

Diseño geotécnico de minas subterráneas de pizarra

C. Iglesias Comesaña^(1,2), J. Taboada Castro^(1,2), J. Arzúa Touriño⁽¹⁾, E. Giráldez Pérez⁽¹⁾, J.E. Martín Suárez⁽¹⁾

(1) Departamento de Ingeniería de los Recursos Naturales y Medio Ambiente, Universidad de Vigo, Campus Lagoas Marcosende, 36310 Vigo (Pontevedra).

carlaiglesias@uvigo.es, jtaboada@uvigo.es, jarzua@uvigo.es, egiraldez@uvigo.es, jmartinsuarez@uvigo.es

(2) Red CONSTRUROCK (Red de la Piedra Natural y su relación con el Patrimonio Histórico-Monumental y la obra nueva, en el ámbito del Estado español). Ríos Rosas, 23, 28003 Madrid.

RESUMEN

La pizarra es uno de los materiales naturales más importantes de España, con una potente industria extractiva y de elaboración concentrada en las comunidades autónomas de Galicia y Castilla y León. Gracias a su resistencia a los agentes externos, a su impermeabilidad y a su excelente fisilidad, la pizarra es utilizada como elemento para techar y para solados.

La práctica totalidad de las explotaciones activas en nuestro país extraen este recurso en minas a cielo abierto, cuyos ratios se aproximan al ratio límite económico, haciendo necesaria la búsqueda de una alternativa que permita continuar las labores. La minería subterránea es una solución que ofrece reducidos ratios de explotación, con una baja generación de escombros, cuyo método de cámaras y pilares barrera es empleado para el aprovechamiento de yacimientos de pizarra.

Son diversos los factores que se han de tener en cuenta a la hora de diseñar una explotación minera (económicos, logísticos, geotécnicos, técnicos, ambientales,...), en especial subterránea, centrándose el presente trabajo en los aspectos geotécnicos. Se explica el proceso de diseño geotécnico de una explotación subterránea por cámaras y pilares, basado en la teoría del área atribuida, el análisis de tensiones en el terreno por métodos numéricos y la elección de un sostenimiento adecuado para las inestabilidades en los huecos. Se ilustra con un ejemplo de diseño en el cual se incorpora la estimación de los rendimientos de explotación y producciones.

Palabras clave: cámaras, mina, pizarra, recurso minero, yacimiento.

Geotechnical design of underground slate mines

ABSTRACT

Slate is one of the most important natural materials in Spain, with a potent extractive and processing industry concentrated in the autonomous communities of Galicia, Castile and León. Thanks to its resistance to external agents, its impermeability and its excellent cleavability, slate is used as for roofing and tiling.

Almost all the active exploitations in our country where this resource is extracted are open pit mines, where the exploitation ratios have nearly reached their economic limit, making it necessary to look for alternatives that will allow the mining works to be continued. Underground mining is a solution that offers low exploitation ratios, with low spoil generation. The room-and-pillar method with barrier pillars is usually applied for the exploitation of slate deposits.

There are several factors to be taken into account when designing a mine (economic, logistical, geotechnical, technical, environmental...), especially for an underground mine. This study focuses on the geotechnical design process of a room-and-pillar underground mine, based on the tributary area theory, the analysis of the tensions in the ground with numerical methods and the choice of an appropriate reinforcement in view of the expected instabilities. This explanation is completed with an example of a design that includes the estimate exploitation rates and production.

Keywords: deposit, mine, mining resource, rooms, slate.

ABRIDGED ENGLISH VERSION

Introduction

Slate mining is one of the most important mining activities in Spain, representing 15% of the total national

stone production according to IGME statistics (2011) and only surpassed by the production of marble and granite. Almost all the slate mines are located in two regions, namely Galicia and Castile and León, and 80% of national production is intended for export according to the above-mentioned statistics.

Its good cleavability and high impermeability are the main properties that make slate a valuable resource, used for roofs (when the grain size is small and slabs are thin) or for tiling (when the grain size is bigger and the obtained tiles are thicker).

Slate is usually extracted in open-pit mines, extracting the minimum spoil needed for the mining work. However, extraction rates increase as the work continues, until the economic limit ratio is reached and the open-pit mine is no longer profitable (Fig. 1). At this point, the cessation of the activity or the beginning of underground extraction has to be considered.

Underground mining presents several strengths:

- The exploitation rates are low since there is no need of great overburden removal to reach the slate deposit. The design of the underground mine optimizes the extraction work, placing the rooms within the deposit and lowering the generation of spoil
 - These low exploitation ratios imply lower operative costs
 - Finally, the underground extraction requires qualified staff, and is thus a valuable source of employment.
- These factors lead to underground mining being considered as a good solution for the continuation of the work or for the start of new exploitations.

Currently, the majority of the Spanish slate mines are open-pit mines, with only three active underground mines: Villamartin (Fig. 2), A Fraguíña (the biggest slate mine in the world) and La Campa.

The aim of this study is to analyse the design process of underground ornamental slate mines, explaining the various stages and methods for characterizing the rock mass, the dimensioning of the rooms and pillars, their support and their stability analysis. Furthermore, the two main options regarding the orientation of the rooms are analysed, discussing their geotechnical and operational implications.

Underground slate mine design

Among the different underground methods, the room-and-pillar method is the most commonly used for the extraction of slate. With this method, part of the deposit is left as support for the overlying materials, extracting the material contained into a series of parallel rooms and obtaining a recuperation of about 25%. Once the rooms are exploited, their space constitutes an ideal inner waste dump.

The underground mine design includes a series of steps (Fig. 3), starting with the geotechnical characterization of the rock mass in which the mineral to extract is located. The field work (or the drilling of boreholes) must provide the samples necessary to perform characterization tests of rock (unconfined compressive strength, Brazilian tests, tilt-test, etc.). Also, the structure of the rock mass should be studied in the field, measuring in-situ those faults and observable discontinuities that indicate the fracture planes expected in the exploitation, and analysing the possible associated instabilities.

Then, the rooms and the support necessary to ensure the stability of the exploitation are calculated using empirical methods based on geo-mechanical classifications (Bieniawski's RMR, Barton's Q, Stability Graph method). The analysis of the expected wedges in the rooms is another point to consider, checking their stability and the necessary support. As for the dimensions of the pillars, they are calculated based on the tributary area theory (Fig. 4) or on empirical methods.

The dimensions of the pillars are calculated for them to be able to support the load of the roofs of the adjoining chambers as well as their own weight. The compressive strength of the pillar is obtained by extrapolating the results of the compressive strength tests performed with specimens in the laboratory, applying the pertinent corrections according to the volume and geometry of the pillar, and considering certain safety factors.

The dimensions of the rooms are calculated taking into account the tensions of the massif, analysing them by means of numerical methods. With the empiric failure criterion by Hoek and Brown (1980) and Hoek et al. (2002), and the results of the numerical model, the different safety factors are obtained for several geometries of the rooms and pillars, selecting the most suitable one according to the desired safety factor. The Stability Graph method can also be used for the preliminary design of the rooms. This method, developed for the design of open stopes, can be used for predicting the safe span of an opening.

Finally, the application of numerical methods for analysing the tensile-strain response of the massif once mining is executed, providing information about the overall stability of the exploitation. These numerical methods can be "domain methods" or "boundary methods". Among the domain methods, the following are considered: discrete element method (DEM, e.g. Itasca's UDEC), the finite element method (FEM, e.g. Rocscience's Phase2) and the finite difference method (MDF, e.g. Itasca's FLAC). The choice between them is based on the fracturation of the rock mass (Fig. 5) and the relationship between the diameter of the excavation and the mean joint spacing.

Once the rooms are prepared, the mining method is very similar to that in the open-pit mines, extracting the clogs mechanically perpendicular to the grain, using the cleavage plane. There are several benches in each room, exploited downwards until the lowest level of the room is reached.

The rooms can be orientated in two directions, mainly in the direction of the grain ("with the grain") or perpendicularly ("cross-grained"). The direction of the rooms will determine not only the direction of the benches and the extraction procedure, but also the expected instabilities related to fracture planes in the mass.

These design concepts are illustrated with an example considering a sub-horizontal slate deposit with a width of 150 m and a medium thickness of 45 m (Figs. 6, 7 and 8), which present three joint families identified in the field.

Taking into account the calculated compression strength and density of the material, the depth of the mine (about 200 m) and a safety factor of 2.5, Table 1 shows the dimensions of the rooms and pillars in the two design directions: on the grain (Fig. 9b) and cross-grained (Fig. 9a).

The support is estimated according to Barton's Q (Fig. 10) and the expected wedges in the rooms are analysed (Fig. 11). These instabilities are correctly controlled with the following support (Fig.12): bolts of 9 m and 10 t in a square mesh of 3 m, plus a 10-cm-thick layer of reinforced shotcrete.

Regarding the general stability of the exploitation, Figures 13 and 14 show the results of the simulation with finite element methods. The stability of the mine is stated in both cases.

The choice of the orientation of the exploitation is made considering the recovery of the deposit, the exploitation ratios, and the geotechnical and exploitation constraints. Finally, the rooms are orientated cross-grained due to the better exploitation and stability conditions, since this orientation allows the simultaneous exploitation of two benches in each room (Fig. 15).

Conclusions

The exploitation ratios of open-pit slate mines are reaching their economic limits and require a solution in order to continue the exploitation of slate. Underground mining is proving to be a valuable alternative that allows the selective exploitation of the mineral resource and minimizes the production of spoil.

The room-and-pillar underground mining method is commonly applied, usually orientating the rooms according to the direction of the grain or perpendicularly, recovering about 25% of the deposit. These are usually big chambers: 18-25 m high, 15-35 m wide and hundreds of meters long.

The high economic investment needed for an underground mine is probably the main drawback and the reason why only a few underground slate mines currently exist in Spain. However, it is a solution for the continuation of the extraction work of the current open-pit mines.

Introducción

La minería de la pizarra es una de las más importantes de España, abarcando según las estadísticas el 15% del total de la producción de piedra natural nacional, sólo superada por la producción de mármol y granito (IGME, 2011). La práctica totalidad de las explotaciones de pizarra se encuentran en dos regiones, Galicia y Castilla y León, y según dichas estadísticas el 80% de la producción nacional se destina a la exportación.

La buena fisilidad y la impermeabilidad son las propiedades básicas que hacen de la pizarra un recurso de alto valor económico, siendo muy valorado como elemento para cubiertas la pizarra de mayor calidad y, cuando el grano es mayor y las placas obtenidas son más gruesas, como elemento para revestimientos y solados.

Hasta la obtención de las placas de dimensiones comerciales, la pizarra sigue un proceso de extracción y elaboración que consta de varias etapas. El punto de partida es la extracción de los bloques o rachones de un tamaño mínimo determinado, independizándolos del resto del macizo mediante diversos métodos. Hace años, el arranque se basaba en técnicas manuales o semi-mecanizadas (martillos neumáticos, cuñas, etc.), aprovechando las superficies de debilidad de la pizarra y las fracturas existentes o provocadas para tal fin. Posteriormente, la pólvora negra de mina permitió aumentar la productividad al crear fracturas artificiales que facilitaban el arranque mediante medios mecánicos, empleando el cazo de palas o excavadoras. Sin embargo, la introducción de sistemas alternativos de corte en banco posibilitó el incremento de los rendimientos en cantera y nave, desplazando el uso de la

pólvora negra que provocaba un mayor daño en el macizo. El corte con hilo diamantado, que es actualmente la técnica más empleada, es un sistema mediante el que se introduce en el macizo un hilo diamantado que se hace girar gracias a un bastidor montado sobre carriles, cortando el material rocoso e independizando así partes del macizo rocoso de las cuales se extraen posteriormente los rachones.

Una práctica habitual en las canteras de pizarra es la separación de los rachones del macizo mediante medios mecánicos, aprovechando los planos de pizarrosidad propios del material para con cuñas o con el cazo de la excavadora proceder a separar el bloque. Una vez extraído, el rachón se transporta a la nave de elaboración, que con frecuencia se localiza en los terrenos de la propia explotación. Si es necesario, antes de entrar en la nave se procede a dividir con medios mecánicos los rachones de grandes dimensiones hasta que sus medidas sean las adecuadas, aprovechando para ello los planos de pizarrosidad. Después de este exfoliado primario, los rachones de espesor adecuado se introducen en la nave para su serrado con sierras de disco, cuyo diámetro condiciona el espesor máximo de los rachones. El resultado del serrado son los llamados "tochos", bloques paralelepípedicos cuyas dimensiones en una de sus caras son cercanas a las de las plantillas de las placas finales. El exfoliado final de los *tochos* (o labrado) permitirá la obtención de las placas de pizarra de espesores milimétricos (entre 3 y 5 mm, habitualmente), procediendo a la separación de dichas placas por sus planos de pizarrosidad manualmente con uñetas y mazas o con máquinas automáticas que recientemente se están introduciendo en la industria pizarra. Una vez se tienen las placas de espesores comerciales y dimensiones ligeramente mayores de las buscadas, se procede a darles las dimensiones finales según la plantilla pertinente en las máquinas troqueladoras. Existe una amplia variedad de plantillas, con distintas formas y tamaños de placa, para responder a las demandas del mercado.

El proceso de elaboración finaliza con la clasificación de las placas según su calidad comercial, que vendrá determinada por la presencia de una serie de defectos estéticos y/o estructurales propios de la pizarra (*bregadas, panilla, óxidos, carbonatos, etc.*), y su empaquetado para su posterior comercialización.

Usualmente, la pizarra se extrae en explotaciones a cielo abierto, desmontando la mínima cantidad de estéril necesaria para el avance de las labores en pizarra. La ubicación más habitual de este recurso es en laderas de montaña, introduciéndose las capas de pizarra en el interior del macizo, y obligando a unos desmontes crecientes para continuar con su aprove-

chamiento. A medida que se avanzan las labores, el frente va quedando encajonado entre paredes subverticales, con el consiguiente riesgo de inestabilidad de los taludes. Además, los ratios de explotación se ven incrementados con el tiempo, requiriendo desmontes en estéril cada vez mayores para acceder a los niveles explotables del yacimiento, hasta que se alcanza el ratio límite económico (RLE), momento en el cual la actividad minera a cielo abierto no aporta beneficios económicos a la empresa explotadora, debiendo plantearse el cese de la actividad o la transición a minería subterránea para la continuación de los trabajos (Fig. 1).

Sin embargo, más allá del método de explotación propiamente dicho, la minería de la pizarra se caracteriza por la ingente generación de estériles derivada del bajo rendimiento global del proceso, cuyos valores oscilan entre el 2.5% y el 12.5% (García Bastante, 2002) si se tienen en cuenta el rendimiento medio en cantera y la recuperación en la nave de elaboración. Los elevados volúmenes de estériles generados en el proceso de extracción y elaboración de pizarra suponen un desafío operativo, precisando de grandes escombreras exteriores.

Considerando estos hechos, la minería subterránea se erige como una solución con varios puntos a favor:

- En primer lugar, los ratios de explotación son reducidos, ya que no se precisan grandes des-

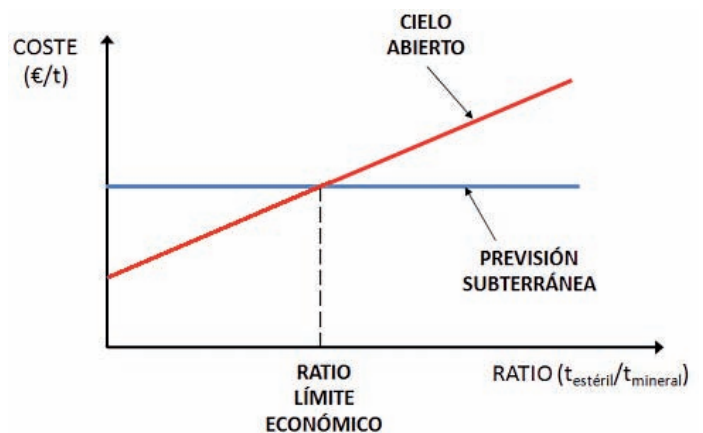


Figura 1. Análisis del break-even de un proyecto minero. Se observa cómo los costes de la minería a cielo abierto (línea roja) son inferiores inicialmente a los de minería subterránea (línea azul), pero cuando el ratio de extracción aumenta, la situación se invierte (a partir del ratio límite económico).

Figure 1. Break-even analysis of a mining project. It illustrates how the costs of an open-pit mine (red line) are initially lower than that of underground mines (blue line), but this situation is reversed when the extraction ratio increases (values higher than the economic limit ratio).

montes para acceder a la capa de pizarra. El propio diseño de la explotación subterránea optimiza las labores extractivas, ubicando las cámaras de explotación dentro de la capa de pizarra, y reduciéndose el estéril a la excavación de las galerías de acceso de la mina. Se minoran, por lo tanto, la generación de estériles desde el primer momento al aplicar un método de explotación más selectivo.

- La reducción de los ratios de explotación repercute de manera directa en el plano económico, ya que la disminución de los volúmenes de estéril extraídos conlleva un menor gasto operativo.
- Por último, la ejecución de una mina subterránea requiere personal especializado para el desarrollo de los distintos trabajos englobados en la mina, constituyendo una valiosa fuente de empleo.

La conjunción de estos factores favorables de la explotación subterránea de pizarra hace que, en la actualidad, se considere este método como una buena solución para la continuación de las labores extractivas en las concesiones activas, o para el inicio de las labores en nuevas explotaciones.

La inmensa mayoría de las canteras de pizarra se localizan en las provincias de Ourense y León, especialmente en las comarcas de Valdeorras y La Cabrera. En la actualidad, de las explotaciones de pizarra activas tan sólo 3 siguen el método de explotación subterránea: Villamartín, A Fraguíña en Carballada de Valdeorras y La Campa en Folgoso do Courel. La primera de ellas (Fig. 2) se explota en cámaras de 18 m de ancho, hasta 25 m de alto y longitudes desde los 200 m, mientras que la segunda (A Fraguíña) es la mina de pizarra más grande del mundo, explotada mediante minería subterránea desde 1990.

El cambio de método de explotación de cielo abierto a minería subterránea supone una reconversión técnica, tanto en el proceso de explotación como en la apertura y mantenimiento de infraestructuras, ya que entran en juego nuevos problemas geotécnicos que deberán ser abordados con los adecuados criterios técnicos (diseños geométricos y sostenimientos), así como nuevas infraestructuras auxiliares propias de la minería de interior, como es el avance de galerías, el sostenimiento, la ventilación, y otras que deberán ser adaptadas como la electrificación y el desagüe.

Los puntos esenciales a tener en cuenta incluyen, en primer lugar, las características geotécnicas de la capa explotable, el estado de fracturación del macizo involucrado en la excavación y su comportamiento



Figura 2. Cámara de explotación de una mina subterránea de pizarra activa (fuente: propia gracias a la colaboración de Pizarras Gallegas, S.A.).

Figure 2. Exploitation room of an active underground slate mine. (Source: own thanks to the collaboration of Pizarras Gallegas, S.A.).

geotécnico ante la explotación subterránea planificada. Posteriormente se aborda el diseño de la geometría y el sostenimiento de los huecos, evaluando su estabilidad, y se dimensionan los pilares corridos de la explotación prestando especial atención al ancho de los mismos, puesto que la altura y la longitud toman los mismos valores que en el caso de las cámaras (pilares barrera). Una vez diseñados los huecos de la mina se realiza un estudio de los posibles problemas de inestabilidad tenso-deformacional, estimando mediante métodos numéricos el comportamiento del macizo ante la actuación proyectada. Finalmente, se aborda el método de laboreo de la pizarra en la explotación subterránea, así como los aprovechamientos estimados derivados del diseño de la mina.

El diseño se completaría con el cálculo de las redes de ventilación, electrificación y desagüe, maquinaria y personal necesarios para el desarrollo de las labores, lo cual queda fuera del alcance del presente trabajo.

Objetivos

El presente trabajo se centra en las explotaciones subterráneas de pizarra ornamental, señalando las ventajas que esta minería presenta y las principales características de diseño de las canteras subterráneas existentes.

Se explica el proceso de diseño de una mina subterránea de pizarra, presentando las distintas etapas y

los métodos empleados para la caracterización del macizo, el dimensionamiento de las cámaras y los pilares, su sostenimiento y el análisis de su estabilidad. Asimismo, se analizan las dos opciones principales de orientación de las labores en el caso de una explotación de pizarra (en la dirección de la hebra o en la dirección de la contra, su perpendicular), comentando sus implicaciones geotécnicas y operativas.

Características geológicas de la pizarra en España

Las labores extractivas de la pizarra en España se ubican dentro del Macizo Hercínico, en zonas caracterizadas por un metarmorfismo regional de bajo/muy bajo grado, que han sido ampliamente estudiadas y descritas por diversos autores, como Barros Lorenzo (1989). El Sinclinal de Truchas en el que se enclavan las explotaciones de pizarra del noroeste español está formado estratigráficamente de muro a techo por el Porfiroide "Ollo de Sapo", las Pizarras de los Montes, la Cuarcita Armoricana, Capas de Transición, la formación Pizarras de Luarca, la formación Casaio, la formación Rozadais, la formación Losadilla, las Ampelitas y pizarras de Llagarinos, depósitos terciarios y cuaternarios. Los mejores yacimientos nacionales de pizarra se encuentran en la formación Agüeira (que engloba las formaciones Casaio, Rozadais y Losadilla) y en la formación Pizarras de Luarca (Pérez Estaún, 1978).

Los movimientos tectónicos de la Orogenia Hercínica son responsables de la formación de las estructuras características de la pizarra. Se definen tres fases principales de deformación, comenzando por la Primera Fase (D1), la de mayor desarrollo y cuyas estructuras son observables a todas las escalas, como la mayoría de los pliegues observables en campo y una foliación en el plano axial (Sp), cuya dirección es muy constante en la dirección SE-NO y con buzamientos de 20°-40° al suroeste en el sector meridional, y mayores inclinaciones hacia el norte y el noreste. La Segunda Fase (D2), por su parte, es responsable de la formación de cabalgamientos como estructuras mayores, acompañados de otras estructuras menores como los micropliegues o la foliación de crenulación. La tercera y última fase (D3) originó pliegues de gran radio de curvatura y otras estructuras menores tipo kink-band y una foliación espaciada de crenulación (Sc). Además de estas tres fases de deformación, otros autores como Marcos (1973) o González-Lodeiro (1981) describen otras estructuras asociadas a deformaciones tardías, así como un sistema de fracturas compuesto por tres familias princi-

pales de fallas (planos subverticales en dirección aproximada N-S y componente de desgarre; falla normal en dirección NO-SE y buzamiento 40°-50° al SO; falla normal en dirección ENE-OSO buzando 50°-60° al SE) y una de diaclasas subverticales de dirección aproximada N-S.

Laboreo subterráneo de pizarra

Una vez abiertos los huecos subterráneos de explotación, el arranque de la pizarra en las cámaras no difiere en gran medida del procedimiento en canteras a cielo abierto, procediendo a arrancar los rachones en banco según la dirección perpendicular a la dirección de la *hebra*, de manera que se aprovechan los planos de pizarrosidad. Las cámaras se componen de distintos bancos de explotación que se reprofundizan hasta alcanzar la altura final de la cámara.

En cuanto a la orientación de las cámaras, suele ser bien la misma que la dirección de la capa de pizarra (cámaras a la hebra), bien su perpendicular (cámaras a la *contra*). En función de la orientación de las cámaras con respecto a la capa de pizarra, los bancos de explotación se definirán paralelos a la dirección de las cámaras o perpendiculares, buscando siempre el arranque de los rachones aprovechando el plano de pizarrosidad del material. Por lo tanto, el desarrollo de las labores difiere según la dirección de las cámaras con respecto a la hebra de la pizarra, definiendo los bancos de arranque de acuerdo con dicha orientación (esta circunstancia se refleja en el ejemplo de diseño presentado).

Otro factor a tener en cuenta en el caso de la orientación de las cámaras a la hebra es la posible inestabilidad de los pilares: en este caso, la pizarrosidad y la dirección de las cámaras son perpendiculares y podría producirse la rotura del pilar según el plano de pizarrosidad, ya que la dimensión menor coincide con su dirección de buzamiento.

Diseño de explotaciones subterráneas de pizarra

De entre los métodos de minería subterránea aplicados en distintos yacimientos, el más extendido entre las explotaciones subterráneas de pizarra operativas hasta la fecha es el de *cámaras y pilares barrera*. Con este método, parte del yacimiento se deja como sostenimiento de los materiales suprayacentes, extrayendo el material contenido en una serie de cámaras paralelas entre sí, con lo que la recuperación del yacimiento es de en torno al 25%. Una vez explotadas las cámaras, sus huecos constituyen una escombrera

interior idónea para su relleno con estériles generados durante el laboreo de la pizarra.

El diseño de las labores subterráneas comprende una serie de etapas (Fig. 3), comenzando por la caracterización geotécnica del macizo rocoso en que se emplaza el mineral a extraer. Para ello, el trabajo en campo (o la perforación de sondeos) debe proporcionar las muestras necesarias para la realización de los ensayos de caracterización de la roca (resistencia a compresión simple, ensayos brasileños, tilt-test, etc.). Asimismo, en campo deberá caracterizarse la estructura del macizo, midiendo in-situ aquellas fallas y discontinuidades observables que permitirán conocer los planos de fracturación esperables en la explotación, analizando así las posibles inestabilidades asociadas.

Seguidamente, se dimensionan los huecos y el sostenimiento necesario para asegurar la estabilidad de la explotación empleando métodos empíricos basados en clasificaciones geomecánicas como el RMR de Bieniawski, la Q de Barton o el método de estabilidad gráfica. El análisis de las cuñas esperables en las cámaras es otro punto a tener en cuenta, comprobando su estabilidad sin y con el sostenimiento propuesto. En cuanto a las dimensiones de los pilares, éstos se calculan en base al criterio del área atribuida o a métodos empíricos.

Por último, la aplicación de métodos numéricos permite analizar la estabilidad tenso-deformacional del macizo durante la explotación minera y a la finalización de la misma, previendo así la estabilidad global de la mina ante la excavación de los huecos y su sostenimiento, lo que permitirá, llegado el caso, redimensionar los pilares en la fase de diseño para que sean capaces de soportar las tensiones a que se van a ver sometidos.

El dimensionamiento de los pilares, pues, se hace siguiendo el criterio del área atribuida, que permite calcular la superficie y la altura necesarias del pilar para soportar tanto la carga que sobre él ejercen las dos semibóvedas de las cámaras anexas, como el propio peso del pilar.

La tensión soportada por el pilar se calcula según la siguiente expresión:

$$S_p = \sigma \cdot Z \cdot \left(1 + \frac{A}{w}\right) + \delta \cdot h + \left(\frac{1}{2} - \frac{\pi}{8}\right) \cdot \frac{A^2 \cdot \delta}{w}$$

donde Z es la profundidad con respecto a la superficie, A y w son los anchos de la cámara y el pilar, respectivamente, h es la altura del pilar y es la densidad de la roca suprayacente.

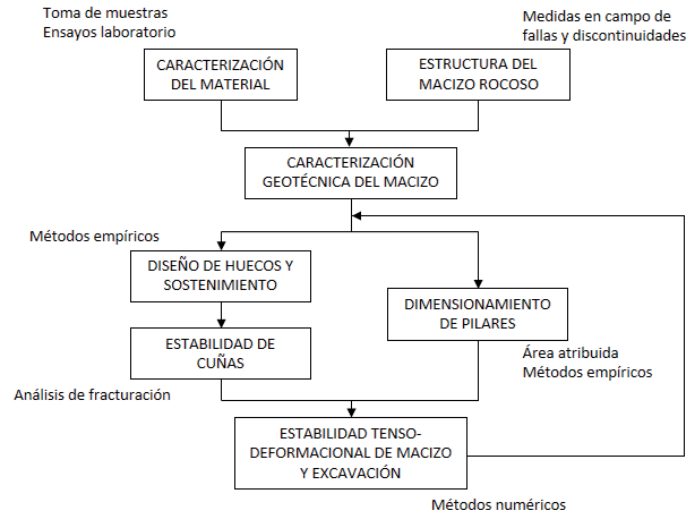


Figura 3. Etapas principales del diseño de una mina subterránea. *Figure 3. Main stages of the design of an underground mine.*

La resistencia a compresión del pilar se calcula extrapolando los resultados de los ensayos de resistencia a compresión sobre probetas de dimensiones normalizadas y efectuando las correcciones según su volumen y geometría (Hoek and Brown, 1980; Obert and Duvall, 1967). A continuación, aplicando un factor de seguridad se calculan las dimensiones adecuadas de los pilares de la explotación subterránea.

El dimensionamiento de las cámaras se realiza a partir del análisis de tensiones del macizo mediante elementos finitos, empleando para ello las características geomecánicas conocidas de los materiales involucrados. Con el criterio empírico de rotura de Hoek y Brown en su versión más actualizada (Hoek et al., 2002) y los resultados del modelo de elementos finitos, se obtienen los factores de seguridad para las distintas geometrías de las cámaras y los pilares, en base a los cuales se seleccionan las dimensiones óptimas para el factor de seguridad deseado.

Para el diseño de los distintos niveles de explotación, debe tenerse en cuenta que para mantener un determinado factor de seguridad será necesario optar por una de las soluciones descritas a continuación, ya que la profundidad Z aumenta conforme se profundizan las labores (Taboada Castro et al., 1994):

- Aumentar el ancho del pilar manteniendo la dirección de los hastiales (por lo que el eje de la cavidad se desviaría progresivamente hacia el exterior).
- Disminuir el ancho de las cámaras manteniendo el ancho de los pilares (en este caso, el eje de la cavidad se desviaría hacia el interior).

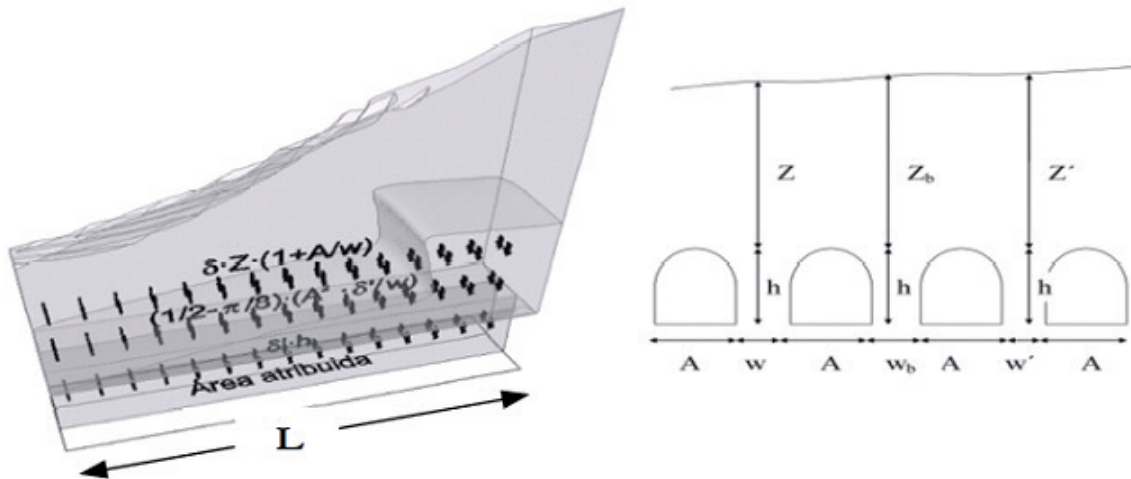


Figura 4. Representación gráfica del criterio del área atribuida empleado para el dimensionamiento de los pilares de la explotación subterránea. (Fuente: Bastante et al., 2006).

Figure 4. Graphic representation of the tributary area criterion used for calculating the dimensions of the pillars of the underground exploitation. (Source: Bastante et al., 2006).

Sin embargo, aunque el procedimiento expuesto permite una primera aproximación a las dimensiones de las cámaras y pilares, su comportamiento bajo los esfuerzos considerados y con la geometría calculada debe ser estimado para una evaluación completa de la estabilidad de la futura mina.

La distribución de tensiones en el macizo se estudia mediante métodos numéricos que simulan la respuesta del terreno a las modificaciones en él provocadas por la explotación (Ferrero et al., 2004). Los modelos numéricos analizan el comportamiento de las excavaciones en macizos rocosos, para lo cual pueden incorporar diferentes tipos de comportamiento mecánico (elástico, elasto-plástico, viscoso, discontinuo) de los materiales afectados.

Los métodos numéricos se basan en la resolución numérica, y por tanto no exacta, de las ecuaciones diferenciales que rigen el comportamiento mecánico de los macizos rocosos. Dada la complejidad del comportamiento de éstos, es necesario simplificar sus propiedades para formalizar los modelos matemáticos. La solución de un problema concreto se presenta en la forma de la distribución de las variables principales en el dominio considerado, tales como esfuerzos inducidos, deformaciones y desplazamientos.

Los métodos numéricos se pueden dividir en: métodos en los que se simula todo el material a analizar o "métodos de dominio"; y "métodos de contorno", en los que se trabaja básicamente en los contornos. A su vez, dentro de los métodos de dominio se distinguen los métodos de elementos discretos (MED) como UDEC (Itasca, 2011), métodos de ele-

mentos finitos (MEF) como PHASE2 (Rocscience Inc., 2011) y métodos de diferencias finitas (MDF) como FLAC (Itasca, 2010) (Alejano et al., 1999).

Los métodos de elementos de contorno han sido ampliamente utilizados para el análisis de la estabilidad de minas subterráneas en Estados Unidos durante años (Karabin and Evanto, 1994). Sin embargo, estos métodos suponen que el material tratado tiene un comportamiento elástico lineal (Karabin and Evanto, 1994), asunción no siempre adecuada, en particular en el caso de pizarra (Farmer, 1968). Los métodos de elementos discretos están indicados para aquellos casos en que el terreno tiene condiciones "de bloque", donde deben definirse un buen número de juntas para el modelado. Por su parte, los métodos de elementos finitos emplean técnicas de solución implícita, mientras que los métodos de diferencias finitas emplean técnicas de solución explícita. La principal ventaja de los métodos de dominio, radica en su mayor flexibilidad para simular comportamientos no lineales, fallas y discontinuidades, sostenimientos, excavaciones secuenciales y propiedades heterogéneas.

La elección del método de modelado más apropiado depende del estado de fracturación del macizo y el diámetro de la excavación (Fig. 5): en el caso de macizos muy poco fracturados (menos de 0.5 fracturas/metro, $Q=1000$) y la relación entre el diámetro del tunel y el espaciado medio de las discontinuidades es grande (>200) o macizos intensamente fracturados (entre 20 y 100 fracturas/metro, $Q=0.01$) o con una relación diámetro/espaciado medio de las discontinuidades muy pequeña (<5), el terreno

se comporta como un medio continuo y son las propiedades del macizo rocoso las que deben ser tenidas en cuenta, simulándose su comportamiento de manera más precisa mediante métodos de elementos finitos o de diferencias finitas; en cambio, para aquellos macizos cuyo nivel de fracturación es intermedio, o cuando la relación diámetro/espaciado medio de las discontinuidades es intermedia ($100 > D/Esp > 5$), son las propiedades geomecánicas y geométricas de las juntas y la geometría de los bloques de material rocoso las que controlan su comportamiento, especialmente en el caso de excavaciones no demasiado profundas (en torno a 200 m), siendo más adecuado emplear métodos de elementos discretos. Finalmente, aquellos macizos cuya extremadamente baja fracturación los convierte en un medio continuo se modelan adecuadamente mediante métodos de elementos finitos o de condiciones de contorno.

Entre los programas informáticos más ampliamente utilizados en la actualidad para el modelado de macizos rocosos se encuentran los ya citados FLAC, UDEC y Phase2. Los tres implementan los modelos de comportamiento de los macizos, están orientados a la simulación de la estructura del terreno afectado por las labores y permiten conocer su respuesta tensional. En el caso de una mina subterránea, reflejan la influencia de un hueco en los contiguos, tanto en su mismo nivel de profundidad como a distintos niveles, proporcionando una valiosa información de cara al diseño de las cámaras de explotación.

FLAC es un método de diferencias finitas que se emplea para simular medios continuos a través de

una malla que se deforma, por lo que es idóneo para estudiar las deformaciones sufridas por el terreno. Por su parte, UDEC es un método de elementos discretos que simula medios discontinuos a través de un modelo de bloques que se dislocan, rotan, desplazan, etc.; siendo, por tanto, adecuado para estudiar los desplazamientos que se producen en el macizo a través de planos de discontinuidad. Por último, Phase2 es un programa de elementos finitos bidimensional que permite calcular esfuerzos y desplazamientos en excavaciones en roca y suelo, en materiales tanto elásticos como plásticos, e incluyendo además sostenimiento con bulones, cables y revestimiento con gunita.

Precisamente el sostenimiento es otro de los puntos clave en el diseño de las labores subterráneas. A partir del estudio de la fracturación del macizo se determina el sostenimiento necesario para asegurar la estabilidad de la bóveda de las cámaras y galerías, analizando las familias de juntas y fallas existentes en el terreno y determinando las cuñas que se formarán en hastiales y bóveda. Los sostenimientos habituales se basan en la colocación de pernos, cables y/o bulones con los espaciados adecuados para garantizar un coeficiente de seguridad determinado.

Para su dimensionamiento aproximado se recurre habitualmente a las clasificaciones geomecánicas del macizo como el RMR de Bieniawski y la Q de Barton (1987; 2002), empleando el índice de calidad Q del macizo y la dimensión equivalente de la excavación. Barton propuso en 1987 y modificó en 2002 su gráfico de cálculo de sostenimientos para túneles y huecos excavados en roca, con el que se calcula un sostenimiento de diseño basado en bulones (de distintas longitudes y espaciados) y hormigón proyectado. Un método que puede ser aplicado para una estimación del tamaño preliminar de cámaras mineras de grandes dimensiones y del sostenimiento es el denominado "método de estabilidad gráfica" (Stability Graph Method). Este método, propuesto para el diseño de tajos mineros, data de los años 80, fue puesto al día por Potvin (1988) a partir del análisis de numerosos casos prácticos en explotaciones mineras subterráneas, y publicado a mediados de los 90 (Hoek et al., 1995).

Además, con programas como Unwedge (Rocscience Inc., 2003) es posible calcular y/o validar el sostenimiento previsto para los huecos diseñados, evaluando los factores de seguridad de las cuñas formadas en el perímetro del hueco debido a las familias de discontinuidades existentes. Se trata de un código que implementa el cálculo de estabilidad de cuñas en excavaciones subterráneas en macizos rocosos que contengan varias familias de discontinuidades.

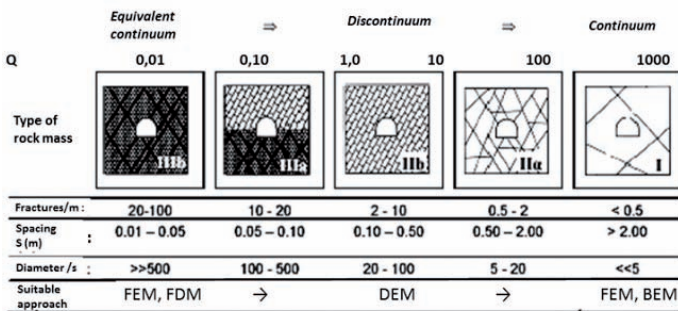


Figura 5. Elección del método de modelado más adecuado según la fracturación del macizo rocoso (Bandis, 2004). FEM=Métodos de elementos finitos, FDM=Métodos de diferencias finitas, DEM=Métodos de elementos discretos, BEM=Métodos de condiciones de contorno.

Figure 5. Choice of the most suitable modelling according to the fracturation of the rock mass (Bandis, 2004). FEM=Finite element methods, FDM=Finite difference methods, DEM=Discrete element method, BEM=Boundary element method.

Ejemplo de diseño

Para ilustrar lo expuesto anteriormente, se expone a continuación un ejemplo de diseño de una mina subterránea de pizarra correspondiente a una cantera explotada a cielo abierto y localizada en la ladera de una montaña en el municipio de Benúza, provincia de León. La zona de estudio se halla en la hoja 191 (Silván) de la cartografía MAGNA. De acuerdo con el mapa geológico de la Fig. 6, el macizo explotado se encuadra dentro de la serie Pizarras de Luarca. Se trata de una serie esencialmente pelítica que comprende filitas y esquistos moscovíticos, negros y grises, con piritita e incluso restos de materia orgánica. Se localizan en la zona pizarras grises de grano medio, pizarras con laminaciones cuarcíticas, pizarras azules de grano fino, cuarcitas y areniscas.

Las características de la capa de pizarra se consideran como sigue: se trata de un pliegue subhorizontal de 150 m de ancho y una potencia media de 45 m (Fig. 7 y Fig. 8).

Del trabajo de campo, además, se conoce la existencia de tres familias principales de discontinuidades cuyas direcciones son las siguientes:

- Esquistosidad S1: dirección de buzamiento 207° , buzamiento 11° .
- Familia de juntas J2: dirección de buzamiento 83° , buzamiento 86° .
- Familia de juntas J3: dirección de buzamiento 352° , buzamiento 64° .

Mediante la realización de ensayos de laboratorio y empleando las expresiones y correcciones descritas, se determinó que la resistencia a compresión simple de la roca es de 105 MPa, con un GSI conside-

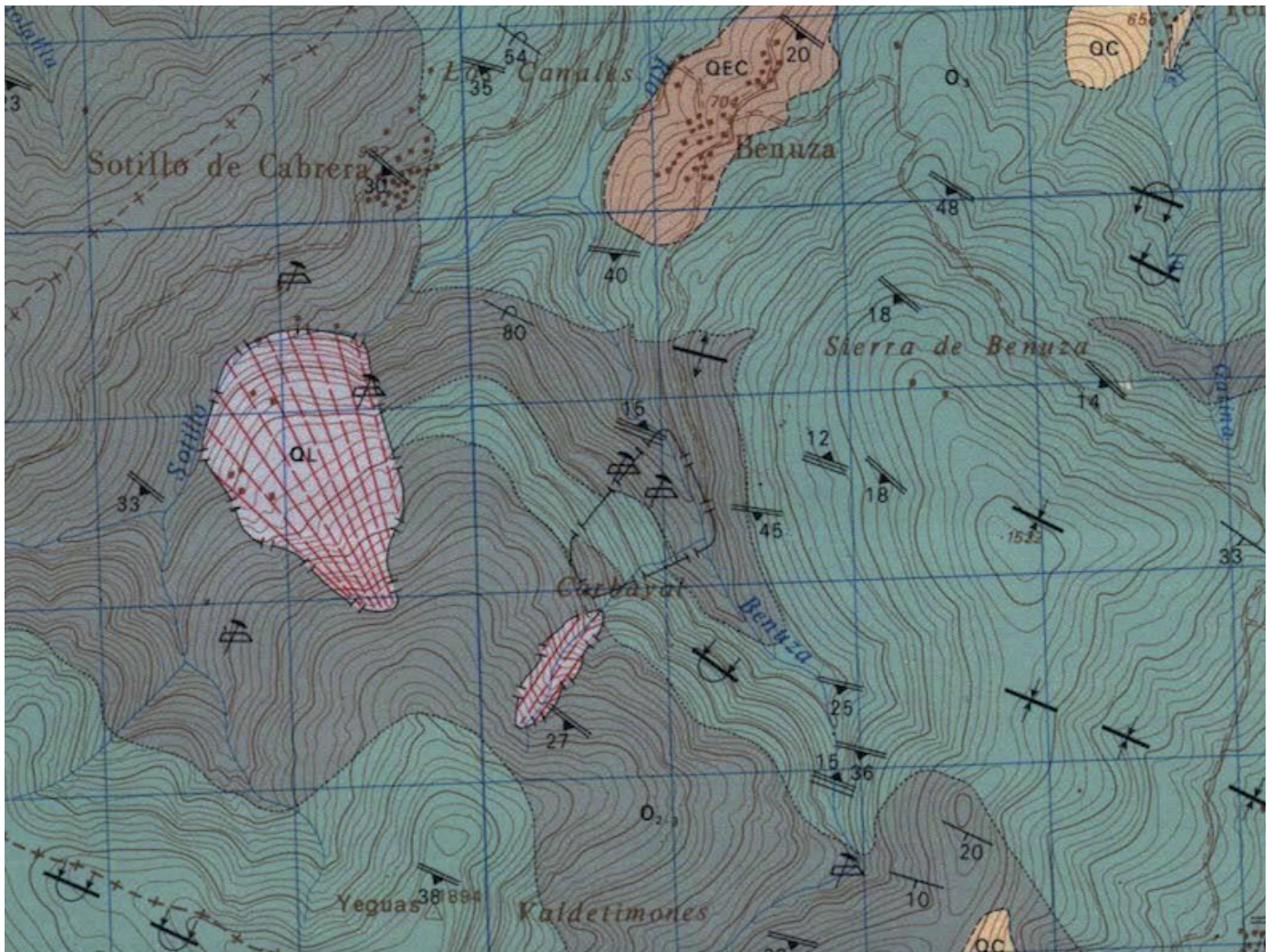


Figura 6. Mapa geológico de la zona de estudio: hoja 191 (Silván) de la cartografía MAGNA (Instituto Geológico y Minero de España).
Figure 6. Geological map of the study area: sheet no. 191 (Silván), MAGNA cartography (Geological and Mining Institute of Spain).

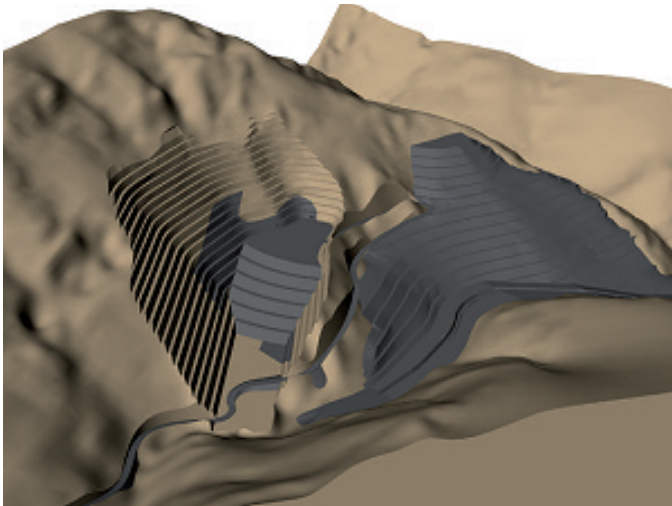


Figura 7. Modelo 3D del terreno en que se localiza la cantera a cielo abierto. En gris se indica el yacimiento de pizarra.

Figure 7. 3D model of the terrain where the open pit is located. The slate deposit is shown in grey.

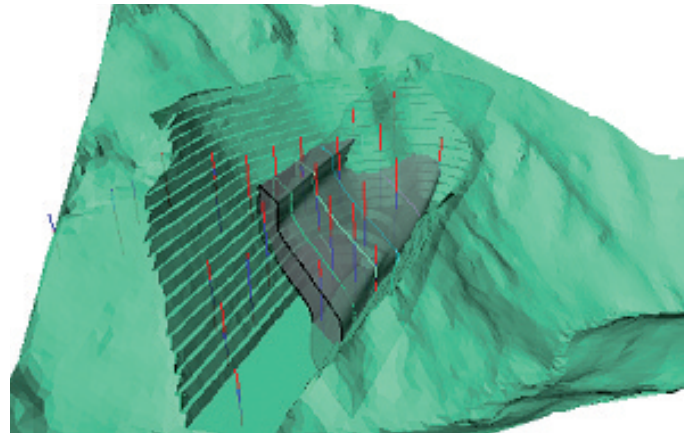


Figura 8. Modelo 3D en el que se observan los sondeos de exploración realizados y el pliegue de pizarra.

Figure 8. 3D model where the exploration drillings and the slate fold can be observed.

rado igual a 56, un parámetro m_i de 9 (correspondiente a las pizarras y obtenido a partir del ajuste del criterio de rotura de Hoek & Brown a los ensayos de resistencia), un factor de alteración D igual a 0.8 (Hoek *et al.*, 2002), la densidad es 2.74 t/m^3 , la cohesión es de 1.021 MPa , el ángulo de fricción de la roca es de 41° y la profundidad de las labores Z será de 200 m.

Con estos datos de partida se procede a dimensionar las cámaras y los pilares de la explotación. Para el cálculo de los pilares se aplica la teoría del área atribuida, considerando un factor de seguridad de 2.5. Dicho factor de seguridad se puede expresar del siguiente modo:

$$F = \frac{\text{Resistencia}}{\text{Carga}} = \frac{\sigma_p}{S_p} = \frac{\sigma_1 \cdot \left(0.778 + 0.222 \cdot \frac{w_{ef}}{h} \right)}{\delta \cdot Z \cdot \left(1 + \frac{A}{w} \right) + \delta' \cdot h + \left(\frac{1}{2} - \frac{\pi}{8} \right) \cdot \frac{A^2 \cdot \delta'}{w}}$$

Donde σ_p es la resistencia a compresión del pilar, S_p es la presión ejercida sobre el pilar, σ_1 es la resistencia a compresión corregida según su tamaño, w_{ef} es el ancho efectivo del pilar (calculado a partir del área y el perímetro del pilar, para eliminar la influencia de la geometría rectangular o circular del mismo), h su altura, δ la densidad del material suprayacente, Z la profundidad de las labores, A el ancho de la cámara, w el ancho del pilar y δ' la densidad de la pizarra. A partir de dicha expresión, se buscan aquellas

dimensiones de las cámaras y los pilares que satisfagan el factor de seguridad elegido.

Las dimensiones resultantes para los casos de cámaras orientadas en dirección de la hebra (Fig. 9b) y en su perpendicular (Fig. 9a) se muestran en la Tabla 1.

Una primera estimación del sostenimiento necesario se obtiene de la Q de Barton (Fig. 10), según el cual precisaríamos para el sostenimiento de los hastiales bulones de 12 m en una malla cuadrada de 1.7 m y una capa de 12 cm de gunita reforzada con fibras, y para el sostenimiento del techo bulones de 8 m en una malla igual a la anterior y con una capa de gunita con fibras de 10 cm de espesor.

Tomando dicho sostenimiento como referencia, se analizaron las cuñas esperables en las cámaras de explotación en las dos direcciones consideradas (Fig. 11). En la dirección de la contra se puede observar que la mayoría de las cuñas que se forman son estables con factores de seguridad mayores que 2, salvo la cuña formada en el techo que, por sus reducidas dimensiones y la geometría de la misma es probable que se desprendiera al realizar la voladura o en el obligatorio saneo posterior. Sin embargo, en la dirección de la hebra se observa que, aunque los factores de seguridad en general son mayores, los grandes volúmenes de la cuña del hastial derecho y la cuña del techo pueden llegar a provocar problemas, por lo que y considerando únicamente el análisis de cuñas, la dirección elegida debería ser la de la contra.

En ambos casos se logra estabilizar el hueco colocando bulones de 9 m y 10 t en una malla cuadrada de 3 m, más una capa de gunita reforzada con fibras de 10 cm de espesor (Fig. 12), aunque se puede observar que en la dirección de la hebra, las grandes

		Cámaras a la hebra	Cámaras a la contra
Dimensiones de las cámaras	Longitud	320 m	150 m
	Alto	36 m	36 m
	Ancho	25 m	25 m
Dimensiones de los pilares	Longitud	320 m	150 m
	Alto	36 m	36 m
	Ancho	20 m	20 m

Tabla 1. Dimensiones de las cámaras y los pilares según la teoría del área atribuida en las dos direcciones de diseño.

Table 1. Dimensions of rooms and pillars according to the tributary area theory in the two design directions.

dimensiones de la posible cuña formada en el hastial derecho, hacen que algunos de los bulones sean inoperantes al estar anclados únicamente en la propia cuña, lo que nuevamente confirma la elección de la dirección de las cámaras según la contra. En cuanto a la gunita, en el caso de las cámaras a la contra, la aplicación de la capa de gunita en la bóveda es suficiente para lograr factores de seguridad mayores de 3, mientras que en el caso de las cámaras en la dirección de la hebra el considerable tonelaje de la cuña del hastial derecho hace que dicha capa de gunita se aplique también en los hastiales por seguridad.

La respuesta tensional del macizo a la excavación de las labores se estudió mediante métodos de elementos finitos siguiendo el criterio expuesto anteriormente. El modelo se realizó por fases para simular de una manera más realista el proceso de excavación de las cámaras: en un primer paso se abre uno de los huecos; en el siguiente paso, dicho hueco se sostiene

y se procede a la excavación de un segundo hueco no contiguo, dejando en medio de ambas cámaras una sin excavar; se prosigue con la alternancia hasta que todos los huecos diseñados se hallan excavados y sostenidos. De este modo, el modelo contempla una situación de apertura de cámaras progresiva y se simula de un modo más fiel la respuesta del macizo a la excavación.

En las figuras se observan los desplazamientos totales (Fig. 13) y el "strength factor" (Fig. 14), un factor asimilable a un coeficiente de seguridad que calcula el programa con el sostenimiento ya citado (bulones de 9 m en malla de 3mx3m). Se comprueba cómo los movimientos del terreno en el caso de cámaras a la hebra (Fig. 13b) son de unos 3.6 mm en la solera de la cámara central, al igual que en el caso de las cámaras a la contra (Fig. 13a), donde los mayores desplazamientos se registran también en el suelo de las cámaras y son nuevamente de unos 3.6 mm. Asimismo, en

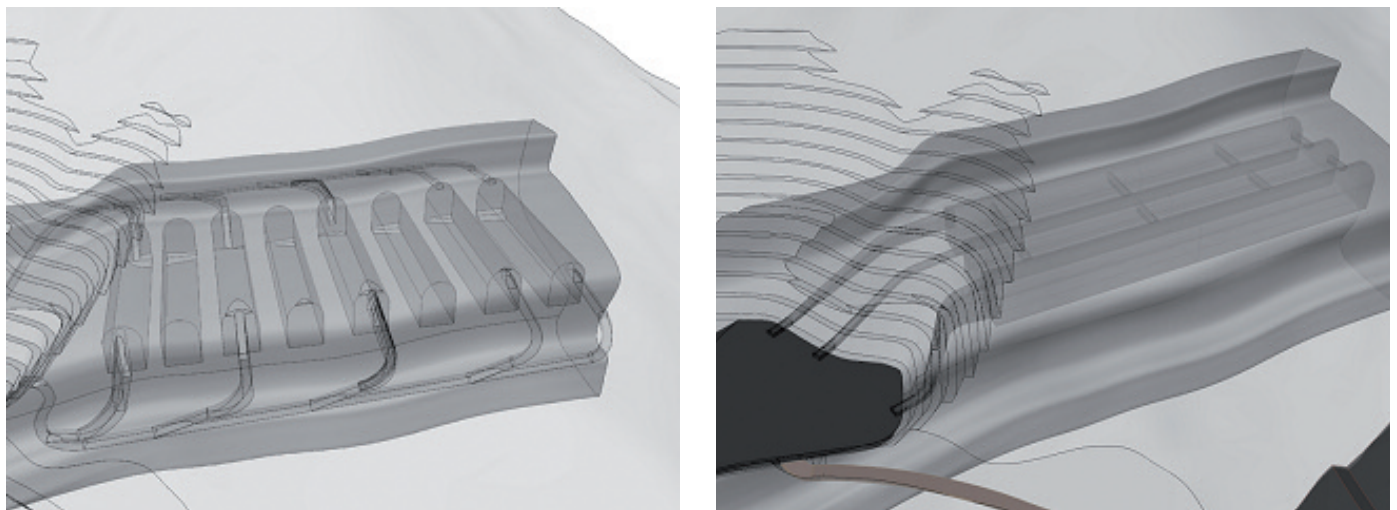


Figura 9. (a) Cámaras de explotación en la dirección de la contra y (b) en la dirección de la hebra.

Figure 9. (a) Exploitation rooms perpendicular to the vein and (b) in the direction of the vein.

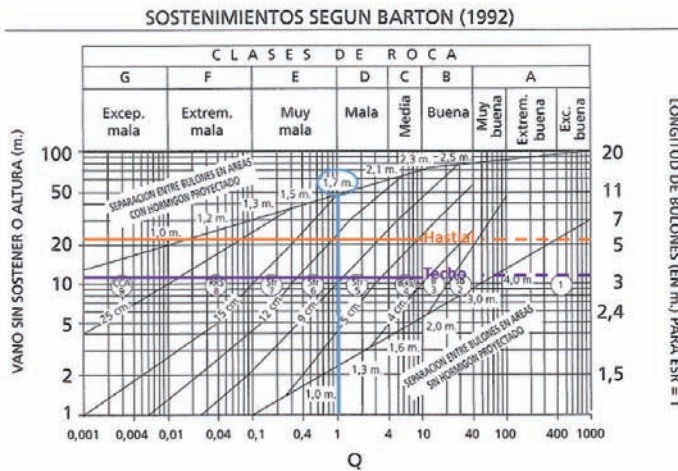


Figura 10. Estimación del sostenimiento según Barton.
Figure 10. Estimated support according to Barton.

los hastiales de la primera y de la octava cámara se prevé un desplazamiento total de unos 3.3 mm. La estabilidad de la excavación se comprueba con el strength factor, en todos los casos mayor de 1.

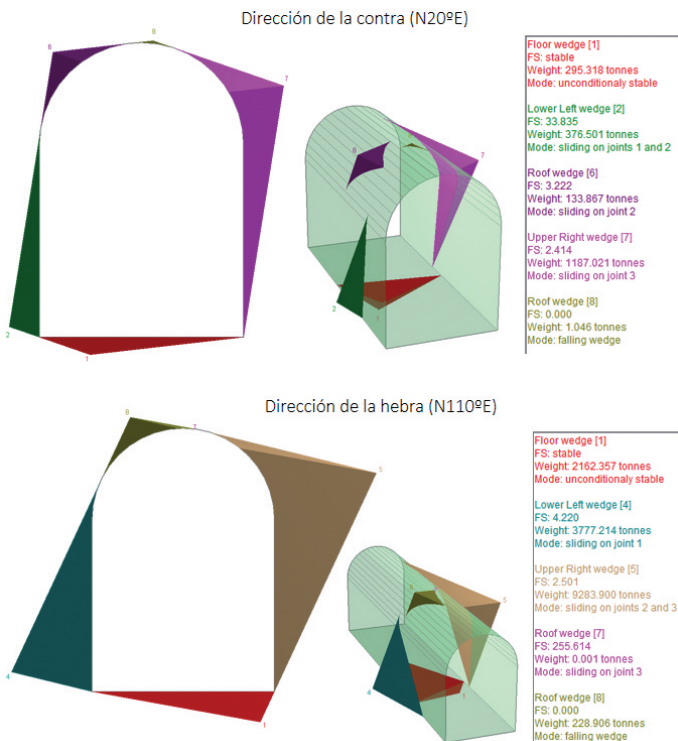


Figura 11. Análisis de cuñas esperables en las cámaras (a) en la dirección de la contra y (b) en la dirección de la hebra.
Figure 11. Analysis of the wedges expected in the rooms (a) perpendicular to the vein and (b) in the direction of the vein.

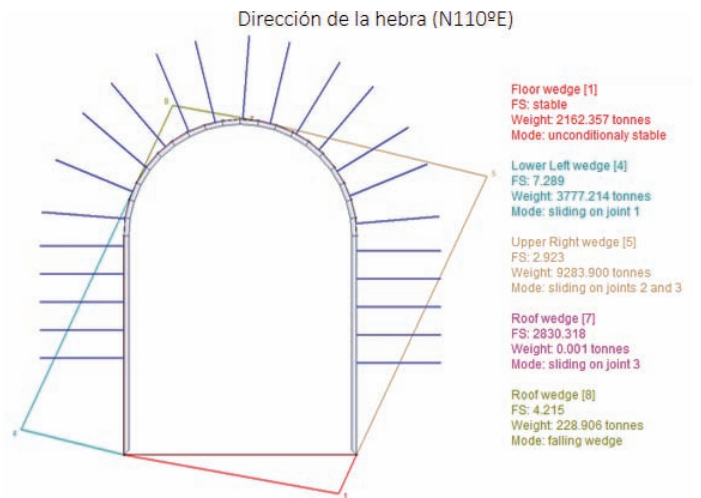
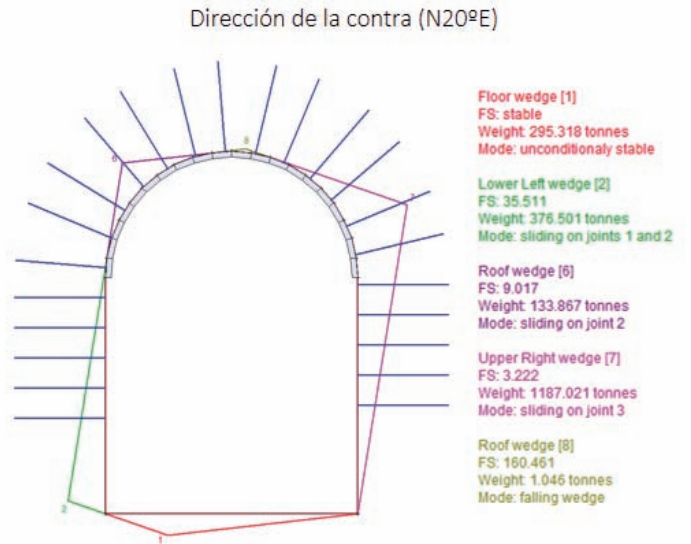


Figura 12. Análisis de la estabilidad de las cuñas en las cámaras con el sostenimiento propuesto (a) en la dirección de la contra y (b) en la dirección de la hebra.
Figure 12. Analysis of the stability of the wedges with the support proposed in the rooms (a) perpendicular to the vein and (b) in the direction of the vein.

En cuanto a la elección de la orientación de las cámaras, deben tenerse en cuenta varios factores: en primer lugar, debe considerarse la estabilidad de los huecos y la influencia de la fracturación del terreno, que con frecuencia provoca que unas direcciones de las labores sean más indicadas que otras; en segundo lugar, la recuperación de pizarra y el ratio de explotación serán factores clave; además, los condicionantes geotécnicos y de explotación asociados a cada configuración de las labores son puntos a tener en consideración de cara a la elección de la solución óptima.

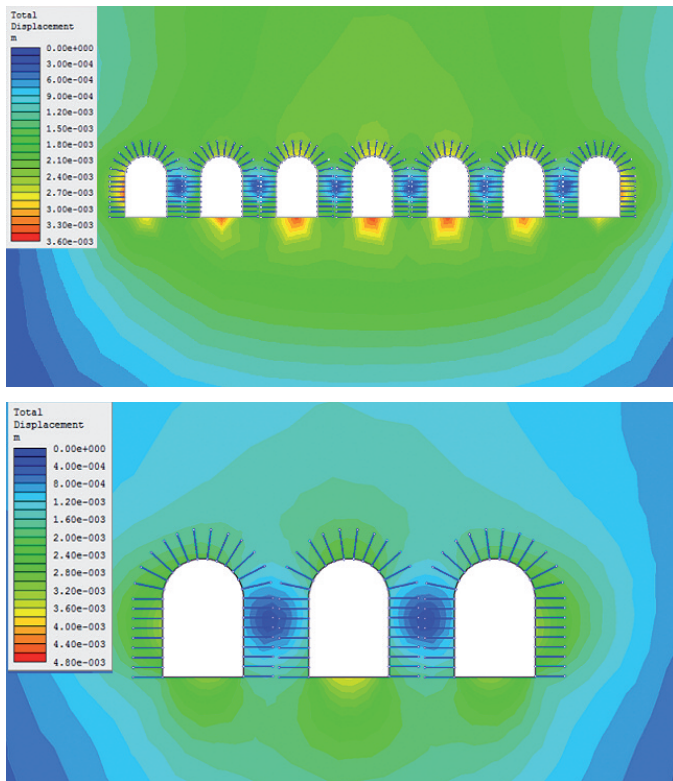


Figura 13. Desplazamientos totales en el caso de cámaras orientadas (a) a la contra y a la hebra (b).
Figure 13. Total displacements for rooms (a) perpendicular to the vein and (b) in the direction of the vein.

Por otra parte, la orientación de las cámaras dentro de la capa juega un papel fundamental, ya que la longitud de las cámaras y de los pilares barrera vendrá condicionada por las dimensiones de la capa explotable en la dirección de las cámaras.

Suponiendo unos recursos de 3 881 000 m³ de pizarra (11.1 millones de toneladas), se procede a calcular el material extraído en un primer nivel de cámaras, obteniendo así la recuperación y el ratio de cada configuración de las cámaras.

En el caso de las cámaras orientadas a la contra, en el primer nivel se plantea un total de 8 cámaras, por lo que con las dimensiones citadas anteriormente, se extraen de cada cámara 125 107 m³ de pizarra, lo que supone un 26% de recuperación para este primer nivel de explotación. Con respecto a las cámaras orientadas a la hebra, en el primer nivel se proyectan 3 cámaras, de cada una de las cuales se extraen 266 539 m³, resultando una recuperación de las tres cámaras de un 20%.

En lo que al ratio de explotación respecta (m³ de estéril por tonelada de mineral), suponiendo que de las cámaras se extrae sólo mineral, el estéril se gene-

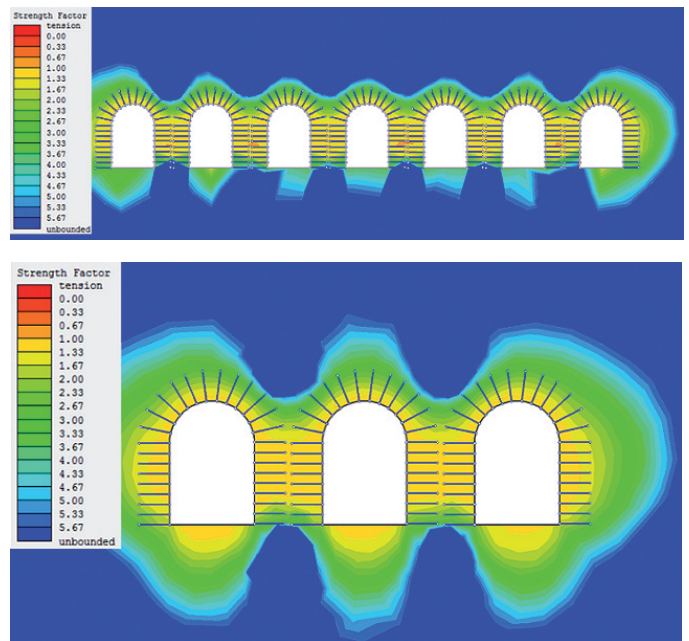


Figura 14. Strength factor calculado para las cámaras excavadas (a) a la contra y a la hebra (b).
Figure 14. Calculated strength factor for rooms (a) perpendicular to the vein and (b) in the direction of the vein.

rá en las galerías de acceso y otras infraestructuras necesarias para el desarrollo de las labores subterráneas. La explotación mediante cámaras a la contra requiere la extracción de un volumen total de estériles de 339 851 m³, por lo que teniendo en cuenta el volumen de pizarra extraído de las cámaras del primer nivel y su densidad resulta en un ratio de 0.13 m³/t. En el caso de las cámaras orientadas a la hebra, el volumen de estériles a extraer es algo inferior, de 140 000 m³, obteniéndose un ratio de 0.07 m³/t.

La orientación de las cámaras de explotación con respecto a la pizarrosidad y a las familias principales de juntas del yacimiento determinan los condicionantes geotécnicos de la mina. El ángulo de fricción del macizo, así como su cohesión y la presión ejercida por los materiales suprayacentes garantizan a priori la integridad de los pilares, aunque no se descarta la aparición de cuñas inestables en los hastiales y bóveda de las labores. Tales cuñas se consiguen estabilizar con el sostenimiento propuesto en ambos casos, si bien en el caso de las cámaras orientadas en la dirección de la hebra se producen cuñas de mayor tamaño. Asimismo, cabe esperar la estabilidad general del macizo ante la excavación de los huecos, según se ha visto con los métodos numéricos. Sin embargo, cuando las cámaras se orientan en la dirección de la hebra se podría producir una rotura de los pilares según el

plano de pizarrosidad, ya que su dirección de buzamiento es perpendicular a las cámaras (aspecto no contemplado en el análisis numérico por las propias características de dichos métodos).

Además, el método de explotación de las cámaras a la contra supone avanzar dos bancos a la vez en cada cámara, descendiendo desde el nivel de cabeza hasta el pie, siendo los frentes de trabajo amplios y garantizando una buena maniobrabilidad de la maquinaria implicada (Fig. 15). Sin embargo, para el caso de la explotación de las cámaras a la hebra, su mayor longitud conlleva la explotación por fases de cada cámara, procediendo a extraer la pizarra de un tercio de ella para rellenar el hueco a continuación y proseguir explotando el resto de la cámara. Esto hace que para garantizar un ritmo de explotación constante se deba trabajar en al menos dos cámaras a un tiempo. Asimismo, los tajos tendrán un ancho máximo de 25 m, marcado por el ancho de las cámaras, por lo que la maniobrabilidad se ve reducida.

Teniendo en cuenta todo lo anterior, el diseño óptimo se corresponde con el de las cámaras orientadas a la contra, con el que se obtiene no sólo un mayor aprovechamiento sino también unas mejores condiciones de operación, a pesar de presentar un ratio algo mayor que la orientación de las cámaras a la hebra. Los menores problemas técnicos y la mayor eficiencia de las operaciones son también factores de peso que hacen que en el caso propuesto la solución óptima sea la reflejada en la Fig. 9a, con las cámaras a la contra.

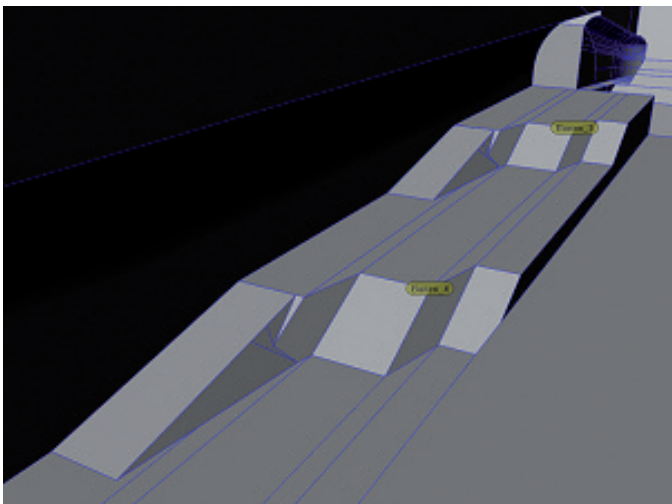


Figura 15. Bancos de explotación en una cámara orientada perpendicularmente a la hebra.

Figure 15. Exploitation bank in a room perpendicular to the vein.

Conclusiones

La industria pizarrera es un elemento de peso en el sector productivo español desde hace décadas, proveyendo al mercado nacional y al extranjero de un material para techar de excelentes propiedades. La pizarra se extrae en numerosas canteras que se localizan, en su mayoría, en Galicia y Castilla y León, especialmente en las provincias de Ourense y León, mediante laboreo a cielo abierto. Sin embargo, los crecientes ratios de explotación comprometen la continuidad de las labores, debiendo plantear soluciones que permitan proseguir con la extracción del material una vez alcanzado el ratio límite económico.

La minería subterránea se presenta como una valiosa opción por sus reducidos ratios de explotación, que permite además minimizar la generación de estériles y realizar un laboreo selectivo del yacimiento, optimizando los recursos. Además, constituye una fuente de empleo, ya que requiere de mano de obra especializada para la ejecución de las labores.

El método empleado actualmente en las minas subterráneas de pizarra es el de cámaras y pilares barrera. El proceso de diseño de estas explotaciones comienza con la caracterización geotécnica del macizo rocoso, considerando tanto las características resistentes de los materiales que lo integran como su estructura. Se diseñan a continuación los huecos y pilares mediante métodos empíricos y teniendo en cuenta la teoría del área atribuida, para analizar posteriormente las posibles cuñas producidas en los huecos y la estabilidad tenso-deformacional del macizo. Para esto último se recurre a métodos numéricos, seleccionando el más adecuado en función de la estructura del macizo y de las dimensiones de los huecos.

Las cámaras de explotación se suelen orientar bien según la dirección de la hebra, bien según la dirección de la contra, puesto que son las configuraciones óptimas a priori para el arranque posterior de los rachones aprovechando el plano de pizarrosidad del material. Se trata de cámaras de grandes secciones en las que el laboreo no difiere en demasía del propio de una cantera a cielo abierto, pues habitualmente los anchos de las cámaras rondan los 18-25 m, con un alto que oscila entre los 15-35 m y longitudes que pueden alcanzar varios cientos de metros.

El método de cámaras y pilares permite una recuperación de en torno al 25% con unos ratios de explotación muy reducidos, ofreciendo además la posibilidad de rellenar las cámaras agotadas con estériles producidos en el proceso de extracción y procesado de la pizarra. La mayor inversión necesaria para acometer la explotación subterránea de un yacimiento es

probablemente el mayor inconveniente de este tipo de minería, motivo por el cual a día de hoy existe un número tan reducido de minas subterráneas de pizarra en España. Sin embargo, la evolución de las canteras a cielo abierto, aproximándose a su ratio límite económico, hace que inevitablemente se deba plantear una solución que dé continuidad a la explotación del yacimiento, erigiéndose la minería subterránea como la principal opción a valorar.

Agradecimientos

Carla Iglesias agradece al Ministerio de Educación, Cultura y Deporte el soporte económico de la beca FPU 12/02283. Javier Arzúa agradece a la Universidad de Vigo por las ayudas predoctorales para la formación de profesores, P.P. 00VI 131H 64102. Los autores agradecen a Alexandra Horst la revisión de la versión en inglés de este artículo.

Referencias

- Alejano, L.R, P Ramirez-Oyanguren, and Taboada, J. 1999. FDM Predictive Methodology for Subsidence due to Flat and Inclined Coal Seam Mining. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 36(4): 475-91.
- Bandis, S.C. 2004. Numerical modelling of discrete materials in rock mechanics: Developments and engineering applications. En: Heinz Konietzky (ed.), *Numerical Modelling of Discrete Materials in Geotechnical Engineering, Civil Engineering and Earth Sciences; Proceedings of the First International UDEC/3DEC Symposium, Bochum, 29 September-1 October 2004*. Oxford: Taylor & Francis.
- Barros Lorenzo, J.C. 1989. Nuevos datos geológicos y cartográficos sobre el flanco Sur del Sinclinatorio de Truchas (Ourense-León, NW de España). *Cuaderno Laboratorio Xeolóxico de Laxe*, 14, 93-116.
- Barton, N. 1987. Rock mass classification, tunnel reinforcement selection using the Q-system. *Proceedings of the ASTM Symposium on Rock Classification Systems for Engineering Purposes*. Cincinnati, Ohio.
- Barton, N. 2002. Some new Q-value correlations to assist in site characterisation and tunnel design. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 39, 185-216
- Bastante, F.G., Alonso, E., Giráldez, E., Taboada, J. and Alejano, L.R. 2006. Preliminary underground design of an ornamental slate exploitation. *Proceedings Mine Planning and Equipment Selection 2006*, 607-612, Turin (Italia).
- Farmer, I.W. 1968. Elastic Properties of Rocks. In: *Engineering Properties of Rocks*, Londres: E & FN. SPON Ltd.
- Ferrero, A.M., Migliazza, R. and Giani, G.P. 2004. Analysis of tunnel stability: comparison between continuous and discontinuous approaches. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 41, 646-651.
- García Bastante, F. 2002. *Evaluación, diseño y planificación de explotaciones de pizarra*. (Tesis doctoral). Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Universidad de Vigo. Vigo.
- González-Lodeiro, F. 1981. La estructura del anticlinorio del "Olló de Sapo" en la región de Hiendelaencina (extremo oriental del sistema central español). *Cuadernos de geología ibérica*, 7, 535-545.
- Hoek, E. and Brown, E.T. 1980. *Underground excavations in rock*. Institution of Mining and Metal. London.
- Hoek E., Kaiser P.K. and Bawden W.F. 1995. *Support of underground excavations in hard rock*. AA Balkema, Rotterdam.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C.T. and Corkum, B. 2002. Hoek-Brown failure criterion- 2002 edition. *Proceedings of the North American Rock Mechanics Society*, Toronto, July.
- IGME, 2011. Panorama minero. Piedra natural. Disponible en: www.igme.es/internet/PanoramaMinero/PMLin.htm
- Itasca. 2010. *User manual for FLAC*. Itasca Consulting Group Inc, Minnesota.
- Itasca. 2011. *User manual for UDEC*. Itasca Consulting Group Inc, Minnesota.
- Karabin, G. J., and Evanto, M.A. 1994. Proc. 13th international conference, ground control in mining, Morgantown, WV, 1994 Experience with the Boundary Element Method of Numerical Modeling as a Tool to Resolve Complex Ground Control Problems.
- Obert, L. and Duvall, W.I. 1967. *Rock mechanics and the design of structures in rock*. Wiley, New York.
- Marcos, A. 1973. Las series del Paleozoico inferior y la estructura herciniana del Occidente de Asturias (NW de España). *Trabajos de Geología*, 6.
- Pérez Estaún, A. 1978. *Estratigrafía y estructura de la rama sur de la zona asturoccidental-leonesa*, Memoria del IGME, 92, Madrid.
- Potvin, Y. 1988. *Empirical open stope design in Canada*. PhD. Thesis, Dept. Mining and Mineral Processing, University of British Columbia.
- Rocscience Inc., 2011. Phase2 online help, available at www.rocscience.com.
- Rocscience Inc., 2003. *Theory manual for underground wedge stability analysis, Unwedge v3.0*. Available at www.rocscience.com.
- Taboada Castro, J., Gutiérrez Blanco, F., González Nicieza, C. and Toraño Álvarez, J. 1994. Dimensionamiento y sostenimiento de minas subterráneas de pizarra, *Cuaderno Xeolóxico de Laxe*, 19, 419-435.

Recibido: diciembre 2015

Revisado: febrero 2016

Aceptado: abril 2016

Publicado: junio 2017