrica, el detonador se adosará al principio del cordón detonante, con el fondo del mismo dirigido en el sentido de la detonación.

Excepcionalmente para asegurar la iniciación del explosivo contenido en el fondo del barreno, se introducirá en el mismo un multiplicador de que irá convenientemente anudado al extremo del cordón detonante, haciéndolo llegar hasta el fondo del barreno y siempre con carácter previo a la carga del explosivo.

3.3.14 Retacado

El recatado de los barrenos debe asegurar convenientemente el confinamiento del explosivo. En general, su longitud nunca será inferior al 10% de la longitud del barreno. El retacado se realizará preferentemente con materiales procedentes de la perforación.

Para efectuar el recatado se utilizarán atacadores de madera u otros materiales adecuados que no sean capaces de producir, en contacto con las paredes del barreno, chispas o cargas eléctricas. Se procurará que estén exentos de aristas o ángulos vivos que puedan originar la rotura de la envoltura de los cartuchos, los hilos detonadores, los cordones o las mechas empleadas.

3.3.15 Disparos de los barrenos

Entre la carga de los barrenos y la pega transcurrirá el menor tiempo posible. Todo barreno cargado quedará bajo vigilancia cuando sea posible el acceso al mismo, o no esté debidamente señalizado, lo cual deberá ser contemplado en las Disposiciones Internas de Seguridad a elaborar por el Ingeniero Director.

En los trabajos de voladura, antes de conectar la línea de tiro al explosor, el responsable de la misma comprobará que están bajo vigilancia todos los accesos al lugar en que se va a producir la explosión. Dicha vigilancia se ejercerá por operarios, preferentemente, o por medio de señales ópticas o acústicas.

Cuando se hayan colocado operarios o se hayan instalado barreras o señales, no serán retirados ni unos ni otros hasta que el responsable de la voladura autorice de nuevo el acceso a la labor. En todo caso, antes de proceder a la pega, el responsable de la voladura deberá asegurarse de que todo el personal de las inmediaciones está convenientemente resguardado, y será el último en abandonar la labor, situándose a continuación en el refugio apropiado.

Cualquiera que sea el tipo de pega empleado, el frente se reconocerá por el responsable de la labor con anterioridad a la reanudación de los trabajos, prestando especial atención a la posible existencia de barrenos fallidos.

3.3.16 Barrenos fallidos

Se denomina barrenos fallidos los que no hayan detonado, lo hayan hecho parcialmente, hayan deflagrado o haya sido descabezados. En general se considerará como fallido todo barreno que conserve en su interior, después de la voladura restos de explosivo.

En tanto y en cuanto no se proceda a la inutilización de los barreno fallidos, se prohibirá el acceso a la labor, que deberá ser convenientemente señalizada, no pudiendo realizar trabajos en la misma hasta que no se resuelva el problema. En caso de que esta situación no haya podido resolverse durante el relevo, se dejará constancia escrita para conocimiento de la misma.

Para eliminar el riesgo que suponen los barrenos fallidos, se procederá de la siguiente manera:

- En el caso de la pega eléctrica, redisparando el barreno, después de comprobar con las precauciones establecidas, que el mismo está en condiciones para ello, y no existe riesgo de proyecciones peligrosas.
- Si el taco ha desaparecido y queda el explosivo descubierto, con caña libre para introducir uno o varios cartuchos, se procederá a introducir cuidadosamente un nuevo cebo, acompañado o no de otros cartuchos de explosivo, para a continuación proceder al recatado y seguidamente dar fuego.
- Perforando y cargando un nuevo barreno de eliminación, paralelo al fallido y a una distancia no inferior a 10 veces el diámetro de perforación, excepto en los casos en que se haya utilizado explosivo a granel o encartuchado introducido en máquinas, en cuyo caso esta práctica no será permitida.
- Si el barreno fallido está en bloque desprendido, se le aplicará una carga conformada adosada al bloque, con explosivo suficiente para garantizar su troceo.

Cuando, en casos excepcionales, se precise la descarga, desactivación o desatasco de un barreno, tales operaciones sólo podrán llevarse a cabo por personal especialmente adiestrado, y bajo vigilancia de la persona designada por el Director Facultativo. La extracción de los cartuchos de explosivos estará debidamente recogida en las Disposiciones Internas de Seguridad.

En las Disposiciones Internas de Seguridad se detallarán minuciosamente las operaciones de eliminación de barrenos fallidos, y quienes serán los encargados de ordenar y supervisar los trabajos de eliminación.

En ningún caso se podrán dejar de neutralizar los barrenos fallidos o los cargados y no disparados, debiendo procederse a su eliminación, salvo que, en el segundo de los casos se cuente con la aprobación de la autoridad minera.

Cuando se sospeche que entre los escombros puede haber explosivo sin detonar, el desescombrado se realizará con todo género de precauciones.

3.3.17 Medidas de seguridad

En el caso de pega eléctrica, antes de comenzar a cargar los barrenos, se tomarán las debidas precauciones para evitar la presencia de corrientes extrañas a la de encendido en el lugar de trabajo. En este sentido, no se procederá a la carga y cebado de los explosivos cuando haya tormenta en las proximidades.

En la Disposición Interna de Seguridad, se regulará el uso, en su caso de radiotransmisores portátiles en las proximidades de la voladura. En general, se pondrá especial

cuidado en la influencia de los repetidores de televisión, líneas de transporte de energía, líneas de ferrocarril electrificado, y de cualquier otro agente capaz de producir efectos similares.

En la pega eléctrica solamente podrán utilizarse conductores bipolares cuando hayan sido previamente autorizados por la autoridad minera, y en este caso el conductor bipolar solamente será utilizado como línea fija de tiro.

Solamente se admitirán conductores desnudos en la unión de los terminales de la línea de tiro con los hilos de la línea volante, hilos de los detonadores y en la unión de éstos entre sí. Estos empalmes no deberán estar en contacto con el terreno, no con ningún otro material. Tampoco se permitirán derivaciones de la línea de tiro, y sus extremos se mantendrán en cortocircuito hasta que se conecte la línea al explosor.

Se tomarán todas las precauciones precisas para evitar la proximidad de la línea de tiro con otras líneas de conducción de energía eléctrica, así como el contacto con carriles o tuberías, o cualquier otro elemento metálico, en general.

Cuando exista riesgo de explosiones accidentales por causa de corrientes parásitas, fenómenos atmosféricos, cargas de electricidad estática, proximidad a líneas de A. T., energía procedente de aparatos de radiofrecuencia, se utilizarán únicamente detonadores eléctricos de alta sensibilidad aconsejándose también para estos supuestos otros sistemas de iniciación no eléctricos.

Los detonadores eléctricos serán conectados en serie, quedando prohibido cualquier otro tipo de conexión no autorizada por la autoridad minera, previo proyecto técnico elaborado por el Ingeniero Director.

Se conectarán únicamente el número de detonadores que pueda ser disparado con seguridad, en función de la resistencia de la línea y de las características del explosor.

Previamente al disparo y después de conectados los detonadores a la línea de tiro, se comprobará el circuito desde el refugio adoptado para el accionamiento del explosor, y con las mismas precauciones que las reglamentadas para la pega, utilizando un comprobador de tipo homologado por la Dirección General de Minas.

Si se observa alguna anormalidad, antes de proceder a corregida, se conectarán en cortocircuito los extremos de la línea de tiro, y, una vez corregida, se procederá de acuerdo con lo dispuesto en el párrafo anterior.

Los explosivos a utilizar serán de capacidad suficiente y estarán homologados, no admitiéndose, salvo casos muy especiales y con autoridad expresa, otros tipos de fuentes de energía.

Las Disposiciones Internas de Seguridad establecerán las operaciones a realizar para el mantenimiento de los explosores y comprobadores de circuitos eléctricos, que sólo podrán ser efectuadas por el fabricante de los mismos con la periodicidad establecida por el Ingeniero Director. Todo explosor o comprobador de circuito eléctrico defectuoso deberá ser retirado inmediatamente del servicio.

Hasta el momento del disparo, la línea estará desconectada del explosor y en estado de cortocircuito, conservándose siempre en poder de la voladura las manecillas de dicho explosor.

3.3.18 Troceo de piedras gruesas

Las piedras de difícil manejo podrán trocearse en los lugares y con las condiciones que establezca en Director de las Disposiciones Internas de Seguridad, utilizando los métodos que se indican a continuación.

- Por medio de una carga conformada aplicada a la superficie del bloque.
- Por medio de barrenos, para lo cual los bloques tendrán que ser examinados detenidamente, a fin de asegurarse que no existen en ellos fondos cargados, en cuyo caso se tendrán en cuenta las disposiciones referentes a barrenos fallidos

3.3.19 Otras medidas de seguridad

Se prohíbe terminantemente recargar fondos de barrenos, reprofundizar los barrenos fallidos y utilizar fondos de barrenos para continuar la perforación.

Asimismo, queda prohibido:

- Introducir los cartuchos con violencia o aplastados fuertemente con el atacador.
- Cortar cartuchos, salvo que, a propuesta razonada de la Dirección Facultativa de los trabajos se autorice para usos limitados y concretamente definidos. Una Disposición Interna de Seguridad fijará estas condiciones.
- Deshacer los cartuchos o quitarles su envoltura, excepto cuando esto sea preciso para la colocación del detonador, o si se utilizasen máquinas previamente autorizadas que destruyan dicha envoltura.

3.3.20 Voladuras especiales

Se considerará voladura especial cuando la cantidad de explosivo disparado en la misma pega sea igual o superior a 500 Kg., salvo disposición en contra de la autoridad minera.

La autoridad minera fijará la cantidad de explosivo disparado en una misma pega a partir de la cual, en trabajos a cielo abierto, se considerará la voladura como especial, siempre y cuando el diámetro de la perforación utilizado en los barrenos sea igual o superior a 3 pulgadas.

3.3.21 Prescripciones particulares para grandes voladura

Cuando por causas justificadas no se pueda completar la carga, la autoridad competente podrá autorizar la permanencia de barrenos cargados durante el tiempo preciso para concluir la operación de carga, siempre que estos barrenos estén adecuadamente vigilados hasta su disparo, que deberá hacerse lo antes posible.

Para garantizar la iniciación del explosivo contenido en el barreno se utilizará cordón o mecha detonante a lo largo de la caña del mismo en los siguientes casos.

- En barrenos de diámetro superior a 50 mm., cuando el cebado se realice en cabeza.
- En barrenos de cualquiera que sea su diámetro, en los que se dispongan espaciadores inertes dividiendo la carga del explosivo, salvo que se disponga la iniciación secuenciada en cada una de las cargas especiadas.

No deberá utilizarse el cordón o mecha detonante para el descenso de los cartuchos cuando exista riesgo de rotura o deterioro del mismo, debido al peso de aquellos.

Se adoptarán, en su caso, medidas pertinentes para evitar el riesgo de proyecciones, vibraciones, onda aérea, etc. respecto al entorno.

3.3.22 Control de vibraciones

En aquellos casos de voladuras especiales, en las que a criterios de la autoridad competente, se requiera un estudio preliminar de vibraciones, bien por transmisión sísmica a través de terreno, o por posibles efectos de ondas aéreas generadas por las voladuras, el mismo deberá atenerse a un proyecto previo presentado a la correspondiente autoridad competente para su autorización.

3.3.23 Proximidad a líneas eléctricas

Cuando la proximidad de las líneas eléctricas a la zona de voladura sea menor a 200 metros, la línea de tiro se dispondrá lo más perpendicular posible al tendido eléctrico, y sus extremos se mantendrán en cortocircuito y aislados del terreno o de cualquier masa metálica, hasta el momento de la voladura. La línea volante de tiro no podrá utilizarse más que una sola vez.

Se anclarán al suelo los conductores del circuito de la voladura y todas las conexiones se protegerán con casquillos aislantes, y los detonadores deberán ser de tipo cortocircuito y de alta insensibilidad (A.l.), salvo que, ante petición debidamente justificada, la autoridad competente autorizara lo contrario.

En todo caso, ante la aparición de tormentas en un radio de acción de 15 Km., se suspenderán los trabajos de voladura, y siempre se deberá considerar el riesgo de que posibles proyecciones de la pega alcancen la línea eléctrica, en cuyo supuesto se dispondrán los adecuados elementos de protección.

3.4 Carga y transporte

El material arrancado de la cantera será cargado sobre los camiones mediante palas cargadores de cadenas, cuyas características técnicas, como mínimo, deberán ser las siguientes:

- Capacidad de cuchara: 3,5 m3.
- Potencia: 230 Cv.
- Peso: 20 toneladas.

El transporte del material hasta la boca de la chimenea se efectuará con dos dúmpers articulados y el material descargado a través de la chimenea se descarga en un dúmper rígido mediante un sistema de vaivén y desde la galería base lo transporta hasta la planta de tratamiento.

La utilización y puesta en servicio de la maquinaria estarán debidamente autorizadas, debiendo sus operadores esta e posesión del correspondiente certificado de aptitud.

El Ingeniero Director, mediante una Disposición Interna de Seguridad, establecerá y regulará las inspecciones periódicas a que deberán ser sometidas las diferentes máquinas que operen en el ámbito de la explotación

3.5 Maquinaria móvil

3.5.1 Trabajo de maquinaria móvil

Cuando una pala retroexcavadora trabaje en la parte superior de un banco deberá evitarse el riesgo de vuelco y caída. Para ello se sustituirá en un área horizontal de terreno firme, nivelándola si fuera preciso, y se colocará en posición normal al talud.

En caso de que la retroexcavadora no sea de orugas, deberá emplazarse siempre con estabilizadores.

Las palas excavadoras trabajarán siempre que sea posible en posición perpendicular al firme, colocándose de forma que queden protegidas por el cazo o cuchara de un posible desprendimiento.

3.5.2 Maniobras de vehículos

Antes de iniciar cualquier maniobra en un vehículo o equipo móvil, el conductor u operador deberá seguir estrictamente el sistema establecido de avisos o señales.

En todo momento la utilización y maniobra de los vehículos y máquinas deben hacerse en condiciones tales que está asegurada su estabilidad.

Si por limitaciones de la estabilidad o por otras causas el desplazamiento del vehículo o máquina puede implicar un riesgo, deberán tomarse las medidas específicas de seguridad. En caso necesario, el desplazamiento debe efectuarse bajo la guía de personal cualificado y competente, utilizando un sistema establecido de señales.

Si existe algún peligro inminente, deberá advertirse al personal que trabaje en el entorno con señales establecidas previamente y en caso necesario, detener el vehículo o máquina.

Se prohíbe la presencia de personal en la zona de acción de la maquinaria móvil. Las máquinas tendrán inscripciones claramente visibles prohibiendo dicha aproximación.

3.5.3 Carga

La pala y el volquete en la secuencia de carga deberán de emplazarse de manera que se encuentren lo más separados posibles del frente, situándose en volquete, siempre que sea posible, en dirección normal al mismo y con su cabina en la posición más alejada de él.

La carga de los volquetes debe efectuarse por la parte lateral o trasera de los mismos, sin que la cuchara pase por encima de la cabina.

Durante la carga, el conductor no podrá abandonar la cabina ni regresar a ella sin advertido previamente al operador de la pala.

Si la cabina no tiene protección contra la caída de materiales u objetos, el conductor deberá abandonar el vehículo y la zona de carga antes de que se proceda a ésta.

En los volquetes no se sobrepasará la carga máxima autorizada y deberá evitarse el riesgo de caída de material de la caja, especialmente de bloques.

Cuando se cargue material de pilas de acopio, deberán adoptarse las precauciones adecuadas para evitar derrumbes de éstas que pudieran producir accidentes.

3.5.4 Vertido

El Director Facultativo establecerá una disposición interna de seguridad para el vertido, con indicaciones de acceso, lugar y forma, que será de obligado cumplimiento.

Cuando en el vertido existe peligro de caída o vuelco, es obligatorio el uso de un tope o barrera no franqueable en condiciones normales de trabajo. En caso necesario, el vertido se hará bajo la dirección de una persona capacitada designada al efecto. Se prohíben los vertidos de estéril y los acopios de materiales útiles en las proximidades de frentes de explotación, pistas y accesos. En el caso de explotaciones con transferencia, deberá mantenerse una berma de seguridad entre los acopios de estériles y el frente de explotación. La anchura de esta berma será en función de la altura y altitud del acopio, con un mínimo de tres metros.

3.5.5 Regulación del tráfico y señalización

El Director Facultativo establecerá una disposición interna de seguridad para la regulación de tráfico y señalización correspondiente, que se de obligado cumplimiento no sólo para los vehículos de la empresa explotadora, sino también para los de las empresas externas que circulen por la explotación.

La disposición interna de seguridad indicará las velocidades máximas permitidas para cada tipo de vehículo, las condiciones de estacionamiento y aparcamiento, normas de propiedad

de los diversos vehículos, normas para el trabajo nocturno en su caso, sistemas de avisos y señales vigentes, así corno toda la información complementaria que sea necesaria.

La disposición interna de seguridad establecerá, no sólo para los viales permanentes o semipermanentes, sino también para los tajos de trabajo o explotación.

Antes de empezar el trabajo en un nuevo tajo o reanudarlo en uno antiguo, deberán establecerse las condiciones específicas de circulación de vehículos y máquinas.

Se prohibirá la entrada a todo vehículo ajeno a la explotación o a las obras en ejecución, a menos que sea autorizado expresamente y sea informado de las normas y conductas que debe seguir.

Las señales que se establezcan deberán ser fáciles de ver e interpretar y deberán conservarse y mantenerse durante todo el tiempo que persistan las condiciones que determinaron la necesidad de su colocación.

Cuando dos o más empresas utilicen viales comunes, se establecerá el Reglamento de regulación de tráfico y la señalización de común acuerdo. De no alcanzarse éste, la Autoridad minera competente lo establecerá y determinará las obligaciones que de ello se deriven.

3.5.6 Aparcamiento

La disposición interna de seguridad de regulación de tráfico regulará las condiciones de aparcamiento o detención.

Cuando interrumpa o termine su trabajo, el conductor de un vehículo un operador de máquina deberá detenerlo en un lugar que no entorpezca el tráfico y los trabajos, sobre terreno firme y lo más llano posible, impidiendo cualquier riesgo de desplazamiento imprevisto. Los vehículos de ruedas se dejarán con el freno de estacionamiento accionado, las cucharas de las palas y las cajas de los volquetes bajadas.

Si el terreno está en pendiente, se asegurará con los medios precisos que el vehículo o máquina no pueda deslizarse, a ser posible situándolo apoyado sobre un borde o talud que sirva de tope, impidiendo su desplazamiento. Los vehículos de ruedas dejarán, en caso necesario, convenientemente calzados.

Los vehículos y máquinas fuera de servicio deberán aparcarse de manera que no entorpezcan a la circulación, situándolos en una zona designada expresamente y cumpliendo las disposiciones internas de seguridad.

Cuando un vehículo o máquina quede inmovilizado por avería en un lugar de circulación, debe quedar señalizado según establezca la disposición interna de seguridad de regulación de tráfico.

3.5.7 Transporte de personal

Los vehículos que se utilizan para el transporte o desplazamiento del personal deberán cumplir las condiciones técnicas exigidas por el Código de Circulación para ese tipo de vehículos. Además, deberán ser de colores vivos, fácilmente inidentificables y, en caso necesario, estar dotados de avisadores acústicos y/u ópticos para hacer notar su presencia.

El personal sólo podrá utilizar otro tipo de vehículo cuando éstos dispongan de asientos, cumplan con las condiciones exigibles por el Código de Circulación y tengan autorización expresa de la Dirección Facultativa.

Si de forma eventual se utilizan para desplazamientos del personal en la explotación de vehículos no destinados específicos en este efecto, el transporte deberá efectuarse de acuerdo

con normas de seguridad previamente establecidas por el Director Facultativo, respetando lo exigible por el Código de Circulación.

3.5.8 Operadores y conductores de maquinaria

El uso de maquinaria manera móvil sólo podrá ser realizado por operadores mayores de 18 años, que hayan recibido la instrucción necesaria con un periodo de prácticas, conozcan las prestaciones, mantenimiento normal y limitaciones de la máquina y sean debidamente autorizados por la Autoridad minera competente.

Estas autorizaciones no tendrán carácter general, sino para cada tipo de máquina y deberán ser renovadas cada cinco años, y no excluyen la necesidad del pern1iso de circulación que pueda ser exigible en su caso.

Los conductores de vehículos de transporte de personal deberán ser titulares de un permiso de conducir acorde con el tipo de vehículo, expedido por la Autoridad de Tráfico.

Los conductores de camiones volquetes de la explotación dedicados al transporte de material útil o estériles deberán disponer de un periodo de expedido por la Autoridad minera competente, según las condiciones indicadas en el apartado anterior.

3.5.9 Uso de vehículos y máquinas

La utilización de maquinaria móvil y los vehículos de transporte se realizará siempre conforme a las disposiciones reglamentarias y a las indicaciones proporcionadas por el fabricante.

El material se conservará en perfecto estado de funcionamiento y se utilizará de acuerdo con los usos para los que está previsto.

El conductor de un vehículo u operador de una máquina deberá examinado y comprobarlo al comienzo de cada turno antes de ponerlo en uso. Si observa algún defecto, debe notificarlo a la persona que le suceda en su puesto, en caso de relevo. Si se trata de un defecto que constituya una circunstancia de inseguridad, el conductor no debe iniciar el trabajo y detendrá la máquina o vehículo si esta circunstancia se presenta durante el mismo.

Cada tipo de vehículo o máquina dispondrá de un manual de utilización del fabricante que proporcione, de manera clara y comprensible, todas las indicaciones necesarias para poder utilizarlo con seguridad. Este manual deberá poder consultarse en el lugar de trabajo y estará redactado en español. Todo vehículo o maquinaria móvil, incluidos los de segunda mano, deberán cumplimentar las normas o disposiciones técnicas vigentes.

3.5.10 Reparaciones, revisiones y mantenimiento de máquinas y vehículos

Una disposición interna de seguridad definirá el programa y las reglas para efectuar las reparaciones, mantenimiento y revisiones de los vehículos y máquinas de la explotación u otros trabajos asociados, que se realizarán siempre de acuerdo con las instrucciones del fabricante.

Todos los vehículos y máquinas de una explotación serán revisados de acuerdo al alcance y la periodicidad que fije la disposición interna de seguridad. Además, y según las condiciones de utilización y explotación, se efectuarán los controles complementarios que sean necesarios.

Así mismo, la disposición interna de seguridad recogerá la creación y mantenimiento de un registro para cada vehículo y máquina, en él se anotarás las intervenciones realizadas para efectuar reparaciones, mantenimientos y revisiones, que estará a disposición de la Autoridad minera competente.

Si en una intervención participase más de un operario, cada uno de ellos se responsabilizará del cumplimiento de o reglamentado.

Cuando se realice una intervención de reparación o mantenimiento de un vehículo o máquina, éstos deberán estar inmovilizados en un lugar seguro, siguiendo las normas de aparcamiento.

En el curso de una reparación deberán ser enclavados o sujetados todos los componentes y elementos cuyo desplazamiento imprevisto pueda presentar un peligro. Especialmente cuando haya que trabajar sobre un volquete o una pala con caja o la cuchara levantadas, se inmovilizarán éstos mediante un dispositivo de fijación permanente.

Los neumáticos de la maquinaria pesada deben hincharse con el operario de pie, utilizando una manguera de extensión y manteniéndose lejos de la rueda y nunca frente a ésta. Igualmente, para cambiar dichos neumáticos deben utilizarse herramientas y procedimiento preceptuados, empleándose siempre un sistema protector.

Si hay sobrepresiones por calentamiento debidas a sobrecargas o exceso de velocidad, no deberán ser corregidas deshinchando los neumáticos, sino que se esperará a que se enfríen y se disminuirá la carga y/o velocidad. El inflado de los neumáticos deberá hacerse siempre con comprobadores.

Cuando se eleve una máquina para su reparación, el gato debe estar sobre suelo firme y posicionado adecuadamente. Cuando se vayan a realizar trabajos debajo de la máquina ésta deberá ser calzada, no fiándose exclusivamente del gato.

El repostado de los vehículos y máquinas que no estén preparadas para repostar en funcionamiento se deberá efectuar con el motor parado y los circuitos eléctricos desconectados, lejos de elementos que puedan producir chispas o llamas.

Se evitará derramar combustible sobre superficies calientes, En cualquier caso, el combustible derramado se limpiará antes de arrancar el motor.

Se prohíbe fumar o utilizar dispositivos de llama abierta en área comprendida dentro de 15 metros de la zona de repostado o de almacenamiento de combustible. Se colocarán carteles visibles que indiquen esta prohibición.

Las sustancias inflamables deberán estar en contenedores con inscripciones que adviertan del contenido y de su peligrosidad y almacenarlos en lugares adecuados. Sólo se usarán disolventes recomendados, nunca disolventes inflamables.

Las soldaduras y cortes con soplete deben realizarse con debidas precauciones y siguiendo una norma expresa de seguridad cuando se realicen en partes peligrosas, tales como depósitos de combustible y sistemas hidráulicos.

Para que las reparaciones, mantenimientos y revisiones puedan realizarse en un taller propio de la explotación, éste debe disponer de los medios suficientes, especialmente los relacionados con la seguridad, tener un responsable y estar autorizados por la Autoridad minera competente, que deberá determinar el tipo de operaciones para las que está capacitado el taller.

3.5.11 Remolque y transporte de equipos

El remolque de vehículos y máquinas se efectuará con la ayuda de barras o cables de sujeción a los dispositivos de remolque, suficientemente dimensionados. Se prohíbe su utilización para desplazarse.

Los vehículos y máquinas no podrán ser remolcados con cables, a menos que sus frenos y órganos de dirección puedan ser utilizados. En los casos en que el enganche no sea totalmente fiable, se utilizarán cadena de seguridad.

Cuando el fabricante fije la velocidad máxima a que puede ser remolcado un vehículo o máquina, no será sobrepasada aquella. Corno regla general, la velocidad de remolque por pistas y accesos no será superior a 7 Km/h.

Se prohíbe al personal situarse en la proximidad del cable o barra de remolque, o utilizar éste para desplazarse.

Cuando se utiliza una rampa de carga o descarga para subir una máquina a una góndola de transporte, debe procurarse que la operación se realice en una zona nivelada. Las rampas deberán ser resistentes, bien posicionadas y fijadas, con una superficie que facilite la tracción y dificulte los deslizamientos incontrolados. Con este fin, las ruedas y orugas deben limpiarse de barro, nieve, etc.

El vehículo de transporte debe estar bloqueado para evitar que se desplace durante la operación de carga.

La carga deberá fijarse de modo que se evite su desplazamiento durante el transporte.

3.5.12 Circulación del personal

Se prohibirá el acceso a las instalaciones o zonas de trabajo a las personas que no formen parte de los propios equipos de trabajo, salvo que sean autorizados expresamente por el responsable. Esta prohibición se indicará con carteles visibles.

En las operaciones normales en las zonas de trabajo, el personal se mantendrá en cualquier caso a una distancia superior a cinco metros de los volquetes cargados. El acceso del conductor o personal de mantenimiento deberá hacerse por la parte delantera, cuidando de la posible caída de piedras desde la caja.

Para abandonar o acceder a una máquina, se utilizarán siempre los estribos, Se prohíbe el acceso o descenso de máquinas en marcha.

Ninguna persona trabajará debajo de un volquete alzado, cuchara de carga o equipo similar, o se situará en la zona de bisagra de vehículos articulados, a menos que estén adecuadamente asegurados, independientemente de los mandos de funcionamiento normal.

La circulación del personal entre las diversas zonas de trabajo se efectuará por accesos seguros y fácilmente practicables. La presencia de personal por las pistas y tajos deberá ser limitada al mínimo imprescindible. En las pistas y accesos provistos de arcén para la circulación del personal, éste circulará obligatoriamente por él.

Los equipos que realicen trabajos en las pistas deberán señalizar suficientemente su presencia.

Todo personal que realice trabajos nocturnos en las proximidades de zonas de tránsito de maquinaria o vehículos, deberán estar provistos de prendas reflectantes adecuadas.

3.6 Sostenimiento

Operaciones de contención y apuntalamiento de las excavaciones utilizando los elementos usuales para estos fines: bulones, mallazo, hormigón proyectado, cerchas, etc.

3.6.1 Tipos de sostenimientos

Dentro del conjunto de elementos a colocar para garantizar la estabilidad se establece una diferenciación entre sostenimientos ordinarios colocados durante la excavación y elementos singulares o de refuerzo. Estos últimos son los que se colocan, previa autorización de la Dirección de Obra, en secciones ya excavadas o sostenidas pero cuyo comportamiento, determinado a través de las medidas de convergencia o mediante inspección de fallos y grietas, aconseja refuerzos adicionales.

Los Planos definen los tipos de sostenimientos ordinarios a colocar en el frente y en los emboquilles, con los elementos usuales de esta técnica constructiva (bulones, mallazo, hormigón proyectado y cerchas) y que se utilizarán, salvo modificación por parte de la Dirección de Obra, para hacer frente a las necesidades de los tipos de terrenos que se atraviesen.

Las características de los elementos que se utilizan en los citados sostenimientos y las condiciones y características que se les exigen, se incluyen en apartados sucesivos del presente Pliego.

3.6.2 Normas generales de ejecución

Como consideraciones generales válidas para todos los tipos de sostenimiento se establecen las siguientes:

- La proyección de una capa (capa de sellado) de hormigón proyectado de 3-5 cm de espesor, se ejecutará una vez saneada la excavación para garantizar a corto plazo la estabilidad de la sección, evitando con ello los fenómenos de venteo y alteración que pudieran originar desprendimientos de fragmentos en la zona de trabajo.
  Los espesores de la capa de sellado se considerarán incluidos dentro del espesor total del hormigón proyectado que en cada caso se especifique.
- Los bulones para el cosido del terreno (sin placa), habrán de colocarse inmediatamente después de la capa de sellado. La malla metálica se colocará en la fase especificada siendo las placas de los bulones las que servirán de fijación. Si con el número de bulones colocados no se consigue una buena adaptación del mallazo a la superficie del terreno o capa de sellado, se colocarán los clavos necesarios para conseguir una buena adaptación de la malla a la sección excavada.
- Las cerchas, preformadas y dobladas según la sección de la galería suelen colocarse con el hueco del perfil metálico hacia el terreno pero en algunos casos es preferible disponer el hueco hacia el interior de la galería de modo que pueda quedar relleno por el hormigón proyectado.
- El sostenimiento se bajará siempre hasta el fondo, en contacto con el terreno natural, para lo que se exigirá una rigurosa limpieza de estas partes de la excavación. Se excluye el caso de los terrenos de buena calidad en los que las cerchas pueden abrirse lateralmente para quedar apoyadas a media altura mediante las oportunas placas o patones de reparto.
- En todas las operaciones de desescombro y limpieza, el Contratista deberá tener especial cuidado en no deteriorar las partes bajas de los sostenimientos colocados (bulones, mallazo y cerchas) pudiendo exigírsele la sustitución, a su cargo, de los elementos afectados. Esto es asimismo aplicable a las cunetas de drenaje temporal de la excavación, resultando aconsejable dejar una pequeña berma entre la cuneta y la zona final del sostenimiento.

3.6.3 Precauciones especiales

Al margen de lo ya señalado en el capítulo de Excavación sobre los sostenimientos mínimos a ejecutar antes de una nueva operación de pase, se establecen aquí las siguientes precauciones adicionales:

Para un avance determinado, se deberá acabar en el mismo turno (o en cualquier caso sin que haya discontinuidad en el tiempo) toda capa de hormigón proyectado.

El turno que preceda a una interrupción de la obra de varias horas o días (fines de semana, etc.) deberá acabar en su totalidad, el sostenimiento del nuevo avance, según las definiciones establecidas. Por otra parte, se procederá en los terrenos en que así se haya previsto en las secciones tipo, a la proyección del frente con un espesor mínimo de 5 cm de hormigón proyectado u otros eventuales sostenimientos temporales.

En caso de detenciones prolongadas (vacaciones, paradas, etc.) además de lo ya especificado, la Dirección de Obra analizará el comportamiento de los tramos ya excavados y los tramos sometidos a especial vigilancia, proponiendo con antelación suficiente los refuerzos que fuesen necesarios para garantizar la estabilidad de la excavación durante todo el tiempo que dure la parada.

Se considerarán faltas muy graves, la ejecución de pases o voladuras sin los sostenimientos previos especificados y el incumplimiento de lo señalado para detenciones prolongadas, pudiéndose exigir al Contratista, a su cargo, la colocación de sostenimientos específicos para recuperar la estabilidad de las secciones afectadas, al margen de poder proceder a la recusación de los responsables de estas actuaciones.

En caso de malos recortes, la eficacia de los sostenimientos puede quedar muy limitada por las discontinuidades o irregularidades en el perfil, por lo que la Dirección de Obra podrá ordenar la colocación de elementos adicionales de sostenimiento, como bulones de mayor longitud en el entorno de la sobreexcavación y mayor número de capas de mallazo y gunita, que garanticen la estabilidad de la sección.

El Contratista estará obligado a conseguir buenos recortes quedando a su cargo la ejecución de estos trabajos complementarios cuando se deriven de defectos o incumplimientos en la ejecución de la excavación.

3.6.4 Refuerzos

Al margen de los sostenimientos habituales que se coloquen en el frente, cuando un tramo de túnel ya construido presente problemas de estabilidad se procederá a reforzarlo aumentando la cuantía de los elementos del sostenimiento o con la colocación de nuevos elementos.

El criterio para la ejecución de estos refuerzos será el seguimiento técnico de la excavación y del sostenimiento de túnel y los datos de auscultación.

La parte de la sección que se haya de reforzar y la longitud de la galería afectado será decidida por la Dirección de Obra, si bien, en casos de inestabilidad repentina observada en ausencia de la Dirección de Obra, será el Contratista quien estará obligado a colocar los refuerzos inmediatos que a su juicio considere necesarios, justificando posteriormente su decisión a la Dirección de Obra.

Ante estas posibles actuaciones, el Contratista estará obligado a equipar la galería o equiparse con los elementos accesorios necesarios para poder actuar con rapidez en cualquier tramo y parte de la sección de la galería, donde los refuerzos fuesen requeridos.

La medición y abono de los refuerzos se realizará por las unidades realmente ejecutadas aplicándose el precio de los elementos de refuerzo establecidos para esta aplicación, sin que tenga el Contratista derecho a ningún tipo de abono o compensación por estos conceptos.

4 MEDICIÓN Y ABONO DE LOS TRABAJOS

4.1 Modo de abonar los trabajos

Los trabajos se abonarán por unidades de volumen, superficie, longitud o peso según se detalla en el presupuesto.

Se abonarán al Contratista los trabajos que realmente ejecute, sean en más o en menos de lo que aparecen en el Presupuesto, sin que el número de unidades de cada clase en él consignadas pueda servir e pretexto o fundamento para establecer reclamaciones.

Para valorar las unidades de obra, se aplicará al total de cada una de aquéllas el precio unitario con que figura en el Presupuesto, aumentándose el resultado con el veintitrés por ciento de contrata y deduciendo la baja de subasta si la hubiera.

En el precio unitario se consideran incluidos: El valor de los materiales, el coste de los jornales y mano de obra con sus cargas sociales, los transportes, los medios auxiliares y, en general, cuantos trabajos sean necesarios para la ejecución de la unidad de obra de que se trate, aún cuando no consten específicamente consignados en el cuadro de Precios Descompuestos.

El beneficio industrial con su parte del interés del dinero adelantado, así como los imprevistos y la Dirección y Administración del Contratista, se comprenden dentro del veintitrés por ciento de contrata.

4.2 Medición de los trabajos ejecutados

4.2.1 Medición y abono de la explotación

Se medirá y abonará por los metros cúbicos realmente extraídos medidos por diferencia entre el perfil tomado antes de iniciar los trabajos y los perfiles finales.

El precio comprende el suministro, transporte, voladura, manipulación y empleo de todos los materiales, maquinaria y mano de obra necesarios para si ejecución en incluye la limpieza y desbroce de toda clase de vegetación, la habilitación y acondicionamiento de caminos de acceso a la zona de desmonte o préstamos, la construcción de obras de desagüe para evitar la entrada de agua y su eliminación en caso necesario, el transporte de los productos extraídos al lugar de empleo, extensión del mismo en tongadas, indemnizaciones a que haya lugar, arreglo de las áreas afectadas y perfilado de caja.

4.2.2 Medición y abono del emboquille

La medición de la excavación se obtendrá multiplicando la sección teórica definida en Planos, por la longitud realmente excavada. Para el abono se aplicarán los precios correspondientes, dependiendo si se ha empleado explosivos o medios mecánicos o sección completa o por bataches. No serán de abono volúmenes excavados que excedan la línea teórica. Los precios incluyen la preparación de accesos y su mantenimiento, la excavación, carga y transporte a lugar de acopio, el agotamiento (hasta los límites fijados en este Artículo) y evacuación de agua y residuos respetando las condiciones medioambientales exigidas.

- m^3 EXCAVACIÓN CON PERFORACIÓN Y VOLADURA EN GALERÍAS, INCLUYENDO INSTALACIONES DE OBRA Y CARGA Y TRANSPORTE DEL MATERIAL EXCAVADO A LUGAR DE ACOPIO.

- m^3 EXCAVACIÓN CON MEDIOS MECÁNICOS EN GALERÍAS, INCLUYENDO INSTALACIONES DE OBRA Y CARGA Y TRANSPORTE DEL MATERIAL EXCAVADO A LUGAR DE ACOPIO.
- m^3 EXCAVACIÓN CON PERFORACIÓN Y VOLADURA EN BATACHES LATERALES DE CALOTA DE CÁMARA, INCLUYENDO INSTALACIONES DE OBRA Y CARGA Y TRANSPORTE DEL MATERIAL EXCAVADO A LUGAR DE ACOPIO.

Las sobreexcavaciones fuera de la línea teórica definida en Planos se consideran incluidas en los precios unitarios definidos, salvo el caso de desprendimientos localizados, ya definidos como de abono independiente. El relleno de estos desprendimientos superiores a 5 m^3 se medirá y abonará por metros cúbicos de hormigón HM-20 y encofrado con chapa de acero realmente ejecutados. Los sostenimientos preventivos autorizados por la D.O. para consolidar la cavidad creada antes de iniciar las labores de relleno, así como los encofrados y otros elementos especiales, serán de abono a los precios del Proyecto.

La protección de los taludes de emboquilles se medirá por metros lineales de bulones realmente colocados en obra y se abonará de acuerdo con el siguiente precio:

- m BULONES Ø32 MM EN TALUDES ANCLADOS CON MORTERO, INCLUYENDO PERFORACIÓN, INYECCIÓN Y FIJACIÓN.
- La visera de protección de los emboquilles se medirá por metros cuadrados de chapa metálica tipo Bernold, metro lineal de cercha TH-21 y hormigón proyectado, siendo medidos estos elementos como unidades realmente colocadas.
- m^2 CHAPA TIPO BERNOLD O SIMILAR DE 2 mm DE ESPESOR.

4.2.3 Medición y abono del sostenimiento

- m BULÓN DE 25 MM DE DIÁMETRO EN SOSTENIMIENTO DE TÚNELES, EN ACERO CORRUGADO B 500 S Y ANCLAJE PASIVO DE RESINA O MORTERO.
- m BULÓN DE CABLE DE ACERO DE Ø15,2 mm ANCLADOS CON MORTERO A 25T.
- Se medirán por metros realmente colocados. En el precio está incluido la perforación, los materiales y medios de anclaje y los ensayos previos y simultáneos a las obras.
- m^2 MALLAZO DE 150 x 150 x 6 mm COLOCADO EN EXCAVACIÓN ORDINARIA.

El mallazo se medirá según el perímetro de la sección de excavación teórica y los metros lineales de túnel donde se haya colocado.

Los precios unitarios incluyen solapes (según se señala en este y otros apartados del presente Pliego), anclajes y todos los elementos necesarios para la colocación, incluyendo recortes y cualquier otro elemento adicional.

- m CERCHA DE TIPO TH-21 EN SOSTENIMIENTO, INCLUYENDO P.P. DE TRESILLONES, PIEZAS DE MONTAJE, SOLAPES Y ELEMENTOS AUXILIARES.

Las cerchas se abonarán por metros lineales teóricos realmente colocadas, previamente autorizadas por la Dirección de Obra. Los precios incluyen todos los elementos antes citados, así como los elementos auxiliares, maquinaria y personal necesarios para su puesta en obra.

- m3 HORMIGÓN PROYECTADO HP-30 EN SOSTENIMIENTO DE TÚNELES.
- kg FIBRA DE ACERO PARA ARMADO DE HORMIGÓN PROYECTADO, INCLUSO SUMINISTRO, DOSIFICACIÓN, MEZCLA, PROYECCIÓN Y PARTE PROPORCIONAL DE RECHAZO.

El hormigón proyectado se medirá por el producto entre el perímetro teórico y el espesor definido para cada tipo de sostenimiento. El precio incluye el rechazo inevitable que se

puede producir durante la proyección. Para absorber sobre excavaciones indefectibles y perímetros irregulares, se ha incluido una medición de abono equivalente al 30% de la teórica (en todos los sostenimientos), siempre y cuando el Contratista aporte justificación del aumento de medición teórica. Cubicaciones superiores a la teórica más el 30% de la misma no serán de abono salvo aprobación de la Dirección de Obra.

Los precios de abono comprenden los materiales, aditivos, pérdidas por rechazo, la preparación de la superficie a proyectar, los ensayos, así como todos los elementos auxiliares, maquinaria y personal necesario para su correcta puesta en obra.

La fibra de acero se medirá por los kilogramos adicionados al hormigón proyectado, que deberá coincidir con la dosificación especificada en los Planos para cada tipo de sostenimiento. En el precio está incluido la pérdida por rechazo durante la proyección. Al igual que en el hormigón proyectado, se ha previsto una medición de abono del 30% de la teórica

4.2.4 Medición y abono de la chimenea

Se medirá y abonará por los metros avanzados. El precio comprende el transporte de la maquinaria, la perforación y el acondicionamiento de la chimenea.

4.2.5 Seguridad e higiene de las obras

Las medidas a adoptar relacionados con la Seguridad e Higiene de las obras, se medirán y abonarán de acuerdo con los precios que figuran en el Proyecto de Seguridad e Higiene en el Trabajo adjunto al presente Proyecto de la Obra y con cargo a la partida alzada que con tal denominación se incluye en el presupuesto total de la Obra.

Por tal motivo el contratista presentará para su aprobación por la Dirección de la Obra el Estudio de Seguridad e Higiene al que viene obligado por el Real Decreto 1627/1997 de 24 de octubre, ciñéndose al mencionado Proyecto y sin que su presupuesto sea mayor que el de éste. Dicho documento será contractual y su cuantía se verá afectada por el correspondiente coeficiente de baja afectado por el Contratista en su propuesta económica.

4.2.6 Medición y abono del resto de unidades

Será de abono únicamente los metros cúbicos, metros cuadrados, metros lineales, kilogramos o demás unidades, medidas directamente sobre la obra realizada con arreglo a lo indicado en los planos del Proyecto o que haya sido autorizada por escrito, por el Director de la Explotación.

En estos precios están incluidos todos los gastos de materiales, mano de obra, transporte, montaje, pruebas, etc., que sea preciso realizar para la total terminación de la obra.

4.2.7 Partidas alzadas

Solo se liquidarán al contratista, con cargo a las partidas alzadas, aquellas obras que bajo proyecto y órdenes del Director de la Explotación se lleven a cabo, las cuales se abonarán por unidades a los precios del Proyecto, o bien a los que se fijen contradictoriamente, de acuerdo a lo expresado más adelante en el apartado de precios contradictorios.

4.3 Obras completas

El Contratista deberá preparar los materiales que tenga acopiados para que estén en disposición de ser recibidos en el plazo que al efecto determina la Dirección de la explotación, siendo abonadas de acuerdo con lo expresado en dicho Cuadro de Precios.

En ninguno de estos casos tendrá derecho el Contratista a reclamación alguna fundada en la insuficiencia de los precios de los Cuadros o en omisión de costo de cualquiera de los elementos que constituyen los referidos precios.

4.4 Obras defectuosas pero aceptables

Si alguna de las obras no se ha ejecutado con arreglo a las condiciones del contrato y fuese, sin embargo, admisible, podrá ser recibida provisionalmente y definitivamente, en su caso, pero el Contratista quedará obligado a conformarse, son derecho a reclamación de ningún género, con la rebaja que la Administración pruebe, salvo en el caso en que el Contratista prefiera demolerla y reconstruirla a su costa, con arreglo a las condiciones de contrato.

4.5 Precios contradictorios

Si fuese necesario fijar precio para unidades de obra no consignadas en el Presupuesto, se efectuará entre el Director de la Explotación y por el Contratista, conforme a las normas establecidas en los Pliegos Generales de Contratación, repetidamente citados

La fijación de estos precios deberá efectuarse antes de la ejecución de las obras a que hayan de aplicarse, pero si por cualquier causa hubieran sido ejecutadas las obras, el Contratista queda obligado a aceptar los precios que señale el Director de la Explotación.

4.6 Liquidación

Al final de los trabajos de explotación y obras auxiliares se efectuará la liquidación general de las mismas, tomando por base las mediciones directamente afectadas y con auxilio de los planos, perfiles, dibujos acotados y demás elementos de que se disponga para determinar con exactitud el número de unidades de cada clase que integran la obra general.

A cada unidad de obra se le aplicará el precio correspondiente o el contradictorio que se hubiese formulado. Al resultado de la operación se descontará la baja de la subasta. Del total se deducirá las cantidades abonadas, que se hubiesen acreditado en las certificaciones parciales expedidas.

DOCUMENTO IV. PRESUPUESTO

ÍNDICE

1. Producción diaria 1
2. Producción anual 1
3. Estudio de inversiones 1
4. Costes 2
5. Cuenta provisional de resultados 6
5.1. Explicación de la Cuenta Provisional de Resultados 122
6. Análisis de rentabilidad 133
7. Conclusiones de viabilidad del proyecto 155
7.1. Viabilidad técnica 155
7.2. Viabilidad financiera 155

1. Producción diaria

Según se ha podido analizar a lo largo de la redacción del presente proyecto, la explotación tiene unos sistemas de producción basados en dos máquinas de corte con hilo diamantado que tiene una producción horaria de 23 m^3/h

Se ha propuesto que los horarios de trabajo queden divididos en dos turnos de ocho horas cada uno, por lo que la producción diaria de roca caliza que será destinada a la comercialización será de 368 m^3/día.

2. Producción anual

Las instalaciones de la explotación no funcionan todos los días del año, ya que según el convenio de la construcción existen días no laborables, por lo que se realiza un cálculo breve para conocer la producción anual estimada, la cual puede variar someramente tanto en exceso como en defecto debido a la continua problemática existente en todo ciclo de producción.

$$365 - 52\ días\ no\ laborables - 12\ días\ festivos = 301\ dias\ laborables\ al\ año$$

Luego si es conocida la producción diaria, que resultó ser 368 m^3/día, y se conoce del mismo modo el número de días laborables de un año de trabajo, se puede aproximar la producción total anual de la cantera a un valor cercano a los 110.768 m^3 de material extraído y en disposición de ser comercializado.

$$368\frac{m^3}{dia} * 301\frac{dias}{año} = 110768\frac{m^3}{año}$$

3. Estudio de inversiones

Las inversiones necesarias para llevar a cabo la operación minera prevista son las que figuran en la siguiente tabla. En ella se indican igualmente las amortizaciones anuales previstas en función del valor y de la vida útil de cada equipo, calculada ésta en base al número de horas de funcionamiento previsto para cada uno de ellos:

Tabla 83. Tabla de inversiones año 0.

CONCEPTO	INVERSIÓN	PERIODO AMORTIZACIÓN	AMORTIZ. ANUAL
MINA			
1 Perf. ATLAS COPCO Boomer S1 D	121.704,95		
2 Maq. De corte con hilo diamantado	216.364,00	6,00	36.060,67 €
1 Excavadora CATERPILLAR 336 D L	105.177,12		
1 LHD R1700G	146.358,65	10,00	14.635,87 €
2 Dúmper CAT 745C	237.399,78		
Total MINA:	827.004,50		50.696,53 €
INSTALACIONES			
Nave,Oficina, Almacén, Vestuario, etc.	143.621,46	25,00	5.744,86 €
Báscula	9.015,18	20,00	450,76 €
Ventiladores	220.000,00	25,00	8.800,00 €
Depósito agua	2.338,40	25,00	93,54 €
Grupo electrógeno 10 KVA	1.990,00	10,00	199,00 €

CONCEPTO	INVERSIÓN	PERIODO AMORTIZACIÓN	AMORTIZ. ANUAL
Tanque gasóleo 5.000 l.	3.342,50	20,00	167,13 €
Total INSTALACIONES:	380.307,54		15.455,28 €
VARIOS			
Vehículo Todoterreno	40.000,00	5,00	8.000,00 €
Total VARIOS:	40.000,00		8.000,00 €
TOTAL GENERAL:	1.247.312,04		74.151,81 €

4. Costes

Para efectuar un cálculo detallado de los costes de operación consideraremos los siguientes aspectos:

- Criterios básicos de organización (días de trabajo al año y horas de trabajo por día)
- Niveles de producción previstos
- Equipos necesarios y número de éstos

Calculamos el coste horario de funcionamiento de cada equipo, con detalle de las distintas partidas que engloba el coste de operación: materiales, consumos, elementos de desgaste, mantenimiento, servicios, etc.

No se incluye en estos costes el operador, pues los costes de personal se contemplan aparte como coste total anual, ya que es un gasto en el que se incurre independientemente del número de horas que trabajen las máquinas.

Tabla 84. Costes de apertura de galerías y pistas en el año 1.

TRAMO	LONGITUD (m.)	ESTADO ACTUAL	ACTUACIÓN NECESARIA	Coste (€/m)	INVERSION (€)
Pista hasta zona de acopio	273,3	Nuevo	Apertura, firme y cuneta	21,64	5.914,21
Galería	526,5	Nuevo	Apertura		513.821,19
Chimenea	18	Nuevo	Apertura	1382,46	24.884,28
Total Tramo	817,8				544.619,68

Tabla 85. Costes de arranque

COSTES DE ARRANQUE (€/h)	Perforadora ATLAS COPCO	Excavadora	Dúmper (2)	LHD
Combustible	4,26	5,32	6,61	5,32
Lubricantes	0,64	0,69	0,86	0,69
Reparaciones	3,7	10,42	5,88	10,42
Fungibles	2,03	4,45	7,21	4,45
TOTAL (€/h)	10,63	20,88	20,56	20,88

Los costes de personal, incluidas las vacaciones y cargas sociales, son los siguientes:

Tabla 86. Coste de personal en la fase de ejecución de la galería de acceso.

	COSTE (€)		Nómina
CATEGORIA	Anual	Plantilla	Anual
Director Facultativo	32.917,72	1	32.917,72
Oficial 1ª	25.340,04	5	126.700,20
Oficial 2ª	21.610,08	2	43.220,16
Peón Especialista	18.932,26	2	37.864,52
TOTAL		10	240.702,60
Total 2 turnos 16 horas		20	481405,2
Solo trabajarán medio año			240702,6

Tabla 87. Coste de personal en la fase de ejecución de la explotación

	COSTE (€)		Nómina
CATEGORIA	Anual	Plantilla	Anual
Director Facultativo	32.917,72	1	32.917,72
Oficial 1ª	25.340,04	3	76.020,12
Peón Especialista	23.932,26	1	23.932,26
TOTAL		5	132.870,10
Total 2 turnos		10	265740,2

Establecidas el número de horas necesarias para la producción esperada y teniendo en cuenta los costes horarios unitarios de cada máquina se obtiene el coste de operación anual.

DATOS BÁSICOS DE PARTIDA:

- Producción anual: 180.400,20 t
- Días de trabajo anual efectivos: 301
- Nº de relevos por día: 2
- Horas disponibles al año: 4816

A continuación, se analizan los costes de operación para cada tipo de máquina. En los cuales, la vida del equipo es fundamental en la explotación, excepto en la ejecución de labor auxiliar, que solamente dura medio año.

- Costes de perforación

Tabla 88. Costes de perforación

Costes de perforación		
Concepto	Perforadora	
Coste horario total de operación	70,00	€/h
Producción anual	180.400,20	t/año
Número de horas de perforación al año	330,00	h
Coste de perforación anual	23.100,00	€
Horas de vida	30.000,00	h
Coste de perforación por toneladas	0,13	€/t

- Costes de voladura

Tabla 89. Costes de voladura

Explosivos	Precio (€/m o €/kg)	Cantidad (kg o m)	Coste total(€)
Riodin HE	3,98	24444,01	97287,17
Riogur R	3,49	1246,71	4351,02
Cordón detonante	0,68	20364,68	13847,98
Rionel Lp	3,05	10395,00	31704,75
Rionel MS	5,73	7755,00	44436,15
Coste total voladuras			191627,07

- Costes de cargue

Tabla 90. Costes de cargue

Costes de cargue		
Concepto	Retroexcavadora	
Coste horario total de operación	20,88	€/h
Producción anual	180.400,20	t/año
Número de horas de cargue	980,10	h
Coste de cargue anual	20.464,49	€
Horas de vida	40.000,00	h
Coste de cargue por toneladas	0,11	€/t

- Costes de transporte

Tabla 91. Costes de transporte en el desescombro

Costes de transporte		
Concepto	Dumper Articulado	
Coste horario total de operación	20,56	€/h
Producción anual	180.400,20	t/año
Número de horas de transporte al año	1.844,70	h
Coste de transporte anual	37.927,03	€
Horas de vida	40.000,00	h
Coste de transporte por toneladas	0,21	€/t

Tabla 92. Costes de transporte de los bloques con LHD

Costes de corte con máquina de hilo diamantado		
Concepto	Máquina de corte	
Coste horario total de operación	42,97	€/h
Producción anual	25.203,09	t/año
Número de horas de corte al año	4.816,00	h
Coste anual	206.943,52	€
Horas de vida	30.000,00	h
Coste de perforación por toneladas	8,21	€/t

- Costes de corte

Tabla 93. Coste de corte con máquina de hilo diamantado

Costes de transporte		
Concepto	LHD	
Coste horario total de operación	20,88	€/h
Producción anual	423.694,82	t/año
Número de horas de transporte al año	4.816,00	h
Coste anual	100.558,08	€
Horas de vida	50.000,00	h
Coste de perforación por toneladas	0,24	€/t

5. Cuenta provisional de resultados

A continuación se incluye la cuenta de resultados para todos los años considerando el precio de venta del bloque a 400 €/bloque y considerando un incremento del 2,5% anual según la media del IPC de los 3 últimos años. El primer año se considerará que se extraen la mitad de bloques por el gasto de otro medio año en la ejecución de la galería de acceso.

Tabla 94. Cuenta provisional de resultados de 0 a 4 años.

CONCEPTO	Año 0	1º Año (€)	2º Año (€)	3º Año (€)	4º Año (€)
VENTAS					
Bloque (550 euros/bloque)		413.600,00	826.800,00	847.470,00	868.656,75
	1.257.312,04				
TOTAL INGRESOS:		413.600,00	826.800,00	847.470,00	868.656,75
COSTES	-				
Operación		221.435,79	279.753,87	279.753,87	279.753,87
Amortizaciones		63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04
Restauración		993,34	1.305,00	1.337,63	1.371,07
Canon		2.480,24	2.480,24	2.542,25	2.605,80
Seguros e imprevistos		10.340,00	20.670,00	21.186,75	21.716,42
TOTAL COSTES:		298.278,40	405.684,81	367.849,53	368.476,20
RESULTADO EXPLOTACION		115.321,60	421.115,19	479.620,47	500.180,55
-	-				
GASTOS FINANCIEROS	-				
Descuento de papel		6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61
De créditos		89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40
GASTOS GENERALES	-	12.408,00	24.804,00	25.424,10	26.059,70
RESULTADO EXPLOTACION		6.046,59	299.444,18	357.329,36	377.253,84
Impuestos		0,00	104.805,46	125.065,28	132.038,84
BENEFICIO		6.046,59	194.638,72	232.264,08	245.215,00
Amortizaciones		63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04
CASH-FLOW		-1.314.294,49	-1.182.684,81	-1.013.449,77	-831.263,81

Tabla 95. Cuenta provisional de resultados del año 5 al 9.

CONCEPTO	5º Año (€)	6º Año (€)	7º Año (€)	8º Año (€)	9º Año (€)
VENTAS					
Bloque (550 euros/bloque)	890.373,17	912.632,50	935.448,31	958.834,52	982.805,38
TOTAL INGRESOS:	890.373,17	912.632,50	935.448,31	958.834,52	982.805,38
COSTES					
Operación	279.753,87	279.753,87	279.753,87	279.753,87	279.753,87
Amortizaciones	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04
Restauración	1.405,34	1.440,48	1.476,49	1.513,40	1.551,23
Canon	2.670,95	2.737,72	2.806,16	2.876,32	2.948,23
Seguros e imprevistos	22.259,33	22.815,81	23.386,21	23.970,86	24.570,13
TOTAL COSTES:	369.118,53	369.776,92	370.451,77	371.143,49	371.852,51
RESULTADO EXPLOTACION	521.254,64	542.855,58	564.996,54	587.691,03	610.952,87
-					
GASTOS FINANCIEROS					
Descuento de papel	6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61
De créditos	89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40
GASTOS GENERALES	26.711,20	27.378,97	28.063,45	28.765,04	29.484,16
RESULTADO EXPLOTACION	397.676,43	418.609,59	440.066,08	462.058,98	484.601,70
Impuestos	139.186,75	146.513,36	154.023,13	161.720,64	169.610,60
BENEFICIO	258.489,68	272.096,24	286.042,95	300.338,34	314.991,11
Amortizaciones	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04
CASH-FLOW	-635.803,17	-334.677,89	-169.515,30	193.852,08	571.872,22

Tabla 96. Cuenta provisional de resultados del año 10 al 14.

CONCEPTO	10º Año (€)	11º Año (€)	12º Año (€)	13º Año (€)	14º Año (€)
VENTAS					
Bloque (550 euros/bloque)	1.007.375,52	1.032.559,90	1.058.373,90	1.084.833,25	1.111.954,08
TOTAL INGRESOS:	1.007.375,52	1.032.559,90	1.058.373,90	1.084.833,25	1.111.954,08
COSTES					
Operación	279.753,87	279.753,87	279.753,87	279.753,87	279.753,87
Amortizaciones	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04
Restauración	1.590,02	1.629,77	1.670,51	1.712,27	1.755,08
Canon	3.021,93	3.097,48	3.174,92	3.254,29	3.335,65
Seguros e imprevistos	25.184,39	25.814,00	26.459,35	27.120,83	27.798,85
TOTAL COSTES:	372.579,25	373.324,16	374.087,69	374.870,31	375.672,49
RESULTADO EXPLOTACION	634.796,27	659.235,75	684.286,21	709.962,94	736.281,59
GASTOS FINANCIEROS					
Descuento de papel	6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61
De créditos	89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40
GASTOS GENERALES	30.221,27	30.976,80	31.751,22	32.545,00	33.358,62
RESULTADO EXPLOTACION	507.707,99	531.391,94	555.667,99	580.550,94	606.055,96
Impuestos	177.697,80	185.987,18	194.483,80	203.192,83	212.119,59
BENEFICIO	330.010,20	345.404,76	361.184,19	377.358,11	393.936,37
Amortizaciones	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04
CASH-FLOW	964.911,46	1.247.248,91	1.671.462,14	1.927.939,89	2.384.905,31

Tabla 97. Cuenta provisional de resultados del año 15 al 19.

CONCEPTO	15º Año (€)	16º Año (€)	17º Año (€)	18º Año (€)	19º Año (€)
VENTAS					
Bloque (550 euros/bloque)	1.139.752,93	1.168.246,76	1.197.452,92	1.227.389,25	1.258.073,98
TOTAL INGRESOS:	1.139.752,93	1.168.246,76	1.197.452,92	1.227.389,25	1.258.073,98
COSTES					
Operación	279.753,87	279.753,87	279.753,87	279.753,87	279.753,87
Amortizaciones	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04
Restauración	1.798,96	1.843,93	1.890,03	1.937,28	1.985,71
Canon	3.419,04	3.504,51	3.592,13	3.681,93	3.773,98
Seguros e imprevistos	28.493,82	29.206,17	29.936,32	30.684,73	31.451,85
TOTAL COSTES:	376.494,73	377.337,53	378.201,39	379.086,85	379.994,45
RESULTADO EXPLOTACION	763.258,20	790.909,23	819.251,53	848.302,39	878.079,53
-					
GASTOS FINANCIEROS					
Descuento de papel	6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61
De créditos	89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40
GASTOS GENERALES	34.192,59	35.047,40	35.923,59	36.821,68	37.742,22
RESULTADO EXPLOTACION	632.198,61	658.994,82	686.460,94	714.613,71	743.470,30
Impuestos	221.269,51	230.648,19	240.261,33	250.114,80	260.214,60
BENEFICIO	410.929,09	428.346,63	446.199,61	464.498,91	483.255,69
Amortizaciones	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04	63.029,04
CASH-FLOW	2.858.863,44	3.316.239,11	3.825.467,76	4.352.995,71	4.715.371,04

Tabla 98. Cuenta provisional de resultados del año 20 al 24.

CONCEPTO	20º Año (€)	21º Año (€)	22º Año (€)	23º Año (€)	24º Año (€)
VENTAS					
Bloque (400 euros/bloque)	1.289.525,83	1.321.763,97	1.354.808,07	1.388.678,27	1.423.395,23
TOTAL INGRESOS:	1.289.525,83	1.321.763,97	1.354.808,07	1.388.678,27	1.423.395,23
COSTES					
Operación	894.061,57	916.413,11	939.323,44	962.806,52	986.876,69
Amortizaciones	74.151,81	74.151,81	74.151,81	74.151,81	74.151,81
Restauración	2.035,35	2.086,24	2.138,39	2.191,85	2.246,65
Canon	3.868,33	3.965,04	4.064,16	4.165,77	4.269,91
Seguros e imprevistos	32.238,15	33.044,10	33.870,20	34.716,96	35.584,88
TOTAL COSTES:	1.006.355,21	1.029.660,29	1.053.548,01	1.078.032,91	1.103.129,94
RESULTADO EXPLOTACION MINERA	283.170,62	292.103,68	301.260,07	310.645,36	320.265,29
PROVISION INSOLVENCIAS	64.476,29	66.088,20	67.740,40	69.433,91	71.169,76
GASTOS FINANCIEROS					
Descuento de papel	6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61	6.896,61
De créditos	89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40	89.970,40
GASTOS GENERALES	38.685,77	39.652,92	40.644,24	41.660,35	42.701,86
RESULTADO EXPLOTACION	83.141,54	89.495,55	96.008,41	102.684,09	109.526,67
Impuestos	29.099,54	31.323,44	33.602,94	35.939,43	38.334,33
BENEFICIO	54.042,00	58.172,11	62.405,47	66.744,66	71.192,33
Amortizaciones	192.319,08	192.319,08	192.319,08	192.319,08	192.319,08
CASH-FLOW	2.643.495,92	2.893.987,11	3.148.711,65	3.407.775,39	3.671.286,80

Tabla 99. Cuenta provisional de resultados del año 25 al 27.

CONCEPTO	25º Año (€)	26º Año (€)	27º Año (€)
VENTAS			
Bloque (400 euros/bloque)	1.458.980,11	1.495.454,62	1.532.840,98
TOTAL INGRESOS:	1.458.980,11	1.495.454,62	1.532.840,98
COSTES			
Operación	279.753,87	279.753,87	279.753,87
Amortizaciones	0,00	0,00	0,00
Restauración	2.302,82	2.360,39	2.419,40
Canon	4.376,66	4.486,07	4.598,23
Seguros e imprevistos	36.474,50	37.386,37	38.321,02
TOTAL COSTES:	322.907,85	323.986,70	325.092,52
RESULTADO EXPLOTACION MINERA	1.136.072,26	1.171.467,92	1.207.748,46
GASTOS FINANCIEROS			
Descuento de papel	6.896,61	6.896,61	6.896,61
De créditos	89.970,40	89.970,40	89.970,40
GASTOS GENERALES	43.769,40	44.863,64	45.985,23
RESULTADO EXPLOTACION	995.435,85	1.029.737,27	1.064.896,22
Impuestos	348.402,55	360.408,04	372.713,68
BENEFICIO	647.033,30	669.329,22	692.182,54
Amortizaciones	63.029,04	63.029,04	63.029,04
CASH-FLOW	8.387.569,23	9.119.927,49	9.875.139,07

5.1. Explicación de la Cuenta Provisional de Resultados

Canon:

En esta partida se incluye el importe del canon relativo al arrendamiento o adquisición de los terrenos necesarios para el desarrollo de la explotación minera proyectada, que es el equivalente a 0’20€/Ton.

Seguros e imprevistos:

Se ha considerado para esta partida una dotación equivalente al 2'5% de las ventas.

Restauración:

Se ha considerado una repercusión de la restauración en el coste por unidad de 0’03€/Ton.

Insolvencias:

Se ha considerado una provisión equivalente al 5% de la facturación anual total.

Gastos Financieros:

En este epígrafe se considera la única línea de gasto por financiación ajena a la sociedad:

a) Descuento de papel.
   El 60% de la facturación se girará a 90 días mediante efectos sin aceptar, de los cuales se negociará previsiblemente el 60%. Se ha calculado como tipo medio de descuento un 6% anual.
b) Intereses.
   En este apartado se incluyen los intereses que el capital desembolsado en la operación minera hubiera producido de haberse "colocado" en una inversión "segura". Se ha considerado un interés anual del 6,5%.

Gastos Generales:

Se incorporan a este epígrafe todos los gastos que, no teniendo relación directa con la explotación del yacimiento propiamente dicha, son necesarios para el funcionamiento de la empresa, como es el caso de material de oficina, comunicaciones, asesoramientos, imagen corporativa, servicios auxiliares, cuotas a asociaciones y entidades y otros gastos. Se ha estimado que estos gastos ascenderán a un 3% de los ingresos.

Impuestos:

La cuota del impuesto considerada es la correspondiente al Impuesto de Sociedades, cuya tasa actual es del 35%.

6. Análisis de rentabilidad

Para el análisis de la rentabilidad de la inversión, se consideran procedimientos con actualización como son los métodos VAN / TIR, basados en:

VAN (VALOR ACTUAL NETO):

Consiste en actualizar al momento actual los flujos de fondos que se origina, mediante una tasa de descuento alternativa.

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

Siendo:

C_0 = Coste inicial de la inversión

Cj= Flujo de fondos positivo neto correspondiente al año j

i = Tipo de interés o RMA

n = Número de años

Conforme a la definición de RMA (Rendimiento Mínimo Aceptable), esta es la Tasa de Rentabilidad Interna de la mejor oportunidad de inversión no iniciada. El hecho de que para el proyecto analizado resulte el VAN positivo, significa que la inversión en el mismo resulta más ventajosa que en la mejor de las otras oportunidades de inversión, pues el patrimonio neto de la empresa experimenta un aumento mayor.

TIR (TASA INTERNA DE RENTABILIDAD):

La Tasa de Rentabilidad Interna del proyecto, es aquel valor de la tasa de actualización que hace igual a cero el flujo de fondos acumulado actualizado al final de la vida del proyecto. Se trata de hallar el valor de i para el cual se cumple:

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

Siendo:

C_0 = valor de la inversión inicial

C_j = Valor del flujo de fondos correspondiente al periodo n

i = Tasa de rentabilidad interna

n = Número de años

La TASA INTERNA DE RENTABILIDAD, puede definirse como la tasa a la que se remuneran 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 tanto, el proyecto será aceptable económicamente si su TIR es mayor que la RMA (10 %).

A continuación se presenta una tabla donde se calcula el VAN y la TIR para cada periodo.

	1º año	2º año	3º año	4º año	5º año	6º año
Co	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04
Cj	-1.314.294,49	-1.182.684,81	-1.013.449,77	-831.263,81	-635.803,17	-334.677,89
i	10%	10%	10%	10%	10%	10%
n	1	2	3	4	5	6
VAN	-2.452.125,21 €	-3.429.550,68 €	-4.190.970,49 €	-4.758.734,86 €	-5.153.518,61 €	-5.342.435,55 €
TIR						

	7º año	8º año	9º año	10º año	11º año	12º año
Co	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04
Cj	-169.515,30	193.852,08	571.872,22	964.911,46	1.247.248,91	1.671.462,14
i	10%	10%	10%	10%	10%	10%
n	7	8	9	10	11	12
VAN	-5.429.423,71 €	-5.338.990,28 €	-5.096.460,63 €	-4.724.445,50 €	-4.287.292,36 €	-3.754.713,01 €
TIR						

	13º año	14º año	15º año	16º año	17º año	18º año
Co	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04
Cj	1.927.939,89	2.384.905,31	2.858.863,44	3.316.239,11	3.825.467,76	4.352.995,71
i	10%	10%	10%	10%	10%	10%
n	13	14	15	16	17	18
VAN	-3.196.257,50 €	-2.568.237,39 €	-1.883.848,22 €	-1.162.137,96 €	-405.289,56 €	377.634,98 €
TIR						

	19º año	20º año	21º año	22º año	23º año	24º año
Co	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04
Cj	4.715.371,04	5.280.881,48	5.677.749,62	6.283.165,41	6.909.285,17	7.556.626,52
i	10%	10%	10%	10%	10%	10%
n	19	20	21	22	23	24
VAN	1.148.635,82 €	1.933.605,21 €	2.700.842,75 €	3.472.704,33 €	4.244.320,57 €	5.011.511,59 €
TIR						

	25º año	26º año	27º año
Co	1.257.312,04	1.257.312,04	1.257.312,04
Cj	8.266.688,87	8.999.047,13	9.754.258,71
i	10%	10%	10%
n	25	26	27
VAN	5.774.493,89 €	6.529.563,02 €	7.273.595,29 €
TIR			15,9%

7. Conclusiones de viabilidad del proyecto

7.1. Viabilidad técnica

La viabilidad técnica está garantizada teniendo en cuenta la garantía en la existencia de reservas explotables y la viabilidad de ejecución, pues los objetivos productivos son consecuentes con la metodología extractiva.

Por otro lado, la disponibilidad de medios existentes en este momento es la suficiente para garantizar los trabajos y las producciones planificadas así como la seguridad en su ejecución.

7.2. Viabilidad financiera

Se ha realizado un desarrollo y justificación de la viabilidad económico-financiera del proyecto de acuerdo a una contrastada metodología de análisis de proyectos mineros de inversión (método VAN/TIR), de la cual se arrojan las siguientes conclusiones:

- El Valor Actual Neto (VAN) del proyecto analizado para un horizonte de 27 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 nos daba un interés del 10%, pues el patrimonio neto de la empresa experimenta un aumento mayor.
- El proyecto es aceptable económicamente, ya que la Tasa Interna de Rentabilidad (TIR) es superior al Rendimiento Mínimo Aceptable (RMA) o mejor oportunidad, estimado en un 10%.
- El periodo de retorno de la inversión es de 9 años a partir del primer año de actividad.

Los datos arrojados por el estudio son los siguientes:

- VAN: ..... 7.273.595,29 €
- TIR: 15,9%%
- Periodo de retorno: .....17 años

DOCUMENTO V. BIBLIOGRAFÍA

- Díaz de Terán Mira, J.R., Gonzalez Díez, A., Barba Regidor, F.J., Bonachea Pico, J., Bruschi Incenti-Medici, V.M., Fernandez Lopéz, J.M., y Remondo Tejerina,J. (2002). Paisajes geológicos de Cantabria. En Nuche del Rivero, R. (Editor). Patrimonio Geologico de Asturias, Cantabria y Pais Vasco. Madrid: ENRESA. 216-352 pp.
- Ancell Trueba, Rafael (2013). «Termopluviometría de Cantabria durante el periodo 1981-2010». Agencia Estatal de Meteorología.
- Ancell Trueba, Rafael (2012). «Una aproximación al clima del Parque Nacional Picos de Europa». Boletín de la Red de Seguimiento del Cambio Global en Parques Nacionales. Otoño-Invierno 2011-2012. 32 páginas (Número 2.).
- José Luis Arteche García (2011). «La Galerna del Cantábrico».
- J.J. Rodríguez (2012). «Variabilidad temporal de la precipitación y la temperatura en las comarcas de la región de Cantabria».
- Rasilla Álvarez, Domingo Fernando (1994). «Los regímenes de precipitación en el norte de la Península Ibérica».
- J.M. Gutiérrez et. al. (2010). «Escenarios Regionales Probabilísticos de Cambio Climático en Cantabria: Termopluviometría».
- Cano, Rafael (1992). «Atlas Climático de la Región Cantábrica». Instituto Nacional de Meteorología. CMT CAS. Nota Técnica.
- AEMET (2011). «Atlas Climático Ibérico. Temperatura del Aire y Precipitación (1971-2000).». Ministerio de Medio Ambiente y Medio Rural y Marin
- Ferrer Mercedes, González de Vallejo Luis I.,(1999). Manual de campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos. Instituto Tecnológico Geominero de España. 83-102 pp.
- Frochoso Sánchez, Manuel (07/1990). Geomorfología del Valle del Nansa. Universidad de Cantabria. 288 páginas.
- López Jimeno, C. et al (1991).: "Manual de evaluación técnico-economica de proyectos mineros de inversión." ITGE
- López Jimeno, C. et al (1994).: "Manual de perforación y voladura de rocas." ITGE
- Fernandez, J.;López Jimeno, C. y Pizarro, J. (1994).: "Diseño de voladuras en canteras de roca ornamental". INGEOPRES. Nº 16, Febrero.
- Atlas Copco (1984).:"Manual Atlas Copco"
- Caterpillar.: "Manual Caterpillar"
- Bustillo M.; Calvo J.P. y Fueyo L. (2001). Rocas industriales. Tipología, aplicaciones en la construcción y empresas del sector. Ed. Rocas y Minerales, Madrid, 410 p.
- López Jimeno C. [Ed.] (1995). Manual de rocas ornamentales. Entorno Gráfico S.L.
- Cerdeño F.J., Díaz R., González I. et al. (2007). La piedra natural en la arquitectura contemporánea. AITEMIN, Toledo 245 p.
- López F., Escribano J. y Nieves G. (2001). Manual para el uso de la piedra en la arquitectura. Informstone Thecnic & Business, S.L. Bilbao, 400p.
- Winkler E.M. (1997, 3ªEd.). Stone in architecture. Properties. Durability. Springer Verlang, Berlin, 313 p.
- Siegesmund S. y Snethlage R. (Ed.), (2011). Stone in Architecture. Springer, 552 p.
- Prentice J.E. (1990). Geology of construction materials. Chapman and Hall, London, 202 p.

- Laffarga J. y Olivares M. (1995). Materiales de construcción. Editan, Sevilla, 201 p.
- Torraca G. (1986). Materiaux de Construction poreux. ICCROM, Roma, 148 p.
- Montoto M. (2004). Petrophysic at the rock matrix scale: hydraulic properties and petrographic interpretation. Enresa, Madrid, 297 p.
- González de Vallejo, L.; Ferrer, M.; Ortuño, L. y Oteo, C. (2002). Ingeniería geológica. Prentice Hall. Madrid, 715 p.