

# Algunos ejemplos primitivos y actuales de 50 años de la mecánica de rocas aplicada a la minería en España

## Some Primitive and Current Examples of 50 Years of Rock Mechanics Applied to Mining in Spain

Pedro Ramírez Oyanguren<sup>1\*</sup>

### Resumen

Comienza con una breve descripción del inicio de la mecánica de rocas aplicada a la minería en el mundo y a continuación se mencionan los organismos oficiales que en España contribuyeron a su implantación a finales de la década de 1960. A continuación se presentan cuatro casos reales de utilización de la mecánica de rocas para resolver problemas planteados en minas españolas. Dos de estos ejemplos: uno de una mina a cielo abierto y el otro de una mina subterránea, corresponden a los años 60. Los otros dos, también del mismo tipo de minas, son recientes. Con estos cuatro ejemplos se pretende mostrar cómo ha evolucionado la mecánica de rocas aplicada a la minería en los últimos cincuenta años, es decir, desde que se creó la Sociedad Española de Mecánica de Rocas. Finalmente se presentan unas conclusiones sobre esta evolución y se mencionan algunos retos a afrontar en el futuro.

**Palabras clave:** mecánica de rocas, minería, estabilidad de taludes, estabilidad de minas subterráneas, historia de la mecánica de rocas.

### Abstract

*The paper starts with a brief description of the beginnings of rock mechanics applied to mining in the world, mentioning afterwards the official organizations that in Spain contributed to its implementation in the late 1960s. In so doing, it presents four cases of the application of rock mechanics to problems found in Spanish mines. Two of these examples, one from an open-pit mine and the other from an underground mine, correspond to the 1960s. The other two, also from the same type of mines, are recent. These four examples are intended to show how rock mechanics applied to mining has evolved over the last fifty years, that is, since the creation of the Spanish Society of Rock Mechanics. Finally, some conclusions are drawn while outlining future challenges.*

**Keywords:** rock mechanics, mining, slope stability, stability of underground mines, history of rock mechanics.

## 1. ANTECEDENTES HISTÓRICOS DE LA MECÁNICA DE ROCAS APLICADA A LA MINERÍA

Aunque el objetivo de este escrito es mostrar el avance que la mecánica de rocas aplicada a la minería ha experimentado en España en los últimos 50 años, mediante la presentación de unos ejemplos de estudios geotécnicos en minas a cielo abierto y subterráneas realizados en la década de 1960 y en la actualidad, se ha considerado instructivo comenzar con una breve descripción de los antecedentes históricos de dicha rama de la mecánica de rocas en Europa.

El primer documento escrito de la Edad Moderna que tiene relación con la mecánica de rocas es el libro en latín “De Re Metalica” de George Agrícola (1556) que representa el espíritu del renacimiento aplicado al noble arte de la extracción de metales y donde, ilustrando una figura sobre sostenimiento con madera, indica “para evitar que una porción del cuerpo de la montaña caiga y por su tamaño impida el paso de personas que entren y salgan...” (Hood y Brown, 1999).

En la minería nació y se desarrolló durante la edad moderna y contemporánea el estudio del comportamiento de los macizos rocosos (“mécannique des terrains” en francés, “strata control” en inglés o “Gebirgsmechanik” en alemán). El término inglés, a veces traducido como control de estratos (propio de la minería del carbón), ya indica que se trataba no sólo de estudiar la roca intacta sino algo de mayor tamaño. El término alemán proviene de la palabra “Erzgebirge” (montañas de mena o mineral) muy propio de las montañas del Harz, cuna de la minería moderna y de George Agrícola (Ramírez y Alejano, 2008).

Aunque las ideas sobre el comportamiento mecánico de los macizos rocosos son casi tan antiguas como la misma minería subterránea, solamente en el siglo XIX se hicieron esfuerzos conscientes para explicar sus efectos sobre los macizos rocosos circundantes. Rziha en 1882 y Fayol en 1885 hicieron los primeros intentos para describir los movimientos producidos por la minería en los macizos rocosos, pero solamente después de la segunda guerra mundial se publicaron teorías basadas no solamente en opiniones si no en observaciones “in situ” (Leigh, 1962).

Finalizada dicha guerra, en una Europa en reconstrucción con enormes necesidades de materias primas y con un aumento significativo en la construcción de infraestructuras y una América con gran crecimiento económico, se

\* Autor de contacto: [pedro.ramirez@upm.es](mailto:pedro.ramirez@upm.es)

<sup>1</sup> Catedrático emérito. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas de la Universidad Politécnica de Madrid (UPM).

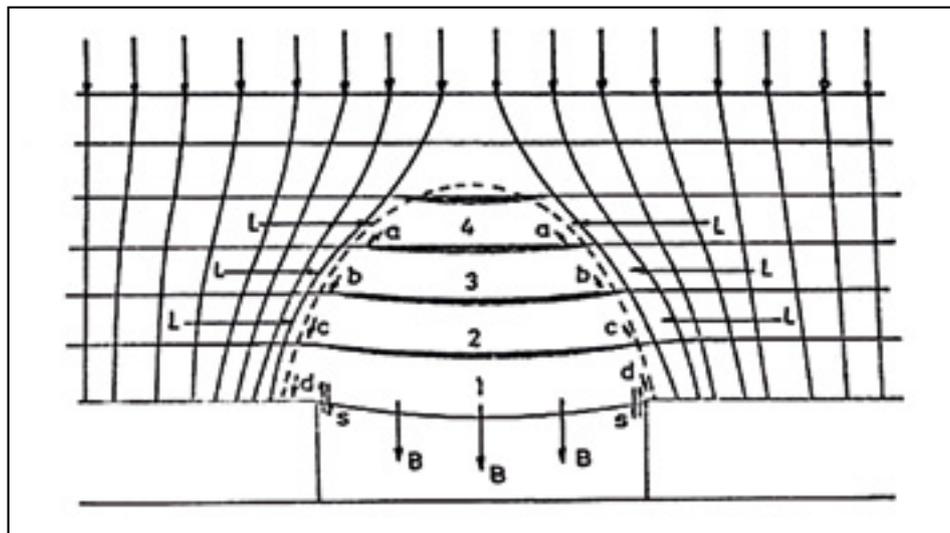


Figura 1. Arco de presión (Alder, Potts y Walker, 1951).

creó el caldo de cultivo adecuado para el nacimiento de la mecánica de rocas, que surge en los cincuenta y se convierte en una disciplina independiente a lo largo de los sesenta (Ramírez y Alejano, 2008).

En la conferencia internacional sobre “Presión de las rocas y sostenimiento de las minas”, que tuvo lugar en Lieja (Bélgica) en 1951, se presentaron los primeros desarrollos científicos de la mecánica de rocas aplicados a la minería, principalmente del carbón (un simposium internacional tuvo lugar previamente en Heerlen, Holanda, en 1947, pero su importancia es mucho menor que el de Lieja). En este congreso Alder, Potts y Walker (1951) y Spruth (1951) afirmaron que se forma un arco de presión sobre las explotaciones mineras por tajo largo, el cual se apoyaría por un lado por delante del frente del tajo y por el otro sobre el terreno hundido que se va generando por detrás y avanzaría al mismo tiempo que la explotación. En la figura 1 se muestra el arco de presión que se forma alrededor de una galería en un macizo rocoso sedimentario (Alder, Potts y Walker, 1951). Labasse (1951) divide el área alrededor de una explotación por frente largo en tres zonas que se caracterizan por estar sometidas a diferentes condiciones de presión. No había, sin embargo, mediciones para apoyar ninguna de estas teorías (Leigh, 1962).

Varios de los primeros investigadores emplearon modelos en sus estudios. Las técnicas fotoelásticas fueron utilizadas por Dixon (1955), Trumbachev (1960) y Kvapil (1960), entre otros. Whetton y King (1951) emplearon modelos físicos para simular los movimientos del macizo rocoso e Ilstein (1960) los utilizó para estimar las presiones en los estratos (Leigh, 1962).

Litwiniszin (1951), Berry (1960) y Salamon (1962) emplearon modelos matemáticos para describir los movimientos de los macizos rocosos. El modelo utilizado por Litwiniszin (1951) fue de tipo estocástico mientras que los otros dos investigadores se apoyaron en la teoría elástica. Los trabajos basados en modelos y en análisis matemáticos proporcionaron información cuantitativa que pudo ser comparada con resultados de mediciones “in situ” (Leigh, 1962).

Un cierto número de investigadores realizaron medidas de la presión en macizos rocosos. Entre ellos destacan: Jacobi (1956), Hast (1958), Leeman (1960) y Obert (1962),

todos los cuales midieron la deformación de sondeos efectuados en zonas sometidas a compresión, aunque también se realizaron medidas de presión utilizando células de carga planas (Leigh, 1962).

Las medidas de los movimientos de los macizos rocosos fueron utilizadas para formular guías empíricas para el diseño de minas subterráneas. En ese campo trabajaron: Orchard (1954), Potts (1951), Wardell (1953), Grond (1951) y Whetton, King y Jones (1951). Algunos investigadores como Turnbull y Potts (1951) efectuaron mediciones no solamente en la superficie del terreno sino también en el interior de las minas (Leigh, 1962).

Casi desde el principio se comenzaron a investigar las causas de los estallidos de roca. Este fenómeno se produce en muchas minas subterráneas profundas y ha tenido como consecuencia trágicas pérdidas de vidas humanas. Los primeros intentos para explicarlo fueron realizados por Potts (1963), Cook (1962) y Phillips (1944) (Leigh, 1962).

Aunque el resumen anterior no cubre adecuadamente todas las primeras investigaciones en la mecánica de rocas aplicada a la minería, sirve para poner de manifiesto el amplio campo que abarcó.

Probablemente el nombre de nuestra disciplina sea debido al ingeniero francés J. Talobre, quien trabajó para la empresa Electricité de France en la construcción de túneles para el transporte de agua a presión, siendo su libro “La mécanique des roches” (1956) la primera aparición pública del término mecánica de rocas (Ramírez y Alejano, 2008).

En 1963 nació la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas, localizada en el Laboratorio Nacional de Ingeniería Civil en Lisboa a cargo de Manuel Rocha, experto en cimentaciones de presas. Los avances efectuados llevaron a la publicación de uno de los primeros libros generales de mecánica de rocas “Fundamentals of Rock Mechanics” (1969), escrito por J.C. Jaeger (matemático e ingeniero) y N.G.W. Cook (sismólogo e ingeniero de minas), que para muchos es el libro seminal de la mecánica de rocas, nacido de la simbiosis entre la capacidad teórica del primero de los autores y el conocimiento de la realidad práctica en la profunda minería del oro sudafricana del segundo (Ramírez y Alejano, 2008).

En los años setenta se puso énfasis en el papel de las discontinuidades y de la estructura del macizo rocosos en

la ingeniería de taludes, con el liderazgo tecnológico de la Royal School of Mines del Imperial College de Londres. Fruto de este énfasis, se publicó en 1974 “Rock Slope Engineering” escrito por Hoek y Bray, primer libro que abordó, desde una perspectiva técnica el diseño de taludes en roca. También en estos años se desarrollaron las primeras clasificaciones geomecánicas (RMR de Bieniawski y Q de Barton et al., a mediados de los setenta), que supusieron un salto cualitativo que ha simplificado el estudio de la estabilidad de las excavaciones subterráneas (Ramírez y Alejano, 2008).

Los primeros años de la década de los ochenta vieron nacer el libro “Underground Excavations in Rock” (1980) de Hoek y Brown y en el año 1985 los profesores Brady y Brown publicaron “Rock Mechanics for Underground Mining”, el libro por excelencia de la mecánica de rocas aplicada a la minería subterránea. En esta misma década el Instituto Geológico y Minero de España promovió la publicación de varios libros sobre mecánica de rocas aplicada a la minería.

En España, los primeros centros oficiales de investigación que se interesaron por la mecánica de rocas aplicada a la minería fueron, a finales de la década de 1960, la ETS de Ingenieros de Minas de Madrid y el Instituto Geológico y Minero de España. La Empresa Nacional Adaro, primera de las creadas por el Instituto Nacional de Industria, contribuyó también a impulsar la mecánica de rocas. El sostenimiento de galerías fue una de las primeras operaciones mineras en las que se aplicaron los nuevos conocimientos aportados por esta disciplina (Celada, B., 1970). Casi en la misma época, la ETSI de Ingenieros de Minas de Oviedo se sumó a la tarea de impulsar la aplicación de la mecánica de rocas en la minería española. Posteriormente, otras Escuelas de Minas, en particular la de Vigo (Alejano, L. et al., 1996), han hecho aportaciones valiosas en este campo.

## 2. DOS EJEMPLOS PRIMITIVOS DE LA MECÁNICA DE ROCAS APLICADA A LA MINERÍA EN ESPAÑA

Los dos estudios más importantes que, a mi entender, marcan el inicio de la mecánica de rocas aplicada a la minería en España son: en la minería de cielo abierto la estabilidad de los taludes de la Corta Atalaya en Minas de Riotinto (Huelva) y en la minería subterránea la “subsistencia” del terreno sobre la mina de Potasas de Navarra.

El primero de estos estudios se describe parcialmente en el libro “Rock Slope Engineering” (Hoek y Bray, 1974) y el segundo fue expuesto en los artículos “Determinación del movimiento de los estratos sobre una explotación por frente largo” (Ramírez Oyanguren, 1967) y “Una aplicación de las células de presión en la mecánica de rocas” (Ramírez Oyanguren, 1967) que se presentaron en el primer coloquio nacional sobre mecánica de rocas, celebrado en Madrid en Noviembre de 1967.

## 3. ESTUDIO DE ESTABILIDAD DE TALUDES EN CORTA ATALAYA

Al comienzo de la década de los 60 se inició un ambicioso proyecto de extracción de pirita en corta Atalaya, que llegó a ser la mina a cielo abierto más grande del mundo, en el que participó, en lo que se refiere a los estudios

geotécnicos, la Royal School of Mines de Londres. Esta colaboración quedó plasmada en sendos informes, de fecha octubre de 1965 y febrero de 1967, en los que se presenta un diseño conceptual de los taludes que se siguió con bastante fidelidad. Desde aquellas fechas la explotación continuó sin interrupción hasta el año 1994 a un ritmo dependiente de los avatares experimentados por el mercado de la pirita. Los taludes objeto de estudio fueron principalmente el Norte en pórfidos y el Sur en pizarras. En la figura 2 se muestra una vista aérea de la corta Atalaya en la que se aprecia claramente el talud Norte y en la figura 3 se presenta un perfil del mismo.



Figura 2. Corta Atalaya. (Fotografía de Jaimegerma).

Cuando se comenzaron los estudios en el talud Norte éste tenía una profundidad de 260 m y una pendiente global de unos 45°, y era estable. El objeto de los estudios geotécnicos consistió en averiguar si era posible continuar profundizando la mina hasta unos 300 m sin modificar el ángulo del talud. Estos estudios están recogidos de forma resumida en la figura 4 del libro Rock Slope Engineering (Hoek y Bray, 1974), la cual contiene la siguiente información:

- Alturas y pendientes de taludes estables e inestables excavados en pórfidos en el área de Minas de Riotinto.
- Curvas de la altura en función de la pendiente del talud para diferentes factores de seguridad, obtenidas en base a las siguientes hipótesis: talud drenado, rotura plana, grieta de tracción en posición crítica y ángulo de fricción de 35° y cohesión de 140 kPa en el plano de deslizamiento, que se supuso situado en la posición más desfavorable.

Se consideró que como curva de diseño se debía utilizar la de factor de seguridad 1,3, en la cual, como se puede observar en la figura 4, el ángulo del talud apenas cambia al pasar de 250 m a 300 m de profundidad. En consecuencia, se decidió que el aumento de profundidad previsto no disminuiría sensiblemente la estabilidad del talud Norte, por lo que se podía continuar profundizando la mina con la misma pendiente que ya tenía, o sea, 45°.

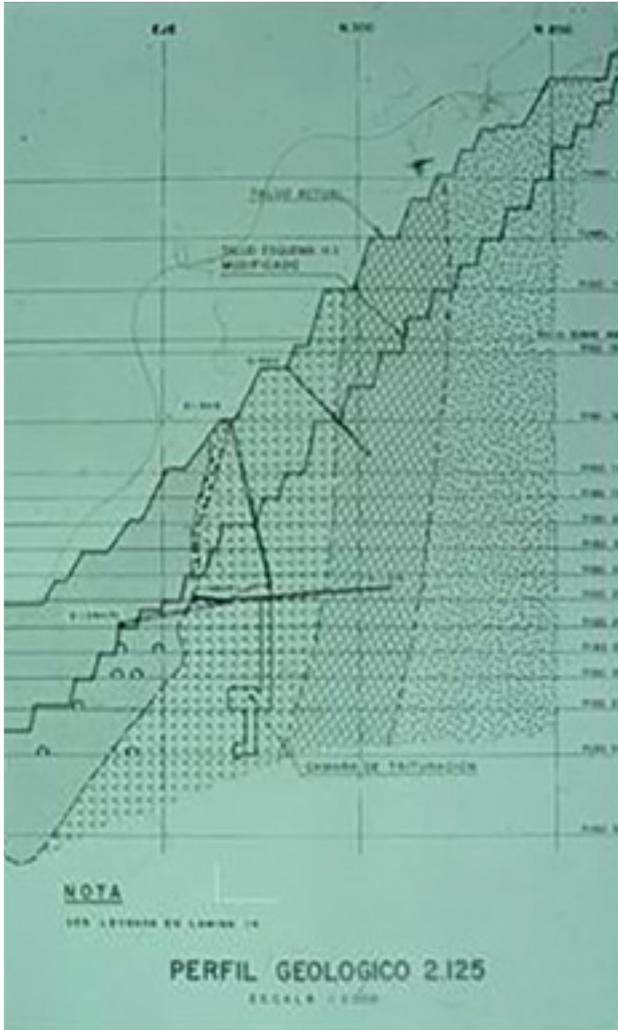


Figura 3. Perfil del talud Norte de corta Atalaya.

Hacia 1973, cuando el talud Sur en pizarras del Culm había alcanzado una profundidad de unos 230 m, apareció a casi 200 m de su coronación una grieta en la superficie del terreno natural que continuaba por uno de los vacíos de pizarra existentes al Sur de la corta. Bajo la recomendación de Golder Associates se instaló en este talud un sistema de vigilancia compuesto por: 22 puntos de control topográfico, 4 inclinómetros y 8 sondeos piezométricos. Además, se perforaron desde el nivel 260 de la corta, 6 sondeos horizontales de drenaje.

A finales de 1987, como consecuencia de la inestabilidad detectada en el talud Sur a raíz de las fuertes lluvias que tuvieron lugar los días 15 y 16 de noviembre, Río Tinto Minera, S.A. encargó un estudio geotécnico de dicho talud a la Escuela de Minas de la UPM, la cual recomendó retirar los vacíos próximos a la coronación, efectuar obras de drenaje superficiales y un drenaje profundo del talud mediante taladros. Llevadas a cabo estas recomendaciones, se detuvieron los movimientos

del talud, pero cuando, con el paso de los años, los drenajes fueron quedando inservibles, volvieron a producirse movimientos en el talud después de períodos de fuertes lluvias. Como consecuencia de una excavación que se realizó en la esquina Sureste de la corta para extraer gossan, años después de que se dejara extraer pirita en la corta Atalaya, se produjeron deformaciones hacia el hueco creado por dicha excavación en las pizarras del talud Sur que estaban en contacto con el mineral. Actualmente se observan movimientos de vuelco de estas pizarras hacia antiguas explotaciones subterráneas rellenas que están siendo erosionadas por el agua de escorrentía, como se puede ver en la figura 5.

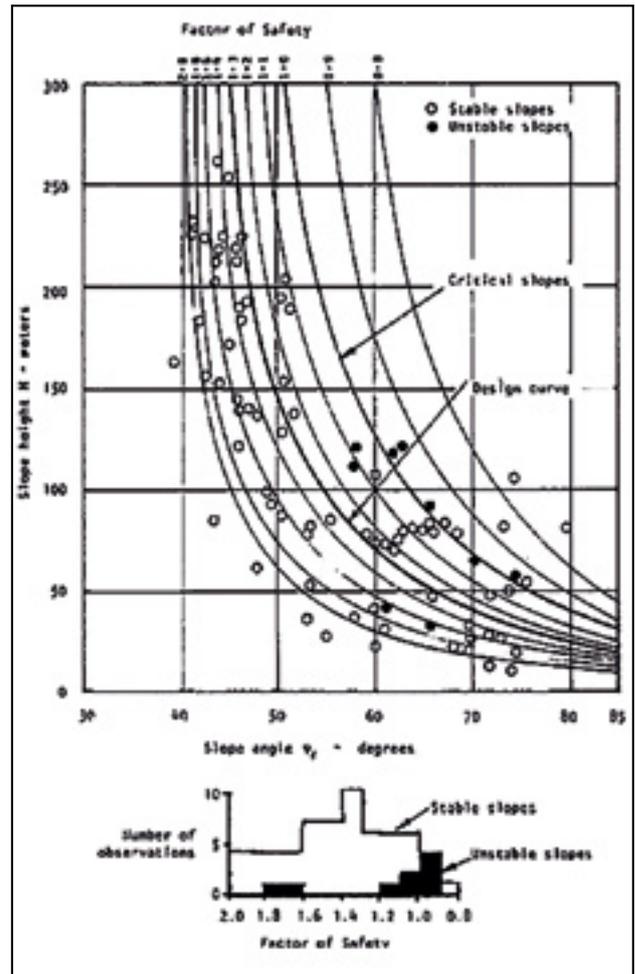


Figura 4. Altura de talud en función de su pendiente para diferentes coeficientes de seguridad (Hoek y Bray, 1974).



Figura 5. Talud Sur en pizarra en las proximidades de las explotaciones subterráneas rellenas.

#### 4. ESTUDIOS DE "SUBSIDENCIA" EN POTASAS DE NAVARRA, S.A.

El pozo de Guendulain, en el que se realizaron todas las mediciones que sirvieron de base a estos estudios de subsidencia, pertenecía a Potasas de Navarra, S.A. Esta mina era la principal explotación del yacimiento potásico de Nuestra Señora del Perdón, situado en las proximidades de Pamplona. Se explotaba una capa de silvinita de 2 m de potencia que tenía un buzamiento uniforme de unos 12 grados hacia el Sur. La profundidad de las labores estaba comprendida entre unos 200 y 450 m. La serie sedimentaria, de abajo a arriba, es la siguiente:

- Anhidrita, 1 m.
- Sal gema de muro, 12 m.
- Silvinita (mineral potásico), 2 m.
- Carnalita, 10 m.
- Sales de techo, 70 m.
- Margas de techo, 50 m.
- Areniscas de Galar, 50 m.

La silvinita se explotaba por el procedimiento de tajo largo con hundimiento integral (ver figura 6), sin realizar ningún relleno; con este método de explotación se consiguió extraer prácticamente todo el yacimiento. Los frentes de los tajos eran aproximadamente paralelos a la línea de máxima pendiente del yacimiento.

Los descensos de la superficie sobre la zona en la que se había extraído la capa de silvinita se medían mediante nivelaciones de líneas de hitos perpendiculares y paralelas a los frentes de avance de los tajos largos. A partir de estas medidas se obtenían los valores de: ángulos de influencia, factores de hundimiento, velocidades de descenso de la superficie, etc. Con estas mediciones se detectó que la superficie sobre el área explotada descendía más lentamente de lo que es habitual en otras explotaciones del mismo tipo, por lo que se pensó que el terreno podría, en un momento dado, bajar de forma brusca, lo que se denomina golpe de techo, con consecuencias catastróficas para la mina. Para resolver el problema planteado por este comportamiento de los macizos rocosos se decidió medir el descenso del terreno en todo el espesor comprendido entre la mina y la superficie y no solamente en ésta.

Para medir los desplazamientos verticales de diferentes puntos situados entre la explotación y la superficie, se realizaron sondeos en los que se colocaron anclajes en los puntos cuyo descenso se deseaba conocer. Los sondeos iban desde la superficie hasta cerca de la capa y el movimiento de los anclajes se medía desde la superficie con un extensómetro. Se efectuaron 5 pares de sondeos en los que se instalaron un total de 20 anclajes, a diferentes profundidades. De las medidas realizadas se deduce que a 550 m por detrás del frente los terrenos siguen todavía descendiendo lentamente, sin embargo, desde el punto de vista práctico puede considerarse que la estabilización se consigue a unos 150 m por detrás del frente de avance, pues a esta distancia ya se ha producido el 93% del descenso total. También se observa que el hundimiento de la superficie sobre la vertical del frente del tajo largo

es solamente de unos 27 mm, el 1,4% de la potencia explotada, mientras que lo habitual en las explotaciones de este tipo es del 14%, lo que confirma que, como se expuso anteriormente, al comenzar a explotar esta mina el terreno tardó más de lo normal en descender para cerrar el hueco creado por la extracción de la potasa aunque finalmente bajó lo esperado.



**Figura 6.** Tajo largo con sostenimiento autodesplazable.

En la figura 7 se ha representado la deformación vertical experimentada por el terreno comprendido entre cada dos anclajes consecutivos en función de su distancia al frente del tajo. En esta figura puede verse que la mayor deformación vertical la experimenta el terreno situado entre los anclajes a 177 y 147 m de profundidad (sales de techo), con un valor máximo de 0,65%. Los estratos situados entre los anclajes a 147 y 95 m de profundidad (margas de techo) experimentan una extensión máxima de 0,6% a unos 60 m por detrás del frente. En cambio, en las areniscas la máxima extensión alcanzada es solo el 0,1% y se produce a 70 m del frente. En todos los casos la compactación que se produce a continuación es muy pequeña. Como consecuencia de la dilatación vertical experimentada, sobre todo por las sales y margas de techo, y la reducida compactación posterior, la superficie descendió finalmente 1,3 m mientras que la base de las sales de techo bajó más de 1,75 m. En las figuras 8 y 9 se presentan las curvas del mismo desplazamiento y de la misma deformación verticales en la masa de terreno sobre el tajo JP-45, calculadas a partir de los datos obtenidos en los anclajes situados en el par de sondeos 5H y 5H bis, que confirman lo anteriormente dicho.

Es conocido que al abrir un hueco en la corteza terrestre para extraer un mineral se produce una alteración del equilibrio de tensiones en la zona próxima al hueco consistente en una redistribución de éstas que tiende a restablecer el equilibrio. Como se ha expuesto anteriormente, la extracción de la capa de silvinita da lugar a que los terrenos suprayacentes vayan bajando con objeto de restablecer

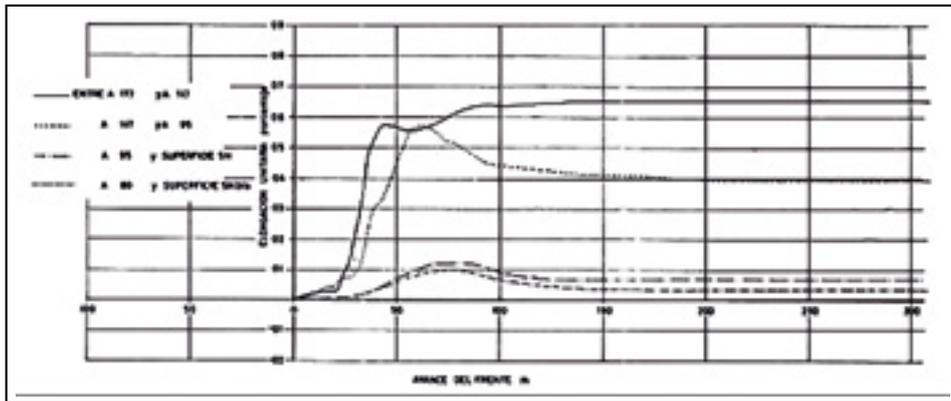


Figura 7. Deformación vertical del terreno entre cada dos anclajes consecutivos.

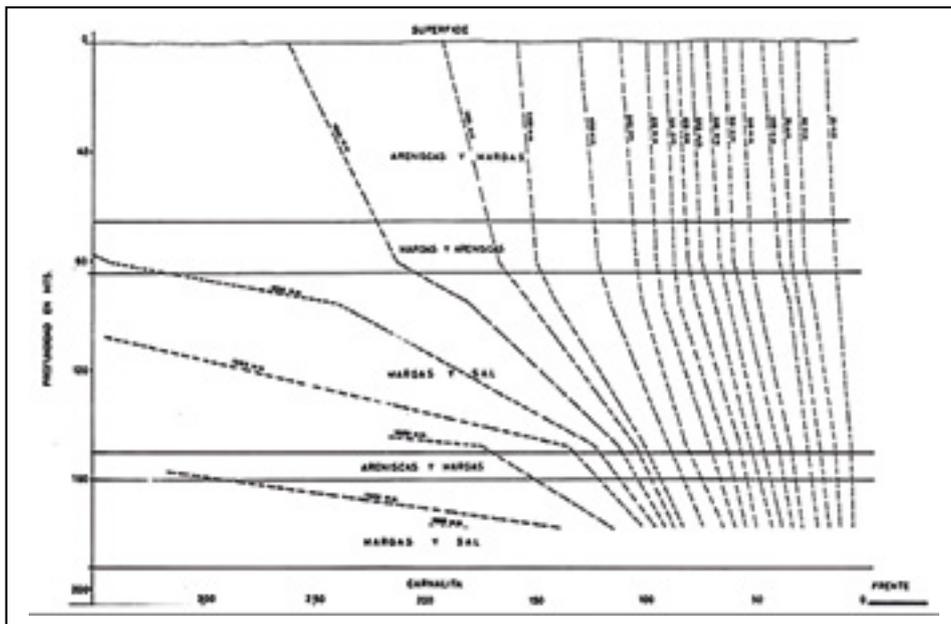


Figura 8. Curvas del mismo desplazamiento del terreno sobre una explotación por frente largo.

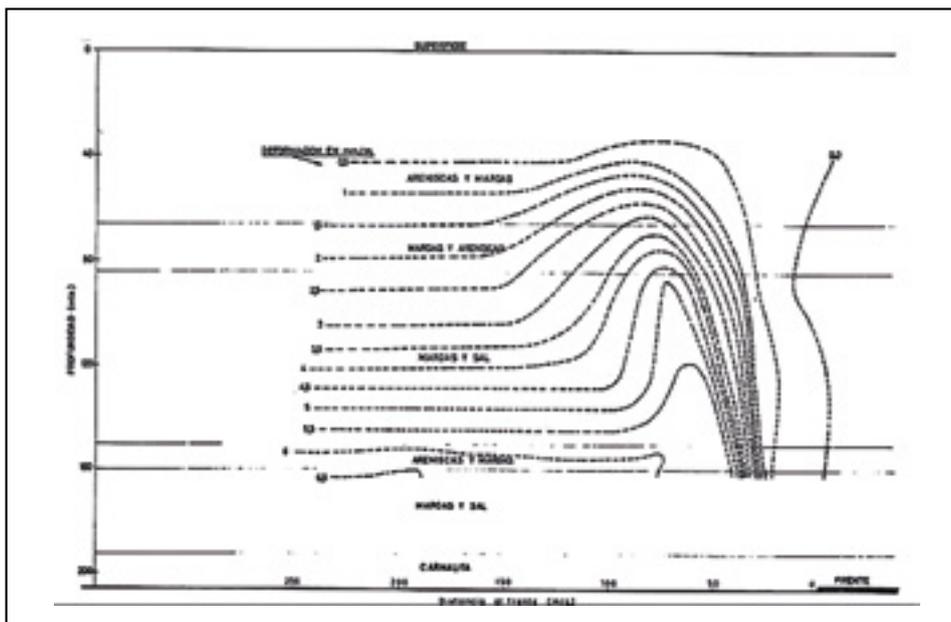


Figura 9. Curvas de la misma deformación del terreno sobre un frente largo.

el equilibrio. La presión sobre el suelo del hueco minero que se produce como consecuencia de este descenso va aumentando por detrás del frente hasta alcanzar la carga de recubrimiento, es decir, la correspondiente al peso de los terrenos suprayacentes. Este aumento de presión se ha medido por medio de células circulares planas colocadas en la zona de hundimiento de varios tajos; en la figura 10 se muestra la presión de los terrenos sobre la zona explotada del tajo JP-45 a diferentes distancias del frente. Sobre este mismo tajo se efectuaron también las medidas del descenso de la masa de terrenos sobre el área vaciada anteriormente descritas, por lo que se ha podido comparar el descenso del terreno con el aumento de la presión sobre la zona explotada en función de la distancia al frente. En la figura 10 se han representado conjuntamente los resultados proporcionados por las células de presión y por el anclaje situado a 158 m de profundidad sobre el tajo JP-45, es decir, en las sales de techo. Como se puede ver en la figura existe un acuerdo bastante bueno entre ambas curvas y tanto el descenso del terreno como la presión sobre la base del hueco creado por la explotación quedan prácticamente estabilizados a unos 150 m por detrás del frente.

Las medidas de desplazamientos y presiones realizadas en el Pozo Guendulain de Potasas de Navarra, S.A., una muestra de las cuales se ha expuesto anteriormente, permitieron afirmar que el descenso de los terrenos situados sobre las zonas explotadas se estaba produciendo gradualmente, aunque con mucha lentitud, y que, por lo tanto, no había peligro de que se produjera un golpe de techo.

En la época en que se realizó este estudio, los modelos numéricos no estaban suficientemente desarrollados para que un fenómeno tan complejo como el descrito pudiera ser reproducido mediante un modelo, lo cual fue posible unos 30 años después (Alejano, L., Ramírez Oyanguren, P., 1996).

## 5. DOS EJEMPLOS RECIENTES DE LA MECÁNICA DE ROCAS APLICADA A LA MINERÍA EN ESPAÑA

A continuación se presentan dos ejemplos recientes de estudios de mecánica de rocas aplicada a la minería. El primero de ellos se refiere a la estabilidad de una mina subterránea de sulfuros complejos en la faja pirítica ibérica (FPI) y fue presentado en la Jornada Técnica 2014 de la Sociedad Española de Mecánica de Rocas que se dedicó a la mecánica de rocas en el ámbito de la minería. En el segundo se describen los estudios de estabilidad efectuados en el talud NE de una corta de lignito que se explotó en Meirama (A Coruña) y fue expuesto en el Eurock 2014 que tuvo lugar en Vigo.

El objetivo que se persigue al presentar estudios antiguos y recientes es comparar la forma de trabajar hace aproximadamente 50 años y ahora, para deducir el progreso experimentado por la mecánica de rocas aplicada a la minería en dicho período.

## 6. ESTUDIOS DE ESTABILIDAD EN LA MINA AGUAS TEÑIDAS

La mina en la que se han realizado los estudios es la de Aguas Teñidas, explotada por Matsa, que se encuentra en el término municipal de Almonaster la Real (Huelva).

La Faja Pirítica Ibérica (FPI), en la que se halla la mina, ocupa la zona Suroeste de la península ibérica y en ella se han definido, de muro a techo, las siguientes unidades geológicas:

- Grupo PQ. Edad Devónico superior, constituido fundamentalmente por pizarras y cuarcitas.
- Complejo Vulcano-Sedimentario. Edad Carbonífero inferior, constituido por una gran variedad de rocas volcánicas con niveles sedimentarios. Las mineralizaciones de sulfuros complejos se encuentran en esta unidad.
- CULM. Edad Carbonífero, constituido por pizarras y grauvacas.

Estructuralmente la FPI se encuentra afectada por la orogenia hercínica que dio lugar a pliegues isoclinales vergentes al Sur con esquistosidades buzando al Norte y a cabalgamientos; a los efectos de dicha orogenia hay que añadir una posterior tectónica de bloques alpina.

Las tensiones existentes en el yacimiento antes del comienzo del laboreo se han medido, a diferentes profundidades, en la mina de Aguas Teñidas, por los siguientes procedimientos:

- Emisión acústica (AE) y análisis de la velocidad de deformación (DRA). Estas determinaciones de tensiones se han realizado en el laboratorio a partir de probetas de roca extraídas en diferentes direcciones y a distintas profundidades que se han sometido a ensayos biaxiales de compresión.
- Ranurado de sondeo (Borehole Slotter). Se han efectuado en sondeos realizados en el interior de la mina en varias direcciones.
- Liberación de tensiones con “door stopper”. Se han pegado bandas extensométricas en el fondo de sondeos y posteriormente se ha continuado perforando para liberar las tensiones que actuaban sobre las bandas.

Del conjunto de mediciones efectuadas se desprende que las tensiones naturales máximas en la mina de Aguas Teñidas tienen dirección NNE, aproximadamente perpendicular al rumbo de las masas minerales, y son prácticamente horizontales. Las tensiones principales intermedias son también aproximadamente horizontales y las tensiones mínimas son verticales. Las direcciones de las tensiones principales coinciden con lo que era de esperar de acuerdo con la tectónica de la FPI, ya que están causadas básicamente por un empuje de la placa africana contra la placa europea. La forma de los cabalgamientos y pliegues indica que las tensiones principales máximas actúan horizontalmente en la dirección señalada y que la tensión principal intermedia es también horizontal.

En cuanto a las magnitudes de las tensiones, las medidas indican que (ver figura 11, fuente: Matsa): la tensión principal máxima es aproximadamente igual al doble de la presión litostática, la tensión intermedia es vez y media dicha presión y la tensión vertical es igual a la litostática.

La explotación de la mina se lleva a cabo por el método de grandes cámaras con subniveles. Se realiza una galería en la parte superior y otra en la parte inferior de cada

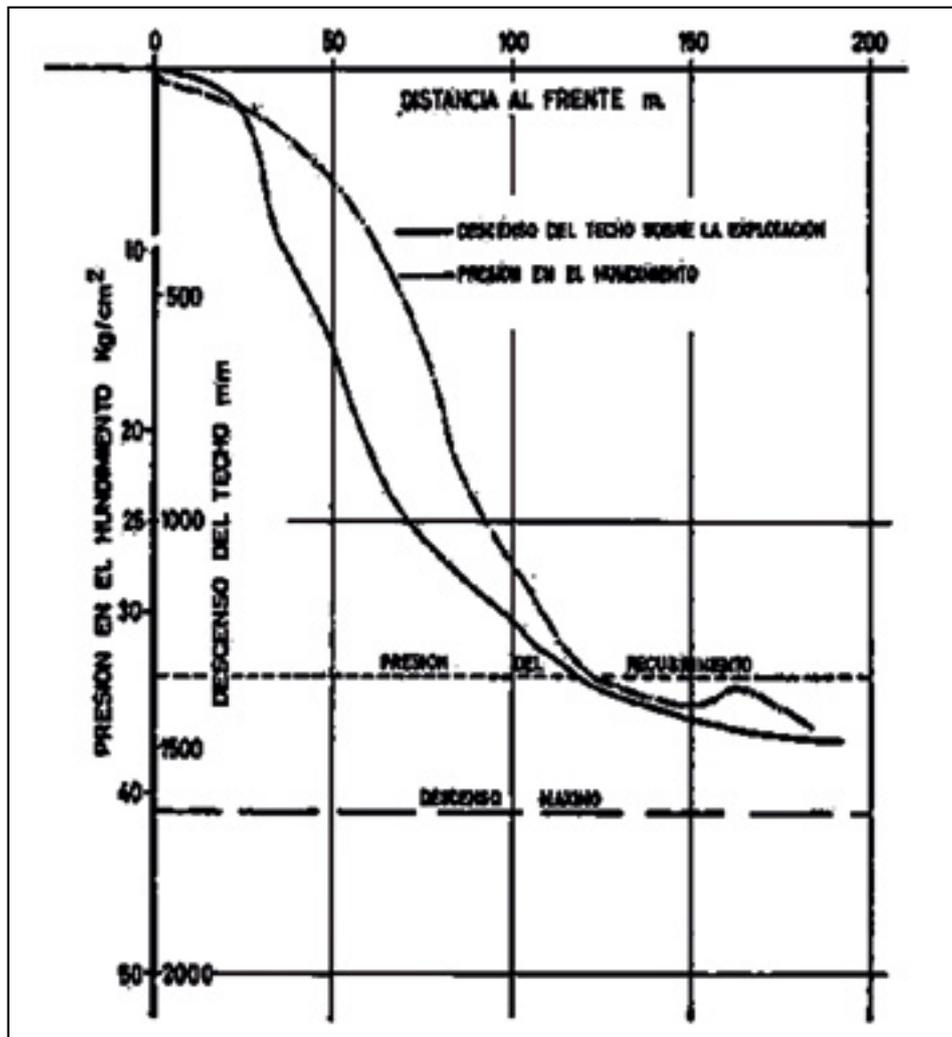


Figura 10. Descenso del terreno y presión sobre el piso en la zona explotada.

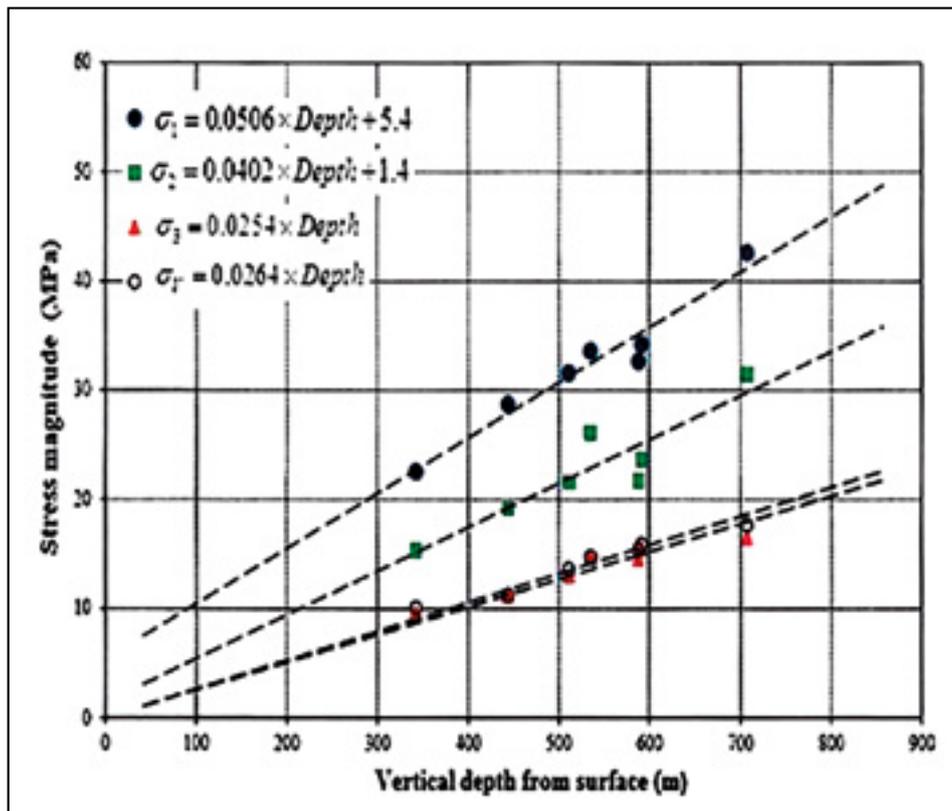


Figura 11. Tensiones naturales en la mina de Aguas Teñidas (fuente: MATSA).

cámara. Desde la galería superior se banquea en abanico o desde la inferior se realiza también en abanico para arrancar el mineral.

En las figuras 12, 13, 14 y 15 (fuente: MATSA) se muestran unos esquemas del método de explotación utilizado en Aguas Teñidas.

Los pilares que separan las cámaras deben ser capaces de soportar las tensiones que actúan sobre ellos y las dimensiones de las cámaras deben ser las adecuadas para que no se hundan. La correcta elección de las dimensiones de los pilares y de las cámaras es parte fundamental del diseño de la mina. Dado que los pilares se recuperan posteriormente, después rellenar las cámaras con pasta, se suelen sobredimensionar para que soporten ampliamente las tensiones sin resultar dañados. En la figura 16 se muestra una de las muchas cámaras de la mina de Aguas Teñidas.

A veces, es necesario extraer una cámara encima de otra ya que, como su altura está limitada a unos 30 m por razones de estabilidad y de precisión de la perforación, pueden ser necesarias varias cámaras superpuestas para extraer todo el mineral cuando la altura del yacimiento supera dicha cifra. Normalmente, se comienza explotando la cámara inferior y luego se extrae la situada encima, para lo cual se rellena anteriormente la inferior con pasta. Este tipo de relleno se ha utilizado en la FPI por primera vez en la mina de Aguas Teñidas. La pasta consiste en estériles de la planta de tratamiento mezclados con cemento que les proporciona la consistencia necesaria para que paredes verticales de la altura que se precise sean estables. Este tipo de relleno cementado permite extraer los pilares dejados entre las cámaras primarias ya que se puede conseguir que las paredes de pasta que quedan expuestas al excavar las cámaras secundarias, o sea, extraer los pilares, sean estables. Posteriormente las cámaras secundarias se rellenan a su vez pero no es necesario, normalmente, que este relleno tenga la misma resistencia que el de las cámaras primarias ya que no va a quedar expuesto en una pared.

La utilización de relleno de pasta no sólo hace posible extraer prácticamente el 100% del yacimiento si no que, además, permite volver a introducir en la mina del orden

del 50% del estéril extraído de la misma, con lo cual se disminuye la cantidad de material a depositar en la superficie.

Es necesario asegurar la estabilidad del cielo y de los hastiales de las cámaras. Normalmente, cuando las cámaras son perpendiculares a la corrida de la masa, como sucede en Aguas Teñidas, sus hastiales laterales (Este y Oeste) están en mineral. Los cielos de las cámaras se encuentran siempre en mineral excepto en las cámaras superiores, cuando hay varias, en las que suelen estar en roca estéril. Los hastiales de comienzo y de fin de cámara (Norte y Sur) también suelen estar en estéril.

Para calcular las tensiones que actúan sobre las cámaras y los pilares se ha realizado un modelo numérico tridimensional (ver figura 17) por medio del cual se han obtenido las tensiones generadas por la apertura de los huecos de la mina. Como la geometría del conjunto de los huecos mineros es muy compleja, este modelo tridimensional consta de millones de elementos. Por este motivo y porque no es necesario, en este caso, una mayor complicación, se ha supuesto que los macizos de roca y mineral tienen un comportamiento elástico.

Para estudiar la estabilidad de los cielos y de los hastiales de las cámaras se ha utilizado el método gráfico de Mathews/Potvin (Villaescusa, 2014). Este método se basa en los factores  $N'$  y  $R_h$ .

$N'$  es el número de estabilidad que se define como:

$$N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$$

donde:

$Q'$  es la calidad del macizo rocoso según la clasificación de Barton et al. (1974) de la que se han eliminado los parámetros  $J_w$  y  $SRF$ .

$A$  es un parámetro dependiente de la tensión existente en el macizo rocoso en los hastiales o en el cielo de la cámara, que se ha calculado mediante el modelo numérico, y de la resistencia de la roca.

$B$  es un parámetro que cuantifica la influencia de las discontinuidades en la estabilidad del cielo y hastiales de la cámara.

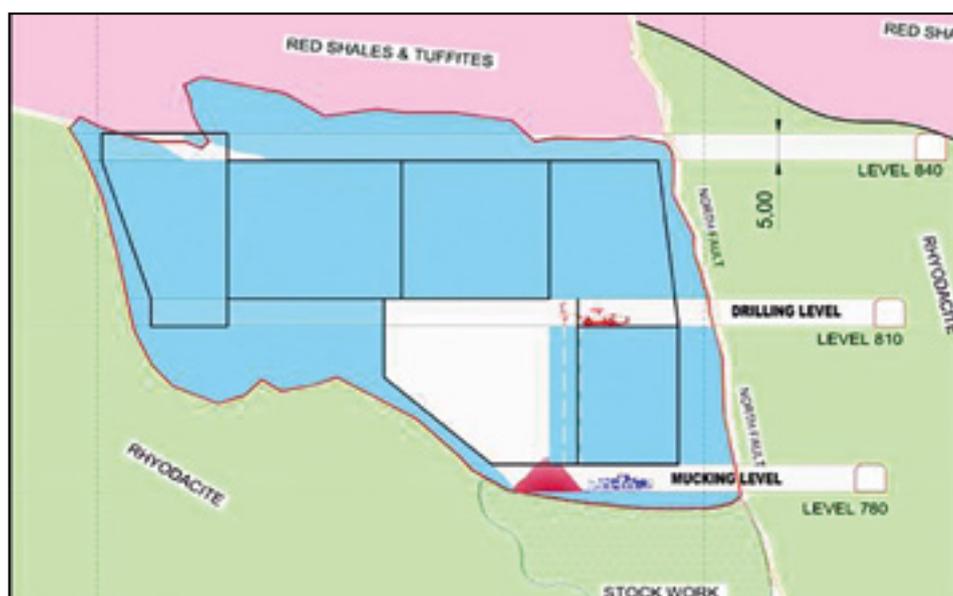


Figura 12. Método de explotación (fuente: MATSA).



Figura 13. Método de explotación 2 (fuente: MATSA).

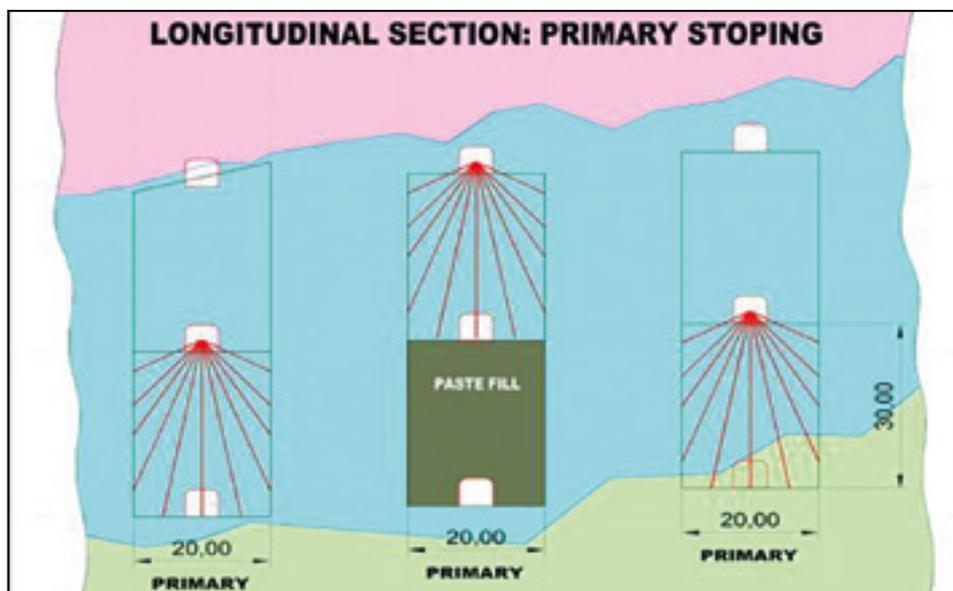


Figura 14. Método de explotación 3 (fuente: MATSA).

C es un parámetro que tiene en cuenta el efecto de la gravedad, en el caso del cielo y hastiales extrapalmados de la cámara, y el deslizamiento de bloques de roca delimitados por discontinuidades en el caso de los hastiales.

Otro factor que interviene en los cálculos de estabilidad de los paramentos de las cámaras según el método de Mathews/Potvin, es el radio hidráulico ( $R_h$ ) que se define como sigue:

$$R_h = \frac{\text{Superficie del paramento (cielo, hastiales)}}{\text{Perímetro del paramento}}$$

En la figura 18 se muestra el gráfico de estabilidad de Mathews/Potvin.

La estabilidad de los pilares se ha estimado por medio del gráfico de Lunder (1994). Para utilizar este gráfico es necesario conocer la tensión media que soporta cada pilar,

proporcionada por el modelo numérico, y sus dimensiones, además de la resistencia a compresión uniaxial de la roca o mineral contenidos en el pilar. En Aguas Teñidas son, generalmente, dos las tensiones en los pilares que se han tenido en cuenta: las horizontales con dirección aproximadamente perpendicular al rumbo del yacimiento y las verticales; las tensiones según el rumbo son, generalmente, menos importantes ya que son interrumpidas por la presencia de las cámaras.

En la figura 19 se muestra el gráfico (Lunder 1994) mediante el cual se ha estimado la estabilidad de los grandes pilares corridos que separan las cámaras con subniveles. Este gráfico permite predecir si un pilar determinado es: estable, inestable o se encuentra en la zona de transición. Para hacer uso de este gráfico conviene comprobarlo antes aplicándolo a cuantos pilares de la mina sea posible. Si los puntos que representan a los pilares caen en la zona correcta del gráfico, o sea, la que les corresponde según sean inestables, estables o estén ligeramente dañados, el gráfico queda validado.

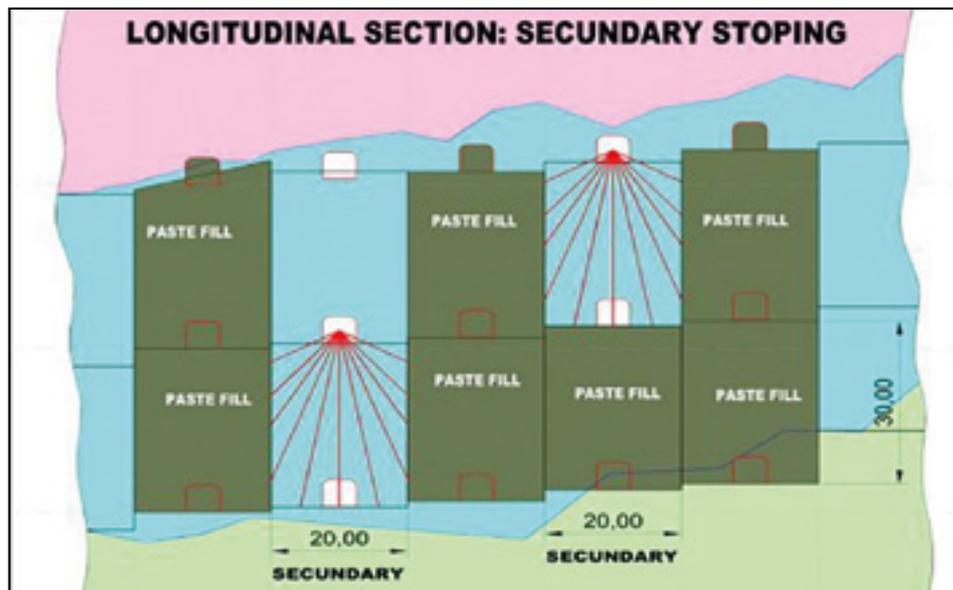


Figura 15. Método de explotación 4 (fuente: MATSA).



Figura 16. Cámara de la mina de Aguas Teñidas (cortesía de MATSA).

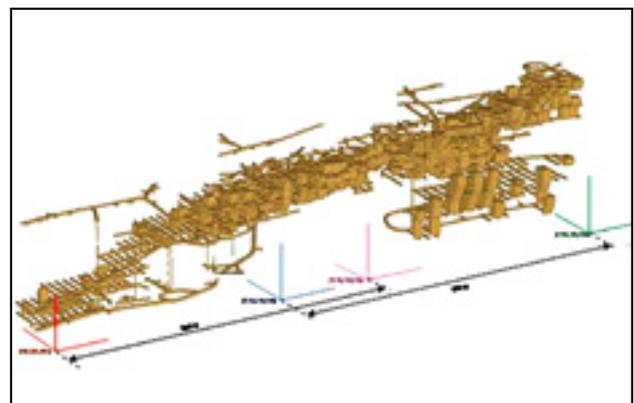


Figura 17. Modelo tridimensional de la mina de Aguas Teñidas.

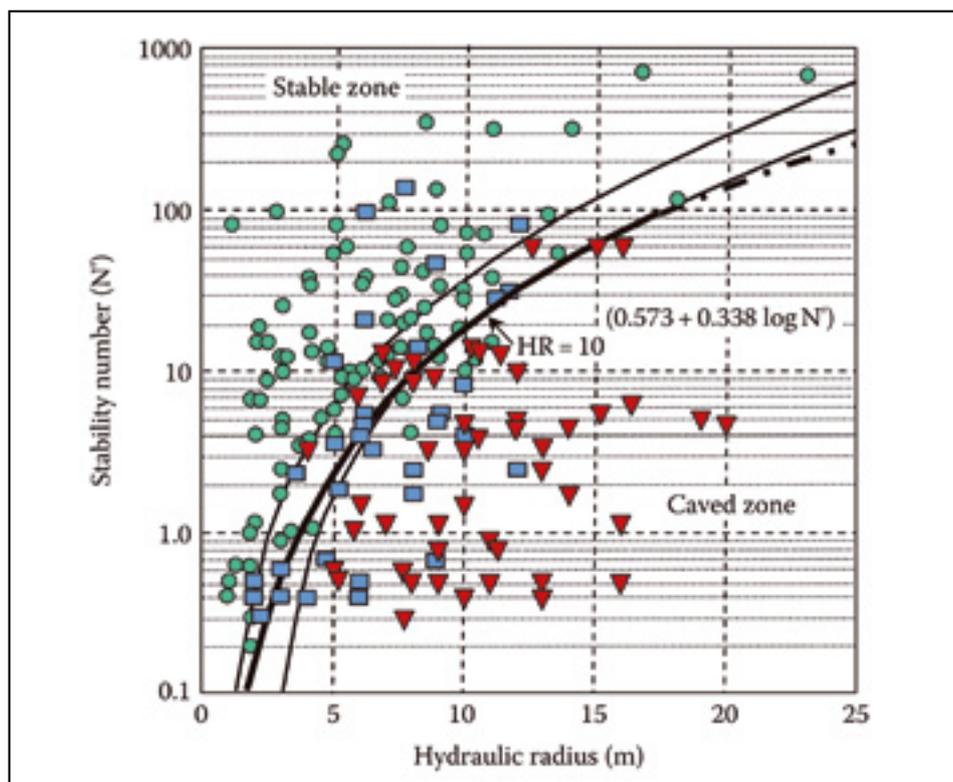


Figura 18. Gráfico de estabilidad de Mathews/Potvin (Villaescusa, 2014).

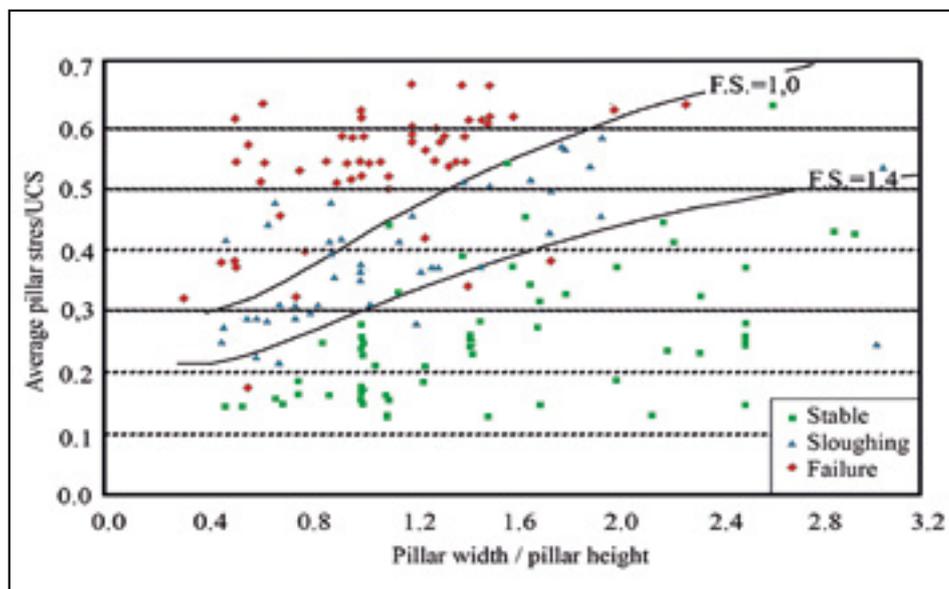


Figura 19. Gráfico para estimar la estabilidad de los pilares (Lunder, 1994).

## 7. ESTABILIDAD DEL TALUD NORESTE DE LA MINA DE LIGNITO DE MEIRAMA

La mina de Meirama fue explotada por Lignitos de Meirama, S.A. (LIMEISA) empresa perteneciente a Gas Natural Fenosa, S.A. El lugar donde se encuentra la mina forma parte de un orogen varisco. Rocas plutónicas y metamórficas, probablemente del ordovícico o preordovícico, fueron afectadas por procesos metamórficos y tectónicos complejos que dieron lugar a la formación de fallas, las cuales fueron removilizadas mucho más tarde, en el período Mioceno, por fuerzas alpinas. El depósito del lignito de Meirama es una pequeña cuenca de tipo “pull-apart” producida por desplazamientos en el Terciario de una de las fallas tardovariscas de dirección NO-SE. Esta falla está situada al pie del talud NE de la corta, objeto de este estudio, y separa la granodiorita del monte Xalo de los sedimentos miocenos entre los que se encuentra el lignito.

La mina tiene una longitud de 3.200 m en dirección NO-SE y una anchura máxima de 1.200 m. Los taludes, que tienen pendientes globales comprendidas entre 30° y 40°, se excavaron en bancos de 13 m de altura con bermas 7 m de ancho. El talud NE se encuentra casi todo él en granitos, mientras que el fondo de la mina y la parte baja del talud se hallan en sedimentos continentales: lignito, arena, grava y arcilla (ver figura 20).

En el año 2007 se terminó de explotar la mina quedando situado el fondo de ésta a la cota -73 m. La altura del talud NE era en ese momento de unos 310 m. Una vez terminada la explotación se rellenó la mina hasta la cota -10 m con lo que la altura del talud quedó reducida a 250 m. A continuación se procedió inundar la mina hasta la cota 177. En la figura 21 se muestra una sección de la mina en su fase final.

Hay tres sistemas de fallas en el yacimiento, el más importante de los cuales es el F1 que tiene dirección N-S y pendiente prácticamente vertical; son fallas muy largas, espaciadas entre ellas de 20 a 60 m, rellenas con granito cataclástico. Hay un segundo sistema de fallas denominado F2 que tiene dirección NNE y buzamiento subvertical y que

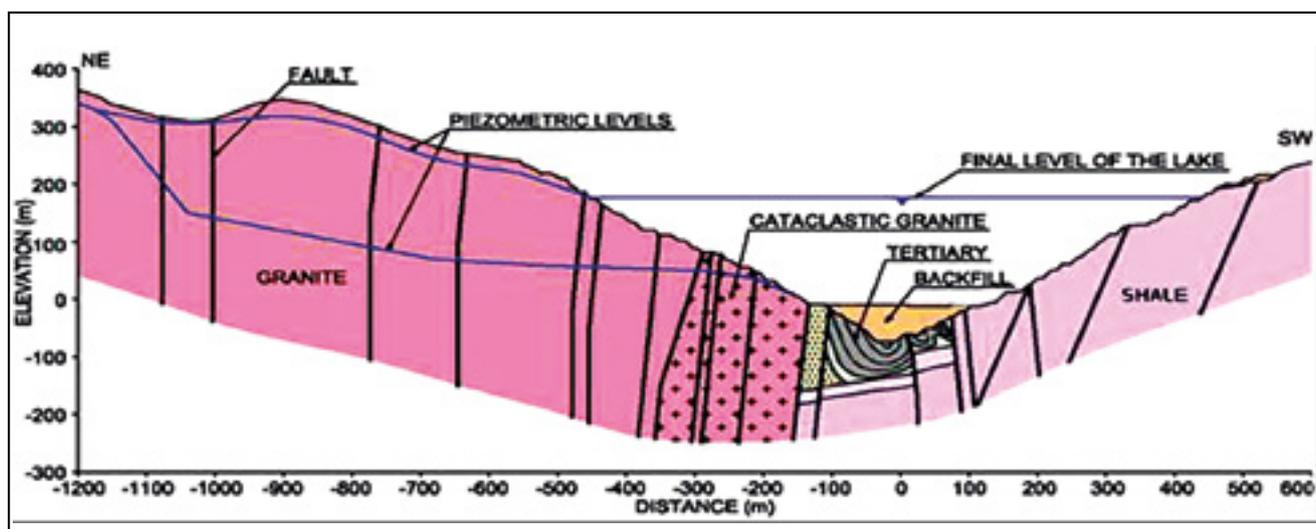
están bastante más espaciadas que las del sistema F1. El tercer sistema, F3, tiene un rumbo subparalelo al del talud NE y buza de 20° a 30° hacia la mina.



Figura 20. Mina de Meirama.

Desde el comienzo de la explotación se observaron movimientos en el talud NE por lo que se decidió efectuar estudios geotécnicos que consistieron en: levantamientos geológico-estructurales y estudios hidrogeológicos; instalación de un georobot y de una red de prismas topográficos para medir los movimientos del talud y de su coronación, y de unos hitos para medidas con GPS; colocación de inclinómetros, cables TDR y piezómetros; perforación de pozos profundos de drenaje para reducir las presiones de agua en el talud.

Se observó que los movimientos del talud tenían lugar preferentemente a lo largo de las fallas del sistema F1 y eran de tipo vuelco de bloques delimitados por dichas fallas. Estos movimientos dieron lugar a la aparición de fisuras hasta una distancia de unos 450 m de la coronación del talud, con movimientos de más de 50 m en los puntos de máximo desplazamiento. Los inclinómetros y TDR instalados en el talud y en la coronación detectaron movimientos incluso por debajo del fondo de la mina. Los



**Figura 21.** Sección de la mina después de terminar su explotación y de rellenarla.

sedimentos terciarios experimentaron importantes deformaciones; en el tiempo que se tardaba en reprofundizar 10 m el fondo de la corta se producían levantamientos del mismo de más de 1 m. En la figura 22 se presenta una vista general del talud NE en la que se muestran los escarpes producidos por el vuelco de bloques delimitados por el sistema de fallas F1.

Era evidente la influencia del agua, junto con la excavación, en los movimientos del talud, de hecho, éstos se incrementaban en períodos de fuertes lluvias y conforme iba aumentando la profundidad de la mina. Se puso de manifiesto que el drenaje del talud mediante pozos profundos era la solución más eficaz para disminuir los desplazamientos.

Se considera que la base de los bloques que vuelcan o es perpendicular a las fallas F1 y tiene una pendiente baja, unos 10°, o son fallas del sistema F3 que tienen una inclinación entre 20° y 30°. A pesar de los grandes movimientos producidos por los vuelcos, nunca ha llegado a producirse la rotura del talud. Los movimientos ascendentes del lignito y de los demás sedimentos terciarios del fondo de la mina indicaban que estaban sujetos a un empuje fuerte y profundo proveniente del talud NE. El bloque de granito más bajo empuja al Terciario sobre el que se apoya, el cual opone una resistencia pasiva y frena los desplazamientos de los bloques de granito, que parecen estar rotando alrededor de ejes situados en la base de la cuenca terciaria, es decir, por debajo del fondo de la mina.

Desde la situación inicial de equilibrio existente antes de la explotación minera, cada profundización de la mina ha producido un desplazamiento por vuelco de los bloques de granito que, teniendo en cuenta la profundidad de los ejes de rotación y la gran altura de los bloques, ha dado lugar a desplazamientos de gran magnitud, más de 50 m, en la coronación del talud que es donde afloran los bloques más altos; estos desplazamientos van disminuyendo al separarse de la coronación ya que se reduce la altura de los bloques. Se han producido dos fenómenos distintos: en primer lugar el vuelco de los bloques de granito y en segundo lugar la deformación de la zona inferior del talud en Terciario y del fondo de la corta bajo el empuje de dichos bloques, sin embargo, nunca se ha llegado a la rotura del talud.



**Figura 22.** Vista general del talud NE con los escarpes producidos por los vuelcos.

Para analizar la estabilidad del talud NE se creyó conveniente hacer en primer lugar un cálculo de la misma al finalizar la explotación, pensando que el factor de seguridad resultante tenía que ser muy próximo a uno dadas las grandes deformaciones observadas. Puesto que intervienen dos mecanismos de desestabilización distintos: vuelco en la parte superior y rotura por cortante en la parte inferior del talud, se utilizó un método de cálculo acoplado, que combina el vuelco con la rotura circular (Alejano, L.R. et al., 2010). Este cálculo retrospectivo tenía por objeto validar los valores de los principales factores que intervienen en el mismo y que se habían obtenido por diferentes procedimientos: ensayos de laboratorio, mediciones in situ, observaciones, etc.

El vuelco se analizó utilizando el método de Goodman y Bray (1976), generalizado por Ramírez Oyanguren, P. y Laín Huerta, R. (2001) y se obtuvo la fuerza con la que el bloque inferior de granito empuja al Terciario. A continuación se analizó la rotura circular de la parte inferior del talud y del fondo de la corta por el método de Spencer (1967), incluyendo en el cálculo dicha fuerza.

En la sección de la mina en la que se analizó el vuelco de bloques (ver figura 23) se supuso que las fallas del sistema F1 buzaban 80° hacia el talud. Se admitió que los 33 bloques

de granito que, de acuerdo con el espaciado de dichas fallas, existen en la sección de la mina analizada, tienen una anchura variable entre 26,5 y 35,0 m. El nivel piezométrico en el talud se dedujo de las medidas realizadas con los piezómetros. Las fuerzas de empuje del granito sobre los sedimentos detríticos que se obtuvieron de los cálculos fueron las siguientes:

- 31 MN para la hipótesis de fallas del sistema F3 en la base de los bloques.
- 27 MN en el caso de bases de los bloques perpendiculares al sistema F1.

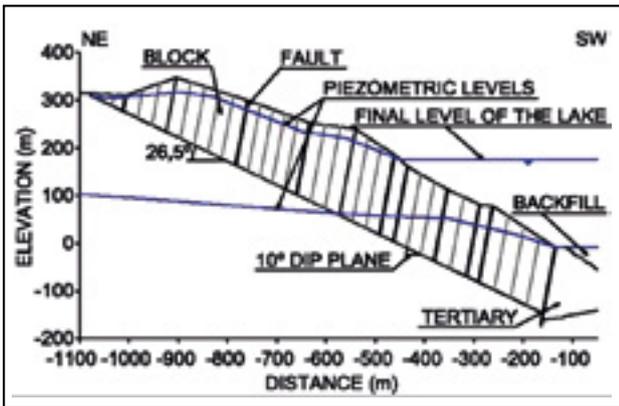


Figura 23. Vuelco de bloques de granito.

En el cálculo del coeficiente de seguridad que frente a una rotura circular poseían los sedimentos terciarios, se supuso que estos estaban saturados y que actuaba sobre ellos una fuerza de 31 o 27 MN procedente del granito y se obtuvo un valor ligeramente inferior a 1 (0,976) y otro ligeramente superior (1,016) respectivamente. Puesto que este es el resultado que se esperaba de los cálculos, dado el comportamiento que había tenido el talud, se aceptó que las hipótesis empleadas en los mismos quedaban validadas. En la figura 24 se puede ver una sección del Terciario y del relleno que se introdujo en la corta al terminar de extraer el lignito.

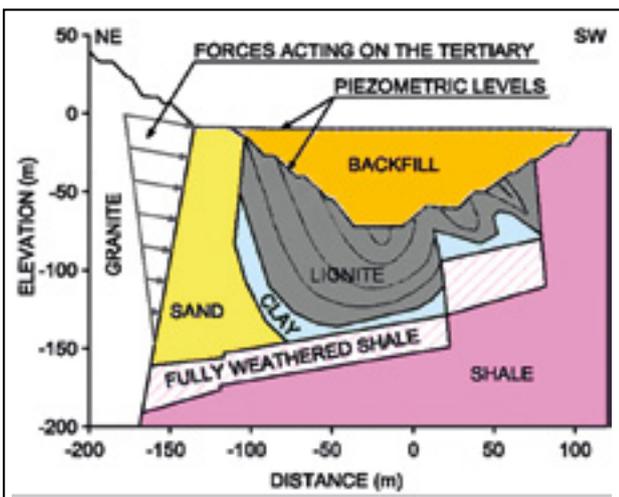


Figura 24. Terciario y relleno del fondo de corta.

Con las hipótesis de cálculo ya validadas se volvió a calcular el coeficiente de seguridad del talud, primero después de rellenar la mina y segundo después de inundarla. En el primer caso se obtuvo un coeficiente de seguridad superior

a 3 y en el segundo, para el que se supuso un nivel piezométrico en la posición más desfavorable posible en el tramo de talud emergido, el coeficiente de seguridad obtenido superaba ligeramente al anterior, ya que las fuerzas de empuje del granito sobre el Terciario eran menores pues pasaron a ser respectivamente 27 y 23 MN.

En la figura 25 se muestra la corta en su estado actual: inundada y con el entorno restaurado.



Figura 25. Estado actual de la corta inundada (cortesía de Limeisa).

## 8. CONCLUSIONES

Al comparar los dos estudios efectuados en la década de 1960 que se han tomado como ejemplo con los realizados en la de 2010 anteriormente descritos, es decir, con un intervalo de tiempo entre ellos de 50 años, se observan diferencias que permiten hacerse una idea del progreso experimentado por la mecánica de rocas aplicada a la minería desde que se creó la Sociedad Española de Mecánica de Rocas hasta ahora. Aunque al elegir los estudios que se han presentado me he basado en parte en mi grado de conocimiento de ellos, por haber estado directamente involucrado en los mismos, creo que pueden extraerse de su comparación algunas conclusiones interesantes. A mi entender, las mejoras más importantes en los últimos 50 años, que se observan comparando los estudios descritos, aunque no he podido, por falta de espacio, profundizar en su descripción tanto como habría sido conveniente para captar bien sus diferencias, son las siguientes:

- La caracterización geotécnica de los macizos rocosos ha progresado mucho en la minería. Actualmente se lleva a cabo un registro geotécnico detallado de los sondeos y de las galerías que se van ejecutando y se incorporan todos los datos a la programación. La mina queda espacialmente dividida en dominios geotécnicos, lo cual permite predecir hasta cierto punto las necesidades de sostenimiento de las galerías y demás huecos mineros y adaptar el diseño de la explotación a las características geotécnicas de los macizos rocosos.
- Se ha adelantado mucho en lo referente a modelos de cálculo: tipo equilibrio límite, empíricos (basados en gráficos generalmente) y numéricos. Estos últimos, en particular, han progresado como consecuencia de

la aparición de los ordenadores y del rápido aumento de su capacidad, juntamente con la creación de potentes programas de cálculo de uso multidisciplinar en elementos finitos o diferencias finitas.

- Los avances de las medidas in situ no han sido tan importantes como los acontecidos en los dos aspectos anteriormente mencionados, aunque ahora las lecturas se hacen en muchos casos por control remoto y se utiliza el radar y el láser. El progreso de los cálculos no ha ido acompañado, en general, de las medidas necesarias para validar los resultados de los modelos, por lo que la exactitud de éstos suele ser cuestionable, en muchos casos, dada la incertidumbre inherente a la mayoría de los parámetros que intervienen en los mismos.

Los retos con los que se enfrenta actualmente la mecánica de rocas aplicada a la minería (Galera, J.M., 2014) podrían agruparse en los siguientes:

- Caracterización geomecánica de los macizos rocosos.
- Efectos del agua en la estabilidad de las minas a cielo abierto y subterráneas.
- Daños y sobreexcavaciones en los macizos rocosos producidos por las voladuras.
- Modelos de cálculo.

## 9. BIBLIOGRAFÍA

Alder, H., Potts, E.L.J., y Walker, A. (1951). Research on strata control in the northern coalfield of Great Britain. *Proceedings of the First International Conference on Rock Pressure and Ground Support, Lieja (Bélgica)*.

Alejado, L., y Ramírez Oyanguren, P. (1996). A viscoelastic analysis to model a Spanish potash mine to predict the surface subsidence. *Proceedings of the 2nd North American Rock Mechanics Symposium*. Ed. Balkema. Montreal, Quebec (Canadá).

Alejano, L., Gómez-Márquez, I., y Martínez-Alegría, R. (2010). Analysis of a complex toppling-circular slope failure. *Engineering Geology*. Vol. 114, Issues 1-2, pp. 93-104.

Barton, N., Lien, R., y Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*. Vol. 6, Issue 4, pp. 189-236.

Berry, D.S. (1960). An elastic treatment of ground movement due to mining. *Journal of the Mechanics and Physics of Solids*. Vol. 8, Issue 4, pp. 280-292.

Bieniawski, Z.T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. *Proc. Symp. Exploration for Rock Engineering*. Vol. 1, pp. 97-106. Ed. Balkema. Ciudad del Cabo (Sudáfrica).

Brady, E., y Brown, E.T. (1985). *Rock Mechanics for Underground Mining*. Londres (UK): George Allen & Unwin.

Celada, B. (1970). *Tecnología del bulonaje: estudio particular del bulonaje a la resina*. Oviedo (España): ETS de Ingenieros de Minas.

Cook, N.G.W. (1962). *A study of failure in the rock surrounding underground excavations*. PhD Thesis, University of Witwatersrand, Johannesburgo (Sudáfrica).

Dixon, J.R. (1955). *The photo-elastic examination of the stress distribution around mine openings*. PhD Thesis, University of Durham (UK).

Fayol, H. (1885). Notes sur les mouvements de terrain provoqués par l'exploitation des mines. *Bulletin de la Société de l'Industrie Minière*, 2ième serie.

Galera, J.M. (2014). Retos actuales de la ingeniería de minas en el ámbito de la mecánica de rocas. *Jornada Técnica de la Sociedad Española de Mecánica de Rocas, Madrid*.

Goodman R., y Bray J.M. (1976). Toppling of rock slopes. *Proceedings Speciality Conference on Rock Engineering for Foundations and Slopes, Univ. of Colorado, Boulder*. ASCE. Vol. 2, pp. 201-234.

Hast, N. (1958). The measurement of rock pressures in mines. *Sveriges Geologiska Undersökning Arbork*. 52, N° 3.

Hoek, E., y Bray, J.W. (1974). *Rock Slope Engineering*. Londres (UK): Chapman & Hall.

Hoek, E., y Brown, E.T. (1980). *Underground Excavations in Rock*. Londres (UK): Chapman & Hall.

Hood, M., y Brown, E.T. (1999). Mining rock mechanics, yesterday, today and tomorrow. *Actas del 9º Congreso Internacional de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM)*. Tomo III., pp. 1551-1576.

Ilstein, A. (1960). The influence of the resistance of the support system on manifestation of rock pressure in longwall faces. *Proceedings of the International Conference on Strata Control, París (Francia)*.

Jacobi, O. (1956). The pressure on seam and goaf. *Proceedings of the International Strata Control Congress, Essen (Alemania)*.

Jaeger, J.C., y Cook, N.G.W. (1969). *Fundamentals of rock mechanics*. Methaen & Co. Ltd.

Kvapil, R. (1960). Photoelasticimetric research in rock mechanics. *Technical Digest (Prague)*. N° 4.

Labasse, H. (1951). Roof control by caving. *Proceedings of the First International Conference on Rock Pressure and Ground Support, Lieja (Bélgica)*.

Laucher, P. (1994). *Hard rock pillar strength estimation: An applied empirical approach*. MASC Thesis. University of British Columbia. Vancouver (Canadá).

Leeman, E.R. (1960). Measurements of stress in abutments at depth. *Proceedings of the International Conference on Strata Control, París (Francia)*.

Leigh, R.D. (1962). Strata pressures and rock mass movements induced by longwall mining. PhD Thesis. University of Durham (UK).

Litwiniszyn, J. (1951). The theories and model research of movements of ground masses. *Proceedings of the First International Conference on Rock Pressure and Ground Support, Lieja (Bélgica)*.

Manera, C., Ramírez, P. González, R., y Fernández-Pello, M. The toppling of large blocks on the northeast slope of the Meirama mine. *Eurock 2014, Vigo (España)*.

Obert, L. (1962). In situ determination of stress in rock. *Mining Engineering*. Vol. 14, N° 8.

Orchard, R.J. (1954). Recent developments in predicting the amplitude of mining subsidence. *Journal of the Royal Institute of Chartered Surveyors*. 86, pp. 864-876.

Phillips D.W. (1944). Rock bursts or bumps in coal mines. *Trans. Inst. Min. Eng.* Vol. 104, pp. 55-94.

Potts, E.L.J. (1951). Ground movement in mining areas. *Planning Outlook*. Vol. 2, N° 3, pp. 24-32.

Potts, E.L.J. (1963). The organisation of research investigations into the problem of rock bursts. *Report to Board of Managers, Kolar Gold Field, Mysore State, South India*.

Potvin, Y. (1988). *Empirical open stope design in Canada*. PhD Thesis, University of British Columbia, Vancouver (Canadá).

Ramírez Oyanguren, P. (1967). Determinación del movimiento de los estratos sobre una explotación por frente largo. *Primer Coloquio Nacional de la Sociedad Española de Mecánica de Rocas, Madrid*.

Ramírez Oyanguren, P. (1967). Una aplicación de las células de presión en la mecánica de rocas. *Primer Coloquio Nacional de la Sociedad Española de Mecánica de Rocas, Madrid*.

Ramírez Oyanguren, P., y Laín Huerta, R. (2001). Extensión del modelo de Goodman y Bray (1976) de rotura de taludes por vuelco. *V Simposio Nacional sobre Taludes y Laderas inestables, Madrid*. Volumen II., pp. 573-591.

Ramírez Oyanguren, P., y Alejano Monge, L. (2008). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes*. Madrid: Red Desir.

Ramírez Oyanguren, P. (2014). Un ejemplo de aplicación de la geotecnia a la moderna minería subterránea. Mina de Aguas Teñidas. *Jornada Técnica 2014 de la Sociedad Española de Mecánica de Rocas, Madrid*.

Rziha (1882). Die einwirkungen das kohlenabbanes auf die tagesobenfläche. *Zeitschrift für berg und kuttengewesen*.

Salamon, M.G. (1962). The influence of strata movement and control on mining development and design. PhD Thesis. University of Durham (UK).

Spencer, E. (1967). A method of analysis of the stability of embankments assuming parallel interslice forces. *Geotechnique*. Vol. 17, pp. 11-26.

Spruth, F. (1951). Distribution of pressure up, on and near the coal face. *Proceedings of the First International Conference on Rock Pressure and Ground Support, Lieja (Bélgica)*.

Talobre, J. (1956). *La mécanique des roches*. Paris (Francia).

Turnbull, D., y Potts, E.L.J. (1957). Surface and Underground Subsidence Correlation. *Proceedings of the European Congress on Ground Movement, Leeds (UK)*.

Trumbachev, V.F. (1960). Experimental investigations into the distribution of stresses in inhomogeneous pillars and ceiling rocks. *Proceedings of the International Conference on Strata Control, Paris (Francia)*.

Villaescusa, E. (2014). *Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping*. Boca Raton (EE UU): CRC Press.

Wardell, K. (1953-4). Some observations on the relations between time and mining subsidence. *Trans. Int. Mining Engineers*. Vol. 113, pp. 471-483.

Whetton, J.T., y King, H.J. (1951). Mechanics of mine subsidence. *Proceedings of the First International Conference on Rock Pressure and Ground Support, Lieja (Bélgica)*.