

UNIVERSIDAD DE VIGO

E.T.S.I. de Minas

**Dpto. Ingeniería de los Recursos Naturales
y Medio Ambiente**

Programa: TECNOLOGÍAS MEDIOAMBIENTALES



TESIS

**PARÁMETROS DE VIABILIDAD PARA LA
EXPLOTACIÓN DE MÁRMOL Y CALIZAS
MARMÓREAS MEDIANTE MÉTODOS DE
EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEOS**

AUTOR: Emilio Trigueros Tornero

DIRECTOR: Dr. Javier Taboada Castro

Vigo, marzo de 2.006

*Vivimos en este mundo para esforzarnos en aprender,
para iluminarnos los unos a los otros
a través del intercambio de ideas,
y a dedicarnos a ir siempre más lejos
en la ciencia y en las artes.*

W.A. Mozart

*Es cosa averiguada...
que no se sabe nada, y que todos son ignorantes,
y aún eso no se sabe de cierto,
que a saberse ya se supiera algo;
sospéchase.*

*Y como gente que en cosas de letras y ciencias
no tiene que perder tampoco,
se atreven a imprimir y a sacar a la luz
todo cuanto sueñan.*

Francisco de Quevedo

Índice General

1. PRESENTACIÓN	9
2. OBJETIVOS	10
3. METODOLOGÍA	12
4. RESUMEN	16
5. AGRADECIMIENTOS	17
I. INTRODUCCIÓN Y ESTADO DEL ARTE	19
I.1. PANORAMA DEL SECTOR EXTRACTIVO DEL MÁRMOL Y LA CALIZA ORNAMENTAL	23
I.2. SITUACIÓN TECNOLÓGICA DE SECTOR	25
I.3. LAS EXPLOTACIONES SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL EN LA ACTUALIDAD.....	28
I.3.1. La Explotación Subterránea de Mármol de Vermont	28
I.3.2. Explotaciones Subterráneas de Mármol en Europa	30
I.3.3. Canteras Subterráneas en España	40
I.4. POSIBILIDADES DE LAS EXPLOTACIONES SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	48
I.4.1. Rentabilidad: Costes de Extracción y Cotizaciones	48
I.4.2. Ventajas e Inconvenientes. Situaciones favorables	49
I.5. PRINCIPALES REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	52
II. DEFINICIÓN GEOLÓGICO-GEOTÉCNICA DE LA CAPA DE MÁRMOL	55
II.1. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO DE MÁRMOL.....	55
II.1.1. El mármol.....	55
II.1.2. Estructura de las capas de mármol	56
II.1.3. Volúmenes de explotación de la capa	59
II.1.4. Volúmenes de escombros.....	60
II.1.5. Variaciones en el aprovechamiento.....	61
II.1.6. Investigación geológica y planificación	62
II.1.7. Blocometría	63
II.2. CARACTERÍSTICAS GEOTÉCNICAS DEL YACIMIENTO DE MÁRMOL	64
II.2.1. Características Geomecánicas de la roca.....	64
II.2.2. Características Geomecánicas de las diaclasas. Envoltente de BARTON	65
II.2.3. Características Geomecánicas de la capa. Índice GSI y envoltente de HOEK.....	66
III. DISEÑO DE LAS CÁMARAS Y SOSTENIMIENTOS	69
III.1. DISEÑO DE LAS CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN	70
III.1.1. Dimensiones de las cámaras	71
III.1.2. Resistencia de un pilar	72
III.1.3. Tensiones sobre los pilares	74
III.1.4. Tensiones en el techo	77
III.2. VALIDACIÓN DE LOS DISEÑOS POR EL MÉTODOS DE ELEMENTOS FINITOS	79
III.2.1. Diseños sometidos a validación	80
III.2.2. Planteamiento de los modelos e hipótesis de cálculo.....	81
III.2.3. Procedimiento de trabajo	83
III.2.4. Resultados obtenidos.....	86
III.3. SOSTENIMIENTO DE LAS CÁMARAS.....	92
III.4. CONTROL GEOTÉCNICO	96

IV. LA PRODUCCIÓN DE INTERIOR.....	98
IV.1. PRODUCCIÓN DE LAS CÁMARAS SEGÚN LA GEOMETRÍA DE CAPA	98
IV.1.1. Volumen de explotación de interior.....	101
IV.1.2. Producción de una Cámara	102
IV.1.3. Recuperación	104
IV.2. OPERACIONES BÁSICAS DE EXPLOTACIÓN	106
IV.2.1. Operaciones de Desmonte	107
IV.2.2. Operaciones de separación del bloque primario (torta)	107
IV.2.3. Operaciones de escuadrado y despuntes	107
IV.2.4. Transporte de bloques y residuos.....	108
IV.2.5. Avance de la galería en interior	108
IV.2.6. Sostenimiento del techo	110
IV.2.7. Ventilación.....	110
IV.2.8. Iluminación.....	110
IV.3. USO DE LA MAQUINARIA Y RENDIMIENTOS	111
IV.3.1. Corte inferior con rozadora.....	111
IV.3.2. Corte de la torta con el hilo.....	112
IV.3.3. Usos de la pala	113
IV.4. PLANIFICACIÓN DE LA PRODUCCIÓN EN UNA CANTERA DE INTERIOR	114
IV.4.1. Labor de avance.....	114
IV.4.2. Labor de producción convencional.....	116
IV.4.3. Capacidades de producción	116
IV.4.4. Variante con cámaras de 23 m. de altura y 15 m. de vano	120
IV.4.5. Variante con cámaras de 17 m. de altura y 10 m. de vano	122
V. MODELOS ECONÓMICOS DE EXPLOTACIÓN	125
V.1. ESTIMACIÓN DE COSTES EN LAS CANTERAS DE MÁRMOL	126
V.2. ESTRUCTURA Y ORGANIZACIÓN DE LOS COSTES	129
V.3. ANÁLISIS DE LA RENTABILIDAD.....	130
V.4. DESCRIPCIÓN DEL MODELO ECONÓMICO Y PROCEDIMIENTO DE TRABAJO.....	131
V.4.1. La herramienta informática.....	131
V.4.2. Datos de la cantera	132
V.4.3. Investigación y estudios de ingeniería	134
V.4.4. Adquisición de terrenos	135
V.4.5. Obras e infraestructuras	135
V.4.6. Instalaciones y servicios mineros.....	136
V.4.7. Maquinaria móvil.....	137
V.4.8. Mobiliario y enseres.....	138
V.4.9. Mano de obra	138
V.4.10. Suministros	139
V.4.11. Mantenimiento	142
V.4.12. Costes indirectos	142
V.4.13. Presupuesto y Cálculo de la Rentabilidad.....	143
V.4.14. Hoja resumen	144
V.5. PROCEDIMIENTO DE CÁLCULO ECONÓMICO DE LAS EXPL. DE INTERIOR.....	145
V.5.1. Modificaciones del modelo para calcular los costes del avance	145
V.5.2. Costes de la Explotación Subterránea	148

VI. TRATAMIENTO DE DATOS Y ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS	151
VI.1. EVOLUCIÓN DE LOS PARÁMETROS GLOBALES DE EXPLOTACIÓN CA-SUB	151
VI.1.1. Productividades medias	154
VI.1.2. Producciones medias	154
VI.1.3. Inversiones medias.....	155
VI.1.4. Costes medios	155
VI.1.5. Precios de venta medios para la rentabilidad del 10%.....	156
VI.2. EVOLUCIÓN DE LOS VALORES EN RELACIÓN CON LOS PARÁMETROS GEOMÉTRICOS Y GEOTÉCNICOS	156
VI.2.1. Relación productividad-coste	159
VI.2.2. Producción-coste.....	160
VI.2.3. Aprovechamiento- rentabilidad	162
VII. CONCLUSIONES.....	165
VII. FUTURAS LÍNEAS	171
VIII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	173
IX. ANEXOS.....	179
IX.1. MODELOS ECONÓMICOS EXPLOTACIÓN	179
IX.2. MODELOS ECONÓMICOS EXPLOTACIÓN: Resultados.....	179

Índice de Tablas

tabla nº 1: cotización de diferentes sustancias minerales.....
tabla nº 2: relación de ventajas e inconvenientes de las canteras subterráneas
tabla nº 3: circunstancias que provocan reducciones del aprovechamiento
tabla nº 4: propiedades geomecánicas de mármoles y calizas
tabla nº 5: propiedades geomecánicas de juntas en mármoles y calizas
tabla nº 6: propiedades geomecánicas de una capa de mármol
tabla nº 7: dimensiones de explotaciones de mármol actuales
tabla nº 8: tensiones sobre el pilar y resistencias según diferentes métodos
tabla nº 9: FS de las tensiones de tracción en el techo de las cámaras en relación con la resistencia adoptada
tabla nº 10: geometrías validadas por calidades de roca
tabla nº 11: movimientos en las cámaras con mayor recubrimiento (mm.).....
tabla nº 12: factor de corrección ESR
tabla nº 13: valores de calidad Q y su equivalencia RMR.....
tabla nº 14: geomorfologías de capa más habituales
tabla nº 15: factor de recuperación para las diferentes dimensiones de cámara.....
tabla nº 16: situación del arranque al final del 12º mes en las cámaras de 29 m.....
tabla nº 17: situación del arranque al final del 24º mes en las cámaras de 29 m.....
tabla nº 18: situación del arranque al final del 36º mes en las cámaras de 29 m. PLENA PRODUCCIÓN
tabla nº 19: PRODUCCIÓN en cámaras de 29 m según el aprovechamiento y los turnos de avance
tabla nº 20: PRODUCCIÓN en cámaras de 23 m según el aprovechamiento y turnos de avance
tabla nº 21: PRODUCCIÓN en cámaras de 17 m según el aprovechamiento y turnos de avance
tabla nº 22: valoración efectos medioambientales
tabla nº 23: Parámetro medioambiental y afección
tabla nº 24: resultados de aplicación del modelo económico a las canteras a Cielo Abierto
tabla nº 25: resultados de aplicación del modelo económico a las canteras considerando la explotación Subterránea
tabla nº 26: productividad de explotaciones Subterráneas
tabla nº 27: resultados de aplicación del modelo económico a las canteras considerando la explotación Subterránea

Índice de Figuras

figura nº 1: cantera de mármol del monte Dorset en Danby	
figura nº 2: disposición de las cámaras de explotación	
figura nº 3: planta de la cantera subterránea de magnesita	
figura nº 4: estructura de capa anticlinal en relación al relieve	
figura nº 5: compartimentación de la capa en bloques	
figura nº 6: asignación de carga al pilar por el Área Tributaria	
figura nº 7: análisis en MEF tratamiento 2D y 3D	
figura nº 8: perfil de cámaras de 29 m de altura: deformación del modelo previa a la excavación	
figura nº 9: perfil de cámaras de 29 m de altura: deformación del modelo después de la excavación	
figura nº 10: perfil de cámaras de 29 m de altura: tensiones de tracción σ_3	
figura nº 11: perfil de cámaras de 29 m de altura: Factores de Seguridad	
figura nº 12: techo de las cámaras de 29 m de altura: detalle de tensiones de tracción σ_3	
figura nº 13: suelo y pilares de las cámaras de 29 m de altura: detalle de tensiones de compresión σ_1	
figura nº 14: perfil de cámaras de 17 m de altura y 8 metros entre niveles: Factores de Seguridad	
figura nº 15 : cuñas formadas en las cámaras y sostenimiento (UNWEDGE)	
figuras nº 16 y 17: perfil de capas a favor y en contra de la ladera y su repercusión en las explotaciones	
figura nº 18: desarrollo en planta de un nivel de cámaras de 29 m de altura	
figura nº 19 : secuencias de avance de galería de interior	
figura nº 20: gestión de los accesos entre niveles y secuencias de avance y banqueo	
figura nº 21: ESQUEMA METODOLÓGICO PARA EL ESTUDIO DE LA VIABILIDAD DE LOS MÉTODOS SUBTERRÁNEOS	

Índice de Gráficos

gráfico nº 1: estudio inicial de viabilidad económica de Pardais	
gráfico nº 2: envolvente de Hoek para una capa de mármol con GSI = 85, poco diaclasada	
gráfico nº 3: categorías de sostenimiento en función del índice de calidad de la roca Q	
gráfico nº 5: Variación de los parámetros de explotación al pasar de CA a SUB	
gráfico nº 6: relación coste-productividad a Cielo Abierto	
gráfico nº 7: relación coste-productividad en Subterránea	
gráfico nº 8: relación coste-reducción de producción	
gráfico nº 9: relación CPC-reducción de producción	
gráfico nº 10: precios de venta en canteras SUB para una rentabilidad del 10%	

Índice de Fotografías

foto nº 1: cantera subterránea de mármol en Italia

foto nº 2: cantera de mármol Danby, troceado del bloque primario.....

foto nº 3: Bacino de Fantiscritti en Carrara

foto nº 4: Cantera subterránea de Ravaccione

foto nº 5: entrada a la cantera de Arni

foto nº 6: frente de cantera de Arni

foto nº 7: entrada superior cantera Portovenere.....

foto nº 8: entrada inferior cantera Portovenere

foto nº 9: cantera Dionyssos desde banco inferior de la zona a cielo abierto.....

foto nº 10: cantera Dionyssos corte con la máquina rozadora de avance.....

foto nº 11: cantera subterránea del alentejo portugués

foto nº 12: entrada a la cantera subterránea

fotos nº 13 y 14: Cantera de sal de Remolinos: acceso y carga de producto
en el interior

foto nº 15: Cantera subterránea de piedra de Hontoria

foto nº 16: Cantera subterránea de JMMV en Mula

foto nº 17: Corrida de la capa de unos 5 km. en la sierra de la Puerta

foto nº 18 : rozadora sobre orugas.....

1. PRESENTACIÓN

Este trabajo de investigación se ha realizado al amparo del **Convenio de Ordenación Minero Ambiental de los Recursos de Roca Ornamental de la Región de Murcia**, establecido con fecha 7 de octubre de 2002, entre la Consejería de Ciencia, Tecnología, Industria y Comercio (actualmente Consejería de Industria y Medio Ambiente), el Instituto de Fomento de la Región de Murcia, El Instituto Geológico y Minero de España y la Universidad Politécnica de Cartagena. En dicho Convenio correspondió a la Universidad Politécnica a propuesta de la misma el desarrollo del trabajo cuyo título es:

ANÁLISIS DE VIABILIDAD PARA LA IMPLEMENTACIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEOS

El proyecto asignado al grupo de Geotecnia y Métodos de Explotación ha sido coordinado por el redactor de esta Tesis. Para el tratamiento de los datos de dicho trabajo se han tenido que desarrollar las **metodologías y herramientas innovadoras** que aquí se presentan. Los fondos destinados al Convenio han permitido realizar las visitas y obtener los datos de campo necesarios para la realización de esta Tesis puesto que la comparación de los resultados con los datos reales ha permitido el ajuste de los procedimientos metodológicos.

El Director de esta Tesis, D. Javier Taboada Castro, ha colaborado como asesor del Convenio en lo relativo al trabajo desarrollado por la Universidad Politécnica, dada su experiencia personal en el campo de las explotaciones de rocas ornamentales por métodos de interior y su estrecha relación académica con los temas abordados, permitiendo su aportación un acertado planteamiento y organización de las tareas necesarias para la consecución de los objetivos de la Tesis.

2. OBJETIVOS

Los objetivos fundamentales de este trabajo de investigación son dos: el desarrollo de una **Metodología para el Estudio de la Viabilidad de los Métodos de Explotación Subterráneos**, con la descripción y el desarrollo de las herramientas necesarias para su aplicación y **la consecución de unos criterios de decisión** que permitan una rápida evaluación sobre la posibilidad y conveniencia **de explotar** un yacimiento de mármol o caliza marmórea por **métodos de minería de interior**. Dichos criterios se deben fundamentar en una serie de parámetros fácilmente cuantificables por el ingeniero de forma que pueda adoptar una adecuada decisión con un mínimo de datos y una máxima fiabilidad.

Este trabajo se ha planteado con un **ámbito de estudio** que cubre las explotaciones de mármol **europas**: fundamentalmente España, Grecia, Italia y Portugal, principales países productores y en los que las circunstancias laborales, sociales y medio ambientales son muy similares. Italia es el único país del grupo de productores en el que las explotaciones subterráneas suponen un significativo porcentaje sobre el total, existiendo en los demás países alguna cantera en fase de apertura o desarrollo inicial de explotación.

Es habitual en minería utilizar la curva de **Break-Even** que permite comparar los costes de extracción de los procedimientos de superficie con los de interior, para índices de recubrimiento, ratio estéril-mineral crecientes. Mientras que los costes de superficie crecen con el recubrimiento los de interior permanecen sensiblemente invariables, lo que provoca el corte de las curvas de coste para una relación que denominamos **ratio límite**, a partir del que se aconseja el paso a interior. No se trata solamente de comparar ratios, puesto que la minería del mármol y las calizas marmóreas se plantea en la mayor parte de los casos sobre **capas sin recubrimiento inicial**, pudiendo aparecer éste a lo largo de la explotación, sino de plantear la rentabilidad de las explotaciones de interior en exclusiva.

En el presente los criterios para decidir el proyecto de explotación de una cantera por interior está fuertemente condicionado por los costes de restauración y por las **circunstancias medio ambientales** del yacimiento. El mármol es una roca competente que se presenta en capas de importantes espesores que suelen encontrarse en zonas montañosas interviniendo como parte estructural en la morfología del paisaje. Su explotación en superficie provoca una notable alteración de la fisiografía, que se ve agravada por la ubicación de muchos yacimientos en zonas semiáridas, con una cubierta vegetal de muy lenta recuperación.

La posibilidad de **acceder a la extracción** en determinadas áreas con un importante volumen de reservas se enfrenta a importantes barreras legislativas y administrativas que, en ocasiones, pueden ser salvadas mediante los **métodos de explotación subterráneos**, por lo que es necesario disponer de las herramientas que permitan un rápido diseño tentativo para la evaluación de **su rentabilidad**.

En este propósito de conseguir esas herramientas metodológicas para la toma de decisiones, que es nuestro objetivo general, se deben conseguir los siguientes **objetivos específicos**:

- Caracterización y clasificación **Geológico-Geotécnica** de las capas de mármol.
- **Diseño de cámaras y sostenimientos** compatibles con las características de capa.
- **Calculo de las capacidades de producción de una cantera de interior**: Análisis de las operaciones de interior y planificación de la producción.
- Desarrollo de los **modelos económicos** de explotación a cielo abierto y de interior.
- **Estudio comparativo** explotación cielo abierto-explotación subterránea, con lo que se conocerá el **esfuerzo financiero** que se ha de desarrollar
- Y por último el **análisis de los parámetros de capa que proporcionan la rentabilidad**.

3. METODOLOGÍA

La explotación de mármoles de interior se realiza todavía en la actualidad con una buena dosis de empirismo. Las primeras explotaciones de importancia en Italia se desarrollaron a partir de canteras a Cielo Abierto por las dificultades impuestas por la orografía, con unos relieves muy escarpados, o por imposiciones ambientales. Los propios explotadores comenzaron con el arranque hacia el interior de los taludes de cielo abierto, originando grandes cavernas que se incrustan en la montaña y solamente ante dificultades relacionadas con las condiciones geotécnicas finales han intervenido los técnicos de manera más concluyente. En los últimos cinco años, y sobre todo desde la aparición de la red tecnológica europea OSNET, Network on Ornamental and Dimensional Stones, fundada por la Comisión Europea a partir del programa de Competitividad y Crecimiento Sostenible, se han presentado ya una serie de artículos que se ocupan de diversos aspectos de las explotaciones de piedra natural y de las canteras subterráneas pero no existe una visión metodológica del conjunto ni una aproximación a la medición de los costes de explotación subterránea. A pesar de los esfuerzos de los participantes en el proyecto más ambicioso de algunos de los socios de esta red (Politécnica y Centro Nacional de la Roca de Turín, Universidad Técnica de Berlín y el Instituto de Investigaciones de Industriales y Riesgos francés), el CAD PUMA, cuyos fines eran la búsqueda de un “sistema integrado de diseño y planificación asistido por ordenador para canteras subterráneas de mármol” y cuyos resultados han permitido avances en algunos aspectos como la caracterización de la roca, el control geotécnico o la blocometría, las conclusiones no tienen una aplicación industrial directa.

El presente trabajo pretende ser más realista y más útil, para lo que se han establecido e intensificado los contactos con los técnicos de las empresas más importantes del sector a lo largo de su desarrollo, cuestionando en cada fase su utilidad y su bondad.

El proceso Metodológico se ha planteado, como es habitual, en una serie de Fases:

1) Se ha comenzado con la recopilación y adquisición de los **datos** necesarios para completar unas **fichas de cada explotación** en las que se recogen los siguientes aspectos:

- los parámetros **geológico-geotécnico de las capas de rocas carbonatadas** localizadas en los diferentes yacimientos.
- los **datos básicos** de la explotación de **superficie: procedimientos, operaciones, rendimientos y consumos.**
- las **dimensiones** más habituales de los huecos de explotación **subterránea**, el **sostenimiento** y los problemas geotécnicos observados. Los **rendimientos** de las operaciones.

Las fuentes de los datos han sido:

- Datos **bibliográficos** suficientemente contrastados (Palma, 2.000; CNR, 2.001; Ferrero, 2.003...).
- Las **visitas** a las explotaciones de mármol de capas bien conocidas porque son explotadas en canteras actuales por los métodos de superficie y de interior en España, Italia y Grecia, realizando una entrevista-cuestionario a los técnicos de dichas canteras.
- Los **estudios de detalle** en los que hemos intervenido (Trigueros, 2.000 y 2.005) o a los que hemos tenido acceso (Pérez, 2.000) y algunos de nuestros resultados (Trigueros, 2.001).

2) En una segunda fase se ha realizado la **síntesis** de las **geometrías** de capa y de las características **geomecánicas** tanto del diaclasado como de la roca y de la capa. Se ha elaborado un **modelo racional de explotación** de superficie que recoge los procedimientos más modernos: las operaciones más eficientes, que no todas las canteras utilizan, para poder elaborar finalmente el **modelo económico detallado** de superficie.

3) La tercera fase se trabajó en la descripción de las **operaciones de avance** características del interior, en el **dimensionamiento y diseño** de los huecos para cada tipología de capa, en el cálculo de los **sostenimientos** y en una simulación de explotación que permitiera la **planificación** para conocer las capacidades y ritmos de producción en función de los medios puestos a disposición del arranque.

Para el dimensionamiento de las cámaras se ha optado por la tendencia más generalizada de adoptar vanos y pilares de iguales dimensiones, con lo que la recuperación de la capa es del 75%, lo que resulta adecuado para un diseño preliminar y es ajustable luego en el proyecto de detalle. Se trabaja para tres categorías geomecánicas de capa, estableciendo para cada una de ellas la dimensión de los pilares según la teoría del área tributaria y la de los vanos con la teoría de techos estratificados de Overt y Duvall (1.967). Posteriormente se validan los modelos de cámara por elementos finitos en 2D mediante un programa que permite la introducción de fracturas.

El sostenimiento se calcula con el método de Grimstad y Barton (1.993), que permite definir sus características y establecer los ritmos y costes medios. En el desarrollo posterior de mina corresponde a la inspección geotécnica la decisión sobre disminuir o aumentar la densidad de bulones o de pasar a cables.

4) Se desarrolló en cuarto lugar el **modelo económico de interior** adaptando el modelo de superficie con las operaciones de avance, e importando los costes de superficie para considerar el banqueo en subterráneo. El coste total se calcula ponderando ambos costes según las alturas de avance y banqueo.

5) En quinto lugar se **introdujeron los datos de las canteras** en los modelos obteniendo los resultados de **rentabilidad, productividades y consumos específicos**. Se compararon los datos con la realidad en tres de las catorce canteras analizadas, realimentando el sistema desarrollado para ajustar sus parámetros e identificar mal funciones. En la selección de las canteras se tuvo en cuenta el disponer de datos de distintas variedades (blanco, claro, crema, rojo y marrón) con diferentes producciones anuales (desde 2000 hasta 25.000 m³) y de diferentes zonas y empresas.

6) Finalmente se procedió a la **correlación de los parámetros** de las explotaciones, cruzando los valores geométricos y geotécnicos de capa con los resultados económicos de la explotación para cada variedad. El **análisis de los gráficos** procedentes de estas correlaciones ha permitido la elaboración de las **conclusiones**.

4. RESUMEN

Las canteras de mármol subterráneas son una **realidad** asumida por el Sector Extractivo por motivos fundamentalmente **medio ambientales**. Se han venido abordando los proyectos con grandes dosis de empirismo, es decir, sin unos criterios suficientemente elaborados o contrastados sobre la planificación y sobre las decisiones económicas. Las variedades sobre las que se han introducido estos procedimientos tienen un **alto valor comercial** o estratégico para las empresas, para las que disponer de un amplio surtido de variedades es muy positivo en su posición de mercado, por lo que no han sido prioritarios los aspectos productivos o de rentabilidad.

Con este trabajo se pretende dar un paso hacia el conocimiento de la influencia de los parámetros de capa sobre los rendimientos de la explotación: capacidad de producción, productividad, rentabilidad...de utilidad para el **tratamiento preliminar** de cualquier yacimiento de forma que cuando los resultados sean alentadores se pueda tomar la decisión de desarrollar la investigación y los estudios de detalle.

Para ello se ha desarrollado una metodología de **fácil y rápida aplicación** que permitirá a las Industrias el análisis de sus proyectos de canteras mediante procedimientos subterráneos, lo que tendrá una aplicación inmediata en aquellas localizaciones sujetas a algún tipo de protección ambiental, en los casos en los que el relieve los haga competitivos o en los casos de una posible minería mixta para agotar las reservas.

5. AGRADECIMIENTOS

Al inestimable apoyo de investigadores de las Universidades de Vigo, Politécnico de Turín y Universidad Técnica Nacional de Atenas, así como de la red OSNET, cuya secretaría reside en esta última universidad.

A D. José Manuel Muñoz Camarasa por su valioso asesoramiento en relación con las operaciones y procedimientos en cantera. A D. Antonio Espín del Centro Tecnológico del Mármol de Cehegín y a D. Paulino Muñoz del IGME por su generosa colaboración en relación con los datos geológicos.

A las siguientes empresas y organismos que han colaborado generosamente con nosotros: Mármoles Sandoval, Marcosán, Coromar, Naisa, Kybasmar, Marcotsa, Luis Sánchez, Bempe, García Moya y José María Máñez Verdú, así como a las empresas extranjeras: Dionyssos (Grecia), Cave Michelangelo (Italia), USRL Carrara (Italia), Venere Marmo Portoro (Italia), Italmarmi (Italia), Fantiscritti Marmi (Italia) y Solubema (Portugal).



- foto nº 1: cantera subterránea de mármol en Italia -

**PARÁMETROS DE VIABILIDAD PARA LA EXPLOTACIÓN DE
MÁRMOL Y CALIZAS MARMÓREAS MEDIANTE MÉTODOS DE
EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEOS**

Capítulo I: INTRODUCCIÓN Y ESTADO DEL ARTE

I. INTRODUCCIÓN Y ESTADO DEL ARTE

En consonancia con la actual progresión en el consumo de materias primas, principalmente energéticas y metales y motivado por el espectacular dinamismo de los mercados asiáticos se produce una importante presión de la demanda sobre los mercados de materias primas (Club Español de la Ind. Téc. y Minería, 2.005). En los últimos 20 años se ha producido un **extraordinario aumento mundial en el consumo** de rocas ornamentales, alcanzando en el último período ritmos medios de crecimiento del 7% anual (Terezopoulos N., 2001) de manera que la producción mundial ha pasado de los 20 Mt en el año 1986 a los 60 Mt del año 2001, y estas expectativas de crecimiento se han visto superadas al alcanzarse los 81 Mt en el año 2003.

En este período se han producido una serie de **avances tecnológicos** en la extracción y elaboración de mármol, granitos y pizarras, fundamentalmente en relación con la incorporación de herramientas de corte diamantadas que han permitido unas importantes mejoras en la productividad y con ellas menores costes de producción, lo que ha situado a la piedra dentro del Sector de la construcción como un producto competitivo y deseado, favoreciendo su consumo.

Las **empresas europeas** han liderado el comercio de estos materiales explotando sus recursos nacionales e incorporando múltiples avances tecnológicos hasta este momento, pero en el presente se producen una serie de **circunstancias que amenazan** no solamente el liderazgo sino también el mantenimiento del Sector de la Piedra y en concreto del mármol en Europa:

- Aumento de la capacidad de producción y bajos costes de las empresas de Turquía, China, India, Brasil, Corea del Sur...
- Aumento de las protecciones y restricciones de tipo ambiental.

- Aumento del valor del suelo y competencia por el uso del mismo con otras actividades.
- Estructura empresarial minifundista: el 50% de la extracción se realiza por parte de pequeñas empresas con menores recursos técnicos y económicos.

Dentro de la Industria del Mármol existen además **dos subsectores**, con una problemática diferente: el **extractivo**, que produce los bloques, y el **transformador**, elaborador de placas y losas. Cada uno de ellos dispone de un mercado diferenciado y se distingue el comercio de mármol bruto, en bloques, de la venta de mármol elaborado en sus diferentes formatos. Las circunstancias señaladas repercutirán en mayor grado y a más corto plazo sobre la actividad puramente extractiva de las canteras, ya que los bloques suministrados a las fábricas proceden en un porcentaje creciente del exterior.

Los retos a los que se enfrentan las empresas europeas de la Piedra están en relación con la **innovación** para la mejora de la productividad y la calidad en todas sus parcelas de actuación, y por ello, el V Programa Marco de I+D de la Unión Europea financió la red temática OSNET que aglutina a productores, fabricantes de bienes de equipo, centros de investigación y usuarios para favorecer la comunicación que permita un intercambio de ideas alrededor de las áreas de extracción, transformación, normalización, maquinaria, seguridad, preservación ambiental y transferencia tecnológica.

A pesar de los esfuerzos en materia de Investigación y Desarrollo otro factor que amenaza nuestra industria tiene que ver con la **globalización**, también de la tecnología, puesto que los países emergentes disponen de los medios técnicos más competitivos de forma casi simultánea a los más avanzados. (Fábregues, M. 2005)

Dado que la problemática del Sector está sujeta a múltiples variables, se trabaja en un conjunto de **soluciones** de diversa naturaleza y desde los diferentes ámbitos: **técnico**, **económico** y **social**. Entre las soluciones adoptadas desde el mundo empresarial destacan la “localización selectiva”, de manera que se dispone de algunas canteras y plantas de

tratamiento en el exterior y el “desarrollo de una tupida red comercial” para influir sobre la decisión del usuario final. (Fábregues, M. 2005). De igual manera se trabaja hacia el ámbito social y como prueba de ello la labor de asociaciones europeas como EURO ROC que ha definido en 2004 la marca “Piedra Natural” que garantiza al usuario los parámetros de Calidad, Seguridad, y Sostenibilidad, en relación con la producción, como elemento diferenciador de la oferta cada vez más demandado por la sociedad.

Desde el **punto de vista técnico** son continuos los avances en la maquinaria: sistemas de regulación, eficiencia energética, automatización, materiales de mayor resistencia al desgaste ... También es una preocupación creciente la mejora en la planificación y los procedimientos de trabajo para aumentar la seguridad, la calidad y la productividad, así como la minimización de los residuos por la vía del mayor aprovechamiento o la reutilización. Dentro de las mejoras de esta índole se circunscribe la utilización de métodos de **explotación subterráneos**, que permiten eludir la extracción de los materiales de cobertera disminuyendo de forma importante uno de los principales problemas ambientales “el paisajístico” y también la generación de residuos en forma de escombreras permanentes que de esta forma podrían ocupar el hueco final.

Los métodos subterráneos han sido siempre los **más importantes en el conjunto de la actividad minera** hasta la década de los 50 del siglo pasado, en la que aparecieron equipos de desmonte de grandes capacidades y explosivos baratos. No obstante lo anterior, la **cantería** se ha desarrollado en mayor medida **en la superficie** y con máquinas y herramientas rudimentarias hasta la incorporación de los hilos helicoidales de acero a principios del siglo XX y de los hilos diamantados en la década de los 70. La incorporación, más recientemente, de las rozadoras de brazo con plaquitas de corte diamantadas ha mejorado y agilizado notablemente los procedimientos de trabajo permitiendo además la aparición de los métodos subterráneos como una alternativa factible a la explotación a cielo abierto.

Los **métodos** utilizados para la minería de interior de la roca ornamental provienen de la minería metálica, en la que la roca encajante tiene la suficiente resistencia mecánica como para excavar **grandes cámaras**, dejando una parte de roca sin extraer para que soporte el peso de los materiales suprayacentes, volúmenes de roca que se llaman pilares y que se intentan minimizar para conseguir la mayor recuperación.

Aunque la mayor de las canteras de mármol de interior se encuentra en el Estado de Vermont, al noreste de EEUU, **Europa** lidera la explotación subterránea de rocas ornamentales que se desarrolla principalmente en dos zonas con un nivel de producción subterráneo relevante: distrito **Massa-Carrara (Italia)** con un 20% de sus explotaciones de mármol subterráneas y el distrito **Valdeorras-La Cabrera (España)** con un número importante de canteras de pizarra subterráneas de elevada producción. Junto a estas zonas existen toda una serie de explotaciones de mármol, calizas marmóreas y areniscas diseminadas por todos los países del sur de Europa desde Portugal a Grecia, sin que existan hasta la fecha explotaciones de producción importante en España.

La incorporación de estos métodos a la explotación de los mármoles y calizas plantea, como hemos dicho, importantes ventajas ambientales. Dada la **riqueza y variedad** de recursos de esta naturaleza que se encuentran en la **Región de Murcia**, resulta de gran interés el conocimiento de su potencial utilización, motivo por el que se planteó el presente trabajo.

La **administración** de la Región de Murcia ha sido **pionera en el apoyo tecnológico** al Sector de la Roca Ornamental, con el impulso para la creación del Centro Tecnológico del Mármol, primero de nuestro país, con la finalidad de que las empresas dispusieran de la adecuada transferencia de tecnología. Siguiendo, además, con esta apuesta por la racionalización y sostenibilidad en la explotación de sus recursos, ha impulsado el Convenio del que emana un trabajo pionero en España como el que aquí se presenta.

I.1. PANORAMA DEL SECTOR EXTRACTIVO DEL MÁRMOL Y LA CALIZA ORNAMENTAL

Teniendo en cuenta los números facilitados por la Federación de la Piedra de España en su anuario del año 2003 existían en España un conjunto de 958 canteras de piedra natural, incluyendo la piedra de cantería, las canteras de pizarra, de granitos y de mármol y calizas. Estas últimas suponen un total de 466 explotaciones, correspondiendo a la Región de Murcia el mayor número de canteras de mármol y calizas con 135 explotaciones, lo que supone una **importante concentración de establecimientos de extracción** en la franja geográfica que va desde la Sierra del Almirez en la Zarcilla de Ramos, Lorca, hasta la Sierra de la Magdalena en Yecla. En Almería se localizan los yacimientos en la Sierra de los Filabres y en Alicante en la Sierra del Reclot.

La producción de mármol y calizas en España ascendió a 5,4 Mt (unos 2 Mm³), un 68% del total de la extracción del sector de la roca ornamental. Le siguió en importancia el granito con una producción de 1,4 Mt y después las pizarras con 0,8 Mt, quedando en un plano menor la producción de piedras de cantería con 0,2 Mt. **El valor de la producción alcanzó los 2.100 M€**, el 70% del total de la Piedra Natural.

De la extracción total de mármoles y calizas se exportaron 1,094 Mt como mármol bruto suponiendo esta cifra un 20% de la producción y se importaron 0,4 Mt también como mármol bruto, lo que quiere decir que **se trataron 4,8 Mt** en la fábricas de elaboración de losas y baldosas. El **precio medio de mármol exportado en bruto ascendió a 213 euros/t** (cotización partida arancelaria 25.11.15.00 Mármol y Travertinos; año 2.003).

El total de empresas dedicadas a la extracción es de 287 y proporcionan trabajo a 3.376 personas, correspondiendo **una media de 12 trabajadores por empresa y de 7 trabajadores imputables por cantera**. Estos datos nos permiten establecer una media de **producción de 615 m³ por trabajador y año**.

La **elaboración** de productos del mármol y calizas ha alcanzado en 2.003 a nivel nacional **los 60 Mm²** lo que supone unos 32,5 m² de losas por m³ tratado (equivalente a 12,5 m² por tonelada transformada). Existen 598 fábricas que dan empleo a 17.562 trabajadores, lo que supone, como media, 29 empleados por fábrica y 3.400 m² por empleado y año.

Las **Comunidades Andaluza, Murciana y Valenciana producen el 88%** del total de mármol y caliza ornamental de España. En cuanto a la extracción total de mármol bruto en Murcia, según cifras de la Asociación del Mármol de Murcia (Fernández, 2.005) , ascendió en el año 2.003 a 1,75 Mt, cifra que supone el 38 % del total extraído en España, de esa cantidad se vendió en bruto el 55% (0,962 Mt) y se elaboró el resto para producir 7,8 Mm² de losas y baldosas, lo que supone **el 13% del total de elaborados** producidos a nivel nacional.

Las exportaciones desde la Comunidad Valenciana de mármol bruto en el año 2.004 han supuesto el 82% del valor total exportado, correspondiendo a Murcia tan solo un 6,8 %. Por lo que respecta a los elaborados, en términos económicos, también es la Comunidad Valenciana la que más exporta, el 67%, seguida de la Andaluza con el 15%, quedando Murcia en la exportación de materiales elaborados tan solo un 3% del conjunto de exportaciones de nuestro país.

En el análisis de las cifras anteriores destaca la importancia de la región de Murcia a nivel nacional en la actividad extractiva, lo que es debido, principalmente, a la gran variedad de materiales que se extraen: cremas, rojos, marrones y claros son bien conocidos y apreciados en los mercados. El presidente de Marsa califica a nuestra Región como “una de las fuentes de materia prima más importantes del Estado” (F.D.P., 2.002b).

I.2. SITUACIÓN TECNOLÓGICA DE SECTOR

La dimensión **minifundista** de **las empresas**, de origen familiar y de pocos empleados, ha provocado un cierto aislamiento tecnológico hasta la década de los 90 del siglo pasado. Gracias al rápido desarrollo de la maquinaria para la extracción las empresas han dispuesto de **maquinaria moderna** y cada vez más eficiente, tal como ha ocurrido con cualquier otro sector industrial. No se puede afirmar lo mismo con la **organización interna** para la optimización de procedimientos o para la planificación de la producción. Las empresas más desarrolladas e innovadoras de cada zona o comarca han sido las primeras en definir y mejorar los procedimientos pasando luego esas metodologías a las empresas vecinas.

La **plantilla técnica** de las empresas es utilizada para las labores de tramitación administrativa y de la seguridad, dependiendo del encargado, en muchas ocasiones, las labores de planificación de canteras, el establecimiento de procedimientos y las decisiones de compras. El encargado dispone de bastante práctica en su propia cantera pero no del necesario entrenamiento para la crítica de los procedimientos técnicos tan necesaria para la búsqueda e implementación de las mejoras productivas.

De esta manera es frecuente que las **decisiones empresariales** relacionadas con la extracción en cantera se tomen con la extensa información comercial de la que dispone el empresario pero con grandes dosis de **tradicción e intuición** por lo que respecta a las consideraciones técnicas. El riesgo que se asume al tomar las decisiones financieras de compras de nuevos equipos, nuevas instalaciones, establecimiento de planes de producción, etc. no se conoce, cuando además no se dispone de una de las variables más importantes: el **conocimiento del yacimiento explotado**.

En cuanto al intercambio de información entre las empresas han surgido en las últimas dos décadas una serie de **asociaciones regionales de empresarios** del sector del mármol y las calizas asociadas a su vez a la Federación Española de la Piedra. Cada una de las tres zonas marmolíferas del Sureste Almería, Alicante y Murcia dispone de su asociación, la Asociación Empresarios de Mármol de Almería, Mármol de Alicante y MARSA respectivamente. Todavía no se ha conseguido una suficiente relación para lograr una relación más cooperativa que pudiera fructificar en una **deseable concentración empresarial**, objetivo de competitividad definido por los principales expertos (F.D.P., 2.004).

La presencia en el sector del mármol de **los centros de investigación** ha sido también escasa hasta los años noventa y resulta todavía insuficiente hoy. Las causas de ello son fundamentalmente dos: la baja importancia económica del sector de la piedra en el conjunto del sector minero hasta ese momento y la pérdida de capacidad tecnológica en sector extractivo con el paulatino cierre de la mayor parte de las minas metálicas y de carbón. Las universidades han dejado de ser financiadas por las empresas mineras y el apoyo estatal a la investigación se ha marchado hacia otras líneas prioritarias: telecomunicaciones, medio ambiente, energías alternativas...

Para evitar la baja presencia tecnológica se han creado **centros** de investigación y desarrollo tecnológico **específicos** (Fernández y Obis 2.001) impulsados por las administraciones regionales pero financiados por las asociaciones empresariales: El Centro Tecnológico del Mármol de la Región de Murcia en Cehegín fue el pionero en 1996 y, ya en el año 2.003, aparecen la Unidad Técnica del Mármol de AIDICO en Novelda (Alicante) y el Centro Tecnológico Andaluz de la Piedra en Macael (Almería). Merece especial mención también la Asociación para la Investigación y Desarrollo Industrial de los Recursos Naturales AITEMIN que desde su creación en 1.976 ha prestado su apoyo al sector extractivo en nuestro país y que basa su mayor experiencia en la minería del carbón

y la seguridad, adentrándose ahora en el sector de la Piedra Natural dado que la Federación de la Piedra es una de sus asociadas.

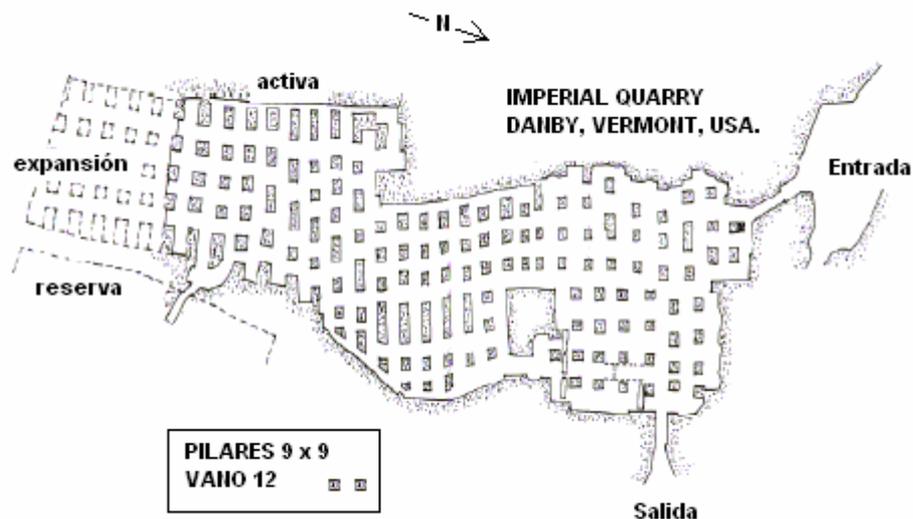
En el resto de Europa la situación es muy parecida dado que las naciones productoras de la piedra se parecen en términos económicos a España: hablamos de Italia, Portugal y Grecia. Son en estos países las siguientes **Universidades** las que desarrollan con mayor intensidad líneas de trabajo dentro del Sector del mármol:

- ITALIA: Politécnico de Turín. Dipartimento di Ingegneria del Territorio, dell'Ambiente e delle Geotecnologie. Universidad de Parma. Dipartimento di Ingegneria Civile, dell'Ambiente, del Territorio e di Architettura.
- GRECIA: Univerdad Técnica Nacional de Atenas. Escuela de Minas y Metalurgia. Sección de Ingeniería de Minas.
- PORTUGAL: Instituto Superior Técnico de Lisboa. Departamento de Engenharia de Minas.

I.3. LAS EXPLOTACIONES SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL EN LA ACTUALIDAD

I.3.1. La Explotación Subterránea de Mármol de Vermont

La explotación de mármol de interior **más grande y antigua** se encuentra en Danby en el estado de Vermont, al noroeste de EEUU (Palma, H., 2.000). La explotación de la capa de mármol blanco de 25 metros de espesor comenzó en 1.905. Se trata de una capa del Ordovícico que encaja entre unos esquistos a techo y unas dolomías a muro con un buzamiento de unos 8° en dirección sur. El aprovechamiento de bloques es del 30% y se explota mediante cámaras y pilares habiendo pasado de pilares de 9 x 9 metros y vanos de 12 metros en la parte inicial de la explotación a pilares de 9 x 15 metros en la zona de explotación actual, de forma que el porcentaje de aprovechamiento de la capa es del 75%. La altura de la cámara es de 20 metros, dejando un techo de 5 metros de mármol bajo los esquistos.



- figura nº 1: cantera de mármol del monte Dorset en Danby -

En el pasado el avance se realizaba por los esquistos pero se abandonó este sistema por los costes de sostenimiento. El recubrimiento en la zona de explotación es de 50 m.



- foto nº 2: cantera de mármol Danby, troceado del bloque primario -

En la actualidad el desarrollo de la explotación abarca cerca de 6,5 hectáreas con una producción de 5.000 m³ al año, estando compuesta la plantilla de la cantera por 12 trabajadores.

I.3.2. Explotaciones Subterráneas de Mármol en Europa

La mayor parte de las explotaciones subterráneas de mármol y calizas marmoreas se encuentran **en Italia**, en concreto en la zona costera de los Alpes Apuanos, distrito de **Massa-Carrara**, al Noroeste del país. En dicho distrito el **20% del total** de canteras, que son unas 100, se explotan por este procedimiento. El mármol de Carrara tiene un valor comercial muy elevado y se presenta masivo, con un relieve extraordinariamente **agreste** y sin recubrimiento, de forma que se dan unas condiciones favorables para adoptar este tipo de explotación. Además se ha declarado **Parque Natural** el territorio de los Alpes Apuanos que se encuentra inmediatamente al noroeste de la zona extractiva con lo que la explotación a cielo abierto en la zona de pre-parque está prohibida a partir de los 1000 m. y solamente las explotaciones subterráneas pueden pasar de esta cota. Además a causa del relieve se trabaja con taludes de gran altura siendo necesario sanear periódicamente los bloques que se desprenden de las laderas superiores.



- foto nº 3: Bacino de Fantiscritti en Carrara -

Según datos de IMM Carrara s.p.a. (2004) en el distrito **Carrara -Versilia** en la costa de Liguria y Toscana, que cuenta con las provincias de Massa-Carrara, La Spezia y Lucca, se producen unos **1,4 Mt** de mármol al año, existiendo unas 200 canteras de las que permanecen activas unas 125. Existen 70 empresas dedicadas a la extracción y más de 1000 empresas entre la elaboración y el comercio. El número de trabajadores asciende a 7.800 de los cuales unos 800 trabajan en las canteras.

Como ejemplo de explotaciones subterráneas de esta zona, las **canteras visitadas** por nosotros pertenecen a cada una de las provincias del distrito: Mármol Estatuario Veteado en Carrara, Caliza negra de Portoro en L'Spezia y Mármol Arabescato en Lucca.

En la cuenca de **Torano** se visitó la explotación "Galería de Ravaccione", por debajo de las canteras de Battaglino, a la que se accede aprovechando el antiguo túnel de Ferrocarril que comunica la cuenca de Torano a través del Macizo de Masaglia con la cuenca de Fantiscritti. La explotación está muy desarrollada, trabajando con cámaras de 17 metros de altura, llevando vanos de hasta 20 metros de anchura y pilares de 15 metros.



Se avanza en galería de 3 metros y se banquea mediante 3 bancos de 4 a 5 metros que no siempre se extraen, pudiendo quedar como viga de refuerzo entre las bases de dos pilares consecutivos cuando el mármol es de baja calidad. En los pilares se produce estallido de roca por lo que se suelen colocar bulones de 2 m en malla 2 x 2 cuando se observa esta tendencia. El aprovechamiento está en torno al 35%.

- foto nº 4: Cantera subterránea de Ravaccione -

La cantera cuenta con 15 trabajadores y una producción de 8.000 m³ al año con una jornada media de 11 horas. Cuenta con 3 palas y 2 excavadoras, nueve máquinas de corte con hilo diamantado y 3 rozadoras de brazo de 3 metros, una de las cuales está preparada para el avance de la cámara.

En la población de **Arni** dentro de la región de Lucca se encuentra la segunda cantera visitada, una explotación de mármol situada a 1.350 m de altura en la que se extrae el Mármol Arabescato. Se trata de una capa de 35 metros que buza 15° al norte. Se entra desde la ladera sur y existen dos zonas de explotación habiendo abandonado la más oriental por problemas de tensiones internas de la roca de manera que el estallido es muy frecuente, los gastos de sostenimiento muy elevados y el aprovechamiento mínimo.



- foto nº 5: entrada a la cantera de Arni -

La producción anual es de 1.500 m³ y, debido a esa tensión interna se produce la rotura de los bloques lo que reduce el aprovechamiento al 10%. Trabajan 5 obreros y disponen de 3 palas cargadoras y 3 rozadoras, una de las cuales está preparada para el corte en avance. No se utiliza el hilo de corte pues se trabaja solamente con rozadora cortando los bloques directamente del frente (banco bajo).



- foto nº 6: frente de cantera de Arni -

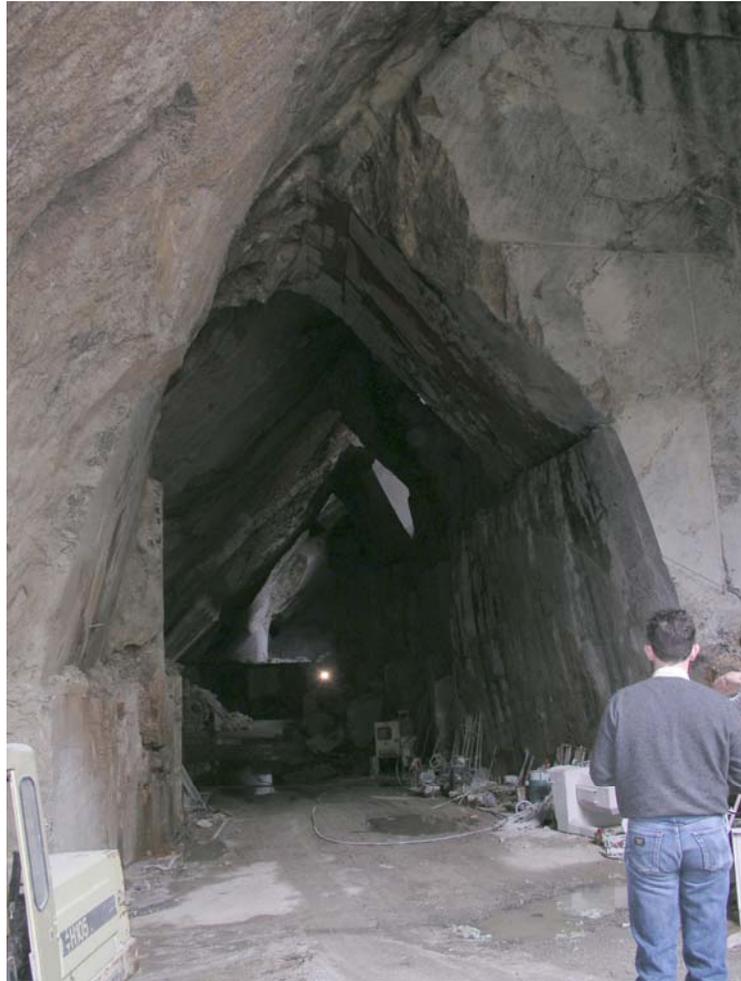
En la región de l'Specia en **Portovenere** visitamos una de las canteras de Caliza negra de Portoro. Esta capa de caliza, de gran valor económico, se adentra desde el continente hasta la Isla Palmaria, situada frente a la costa. La extracción en dicha isla se prohibió en 1.982 por motivos medio-ambientales y solamente se permiten las canteras subterráneas en el litoral de la zona costera.

La capa explotada desde la cúpula del anticlinal, tiene unos 20 metros con recubrimientos de 25 a 60 metros, y se ataca en dirección del eje de la estructura con entradas a distinto nivel cada 20 metros. Se dejan pilares de 6 metros y vanos de hasta 20 metros. Los pilares y pernos sujetan el techo, una caliza marrón estratificada que genera bloques de grandes dimensiones.



- foto nº 7: entrada superior cantera Portovenere -

Existen multitud de canteras de pequeñas producciones, tal como la cantera visitada que tenía una producción de 500 m³ al año con 3 empleados. La maquinaria disponible es una cargadora de cadenas, dos máquinas de hilo y varias perforadoras manuales. Se avanzan dos galerías mediante explosivos siguiendo el techo de la capa y se corta el techo con hilo desde una a la otra, banqueando luego. El aprovechamiento es bajo, en torno al 10 %, y no están permitidas las escombreras por lo que la piedra que no vale se muele en una planta de trituración situada en la población cercana.



- foto nº 8: entrada inferior cantera Portovenere -

En la zona alpina, al noreste de Italia se encuentran los yacimientos de mármol piedra blanca de **Lasa**, en el distrito de Bolzano. La empresa Lasa Marmo explota a cielo abierto la cantera Covelano (2.170 m) y mediante explotación subterránea la cantera Acqua Bianca (1.560 m). El mármol blanco se presenta en una capa subhorizontal de 40 metros de espesor sometida a una serie de fallas que compartimentan la capa en una secuencia de bloques de explotación. En la cantera, que cuenta con un recubrimiento que llega a los 200 metros, la altura de las cámaras es de 30 a 35 metros pues se dejan 5 a 10 metros en el contacto de techo con los micaesquistos, y la forma de los pilares es irregular con una anchura de hasta 20 m (Ferrero y Iabichino 2.003a). El aprovechamiento se aproxima al 40% y la producción alcanzada por obrero es de unos 200 m³.

En **Grecia** existe una única explotación subterránea de mármol, de la variedad Pentélico (el mármol blanco utilizado en el Partenon) en **Dionyssos**, 15 km. al norte de Atenas. Por motivos medio-ambientales la administración ha cerrado todas las canteras a cielo abierto del monte Penteliko quedando únicamente ésta ya que la cota de explotación es baja lo que permite que la afección paisajística sea mínima.

Se explota, simultáneamente con el método a cielo abierto, el flanco sur de un anticlinal con 200 metros de potencia de capa en mármol y con un techo de 20 metros en esquistos y una corrida de 800 metros. Se trabaja en cámaras de 30 m de altura máxima, que coincide con el espesor de la primera subcapa blanca. Los pilares son de 11 x 11 y los vanos de 12 a 20 metros según las condiciones geotécnicas del diaclasado.



- foto nº 9: cantera Dionyssos desde banco inferior de la zona a cielo abierto -



**- foto n° 10: cantera
Dionyssos corte con la
máquina rozadora de avance-**

La producción total de la Cantera es de 8.000-10.000 m³ correspondiendo un 10 % al interior con un total de 25 empleados en la cantera. Debido a la marcada estratificación de la capa el aprovechamiento es de un 5,5% en interior y 10% en cielo abierto. El precio de venta de bloques es elevado y además se tritura el sobrante, unas 300.000 toneladas al año para la fabricación de morteros.

La maquinaria de la cantera es muy moderna y completa: 5 palas cargadoras, 3 serruchos, 30 máquinas de hilo, 4 retro-excavadoras para el volcado de las tortas, 2 Volquetes y 4 Bañeras rígidas, 11 tractores de perforación para efectuar los taladros de escuadrado y 3 vagones perforadores para los pasos del hilo y voladuras. Además el robot de cadenas con rozadora de 2 m de longitud permite desarrollar el avance en el interior.

Por lo que respecta a **Portugal**, la extracción del 60 % del mármol portugués se concentra en el anticlinal de Estremoz en la zona del Alentejo. El distrito Estremoz-Borba-Vilaviciosa, una franja con 40 km. de longitud y 7 km. de anchura, alcanza producciones superiores al millón de toneladas y cuenta con más de 300 canteras (Calvo y Maya, 2.001). Se producen variedades de mármol rosa, blanco y crema. La mayor parte de las canteras están en foso con profundidades de entre 15 y 50 m. pero llegando en ocasiones hasta los 110 m. de profundidad. La cantera típica de la zona tiene entre 7 y 10 empleados con producciones de unos 1.000 m³.

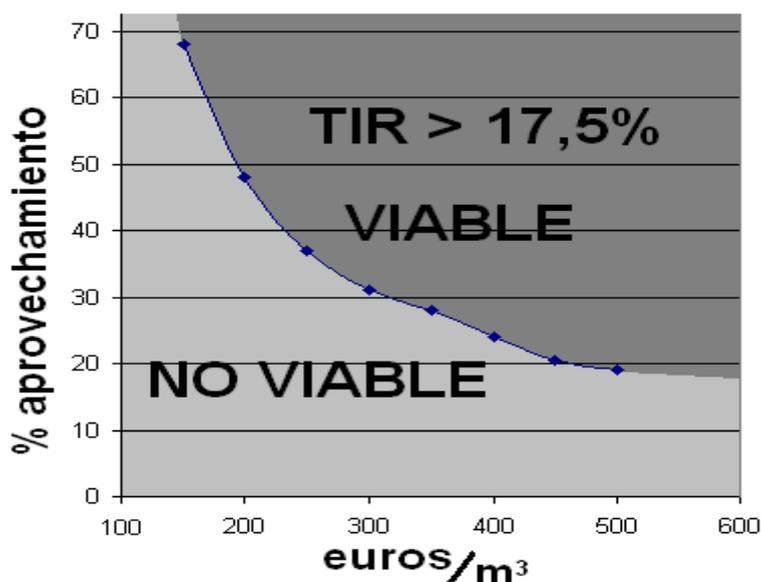


- foto nº 11: cantera subterránea del alentejo portugués -

En el año 1.997 existía un primera cantera subterránea en Vila-viciosa (AMIA) con pilares de 4 x 4, vanos de 12 metros y alturas de cámara de 16,5 m. que en la actualidad permanece parada por problemas relacionados con la calidad del material extraído. El inicio de la explotación se realiza desde el fondo del foso.

Ese mismo año un del Instituto Superior Técnico de Lisboa (CEVALOR 1.999), junto con el Instituto Geológico y Minero de Portugal emprendió un proyecto para desarrollar una

explotación piloto denominada FMP en la región de Pardais. Los resultados del estudio de viabilidad desarrollado a lo largo de dicho proyecto para pilares de 6 x 6 y vanos de 6 aparecen en el gráfico nº 1.



- gráfico nº 1: estudio inicial de viabilidad económica de Pardais -

Como resultado de los estudios del referido proyecto se decidió la explotación de la cantera piloto FMP situada a 115 metros de profundidad mediante cámaras de 16,5 m. con pilares de 12 x 12 y vanos de 12m.

La planificación prevista permite el arranque de hasta 10.370 m³ de roca al año, con lo que la cantera alcanzará una producción de entre 3.000 y 6.000 m³ según las oscilaciones del aprovechamiento que se produzcan en la franja del 30 al 60 %. Las tasas de rentabilidad para ese mismo intervalo oscilarían según los cálculos efectuados entre el 10 y el 49%.

En **Croacia** existen también varias explotaciones de mármol de interior (López y Bermúdez 2.000) que explotan una capa de poco espesor mediante pilares irregulares en cámaras de 10 m de altura y con vanos y pilares de unos 6 metros. Se encuentran en la

península de Istria y se produce mármol amarillo. Las canteras pertenecientes a la empresa Kanfanar producen unos 2.000 m³ con 6 empleados.

I.3.3. Canteras Subterráneas en España

El descenso en la actividad minera tradicional en España: la minería energética y metálica ha provocado también el cierre de la gran mayoría de las minas de interior. Las explotaciones mineras subterráneas en España se encuentran en declive y actualmente quedan algunas explotaciones de la minería del carbón, sobretodo en la zona asturiano-leonesa y aragonesa-catalana y contadas explotaciones de la minería metálica en la zona cantábrica y en la faja pirítica.

a) Minería de la pizarra

La minería de la pizarra es la que más claramente ha apostado por los métodos subterráneos a causa de los elevados recubrimientos de muchas de las capas, con ratios estéril/mineral muy cercanas al ratio límite económico (Taboada, J. 1.993), dado que las comarcas pizarreras se encuentran en zonas abruptas del macizo galaico-leonés. A partir de 1.993 se comienza la explotación de estas canteras de interior existiendo en la actualidad al varias explotaciones de gran capacidad de producción: A Fraguña, San Vicente de Leira, Castrillo/Odollo... La reducción de los escombros de recubrimiento y la reubicación de los estériles al hueco ha facilitado la continuación de las explotaciones con una mayor adecuación ambiental. Otra circunstancia favorables, a nivel social, la posible recolocación de la mano de obra especializada y excedentaria procedente de las minas de carbón del sector energético de las comarcas próximas a las de los yacimientos de pizarra.

El diseño de canteras de interior en Pizarra se basa en una geometría de grandes cámaras con pilares barrera, y se desarrolla calculando las dimensiones: altura y anchura de la cámara y anchura del pilar, que garanticen la estabilidad del conjunto. El techo de la

cámara es abovedado y se sostiene mediante un empernado sistemático en las primeras fases de su excavación que es descendente.

En **la Baña**, al oeste de León, visitamos la cantera subterránea de pizarra explotada por la empresa Expiz, S.A. Se trata de una explotación abierta para sustituir la cantera a cielo abierto. Se accede desde el talud de dicha cantera por dos galerías de 5 x 5 m de sección que rodean perimetralmente el conjunto de 10 cámaras de explotación diseñadas en la capa y se unen a través de cada una de ellas.

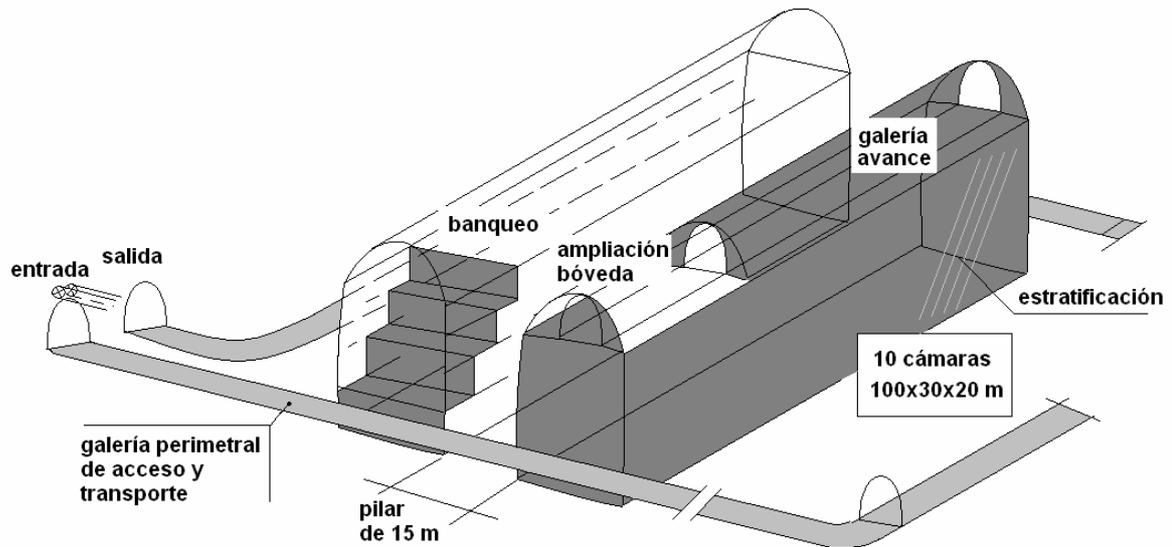


- foto nº 12: entrada a la cantera subterránea -

Cada cámara se abre mediante una galería de avance en cabeza de sección 5 x 5 m y después se procede a excavar lateralmente para despejar toda la zona de la bóveda alcanzando los 20 metros de anchura. Estas operaciones se realizan con explosivos.

Se fortifica el techo de la bóveda con cables de 10 a 15 m cada 2,25 m y con malla, situando bulones intermedios de 4 metros allí donde resulte preciso y gunita. Una vez abierta lateralmente la cámara se desciende por banqueo mediante 4 bancos como en superficie. Las cámaras de unos 100 metros de longitud alcanzan una altura final de unos

30 metros. El pilar barrera que se deja entre las cámaras es de unos 15 metros. Al final de su explotación cada cámara vacía puede utilizarse para almacenar los escombros del resto.



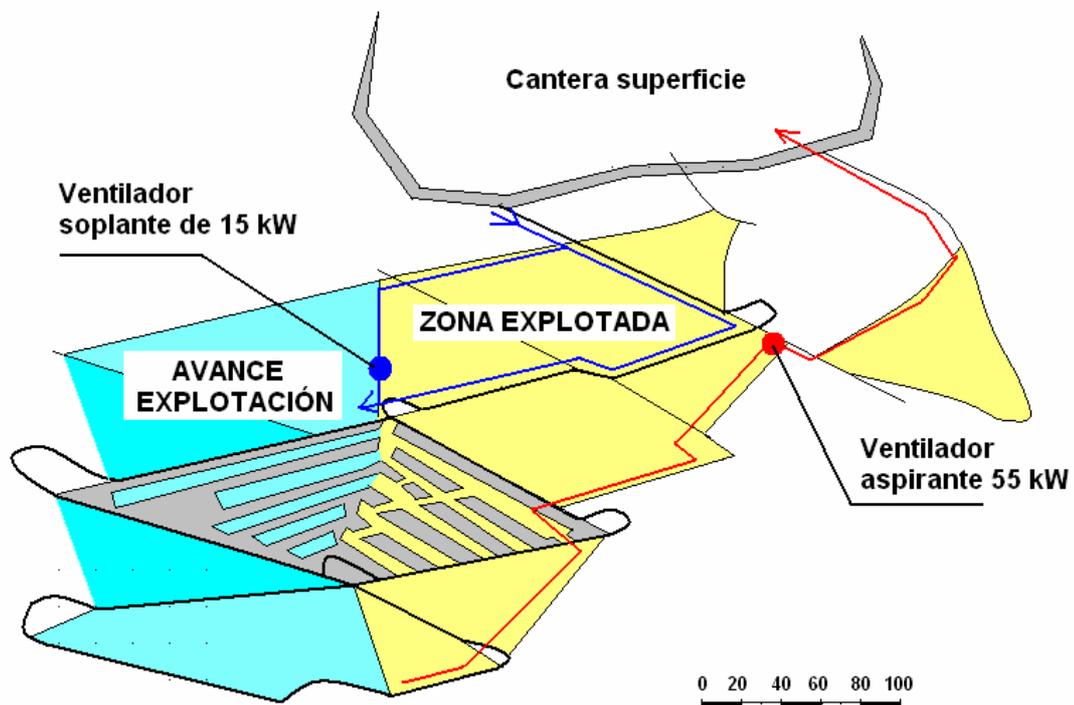
- figura nº 2: disposición de las cámaras de explotación -

La explotación emplea a 14 obreros y la producción es de 62.500 t de ración al año, lo que supone 12.500 t de pizarra al año. La ventilación es aspirante con 1 ventilador de 50 kW y otro auxiliar de 25 kW.

b) Minería de las rocas industriales

En Rubian (Lugo) visitamos una explotación de interior, la **mina Impensada**, de gran interés por tratarse de la extracción de magnesita (un carbonato) que se explota mediante cámaras y pilares y que tiene un desarrollo de explotación muy avanzado, abarcando una superficie de 6 hectáreas en la actualidad.

La capa principal tiene un espesor de hasta 55 m y está constituida por capas de carbonatos alternando con pizarras. Dentro de esta capa el tramo principal explotado tiene un espesor de 14 a 17 metros, con una ley media del 83%, y está configurada entre un nivel superior estéril y un muro de pizarras verdes. El conjunto de capas buza a sur unos 20° y está sometido a fallas directas de 2 a 8 metros en rumbo a 15°. Aparecen algunas diaclasas abiertas y rellenas de arcilla y un dique de diabasa muy alterada de hasta 20 metros.



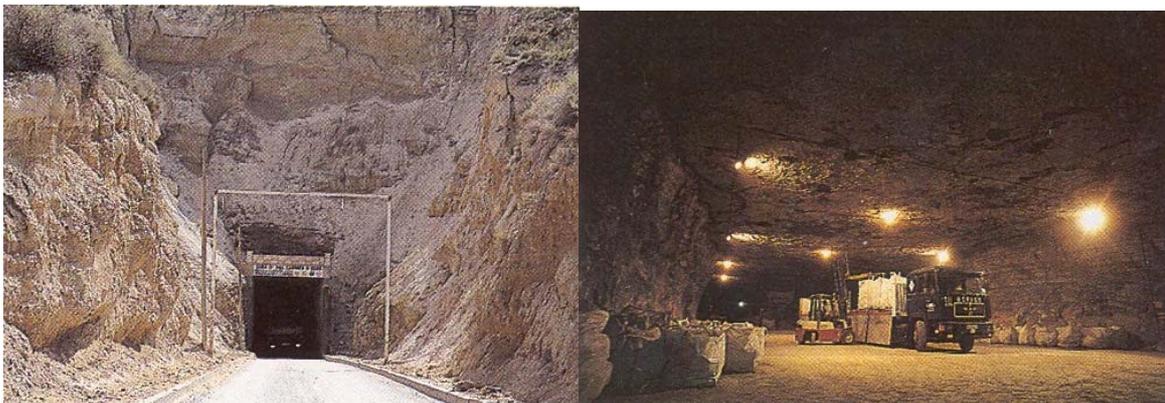
- figura nº 3: planta de la cantera subterránea de magnesita-

Los pilares de la explotación son corridos con 14 metros de altura y 7 de anchura, dejando vanos de 10 a 11 metros. Se deja una capa de 1,5 metros de magnesita en techo. La orientación de las cámaras permite el trabajo en la capa con una pendiente del 10 %. La recuperación teórica es del 60% y se reduce al 50% si se descuentan las zonas muy diaclasadas y el macizo de protección del talud de la Corta.

Se definen los cuarteles o bloque mineros con un ancho de unos 100 metros y rodeados por una galería de transporte de 8 x 5 metros, que se realiza sin sostenimiento excepto en los

pasos de zonas de falla o intrusión. Las galerías a techo se realizan con Jumbo y voladura con un consumo específico de entre 0,8 y 2 kg/m³ en perforación horizontal. El techo de las cámaras se sujeta con cables de 6 metros y 15 mm. y mortero en agujero de 48 mm.

La ventilación, que tiene una capacidad de 36 m³/h, se satisface con dos ventiladores de 15 y 55 kW, en disposición aspirante y soplante respectivamente y se conducen los flujos mediante compuertas motorizadas. El drenaje es muy importante ya que el sistema freático está bastante desarrollado y el régimen de lluvias es intenso en el período invernal. Cuenta con dos grupos motobomba de 150 C.V. cada uno.



**- fotos nº 13 y 14: Cantera de sal de Remolinos: acceso
y carga de producto en el interior -**

Otra de las canteras de cámaras y pilares visitadas es la **mina de sal gema de Remolinos** en Zaragoza. Se trata de una mina cuya entrada directa a la capa se realiza a media ladera. La capa de sal gema es de edad Miocena, geoméricamente horizontal y de gran homogeneidad. Tiene un espesor constante de 5,8 metros y se encuentra entre otras dos capas saladas pero de composición margosa a techo y arcillosa a muro.

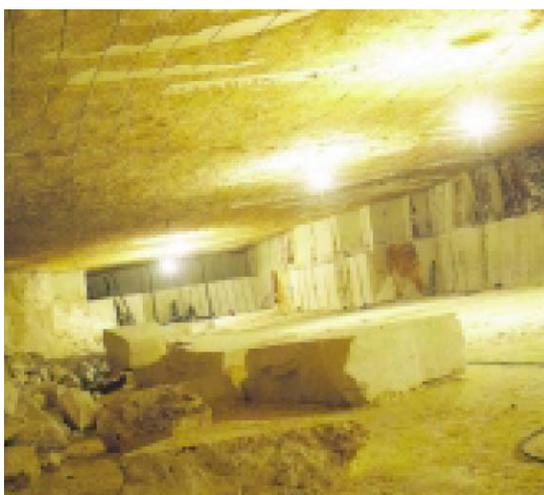
La configuración de las cámaras es regular con pilares cuadrados de 21 x 21 m y vanos de 19 metros. En una zona se aumentaron los vanos hasta 25 metros y se produjeron grietas de techo en el cruce. El recubrimiento de la capa llega a los 140 metros.

La explotación se realiza con perforación y voladura troceando los bloques de sal con martillo demoledor. Los camiones bañera son cargados en la explotación con las dimensiones comercialmente adecuadas par el uso ganadero. La ventilación se realiza de forma natural perforando chimeneas de 0,6 m según una malla regular en planta desde el exterior en la zona superior del recubrimiento.

Existe también alguna iniciativa de **explotación de los áridos** como la emprendida en la asturiana población de **Brañes** cercana a Oviedo. En esta cantera piloto se han construido una cámara con pilares de 10 x 10 y vanos de 10 metros. En la actualidad se estudian las condiciones de estabilidad y las alternativas de explotación.

c) Minería del mármol

En nuestro país no existe ninguna cantera de mármol en el sentido petrológico del término pero sí en el sentido comercial, ya que existen algunas canteras subterráneas de calizas marmóreas aunque todas ellas con baja producción por el momento, con una explotación temporalmente discontinua o cerradas.



- foto nº 15: Cantera subterránea de piedra de Hontoria -

La cantera de mayor regularidad en la explotación es la cantera **San Agustín** que se encuentra en Burgos, de la que se obtiene la piedra de Hontoria (FDP 2004), una caliza blanca de construcción utilizada para obras tan emblemáticas como la catedral de Burgos. Es una roca blanda pero homogénea, con una resistencia a compresión de tan solo 24 MPa.

La capa explotada es una caliza bioesparítica de 4,8 metros de potencia y 14° de buzamiento al suroeste, con un recubrimiento de unos 20 metros. El techo es suficientemente duro como para soportar cámaras de 22 metros de vano

Existen además (López y Bermúdez, 2.000) otras tres canteras subterráneas paradas en este momento en la zona de Cataluña: dos en Tarragona y una en Barcelona. Las canteras de la empresa Inmar Stone Group de Ulldecona, **Ana María** en Montsià y **Alfara** en Alfara de Carles (Tarragona) respectivamente, que extraen las variedades crema Cenia y Rosa Alfara así como la cantera **Cánsala** en Gualba (Barcelona) que explota una caliza denominada San Vicente, de color gris.



- foto nº 16: Cantera subterránea de JMMV en Mula -

La empresa JMMV (Pérez, J., 2.000) inició la explotación de una cantera subterránea en la Región de Murcia en el año 1.999. Se encuentra situada en la sierra del Cambrón en el término municipal de Mula, 9 km. al sur de Bullas y se venía explotando a cielo abierto desde los años 80. La empresa decidió ese cambio en su método por las siguientes razones:

- La topografía: sería necesario eliminar la montera de la capa explotada, unas calizas nodulosas grises no explotables. El relieve es abrupto y se generarían muchos residuos.
- Extracción selectiva: el mejor conocimiento de la geología del yacimiento permite planificar la explotación con el mejor aprovechamiento.
- La reducción de la afección ambiental: es importante por tratarse de un monte público propiedad del Ayto. de Mula y bajo la gestión de la Consejería de medio Ambiente.

El diseño geométrico de la explotación se fundamenta en el método de cámaras y pilares con una altura de 14 metros y una disposición regular de pilares cuadrados de 16 x 16 metros. El recubrimiento esperado es de unos 50 metros.

Actualmente, después de 5 años la explotación ha progresado poco y han tenido que realizarse modificaciones en los niveles de explotación pues la capa se inclina más de lo inicialmente previsto, por lo que se ha rebajado la cota, teniendo que modificar las infraestructuras de transporte y la ubicación de las escombreras iniciales.

I.4. POSIBILIDADES DE LAS EXPLOTACIONES SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL

I.4.1. Rentabilidad: Costes de Extracción y Cotizaciones

En términos económicos no sorprenden las posibilidades de los yacimientos de rocas marmóreas para ser explotadas en subterráneo. Si tenemos en cuenta la cotización media del mármol en bloques (precio medio de exportación) establecida en 213 euros según datos de la F.D.P. del año 2.003 y comparamos su valor en relación con los minerales metálicos tal como lo hacemos en la tabla nº 1 en la que se compara el precio de la tonelada de mineral de cierta ley con la tonelada de mármol en la que la ley de la capa extraída vendría representada por el porcentaje de bloques obtenido, debemos pensar en un tratamiento del mármol como un mineral más.

Sustancias minerales extraídas	Tipo	Cotización €/t
MINERAL ORO	7 g/t	65
MINERAL COBRE	50 kg/t	70
MÁRMOL	30% bloques	60
MÁRMOL	20% bloques	40
PIZARRA	40% ración	20
ÁRIDOS	Triturado	3-6

- tabla nº 1: cotización de diferentes sustancias minerales

(adaptado y completado de Calvo, B. 2.001) -

Al analizar las diferencias en cuanto al coste de explotación superficie-subterránea en la minería metálica es frecuente pensar en primera aproximación que la diferencia es de **diez a uno**. Los costes de las infraestructuras y las demoras en el retorno del capital invertido por el tiempo que transcurre hasta la puesta en producción, nunca menor de un año y

medio desde que comienzan las inversiones, justifican estas importantes diferencias. Precisamente son estas infraestructuras las que son casi inexistentes para una capa de mármol debido a que se explota desde el primer momento la capa que se encuentra aflorante en el 90% de los casos. Diversos estudios y opiniones sitúan la diferencia entre los costes para las rocas marmóreas en la relación **dos a uno**. Cabe pensar que, aunque los costes de explotación son mayores en la roca ornamental, puesto que se arranca directamente y con un ritmo muy inferior al de los minerales metálicos, existe una capacidad para la rentabilidad de la explotación subterránea basada en la ausencia de infraestructuras y en la cotización. Esta última está influenciada por el aprovechamiento que se pueda conseguir.

I.4.2. Ventajas e Inconvenientes. Situaciones favorables

Se ha escrito mucho sobre los diferentes motivos por los que los métodos de interior pueden ser de interés en determinadas circunstancias. En la tabla nº 2 (Cardu, Lovera y Crassoulis 2.004) aparece una relación completa de las ventajas e inconvenientes que nos vamos a encontrar.

No hay que olvidar algunas de las principales exigencias de la implantación de los métodos de interior (Dinis da Gama 2.001):

- Trabajos de exploración más extensos.
- Adaptación y ampliación de la inversión en maquinaria.
- Proyectos más exhaustivos.
- Sistemas de sostenimiento y control geotécnico.
- Más formación y especialización del personal.

En relación a:	Ventajas	Inconvenientes
Características de la masa de roca	Explotación selectiva	Mayor exploración previa y caracterización geotécnica
	Cuando es imposible la de superficie por meteorización	Definición de la masa más complicada
		Aparición de fallas o aguas subterráneas
Técnicos y operacionales	Sin problemas de deslizamientos de taludes	Estudio de detalle para elaborar el Proyecto de apertura
	Trabajo en condiciones meteorológicas adversas	Análisis de estabilidad de los pilares y las cámaras
		Dirección Técnica más compleja
Económicos	Sin desmontes	Mayores costes de Proyecto
	Menos escombros y su posible recolocación al hueco	Mayores costes y bajas producciones iniciales
	Menores costes de rehabilitación ambiental	Mayores inversiones
	Reutilización de los huecos	Costes de sostenimiento
	No afección al valor del suelo en las proximidades	
Ambientales	Menor impacto visual	Problemas estabilidad a largo plazo
	Menor volumen de escombreras	Interrelación con las aguas subterráneas
	Permisos de explotación en áreas protegidas	

- tabla nº 2: relación de ventajas e inconvenientes de las canteras subterráneas
(Cardu, Lovera y Crassoulis 2.004) -

En la mayor parte de las canteras analizadas se produce alguna de las siguientes situaciones:

- **Limitaciones ambientales en el entorno de las explotaciones:** es muy elevada la presión ambiental, por lo que es frecuente que se paralice o limite la actividad de alguna zona de extracción quedando como única salida la explotación por interior.
- **Apertura de nuevas Canteras:** Las nuevas leyes ambientales preconizan la recuperación ambiental simultanea, prefiriendo los métodos preventivos de interior frente a los correctivos de superficie.

- **Agotamiento de reservas en Canteras a Cielo Abierto:** Se da el paso a minería de interior cuando se alcanzan los límites en superficie, ya sea a causa de límites de concesión como por cualquier otro motivo de naturaleza geotécnica o geológica. Las autoridades y agentes sociales prefieren esta opción, desarrollada en una zona de extracción previa ya degradada.

I.5. PRINCIPALES REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Los primeros autores que abordan los diferentes temas relacionados con las canteras de interior de mármol son italianos, así PINZARI (1.986) escribe sobre las diferentes tecnologías utilizadas en las canteras, citando también las subterráneas en un gran número de publicaciones de la región de Carrara. CAPUZZI (1.988) plantea un primer análisis más específico de las canteras subterráneas y, tras una serie de primeras publicaciones, fueron FORNARO y BOSTICO (1.995) los que sintetizaron un artículo de referencia con la actividad de las canteras de interior en Italia,

Los autores portugueses se interesaron también por las experiencias italianas del mármol de interior, siendo DINIS DA GAMA del Instituto Superior Técnico de Lisboa, uno de los autores más relacionados con este tema, estudiando los aspectos geomecánicos de los proyectos (2.000) y la blocometría (1.994 y 2.002). En su ámbito y en colaboración con el Instituto Geológico y Minero Portugués se desarrolló una serie de proyectos de implementación de la minería subterránea en el anticlinal de Estremoz, apareciendo diversos autores entre los que cabe mencionar el trabajo de PALMA (2.000) que recoge todos los datos de proyectos desarrollados hasta esa fecha.

Más recientemente, en el seno de la red europea OSNET se han publicado las conclusiones del proyecto CAD PUMA que la comisión europea concluyó en el año 2.001 y que supone un avance en la descripción geomecánica de la roca y en el estudio de la blocometría. Aparecen una serie de autores y conclusiones en las diferentes reuniones de trabajo de la red y se editan una serie de resultados entre los que cabe destacar los publicados por CARDU y LOVERA (2.004) en relación con los métodos y procedimientos y especialmente por FERRERO y IABICHINO (2.003) en su contribución al análisis del comportamiento y al control geotécnico de las explotaciones.

En Grecia, la Escuela Nacional Técnica de Atenas, en la que reside la secretaría técnica de la red OSNET , es la impulsora de los temas relacionados, mereciendo un especial mención las aportaciones de TEREZOPOULOS (2.001), un gran analista del sector, ligado a la Escuela, así como a la red OSNET y a Eurothen.

En España las primeras publicaciones relacionadas con el mármol son recientes, algunos artículos relacionados con la investigación de algunos yacimientos a través de empresas públicas como ENADIMSA (1.985 y 1.986) o el ITGE , MUÑOZ (1.989), y un compendio de esas investigaciones aparece por primera vez en 1.991 en una publicación de título “Mármoles de España” editada por el ITGE. En el año 1.995 LÓPEZ Jimeno publica el primer manual sobre las explotaciones de Roca Ornamental en el que aparece alguna mención de las explotaciones subterráneas, y este mismo autor se hace eco de los resultados que los italianos han conseguido en sus explotaciones (LOPEZ y BERMÚDEZ, 2.000).

En relación con los aspectos económicos de las canteras de mármol subterráneas las publicaciones son muy escasas. LÓPEZ JIMENO (1.995b) incorpora un modelo simple de cálculo de costes en las operaciones de corte, MUÑOZ (2.000) realiza un buen estudio sobre los costes en las canteras de Macael que por la especificidad de los procedimientos empleados no es aplicable con carácter general y algunos autores como FALCAO (2.002) relacionan la geotecnia con la viabilidad económica de las explotaciones subterráneas en el anticlinal de Estremoz.

**PARÁMETROS DE VIABILIDAD PARA LA EXPLOTACIÓN DE
MÁRMOL Y CALIZAS MARMÓREAS MEDIANTE MÉTODOS DE
EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEOS**

**Capítulo III: DISEÑO DE LAS CÁMARAS Y
SOSTENIMIENTOS**

II. DEFINICIÓN GEOLÓGICO-GEOTÉCNICA DE LA CAPA DE MÁRMOL

II.1. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO DE MÁRMOL

II.1.1. El mármol

La denominación mármol en un estricto sentido geológico y petrográfico queda limitada a las rocas calizas que han sido completamente recristalizadas a causa de un proceso de metamorfismo. El aumento de presión y temperatura característico de estos procesos produce una reorganización del carbonato cálcico en cristales de calcita de tamaño uniforme. De este modo podemos concluir que un mármol debe tener una estructura granular, con granos visibles a simple vista.

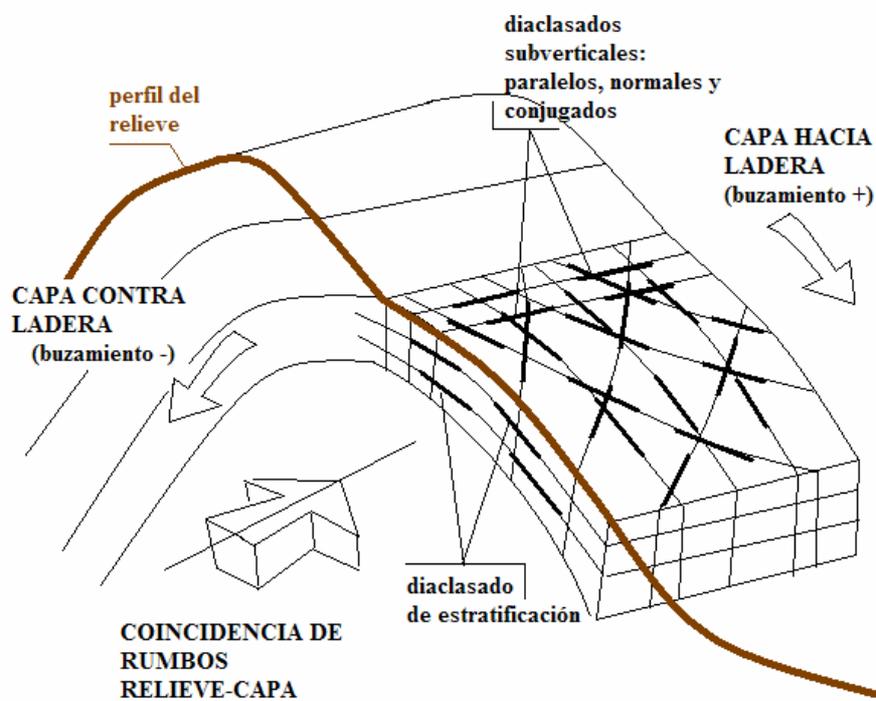
Esta definición de mármol resulta muy restrictiva a nivel comercial y, actualmente se ha extendido la denominación de mármol a todas las piedras calizas con estructura semicristalina o compacta, que sean susceptibles de adquirir brillo mediante pulimento, e incluso a algunas rocas de origen eruptivo con aspecto semejante al mármol como son los mármoles verdes, serpentinas que son silicatos calcico-magnésicos hidratados procedentes de la metamorfosis del olivino y los mármoles oficálcicos, fragmentos de serpentina con cemento calizo.

La composición más normal del mármol será por encima del 90 % carbonato cálcico, según la pureza del material, y en el caso de los dolomíticos la mitad del carbonato total se encuentra como carbonato magnésico. Los minerales accesorios más importantes son los siguientes: sílice libre o combinada en silicatos con alúmina, óxidos de hierro en forma de hematites o limonita, óxidos de manganeso y pirita.

Las diferentes impurezas influyen en las condiciones de durabilidad y resistencia del mármol y le confieren determinada coloración que puede ser uniforme y homogénea, veteadas o formando dibujos más o menos abigarrados. Los mármoles blancos no tienen casi impurezas y son más raros. Los amarillos contienen limonita que se incorporó junto con la arcilla al proceso de precipitación química original y son bastante resistentes químicamente. Los rojos contienen hematites roja y con trazas de sustancia carbonosa adquieren tonalidad marrón, siendo en ambos casos muy estables. La materia orgánica y el contenido de manganeso llevan a coloraciones grises y en mármoles muy modernos en los que la carbonización de la materia orgánica no se ha completado se producen las coloraciones cremas.

II.1.2. Estructura de las capas de mármol

Las capas de mármol y calizas marmóreas se adaptan, en general, al relieve, de manera que los rumbos de las capas son subparalelos a los ejes orogénicos, pudiendo ocurrir que los



- figura nº 4: estructura de capa anticlinal en relación al relieve-

buzamientos de las capas sean a favor de las laderas o contrarios a estas tal como se indica en la figura nº 4, lo que nos permite simplificar la planificación minera a nivel de anteproyecto.

Las capas vienen asociadas a estructuras de tipo anticlinal-sinclinal, en la que uno de los flancos puede haber desaparecido, siendo la dimensión predominante lo que se denomina “corrida de la capa” que coincide en dirección con el eje de la estructura. Cuando la deformación de la capa se produjo a gran profundidad, caso de los mármoles, la capa puede haberse plegado sin grandes fracturas pero la tensión horizontal acumulada puede ser muy elevada (estallido de roca al excavar), lo que no ocurre con las calizas marmóreas que al pertenecer al nivel estructural superficial se comportan como frágiles de manera que la deformación desencadena su rotura.

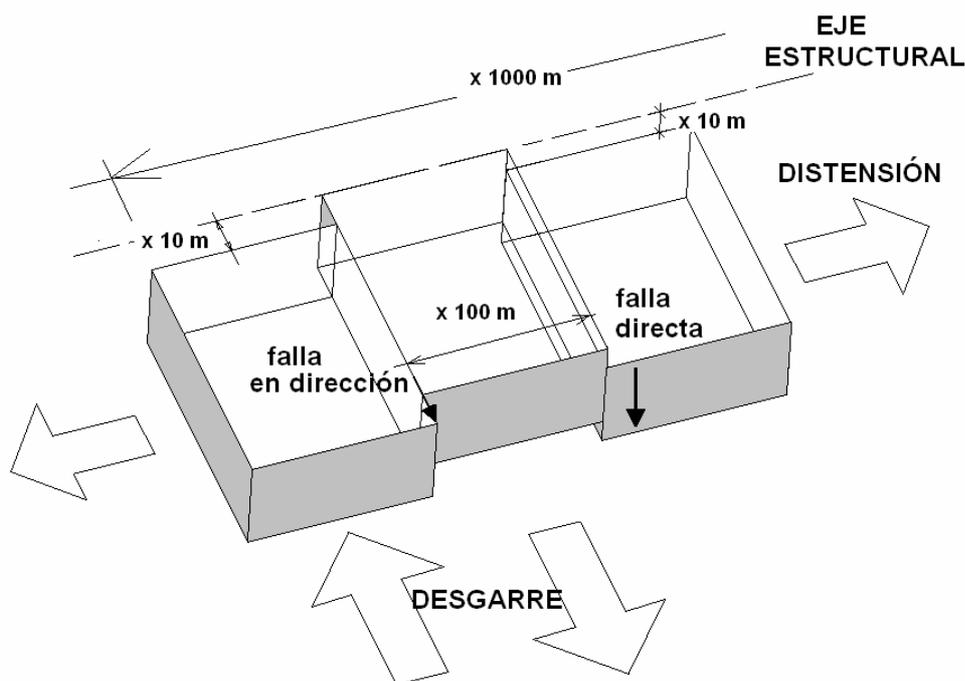


- foto nº 17: Corrida de la capa de unos 5 km. en la sierra de la Puerta -

De forma general encontramos corridas de algunos kilómetros en la mayor parte de las capas de calizas marmóreas y mármoles. Como ejemplos claros: las calizas crema de las sierras de la Puerta (Cehegín) y del Reclot (Pinoso), las dolomías marrones de la sierra de

la Magdalena (Yecla), las calizas rojas en las sierras de Burete y de Quipar (Cehegín), el mármol blanco en el anticlinal de Dionyssos (Grecia) o el mármol rosa en el gran anticlinal de Estremoz (Portugal). En ocasiones como es el caso del mármol blanco de Macael, siendo el eje de las estructuras plegadas paralelo al relieve, la dimensión principal de las capas se tiene en dirección del buzamiento y se mantiene una estructura general monótona extremadamente compleja cuando se observa en detalle.

Es frecuente que exista además una dinámica de roturas transversales con fallas de desgarre o distensivas que compartimentan la capa en bloques de uno a varios centenares de metros con desplazamientos relativos de algunas decenas de metros.



- figura nº 5: compartimentación de la capa en bloques -

Las capas suelen tener espesores homogéneos que llegan a varias decenas de metros, pudiendo encontrar varias calidades dentro de la secuencia de materiales del paquete alguna de las cuales pueden no ser apreciadas comercialmente. También son frecuentes los

cambios en las características petrológicas al movernos lateralmente dentro de la capa identificando por ejemplo “bolsadas” de material de algunas decenas de metros con variaciones importantes en la coloración (manchado) que pueden considerarse estériles.

Las orientaciones de las juntas que afectan a la capa (figura nº 4) se suelen agrupar en tres-cuatro familias más sistemáticas. Una de ellas corresponde a la estratificación, que suele ser subparalela a la capa (y al relieve) y además existen otras dos o tres con carácter subvertical en las direcciones conjugadas del buzamiento.

II.1.3. Volúmenes de explotación de la capa

Es importante proceder a la definición de los diferentes volúmenes que debemos considerar en la explotación. Para acceder a la capa tendremos un **volumen de recubrimiento** V_R que retirar, que pasará a la escombrera. Una vez alcanzada la capa dispondremos de un volumen accesible en ésta que llamaremos **volumen de capa** V_C , este volumen no siempre será excavado ya que podemos dejar zonas para sostenimiento o por otros motivos. Denominamos **volumen explotado en capa** V_E al total de material arrancado de la misma. A la fracción aprovechable en bloques del total arrancado lo llamaremos **volumen de mármol en bloques** V_B y a la fracción que no es aprovechable le llamamos **volumen de capa desperdiciado** V_D .

En el balance de volúmenes de explotación se manejan las relaciones siguientes:

$$\text{Ratio Estéril-Mineral (Recubrimiento-Capa)} \quad \text{ratio} = \frac{V_R}{V_C} \quad [1]$$

$$\text{Recuperación (Excavado-Capa)} \quad \text{recuperación \%} = \frac{V_E}{V_C} \times 100 \quad [2]$$

$$\text{Aprovechamiento en bloques} \quad \text{aprovechamiento \%} = \frac{V_B}{V_E} \times 100 \quad [3]$$

Las explotaciones a cielo abierto empiezan en muchos casos a tener recubrimientos al descender por debajo de la cota de valle. La relación 1:1 se alcanza enseguida, con un encarecimiento importante de los costes.

II.1.4. Volúmenes de escombros

La parte de los volúmenes que se convertirá en escombros está constituida por el volumen recubrimiento V_R más el que llamamos volumen de capa desperdiciado V_D o estéril de capa. Como estos volúmenes se consideran volúmenes en banco (antes de arrancar) y al colocarlos en la escombrera se ha producido su esponjamiento (indicado por el factor de esponjamiento que tendrá un valor de 1,3 a 1,5), tendremos un volumen de escombros:

$$\text{Volumen de escombros} = (V_R + V_D) \times FE \quad [4]$$

Como normalmente tenemos el dato de la producción en bloques V_B , el ratio estéril mineral R y el aprovechamiento a_p %, podemos calcular dicho volumen:

$$\text{como } V_R = R \times V_E; V_D = V_E - V_B; V_E = \frac{100V_B}{a_p}$$

$$\text{Volumen de escombros} = FE \cdot \left(R + 1 - \frac{a_p}{100} \right) \cdot \frac{100V_B}{a_p} \quad [5]$$

Como veremos, una parte de la escombrera puede reutilizarse como árido y el resto debemos almacenarlo al menos temporalmente, siendo su destino final el relleno del hueco.

II.1.5. Variaciones en el aprovechamiento

Una capa de roca ornamental es aprovechable cuando su diaclasado está suficientemente espaciado como para poder aprovechar la roca en bloques, lo que exige al menos 2 metros de espaciamiento entre diaclasas y, según sea éste, tendremos una determinada blocometría: distribución de tamaño de los bloques posibles, y un porcentaje de bloques comerciales de telar con dimensiones medias de 2,5 x 1,5 x 1,5 metros a 2,5 x 1,8 x 1,8, es decir, desde 15 a 21 toneladas. Cuando los bloques no alcanzan estas dimensiones el precio disminuye porque no se pueden aprovechar para tablas.

En las zonas de falla que delimitan los diferentes bloques de la capa aumenta considerablemente la densidad de las grietas y el grado de alteración, por lo que son zonas que no son explotables. Sus características blocométricas son muy pobres y en ocasiones el material no se arranca si no afecta al desarrollo de la explotación.

Las grietas más superficiales dentro de una capa suelen estar más abiertas, rellenas y alteradas por lo que los aprovechamientos llegan a ser entre un 10 y un 40% menores, tanto por lo que respecta al tamaño de bloque como por la calidad petrológica.

Cuando la capa está poco o nada diaclasada suele acumular las tensiones tectónicas, lo que ocurre en muchos mármoles que no han perdido sus tensiones litogénicas o en capas de dolomía que no llegan a romperse por los esfuerzos tectónicos. La identificación de estas tensiones se produce en la explotación cuando tras el corte de la roca quedan atrapados los elementos de corte: serrucho para grandes tensiones e hilo para tensiones más débiles, de manera que cuando un corte de hilo se deja a la mitad (parada por final de jornada o descanso) luego es difícil el arranque de la máquina porque el hilo está trabado.

II.1.6. Investigación geológica y planificación

La investigación previa de la capa a explotar es muy escasa y consiste en recoger alguna muestra superficial y estudiar su pulido y aceptación comercial. Las tramitaciones administrativas se realizan como recurso de la sección A de la vigente ley de Minas, de manera que para garantizar los permisos ambientales se realizan muy pocos trabajos de investigación al objeto de evitar costes innecesarios ante la posibilidad de que la respuesta sea negativa. De esa forma una vez entregado a priori el Proyecto sin un buen conocimiento de la capa cualquier modificación implica cambios que han de ser sujetos de nuevo a la consulta de los órganos de protección ambiental pudiendo ocurrir que la capa se quede abierta pero sin explotar.

Por otra parte, también es frecuente que las capas sean explotadas simultáneamente por varios explotadores, a lo largo de su corrida, constituyendo un coto minero en el que cada empresa abarca unos pocos centenares de metros. Esta situación conduce a que cada parte conoce su tramo de capa a lo sumo en vertical y no se intercambia información alguna con los vecinos que son competidores en el mercado para la variedad en explotación.

Pérdidas de aprovechamiento en la capa		
Zona	Causa	Efecto
Zona superficial	Diaclasas abiertas, roca alterada y rellenos	Descenso en tamaños de bloque, pérdidas mecánicas y variaciones en la coloración
Vecindad de las fallas	Mayor frecuencia de diaclasado	Descenso en los tamaños de bloque
Indeterminada	Variaciones en la coloración Manchas de pigmentación	Estéril de capa de unas decenas de metros
Interior de la capa sana	Tensión acumulada: estallido de roca al excavar	Rotura de bloques sanos y de paredes de excavación

- tabla nº 3: circunstancias que provocan reducciones del aprovechamiento -

De manera resumida podemos recoger todas las circunstancias que van a modificar el aprovechamiento en la tabla nº 3. Queda reflejada en esta tabla la importancia que tiene para la planificación y para los resultados de la explotación el conocimiento sobre la capa antes de realizar aquella.

La planificación de la explotación exigiría el conocimiento a priori de todas las zonas con bajo aprovechamiento, para lo que habría que desarrollar una investigación de la capa mediante sondeos y perfiles geofísicos.

II.1.7. Blocometría

A pesar de los esfuerzos realizados a nivel europeo para conocer a priori el diaclasado de una masa de mármol mediante el empleo de programas como el RESOBLOK (INERIS 2.001) o el COMPART (Dinis da Gama y Bastos 2.002), que persiguen un adecuado pronóstico de la orientación y espaciamiento de las juntas para adecuar las direcciones de explotación y conseguir un **porcentaje máximo de bloques** comerciales, no se ha llegado a definir bien estas características con los datos de los sondeos. En una de las canteras tratadas mediante el primer programa, el RESOBLOK, dentro del proyecto europeo CAD PUMA, se tuvieron que reinterpretar los datos una vez abiertas las galerías de las primeras cámaras de explotación. El segundo de los programas se ha utilizado con los datos de una cantera a cielo abierto bastante desarrollada, con una información precisa del diaclasado.

Es todavía importante el esfuerzo a realizar en este sentido para el conocimiento previo del diaclasado de la capa. Las técnicas más prometedoras para el conocimiento estructural en sondeos como el Acoustic-Televiewer o el Fullbore Formation microimager (Rodríguez, A, 2.005) deben popularizarse y mediante el tratamiento geoestadístico se podrá conseguir modelos más fiables.

II.2. CARACTERÍSTICAS GEOTÉCNICAS DEL YACIMIENTO DE MÁRMOL

II.2.1. Características Geomecánicas de la roca

El mármol y las calizas marmóreas son rocas competentes cuya resistencia a compresión media se encuentra por lo general en el intervalo 50-100 MPa, encontrando los valores superiores en las zonas de mayor calidad comercial y los cercanos al valor mínimo en aquellos puntos donde la roca está considerada como estéril de la capa. Sirvan como ejemplo de los valores medios de la roca recogidos en la tabla nº 4. Las desviaciones típicas de la resistencia a compresión se encuentran en el 10-20%.

Variedad	Localización	σ_c MPa	E GPa	v	fuelle
mármol blanco	Lasa (Italia)	82	40	0,28	CNR Turín 2.001
mármol blanco	Lucca (Italia)	60	70	0,18	Ferrero A.M. 2.003
mármol claro	Estremoz (Portugal)	77	65	0,21	Palma H. 2.000
mármol dolomítico	Estremoz (Portugal)	78	79	0,21	Palma H. 2.000
mármol blanco	Dionyssos (Grecia)	72	52	0,13	CNR Turín 2.001
caliza roja	El cantón (Murcia)	50	67	0,26	LAB Geomex
caliza crema	Pinoso (Alicante)	68	82	0,15	LAB Geomex
caliza blanca	Hontoria (Burgos)	24	sd	sd	FDP 2.004

- tabla nº 4: propiedades geomecánicas de mármoles y calizas -

II.2.2. Características Geomecánicas de las diaclasas. Envolvente de BARTON

La posibilidad de que los labios de una junta de la masa de mármol deslicen, es decir que los bloques configurados por las juntas se desplacen uno respecto a otro, depende de la ondulación y rugosidad de esas juntas y del grado de alteración sufrida por la roca fresca a través de dichas grietas. La ecuación empírica de Barton-Choubey [7] modeliza el deslizamiento actuando como envolvente de los círculos de Mohr de rotura.

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \left(JRC \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma} \right) + \varphi_r \right) \quad [7]$$

Establece la relación no lineal entre las tensiones σ y τ , normal y cizallante, en el plano de rotura, para una junta abierta. Los parámetros que definen la envolvente son el ángulo residual φ_r , el coeficiente de rugosidad de juntas JRC y el coeficiente de resistencia de las juntas JCS que será un porcentaje de la resistencia a compresión.

Variedad	Localización	φ_r°	JCR	fuelle
mármol blanco	Lasa (Italia)	39,8	12,6	CNR Turín x9
mármol blanco	Lucca (Italia)	41,5	12,4	Ferrero A.M. x6
mármol claro	Estremoz (Portugal)	40	14	Palma H. x5
mármol dolomítico	Estremoz (Portugal)	39	14	Palma H. x5
mármol blanco	Dionyssos (Grecia)	34,5	12	CNR Turín x9
caliza crema	Pinoso (Alicante)	32	13	LAB Geomex

- tabla nº 5: propiedades geomecánicas de juntas en mármoles y calizas -

La cohesión y la fricción de la junta debe calcularse para cada nivel de tensiones normales en el plano de contacto cuyo deslizamiento queremos evaluar.

II.2.3. Características Geomecánicas de la capa. Índice GSI y envolvente de HOEK

Las capas de roca carbonatada están fracturadas, por lo que el comportamiento mecánico del conjunto es una mezcla del comportamiento de la roca intacta y del conjunto de diaclasas que afectan a la capa. Este comportamiento cuyo conocimiento resulta fundamental para la estabilidad del conjunto de huecos de explotación que se desarrollen en la capa ha sido modelizado por Hoek y Brown, cuya envolvente se ha ajustado en 2.002 por Carranza y Corkum [8].

En un macizo diaclasado existe una relación parabólica entre las tensiones máxima y mínima en el momento de la rotura a gran escala:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad [8]$$

siendo: a y s dos constantes que dependen de las características de la masa de roca.

σ_{ci} le resistencia a compresión uniaxial de testigos de la roca intacta.

m_b una constante de la masa de roca.

$$m_b = m_i e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)} ; s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)} ; a = 0,5 + \frac{1}{6} \left(e^{\frac{GSI}{15}} - e^{\frac{20}{3}} \right) \quad [9], [10] \text{ y } [11]$$

Para el cálculo de las constantes de la masa de roca que intervienen en la ecuación se utilizan las relaciones aportadas por Hoek et al. (2.002) que están basadas en los índices de calidad del macizo e roca GSI (Marinos y Hoek, 2.000) y en el factor de perturbación de la roca D , valor desde 0 hasta 1 que depende del método de arranque, siendo 0 para excavación mecánica y 1 para voladuras de producción.

De la gráfica de envolvente podemos sacar una serie de valores geomecánicos útiles: la cohesión [12] y la fricción [13] del macizo de roca y la resistencia a compresión [14]. Para ello se aproxima por ajuste de la envolvente de Hoek a una recta en el tramo desde σ_t hasta una σ_{3max} variable, de forma que queda el misma área por encima que por debajo. Para el parámetro $\sigma_{3n} = \frac{\sigma_{3max}}{\sigma_{ci}}$ en las fórmulas.

$$c = \frac{\sigma_{ci} \cdot [(1 + 2a)s + (1 - a)m_b \sigma_{3n}] \cdot (s + m_b \sigma_{3n})^{a-1}}{(1 + a)(2 + a) \sqrt{1 + \frac{6a m_b (s + m_b \sigma_{3n})^{a-1}}{(1 + a)(2 + a)}}} \quad [12]$$

$$\varphi = \arcsen \left[\frac{6a m_b (s + m_b \sigma_{3n})^{a-1}}{2(1 + a)(2 + a) + 6a m_b (s + m_b \sigma_{3n})^{a-1}} \right] \quad [13]$$

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} \cdot \frac{\left(m_b + 4s - a(m_b - 8s) \left(\frac{m_b}{4} + s \right)^{a-1} \right)}{2(1 + a)(2 + a)} \quad [14]$$

Esta última expresión está recomendada para el cálculo de pilares de roca (x12).

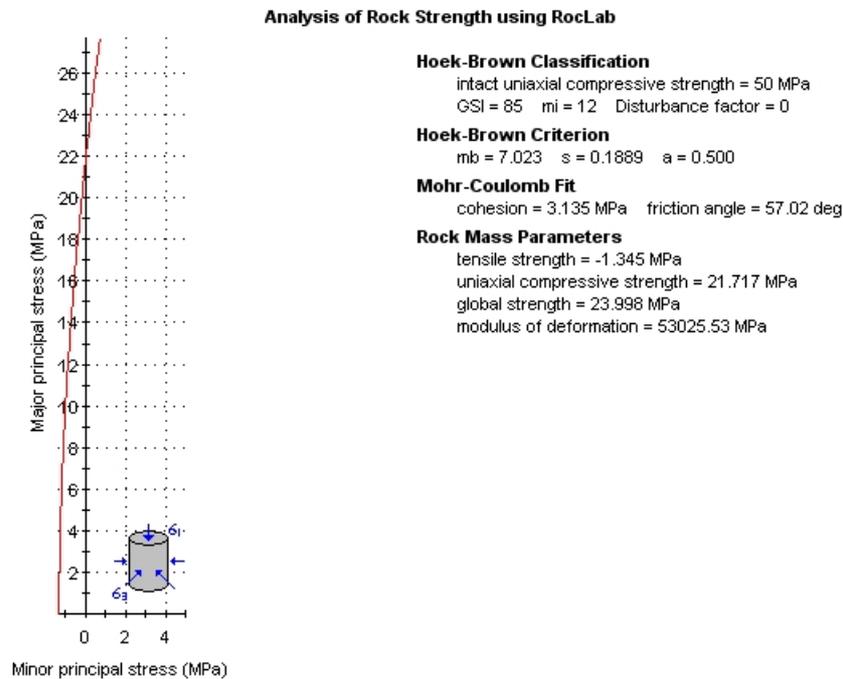
También obtenemos el módulo de Young del macizo de roca, a partir de las expresiones proporcionadas por Hoek y Brown (x13). En concreto para $\sigma_{ci} < 100$ MPa se utiliza [15].

$$E_m (GPa) = \left(1 - \frac{D}{2} \right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} \cdot 10^{((GSI-10)/40)} \quad [15]$$

Utilizamos estas expresiones para los valores de resistencia a compresión de la roca mínimos $\sigma_{ci} = 50$ MPa, teniendo en cuenta tres situaciones posibles: roca bastante diaclasada, moderadamente diaclasada o poco diaclasada, que corresponden con valores del índice de calidad GSI en los intervalos 60-70, 70-80 o mayor de 80.

Densidad Diaclasado	GSI	c (MPa)	φ°	σ_{cm} (MPa)	σ_{tm} (MPa)	E (GPa)
Bastante diaclasado	65	0,97	57,1	13,3	1,4	28,7
Moderadamente diaclasado	75	1,69	57,5	17,3	1,6	50,0
Poco diaclasado	85	3,13	57,0	24,0	1,9	53,0

- tabla nº 6: propiedades geomecánicas de una capa de mármol -



- gráfico nº 2: envolvente de Hoek para una capa de mármol con GSI = 85, poco diaclasada -

**PARÁMETROS DE VIABILIDAD PARA LA EXPLOTACIÓN DE
MÁRMOL Y CALIZAS MARMÓREAS MEDIANTE MÉTODOS DE
EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEOS**

**Capítulo III: DISEÑO DE LAS CÁMARAS Y
SOSTENIMIENTOS**

III. DISEÑO DE LAS CÁMARAS Y SOSTENIMIENTOS

III.1. DISEÑO DE LAS CÁMARAS DE EXPLOTACIÓN

Efectuaremos el diseño sobre la solución más habitual: grandes cámaras con pilares regulares cuadrados. Las ventajas de este diseño son dos, por un lado una mayor versatilidad en la planificación minera y por otro la posibilidad de optimizar los aprovechamientos y el sostenimiento al dejar sin excavar aquellas zonas con valores de aprovechamiento más bajo. Podemos examinar en la tabla nº 7 los datos de un buen número de explotaciones de mármol y calizas marmóreas actuales.

Cantera	Pilares	Vano	Altura	Recubrimiento maximo
Vermont	9 x 9	12	20	50
Torano	15 x 15	15	17	250
Lucca	12 x 12	12	16	250
Portoro	6 x 6	20	15	40
Lasa	20 x 20	20	30	200
Dionyssos	11 x 11	12	30	70
AMIA	4 x 4	12	16,5	40
FMP	12 x 12	12	16,5	115
Istria	6 x 6	6	10	40
Hontoria	22 x 22	22	5	20
Mula	16 x 16	16	14	50

- tabla nº 7: dimensiones de explotaciones de mármol actuales -

III.1.1. Dimensiones de las cámaras

Se debe optar por el **mayor tamaño** de cámara, compatible con la capacidad mecánica de la roca, para disponer de un mayor espacio de trabajo y aprovechar toda la altura posible, de forma que se diluya el coste de avance de galerías, más costoso que el banqueo. La **tendencia** que observamos en la tabla nº 7 es la de utilizar pilares cuadrados de entre 10 y 20 metros con vanos de similar dimensión.

En un primer análisis general de la cuestión como el que nos ocupa, correspondiente a la fase de anteproyecto, se puede utilizar la teoría del **área tributaria** para conocer la carga que actuará sobre los pilares. Consideramos que cada pilar es responsable del sostenimiento de la parte de techo que le corresponde y que se extiende hasta la mitad del vano, distancia que separa este pilar de los vecinos (ver figura nº 6).

Una vez elegidas las dimensiones del pilar se calcula la **tensión vertical** a la que estará sometido, teniendo en cuenta el peso de los materiales suprayacentes, y se compara esta tensión con la **resistencia** del pilar. Debemos garantizar, al menos, que la resistencia del pilar supera en un 50% la sollicitación, con lo que tendríamos un FS superior a 1,5 recomendado por alguno de los principales expertos en la materia (Hoek y Brown 1.980) para sostenimiento permanente.

Por lo que respecta a las dimensiones de los **vanos**, es frecuente utilizar para los cálculos preliminares la simplificación de que el techo es una viga biempotrada con una carga repartida correspondiente a su propio peso (Obert y Duvall 1.967). De esta manera se calcula la máxima tensión de tracción, que se produce en los empotramientos, y que se puede comparar con la resistencia a tracción de la roca.

Podemos conocer, además, la **acumulación de tensiones** que se produce en las esquinas de los pilares utilizando un método de cálculo aplicado al problema bidimensional, que correspondería a los pilares de tipo corrido (rib pillar), tal como el método de análisis de

tensiones en los elementos frontera (Hoek y Brown 1.980) o el método de elementos finitos. El paso a la situación tridimensional se consigue al aplicar la superposición, de forma que si la tensión media sobre el pilar tiene el valor σ_p y la tensión para la situación bidimensional en la esquina es de σ_1 , la situación de tensiones en la esquina para la consideración tridimensional es $\sigma_2 = \sigma_p + 2(\sigma_1 - \sigma_p)$.

La importancia de las sobretensiones en las esquinas de los pilares es relativa, tal como sugieren los mismos autores. El aumento de tensión en la esquina de un pilar cuadrado puede generar una rotura local sin que dicha rotura perturbe el núcleo del pilar, es decir, sin propagación de dicha rotura hacia el interior, de forma que lo único que se produce es la redistribución de la tensión vertical por la pérdida de superficie útil, adquiriendo el pilar una forma más redondeada.

III.1.2. Resistencia de un pilar

Cuando pretendemos conocer la resistencia de un pilar a partir de la resistencia de la roca que lo constituye encontramos la dificultad en la **variación de la resistencia de la roca con el tamaño** (volumen V) y la forma (esbeltez L/D) de la porción considerada. No existe un método exacto para conocer la resistencia sino una serie de estudios empíricos cuyos resultados analizaremos aquí.

Es bastante conocida la relación [16] entre los valores de resistencia obtenidos con testigos de roca de diferentes diámetros obtenida por Hoek a partir de datos procedentes de diversos investigadores. Al aplicar esta fórmula encontramos reducciones de resistencia del 34 % si aumentamos el diámetro de la probeta desde 50 hasta 500 mm.

$$\sigma_{cd} = \sigma_{c50} \left(\frac{50}{d} \right)^{0,18} \quad [16]$$

Se han hecho otros **estudios empíricos** para conocer la evolución de la resistencia para tamaños a escala métrica, teniendo en cuenta la variación en la forma, siendo los más conocidos los desarrollados en el sector de la minería de cámaras y pilares en **carbón**. El primero de estos estudios es el desarrollado por **Salamon y Munro** (1.967), como conclusión del cual disponemos de la expresión [17] y la [18] en la que incorporamos el efecto del volumen del pilar como sugiere Hoek.

$$\sigma_{ps} = K h^a p^b \quad [17]$$

h y p son el ancho y el alto del pilar.

K es la resistencia de una muestra cúbica de roca con un volumen de 1 m^3 .

a y b son constantes para el ajuste de la resistencia en diferentes situaciones en los que se produjo colapso.

Los valores ajustados para la minería de carbón fueron $K = 7,17 \text{ MPa}$, $a = -0,66$ y $b = 0,46$.

$$\sigma_{ps} = K \left(\frac{p}{h} \right)^c (p^2 h)^d \quad [18]$$

Al agrupar de esta forma la ecuación y considerar las experiencias de otros autores como Bieniawsky, Holland y Gaddy o Greenwald, Hoek obtiene unos valores medios de los parámetros de ajuste $c = 0,6$ y $d = -0,1$.

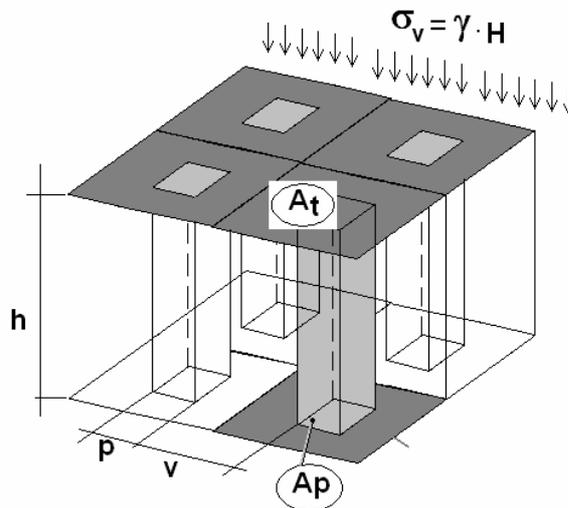
En segundo lugar consideramos la aproximación de **Hardy y Agapito** (1977) que fue desarrollada para cámaras en carbón. Según estos autores podemos aproximar la resistencia del pilar mediante la expresión [19] en la que encontramos la resistencia a compresión de la probeta de roca σ_{ci} multiplicada por dos cocientes el primero de los cuales representa la relación entre los volúmenes del pilar y la probeta de muestra y el segundo la relación entre las esbelteces.

$$\sigma_{ps} = \sigma_{ci} \cdot \left(\frac{V_p}{V_m} \right)^{-0,118} \cdot \left(\frac{p}{h} \right)^{0,883} \cdot \left(\frac{D}{L} \right)^{0,883} = \sigma_{ci} \cdot \left(\frac{p^2 h}{\pi D^2 / 4} \right)^{-0,118} \cdot \left(\frac{p}{h} \right)^{0,883} \cdot \left(\frac{D}{L} \right)^{0,883} \quad [19]$$

Por último otra forma de obtener la resistencia de los pilares es mediante la envolvente de **Hoek** [8] que está desarrollada para todo tipo de macizos de roca. los resultados de su aplicación para una roca de 50 MPa y diferentes niveles de diaclasado se han en la tabla nº 6, con valores que van desde los 13 hasta los 24 MPa.

III.1.3. Tensiones sobre los pilares

Basándonos, como hemos dicho, en la teoría del Área Tributaria, con una carga geostática sobre el techo de la cámara tal como se representa en la figura nº 6, se tienen las expresiones [20] y [21], en las que v y p son las dimensiones del vano y del pilar.



- figura nº 6: asignación de carga al pilar por el Área Tributaria -

Dichas expresiones relacionan las áreas tributaria A_t y de la sección del pilar A_p con la tensión vertical σ_v y la tensión sobre el pilar σ_p y con el aprovechamiento a_p . La tensión vertical depende del recubrimiento (la profundidad del techo de la cámara H).

$$\sigma_p \cdot A_p = \sigma_v \cdot A_t = \gamma \cdot H \cdot A_t \Rightarrow \sigma_p = \gamma \cdot H \cdot \frac{A_t}{A_p} = \gamma \cdot H \cdot \left(1 + \frac{v}{p}\right)^2 \quad [20]$$

Tendremos en cuenta un peso específico $\gamma = 27 \text{ kN/m}^3$.

$$a_p = \frac{A_t - A_p}{A_t} = 1 - \frac{A_p}{A_t} = \left(1 - \frac{p^2}{(p+v)^2}\right) \Rightarrow \sigma_p = \frac{\sigma_v}{1 - a_p} \quad [21]$$

Para cada una de las explotaciones de mármol reflejadas en la tabla nº 7 aplicamos el cálculo de la tensión vertical en el techo y sobre los pilares basándonos en las expresiones [16] a [21] y comparamos con los pronóstico de resistencia que aportan Salomon [17] con ajuste del valor de K mediante [16], Hardy [19] y Hoek [8] mediante el procedimiento utilizado para completar los cálculos geomecánicos de capa en la tabla nº 6 pero ahora con la resistencia a compresión de la roca intacta correspondiente a cada localización.

La dificultad para conocer la resistencia de los pilares en mármol queda patente si observamos la tabla nº 8 en la que figuran los resultados. Los métodos empíricos de Salomon o de Hardy penalizan mucho el volumen de los pilares de manera que casi un 50% de las explotaciones serían geotécnicamente inestables. No parece adecuado utilizar estos métodos para las explotaciones de mármol. La asignación de resistencia a los pilares a partir de la **envolvente de Hoek se ajusta mejor** a la realidad de las explotaciones, hace además variar la resistencia según el índice GSI sin que influya el volumen de los pilares. Adoptando este último método de aproximación a la resistencia todavía quedan algunos casos en los que el factor de seguridad calculado es inferior a la unidad, lo que quiere decir que existe todavía un cierto margen de seguridad adicional.

Cantera	geometría y tensiones						resistencia del pilar σ_{ps}					
	h/p	V m ³	e %	σ_v MPa	σ_{ci} MPa	σ_p MPa	Sal. MPa	FS	Har MPa	FS	Hoe. MPa	FS
Vermont	2,2	1.620	82	1,3	65	7,3	12,4	1,7	10,5	1,4	21,1	2,9
Torano	1,1	3.825	75	6,7	75	27,0	19,7	0,7	19,2	0,7	24,3	0,9
Lucca	1,3	2.304	75	6,7	60	27,0	15,0	0,6	14,2	0,5	19,5	0,7
Portoro	2,5	540	94	1,1	75	20,8	14,9	0,7	12,5	0,6	24,3	1,2
Lasa	1,5	12.000	75	5,4	82	21,6	16,2	0,8	14,5	0,7	26,6	1,2
Dionyssos	2,7	3.630	77	1,9	72	8,3	11,2	1,4	8,9	1,1	23,4	2,8
AMIA	4,2	264	94	1,1	77	17,3	12,1	0,7	9,2	0,5	25,0	1,4
FMP	1,4	2.376	75	3,1	77	12,4	18,8	1,5	17,7	1,4	25,0	2,0
Istria	1,7	360	75	1,1	60	4,3	15,8	3,7	14,7	3,4	19,5	4,5
Hontoria	0,2	2.420	75	0,5	24	2,2	17,3	8	24,7	11,4	7,8	3,6
Mula	0,9	3.584	75	1,3	60	5,4	18,5	3,4	19,1	3,6	19,5	3,6

- tabla nº 8: tensiones sobre el pilar y resistencias según diferentes métodos -

III.1.4. Tensiones en el techo

Es frecuente (x1) calcular la máxima tensión de tracción [22] que se produce en los techos mediante la simplificación de que el techo es una viga biempotrada con una carga repartida correspondiente a su propio peso (Obert y Duvall 1.967).

$$\sigma_{m\acute{a}x} = \frac{\gamma v^2}{2 e} \quad [22]$$

Esta simplificación supone que el techo está estratificado y que tenemos una losa de roca en el techo de espesor “e” para un vano de longitud “v”. La situación de máxima tensión se produce en la parte superior del estrato y aparece como tracción. La máxima tracción que soporta la roca se encuentra en un 5-10 % de su resistencia a compresión, por lo que podemos aceptar como segura una resistencia media de 2,5 MPa sobre la hipótesis de una resistencia a compresión de la masa de roca de, al menos, 50 MPa.

Según este análisis todo el techo de la cámara es una losa de material homogéneo, lo que será tanto más incierto cuanto mayores sean el vano y el espesor, debiendo reducir entonces las resistencias a tracción que se aproximarían más a las consideradas para todo el macizo de roca (tabla nº 6). Por otro lado, el análisis despreja la existencia de tensiones horizontales en el techo lo que supondría una reducción importante de las tracciones.

Al examinar los valores calculados en la tabla nº 9 podemos en conclusión afirmar que si tomamos como valor de resistencia característico el de la **roca intacta** los vanos de entre 10 y 15 metros requieren unos 4 metros entre niveles de explotación, y si asumimos para estos vanos el valor de resistencia a tracción mínima del **macizo** (variable con su calidad) deberíamos duplicar el espesor entre niveles de explotación acudiendo a **8-10 metros entre niveles**. Esta última alternativa parece más adecuada puesto que una rotura de techo presenta un riesgo máximo.

ESPESORES	1	2	4	5	8	7	8	7
VANOS	$\sigma_t =$	2,5 MPa				0,3 MPa	0,6 MPa	1,3 MPa
10	1,85	3,7	7,41	9,26	14,81	3,7	7,41	9,26
11	1,53	3,06	6,12	7,65	12,24	3,06	6,12	7,65
12	1,29	2,57	5,14	6,43	10,29	2,57	5,14	6,43
13	1,1	2,19	4,38	5,48	8,77	2,19	4,38	5,48
14	0,94	1,89	3,78	4,72	7,56	1,89	3,78	4,72
15	0,82	1,65	3,29	4,12	6,58	1,65	3,29	4,12
16	0,72	1,45	2,89	3,62	5,79	1,45	2,89	3,62
17	0,64	1,28	2,56	3,2	5,13	1,28	2,56	3,2
18	0,57	1,14	2,29	2,86	4,57	1,14	2,29	2,86
19	0,51	1,03	2,05	2,56	4,1	1,03	2,05	2,56
20	0,46	0,93	1,85	2,31	3,7	0,93	1,85	2,31
22	0,38	0,77	1,53	1,91	3,06	0,77	1,53	1,91
24	0,32	0,64	1,29	1,61	2,57	0,64	1,29	1,61
25	0,3	0,59	1,19	1,48	2,37	0,59	1,19	1,48
28	0,24	0,47	0,94	1,18	1,89	0,47	0,94	1,18
30	0,21	0,41	0,82	1,03	1,65	0,41	0,82	1,03

- tabla nº 9: FS de las tensiones de tracción en el techo de las cámaras en relación con la resistencia adoptada -

III.2. VALIDACIÓN DE LOS DISEÑOS POR EL MÉTODOS DE ELEMENTOS FINITOS

Desde hace 20 años la posibilidad de disponer de ordenadores con mayor velocidad de cálculo a permitido el desarrollo de los métodos tenso-deformacionales. Son métodos de análisis numéricos, de elementos finitos o de diferencias finitas que permiten reproducir la respuesta mecánica de la masa de roca, sometida a unas condiciones de tensión iniciales al desarrollar nuestra excavación. El resultado de la simulación conduce a una situación de estabilidad o al colapso, pudiendo en el primer caso conocer los desplazamientos y tensiones de todos los puntos del terreno y en el segundo identificar las zonas problemáticas.

En el trabajo con modelos numéricos se divide el terreno en zonas a las que se asigna un comportamiento mecánico, simple como el lineal elástico o algo más complejo como los elasto-plásticos. Las zonas pueden considerarse aisladas y separadas por discontinuidades y tendremos un modelo discontinuo (tratados mediante código de elementos discretos UDEC) o unidas formando un modelo continuo (mediante códigos de diferencias finitas como el FLAC que permiten reproducir temporalmente el colapso o de elementos finitos como el PHASES).

Los métodos de elementos finitos (MEF) permiten abordar el estudio de huecos de excavación con geometría compleja, considerando que la capa de roca se comporta como un medio elástico, lo cual no es cierto salvo que la estructura de grietas que afecta a la capa de lugar a bloques de tamaño superior al de la excavación. Esta última condición se da en el caso de capas de mármol con RMR superior a 80 (Barton, 1.999), valor que coincide con la mejor de las capas que vamos a modelizar, por lo que **nos encontramos en la frontera del tratamiento recomendado** con estos modelos. No obstante, el tratamiento nos van a permitir conocer en líneas generales las variaciones de tensión al excavar (Ferrero y Iabichino 2.003a), con las orientaciones de las tensiones y con la predicción de las deformaciones en las paredes y techos. Por otra parte, la utilización de los métodos de

elementos discretos exigiría un conocimiento detallado de la estructura del diaclasado lo que corresponde a la fase de diseño de un proyecto localizado y con una capa bien investigada.

Para la etapa de validación del “**diseño tipo**” en que nos encontramos utilizamos un programa de elementos finitos en dos dimensiones como el **PHASES² 2D** (Roescience Inc. 2.001) en su versión 5.0. Presenta la ventaja de una gran rapidez en la generación de los modelos lo que permite responder rápidamente a las incertidumbres que se plantean al resolver los primeros casos. Dispone esta versión además de la **posibilidad de incorporar diaclasas** al modelo lo que nos acerca al tratamiento que hubiéramos hecho mediante elementos discretos.

Nuestros objetivos son bastante generales: conocer el orden de **magnitud de las tensiones** en techo y pilares para cada uno de los diseños desarrollados en las capas tipo, correspondientes a las calidades definidas en la tabla nº 6, identificando los principales problemas en estos diseños y acercándonos a los valores que tendrán de las **deformaciones**. Con la satisfacción de estos objetivos podremos establecer los sostenimientos más adecuados y las metodologías de control de deformaciones más apropiadas.

III.2.1. Diseños sometidos a validación

Se trata de una explotación de mármol por el método de cámaras y pilares, con una geometría de pilares cuadrados regulares y con vanos de idéntica dimensión que los pilares (lo que supone una recuperación teórica del 75%), cuyo primer nivel se desarrolla de forma próxima a la base de una ladera con 30° de pendiente, desarrollando el segundo nivel por debajo del anterior.

Se trabaja con tres geometrías diferentes correspondiendo cada una de ellas a una calidad de mármol o caliza marmórea: la primera a la roca menos competente con más diaclasado

(GSI 65), la segunda a la roca de nivel de resistencia y fracturación medio (GSI 75) y la tercera de mayor calidad y menos diaclasada (GSI 85). La resistencia a compresión media en todos los casos se considera 50 MPa siendo este un dato conservador. Estos materiales presentan las características geomecánicas señaladas en la tabla nº 6 y para cada uno de ellos sometemos a validación la geometría de la tabla nº 10. En la columna de litotipos asignamos una calidad a las litologías que conocemos después del recorrido de toma de datos por las canteras. La columna de espesores se refiere al espesor de la losa de roca entre niveles y la de avance recoge la longitud que penetramos hacia la ladera.

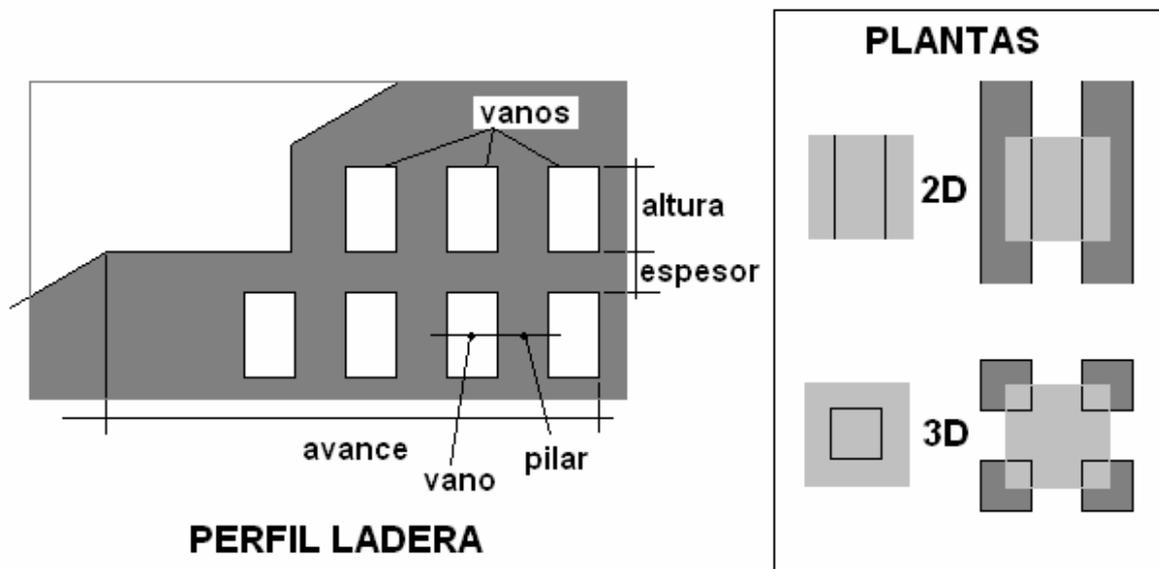
calidad	litotipos	pilar	vano	altura	espesor	vanos	avance
GSI 65	mármol diaclasado calizas cremas	10 x 10	10	17	11	5	140
GSI 75	calizas claras y rojas	15 x 15	15	23	13	4	160
GSI 85	mármol sano calizas dolomíticas oscuras	20 x 20	20	29	15	3	180

- tabla nº 10: geometrías validadas por calidades de roca -

III.2.2. Planteamiento de los modelos e hipótesis de cálculo

Se analiza mecánicamente la excavación sobre un **perfil de la ladera** (ver figura nº 7) de forma que aparecen en este perfil las cámaras que se excavan y los pilares intermedios. Dado que el tratamiento del programa **2D** es bidimensional los resultados del análisis corresponderían a cámaras con pilares corridos de longitud infinita en la dirección perpendicular al plano del análisis. El trabajo de los pilares de sección cuadrada por unidad de superficie en planta es el doble del de los pilares corridos, con lo que para conseguir una aproximación al resultado en tres dimensiones 3D se ha **duplicado la densidad** del material lo que implica la aparición del doble de carga sobre cada pilar y, de igual manera,

sobre cada unidad de techo de la cámara. El efecto sobre el techo no es equivalente al 3D, ya que en realidad lo que ocurre es que la luz de techo se amplía hasta $\sqrt{2}$ veces el vano.



- figura nº 7: análisis en MEF tratamiento 2D y 3D -

Otra hipótesis que introduce seguridad en el modelo es que la **capa está distendida**, es decir que la relación K entre la tensión horizontal y la vertical que se considera litostática (con el doble de densidad) es menor que la unidad $K = 0,5$.

Los valores geomecánicos adoptados para cada una de las capas son los que figuran en la tabla nº 6 que provienen de la envolvente de Hoek. La **resistencia a tracción** de la roca se ha calculado como **media** entre lo que sería la roca intacta y el macizo de roca, dado que la dimensión de **los techos no supera los 20 metros** y en ellos es donde se producirán las mayores tensiones. Lo contrario penalizaría excesivamente la resistencia y entraría en contradicción con lo observado en las explotaciones reales.

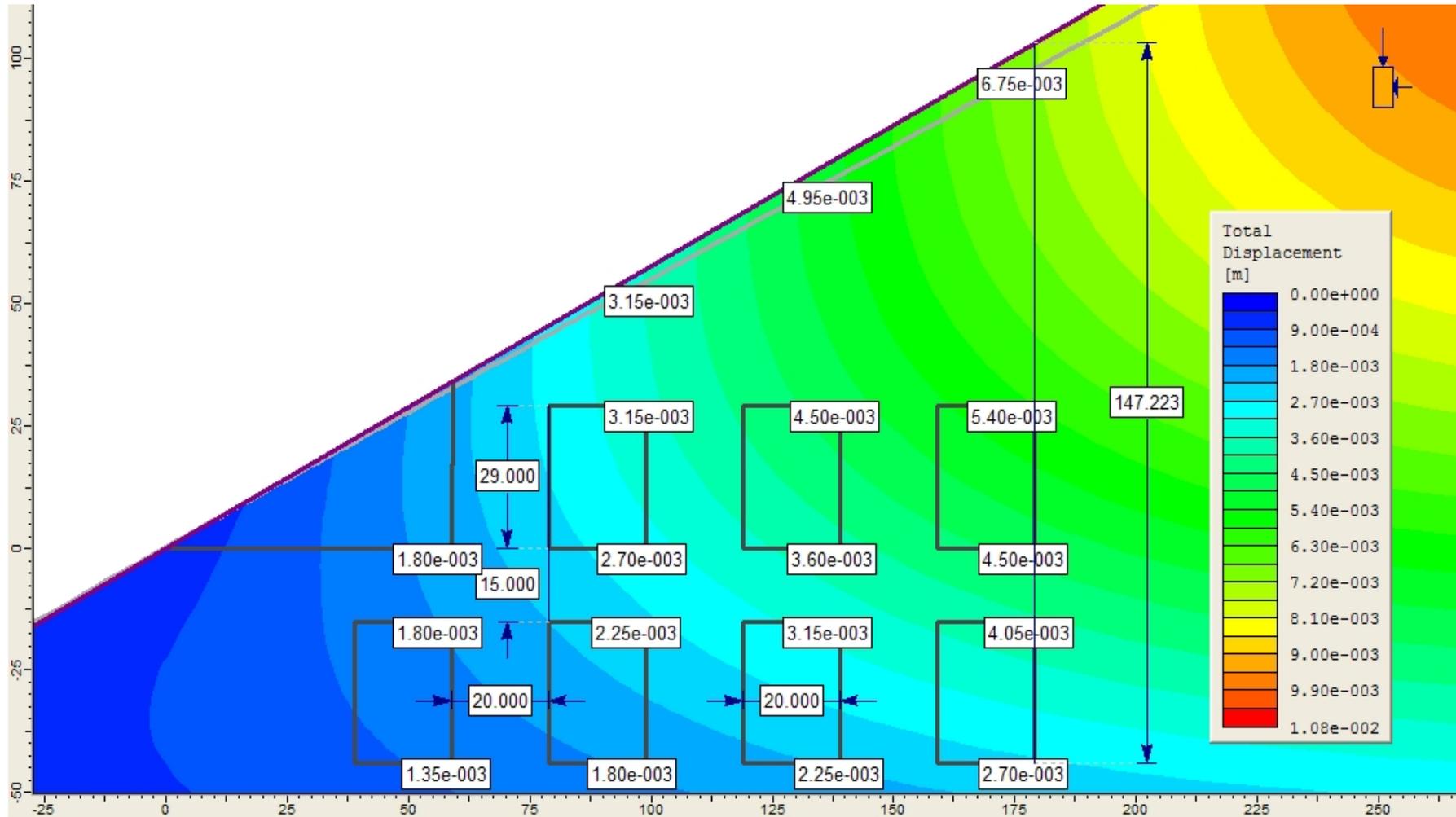
III.2.3. Procedimiento de trabajo

1) Una vez introducida la geometría del modelo en el programa y las condiciones de contorno (restricciones laterales) comenzamos asignando una densidad al material para generar un **nivel litostático de tensiones** verticales equivalente a 0,027 MPa por metro de profundidad. Introducimos también el resto de características mecánicas: E , ν , c , ϕ y σ_t . Fijamos la relación $K = \sigma_h / \sigma_v = 0,5$. El programa calcula entonces el nivel de tensiones y la deformación del terreno. Nos interesa conocer la deformación de la superficie para tener idea de la subsidencia que se produce al excavar y el movimiento de los puntos que constituyen el entorno de las excavaciones hasta su posición de pre-excavación (vease la figura nº 8).

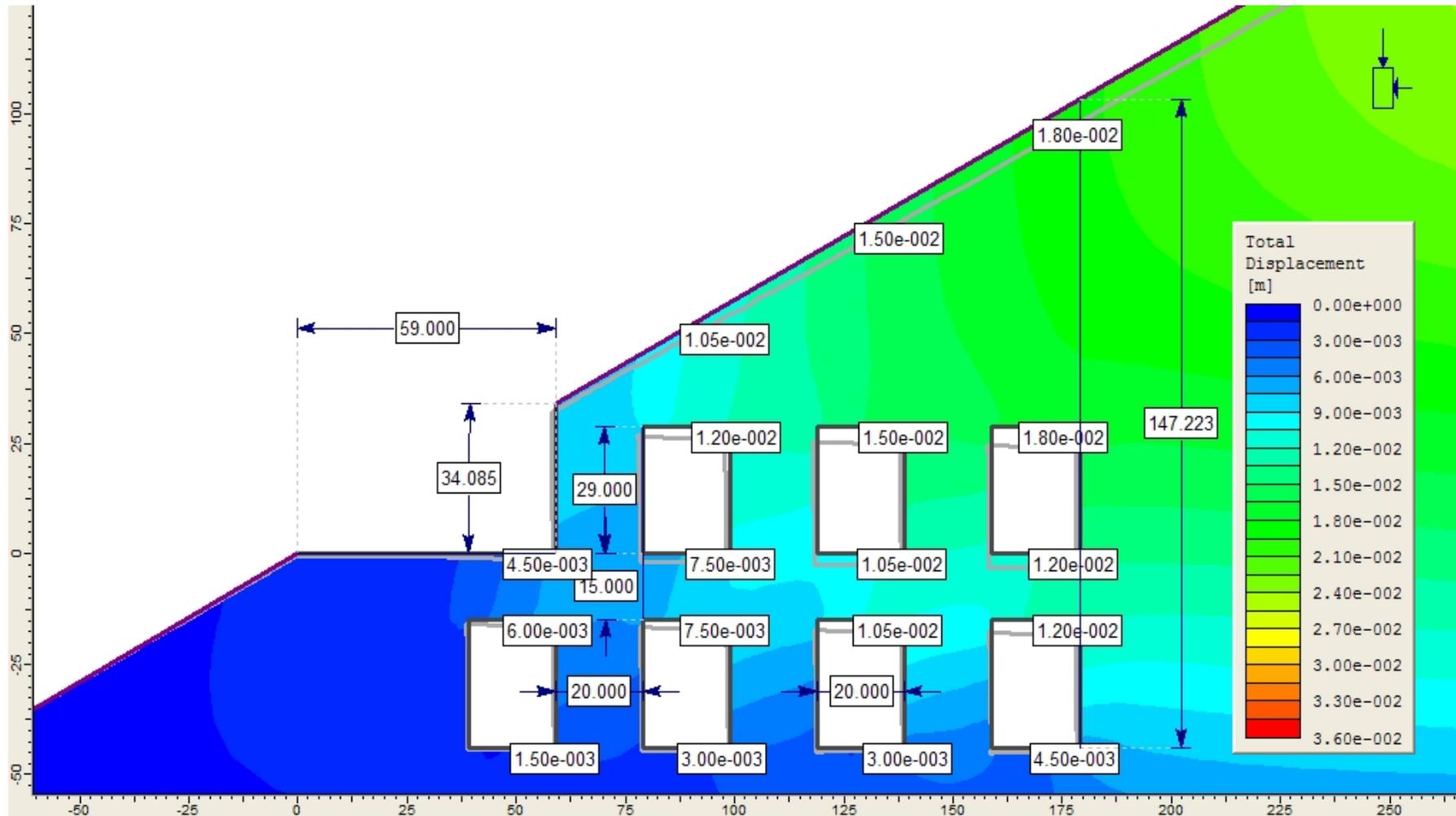
2) Aumentamos la densidad del mármol hasta $0,054 \text{ MN/m}^3$, **excavamos el primer nivel** midiendo las deformaciones de techo y suelo de cámaras y después el segundo nivel. En la figura nº 9 podemos comprobar los resultados para las cámaras de 29 metros de altura.

3) Revisamos los resultados de las tensiones principales σ_1 y σ_3 sobre todo en el techo suelo y paredes de los pilares. Obtenemos el **mapa de factores de seguridad SF** y buscamos las **zonas problemáticas con FS < 1,3**. Podemos hacer zoom sobre esas zonas en el modelo y ver sus dimensiones para estudiar las necesidades de sostenimiento. En el caso de las cámaras de 29 metros encontramos problemas en el techo de las cámaras del primer nivel con mayor recubrimiento, situadas hacia el interior de la ladera y en la zona baja de los pilares del nivel inferior, en la misma situación de mayor recubrimiento.

4) Modificamos el modelo incorporando una serie de **grietas** con los valores mecánicos típicos de mármol y calizas marmóreas: JCS, JRC y ϕ_r que figuran en la tabla nº 5. **Reiteramos** los pasos anteriores para ver ahora cual es la respuesta del terreno al excavar.



- figura nº 8: perfil de cámaras de 29 m de altura: deformación del modelo previa a la excavación -



- figura nº 9: perfil de cámaras de 29 m de altura: deformación del modelo después de la excavación -

III.2.4. Resultados obtenidos

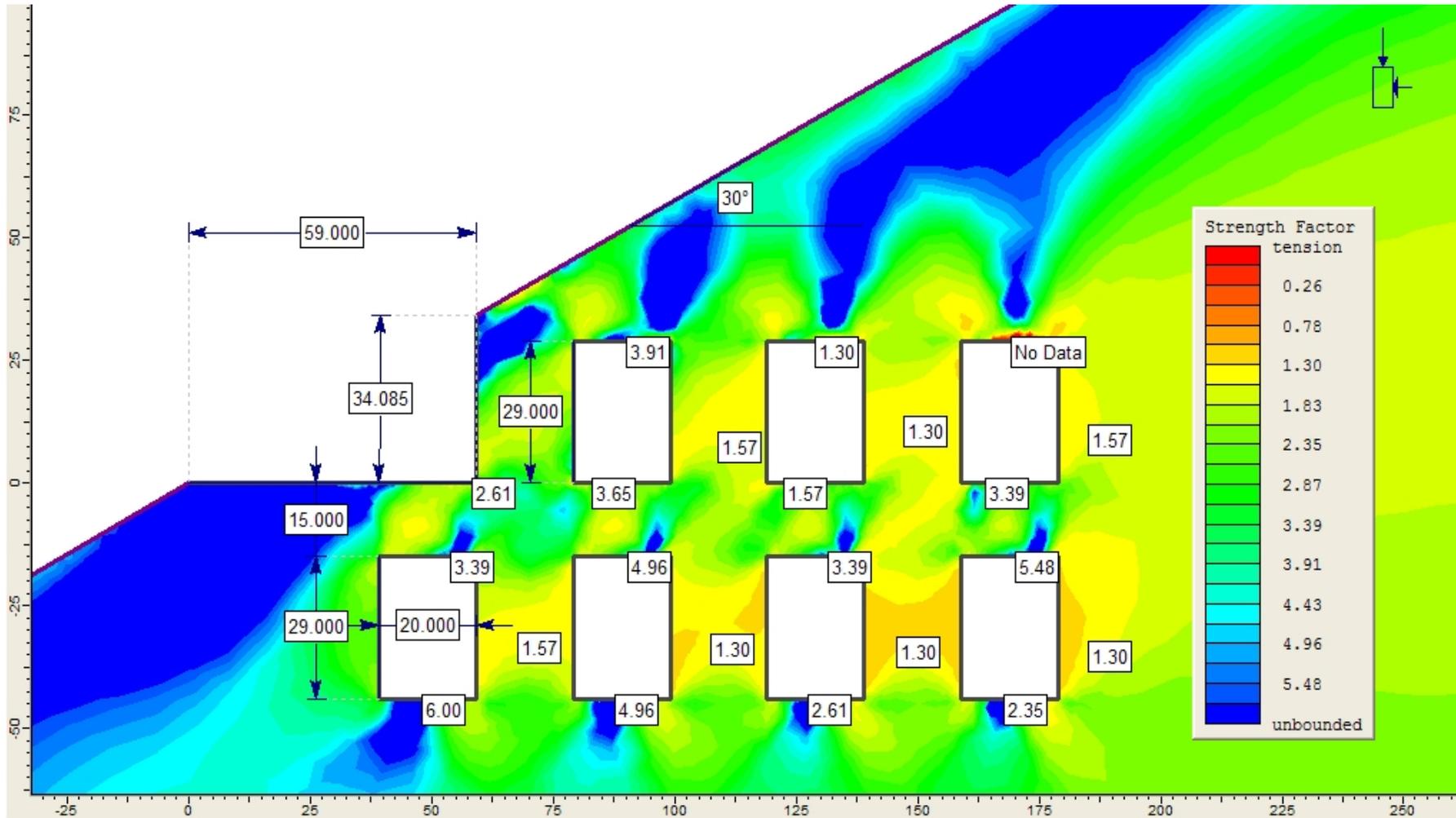
Utilizando las dimensiones recogidas en la tabla nº 10 para las cámaras de pilares cuadrados de 20 x 20 con 29 metros de altura, de 15 x 15 y 23 metros de altura y de 10 x 10 con 17 metros de altura, encontramos los siguientes resultados:

1) Las **deformaciones máximas** que se producen al excavar, y que aparecen indicadas en mm. en la tabla nº 11, se localizan en las cámaras con mayor recubrimiento, que son las más solicitadas y que podemos encontrar a la derecha de la figura nº 9. En todos los casos se trata de desplazamientos de **algunos milímetros en dirección vertical descendente**.

PUNTO	Cámaras de 20 x 20 (GSI 85)				Cámaras de 10 x 10 (GSI 65)			
	prev	exca- vado	neto	rela- tivo	prev	exca- vado	neto	rela- tivo
Superficie	7	18	11	0	6	26	20	0
Techo camara superior	5	18	13	6	4	24	20	5
Suelo camara superior	5	12	7		5	20	15	
Techo camara inferior	5	12	7	5	5	20	15	7
Suelo camara inferior	3	5	2		3	12	8	

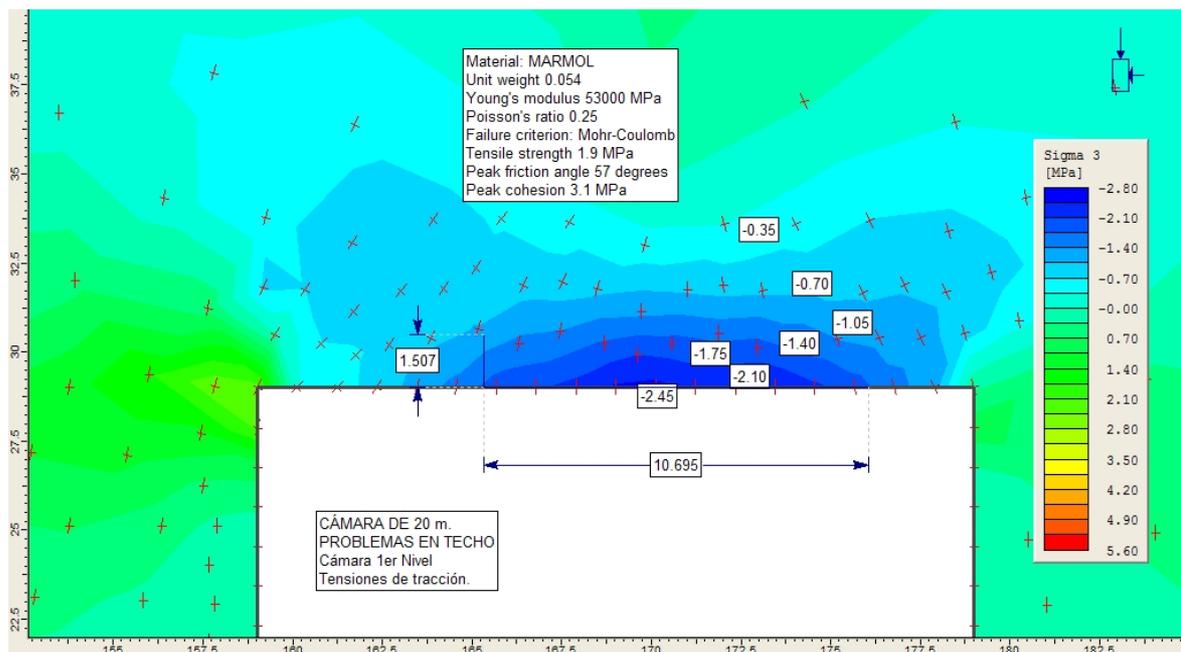
- tabla nº 11: movimientos en las cámaras con mayor recubrimiento (mm.) -

2) Al aumentar el recubrimiento se incrementan las **tensiones de tracción en los techos** y suelos de las cámaras, llegando a ser críticas las tensiones en el techo de las cámaras de primer nivel cuando tenemos un recubrimiento de 70 metros (figura nº 10).



- figura nº 11: perfil de cámaras de 29 m de altura: Factores de Seguridad -

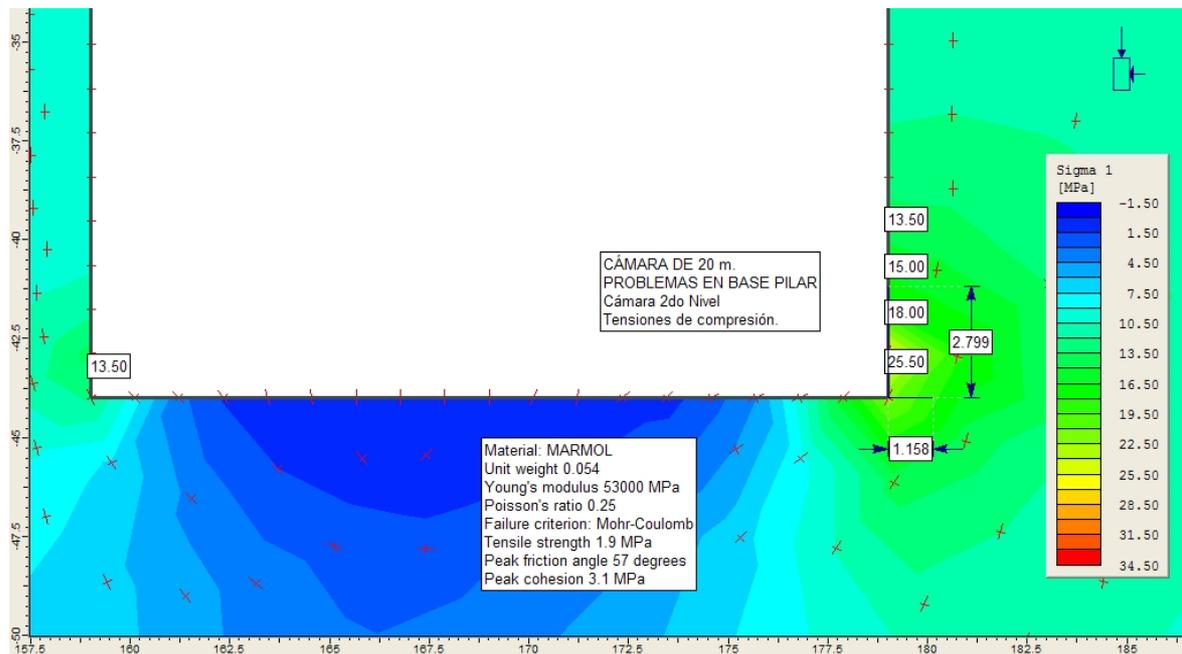
Esta situación conduce a factores de seguridad menores que la unidad en el techo de las citadas cámaras (figura nº 11). La inestabilidad afectaría para las cámaras mayores a una zona de techo acotada con 1,5 metros de espesor y 10,5 m de anchura, como podemos observar al hacer zoom en la figura nº 12. Estos resultados se encuentran muy por debajo de los pronosticados por la ecuación [22] que aparecen en la tabla nº 9.



- figura nº 12: techo de las cámaras de 29 m de altura: detalle de tensiones de tracción σ_3 -

3) Las tensiones medias sobre los pilares son las que se pronostican con la teoría del área tributaria pero se producen importantes incrementos de las tensiones verticales de compresión en la parte baja de la cara exterior del último pilar, como puede apreciarse en la figura nº 13. En realidad este último pilar es la pared final, actuando como un pilar corrido por lo que **la situación real es más segura**.

4) La incorporación al modelo de algunas **diaclasas principales** de gran extensión en las direcciones más habituales, la estratificación y las conjugadas a esta, **alivia las tensiones** de tracción provocando una mejora importante de los FS (ver figura nº 14).



- figura nº 13: suelo y pilares de las cámaras de 29 m de altura:
detalle de tensiones de compresión σ_1 -

5) El descenso de las características mecánicas de la roca exige un incremento del espesor relativo de la losa de material **entre las cámaras** con lo que perdemos recuperación. Si **reducimos este espesor** para conseguir una mayor recuperación, lo que basándonos en la teoría de la viga biempotrada de Overt y Duvall [22] sería posible, se produce una **repercusión** de las cámaras inferiores sobre las superiores que, incluso en el caso de incorporar las grietas de alivio de la tensión de tracción, conduce a factores de seguridad inferiores a la unidad en el suelo de las cámaras del primer nivel. En la figura nº 14 podemos observar esa situación al reducir en las cámaras de 10 x 10 el espesor desde los 11 metros indicados en la tabla nº 10 hasta los 8 metros.

6) Queda abierta **la posibilidad** de estudiar un diseño de **cámaras corridas** que consiga la misma recuperación con un **menor espesor entre niveles**. La dirección de excavación más apropiada en ese caso sería perpendicular a la ladera, y no valdrían los modelos paralelos que hemos utilizado.

III.3. SOSTENIMIENTO DE LAS CÁMARAS

Al adoptar el método de cámara y pilares hemos efectuado un planteamiento de explotación con huecos permanentes, lo que debe ser completado con el sostenimiento local de techos y/o paredes para sujetar los bloques inestables que pudieran quedar en el contorno excavado. Dichos bloques se formarán a causa del diaclasado de la capa.

Para los objetivos que se persiguen en este estudio general y que no son otros que el conocimiento de los procedimientos de sostenimiento, las dimensiones de bulones, las necesidades de gunita o cerchas y de la densidad con que debemos cubrir las paredes y el techo, emplearemos el método de Barton, Lien y Lunde (1.974) completado por Grimstad y Barton (1.993).

El método empírico, basado en la experiencia de estos investigadores y en un gran número de casos analizados, se apoya en el uso del ábaco del gráfico nº 3 a partir del índice de calidad [23] de la roca Q de Barton (1974) y el vano libre del hueco generado (Span). Se introduce además un factor de corrección del vano ESR que aparece en la tabla nº 12. El vano de trabajo o diámetro equivalente D_e es el vano dividido por este factor ESR.

categoria	descripción de la excavación	ESR
A	Huecos mineros temporales.	3-5
B	Pozos verticales de sección circular	2,5
C	Huecos mineros permanentes, túneles para centrales hidroeléctricas, túneles piloto y galerías de avance para grandes excavaciones	1,6
D	Almacenes subterráneos, plantas de tratamiento de agua, pequeños túneles de FFCC o carreteros.	1,3
E	Cavernas hidroeléctricas, grandes túneles, emboquilles e instalaciones militares.	1,0
F	Instalaciones nucleares y usos civiles.	0,8

- tabla nº 12: factor de corrección ESR -

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \quad [23]$$

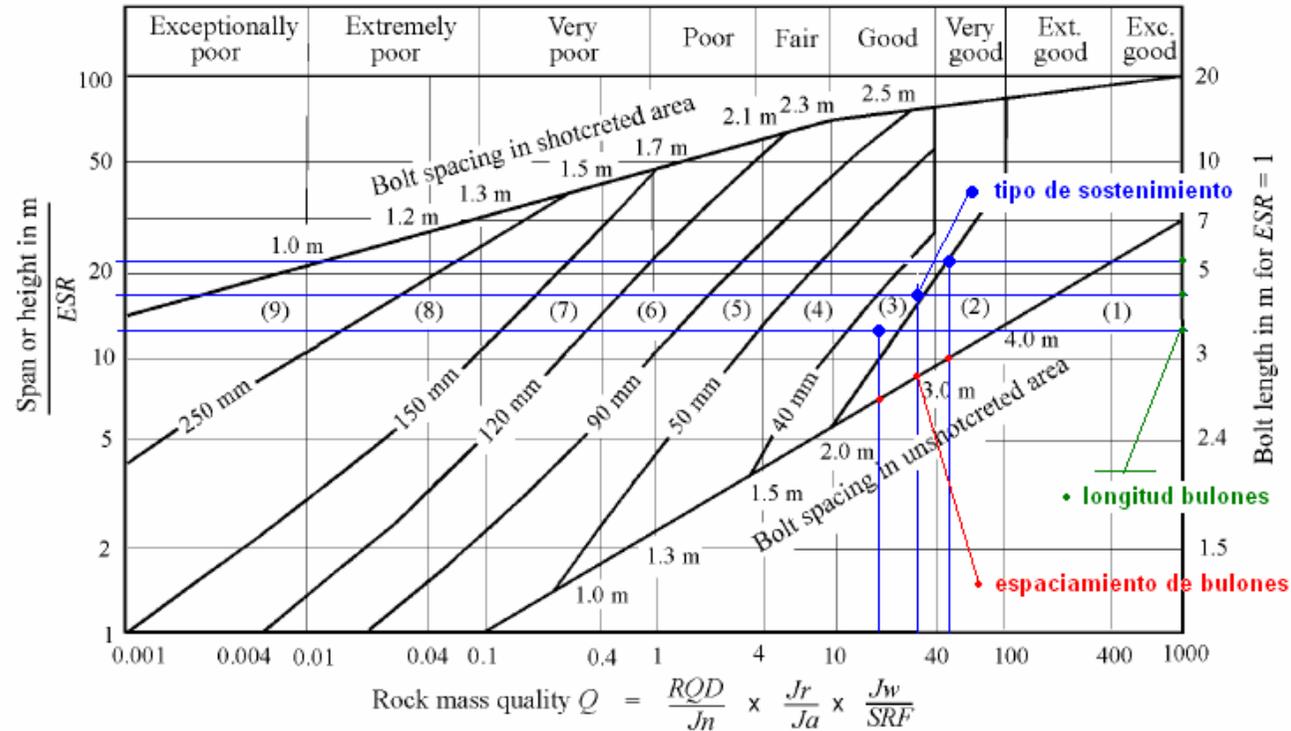
Veamos los valores del índice Q de Barton para cada una de las calidades establecidas por nosotros teniendo en cuenta un valor de RQD variable entre 85 y 95 %, dos o tres familias de diaclasas cuyas juntas se presentan suavemente onduladas, rugosas y poco alteradas, en seco y con un nivel de carga medio ya que la resistencia a compresión de la roca intacta es hasta 10 veces la carga que recibe.

GSI	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q	RMR
65	85	9,0	2,0	1	1	1	18,9	70,4
75	90	7,5	2,5	1	1	1	30,0	74,6
85	95	6,0	3,0	1	1	1	47,5	78,7

- tabla nº 13: valores de calidad Q y su equivalencia RMR -

En la tabla nº 13 aparecen dichos valores que serán las abscisas a partir de las cuales entramos en el gráfico nº 3 para los valores de diámetro equivalente obtenidos al aplicar al vano de cada una de las cámaras la reducción con un ESR = 1,3 que nos aporta una seguridad adicional y permite plantear el **uso posterior del hueco** para determinadas aplicaciones. De esa forma, entrando en ordenadas en el gráfico de selección del sostenimiento, para los valores de 13,1; 17,1; y 22,3 metros correspondientes a los 17, 23 y 29 metros de vano, respectivamente, obtenemos en todos los casos un tipo de sostenimiento (3) a base de empernado sistemático. La separación entre bulones y longitud de estos se encuentra entre 2,5 y 3,2 m. para la separación y 2,9 y 4,2 m. para la longitud.

Adoptaremos por ello en todos los casos un sostenimiento sistemático del techo de las cámaras con barras de acero de 4 a 6 metros cada 2 metros, entendiendo que en ocasiones se tendrá que densificar o alargar localmente el bulonado o que se podrá eliminar este.

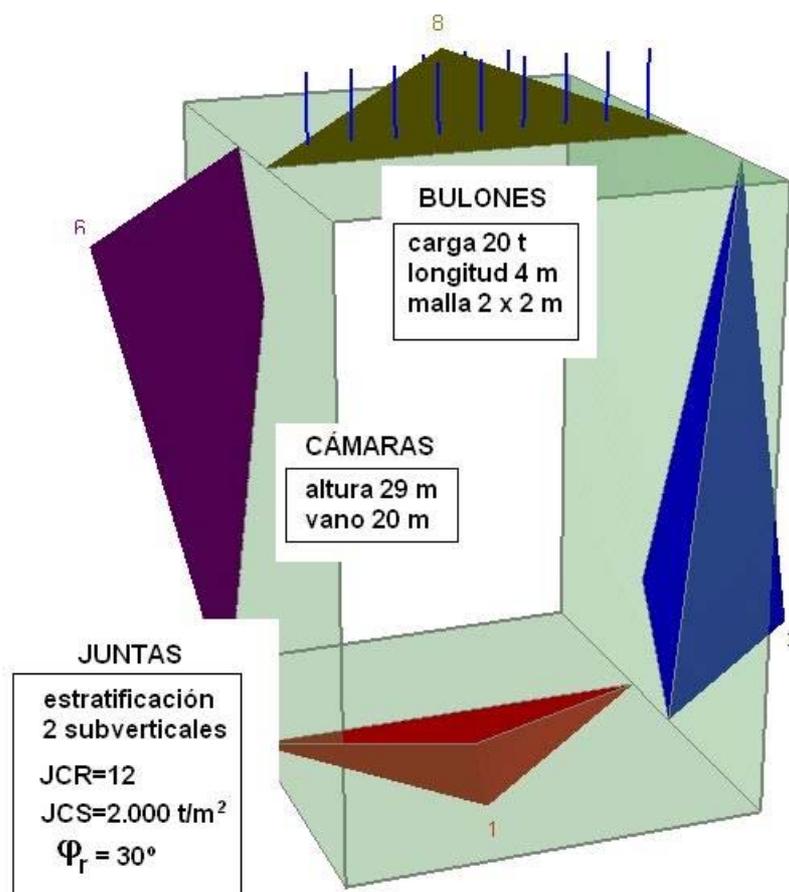


REINFORCEMENT CATEGORIES

- | | |
|--|--|
| <p>1) Unsupported</p> <p>2) Spot bolting</p> <p>3) Systematic bolting</p> <p>4) Systematic bolting with 40-100 mm unreinforced shotcrete</p> | <p>5) Fibre reinforced shotcrete, 50 - 90 mm, and bolting</p> <p>6) Fibre reinforced shotcrete, 90 - 120 mm, and bolting</p> <p>7) Fibre reinforced shotcrete, 120 - 150 mm, and bolting</p> <p>8) Fibre reinforced shotcrete, > 150 mm, with reinforced ribs of shotcrete and bolting</p> <p>9) Cast concrete lining</p> |
|--|--|

- gráfico nº 3: categorías de sostenimiento en función del índice de calidad de la roca Q -

Materializamos el sostenimiento mediante barras de acero tipo FeB44k de 25 mm con un extremo roscado y mortero de cemento con lo que la carga de rotura conseguida es de 28 t, por lo que, al disponerlos en malla de 2 x 2 m. conseguimos un factor de seguridad superior a 1,7 para las cuñas simuladas mediante el programa UNWEDGE de Rocscience en su versión 3.0 cuya salida gráfica aparece en la figura nº 15. El mortero se sustituirá por resina en zonas en las que se presenten inestabilidades.



- figura nº 15 : cuñas formadas en las cámaras y sostenimiento (UNWEDGE) -

Se ha simulado en el programa la presencia de una familia de diaclasas correspondiente a la estratificación con buzamiento a 60° y dirección coincidente con el eje de las cámaras y otras dos familias de tipo subvertical conjugadas.

III.4. CONTROL GEOTÉCNICO

Hemos calculado los desplazamientos elásticos de los techos y pisos de las cámaras que no exceden de unos pocos milímetros. Para la detección precoz de un movimiento de alguno de los bloques que queden aislados al cortar los hastiales o el techo se emplearán los siguientes procedimientos con un orden de menor a mayor coste:

- Inspección de los bordes de las juntas principales para comprobar movimientos relativos de separación o deslizamiento. Bastará con algún elemento de medida tipo calibre.
- Inspección de la masa de roca sana para comprobar la aparición de fisuras en el techo y en la base de los pilares.
- Medida convencional de convergencias de techo y hastiales (3 puntos) cada vez que se avance 2-3 veces la dimensión de un vano. Los puntos (tornillos) de medida quedarán situados de forma permanente.
- Colocación de extensómetros potenciométricos de varilla, siguiendo los procedimientos habituales (Ferrero A.M., 2.003)

Se recomienda comprobar el correcto funcionamiento de los pilares, pudiendo seguir para ello el procedimiento establecido por Ferrero y Iabichino (2.003b) mediante técnicas no destructivas. Se aplica tomografía sísmica al pilar y se mide la tensión interna mediante over-coring en la zona de mayores velocidades sísmicas (mayor rigidez, luego asume mayor carga).

**ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD
DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL**

Capítulo IV: LA PRODUCCIÓN DE INTERIOR

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 100
Tesis: IV. La Producción de Interior	

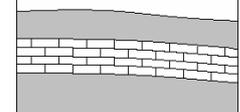
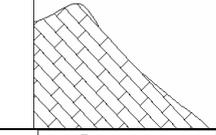
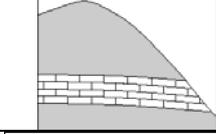
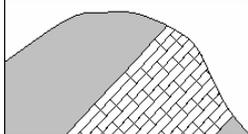
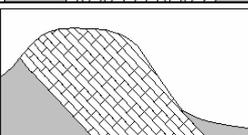
IV. LA PRODUCCIÓN DE INTERIOR

IV.1. PRODUCCIÓN DE LAS CÁMARAS SEGÚN LA GEOMETRÍA DE CAPA

Las cámaras evolucionan horizontalmente en un determinado nivel, con distribución regular de los pilares, al margen de que, por razones geotécnicas o de calidad, se evite la explotación de alguna zona entre pilares, dejando una viga intermedia. Su desarrollo en planta estará limitado por los contactos superior e inferior de la capa, de manera que la geometría de ésta va a determinar dicho desarrollo. Por lo tanto, el conocimiento del espesor y buzamiento de la capa y de las variaciones de estos es fundamental para el planteamiento de la geometría de explotación más adecuada.

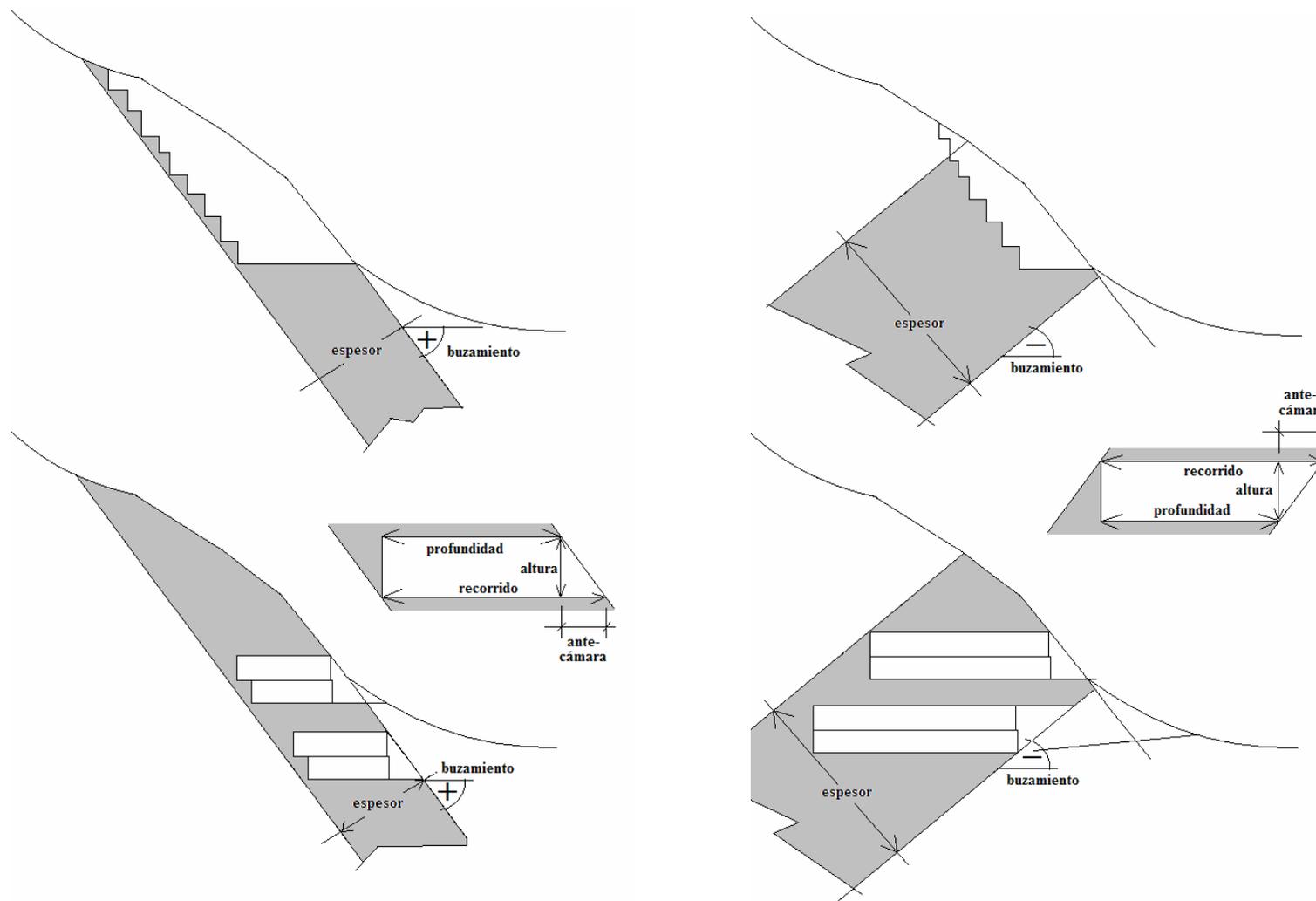
La tabla nº 14 sintetiza las morfologías de capa más habituales, compatibles con el esquema geomorfológico de la figura nº 4.

Desgraciadamente el conocimiento de la geometría de las capas al iniciar la explotación suele ser muy pobre. La explotación a cielo abierto comienza allí donde la capa es aflorante y gracias a la estratificación se puede distinguir el buzamiento, lo que permite perseguir la capa, pero no siempre queda clara la situación y la evolución del contacto más alejado de la superficie.

posición	buzamiento	esquema	ejemplos
enterrada	subhorizontal		Macael, puntilla. (Almería) Estremoz (Portugal)
aflorante	masiva		Massa-Carrara (Italia)
	subhorizontal		Macael, rio. (Almería) Dionyssos (Grecia)
	contra ladera buzamiento (-)		Eoceno Sierra Quibas (Murcia) Sierra Burete (Murcia)
	hacia ladera buzamiento (+)		Sierra Puerta (Murcia) Sierra Magdalena (Murcia) Monte Coto (Alicante)

- tabla nº 14: geomorfologías de capa más habituales -

En relación con la planificación de una explotación a cielo abierto los dos últimos tipos geomorfológicos de capa, que son muy frecuentes, presentan dos situaciones contrapuestas. Cuando la capa entra en la ladera, lo que hemos denominado buzamiento negativo (-), enseguida tenemos que desmontar para avanzar en la capa. Sin embargo cuando la capa tiene buzamiento positivo (+), hacia la ladera, se aprovecha aquella en su totalidad sin desmontes hasta la cota de pie de monte, momento en el que se puede elegir entre la explotación en foso o eliminar el recubrimiento y seguir en ladera. La alternativa subterránea es por lo tanto muy ventajosa cuando nos encontramos con el primero de estos dos casos. Incluso la explotación mixta es muy conveniente de manera que, una vez llegamos en altura de explotación de ladera al contacto con el nivel suprayacente, podemos iniciar la labor de interior.



- figuras nº 16 y 17: perfil de capas a favor y en contra de la ladera y su repercusión en las explotaciones -

IV.1.1. Volumen de explotación de interior

En las figuras nº 16 y 17 se han representado las dos situaciones de capa con la alternativa de explotación por interior. El volumen que puede ser explotado mediante interior por cada metro de anchura de la explotación (medido perpendicularmente al perfil) dependerá de los siguientes parámetros geométricos:

- Buzamiento α de la capa.
- Espesor e de capa en m.
- Altura H de cámaras en m.
- Anchura p y v de pilares y vanos en m., que permite calcular la recuperación R en %.

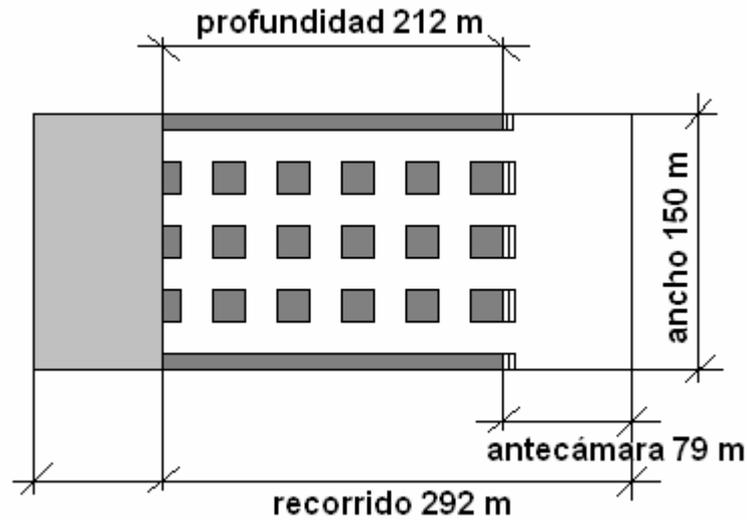
El resultado es independiente de si el buzamiento es positivo o negativo. El recorrido horizontal en capa r viene dado por [24], la profundidad neta de la cámara p por [25] y el volumen V **explotable en la capa por cada cámara** obtenido a partir de la expresión [26].

$$r = \frac{e}{\text{sen}\alpha} \quad [24]$$

$$p = r - \frac{H}{\text{sen}\alpha} \quad [25]$$

$$V = R \cdot H \cdot a \cdot p \quad [26]$$

De esta forma, el desarrollo de uno de los niveles en planta en una capa de 100 m de espesor y 20° de buzamiento, con una anchura de 150 metros, mediante cámaras de 29 m de altura sería el de la figura nº 18. Para una recuperación del 75 % dispondremos de 693.934 m³ recuperables.



- figura nº 18: desarrollo en planta de un nivel de cámaras de 29 m de altura -

IV.1.2. Producción de una Cámara

La viabilidad de las explotaciones de interior va a venir condicionada en gran medida por el aprovechamiento, tal como podemos ver en la expresión para el cálculo de **la producción en una cámara** [27], que sale de multiplicar el volumen explotable por el aprovechamiento en bloques a_p .

$$P = V \cdot a_p = a_p \cdot R \cdot H \cdot a \cdot \left(\frac{e - H}{\text{sen} \alpha} \right) \quad [27]$$

A partir de las necesidades de producción anuales, en función del aprovechamiento, podemos calcular el número de años de explotación de cada nivel subterráneo. Siguiendo con el ejemplo anterior, para un aprovechamiento del 20 %, las reservas existentes (138.787 m^3) permitirían la producción de 9.252 m^3 anuales durante 15 años.

Una de las principales ventajas de la minería de interior en el mármol, en relación con las explotaciones de minería metálica o energética, es el ahorro de una parte importante de la inversión en infraestructuras y en los costes de transporte al efectuar la **entrada directa en la capa**. Esta ventaja se pierde si, para alcanzar la producción prevista, tenemos que abrir un nivel adicional por falta de espacio de cámara en el primer nivel. Se trata de conseguir la producción esperada en un plazo suficiente para amortizar la inversión, que hemos establecido en 15 años, sin el aumento significativo en dicha inversión que supondría preparar una rampa de acceso con una pendiente máxima del 15 %, que nos permita el descenso hasta la cota del piso de la cámara inferior. Tendremos que alcanzar una profundidad equivalente al espesor de la losa de separación entre niveles más la altura de la cámara, es decir, entre 30 y 45 metros, según lo establecido para las diferentes calidades en la tabla nº 8. Necesitaremos para ello entre 200 y 300 metros de rampa y conectar la planta inferior con la superior para aprovechar la ventilación y otros servicios.

Sin ser un gran inconveniente no parece recomendable diseñar la cantera para más de 2 plantas puesto que los costes seguirían creciendo al tener que realizar otro tramo de rampa.

La geometría de la capa debe ser compatible con la producción, de forma que podamos atender ésta a lo largo de unos 15-20 años sin tener que hacer más de 2 niveles.

Si trabajamos con las diferentes variables de la expresión que nos da la variación de la producción [28] para conocer su influencia, observamos como la producción aumenta con el aprovechamiento, con la recuperación y con el ancho de cámara, en menor medida cuanto mayor es el buzamiento de la capa.

$$\frac{\partial P}{\partial e} = \frac{a_p \cdot R \cdot H \cdot a}{\text{sen } \alpha} \quad [28]$$

Que la producción aumenta con la altura de cámara hasta alcanzar la mitad del espesor, momento en el que es máxima [29], y disminuye con el buzamiento [30].

$$\frac{\partial P}{\partial H} = \frac{a_p \cdot R \cdot a}{\text{sen} \alpha} (e - 2H) \quad ; \quad \frac{\partial P}{\partial H} = 0 \quad \Rightarrow \quad H = \frac{e}{2} \quad [29]$$

$$\frac{\partial P}{\partial \alpha} = \frac{a_p \cdot R \cdot H \cdot a}{\text{sen} \alpha} \left(\frac{H - e}{\tan \alpha} \right) < 0 \quad [30]$$

IV.1.3. Recuperación

La recuperación para las dimensiones de cámaras establecidas en la tabla nº 10 es del 75 % para un solo nivel pero, cuando hemos de habilitar un segundo nivel, la losa intermedia que se necesita para la estabilidad geotécnica de la explotación, reduce dicha recuperación hasta la media ponderada de las cámaras (con 0,75 de recuperación) y de la losa intermedia (sin recuperación), por lo que se obtienen finalmente los valores indicados en la tabla nº 15.

calidad	altura m.	espesor m.	recuperación %	
			1 nivel	2 niveles
GSI 65	17	11	75,0	56,7
GSI 75	23	13	75,0	58,5
GSI 85	29	15	75,0	59,6

- tabla nº 15: factor de recuperación
para las diferentes dimensiones de cámara -

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 107
Tesis: IV. La Producción de Interior	

Un buen aprovechamiento de los recursos debe tender a una máxima recuperación compatible con la preservación ambiental y, como podemos observar, buena parte del material extraíble por métodos de superficie debe quedar dentro del volumen de capa afectado por la explotación una vez concluida ésta. Frente a este inconveniente existe cierta capacidad para decidir qué parte de la roca dejamos. Una vez desarrolladas las entradas con las cámaras hacia el interior, podemos **modificar la disposición de pilares** hasta un 20% (optimizable mediante los estudios geotécnicos oportunos), para mejorar nuestro aprovechamiento de manera que también reduciremos la generación de escombros.

Hay que resaltar que la **selectividad de extracción**, que se plantea como una ventaja de la explotación de interior (Cardu et al., 2.004) solamente podemos realizarla cuando tengamos un material competente de bajo aprovechamiento, lo que dentro de las circunstancias recogidas en la tabla nº 3 se produce cuando la masa de la roca cambia su color o aparece manchada.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 108
Tesis: IV. La Producción de Interior	

IV.2. OPERACIONES BÁSICAS DE EXPLOTACIÓN

La masa de roca carbonatada explotada a Cielo Abierto suele ser aflorante. Una vez preparado el primer plano de trabajo tras el desmonte se procede al banqueo descendente: apertura de la primera plataforma llevando el plano hasta el límite para abrir sucesivamente una serie de niveles de explotación con objeto de disponer de varios frentes en diferentes zonas.

Las operaciones que se realizan para la explotación son suficientemente conocidas, con una serie de variaciones que dependen del yacimiento y de la zona y vienen descritas por López Jimeno (1.995c), más recientemente por Cardu y Lovera (2.004), y con un enfoque más práctico por Muñoz Camarasa (2.004). En las visitas de campo se ha podido completar el desarrollo más habitual de estas operaciones con los datos procedentes de un numeroso grupo de canteras visitadas en Almería, Murcia y Alicante.

Todas las **operaciones de banqueo** a Cielo Abierto, excepto el desmonte, se van a reproducir en el Interior de las Cámaras de explotación una vez que se hayan realizado las **labores de avance** en subterráneo, tras el desarrollo de la galería de cabeza. Dicha galería tendrá una anchura coincidente con el vano entre pilares y una altura limitada por la capacidad de la máquina rozadora sobre orugas que se emplea para realizar los cortes.

Las operaciones de avance en interior vienen descritas por Fornaro y Bostico (1.999). Hemos tenido la oportunidad de comprobar tanto sus peculiaridades y variaciones como los avances y modernos desarrollos a lo largo de nuestras visitas a las canteras de interior en España, Italia y Grecia.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 109
Tesis: IV. La Producción de Interior	

IV.2.1. Operaciones de Desmante

Limpeza de la superficie y ripado de la tierra vegetal acopiándola para la restauración. Voladuras de preparación a media ladera, cortando previamente por abajo para no dañar el material mediante hilo y taqueando con cordón detonante y nagolita grandes bloques. Alguna voladura de zonas de baja calidad (menos de lo deseable al carecer de sondeos de planificación), de mayor envergadura con iniciadores no eléctricos (hay muchas líneas eléctricas). Lo habitual para las operaciones de desmante es la perforación con un vagón neumático y martillo en fondo de 3,5“ excepto que la envergadura del desmante aconseje su contratación a una empresa especializada, lo que es frecuente.

IV.2.2. Operaciones de separación del bloque primario (torta)

Se inicia la operación realizando las perforaciones verticales que permitan el paso del hilo antes del corte inferior, para evitar la caída de detritus a éste. Se corta entonces la base con la rozadora y posteriormente se dan el corte dorsal y los laterales con el hilo aprovechando los taladros verticales realizados. Los tamaños de torta van a ser variables, con alturas en los primeros bancos y en los desmontes de unos 6 metros, y en producción de unos 8 metros, llegando en ocasiones hasta 10,5 m. El fondo depende de la altura: la rozadora corta la base en 3,2 y luego se vuelca con la pala en dos bloques de 1,6 m. de anchura o de una vez cuando hay menos altura. El largo en producción llega hasta los 15 metros.

IV.2.3. Operaciones de escuadrado y despuntes

Se realiza con la pala el movimiento de los grandes bloques en los que queda rota la torta al volcarla sobre el lecho de tierra. Una vez dispuestos sobre la plataforma de trabajo, junto al frente, se procede al marcado de las direcciones de corte y se efectúa el escuadre de dichos fragmentos para definir los bloques con dimensiones comerciales. Para este objetivo se utilizan torretas de perforación neumática (se están introduciendo ahora las hidráulicas),

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 110
Tesis: IV. La Producción de Interior	

consistentes en un bastidor, con las guías de los martillos, que es trasladable mediante una pala de cadenas u otro equipo auxiliar. Disponen de 3 o 5 martillos neumáticos de 27 a 29 mm y un sistema de inyección de agua para evitar el polvo. Con posterioridad se procede al despunte y escuadre con hilo. Más modernamente se habilita una zona separada del frente en la que se prepara una línea de corte con hilo. De esta manera una máquina atiende a varios bloques simultáneamente. Finalmente los bloques son numerados y la dirección de corte en el telar señalada según el hilo.

IV.2.4. Transporte de bloques y residuos

Los bloques se almacenan temporalmente en las cercanías del frente hasta su venta o envío a la nave de corte de productos elaborados, placas y losas. Para dicho transporte se utilizan camiones con remolques articulados.

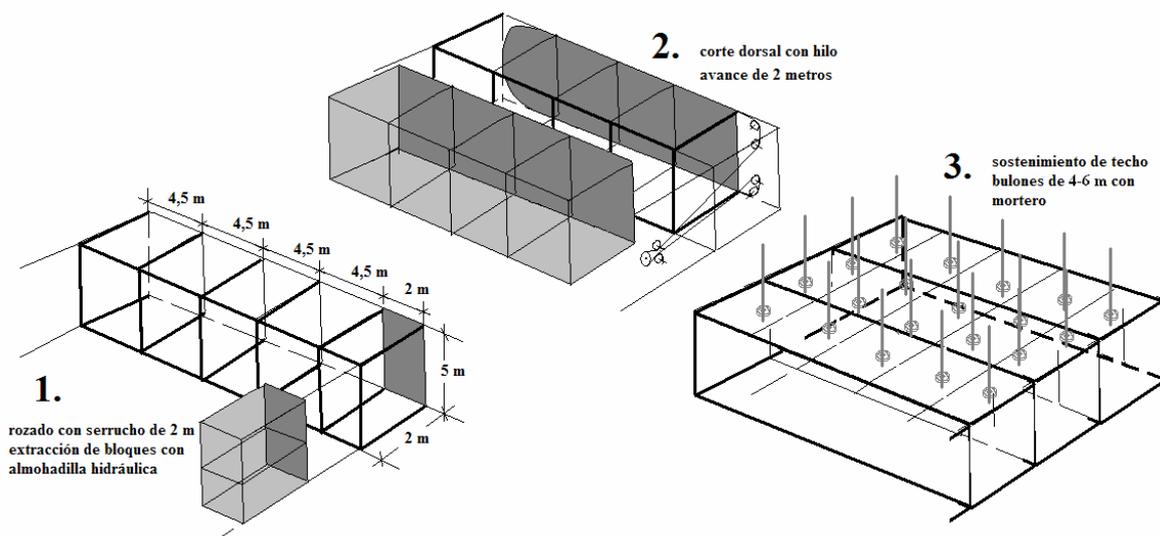
Los residuos se vuelcan en la escombrera con la pala, directamente cuando está muy cercana. Esta práctica, habitual cuando la escombrera se coloca a media ladera, en la base de la explotación, perjudica la apertura de nuevos bancos en el futuro. Conscientes de este inconveniente y cuando la distancia es algo mayor se carga con la pala en volquetes y se deposita en una zona más alejada, a ser posible a pié de monte, donde el impacto visual es menor o formando una pantalla con el fin de disminuir éste.

IV.2.5. Avance de la galería en interior

El procedimiento de avance de las galerías de interior se desarrolla cortando el frente con una rozadora, como la de la foto nº 18, que va montada sobre un vagón de orugas, lo que permite realizar cortes en horizontal a varias alturas y en vertical. Se efectúan los cortes necesarios para abrir un acceso lateral que permita colocar la máquina de corte de hilo para realizar el corte dorsal (ver figura nº 19, 1 y 2)



- foto n° 18 : rozadora sobre orugas -



- figura n° 19 : secuencias de avance de galería de interior -

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 112
Tesis: IV. La Producción de Interior	

IV.2.6. Sostenimiento del techo

El sostenimiento sistemático de techo previsto se realizará con anclajes a base de barras de acero de 25 mm de diámetro y mortero de cemento. Se prepararán los taladros de 40 mm de diámetro y de 4 a 6 metros de longitud con el jumbo y se llenarán posteriormente con el mortero y las barras de acero.

IV.2.7. Ventilación

La maquinaria Diesel utilizada necesita un caudal de aire fresco que depende de la potencia de sus motores, según la MSHA (Rusell 1.982) del orden de $0,07 \text{ m}^3/\text{s}$ por cada kW. Considerando el trabajo simultáneo de pala y rozadora tendríamos un caudal de renovación de gases para la maquinaria de unos $30 \text{ m}^3/\text{s}$. Esta renovación debe conseguirse en el frente de trabajo.

Se considera una potencia media de ventilación a lo largo de la vida de explotación de 50 kW., suficiente a juzgar por la necesidad de la maquinaria y por la potencia instalada en otras explotaciones de cámaras y pilares considerablemente desarrolladas. Las grandes dimensiones de las cámaras permite un porcentaje elevado de ventilación natural al inicio, y cuando las dimensiones de la mina aumenten habrá que estudiar la posibilidad de efectuar chimeneas de ventilación y de colocar compuertas automáticas.

IV.2.8. Iluminación

De acuerdo con la normativa DIN 5035 y considerando los trabajos en el frente como tareas visuales ligeras, la intensidad lumínica de esta zona debe estar en los 120 a 250 lux, reduciendo estos valores para las zonas de paso hasta los 30 a 60 lux.

Esta intensidad lumínica se satisfará mediante focos halógenos de 1.000 a 1.500 W de potencia y se dispondrá de luces de emergencia para la orientación en caso de avería.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 113
Tesis: IV. La Producción de Interior	

IV.3. USO DE LA MAQUINARIA Y RENDIMIENTOS

Los equipos fundamentales para el **banqueo** son la rozadora, la máquina de hilo y la pala cargadora. Veamos las principales características que influyen más directamente en el coste de arranque.

IV.3.1. Corte inferior con rozadora

Preparación: traslado de los raíles y de la máquina con la pala. Colocación, nivelación y preparación del agua. Uso de bomba de fangos para la recirculación.

La máquina tiene un peso de 5-6 t , y dispone de unos 50 KW. de potencia.

Puede cortar hasta 5 m pero se usa con 3-3,2 metros. Lleva una cadena que arrastra los portawídiás en los que van colocados los insertos de corte. El ancho de corte más habitual es de 38 mm. La velocidad periférica de la cadena de corte se regula entre 0,4 y 0,7 m/s. La velocidad de avance del espadín es regulable según el material hasta los 10 cm/min.

El consumo de agua oscila según la recirculación de 2 a 3 m³/h . Se coloca boquilla en salida del corte para evitar tener que limpiar a mano. (No debe impactar en la cadena por que elimina la grasa). También se puede cortar en seco utilizando botones de impregnación de diamante, o sin grasa mediante cinta de corte que consume más agua.

Los rendimientos son muy variables, según la dureza de la roca, desde 3 m²/h en mármoles duros y compactos o calizas dolomíticas hasta los 10-12 m²/h correspondientes a las calizas blandas y mármoles cristalinos.

El cambio de la cadena se realiza por término medio cada 1.500 horas.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 114
Tesis: IV. La Producción de Interior	

IV.3.2. Corte de la torta con el hilo

Preparación: traslado de los raíles, la máquina y el cuadro eléctrico con la pala. Colocación, nivelación y preparación del agua. Uso de bomba de fangos para la recirculación de agua, lo que resulta más difícil que para la rozadora, debido a la mayor superficie afectada por esta operación.

Este equipo se monta sobre carriles y pesa de 1.000 a 1.500 kg y el cuadro unos 50 kg.

Se trabaja con una polea principal de 80 mm. y con poleas de reenvío de 25 mm. La velocidad lineal del hilo es de 40 m/s. El hilo de acero trabaja con perlinas de 10-11 mm.; con 28-30 perlinas por metro y una longitud de bobina de 80 a 100 m.

La intensidad del motor eléctrico se mantiene regulada para un máximo de 80 A, consiguiendo velocidades de corte de 12 m² /h para las calizas crema, pero bajando esta cifra hasta los 5 m² /h en el caso de calizas y mármoles más compactos.

La vida útil de un hilo de diamante depende de la dureza de la roca, el hilo se repara cada 1.000 o 1.500 m², admitiendo de 8 a 10 reparaciones, lo que permite conseguir 75-150 m²/m de hilo. El consumo de agua es más elevado, alcanzando los 3-4 m³/h.

El hilo se emplea con muelles sin recubrimiento plástico y no es necesaria su torsión para que se desgasten las perlinas por igual. El agua se suministra al corte con una manguera. Cada operario atiende una o dos máquinas, esto último en caso de corte a 1,6 m simultáneo.

Cada 5 m de retroceso de la máquina, se cortan 10 m de hilo, se traslada el carro y se vuelve a unir el hilo con un tubito metálico chafado con prensa hidráulica.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 115
Tesis: IV. La Producción de Interior	

IV.3.3. Usos de la pala

La pala es un equipo fundamental en las canteras pues se usa para una gran cantidad de tareas: Traslado de máquinas, herramientas y accesorios; Preparación de la cama y volcado de la torta; Movimiento de grandes bloques volcados; Carga de bloques a camión; Desalojo de escombros y transporte a escombrera; Preparación de pistas.

Suelen utilizarse máquinas con una potencia mínima de 300 kW.. que consumen unos 30-35 l/h de gasoil. Las averías más frecuentes están relacionadas con soldaduras de los accesorios, roturas de latiguillos hidráulicos y, más rara vez, por sobrecargas del convertidor o transmisión. Los neumáticos llevan cadenas delante, lo que los protege frente a los cortes y disminuye su desgaste.

Para las operaciones en interior deberán incorporar elementos de depuración de aire: cubas de barboteo, difusores y catalizadores (Russell, 1.982), que permitan mantener la calidad de éste dentro de los límites establecidos en la legislación.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 116
Tesis: IV. La Producción de Interior	

IV.4. PLANIFICACIÓN DE LA PRODUCCIÓN EN UNA CANTERA DE INTERIOR

Distinguiremos entre la labor de avance y la de banqueo, esta última con una producción de tortas de manera similar al cielo abierto, trabajando en el método de cámaras y pilares con 29 m. de altura de las cámaras, pilares cuadrados de 20 m. y vanos también de 20 m. entre pilares. Se utilizará un equipo especializado para las labores de avance, y con maquinaria adecuada a las operaciones anteriormente descritas.

IV.4.1. Labor de avance

El equipo de avance estaría compuesto por 4 personas, 1 encargado y 3 especialistas: uno para el serrucho, otro para la pala, otro para el manejo del jumbo de bulonado y todos para el hilo.

La maquinaria a emplear sería una rozadora sobre cadenas de 60 kW., un equipo de hilo con 45 kW., un jumbo de perforación de 110 kW. y una cargadora de 328 kW., preparada mediante una serie de depuradores de los gases de exahustación: cuba de barboteo, para eliminar los hidrocarburos inquemados y hollines, catalizadores para eliminar el monóxido y los nitrosos y difusores para diluir y enfriar los gases de escape.

Se estudia el rendimiento de las operaciones de avance con los siguientes procedimientos y operaciones para una cámara tipo de 20 m. de anchura (pilares de 20 m.).

Se avanza la galería de cabeza de la cámara mediante rozadora sobre orugas de 2 m. de alcance. Cada operación de avance consigue así la extracción de $20 \times 5 \times 2 = 200 \text{ m}^3$.

Se repite el avance 3 veces para disponer de un panel de 6 metros, con 600 m^3 extraídos al final de ese período de avance, y se procede al sostenimiento del techo con un jumbo mono brazo para 5 metros, colocando bulones de 4-6 metros en malla 2 x 2 m.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	pág. 117
Tesis: IV. La Producción de Interior	

La secuencia de operaciones es la siguiente: (ver figura nº 19 - 1 ,2 y 3)

1. Aserrado del frente de la galería.

- A. Limpieza y preparación de la zona. Corte inferior $20 \times 2 = 40 \text{ m}^2$. Estimadas 8 horas.
- B. Corte superior $20 \times 2 = 40 \text{ m}^2$. Estimadas 8 horas.
- C. Seis cortes verticales $6 \times 2 \times 5 = 60 \text{ m}^2$. Estimadas 3 x 8 horas.

2. Corte dorsal con cojines y con hilo, y separación de bloques.

- A. Rotura lateral con cojines hidráulicos. Estimadas 4 horas.
- B. Instalación máquina de hilo y poleas. Estimadas 4 horas.
- C. Corte cara dorsal (90 m^2) con hilo. Estimadas 8 horas.
- D. Extracción de bloques escuadrado y despuntes. Estimadas 3 x 8 horas.

3. Avance 2 a 4 m: Repetición de 1 y 2: 10 jornadas de 8 horas.

4. Avance 4 a 6 m: Repetición de 1 y 2: 10 jornadas de 8 horas.

5. Colocación de bulones:

- A. Perforación de 1 bulón cada 4 m^2 en el techo de $20 \times 6 = 120 \text{ m}^2$, lo que supone perforar 30 bulones.
- B. Colocación de barras coarrugadas de acero y mortero de cemento en cada uno de los 30 bulones con plataforma elevadora. Estimadas 3 x 8 horas.

EL TIEMPO TOTAL DE TRABAJO (de todo el equipo) en el panel de avance de 6 metros es de 33 jornadas de 8 horas, lo que supone 220 días de trabajo al año/33 días por panel = 6,7 paneles/año. Considerando el 90% de productividad, se puede considerar la ejecución de 6 paneles de avance al año, es decir 36 metros. Lógicamente si dispusiéramos de 2 equipos de avance tendríamos la posibilidad de duplicar esa cifra, trabajando en dos zonas de la cámara.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 118
Tesis: IV. La Producción de Interior	

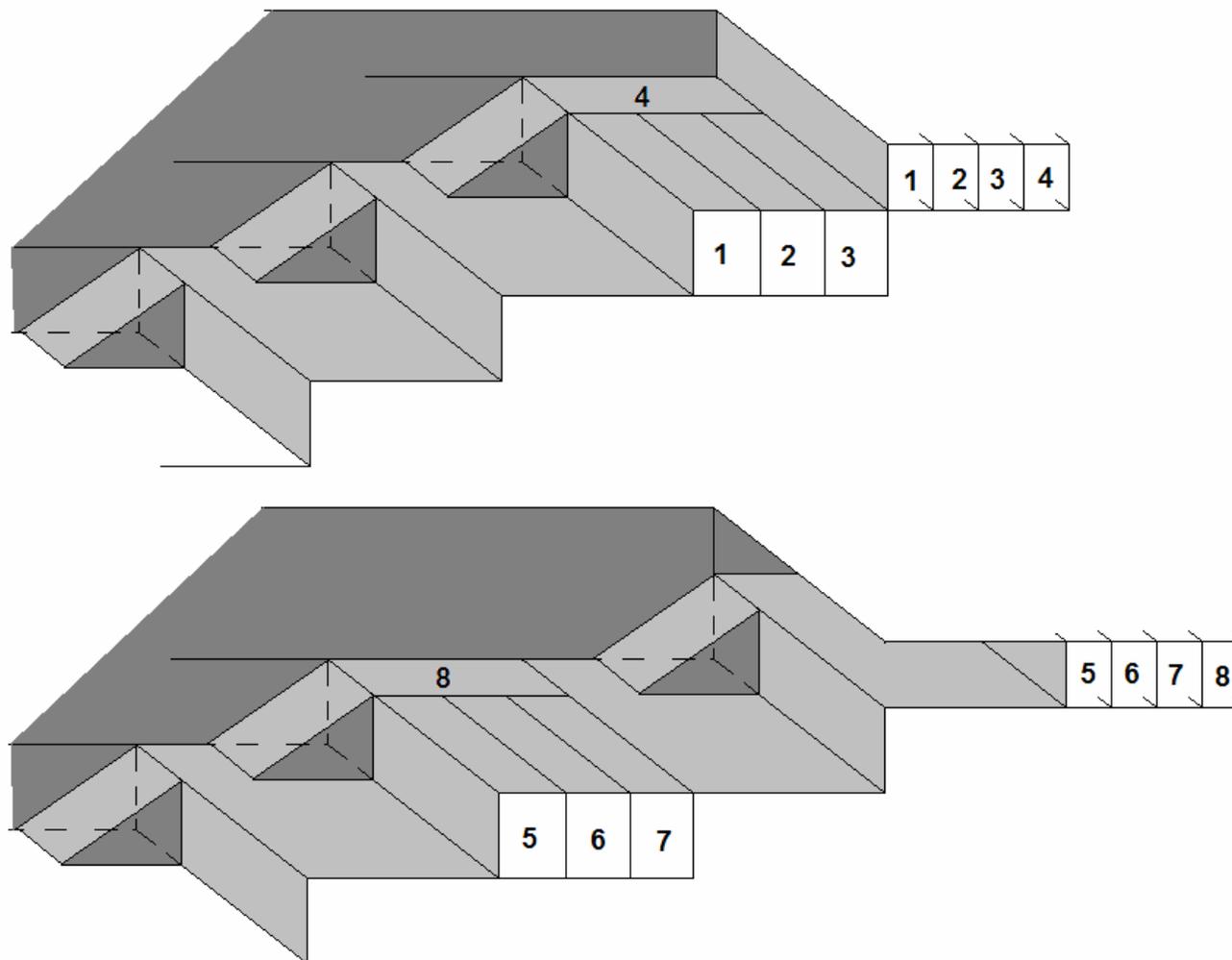
La planificación de la producción aparece en las tablas nº 16 a 18, la fila superior corresponde a la galería de avance y aparece sombreado cuando está sin excavar. En estas tablas se simula la producción a lo largo del tiempo con cuatro bancos de 6 metros por debajo del avance y con un retraso que permite disponer de plataformas de trabajo de 18 metros, suficientemente seguras.

IV.4.2. Labor de producción convencional

Se realiza con 4 bancos de 6 metros, lo que permite una cierta elasticidad de operación, aunque exige un mayor número de cortes con serrucho que si tuviéramos bancos mayores. El procedimiento de banqueo resulta análogo al que desarrollamos en superficie. El **ritmo de producción viene limitado por el avance** de forma que los equipos humanos y materiales se adaptarán a éste, de manera que se disponga, al menos, en cada nivel de una plataforma de trabajo de 18 metros en el sentido del avance por 20 m. de anchura. El acceso entre niveles queda garantizado si realizamos la secuencia de avance y banqueo que se plantea en la figura nº 20.

IV.4.3. Capacidades de producción

Cuando la explotación está plenamente desarrollada es a partir del 2º año por lo que en el tercer año se consigue ya un total de 20.880 m³, 3.600 de los cuales se obtienen de las labores de avance (un 17,25%), con una producción de bloques total de 4.176 m³ para un aprovechamiento del 20%. La producción de las labores convencionales supone 3.456 m³ al año lo que puede considerarse explotado a los costes propios de superficie. La capacidad de producción está limitada por el aprovechamiento, **pudiendo aumentarla mediante turnos** de explotación, de manera que hasta 1,5 turnos en el avance los gastos estructurales (mayor plantilla de trabajadores) no son significativos, y con 2 turnos aumentaremos la plantilla pero no la inversión en equipos. Las capacidades de producción máximas en cámaras de 29 metros aparecen en la tabla nº 20 y se alcanzan a los 24 meses para un solo turno de avance.



- figura nº 20: gestión de los accesos entre niveles y secuencias de avance y banqueo -

AÑO 1, MES 12: arrancados 5.760 m ³ producción anual 5.760 x %A (20 %) = 1.152 m³														
avanzado en m =	6	12	18	24	30	36	42	48	54	60	66	72	78	84
arrancado en m ³ =	1320	1320	1320	600	600	600	0	0	0	0	0	0	0	0
AVANCE														
BANCO 1														
BANCO 2														
BANCO 3														
BANCO 4														

- tabla nº 16: situación del arranque al final del 12º mes en las cámaras de 29 m -

AÑO 2, MES 24: arrancados 20.160 m ³ producción anual 14.400 x %A (20 %) = 2.880 m³														
avanzado en m =	6	12	18	24	30	36	42	48	54	60	66	72	78	84
arrancado en m ³ =	2760	2760	2760	2040	2040	2040	1320	1320	1320	600	600	600	0	0
AVANCE														
BANCO 1														
BANCO 2														
BANCO 3														
BANCO 4														

- tabla nº 17: situación del arranque al final del 24º mes en las cámaras de 29 m -

AÑO 3, MES 36: arrancados 41.040 m³ producción anual 20.880 x %A (20 %) = 4.176 m³																
avanzado en m =	hasta 24	30	36	42	48	54	60	66	72	78	84	90	96	102	108	114
arrancado en m ³ =	13920	3480	3480	2760	2760	2760	2040	2040	2040	1320	1320	1320	600	600	600	0
AVANCE																
BANCO 1																
BANCO 2																
BANCO 3																
BANCO 4																

- tabla nº 18: situación del arranque al final del 36º mes en las cámaras de 29 m. PLENA PRODUCCIÓN -

producciones en m ³	APROVECHAMIENTOS					
turnos de avance	10%	20%	30%	40%	50%	60%
1 TURNOS	2.088	4.176	6.264	8.352	10.440	12.528
1,5 TURNOS	3.132	6.264	9.369	12.528	15.660	18.792
2 TURNOS	4.176	8.352	12.528	16.704	20.880	25.056

- tabla nº 19: PRODUCCIÓN en cámaras de 29 m según el aprovechamiento y los turnos de avance -

La máxima capacidad se consigue cuando hemos desarrollado todos los niveles de banqueo: 4 bancos x 18 metros = 72 metros de avance

- con 1 turno (36 metros/año): 24 meses
- con 1,5 turnos (54 metros/año): 18 meses
- con 2 turnos (72 metros/año): 12 meses

IV.4.4. Variante con cámaras de 23 m. de altura y 15 m. de vano

Como estamos considerando también aquellos casos en que la roca a explotar no tenga suficiente competencia como para soportar los vanos de 20 metros hacemos una planificación de las cámaras de 23 m. de altura con vanos de 15 m., y de 17 metros de altura con vanos de 10 metros.

Se estudia el rendimiento de las operaciones de avance con los siguientes procedimientos y operaciones para una cámara tipo de 15 m. de anchura (con pilares también de 15 m.).

Se avanza la galería de cabeza de la cámara mediante rozadora sobre orugas de 2 m de alcance. Cada operación de avance consigue así la extracción de $15 \times 5 \times 2 = 150 \text{ m}^3$.

Se repite el avance 3 veces para disponer de un panel de 6 metros, con 450 m^3 extraídos al final de ese período de avance, y se procede al sostenimiento del techo con un jumbo mono brazo para 5 metros, colocando bulones de 4-6 metros en malla $2 \times 2 \text{ m}$.

La secuencia de operaciones es la siguiente: (ver figura nº 19 - 1, 2 y 3)

1. Aserrado del frente de la galería.

- A. Limpieza y preparación de la zona. Corte inferior $15 \times 2 = 30 \text{ m}^2$. Estimadas 6 horas.
- B. Corte superior $15 \times 2 = 30 \text{ m}^2$. Estimadas 6 horas.
- C. Cinco cortes verticales $5 \times 2 \times 5 = 50 \text{ m}^2$. Estimadas 2 x 8 horas.

2. Corte dorsal con cojines y con hilo, y separación de bloques.

- A. Rotura lateral con cojines hidráulicos. Estimadas 4 horas.
- B. Instalación máquina de hilo y poleas. Estimadas 4 horas.
- C. Corte cara dorsal (65 m^2) con hilo. Estimadas 8 horas.
- D. Extracción de bloques escuadrado y despuntes. Estimadas 2,5 x 8 horas.

3. Avance 2 a 4 m: Repetición de 1 y 2: 8 jornadas de 8 horas.

4. Avance 4 a 6 m: Repetición de 1 y 2: 8 jornadas de 8 horas.

5. Colocación de bulones:

A. Perforación de 1 bulón cada 4 m² en el techo de 15 x 6 = 90 m², lo que supone perforar 22 bulones.

B. Colocación de barras coarrugadas de acero y mortero de cemento en cada uno de los 22 bulones con plataforma elevadora. Estimadas 2 x 8 horas.

EL TIEMPO TOTAL DE TRABAJO (de todo el equipo de avance) en el panel de avance de 6 metros es de 26 jornadas de 8 horas, lo que supone 220 días de trabajo al año/26 días por panel = 8,4 paneles/año. Considerando el 90% de productividad se puede considerar la ejecución de 7,5 paneles de avance al año, es decir 45 metros.

Los valores alcanzados según los aprovechamientos y los turnos de trabajo aparecen en la tabla nº 20.

producciones en m ³	APROVECHAMIENTOS					
	10%	20%	30%	40%	50%	60%
turnos de avance						
1 TURNOS	1.552	3.104	4.656	6.208	7.760	9.312
1,5 TURNOS	2.328	4.656	6.984	9.312	11.640	13.968
2 TURNOS	3.104	6.208	9.312	12.416	15.520	18.624

- tabla nº 20: PRODUCCIÓN en cám. de 23 m. según aprovechamiento y turnos de avance -

La máxima capacidad, correspondiente al arranque anual de 15.520 m³ /turno, se consigue cuando hemos desarrollado todos los niveles de banqueo: 3 bancos x 18 metros = 54 metros de avance

con 1 turno (45 metros/año): 15 meses

con 1,5 turnos (67,5 metros/año): 10 meses

con 2 turnos (90 metros/año): 8 meses

IV.4.5. Variante con cámaras de 17 m. de altura y 10 m. de vano

Se estudia, por último, el rendimiento de las operaciones de avance con los siguientes procedimientos y operaciones para una cámara tipo de 10 m de anchura (con pilares también de 10 m.) que está diseñada para las rocas menos competentes.

Se avanza la galería de cabeza de la cámara mediante rozadora sobre orugas de 2 m de alcance. Cada operación de avance consigue así la extracción de $10 \times 5 \times 2 = 100 \text{ m}^3$.

Se repite el avance 3 veces para disponer de un panel de 6 metros, con 300 m^3 extraídos al final de ese período de avance, y se procede al sostenimiento del techo con un jumbo mono brazo para 5 metros, colocando bulones de 4-6 metros en malla $2 \times 2 \text{ m}$.

La secuencia de operaciones es la siguiente: (ver figura nº 19 - 1,2 y 3)

1. Aserrado del frente de la galería.

- A. Limpieza y preparación de la zona. Corte inferior $10 \times 2 = 20 \text{ m}^2$. Estimadas 6 horas.
- B. Corte superior $10 \times 2 = 20 \text{ m}^2$. Estimadas 6 horas.
- C. Cuatro cortes verticales $4 \times 2 \times 5 = 40 \text{ m}^2$. Estimadas 2×6 horas.

2. Corte dorsal con cojines y con hilo, y separación de bloques.

- A. Rotura lateral con cojines hidráulicos. Estimadas 4 horas.
- B. Instalación máquina de hilo y poleas. Estimadas 4 horas.
- C. Corte cara dorsal (65 m^2) con hilo. Estimadas 8 horas.
- D. Extracción de bloques escuadrado y despuntes. Estimadas 2×8 horas.

3. Avance 2 a 4 m: Repetición de 1 y 2: 7 jornadas de 8 horas.

4. Avance 4 a 6 m: Repetición de 1 y 2: 7 jornadas de 8 horas.

5. Colocación de bulones:

A. Perforación de 1 bulón cada 4 m² en el techo de 10 x 6 = 60 m², lo que supone perforar 15 bulones.

B. Colocación de barras coarrugadas de acero y mortero de cemento en cada uno de los 15 bulones con plataforma elevadora. Estimadas 1,5 x 8 horas.

EL TIEMPO TOTAL DE TRABAJO (de todo el equipo de avance) en el panel de avance de 6 metros es de 22,5 jornadas de 8 horas, lo que supone 220 días de trabajo al año/26 días por panel = 9,7 paneles/año. Considerando el 90% de productividad se puede considerar la ejecución de 9 paneles de avance al año, es decir 54 metros.

Los valores alcanzados según los aprovechamientos y los turnos de trabajo aparecen en la tabla nº 21.

producciones en m ³	APROVECHAMIENTOS					
	10%	20%	30%	40%	50%	60%
turnos de avance						
1 TURNOS	918	1.836	2.754	3.672	4.590	5.508
1,5 TURNOS	1.377	2.754	4.131	5.508	6.885	8.262
2 TURNOS	1.836	3.672	5.508	7.344	9.180	11.016

- tabla nº 21: PRODUCCIÓN en cám. de 17 m. según aprovechamiento y turnos de avance -

La máxima capacidad, correspondiente al arranque anual de 9.180 m³ /turno, se consigue cuando hemos desarrollado todos los niveles de banqueo: 2 bancos x 18 metros = 36 metros de avance

con 1 turno (54 metros/año): 8 meses

con 1,5 turnos (81 metros/año): 6 meses

con 2 turnos (108 metros/año): 4 meses

**ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD
DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL**

**Capítulo V: MODELOS ECONÓMICOS DE
EXPLOTACIÓN**

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 127
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

V. MODELOS ECONÓMICOS DE EXPLOTACIÓN

La supervivencia de cualquier empresa exige la **rentabilidad** de su negocio, elemento motor de la actividad económica de la que dependen directamente los puestos de trabajo y una serie de consumos que mantienen la vitalidad de los mercados relacionados con aquella.

La labor económica de la empresa se realiza en dos niveles: en el primer nivel se trabaja para **minimizar los gastos** desde los departamentos técnico y económico, y en el segundo nivel para **maximizar los ingresos** desde el departamento comercial. El departamento técnico de la empresa tiene que disponer de las herramientas que le permitan conocer como se originan los gastos para adoptar las **medidas de control** y optimización más adecuadas y eficaces. No se trata de gastar poco sino de conseguir una mejor relación entre el gasto y el ingreso **optimizando las inversiones** y los sistemas productivos.

Los Modelos Económicos son **herramientas de control y simulación** que van a permitir a los técnicos de la empresa tomar las decisiones más oportunas y conocer el peso económico de cada uno de los factores y elementos de la producción. En dichos modelos se incluyen los datos y cálculos a partir de los que estimar la inversión y los costes de operación, así como los ingresos que se pueden obtener para determinada intensidad del negocio a partir de la información comercial de que se disponga.

El análisis del Flujo de Fondos a lo largo de una serie de anualidades: las cantidades que salen en concepto de inversiones y gastos de operación, y las que entran en concepto de ventas o enajenaciones, en cada uno de los años que se consideren, permite calcular la Rentabilidad del Negocio. Al disponer de un Modelo podremos analizar las variaciones de la Rentabilidad con **las diferentes alternativas técnicas** y la sensibilidad ante la variación de ciertos parámetros que no se conocen con exactitud.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 128
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

La parte **fundamental** del modelo es la relacionada con la **Estimación de los Costes de Inversión y Operación**, ya que los métodos de Evaluación de la Rentabilidad (Bustillo, M. y Lopez C. 1.997), tales como el VAN y el TIR son bien conocidos y fácilmente implementables una vez que conozcamos los flujos dinerarios.

V.1. ESTIMACIÓN DE COSTES EN LAS CANTERAS DE MÁRMOL

La estimación de los costes en minería exige un esfuerzo creativo, cuyo alcance y exactitud **depende de la información** de que se dispone (Stebbins y Schumacher 2.001). Estos autores, ante la posibilidad de utilizar métodos de estimación de los costes de capital y operación a partir de ciertos parámetros índice tales como el método del Índice de Coste, el método del Proyecto Similar, el de Coste-Capacidad, etc. (López C. 1995a), consideran más adecuado para la estimación de los costes en minería el **Método de Detalle Simplificado**. Para aplicarlo consideran la siguiente división de tareas dentro del **proceso de Evaluación Económica**:

- Diseño y descripción de los trabajos y operaciones.
- Cálculo de los equipos, trabajadores y suministros relacionados con dichas operaciones.
- Aplicación de los datos de costes, salarios y precios para el cálculo de los costes de capital (amortización de la inversión) y de operación.
- Estudio del Flujo de Fondos para el cálculo de la rentabilidad.

A la hora de enfrentarnos con la labor de conseguir el Modelo Económico, nos encontramos en la actualidad con una serie de problemas. En primer lugar la **información sobre los costes** en el sector minero del mármol y calizas ornamentales es **escasa**.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 129
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Las empresas suelen guardar con celo esa información y además la cifra de referencia para el coste a la hora de conseguir la rentabilidad, que sería **el precio de venta, es cambiante** por variedades y calidades además de existir ciertos precios “estratégicos” de venta de los bloques entre las empresas de un mismo grupo. En la bibliografía encontramos los datos macroeconómicos y estadísticas oficiales del sector en su conjunto, con los valores medios de referencia de los precios de venta. (FDP 2.004 y 2.005).

Aunque existe en el presente un proceso de cambio y modernización del Sector, en nuestras visitas a las canteras y empresas hemos podido constatar una gran **heterogeneidad de planteamientos y procedimientos** de producción. Mientras unas empresas optan por maquinaria nueva otras llegan a utilizar maquinaria residual poco fiable. Muchas veces las empresas **no tienen en cuenta los costes de amortización de la inversión** a la hora de averiguar el coste total. La práctica de vender los bloques entre **empresas del mismo grupo** oculta los costes de la actividad de cantera.

Hemos buscado un denominador común en la organización de los tajos que nos permitiera afrontar de una forma normalizada los costes, independientemente de la importancia de la producción de la cantera, y para ello hemos recurrido a la consideración del **equipo de corte**. La operación de extracción se basa en el trabajo de un grupo de operarios, un conjunto de 3 a 5 personas entre los que figura un palista y un jefe de equipo, que constituyen el Equipo de Corte. Dicho equipo se encarga simultáneamente de **uno o dos de los frentes de trabajo** de la cantera, de manera que, manejando las máquinas asignadas: la rozadora, un par de máquinas de hilo, una torreta de escuadrado multi-martillos y una columna de perforación, pueden preparar uno de los frentes para volcar la torta mientras que en otro cortan los bloques al tamaño comercial o preparan la voladura de una zona de estéril. Los componentes del equipo manejan cualquiera de las **máquinas asignadas** para atender las circunstancias concretas de la explotación.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 130
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

La organización de las tareas en equipos de corte hace aconsejable el estudio de los **costes de mano de obra** de forma **separada** de los **costes de operación de la máquina**. Las maquinas suelen estar un tiempo, difícil de pronosticar, paradas a la espera de que se preparen los cortes: la nivelación, el agua, la toma eléctrica, la sustitución de útiles de corte..., de forma que no se produce saturación de los equipos y lo que sí puede pronosticarse es el **rendimiento total del equipo**, evaluando un nº de tortas volcadas a la semana, pudiendo calcular también para cada tipo de material un rendimiento en **m³ de bloques por operario** en cantera.

Para desarrollar el presente trabajo hemos definido un **sistema racional de explotación** basado en una agrupación de los trabajadores en cantera en equipos de corte, con los operarios y rendimientos relacionados con las mejores tecnologías disponibles ya implementadas en algunas de las empresas del sector, y se ha preparado un modelo económico que calcula todos los costes a partir de los datos de la cantera.

La calidad del modelo se ha comprobado utilizando los datos de tres canteras para su calibración. Ello nos ha permitido comparar los consumos y rendimientos unitarios con los globales ajustando los valores específicos. Por ejemplo, los consumos unitarios de energía eléctrica, de gasoil o de agua se ajustan hasta hacer coincidir los cálculos del modelo con las cifras anuales de consumo conocidas.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 131
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

V.2. ESTRUCTURA Y ORGANIZACIÓN DE LOS COSTES

Se ha adoptado la estructura y organización de los costes sugerido por López Jimeno (1.995a) adaptándola a las peculiaridades del Sector.

1. Costes de Capital (Amortización de la Inversión):

- a. Investigación y estudios de ingeniería: investigación geológico-geotécnica. Proyecto de apertura. Estudio de Impacto Ambiental. Planes de Labores.
- b. Adquisición de Terrenos: superficie de explotación, de servicios de la cantera y para escombreras.
- c. Obras e Infraestructuras: accesos, edificaciones, centro de transformación, balsas de agua y depósitos de combustible.
- d. Instalaciones y Servicios mineros: Compresores y redes de distribución de aire, Bombas y redes de distribución de agua, Generadores y líneas eléctricas fijas y sistemas de iluminación.
- e. Maquinaria móvil: Palas, volquetes, rozadoras, máquinas de hilo, perforadoras, cubas y automóviles.
- f. Mobiliario y enseres: mobiliario y enseres de oficina, almacenes y talleres, vestuarios y comedores.
- g. Imprevistos: 15 % del total de las inversiones.
- h. Capital circulante: necesario para comenzar la operación. Tomamos un cuatrimestre de los costes indirectos (O'Hara 1.979).

2. Costes de Operación:

- a. Mano de Obra: Salarios y seguridad social
- b. Suministros: Hilos, widias, barrenas, bocas de perforación, explosivos, neumáticos y cadenas, combustibles y lubricantes, energía eléctrica, agua, seguridad e higiene y cánones de explotación.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 132
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

- c. Mantenimiento: De todas las instalaciones y equipos móviles.
- d. Indirectos: Gastos Financieros, seguros de la maquinaria y de los trabajadores, gastos generales y administrativos.

V.3. ANÁLISIS DE LA RENTABILIDAD

Los datos de cada cantera nos han permitido calcular el valor de las inversiones, los rendimientos y los costes de las operaciones, utilizándolos para analizar su rentabilidad. Queda claro el proceso seguido para el conocimiento de los Flujos de Salida (Costes). Para calcular los **Flujos de Entrada** (Ingresos), puesto que desconocemos el precio unitario de venta, trabajamos **con el proceso inverso**: calculamos el precio medio de venta del m³ de bloque en cantera, necesario para obtener una rentabilidad del 10 %, la mínima para que el negocio sea de interés.

La posible **perturbación en los datos de entrada** (falta de fiabilidad por diversos motivos, pero, en general, relacionados con el carácter confidencial de los datos para alguna de las empresas) se corrige en gran medida realizando la comparación en términos relativos, es decir, valorando el **incremento de costes** de una situación a otra con los mismos criterios, independientemente del acierto en el coste absoluto.

Aunque los **costes** actuales se van incrementando a lo largo de los años con una **inflación del 3%**, dada la actual situación de los mercados, con la irrupción de los productos provenientes de países con economías emergentes y de bajos costes de producción, de bajo precio, hemos apostado por un **mantenimiento de los precios a lo largo de los 15 años** de duración del negocio, es decir, los ingresos para una producción constante tienen un valor actualizado cada vez menor y mientras que los gastos van subiendo para mantener su valor actualizado constante.

V.4. DESCRIPCIÓN DEL MODELO ECONÓMICO Y PROCEDIMIENTO DE TRABAJO

V.4.1. La herramienta informática

El modelo económico se desarrolla en soporte informático, una hoja de cálculo confeccionada en EXCEL, programa perteneciente al paquete de programas de Microsoft-Office. Se trata de un libro en cuyas hojas vamos a encontrar tres tipos de celdas, dependiendo de su uso:

Azules: son aquellas celdas destinadas a la introducción de los **datos necesarios** para el cálculo. Es muy importante el introducir los datos en las unidades exigidas, ya que sino, los resultados serán erróneos.

Verdes: son **datos genéricos**, en general costes unitarios, que proporcionamos como valor más común o más adecuado desde nuestro punto de vista, pero que pueden ser modificados por el usuario según lo considere conveniente, pudiendo simular el efecto que suponen los abaratamientos o encarecimientos de los diferentes suministros (el agua, el gasoil o los hilos de corte).

Rojas: son las casillas en las que aparecen reflejados los **resultados** de los cálculos y que no pueden ser modificadas de ninguna manera al estar bloqueadas.

La mayoría de las celdas para introducción de datos son numéricas, pero en algunos cálculos nos encontramos con celdas que requieren la introducción de caracteres alfabéticos: “s” (sí) y “n” (no), en el momento en que introduzcamos otro, el contenido no se altera. Este tipo de celdas nos sirve para elegir entre dos posibilidades distintas de trabajo, por ejemplo, considerar el escuadrado de bloques exclusivamente con torreta multi-martillos o la situación de la escombrera en el pie de la ladera o aparte.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 134
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

V.4.2. Datos de la cantera

Los primeros datos de introducción en el modelo son los correspondientes a la identificación y localización de la cantera, esto es nombre, paraje, tipo de piedra y el número de meses de explotación a lo largo del año, lo que nos permite considerar incluso una explotación temporal.

Datos generales

El análisis del modelo se realiza, en su defecto, para 15 años de explotación, pero se puede modificar. Se introducen datos como la producción anual, la pendiente media de ladera, que la obtenemos del perfil cartográfico de la ladera, o la longitud final de frentes, que vendrá definida según la anchura de la concesión.

El precio medio de venta lo introducimos de forma aproximada y al final lo ajustamos para obtener un 10% de tasa de rentabilidad interna TIR. Eso nos dará una idea aproximada del precio de coste real. El precio de coste calculado por las empresas puede encontrarse por debajo de ese valor puesto que en ocasiones no tienen en cuenta todos los costes de amortización de la inversión y no consideran la adquisición de equipos nuevos.

A partir del número de trabajadores el modelo calcula su organización en pequeños grupos, equipos de corte, y también la maquinaria para que estos equipos desarrollen su labor. Podemos, no obstante, introducir la cifra real y se dará prioridad a ésta.

Por último, introducimos la importancia de la vía de comunicación desde la que es visible la cantera (autovía, carretera nacional, carretera comarcal o camino), lo que nos servirá posteriormente para, junto con la altura final de frentes, hacernos una idea del impacto visual que provoca la cantera.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 135
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Dimensión de tortas

Aunque la dimensión de las tortas es variable en la cantera, se pretende recoger aquí las dimensiones más habituales. La *altura* de las tortas se obtiene a partir de la altura de banco con la que se trabaja, el *fondo* de la longitud de la rozadora de corte de la base y teniendo en cuenta que normalmente se divide (deshoja) el fondo de la torta con la máquina de hilo, y la *longitud* de los datos que nos faciliten, adoptando, en ausencia de estos, un valor más general de 10 metros.

Dimensión de bloques

Las dimensiones más comunes para los bloques a causa de las dimensiones de telar y del peso para su manipulación se encuentran en torno a (1,5 x 2,5 x 1,5 m.) que son los valores que figuran en el modelo por defecto, pero son modificables según el tratamiento posterior del bloque.

Datos de escombrera

El modelo considera que la escombrera está situada a pie de cantera, lo que ha sido lo más frecuente hasta ahora, pero da la opción de planear la ubicación a cierta distancia, por ejemplo junto a una instalación de machaqueo próxima. Si optamos por esa opción es necesario que la superficie asignada para la escombrera sea distinta de 0 y tener en cuenta que la longitud calculada por el programa: $L = H/\operatorname{tg}\alpha$, para la escombrera, en dirección de la línea de máxima pendiente, puede ser muy grande. Para encontrar un valor más próximo a la realidad pondremos un ángulo de inclinación de ladera de 5°.

El ángulo de reposo del talud de la escombrera, salvo que se disponga de otros datos, será de 45° y la distancia a escombrera, la existente entre los bancos de explotación y el pie del talud, u otra distancia superior en caso de escombrera externa. Cuando la escombrera es externa normalmente se utilizan volquetes, en caso de que esté a pie de cantera, se puede utilizar, incluso, exclusivamente la pala. Aunque el modelo de cálculo considera el uso de

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 136
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

volquetes, esto no altera ni el consumo de gasoil ni de neumáticos necesario para esta operación.

La superficie calculada por el modelo para la escombrera indica el área mínima. Rellenaremos la casilla de superficie con un número mayor al calculado.

Datos de operación

Exista o no recubrimiento de la capa explotada, el modelo permite considerar un porcentaje de estéril volado, lo que resulta útil también en caso de zonas alteradas no aprovechables. Si hay recubrimiento deberemos indicar los consumos de explosivos y perforación específicos utilizados, puesto que los que incluye el modelo por defecto son los utilizados en caso del uso de nagolita y cordón detonante para trocear la capa de piedra de mala calidad.

En cuanto al troceado de bloques, el modelo considera que no todos los bloques se van a cortar con torretas multi-martillo, puesto que cuando la producción supera los 10.000 m³ la tendencia más usada actualmente para el despunte y escuadrado consiste en realizarlo con hilo en unos puentes de corte habilitados para ello en una zona cercana a la explotación.

V.4.3. Investigación y estudios de ingeniería

El modelo permite decidir el número de sondeos a realizar, aconsejando por defecto 1 sondeo cada 1000 m² y considerando una profundidad de al menos la mitad del talud final de explotación que tendremos a los 15 años. Se considera también el coste del informe geológico y del proyecto de explotación.

Los costes de todos los planes de labores se calculan como parte de la inversión inicial y no como gastos de operación. Esto, aunque temporalmente no es correcto, no altera de una forma importante el resultado final.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 137
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

V.4.4. Adquisición de terrenos

La adquisición de terrenos requiere la introducción del precio unitario. En el modelo consideramos un valor medio de los terrenos correspondiente a terrenos de secano y monte bajo de 1.000 €/Ha, que pudiera verse sobrepasado en la actualidad, aunque los terrenos también tiene un valor residual que no se ha considerado.

V.4.5. Obras e infraestructuras

Introducimos un camino de acceso por defecto con una longitud de 500m, considerando el tramo que ha tenido que ser preparado específicamente para la cantera. Para calcular el coste por m. tendremos en cuenta su construcción a base de zahorra compactada, pudiendo variar éste en el caso de que se proceda al extendido de una capa de rodura.

Se tiene en cuenta la diferente tipología de edificación: almacenes y talleres habilitados en la cantera y unos m² asignados a las oficinas, bien sea en la propia cantera o en otro lugar. También se incluyen contenedores provisionales de obra que se utilizan como vestuarios y/o comedor. El modelo incluye el coste de un minipolvorín de 50 Kg que suele ser lo más habitual.

En cuanto al abastecimiento de agua, se plantea la posibilidad de incluir el coste de un depósito o balsa, de un pozo de agua subterránea y de la red principal que conduce el agua desde estos elementos al resto de la cantera.

Por lo que respecta al combustible, el modelo, según la maquinaria utilizada y la asiduidad de relleno del tanque, que suele ser semanal, calcula los litros que debería tener el depósito. Es interesante comparar el consumo semanal, calculado por el modelo, con el consumo real de la cantera, utilizando éste como uno de los parámetros de control.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 138
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Para el caso de que la cantera tenga un centro de transformación, se incluirá el coste del equipo principal, el transformador, y de las líneas eléctricas, aunque es habitual que el coste de estas líneas para llevar la electricidad hasta la cantera en Alta o Media Tensión sea asumido por la empresa suministradora.

V.4.6. Instalaciones y servicios mineros

En este apartado se incluyen los equipos de servicio de la mina, los compresores, ventiladores, generadores de corriente, bombas de drenaje... La dotación de aire se establece en 27.000 l/min para torretas de 3 o 5 martillos. Se contemplan las líneas para distribución del aire comprimido, y en caso de disponer de equipos de bombeo (bombas sumergidas o centrífugas) se pueden incorporar aquí.

Los generadores portátiles, existentes en algunas canteras que carecen de transformador o disponen de frentes alejados, también han sido contemplados. El consumo de estos equipos se calcula como eléctrico y no como de gasoil, siendo irrelevante para el coste total cuando se trata de canteras de gran producción, aunque es un tema importante a la hora del cálculo del consumo de gasoil y dimensionamiento del tanque en canteras menores en las que se puede utilizar el factor de 0,2 litros por cada kwh. producido (rendimiento del 50%). Se incluye también en este capítulo la línea de Baja Tensión para la distribución eléctrica por el interior de la cantera.

En cuanto a la iluminación, está prevista la utilización de focos halógenos, al menos para los trabajos realizados en invierno con menos horas de sol. Se considera que están alimentados por generadores independientes cuyo consumo de gasoil está incluido según las horas de uso.

Las bombas de drenaje se utilizan para recircular el agua usada para el corte, por lo que también se han considerado aunque no supongan un gran coste.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 139
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

V.4.7. Maquinaria móvil

En el modelo aparece una previsión que corresponde al número de equipos medios que posee una cantera, con la producción establecida y determinado número de trabajadores. Debemos, no obstante, rellenar el número de equipos de corte (grupos de trabajo) realmente existente.

Perforación

El vagón perforador no es un equipo disponible en todas las canteras, ya que el paso de hilo se efectúa muchas veces con una columna manual, pero cuando hay recubrimiento y se procede a su voladura incluiremos uno, aunque sea propiedad de la empresa subcontratada.

Corte con hilo

Diferenciamos entre los equipos giratorios que se instalan sobre vías y los equipos montados sobre chasis. Un dato fundamental para los cálculos económicos posteriores es la velocidad de corte en m^2/h del hilo. Nos da además una idea de la dureza de la roca. Los valores medios oscilan entre los 12 m^2/h de las calizas cremas hasta los 5 m^2/h de las marrones.

Rozadoras

De nuevo el dato de rendimiento de corte en m^2/h es fundamental para los cálculos de horas de trabajo de los equipos que se traduce en consumos eléctricos y de agua. Es una cifra que oscila también con la dureza de la roca desde los 10 m^2/h de las calizas cremas hasta los 4 m^2/h de las dolomías marrones.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 140
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Volquetes

Aunque en el modelo figura un equipo bastante utilizado, un volquete articulado de 25 toneladas, por su buena adaptación al estado de las pistas y a las pendientes, en algunas explotaciones existen volquetes rígidos de mayor tonelaje, en estos casos sus datos se pueden incorporar al modelo. El número de horas efectivas de trabajo de volquete en relación con las horas disponibles nos indica el índice de saturación de los equipos con que contamos. Como alternativa que refleja lo que se hace en la práctica está el comprar una máquina usada. Conociendo las horas que la unidad va a ser utilizada podemos adquirir una a la que reste un número suficiente de horas para finalizar su vida útil, teniendo en cuenta que ésta suele establecerse en unas 30.000 horas

Palas

De igual forma que en el apartado anterior podemos modificar la potencia de las palas utilizadas en el modelo, aunque las indicadas son las más comunes, o calcular las unidades necesarias según el tiempo de trabajo anual.

V.4.8. Mobiliario y enseres

Todos los datos son estimados por el modelo para tener una idea del coste medio de este capítulo. Podemos modificar el valor de alguno de los elementos, cuyo coste sea más relevante.

V.4.9. Mano de obra

El modelo nos permite introducir el número de hombres por especialidades o sin una asignación concreta, como especialistas polivalentes. En cualquier caso, el modelo cuadra el número de total de trabajadores con los indicados en el capítulo de datos inicial.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 141
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

V.4.10. Suministros

Figuran en este apartado todos los fungibles utilizados en la explotación, elementos que se consumen en relación directa con la producción. El programa calcula los consumos específicos.

Hilos de corte y perlinas

Para cada tipo de roca las perlinas del hilo de corte tienen una vida media entre reparaciones y admiten un número máximo de reparaciones hasta el deterioro del cable. Este dato, junto con los rendimientos, permite disponer del coste por m² de corte y por m³ de bloques.

Widias y cadenas de rozadora

Entendemos que las plaquitas se cambian, como media, cada vez que se desarrolla el corte inferior de la torta, y que cuando la roca tiene una resistencia a compresión de más de 80 MPa se cambia también a mitad de dicho corte. Se ha considerado que cada plaquita de la rozadora permite cuatro usos, debiendo modificar su posición en el portawidias al despuntarse o desgastarse cada arista. Algunos modelos de rozadoras permiten 8 usos, en este caso pondremos la mitad del coste unitario para cada plaquita.

La duración de la cadena en horas es un dato que no cambia mucho de unas rocas a otras.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 142
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Barrenas

Como dato fundamental se utiliza la velocidad de avance en m/min de la torreta de corte y el espaciamiento entre barrenas que corresponde con el doble de distancia final de las perforaciones en la cara del bloque, puesto que el conjunto de martillos se mueve cada vez una distancia equivalente a la semidistancia entre martillos. La vida de las barrenas en metros también es un dato importante que está relacionado con la dureza de la roca.

Perforación con martillo en fondo

Es poco relevante el coste de este consumible puesto que no se hacen muchos metros de perforación para pasar el hilo y se utilizan pocas bocas de perforación.

Neumáticos

Se ha optado por la alternativa más utilizada en la que, al menos, los neumáticos delanteros de las palas llevan cadenas. En otro caso, es decir sin cadena, el coste subiría alrededor de un 20%. Cualquier otra combinación es posible modificando la vida de los neumáticos.

Gasoil y lubricantes

Es un capítulo muy importante, porque el consumo de los equipos móviles es muy alto. Se ha fijado un valor medio de consumo de 0,1 litros por KW. y hora, adecuado para el rango de potencias, tanto de los volquetes como de las palas.

En cuanto a los lubricantes se considera un coste equivalente a un 15% sobre el consumo de combustible.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 143
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Electricidad

Se calcula en función de las horas de trabajo de los diferentes equipos, rozadora, cortadoras de hilo y compresores, que son los principales consumidores. Para ello se tiene en cuenta el voltaje y la intensidad eléctrica media de trabajo de cada una de estas máquinas. Las horas de trabajo consideradas para los compresores son un 30% más de las horas de trabajo de las torretas cortabloques, su principal destino.

Agua

Un dato muy importante de este capítulo es el coste de cada m³ de agua puesta en la cantera, ya que hay una gran diferencia según la fuente de aprovisionamiento sea una red de agua, un pozo, o si se realiza mediante cubas. También es necesario ajustar los m³ consumidos por hora de corte con el hilo y con la rozadora, que va a depender en gran medida de la recuperación que se pueda realizar, variable con la densidad de fracturas y diaclasas por las que el agua se pierde.

Los valores de gasto por hora considerados para la rozadora y la máquina de hilo son sin recirculación de agua, pudiendo ajustar el porcentaje reciclado de manera que el consumo mensual de agua calculado se parezca al real.

Cánones

Aunque se ha incluido aquí es realmente un coste indirecto. Se asigna un canon medio fijo de 20 €/ m³ que se paga a los ayuntamientos cuando el terreno es de su propiedad. En cada caso será ajustado según la situación administrativa de la cantera.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 144
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

V.4.11. Mantenimiento

Se da un factor de mantenimiento que asigna un porcentaje de coste de mantenimiento por hora, según el precio de adquisición del equipo a mantener y su vida media. Para maquinaria móvil se considera el 0,75 y para los equipos electromecánicos el 0,5. Cuando el equipo sea de segunda mano se pondrá un factor de mantenimiento de valor 1 a 1,5 dependiendo de si el equipo ha superado las 15.000 horas.

Es decir, una pala de 420.000 € con una vida media de 30.000 horas, tendrá un coste de mantenimiento de 75% de su precio a repartir entre las horas de vida, es decir, 10,5 € por hora. Esa misma pala de segunda mano con 12.000 horas adquirida por 280.000 € y con una vida todavía de 18.000 horas tendría un coste en este concepto de 15,5 €.

En cuanto a los equipos electromecánicos, el número de horas de trabajo de los generadores móviles (si son los utilizados en la cantera) y de las bombas de drenaje se puede estimar por el tiempo de trabajo de los equipos de corte.

V.4.12. Costes indirectos

Es frecuente en este tipo de inversiones financiar como media el 50% del coste de la inversión, amortizándolo en los primeros años (entre 5 y 10). El modelo calcula los gastos financieros a partir del número de anualidades y del tipo de interés introducido. Las cantidades amortizadas se incluyen en los ejercicios correspondientes para el cálculo de los flujos de fondos.

También en este tipo de negocios se asumen créditos a corto plazo para atender la tesorería, siendo habitual considerar para este asunto una cantidad equivalente al valor de un cuatrimestre de costes directos de operación más los gastos anuales de mantenimiento.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 145
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Se incluyen los seguros de la maquinaria y los trabajadores, los avales de restauración y los gastos generales de administración asignables en función de la mano de obra.

V.4.13. Presupuesto y Cálculo de la Rentabilidad

En la hoja de presupuesto aparece la inversión total que hay que realizar para iniciar el trabajo en la cantera, la estructura de los costes de operación de carácter anual y la rentabilidad del negocio.

Puesto que el mercado se encuentra sometido a una competencia creciente por parte de los países emergentes, **las entradas de fondos anuales**, que son los ingresos por venta de la roca en bloques a pie de cantera, se consideran constantes y calculadas según el precio de venta actual. De esta forma, al actualizar esos ingresos anuales, encontramos **valores decrecientes con los años**. **Las salidas**, costes de inversión y explotación, que crecen a lo largo de los años con el IPC, suponen sin embargo un **valor actualizado constante**.

Los flujos de fondos aparecen en la última columna y la Tasa Interna de Rentabilidad (TIR) es el parámetro que nos permite conocer la eficacia de la inversión para un precio de venta determinado.

Nosotros hemos calculado el **precio de venta mínimo** para conseguir un TIR del 10% teniendo en cuenta que este precio lo mantendremos constante a lo largo de los 15 años. Este valor se encuentra lógicamente **por encima del coste total**, suma de la cantidad necesaria para amortizar la inversión por m³ producido a lo largo de los 15 años de explotación y del coste de operación (mano de obra, suministros, mantenimiento e indirectos) por cada m³.

V.4.14. Hoja resumen

Contiene algunos parámetros de la explotación y permite analizar la estructura de coste de la Cantera, de forma que los técnicos de explotación puedan identificar con rapidez aquellos capítulos susceptibles de ahorro. De esa forma aparecen los costes de suministros por cada m³ y los **parámetros del Presupuesto** de la Cantera que nos pueden permitir su comparación con las demás:

- Inversión en miles de € por trabajador empleado.
- Coste de Amortización e la Inversión en € por m³ producido.
- Coste de Operación en € por m³ producido.

Se incluye también un **parámetro medioambiental** (tabla nº 23) calculado como la media geométrica de otros tres: el efecto sobre el medio que tiene que ver con la superficie afectada, el efecto paisajístico que depende de la altura final de frentes y el efecto visual, que considera la vía de comunicación desde la que se percibe el efecto paisajístico (tabla nº 22).

EFECTO PAISAJÍSTICO				
Talud Final m.	>100	70-100	40-70	<40
valor %	100	80	50	20
EFECTO SOBRE EL MEDIO				
Superficie de explotación Ha.	>5	3-5	1-3	<1
valor %	100	70	40	20
EFECTO VISUAL				
Imp. de la vía.	1	2	3	4
valor %	100	80	40	10

- tabla nº 22: valoración efectos medioambientales -

Valor Parámetro	<20	20-40	40-60	60-80	>80
AFECCIÓN	leve	moderada	elevada	muy elevada	extrema

- tabla nº 23: Parámetro medioambiental y afección -

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 147
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

V.5. PROCEDIMIENTO DE CÁLCULO ECONÓMICO DE LAS EXPLORACIONES DE INTERIOR

Una vez calculada la rentabilidad de cada explotación a cielo abierto, es decir, el precio medio de venta de bloques para el 10 % de tasa de rentabilidad de la inversión, se procede al cálculo de dicho precio para el supuesto de efectuar la explotación mediante minería de interior, para lo que se utiliza de nuevo el modelo, **incorporando algunas modificaciones**.

La explotación de interior se plantea como una explotación que engloba **dos procedimientos diferenciados**: el de avance y preparación de los techos de las cámaras, y el de desarrollo de los bancos, de forma análoga a como se efectúa a Cielo Abierto. Podemos considerar las dos actividades independientes, lo que resulta muy útil para nuestros cálculos económicos. La segunda coincide en su desarrollo con una explotación de superficie que se diseña con bancos de 6 metros, por lo que el coste se analiza con el mismo modelo económico y con los mismos datos de la explotación, sólo que cambiando la producción a la cifra que se obtendrá mediante banqueo y las alturas de banco. El coste de avance y preparación de los techos se calcula también con el modelo económico efectuando en éste unas pequeñas modificaciones en datos de entrada, operaciones, obreros y maquinaria.

El coste de Interior se calcula, finalmente, como la media de los costes, ponderada a la producción de cada una de las actividades.

V.5.1. Modificaciones del modelo para calcular los costes del avance

En relación con los **datos de entrada** se incorporan además al modelo el coeficiente RMR/GSI de la roca, el buzamiento y el espesor de la capa. Con estos últimos datos se asignan las dimensiones (vano x pilar) y alturas de las cámaras que hemos establecido, así como la densidad de bulonado y los metros de avance anual para un turno de corte, que calculamos en la planificación con los rendimientos asignables a estas cámaras.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 148
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

A partir de estos resultados y con la longitud de frentes y la producción anual deseada, la misma que en Cielo Abierto, efectuamos los cálculos de **compatibilidad de la capa** con la explotación en la hoja de Geometría. Podemos identificar en las tablas 3 a 5 de dicha hoja el volumen de arranque por cada cámara, los años de servicio de cada cámara y el número de cámaras para 15 años de explotación, entrando **en la fila** correspondiente al espesor de capa y **por la columna** que indica el buzamiento de ésta.

Llegado este punto conocemos la **viabilidad técnica** de la explotación con uno o dos niveles de cámaras. En caso de dos niveles incluiremos los costes de preparación de una rampa al nivel inferior, que con el 10% de pendiente baje lo equivalente a la altura de cámara más el techo de separación con la superior. La hoja en la que podemos reflejar esta inversión es la de terrenos, puesto que el valor de éstos ya se incluyó en la actividad de banqueo.

Se ha calculado la posibilidad de extraer por cada equipo de corte de avance y turno un máximo de 9.000, 16.000 y 21.000 m³ de roca, según tengamos cámaras de 10 x 10, 15 x 15 o de 20 x 20 metros. Con el valor de aprovechamiento y la producción anual deseada el modelo calcula el **producto de equipos de avance y turnos** que satisface o se aproxima a dicha producción. Tendremos que trabajar con un número de equipos y de turnos cuya producción máxima, quede por encima de la producción esperada. Si es así los cálculos se realizan con la producción anual prevista, si no se alcanza, se considera la máxima capacidad de la opción elegida. Un ejemplo puede aclarar esto: Si queremos producir 7.500 m³ de bloques al año, mediante avance en cámaras de 15 x 15, cuando tenemos un aprovechamiento de roca del 40%, necesitamos 1 equipo de corte y 1,2 turnos de trabajo de dicho equipo. La capacidad máxima entonces es de 7.680 m³ por lo que el dato de la producción adoptado será de 7.500 m³. Si trabajamos solamente con un turno de avance la producción se reduce hasta 6.400 m³.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 149
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Tendremos en cuenta que el número de equipos afecta directamente a la maquinaria a emplear y el uso de varios turnos afecta a los cálculos de mano de obra y a las horas de los utilización de los equipos y máquinas de producción (palas, ventiladores, iluminación...) lo que modifica los suministros y el mantenimiento.

La **superficie afectada** por la explotación se calcula para una recuperación del 75 % de la roca (al haber considerado vanos y pilares semejantes). La altura de las tortas se establece en 5 metros y las operaciones de corte verticales se efectúan con rozadora sobre vagón en lugar de con hilo, lo que se ha considerado a la hora de calcular los consumibles de estos equipos.

La **distancia de transporte** se calcula, en ausencia de otro dato, sumando al ancho total de la cámara la distancia media desarrollada por el avance: a partir del volumen arrancado, la altura de galería de avance (tortas) y anchura de pilares y vanos. Se ha disminuido a la mitad la velocidad media del ciclo de los equipos de transporte.

El capítulo de **Investigación y Estudios** del depósito para su explotación en interior se completa, puesto que hay que conocer el depósito de una manera más exhaustiva. Independientemente de los sondeos contabilizados y asignados por el modelo para las actividades de banqueo se incluyen aquí sondeos cada 500 m² de superficie afectada con una profundidad de 3 veces la altura de las cámaras previstas. También se considera una dotación para los ensayos e informes geotécnicos, según dicha superficie afectada, así como para los estudios adicionales en la apertura, ya que los planes de labores se incluyen en los costes del banqueo. Además se contabiliza una partida anual para el control geotécnico.

En el capítulo de **Terrenos** no se introduce ninguna cantidad puesto que ya están contemplados en los costes de banqueo y lo mismo ocurre con las infraestructuras y, por ese motivo, se puede emplear la hoja de terrenos para incorporar los costes de una rampa que conduzca al segundo nivel, si lo hay.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	pág. 150
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Se introduce un coste por metro de rampa de 3000 euros (en coste de terrenos) y luego una longitud adecuada para descender con una pendiente del 10% el doble de la altura de cámara (hasta la base de la cámara inferior hay que bajar un techo y una cámara), es decir 600, 500 y 400 metros respectivamente para alturas de cámara de 29, 23 y 17 metros. Los primeros 100 metros se excavan en zanja y los siguientes se realizan en túnel.

En cuanto a las **Instalaciones**, se considerará aquí lo que específicamente esté relacionado con cada equipo de avance de la explotación: un compresor, la iluminación y el drenaje y, sobre todo, los ventiladores.

La **Maquinaria** que se compra es la utilizada por cada equipo de avance: dos máquinas de hilo, una rozadora sobre orugas, una pala, un solo jumbo para el sostenimiento (las horas de uso a lo largo de 15 años permiten comprar uno usado con la mitad de vida útil) y un vehículo de transporte de personal. No debemos olvidar la introducción de los rendimientos de corte de la máquina de hilo y del serrucho para cada roca en concreto. El volquete podrá ser compartido con la actividad de banqueo. En el capítulo de mantenimiento, son éstas también las máquinas que se contabilizan.

Los **Suministros** se calculan análogamente a como se calculan en el banqueo, hay que introducir el coste unitario de los bulones y se considera un tiempo de trabajo de los ventiladores y de la iluminación igual al tiempo total.

V.5.2. Costes de la Explotación Subterránea

Como se ha explicado, una vez conseguido el coste del avance así como el precio de venta necesario para una rentabilidad mínima del 10%, los valores económicos de lo que sería la cantera de interior se consiguen **ensamblando los costes de avance con los de banqueo**. Estos últimos se pueden considerar análogos a los de Cielo Abierto, solo que considerando ahora una producción algo menor, dado que una parte se conseguirá a partir del avance.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 151
Tesis: V. Modelos Económicos de Explotación	

Una cuestión de importancia a la hora de calcular el coste final de la explotación subterránea es **ajustar el número de trabajadores de la cantera a la producción de banqueo**. En la hoja final de costes introducimos, en la columna de banqueo, los datos del cielo abierto, pero con una producción disminuida en la parte correspondiente a la producción obtenida por el equipo de avance, lo que supone prescindir de una parte de los trabajadores. El modelo ajusta el número de trabajadores según este objetivo redondeando por exceso.

En la hoja resumen de la Subterránea se deben incorporar **los valores de banqueo** que, como hemos dicho, se pueden importar de las hojas de la explotación a Cielo Abierto, con lo que se obtiene la tabla final con los valores comparados y los aumentos de costes que se producen al cambiar de un sistema de explotación al otro.

De esta forma, en la **tabla de resultados de la hoja resumen** figura la producción a cielo abierto que hemos introducido, los trabajadores necesarios para el avance de las galerías y el cálculo de los que se precisan para el banqueo, incorporando los necesarios para dar la producción final de banqueo (la diferencia entre la total y el avance) con la misma productividad que en el Cielo Abierto. En dicha tabla figuran **los porcentajes de aumento** de la inversión inicial, del coste de operación anual y de los costes totales por metro cúbico y del precio de venta para rentabilidad mínima de cada metro cúbico con un TIR del 10%.

Aparece también el **volumen del hueco** generado y el de los escombros no reutilizables directamente como áridos de machaqueo que podrían rellenar el hueco.

**ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD
DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL**

**Capítulo VI: TRATAMIENTO DE DATOS Y
ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS**

VI. TRATAMIENTO DE DATOS Y ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

Se confeccionaron unas fichas de explotación, con todos los datos necesarios para alimentar los Modelos Económicos, preparados para la evaluación de costes y rentabilidades de la explotación de cada cantera, mediante los métodos de Cielo Abierto y de Interior.

La toma de datos de campo se desarrolló realizando visitas a cada una de las explotaciones y consultando con los técnicos y encargados de las canteras, hasta disponer de todos los datos de los formularios. La selección de las 14 canteras se realizó, con el auxilio de los técnicos del centro Tecnológico del Mármol de Murcia en Cehegín, siguiendo el criterio de disponer de canteras de diferentes tipologías: variedades, producciones, zonas, empresas... Se introdujeron dos canteras de otras zonas y variedades para completar la visión del Sector.

Alimentando las hojas de cálculo de los modelos económicos con los datos de cada una de las canteras, se obtuvieron los resultados que aparecen en las tablas nº 24 y 25, en las que dichas canteras aparecen ordenadas según las producciones y variedades. Los modelos fueron depurados y calibrados a partir de las canteras de las que se tenía un mayor conocimiento.

VI.1. EVOLUCIÓN DE LOS PARÁMETROS GLOBALES DE EXPLOTACIÓN CA-SUB

La aplicación de la metodología desarrollada nos permite pronosticar la evolución de los parámetros de producción e inversión tratando la explotación de una misma Cantera por los dos métodos alternativos: de Cielo Abierto y Subterráneo.

Se efectúa un análisis de la evolución media global (gráfico nº 5) antes de efectuar el análisis particularizado para cada cantera o grupo de canteras de cierta variedad.

Canteras de Mármol a Cielo Abierto

CANTERA	VARIEDAD	Aprovechamiento %	Producción (m ³)	Productividad m ³ /obrero	Inversión Total (miles €)	Inversión por trabajador (miles €)	Coste Total al año	Coste de Amortización por m ³	Coste operación por m ³	Coste TOTAL por m ³	Precio de venta m ³	Precio de venta t
MB14	blanco	10	10000	400	7.517 €	300 €	2.055 €	50,11 €	205,51 €	255,63 €	311,00 €	120,00 €
SQ09	clara	25	2000	400	2.383 €	476 €	437 €	79,45 €	219,00 €	298,09 €	380,00 €	146,00 €
SC12	clara	40	7500	1071	2.493 €	356 €	690 €	22,17 €	92,00 €	114,20 €	139,00 €	53,00 €
SQ03	crema	25	6000	1200	2.498 €	624 €	595 €	27,76 €	99,00 €	126,97 €	157,00 €	60,00 €
SP10	crema	25	6000	666	2.921 €	324 €	774 €	32,46 €	129,00 €	161,44 €	197,00 €	76,00 €
SP02	crema	15	18000	857	4.470 €	212 €	1.743 €	16,56 €	97,00 €	113,41 €	133,30 €	51,00 €
SR13	crema	14	25000	1000	6.830 €	273 €	2.403 €	18,21 €	96,14 €	114,35 €	135,70 €	52,00 €
SC01	marron	25	3500	583	2.293 €	382 €	563 €	43,69 €	161,00 €	204,63 €	252,00 €	97,00 €
SP07	marron	20	3500	388	2.065 €	229 €	707 €	39,35 €	202,00 €	241,43 €	287,50 €	111,00 €
SM11	marron	25	25000	625	9.248 €	231 €	3.333 €	24,66 €	133,00 €	157,99 €	186,60 €	72,00 €
SQ08	rojo	30	2000	400	1.689 €	422 €	340 €	56,32 €	170,00 €	226,14 €	287,00 €	110,00 €
SC05	rojo	40	3000	750	1.973 €	493 €	434 €	43,85 €	145,00 €	188,62 €	236,00 €	91,00 €
SB04	rojo	60	4000	800	2.213 €	442 €	492 €	36,89 €	123,00 €	160,01 €	200,00 €	77,00 €
SB06	rojo	40	5000	1000	2.336 €	584 €	552 €	31,15 €	110,00 €	141,46 €	175,00 €	67,00 €
PROMEDIOS		28		724	3.638 €	382 €	1.079 €	37,33 €	141,55 €	178,88 €	219,79 €	84,50 €

total producido 120500

79% del coste total por m³

- tabla nº 24: resultados de aplicación del modelo económico a las canteras a Cielo Abierto -

Canteras de Mármol Subterráneas

CANTERA	VARIEDAD	Aprovechamiento %	Producción (m ³)	Productividad m ³ /obrero	Inversión Total (miles €)	Inversión por trabajador (miles €)	Coste Total al año	Coste de Amortización por m ³	Coste operación por m ³	Coste TOTAL por m ³	Precio de venta m ³	Precio de venta t
MB14	blanco	10	5400	159	7.819 €	229,99 €	2.448 €	96,50 €	453,44 €	549,94 €	660,70 €	254,00 €
SQ09	clara	25	2000	333	3.468 €	578,10 €	566 €	115,62 €	283,30 €	398,92 €	517,00 €	199,00 €
SC12	clara	40	7500	765	3.745 €	382,13 €	965 €	33,29 €	128,70 €	161,99 €	198,80 €	76,00 €
SQ03	crema	25	4000	571	4.761 €	680,14 €	682 €	79,30 €	170,65 €	249,95 €	334,70 €	129,00 €
SP10	crema	25	4950	359	6.451 €	467,46 €	1.213 €	86,88 €	245,00 €	331,88 €	427,30 €	164,00 €
SP02	crema	15	6720	391	6.238 €	362,70 €	1.392 €	61,90 €	207,10 €	269,00 €	338,00 €	130,00 €
SR13	crema	14	6000	545	4.889 €	444,48 €	953 €	54,33 €	158,80 €	213,13 €	273,60 €	105,00 €
SC01	marron	25	3500	427	3.583 €	437,04 €	791 €	68,26 €	226,00 €	294,26 €	367,30 €	141,00 €
SP07	marron	20	3500	318	3.455 €	314,11 €	968 €	65,81 €	276,49 €	342,31 €	416,80 €	160,00 €
SM11	marron	25	23625	482	14.922 €	304,53 €	4.183 €	42,11 €	167,30 €	209,41 €	252,60 €	97,00 €
SQ08	rojo	30	2000	250	2.813 €	351,64 €	552 €	93,77 €	242,93 €	336,67 €	470,20 €	181,00 €
SC05	rojo	40	3000	600	4.869 €	973,81 €	588 €	108,20 €	196,10 €	304,30 €	417,30 €	161,00 €
SB04	rojo	60	4000	666	3.322 €	553,68 €	602 €	55,37 €	150,60 €	205,97 €	264,10 €	102,00 €
SB06	rojo	40	4480	659	3.292 €	484,19 €	688 €	49,00 €	153,50 €	202,50 €	254,40 €	98,00 €
PROMEDIOS		28		466	5.259 €	468,86 €	1.185 €	72,17 €	218,57 €	290,73 €	370,91 €	142,64 €

total producido 80675

73% del coste total por m³

- tabla nº 25: resultados de aplicación del modelo económico a las canteras considerando la explotación Subterránea -

VI.1.1. Productividades medias

La productividad media de las Canteras estudiadas con explotación a Cielo Abierto alcanza un valor de 724 m³ por trabajador en cantera y año, algo superior a la media de los datos del Sector en España que resulta de 615 m³ (FDP 2.004). Este valor **desciende** en términos globales un **36%**, al considerar explotación subterránea de las mismas canteras, hasta los 466 m³ por empleado al año, cifra también más elevada que los 300 m³ de productividad media de algunas canteras subterráneas de mármol, tabla nº 26, cuyos datos se han conseguido a partir de nuestras visitas y de diversas fuentes presentadas en el capítulo de Introducción.

Canteras Subterráneas	Aprovechamiento	Producción m³	Productividad por obrero m³
TORANO	35	8.000	530
LUCCA	10	1.500	300
PORTOVENERE	10	500	170
DIONYSSOS	6	1.000	200
DANBY	30	5.000	400
ISTRIA	35	2.000	300
ACQUA BIANCA	40	4.000	200
PROMEDIO	23,7	3.142	300

- tabla nº 26: productividad de explotaciones Subterráneas -

El grupo de canteras de la tabla nº 26 tiene también una producción y un aprovechamiento medios menores que los del grupo de canteras estudiadas por nosotros. Las variedades explotadas son de mayor valor comercial.

VI.1.2. Producciones medias

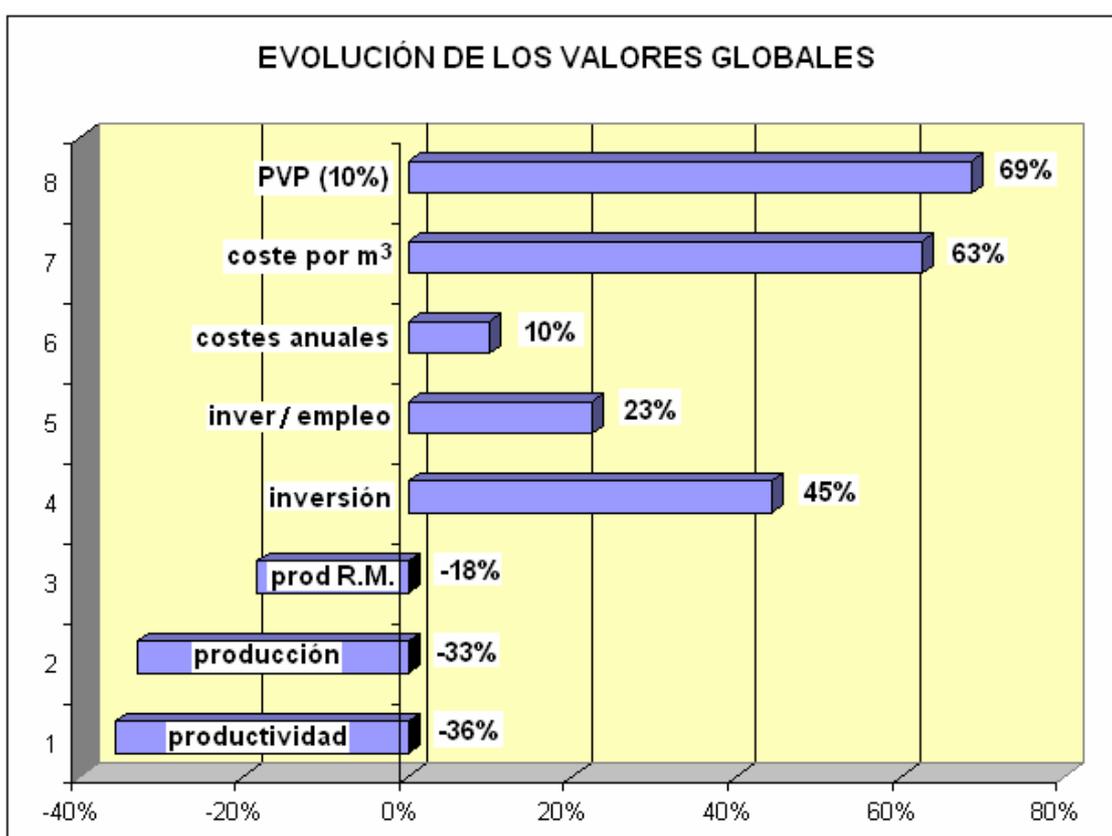
La producción total a Cielo Abierto del conjunto de canteras seleccionadas se sitúa en 120.500 m³ año, correspondiendo 85.500 m³ a canteras situadas en la Región de Murcia. La explotación de esas mismas canteras con procedimientos subterráneos supone un descenso de la producción global hasta los 80.675 m³, lo que supone un **descenso del 33%** en el total y del 19 % si nos restringimos a las canteras de la región murciana.

VI.1.3. Inversiones medias

La inversión media total para apertura de una cantera a Cielo Abierto se encuentra en 3,3 M€ y la inversión para su explotación en Interior **se incrementa en un 44%** resultando una inversión media para apertura de la cantera de interior de 5,3 M€. De esta manera, también crece la inversión media que ha de realizarse **para generar un empleo** en cantera, un **22,7 %**, desde los 382.000 € hasta los 468.000 €.

VI.1.4. Costes medios

Los costes medios **de operación anual aumentan un 9,8 %** hasta alcanzar los 1.185.000 €, y los **costes totales por cada m³** se elevan desde 179 € hasta 291 €, un **63%**. La componente inversora (amortización de lo invertido) de este coste supone un 27 % frente al 21% que supone en la explotación de Superficie.



- gráfico nº 5: Variación de los parámetros de explotación al pasar de CA a SUB -

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 158
Tesis: VI. Tratamiento de datos y Análisis de resultados	

VI.1.5. Precios de venta medios para la rentabilidad del 10%

El **precio medio de venta de la tonelada** para que el negocio tenga una **rentabilidad del 10 %** sufre un **incremento del 68%** desde los 84,5 € hasta los 142,6 €.

VI.2. EVOLUCIÓN DE LOS VALORES EN RELACIÓN CON LOS PARÁMETROS GEOMÉTRICOS Y GEOTÉCNICOS

Se trata ahora de buscar una explicación (tendencia) para la evolución de los parámetros de producción y para ello enfrentamos las variaciones obtenidas en cada Cantera con los valores de los parámetros geotécnicos y geométricos de la capa explotada en ellas. Con este procedimiento intentamos acercarnos a lo criterios de evaluación y decisión que pudieran ser aplicados para otras localizaciones y capas.

En la tabla nº 27 se organizan los datos de evolución de los parámetros de explotación al pasar de Cielo Abierto a Subterránea en las canteras estudiadas, junto con las características geométricas y geotécnicas de la capa.

Se han **sombreado** los valores que están por debajo de la media o por encima cuando esto significa **condiciones recomendables o favorables** para la explotación subterránea. Así, por ejemplo, el parámetro de afección medioambiental se sombrea cuando el impacto expresado mediante ese parámetro, que depende de la altura de talud final, de la superficie ocupada y de la visibilidad, supera el valor medio de 35,4, de forma que las canteras sombreadas poseen un mayor impacto, por lo que resulta más interesante su explotación subterránea.

Por lo que respecta a la mano de obra, se considera positiva la creación de empleo hasta un nivel ligeramente por encima del nivel promedio de este aumento, cifrado en el 24%.

Canteras Subterráneas de Mármol

Cantera	Variedad	Producción CA	Δ Producción	Producción SUB	GSI	Buzamiento capa °	Espesor capa (m.)	Aprovechamiento 0 %	Anchura	Niveles Explotación	Δ Mano Obra	Δ productividad	Δ inversión	Δ coste	afeción MM. AA.	ARRANQUE (m ³)
MB14	blanco	10000	-46%	5400	65	35	200	10	500	1	36%	-60%	4%	115%	51,7	100000
SQ09	clara	2000	0%	2000	75	45	100	25	100	1	20%	-17%	46%	34%	31,6	8000
SC12	clara	7500	0%	7500	70	30	100	40	150	1	40%	-29%	50%	42%	42,9	18750
SQ03	crema	6000	-33%	4000	75	25	60	25	100	2	40%	-52%	91%	97%	31,6	24000
SP10	crema	6000	-18%	4950	65	50	70	25	160	2	53%	-46%	121%	106%	42,9	24000
SP02	crema	18000	-63%	6720	75	30	80	15	170	2	-18%	-54%	40%	137%	60,5	120000
SR13	crema	25000	-76%	6000	70	50	100	14	150	2	-56%	-45%	-28%	86%	65,1	178571
SC01	marron	3500	0%	3500	80	60	70	25	150	1	37%	-27%	56%	44%	15,8	14000
SP07	marron	3500	0%	3500	80	30	100	20	100	1	22%	-18%	67%	42%	21,5	17500
SM11	marron	25000	-6%	23625	80	30	80	25	400	2	23%	-23%	61%	33%	51,7	100000
SQ08	rojo	2000	0%	2000	65	20	50	30	80	1	60%	-38%	67%	88%	25,1	6667
SC05	rojo	3000	0%	3000	75	70	50	40	80	2	25%	-20%	147%	61%	19,9	7500
SB04	rojo	4000	0%	4000	75	45	120	60	150	1	20%	-17%	50%	29%	15,8	6667
SB06	rojo	5000	-10%	4480	75	20	50	40	120	1	36%	-34%	41%	43%	19,9	12500
Totales		120500		80675												
Promedios			-18%		73	39	88	28	172	1,43	24%	-34%	58%	68%	35,4	45583
DESCENSO GLOBAL producción						33%	AUMENTO GLOBAL coste						63%			
en las Canteras R.M.						19%	en las Canteras R.M.						60%			

- tabla nº 27: resultados de aplicación del modelo económico a las canteras considerando la explotación Subterránea -

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 160
Tesis: VI. Tratamiento de datos y Análisis de resultados	

Lo primero que resalta en la tabla nº 27 es el importante descenso en producción que las canteras de la **variedad crema** necesitan para su viabilidad técnica, que se ha limitado de forma que la máxima producción es la que nos permite 15-20 años de explotación de la capa con un máximo de dos niveles de explotación. A pesar de esa limitación, el aumento de costes es considerablemente superior a la media. La explotación de los cremas mediante métodos subterráneos se va a ver perjudicada por los débiles espesores de capa, por los bajos aprovechamientos y por unas condiciones geotécnicas mediocres, procedentes de una mayor densidad de su diaclasado, que es lo que perjudica el aprovechamiento.

No obstante lo anterior, por la importancia comercial de esta variedad, debemos entrar a valorar aquellos casos en los que los parámetros conducen a una pérdida de producción menos significativa, en canteras de hasta 5.000 m³.

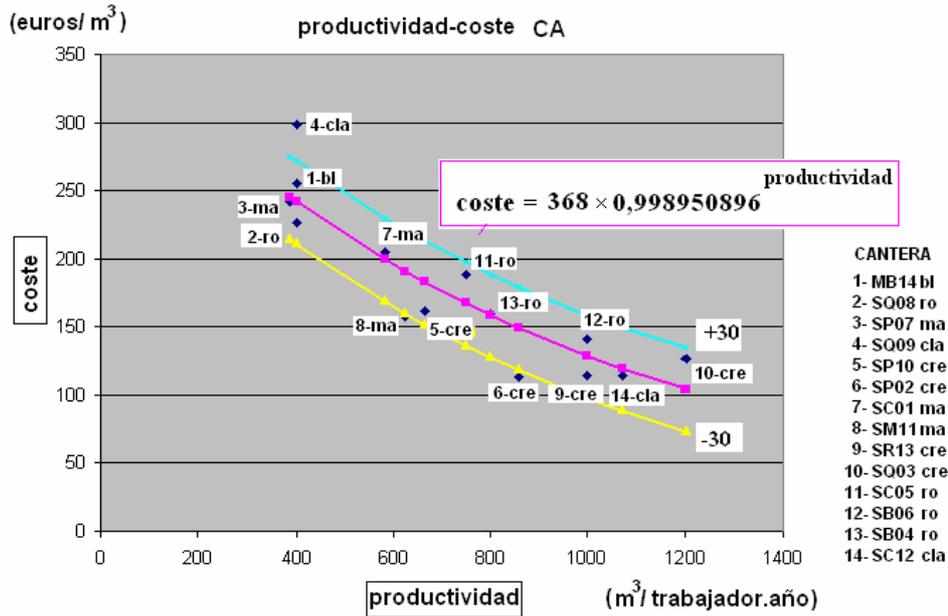
Una situación parecida a la de la variedad crema se produce con la única cantera de **mármol blanco** analizada. A pesar del espesor y la generosa anchura disponible en la cantera, el bajo aprovechamiento y la debilidad de la capa conduce a una gran pérdida de producción y a unos costes elevados.

En las variedades de calizas **claras, los rojos y los marrones**, la situación es bastante favorable para la transición a los métodos de interior. No se requieren descensos importantes de producción, aún existiendo en el estudio una gran cantera de marrón. Esta situación viene justificada por los mejores aprovechamientos y capacidad geotécnica de las capas, y los aumentos en los costes vienen relacionados con el aumento de empleo necesario para hacer frente a las operaciones menos productivas de avance de las galerías.

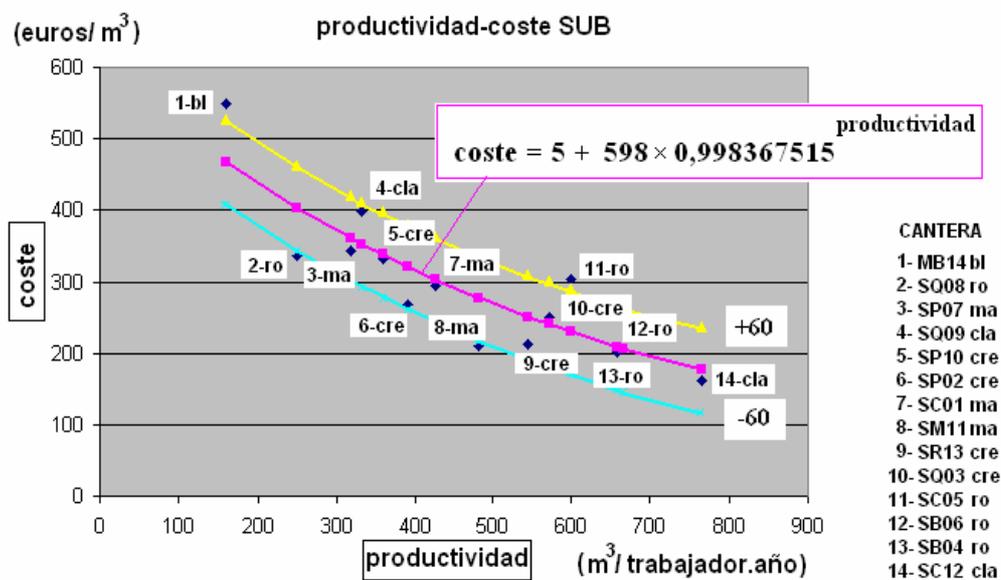
Se ha efectuado un análisis numérico de la tabla nº 27 habiendo extraído algunas conclusiones en relación con la productividad, el coste y la rentabilidad que nos pueden permitir estimar algunos parámetros a partir de otros, y algunas conclusiones interesantes.

VI.2.1. Relación productividad-coste

Resulta interesante y útil la relación exponencial entre la **productividad** y el **coste** tanto para CA (gráfico nº 6) como para interior (gráfico nº 7) lo que nos permite extrapolar el coste en otras situaciones de productividad como las de la tabla nº 26.



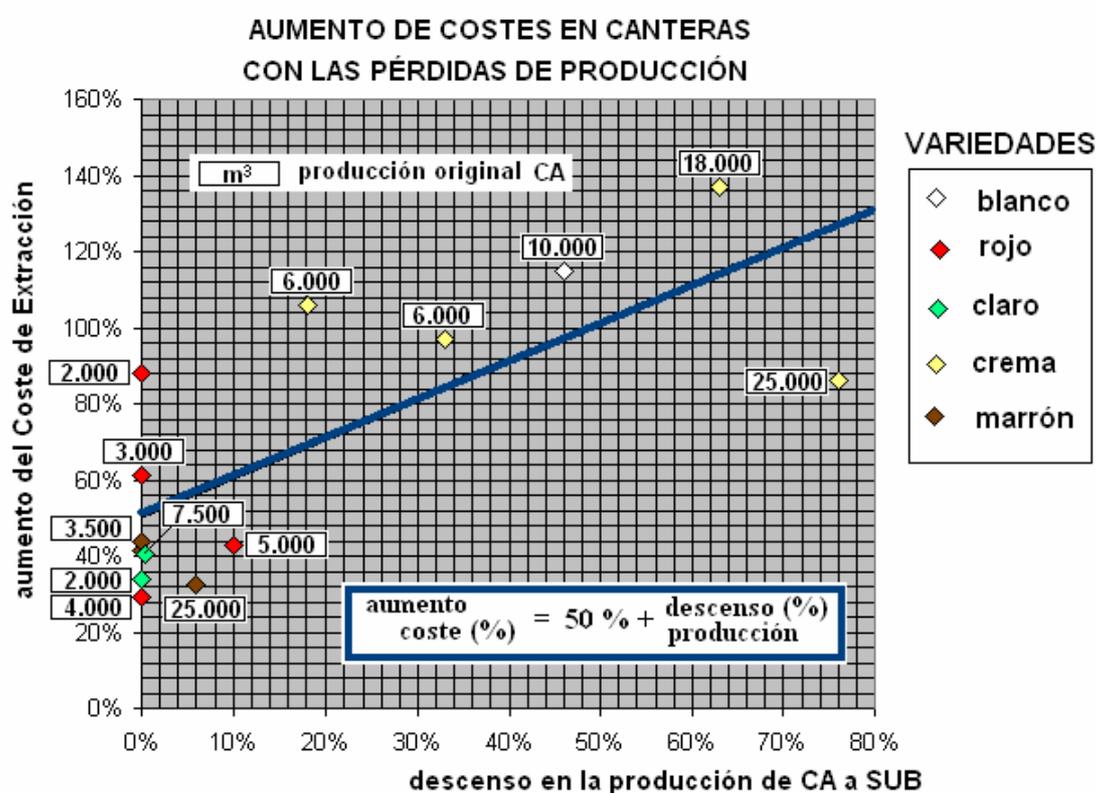
- gráfico nº 6: relación coste-productividad a Cielo Abierto -



- gráfico nº 7: relación coste-productividad en Subterránea -

VI.2.2. Producción-coste

La aplicación de la metodología desarrollada nos permite pronosticar la evolución de los parámetros de producción e inversión tratando la explotación de una misma Cantera por los dos métodos alternativos: de Cielo Abierto y Subterráneo. Una de las primeras observaciones ante los resultados era que la reducción en la producción está relacionada con el aumento de costes. En el gráfico nº 8 nos aproximamos esa relación mediante la recta [28]



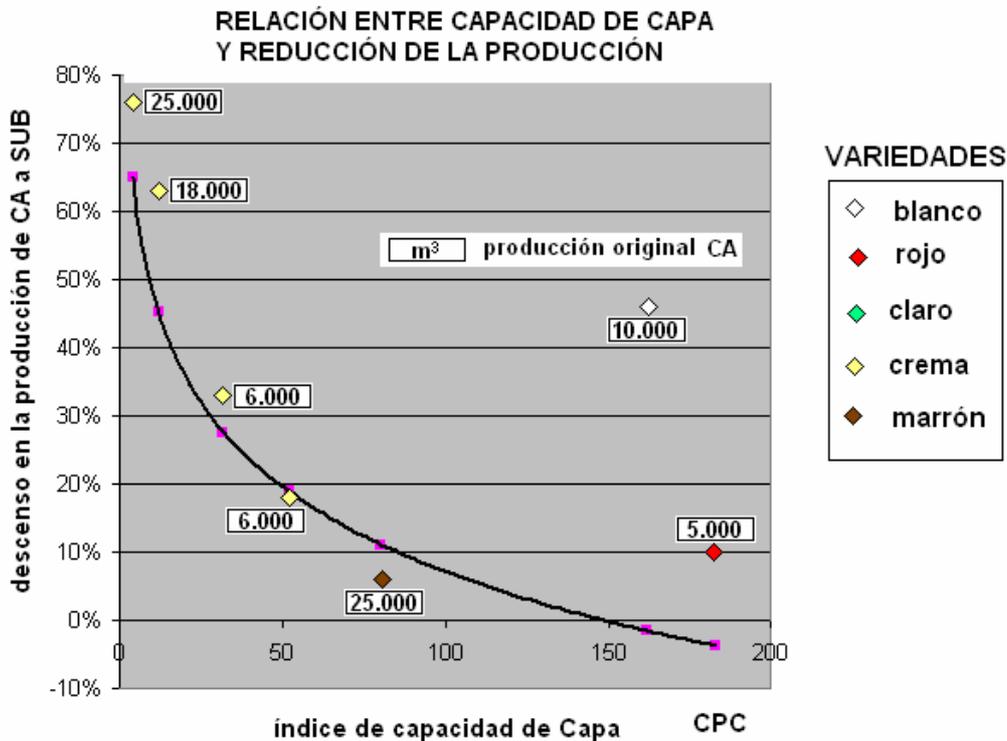
- gráfico nº 8: relación coste-reducción de producción -

$$\Delta \text{ coste } \% = 50 \% + \Delta (-\text{producción}) \% \quad [28]$$

De esta forma vemos como en las canteras sin descenso de producción el aumento del coste se sitúa en torno al 50%. Para el análisis de la reducción de la producción buscamos una expresión que la relacione con los parámetros de capa, para lo que hemos englobado éstos en un coeficiente denominado índice de capacidad de producción de la capa C. P. C.

Dicho parámetro se calcula como un producto de todos los que afectan a la capacidad de producción: el GSI, la anchura a , el espesor e , el buzamiento α , el aprovechamiento a_p en % y la producción que deseamos cubrir (la que esperamos a C.A.), expresión [29].

$$C.P.C. = \left[\frac{\frac{(0,6 \cdot GSI - 22) \times a \times e}{\text{sen } \alpha} \times \left(\frac{a_p}{100} \right)}{\text{Producción Anual C.A.}} \right]^{1,5} \quad [29]$$



- gráfico nº 9: relación CPC-reducción de producción -

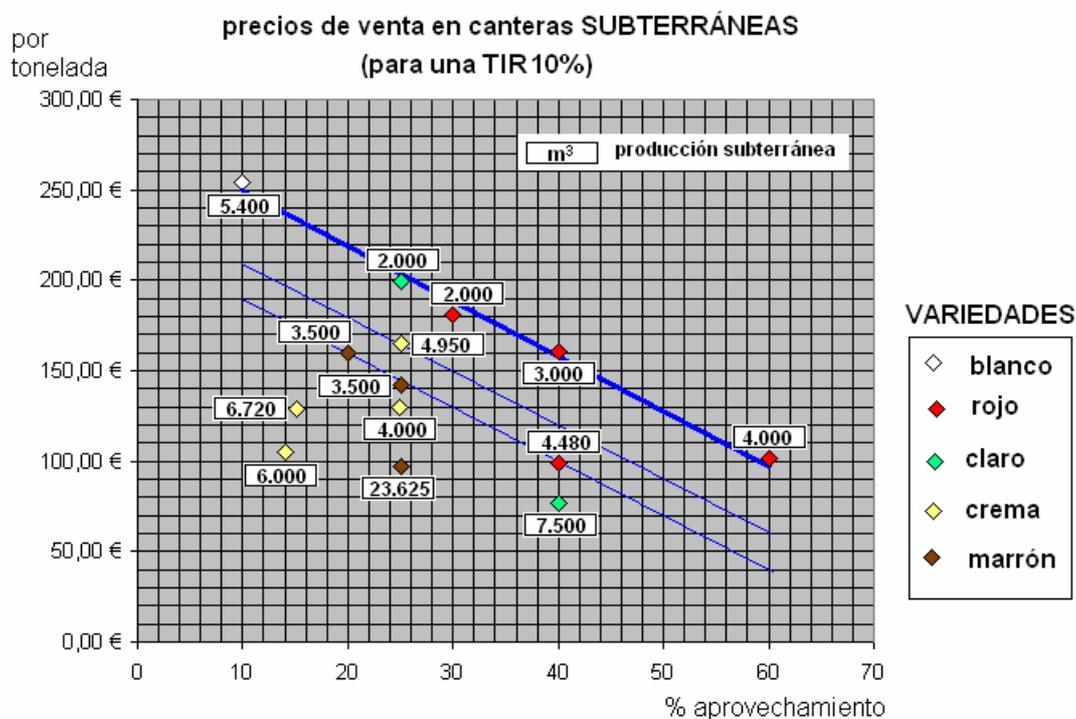
En el gráfico nº 9 vemos el ajuste con los casos más significativos de pérdida de producción. Se produce una correlación entre la reducción de producción y coste que podemos utilizar cuando pasemos a minería de interior un proyecto de Cielo Abierto. Se trata de conocer cuanto deberemos reducir la producción para explotar en subterráneo un mínimo de 15 años sin tener que descender en la capa más de un nivel por debajo del nivel de entrada.

La expresión de la curva del gráfico nº 9 es la [30]. Cuando calculemos CPC con [29] mediante este valor podemos acudir a la expresión [28] y calcular el aumento de coste esperado.

$$\Delta (-producción) \% = 90 - 18 \cdot \ln CPC \quad [30]$$

VI.2.3. Aprovechamiento- rentabilidad

El gráfico nº 10, en el que se sitúan cada una de las canteras estudiadas, para circunstancias de explotación y producciones muy diferentes, ha sido preparado relacionando, para las canteras estudiadas, el aprovechamiento y el precio de venta de la tonelada. Nos permite afirmar que los precios se mantienen por debajo del precio medio de venta de la tonelada de mármol bruto de exportación (FDP 2.004) por lo que muchos de los casos que analicemos deberán alcanzar la rentabilidad.



- gráfico nº 10: precios de venta en canteras SUB para una rentabilidad del 10% -

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 165
Tesis: VI. Tratamiento de datos y Análisis de resultados	

Además la familia de líneas (en azul en el gráfico nº 10) de precios máximos para alcanzar la rentabilidad del 10 % son rectas paralelas a la máxima [31].

$$precio_{\max}(10\%) = 280 - 3 \cdot aprovecho \% [31]$$

Si la cotización de la variedad producida en una cantera, con un determinado aprovechamiento, supera el precio de venta marcado por el máximo de la recta superior se podría afirmar, sin otros datos, que el proyecto será rentable. Para las variedades cremas y marrones podrían cotizar hasta 60 euros por debajo de la recta superior, lo que se ve favorecido con las mayores producciones.

**ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD
DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL**

Capítulo VII: CONCLUSIONES

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 167
Tesis: VII. Conclusiones	

VII. CONCLUSIONES

1) Los métodos subterráneos de explotación de los mármoles y las calizas marmóreas son **una alternativa que se debe tener en cuenta** cuando se proceda a la **apertura** de un proyecto de extracción de esta naturaleza.

2) La **viabilidad técnica, social y ambiental están garantizadas**, debiendo estudiar su **viabilidad económica**, para lo que **se aportan** en este trabajo las **herramientas** que permiten la comparación de proyectos de extracción de Cielo Abierto y Subterráneos:

- La descripción de la **metodología** para el desarrollo de los Proyectos de Interior.
- El **modelo económico** para el estudio de la rentabilidad y su comparación con los métodos a Cielo Abierto.

3) La **aplicación** de la metodología y los modelos desarrollados **sobre una serie de casos**, 14 canteras de distintas empresas, variedades y localizaciones, que representan el **10% de la producción de la Región de Murcia** nos ha permitido obtener una serie de **criterios generales de decisión** de utilidad para las empresas y para la administración.

- La **EVOLUCIÓN GLOBAL de los parámetros económicos** para el desarrollo de los proyectos de explotación por Interior es la siguiente:
 - Disminución de la productividad en un 36%.
 - Aumento de la inversión en un 45%, y de un 23% la inversión por cada empleo generado.
 - Aumento de los costes de operación anuales de un 10%.
 - Aumento del coste por m³ del 63%.
 - Aumento del precio de venta para una rentabilidad TIR del 10%, del 69%.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 168
Tesis: VII. Conclusiones	

- Las canteras con altas producciones, que explotan capas de espesores menores a los 100 m y de buzamientos altos, con bajos aprovechamientos (menores del 20%) y geotécnicamente mediocres, por la mayor densidad del diaclasado (GSI 65), caso de los **mármoles blancos y calizas crema**, tendrán un aumento de costes superior al 100% para la explotación de interior. Para limitar dicho encarecimiento se tiene que disminuir la producción hasta valores en torno a los 3.000 m³ por cada 100 metros de anchura de capa, con lo que limitamos el número de niveles de cámaras de explotación a 2. Se ha definido un coeficiente de capacidad de capa CPC que permite pronosticar la reducción de producción y el aumento de coste.
- La canteras de las **calizas claras, las rojas y las dolomías marrones** tienen aprovechamientos superiores al 30% y calidades geotécnicas de capa, GSI, superiores a 75, siendo la situación muy propicia para la utilización de los métodos de interior, con aumentos medios de coste por debajo del 50%. Dichos aumentos de coste vienen relacionados con el empleo que se genera para responder a la disminución de la productividad.
- Se ha observado una relación [31] entre el **aprovechamiento y la cotización** necesaria para una rentabilidad del proyecto de Interior superior al 10 %, que podemos establecer de manera que si la suma del triple del aprovechamiento (en porcentaje) y la cotización en euros por tonelada supera el valor 280 se garantiza la rentabilidad del 10 %. Para las variedades cremas basta con alcanzar el valor 240 y para las marrones el 220.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 169
Tesis: VII. Conclusiones	

4) Se han calculado los tiempos necesarios para conseguir los **ritmos de producción nominales** del proyecto de interior, menores para las cámaras de menor tamaño (variedades crema). Con 1,5 turnos de avance por ejemplo, se pueden conseguir la producción nominal en 6 meses, frente a los 18 meses que necesitaría una cantera de cámaras grandes (variedades marrones).

5) Las **Recuperaciones** teóricas de capa calculadas se sitúan en el 75% para el caso de un solo nivel de cámaras y en el 60% para 2 niveles. Estos valores pueden descender hasta un 20% según la morfología de la capa, estando la **recuperación práctica** por encima del 50%. Una cierta **selectividad** permitirá mejorar el aprovechamiento a costa de la recuperación: cuando, por ejemplo, una zona entre pilares no sea aprovechable no será necesario excavarla.

6) Las explotaciones de Interior **generan el mismo tipo de escombreras temporales**, que tendrán un tratamiento similar a las de los proyectos en Superficie, pudiendo al finalizar la explotación realojar el material en el hueco. Parece más interesante el vertido como material inerte en una zona adecuada **buscando para el hueco un uso posterior** de mayor valor: industrial (almacenamiento isoterma), civil o recreativo.

7) Los métodos subterráneos de explotación de los mármoles y las calizas marmóreas son **una alternativa utilizada en la actualidad en la UE**: en las zonas con **limitaciones ambientales** (Portovenere, Penteliko..) y por agotamiento de las reservas o por encarecimiento de la explotación al existir **grandes taludes o recubrimientos** que aconsejan la minería mixta (Carrara, Estremoz...).

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 170
Tesis: VII. Conclusiones	

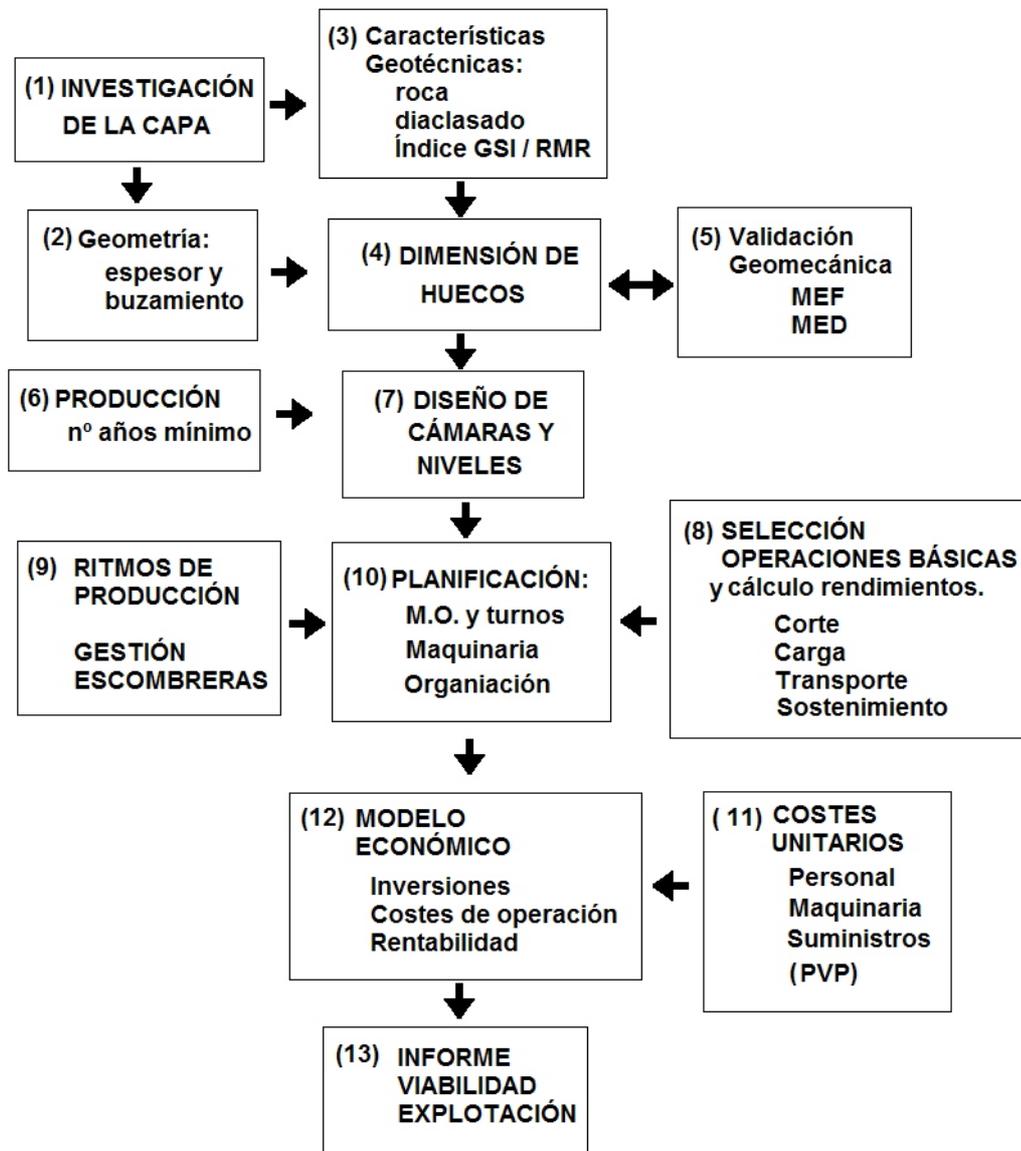
8) Los proyectos de interior necesitan el respaldo de **empresas con suficiente capacidad Financiera y Técnica**. Los motivos para ello son claros:

- El aumento de las **inversiones** y de los costes de operación en relación con los proyectos de Superficie.
- Requieren **Investigaciones y Proyectos** iniciales más detallados y de desarrollo más complejo. Solamente mediante su **control y seguimiento técnico** se conseguirá una optimización de los resultados.
- La explotación subterránea requiere la realización de labores de avance y sostenimiento de techos en la excavación que tendrán que ser desarrolladas por equipos de **trabajadores entrenados específicamente** para ello, capaces de identificar los bloques sueltos o las zonas con mejores aprovechamientos.

La respuesta a este requisito debe venir de la **concentración empresarial** que tiene las siguientes ventajas directamente aplicables:

- Generación de un **Departamento Técnico común**, más potente, que pueda emprender proyectos de interior o proyectos en otros países, con equipos de trabajadores especializados que puedan entrenar a otros.
- Participación en mayor número de proyectos conjuntos para **diluir el riesgo**, garantizando la rentabilidad mínima y disponer de la adecuada **diversidad** de mercados.

9) Hemos establecido una **metodología sencilla e innovadora** para el estudio preliminar de nuevos Proyectos de Interior cuyo esquema general se incluye en la figura nº 21, y que debemos **transferir** para su aprovechamiento al sector empresarial.



- figura nº 21: ESQUEMA METODOLÓGICO PARA EL ESTUDIO DE LA VIABILIDAD DE LOS MÉTODOS SUBTERRÁNEOS -

**ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD
DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL**

**Capítulo VIII: FUTURAS LÍNEAS DE
INVESTIGACIÓN**

VIII. FUTURAS LÍNEAS DE INVESTIGACIÓN

Como **premisa fundamental** para el desarrollo de las líneas que pudieran inferirse del presente trabajo, puesto que se plantea con un sentido práctico, está el **desarrollo de proyectos de minería de interior** de mármol y el mantenimiento de la relación Universidad-Centros Tecnológicos-Asociaciones Sectoriales-Empresa.

De forma natural se plantean las siguientes líneas de trabajo a partir de los resultados de este trabajo de investigación.

1) Se ha desarrollado una importante labor de estudio de las operaciones y procedimientos para confeccionar los modelos económicos. La utilización de dichos modelos, desarrollados para este trabajo, puede permitir la realización de **estudios de sensibilidad** en los que se hagan variar todo tipo de parámetros, desde los precios de los suministros (incidencia de los productos energéticos) hasta los aprovechamientos o los parámetros macroeconómicos o las diferentes hipótesis de comportamiento de los mercados.

2) La mejora de los modelos es una posible línea de trabajo, de forma que se integren y estudien las inquietudes y tendencias actuales: la **gestión de las escombreras**, la utilización de los **espacios**: huecos generados y superficies afectadas, así como la **reutilización** como áridos o materiales de relleno de los subproductos.

3) Con carácter general, **una vez se produzca el desarrollo de proyectos de interior** aparecen una serie de cuestiones técnicas en cuyo conocimiento y optimización se podrá trabajar:

- La mejor descripción inicial de la capa.
- La metodología blocométrica, para la selección de las zonas y orientaciones de Cámaras con mejores aprovechamientos.
- La optimización de la planificación.
- El control geotécnico y la realimentación de los modelos de diseño de cavidades.

**ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD
DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL**

Capítulo IX: REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

IX. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ÁLVAREZ, C. (2.000) “Equipos de hilo diamantado: aplicación a Canteras Subterráneas”. Jornada Técnica sobre Explotación de Canteras Subterráneas de Roca Ornamental. AIDICO, Instituto Tecnológico de la Construcción, Alicante.
- BARTON N.(1.999) “General report concerning some 20th century challenges in applied rock mechanics”, 9th Int. Congress on Rock Mechanics, Paris.
- BARTON, N.R., LIEN, R., LUNDE, J. (1.974) “Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support” Rock Mechanics 6(4), 189-239.
- BUSTILLO, M., LÓPEZ, C. (1.997) “Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras, cap. 10: Evaluación Económica de Proyectos Mineros”. Ed. Entorno Gráfico, S.L. Madrid.
- CALVO, B., MAYA, M. (2.001) Avanços e Transferência Tecnológica em Rocha Ornamental: “A Exploração de mármore em lavra subterrânea em Portugal” CETEM/MCT, Rio de Janeiro.
- CAPUZZI, Q. (1.988) “Quarrying marble underground”. C. Cattaneo Bc. Soc. Studies Center, Carrara.
- CARDU, M.; LOVERA, E.; CRASSOULIS, V (2.004) “Optimising Quarrying Techniques and Practices”. Capítulo 3: New quarrying methods and technological progress. Editions OSNET-European Commission. Vol. 7.
- CEVALOR (1.999): “ Estudio para a Abertura de uma Exploração Subterrânea de Mármore no Anticlinal de Estremoz-Borba-Vila Viçosa” Projecto PORA. Fase 3. Borba.
- CLUB ESPAÑOL INDUSTRIA TECNOLOGÍA Y MINERÍA (2.001) “Visión Estratégica del Petróleo, Gas, Carbón y Metales” Diciembre.
- CNR (2.001) “Numericall modelling of the mechanical behaviour of the marble mass in the four experimental stopes”. Centro Studi per la Fisica delle Rocce e le Geotecnologie. Resultados ensayos Proyecto Europeo CAD-PUMA, cap. 5.
- COMISIÓN EUROPEA (2.001) “CAD PUMA: Development of an Integrated Computer Aided Design and Planning Methodology for Underground Marble Quarries”. Industrial and Materials Technologies Programme.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 176
Tesis: IX. Referencias Bibliográficas	

- DINIS DA GAMA, C. (1.995) Aspectos Geotécnicos y de Fracturación en la Explotación de Canteras. Cap. 10 en Manual de Rocas Ornamentales, Entorno Gráfico, S.L., Madrid, pp.231-246.
- DINIS DA GAMA, C. (2.000) Modelização Geomecânica e Dimensionamento de Cavidades Subterrâneas. Jornada Técnica sobre Explotación de Canteras Subterrâneas de Roca Ornamental. AIDICO, Instituto Tecnológico de la Construcción, Alicante.
- DINIS DA GAMA, C. (2.001) “O Futuro das Pedreiras Subterrâneas”. Boletim de Minas Online - vol. 38, nº 4.IGM Portugal.
- DINIS DA GAMA, C., BASTOS, M. (1.994) “Análisis volumétrico de macizos rocosos fracturados para optimizar la extracción de rocas y minerales” rev. Ingeopres, nº 6, Madrid.
- DINIS DA GAMA, C., BASTOS, M. (2.002) “A Quantificação da Compartimentação de Maciços Rochosos e suas Aplicações a Nível de Projecto” Congresso Nacional de Geotecnia, Lisboa.
- ENADIMSA (1.985): “Investigación de Mármoles en Macael (Almería)”. Madrid
- ENADIMSA (1.986): “Investigación de Mármoles en Monte Coto Pinoso y Cavarrasa (Alicante)”. D.G. de Minas del Mº de Industria. Madrid
- FABREGUES, M. (2.005): “Impresiones sobre el Sector de la Piedra Ornamental durante el año 2.004”. Revista Piedra Natural FDP, nº 22. Febrero.
- FALCAO, A. P.(2.002) “A geotecnia e a viabilidade económica da exploração subterrânea de mármoles”. 8º congreso Nacional de Geotecnia, Lisboa.
- FDP (2.002): Entrevista a Horacio Sánchez Navarro Dir. Gral. Industria, Energía y Minas de la CARM. Revista Piedra Natural FDP, nº 10. Febrero.
- FDP (2.002): Entrevista a José Marín Núñez Presidente de MARSÁ Revista Piedra Natural FDP, nº 10. Febrero.
- FDP (2.004): “La extracción de Piedra natural en canteras subterrâneas”. Revista Piedra Natural, nº 18. Febrero.
- FDP (2.004): Informe del Sector de la Piedra Natural 2.003.
- FDP(2.005): Informe del Sector de la Piedra Natural 2.004.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 177
Tesis: IX. Referencias Bibliográficas	

- FERNÁNDEZ, J., OBIS, J. (2.001) “Centros Tecnológicos de la Piedra Natural y Redes de Cooperación Tecnológica (I)” Revista Piedra Natural FDP, nº 9. Septiembre.
- FERNÁNDEZ, J. (2.005) “Evolution of the Marble Sector in Murcia (Spain)”, rev Litos ed. especial para China.
- FERRERO, A.M. (2.002) “Rock mechanics studies applied to ornamental stone design”. 2º OSNET Workshop. Italy.
- FERRERO, A.M., IABICHINO, G. (2.003) “Behaviour of experimental panels of underground marble exploitation by in situ monitoring and computation”. OSNET editions. Vol 2, pp 111-130. Athens.
- FERRERO, A.M., IABICHINO, G. (2.003) “Geomechanical and geophysical measurements in Lasa underground marble quarry”. OSNET editions. Vol 2, pp 101-110. Athens.
- FORNARO, M. (2.000) “Canteras subterráneas en Italia”. rev. Roc Maquina, Madrid, febrero, pp.42-47.
- FORNARO, M., BOSTICCO, L. (1.995) “Underground Stone Quarrying In Italy. Its Origins, The Present Day and Prospect. Editrice Promorama SRL. Marmo Macchine International. nº 9, pp 64-97.
- FORNARO, M., BOSTICO, L. (1.999) “La coltivazione en sotterraeno delle rocce ornamentali. Quaderni di studi e documentazione nº 22, GEAM pp 92. Torino.
- GENTRY, D.W., O’NEIL, T.J. (1.984) “Mine investment analysis”. AIME.
- GRIMSTAD, E., BARTON, N. (1.993) Updating the Q-System for NMT. Proc. International Symposium on Sprayed concrete-modern use of wet mix sprayed concrete for underground support, Fagernes, (eds Kompen, Opsahl and Berg). Oslo: Norwegian Concrete Assn.
- HARDY, AGAPITO. (1.977) “Pillar Design in Underground Oil Shale Mines. In “Design Methods in Rock Mechanics”, Proc 16th U.S.. Symposium Rock Mechanics, pp 257-266, ASCE, New York.
- HOEK, E. BROWN, E.T. (1.980) “Underground Excavations in rock”. I.M.M. Ed: Capman & Hall. London.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 178
Tesis: IX. Referencias Bibliográficas	

- HOEK, E. CARRANZA-TORRES, C.T., CORKUM, B (2.002): “Hoek-Brown failure criterion-2.002 edition”. Proc. North American Rock Mechanics Society meeting in Toronto. July 2002.
- HOEK, E., BROWN, E.T.(1.997): “Practical Estimates of rock mass strength”. Int. J. Rock Mechanics & Mining Sciences & Geomechanics abstracs. 34 (8), 1165-1186.
- INERIS (2.001) “Discontinuity modeling and prediction of the optimum gallery orientation with RESOBLOK”. Institute National de l’Environnement Industriel et des Risques. Resultados Proyecto Europeo CAD-PUMA cap. 4.
- INTERNAZIONALE MARMI E MACCHINE CARRARA SpA (2.004): STONE 2.003.
- ITGE (1.991): “Mármoles de España”. Ministerio de Industria y Energía. Madrid.
- LITOS (2.002). “Rosa Portuguese Marble”. Rev. Litos dic.
- LÓPEZ, C. (1.995a) “Estimación de Costes y Análisis de Inversiones” en Manual de Rocas Ornamentales, cap. 23. Ed. Entorno Gráfico, S.L. Madrid.
- LÓPEZ, C. (1.995b) “Modelo de Estudio Técnico-Económico para Canteras de Roca Ornamental” en Manual de Rocas Ornamentales, Anexo 4. Ed. Entorno Gráfico, S.L. Madrid.
- LÓPEZ, C. (1.995c) “Técnicas de Arranque Mecánico en Canteras” en Manual de Rocas Ornamentales, cap. 12. Ed. Entorno Gráfico, S.L. Madrid.
- LÓPEZ, C., BERMÚDEZ, P. (2.000) “Canteras Subterráneas de Mármol presente y futuro”. Jornada Técnica sobre Explotación de Canteras Subterráneas de Roca Ornamental. AIDICO, Instituto Tecnológico de la Construcción, Alicante.
- MARINOS, P.G. HOEK, E.(2.000): “GSI: A geological friendly tool for rock mass strength estimation”. Proc. of Inter. Conference on Geotechnical & Geological Engineering (GeoEng 2000), Technomic Publishing Co. Inc., p.p. 1422-1440, Melbourne, Australia.
- MUÑOZ, E. M. (2.000) “Análisis de los costes de extracción del mármol de Macael”. Proyecto fin de Carrera. E.T.S.I. Minas. Madrid.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 179
Tesis: IX. Referencias Bibliográficas	

- MUÑOZ, J.M. (2.004) “Canteras de Mármol: Arranque, perforación y corte, carga y transporte. Operaciones auxiliares” Apuntes del II Curso Especialista en Industrias de la Piedra Natural, Centro Tecnológico del Mármol y Universidad Politécnica de Cartagena.
- MUÑOZ, P. (1.989) “La investigación de Rocas Ornamentales en el ITGE”. Rev. Roc Maquina. 4º tr.
- OBERT, L., DUVALL, W.I.(1.967) “Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock”. John Wiley & Sons, New York.
- O'HARA,TA (1.979) “Report on Quick Guides to Evaluation of Orebodies” Hudson Bay Mining and Smelting Company, Toronto.
- PALMA, H. (2.000)“Exploração subterrânea de mármore: aspectos geotécnicos” TESIS, IST de Lisboa.
- PÉREZ, J. (2.000) “Proyecto de Explotación C.E. Sierra de Pedro Ponce. Mula (Murcia)”. Jornada Técnica sobre Explotación de Canteras Subterráneas de Roca Ornamental. AIDICO, Instituto Tecnológico de la Construcción, Alicante.
- PINZARI, M. (1.986): “Methods, techniques and technologies for quarrying ornamental stones”. Marble in the world. Società Editrice Apuana.
- ROCSCIENCE Inc.(2.001) “PHASES2 v 5.0, User’s Guide”. Toronto.
- RODRÍGUEZ, A., PESCADOR, S., GALERA, J.M. (2.005) “Reconocimientos singulares en los túneles de Guadarrama”. Jornada Técnica: Reconocimiento y estudios de medios rocosos” SEMR, Madrid.
- RUSELL, P. (1.982) Underground Mining Methods Handdbook: Section 5 Underground Equipment, pp 1.184-1.188. Ed: A.I.M.E. Nueva York.
- SALAMON, M.D.G., MUNRO, A.H. (1.967) “A study of the strength of coal pillars”. J. South African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 68 nº 2 p.55-67.
- STEBBINS, S.A. , SCHUMACHER, O.L.(2.001) “Underground Mining Methods. Chapter 4: Cost estimating for Underground Mines”. Ed: Hustrulid & Bullock. SME.
- TABOADA, J. (1.993) “Diseño de Minas Subterráneas de Pizarra” (Tesis). Dpto. de Explotación y Prospección de Minas. Univ. de Oviedo.

ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL	<i>pág.</i> 180
Tesis: IX. Referencias Bibliográficas	

TEREZOPOULOS, N. (2.001) “The Challenge for European Ornamental Stones”,
NTUA Eurothen.

TRIGUEROS, E. (2.000) “Análisis de estabilidad geotécnica en la cantera de mármol
Cabezo Gordo. Informe para la empresa Los Canteros S.L., San Javier (Murcia).

TRIGUEROS, E. (2.005) “Estabilidad Geotécnica de la Cantera de Mármol Solana de la
Fosca: Situación geotécnica actual y desarrollo de la explotación”. Informe para la
empresa Mármol El Coto (Pinoso), Alicante.

TRIGUEROS, E. SÁNCHEZ, R. MARTÍNEZ, P. (2.001) “Aplicación del criterio de
Barton-Choubey en la predicción del deslizamiento de bloques para taludes en
rocas carbonatadas”. V Simposio Nacional sobre taludes y laderas inestables.
CEDEX, Mº de Fomento. Madrid.

**ESTUDIO DE LOS PARÁMETROS DE VIABILIDAD
DE LAS CANTERAS SUBTERRÁNEAS DE MÁRMOL**

**EJEMPLO PRÁCTICO: APLICACIÓN DEL MODELO
ECONÓMICO DE EXPLOTACIÓN**

**1. APLICACIÓN DEL MODELO ECONÓMICO A CIELO
ABIERTO**

2. APLICACIÓN DEL MODELO ECONÓMICO SUBTERRÁNEO

1. APLICACIÓN DEL MODELO ECONÓMICO A CIELO ABIERTO

ENTRADA DE DATOS

constantes
cantera
resultados

DATOS DE CANTERA

NOMBRE CANTERA:	SP10
PARAJE:	Sierra de la Puerta (Cehegín)
TIPO DE PIEDRA	Crema
Explotación (meses)	12

al año

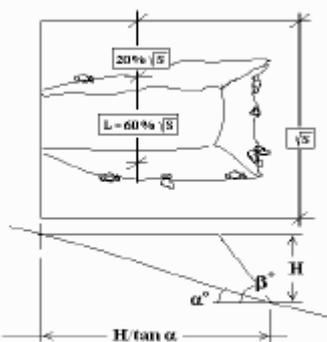
DATOS GENERALES			
Produccion anual deseada (m3)	6000	Volumen anual arrancado (m3)	24000
% de aprovechamiento	25	Esteril a escombrera (m3)	18000
Años de explotación	15	Pendiente media ladera °	25
Alt. Talud final (m)	45,6	Longitud final de frentes (m)	160
Sup. final de explotación (ha)	1,57	Distancia TPTE bloques (m)	160
Distancia TPTE esteril (m)	160	Trabajadores	9
Precio medio venta (eu/m3)	197	Equipos de corte	0
Tipo de via de comunicación desde la que se visualiza			3

de calculo

DIMENSIONES TORTAS			
Altura de tortas (m)	8		
Longitud de torta (m)	10	Volumen torta (m3)	128
Fondo de torta (m)	1,6		

DIMENSIONES BLOQUES			
Altura de bloques (m)	1,5	Volumen bloque (m3)	5,625
Longitud de bloques (m)	2,5	Peso bloque (t)	15,1875
Ancho de bloques (m)	1,5	Nº de bloques teorico	1067
		Nº de bloques con despuntes	1600,5

DATOS ESCOMBRERA	
Escombrera a pie de cantera	8
Escombrera aparte	N
Densidad de escombrera (t/m3)	2
Vol. escombrera al año (m3)	24300
Volumen TOTAL (V) (m3)	364500
Altura de escombrera (H) (m)	35,1
Long. escomb. (H/tan alfa) (m)	165,1
Angulo inclinacion ladera (α)°	12
Angulo escombrera (β)°	45
Anchura escombrera (L) (m)	160
Viajes a escombrera	1944
Distancia a escombrera	200



Sup. para escombreras (ha)	2,64	3
----------------------------	------	---

rellenar superficie cuando está fuera

$$\text{SUPERFICIE necesaria} = \frac{H \cdot V \text{ escombrera}}{\text{tg}(\alpha) + 1/2 \cdot H^2 \cdot [1/\text{tg}(\alpha) - 1/\text{tg}(\beta)]} = 2,637552078$$

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

DATOS DE OPERACIÓN

VOLADURAS EN ESTÉRIL

Porcentaje de estéril volado	15	
Altura media de estéril volado (m)	10	mayor que cero
Volumen de estéril volado (m3)	2700	
Superficie de levante con hilo (m2)	270	
Consumo específico de explosivo (kg/m3)	0,12	0,4 para triturar el escombro
Perforación específica (m/m3)	0,12	0,15 para triturar escombro
Consumo de explosivo (kg)	324	
Perforación (m)	324	

SEPARACIÓN DE TORTAS

Volumen de torta (m3)	128
Superficie inferior por torta(m2)	16
Superficies laterales por torta (m2)	25,6
Superficie dorsal por torta (m2)	80
Perforación por torta (m)	16
Perforación (m/m3)	0,125
Corte con rozadora (m2/m3)	0,125
Corte con hilo (m2/m3)	0,825
Volumen de tortas separado (m3)	21300
Perforación total (m)	2662,5
Corte total con rozadora (m2)	2662,5
Corte total con hilo (m2)	17572,5

TROCEADO DE BLOQUES

Todos los cortes con torreta	n
Caras laterales torreta y puntas hilo	s
Corte con torreta por bloque (m2)	7,5
Corte con hilo por bloque (m2)	4,5
Corte específico con torreta (m2/m3)	1,333333333
Corte específico con hilo (m2/m3)	0,8
Volumen de bloques (m3)	6000
Corte total con torreta (m2)	8000
Corte total con hilo (m2)	4800

TRANSPORTE CON VOLQUETE

Velocidad media de ciclo (Km/h)	20	
Ciclo de carga/descarga bloques (min)	3	
Ciclo de carga/descarga estéril (min)	4	
Tiempo de transporte bloques (h)	70,42	
Tiempo de transporte estéril (h)	160,7	
Trabajo anual en 220 días (h)	231,12	
Trabajo por día (h)	1,05	
Nº de volquetes necesarios	1	7 horas efectivas/11h

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

OPERACIONES CON PALA

Trabajo por día y equipo de corte (h)	9	de cada 11h
Trabajo anual por unidad en 220 días (h)	1980	reducido al número de meses trabajados
Trabajo anual (h)	3960	

OPERACIONES CON PERFORADORA

vel. Avance (m/min)	1		
Nº de barrenos de 10 m en estéril	33		
Nº de barrenos paso hilo	333		
Tiempo de desplazamiento y posición (h)	91	a 30 m/min	2 viajes IV
Tiempo de perforación (h)	50	2 min pos	
Tiempo de trabajo máquina (h)	141		

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

INVESTIGACION Y ESTUDIOS DE INGENIERIA



Produccion anual deseada (m3)	8000
% de aprovechamiento	25
Años de explotación	15
Profundidad media prevista (m)	22,9

240

Volumen total de roca a extraer (m3) (Prod anual / %aprov)*años

Superficie de explotación (m2)

SONDEOS

Precio sondeo por metro	80,00 €	Incluido seguimiento geológico *
Profundidad de sondeos	22,9	
1 sondeo cada	1000	m2

Nº Total de Sondeos 15,7

Metros de sondeo 359,53

Coste total sondeos 21.571,80 €

INFORME GEOLÓGICO

coste/ha

sup (ha) 1,57

Costes informes 3.925,00 €



PROYECTO O PLAN DE LABORES

Coste proyecto de apertura de cantera	18.000,00 €
Coste Estudio Impacto Ambiental	18.000,00 €
Coste elaboración plan de labores	12.000,00 €
Coste proyectos de ingeniería	204.000,00 €

COSTE TOTAL INVESTIGACION Y ESTUDIOS DE INGENIERIA 225.571,80 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

ADQUISICIÓN DE TERRENOS



Superficie de explotación (ha)	1,57
--------------------------------	------

Sup. para servicios (ha)	1
--------------------------	---

Sup. para escombreras (ha)	3
----------------------------	---

Valor del terreno por ha	10.000,00 €
--------------------------	-------------

Superficie total calculada	5,6
Superficie real utilizada (no recomendable >25 ha)	7
Superficie para cálculo	7

Coste total de la compra del terreno	70.000,00 €
---	--------------------

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

OBRAS E INFRAESTRUCTURAS



CAMINO DE ACCESO

Longitud del camino de acceso (m) 500
Coste por m 20,00 € *

Coste camino acceso 10.000,00 €

EDIFICACIONES

Electroneumáticas (m2)	50
Taller (m2)	0
Oficinas y almacén (m2)	50
Vestuarios y comedor (m2)	0

Superficie de edificaciones (m2) 100
Coste por m2 60,00 € *
nº de contenedores de obra 2
coste unitario 3.000,00 € *

Coste total edificaciones 12.000,00 €

POLVORIN

Coste polvorín 2.400,00 €

ABASTECIMIENTO DE AGUA Y COMBUSTIBLE

Abastecimiento de agua

Depósito/balsa	30.000,00 €
Pozo	0,00 €
Red principal	12.000,00 €

Coste abastecimiento de agua 42.000,00 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

Abastecimiento de combustible

Dimensiones depósito combustible	
Asiduidad de relleno (semanas)	1
Consumo de gasoil a la semana (l)	2902
Capacidad aproximada depósito (l)	2902
Coste abastecimiento de combustible	30.000,00 €

CENTRO DE TRANSFORMACION

Transformador	25.000,00 €
Lineas eléctricas	10.000,00 €

Coste centro de transformación	35.000,00 €
---------------------------------------	--------------------

Coste total de obras e infraestructuras

131.400,00 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

INSTALACIONES Y SERVICIOS MINEROS



COMPRESORES

TIPO	Pot. Kw	Vida media (h)	COSTE	N°	Coste TOTAL
ATLAS GA160	160	50000	60.000,00 €	2	120.000,00 €
					puede trasladarse
Capacidad (l/min)	27000			N° compresores calculado	2
m red principal	300				
coste por m	6,00 €				
Coste instalación neumática			121.800,00 €		

BOMBAS DE AGUA

TIPO	Pot. Kw	Vida media (h)	COSTE	N°	Coste TOTAL
Sumergida	10	15000	3.000,00 €	0	0,00 €
Caudal (l/min)	300				
Tiempo de trabajo (h)	0				
Coste grupos de bombeo			0,00 €		

GENERADORES

TIPO	Pot. KVA	Vida media (h)	COSTE	N°	Coste TOTAL
Portátil	315	15000	15.000,00 €	0	0,00 €
					puede trasladarse
Voltaje (V)	380				
m red principal	500				
coste por m	6,00 €				
Coste grupos generadores			3.000,00 €		

ILUMINACIÓN

TIPO	Pot. KVA	Vida media (h)	COSTE	N°	Coste TOTAL
Grupo generador	4	10000	1.800,00 €	2	3.600,00 €
Focos	2	2000	600,00 €	4	2.400,00 €
Coste total iluminación			6.000,00 €		

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

DRENAJE

TIPO	Pot. Kw	Vida media (h)	COSTE	N°	Coste TOTAL
Bombas portátiles	2	15000	800,00 €	2	1.600,00 €

m de manguera	300
Coste por m	8,00 €

Coste total drenaje	4.000,00 €
----------------------------	-------------------

VENTILACIÓN

TIPO	Pot. Kw	Vida media (h)	COSTE	N°	Coste TOTAL
Axial	50	15000	1.500,00 €	0	0,00 €

Capacidad (m3/s)	2
Tiempo de trabajo (h)	0 11 h día
m de tubería	0
Coste por m	15,00 €

Coste total ventilación	- €
--------------------------------	------------

Coste total de instalaciones y servicios	134.800,00 €
---	---------------------

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

MAQUINARIA MÓVIL



PREVISION

Nº de equipos de corte	1	
Pala tipo 988	2	2
Equipos de hilo	6	6
Rozadoras	1	1
Volquetes	1	1
Torretas corta bloques	2	2
Furgoneta	2	2
Perforadora de columna	1	1
Vagón perforador	1	1

recomendables si no hay datos

PERFORACIÓN

TIPO	Pot. CV	Vida media (h)	COSTE	Nº	Coste TOTAL
Vagón perforador (+ compresor auxiliar)	35	30000	150.000,00 €	1	150.000,00 €
Vagón perforador/columna		10000	12.000,00 €	1	12.000,00 €
Perforación con testigo continuo		30000	90.000,00 €	0	0,00 €
Torretas cortabloques		30000	7.800,00 €	2	15.600,00 €
Martillos tipo ATLAS BBD94 de 27-29 mm		10000	2.400,00 €	10	24.000,00 €

INVERSION EQUIPOS PERFORACION 201.600,00 €

CORTE CON HILO

TIPO	Pot. CV	Vida media	COSTE	Nº	Coste TOTAL	
Equipos giratorios	50	15000	16.200,00 €	3	48.600,00 €	rendimien m2/h
Equipos de escuadrado	75	15000	19.800,00 €	3	59.400,00 €	8
Juegos de hilo	-		4.800,00 €	12	57.600,00 €	

ROZADORAS

TIPO	Pot Kw	Vida media	COSTE	Nº	Coste TOTAL	
De brazo	45	20000	96.000,00 €	1	96.000,00 €	rendimien m2/h
Cadena y wiolas	-		6.000,00 €	1	6.000,00 €	7,4

INVERSION EQUIPOS DE CORTE 267.600,00 €

MODELO ECONOMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

VOLQUETES				Índice de ocupación de volquetes		100%
TIPO	Cap (t)	Pot. Kw	COSTE	Nº	Coste TOTAL	Vida media
VOLVO A35C	25	262	240.000,00 €	1	240.000,00 €	30000
PALAS						
TIPO	Pot. Kw	COSTE	Nº	Coste TOTAL	Vida media	
Kom WA600	328	420.000,00 €	1	420.000,00 €	30000	
CAT 988G	360	540.000,00 €	1	540.000,00 €	30000	* Pot
placa de acople rapido, moco, pinzas y horquilla	-	24.000,00 €	2	48.000,00 €		
INVERSION EQUIPOS CARGA Y TPTE		1.248.000,00 €				
CUBA O CAMION CUBA						
TIPO	Pot. Kw	COSTE	Nº	Coste TOTAL	Vida media	
Camion cuba 5 m3		9.000,00 €	0	- €	30000	
AUTOMÓVILES						
TIPO	Vida media	COSTE	Nº	Coste TOTAL		
Furgoneta transporte personal	30000	9.000,00 €	2	18.000,00 €		
Todo terreno 4x4	30000	15.000,00 €	1	15.000,00 €		
INVERSION EQUIPOS AUXILIARES		33.000,00 €				
Coste total de maquinaria movil				1.750.200,00 €		
se puede trasladar a efectos de coste solo el tiempo real aqui.						

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

MANO DE OBRA



num./ % tiem		Salario bruto	Seg.Social	Coste total	
-	0,3	Ing. Técnico /Enc. Gral.	80.000,00 €	18.000,00 €	23.400,00 €
1	1	Encargado	40.000,00 €	12.000,00 €	52.000,00 €
0	0	Palista	33.000,00 €	9.900,00 €	- €
0	0	Serrucho	28.000,00 €	8.400,00 €	- €
0	0	Hilo	28.000,00 €	8.400,00 €	- €
0	0	Perforadora y torreta	28.000,00 €	8.400,00 €	- €
8	8	Especialistas polivalentes	28.000,00 €	8.400,00 €	291.200,00 €

9,3

Coste mano de obra al año 366.600,00 €

Coste mano de obra por m3 61,10 €

Producción m3 por obrero 666,67

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

SUMINISTROS



RESUMEN	TOTAL	POR m3
COSTE ANUAL HILOS DE CORTE	19.321,60 €	3,22 €
COSTE ANUAL VIDIAS Y CADENAS	10.512,00 €	1,75 €
COSTE ANUAL BARRENAS	6.400,00 €	1,07 €
COSTE ANUAL Bocas	280,00 €	0,05 €
COSTE ANUAL EXPLOSIVOS	1.848,00 €	0,31 €
COSTE ANUAL NEUMATICOS	11.587,22 €	1,93 €
COSTE GASOIL Y LUBRICANTES	65.963,35 €	10,99 €
COSTE ELECTRICIDAD	19.397,54 €	3,23 €
COSTE AGUA	39.001,50 €	6,50 €
COSTE ANUAL SEGURIDAD	10.508,00 €	1,77 €
COSTE ANUAL CANONES	120.000,00 €	20,00 €
	304.907,20 €	50,82 €

HILOS DE CORTE

Resistencia roca (kg/cm ²)	750
rendimiento m ² /h	8
Longitud total de bobina (m)	80
Coste hilo por m	60,00 €
Coste reparacion hilo por m	3,60 €
Vida entre reparaciones (m ²)	1000
Nº reparaciones	8
m ² de corte por bobina	9000
m ² de corte por m de hilo	112,5
Superficie anual de corte con hilo (m ²)	22642,5
Tiempo de trabajo (h)	2830,3

Coste de hilo por m² 0,85 €

COSTE ANUAL HILOS DE CORTE 19.321,60 €

VIDIAS Y CADENAS

Cadenas (por rozadora)	1	
Portavidias (por rozadora)	115	/6 de cada numero
Vidias (por rozadora)	120	2 n° dobles
Resistencia roca (kg/cm2)	750	
Rendimiento m2/h	7,4	
Coste vidias (unidad)	1,80 €	4 usos
Coste juego de vidias	216,00 €	
Coste cadena	4.000,00 €	
Vida cadena (h)	1000	
Vida cadena (m2)	7400	
Vida juego vidias (m2)	64	Un uso por corte para resistencias < 800 (kg/cm2), para > 800 0,5 usos
Superficie anual de corte con rozadora (m2)	2662,5	
consumo Juegos vidias	42	
consumo de cadenas	0,36	
Tiempo de trabajo (h)	359,8	

Coste cadena y vidias por m2 3,85 €

COSTE ANUAL VIDIAS Y CADENAS 10.512,00 €

BARRENAS

vel. Avance (m/min)	0,8	
Espaciamento entre barrenas (m)	0,15	se divide
Rendimiento para 5 martillos (m2/h)	18	
Superficie de corte con torreta (m2)	8000	
Tiempo de trabajo máquina (h)	445	
Vida de la barrena (m)	1000	
Vida de la barrena (m2)	75	
N° barrenas	106,6666667	
Coste de cada barrena de 2m	60,00 €	*
Coste total de las barrenas	6.400,00 €	

Coste barrenas por m2 0,80 €

COSTE ANUAL BARRENAS 6.400,00 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

PERFORACIÓN M.F.

Tiempo de perforación (h)	50
Tiempo de trabajo máquina (h)	141
Vida de la boca (m)	4000
Nº bocas	0,7
Coste de cada boca	400,00 €
Coste total de las bocas	280,00 €

COSTE ANUAL Bocas

280,00 €

EXPLOSIVOS

Número de voladuras	4
Gastos vigilancia y tramitación de una voladura	300,00 €
Coste de explosivos	648
Coste total voladuras	1.848,00 €

nagolita y cordón
0,24
euros m3

COSTE ANUAL EXPLOSIVOS

1.848,00 €

NEUMÁTICOS Y CADENAS

Vida media de un neumático pala (h)	15000
Vida media de un juego cadenas (h)	20000
Coste de neumáticos pala (ud)	8000
Coste de cadenas (juego)	12000
Trabajo anual pala (h)	3960
Coste total de neumáticos y cadenas pala	11.088,00 €
Vida media de un neumático volquete (h)	12500
Coste de neumáticos volquete (ud)	4500
Trabajo anual volquete (h)	231,12
Coste total de neumáticos volquete	499,22 €

COSTE ANUAL NEUMATICOS

11.587,22 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

CONSUMO DE ENERGIA Y LUBRICACIÓN

Gasoil:

	Por litro
Precio gasoil	0,40 € B

Volquetes	
Gasto medio calculado (l/h)	26,2
Gasto de gasoil (l/Kw*h)	0,1
Trabajo anual (h)	231,12
Gasto anual (l)	6055,344
Coste anual volquete	2.422,14 €

Palas cargadoras tipo 988	
Gasto medio calculado (l/h)	34,4
Gasto de gasoil (l/Kw*h)	0,1
Trabajo anual (h)	3980
Gasto anual (l)	136224
Coste anual Pala cargadora Kom WA800	54.489,60 €

Perforadoras	
Gasto de gasoil (l/CV*h)	0,1
Trabajo anual (h)	141
Gasto anual (l)	493,5
Coste anual perforadoras	197,40 €

Generadores iluminación	
Gasto de gasoil (l/Kw*h)	0,1 días t noche
Trabajo anual (h)	0 0
Gasto anual (l)	0 horas
Coste anual perforadoras	- € 12

CONSUMO GASOIL al AÑO (l)	142773
CONSUMO GASOIL a la SEMANA (l)	2802

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

Lubricantes:

Precio Kg grasa	1,60 €
grasa baja calidad	

Rozadoras	
Tiempo de trabajo (h)	359,8
Consumo de grasa (kg/h)	0,5**
Consumo total de grasa año (kg)	179,9
Coste total	287,84 €

Palas cargadoras	
% de lubricantes/gasoil	15
Coste total de lubricantes año	8.173,44 €

aceite a 1 euro/kg
0,8kg/litro
200/250 horas

Perforadoras	
% de lubricantes/gasoil	15
Coste total de lubricantes año	29,61 €

Volquetes	
% de lubricantes/gasoil	15
Coste total de lubricantes año	363,32 €

COSTE GASOIL Y LUBRICANTES

65.963,35 €

ELECTRICIDAD:

PRECIO DEL Kwh 0,07 €

Rozadoras	
Intensidad de corriente (A)	50
Tensión (V)	400
Potencia (Kw)	34,64
Consumo total (Kwh)	12463,47
Coste total	872,44 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

Cortadoras de hilo	
Intensidad de corriente (A)	90
Tensión (V)	400
Potencia (Kw)	62.35
Consumo total (Kwh)	176469.21
Coste total	12.352,84 €

Compresores	
Intensidad de corriente (A)	220
Tensión (V)	400
Potencia (Kw)	152.42
Consumo total (Kwh)	88174.97
Coste total	6.172,25 €

tiempo trabajo es 30% mas
que el trabajo de las torretas

Bombas de agua	
Potencia (Kw)	10
Consumo total (Kwh)	0
Coste total	- €

Ventiladores	
Potencia (Kw)	50
Consumo total (Kwh)	0
Coste total	0

iluminación a red = 220días*12h*20kw

CONSUMO ELECTRICIDAD (Kwh)	277107,65
----------------------------	-----------

COSTE ELECTRICIDAD	19.397,54 €
---------------------------	--------------------

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

CONSUMO DE AGUA

	Por m ³
Precio agua	5,00 €
0,9 de red	6 de cubas

Cuba de riego	
Nº riegos día	2*
m ³ de agua por m de frente	0,05
Consumo por día (m ³)	16
Días de riego	100
Consumo total (m ³)	1600
Coste total	8.000,00 €

Cortadoras de hilo	
m ³ consumidos por hora	2*
Tiempo de trabajo (h)	2830,3
Consumo total (m ³)	5660,6
Coste total	28.303,00 €

RENDIMIENTO de 1m³ de agua (m³/m²) 0,25

Rozadoras	
m ³ consumidos por hora	1,5*
Tiempo de trabajo (h)	359,8
Consumo total (m ³)	539,7
Coste total	2.698,50 €

RENDIMIENTO de 1m³ de agua (m³/m²) 0,2

CONSUMO TOTAL AGUA (m³)	7800,3
---	--------

COSTE AGUA	39.001,50 €
-------------------	-------------

MODELO ECONOMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

HIGIENE Y SEGURIDAD

Coste de un juego de EPI	150
Nº de hombres a proteger	9,3
Nº de juegos de EPI (2 por año)	19
Coste total EPI	2.850,00 €
Coste total EPC	5.700,00 €
Coste total FORMACION	1.116,00 €
Coste MUTUALIDAD por trabajador	100*
Coste total MUTUALIDAD	930,00 €

COSTE ANUAL SEGURIDAD 10.596,00 €

CÁNONES

Canon por (eur/m ³)	20
Produccion (m ³)	6000
Coste de canon	120.000,00 €

COSTE ANUAL CÁNONES 120.000,00 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

MANTENIMIENTO



EQUIPOS ELECTROMECAÑICOS

COMPRESORES

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
ATLAS GA180	0,5	50000	0,60 €	446	267,00 €

BOMBAS DE AGUA

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Sumergida	0,5	15000	0,10 €	0	0,00 €

GENERADORES

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Portátil	0,5	15000	0,50 €	0	0,00 €

ILUMINACION

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Grupo generador	0,5	10000	0,09 €	0	0,00 €
Focos	0,5	2000	0,15 €	0	0,00 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

DRENAJE

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Bombas portátiles	0,5	15000	0,03 €	5000	133,33 €

VENTILACIÓN

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Axial	0,5	15000	0,05 €	0	0,00 €

Coste total mto equipos electromecánicos 400,33 €

MAQUINARIA MÓVIL

PERFORACION

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Vagon perforador	0,75	30000	3,75 €	126,9	475,88 €
Vagon perforador/columna	0,75	10000	0,90 €	14,1	12,69 €
Perforacion con testigo continuo	0,75	30000	2,25 €	0	0,00 €
Torretas cortabloques	0,75	30000	0,20 €	445	88,78 €
Martillos tipo ATLAS BBD94 de 27-29 mm	0,75	10000	0,18 €	445	80,10 €

MTO EQUIPOS PERFORACION 655,44 €

CORTE CON HILO

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Equipos de hilo giratorios	0,75	15000	0,81 €	2230,3125	1.806,55 €
Equipos de hilo de escuadrado	0,75	15000	0,99 €	600	594,00 €
Rozadoras de brazo	0,75	20000	3,60 €	359,8	1.295,28 €

MTO EQUIPOS DE CORTE 3.695,83 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

VOLQUETES

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
VOLVO A35C	0,75	30000	6,00 €	231,12	1.386,72 €

PALAS

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Kom WA600	0,75	30000	10,50 €	1980	20.790,00 €
CAT 988G	0,75	30000	13,50 €	1980	26.730,00 €

MTO EQUIPOS CARGA Y TPTE 48.906,72 €

OTROS VEHICULOS

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Camion cuba 5 m3	0,75	30000	0,23 €	200	45,00 €
Furgoneta transporte personal	0,75	30000	0,23 €	880	198,00 €
Todo terreno 4x4	0,75	30000	0,38 €	1760	660,00 €

MTO OTROS VEHICULOS 903,00 €

Coste total mto maq. Móvil 54.160,99 €

Coste mantenimiento al año 54.561,33 €

SEGUROS

Maquinaria móvil

Valor maquinaria móvil	1.750.200,00 €
Porcentaje de seguro anual	0,001
Gasto seguro maquinaria	1.750,20 €

Trabajadores

Costes salariales	366.600,00 €
Porcentaje de seguro anual	0,05
Gasto seguro trabajadores	18.330,00 €

AVALES

1/10 de coste total en un año	POR SUPERFICIE
	10000 euros/ha
RESTAURACIÓN	77.390,02 €

GASTOS GENERALES Y ADMINISTRATIVOS

1/10 del total de los salarios en un año

TOTAL	36.660,00 €
-------	-------------

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

PRESUPUESTO TOTAL



INVERSIONES

INVESTIGACION Y ESTUDIOS DE INGENIERIA	225.571,80 €
COMPRA DEL TERRENO	70.000,00 €
OBRAS E INFRAESTRUCTURAS	131.400,00 €
INSTALACIONES	134.800,00 €
MAQUINARIA MOVIL	1.750.200,00 €
MOBILIARIO	17.600,00 €
IMPREVISTOS (15% total inversiones)	349.435,77 €
CAPITAL CIRCULANTE (1 cuatrimestre de costes directos de operación)	242.022,84 €

INVERSIÓN TOTAL

2.921.030,41 €

COSTES

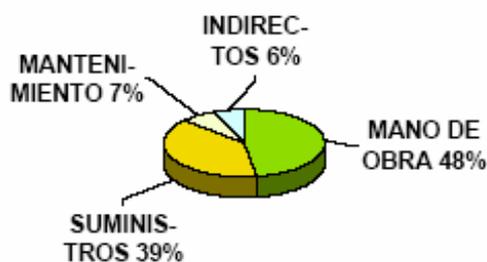
MANO DE OBRA	356.600,00 €
SUMINISTROS	304.907,20 €
MANTENIMIENTO	54.551,33 €
INDIRECTOS	47.831,64 €

COSTE TOTAL AL AÑO

773.900,17 €

coste por m3 128,98 €

ESTRUCTURA DE COSTES



RENTABILIDAD

IPC 3

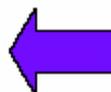
AÑO	ENTRADAS	SALIDAS	ACTUALIZADOS		FLUJOS
			ENTRA	SALE	
0	- €	426.971,80 €	- €	426.971,80 €	- 426.971,80 €
1	1.182.000,00 €	1.303.194,11 €	1.147.572,82 €	1.265.237,00 €	- 117.664,19 €
2	1.182.000,00 €	1.101.467,43 €	1.114.148,36 €	1.038.238,69 €	75.909,69 €
3	1.182.000,00 €	1.137.315,82 €	1.081.697,44 €	1.040.805,08 €	40.892,36 €
4	1.182.000,00 €	1.174.351,83 €	1.050.191,69 €	1.043.396,39 €	6.795,30 €
5	1.182.000,00 €	1.212.615,59 €	1.019.603,58 €	1.046.012,86 €	- 26.409,29 €
6	1.182.000,00 €	924.077,28 €	989.906,39 €	773.900,17 €	216.006,22 €
7	1.182.000,00 €	951.799,59 €	961.074,17 €	773.900,17 €	187.174,00 €
8	1.182.000,00 €	980.353,58 €	933.081,71 €	773.900,17 €	159.181,55 €
9	1.182.000,00 €	1.009.764,19 €	905.904,58 €	773.900,17 €	132.004,41 €
10	1.182.000,00 €	1.040.057,11 €	879.519,01 €	773.900,17 €	105.618,84 €
11	1.182.000,00 €	1.071.258,83 €	853.901,95 €	773.900,17 €	80.001,78 €
12	1.182.000,00 €	1.103.396,59 €	829.031,02 €	773.900,17 €	55.130,85 €
13	1.182.000,00 €	1.136.498,49 €	804.884,48 €	773.900,17 €	30.984,31 €
14	1.182.000,00 €	1.170.593,45 €	781.441,25 €	773.900,17 €	7.541,08 €
15	1.182.000,00 €	1.205.711,25 €	758.680,82 €	773.900,17 €	- 15.219,35 €

TIR 10%

eur/m3 197,00 €

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

HOJA RESUMEN



NOMBRE CANTERA:	SP10
PARAJE:	Sierra de la Puerta (Cehegín)
TIPO DE PIEDRA	Crema

Relación de los costes anuales de suministros por m3 de piedra obtenido

Hilos de corte	3,22 €
Vidias y cadenas	1,75 €
Barrenas	1,07 €
Bocas	0,05 €
Explosivos	0,31 €
Neumáticos	1,93 €
Gasoil y lubricantes	10,99 €
Electricidad	3,23 €
Agua	6,50 €
Seguridad	1,77 €
Cánones	20,00 €
TOTAL	50,82 €

Datos de presupuesto de cantera

	Inversión por trabajador (miles €)	324,56 €	
	Inversión en € por m3 producido	32,46 €	a
PRODUCTIVIDAD	Producción (m3)	6000	
m3/obre	Aprovechamiento %	25	COSTE a+b
666,67	Precio de venta m3	197,00 €	161,44 €
	Inversión Total (miles €)	2.921,03 €	
	Coste Total al año	773.900,17 €	
	Coste específico por m3	128,98 €	b
	T.I.R	10%	

Efecto Medioambiental

Pendiente de ladera °	25
Efecto paisajístico %	50
Efecto sobre el medio %	40
Efecto visual %	40
Efecto total %	42,9

MODELO ECONÓMICO CIELO ABIERTO Versión 1.05

2. APLICACIÓN DEL MODELO ECONÓMICO SUBTERRÁNEO

CANTERA		SP10 Sierra de la Puerta (cehegín)						
ángulo		RECORRIDO HORIZONTAL EN CAPA						
espesor	10	20	30	40	50	60	70	
40	230,4	117	80	62,2	52,2	46,2	42,6	
50	287,9	146,2	100	77,8	65,3	57,7	53,2	
60	345,5	175,4	120	93,3	78,3	69,3	63,9	
70	403,1	204,7	140	108,9	91,4	80,8	74,5	
80	460,7	233,9	160	124,5	104,4	92,4	85,1	
90	518,3	263,1	180	140	117,5	103,9	95,8	
100	575,9	292,4	200	155,6	130,5	115,5	106,4	
110	633,5	321,6	220	171,1	143,6	127	117,1	
120	691,1	350,9	240	186,7	156,6	138,6	127,7	
100	575,9	292,4	200	155,6	130,5	115,5	106,4	
ALTURA		17 PROFUNDIDAD NETA DE CAMARA						
40	134	70,3	50,6	41,9	37,9	36,4	36,4	
50	191,5	99,5	70,6	57,5	51	47,9	47	
60	249,1	128,7	90,6	73	64	59,5	57,7	
70	306,7	158	110,6	88,6	77,1	71	68,3	
80	364,3	187,2	130,6	104,2	90,1	82,6	78,9	
90	421,9	216,4	150,6	119,7	103,2	94,1	89,6	
100	479,5	245,7	170,6	135,3	116,2	105,7	100,2	
110	537,1	274,9	190,6	150,8	129,3	117,2	110,9	
120	594,7	304,2	210,6	166,4	142,3	128,8	121,5	
100	479,5	245,7	170,6	135,3	116,2	105,7	100,2	
ANTECÁMARA	96,4	46,7	29,4	20,3	14,3	9,8	6,2	
%RECUP	75% VOLUMEN POR CÁMARA PARA							m DE ANCHURA
40	273360	143412	103224	85476	77316	74256	74256	
50	390660	202980	144024	117300	104040	97716	95880	
60	508164	262548	184824	148920	130560	121380	117708	
70	625668	322320	225624	180744	157284	144840	139332	
80	743172	381888	266424	212568	183804	168504	160956	
90	860676	441456	307224	244188	210528	191964	182784	
100	978180	501228	348024	276012	237048	215628	204408	
110	1095684	560796	388824	307632	263772	239088	226236	
120	1213188	620568	429624	339456	290292	262752	247860	
100	978180	501228	348024	276012	237048	215628	204408	

CANTERA			SP10 Sierra de la Puerta (cehegín)				
%APROVCHA	25%		AÑOS SERVICIO PARA UNA PRODUCCIÓN			4950	m3
40	14	7	5	4	4	4	4
50	20	10	7	6	5	5	5
60	26	13	9	8	7	6	6
70	32	16	11	9	8	7	7
80	38	19	13	11	9	9	8
90	43	22	16	12	11	10	9
100	49	25	18	14	12	11	10
110	55	28	20	16	13	12	11
120	61	31	22	17	15	13	13
100	49	25	18	14	12	11	10

altura	17	anchura	160	recuperacion	0,75	producc	4950
--------	----	---------	-----	--------------	------	---------	------

ángulo		VIABILIDAD				aprovecham	
espesor	10	20	30	40	50	60	70
40	dos camaras	no	no	no	no	no	no
50	una cámara	dos camaras	no	no	no	no	no
60	una cámara	dos camaras	dos camaras	dos camaras	no	no	no
70	una cámara	una cámara	dos camaras	dos camaras	dos camaras	no	no
80	una cámara	una cámara	dos camaras				
90	una cámara	una cámara	una cámara	dos camaras	dos camaras	dos camaras	dos camaras
100	una cámara	una cámara	una cámara	dos camaras	dos camaras	dos camaras	dos camaras
110	una cámara	una cámara	una cámara	una cámara	dos camaras	dos camaras	dos camaras
120	una cámara	una cámara	una cámara	una cámara	dos camaras	dos camaras	dos camaras
100	una cámara	una cámara	una cámara	dos camaras	dos camaras	dos camaras	dos camaras

ENTRADA DE DATOS

constantes
cantera
resultados

DATOS DE CANTERA

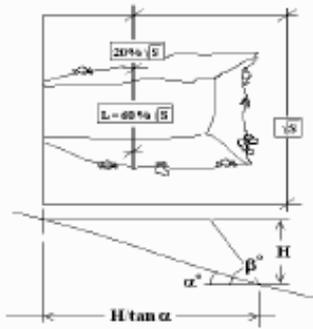
NOMBRE CANTERA:	SP10
PARAJE:	Sierra de la Puerta (cehegin)
TIPO DE PIEDRA	Crema Marfil
Explotación (meses)	12

DATOS GENERALES			
Producción avance (m3)	1456	Volumen arrancado (m3)	5824
% de aprovechamiento	25	Esteril a escombrera (m3)	4358
Años de explotación	15	Pendiente media ladera α°	25
Alt. Talud final (m)	22,6	Longitud final de frentes (m)	160
Sup. final de explotación (ha)	2,33	Distancia TPTE bloques (m)	605,5
Distancia TPTE estéril (m)	605,5	Trabajadores	8,8
Precio medio venta (eu/m3)	980	Equipos de corte	2
AVANCE INTERIOR			
RMR roca	65	Cámaras de (mxm)	10
Buzamiento de capa β°	50	Bulones cada (m)	1,7
Espesor de capa (m)	70	Altura de cámaras (m)	17
Turnos de avance	1,1	Avances por turno año (m)	54
Producción Anual (m3)	6000	Turnos x Equipos	2,7
Equipos	2	Producción máxima (m3)	4960
		Producción considerada (m3)	4960
Tipo de vía de comunicación desde la que se visualiza			3

DIMENSIONES TORTAS			
Altura de tortas (m)	5		
Longitud de torta (m)	4	Volumen torta (m3)	40
Fondo de torta (m)	2		

DIMENSIONES BLOQUES			
Altura de bloques (m)	1,5	Volumen bloque (m3)	5,6
Longitud de bloques (m)	2,5	Peso bloque (t)	15,12
Ancho de bloques (m)	1,5	Nº de bloques teórico	250
		Nº de bloques con despuntas	390

DATOS ESCOMBRERA	
Escombrera a pie de cantera	6
Escombrera aparte	N
Densidad de escombrera (t/m3)	2
Vol. escombrera al año (m3)	8896,8
Volumen TOTAL (V) (m3)	8845,2
Altura de escombrera (H) (m)	17,3
Long. escombr. (H/tan alfa) (m)	81,4
Angulo inclinación ladera (α°)	12
Angulo escombrera (β°)	45
Anchura escombrera (L) (m)	160
Viajes a escombrera	472
Distancia a escombrera	0



Sup. para escombreras (ha)	1,3	rellenar superficie cuando está fuera	5
----------------------------	-----	---------------------------------------	---

SUPERFICIE necesaria=	$\frac{H \cdot V \text{ escombrera}}{\text{tg}(\alpha) + 1/2 + H^2 \cdot [1/\text{tg}(\alpha) - 1/\text{tg}(\beta)]}$	1,29859038
-----------------------	---	------------

MODELO ECONOMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

DATOS DE OPERACIÓN

VOLADURAS EN ESTÉRIL

Porcentaje de estéril volado	0	
Altura media de estéril volado (m)	10	mayor que cero
Volumen de estéril volado (m3)	0	
Superficie de levante con hilo (m2)	0	
Consumo específico de explosivo (kg/m3)	0,12	0,4 para triturar el escombros
Perforación específica (m/m3)	0,12	0,15 para triturar escombros
Consumo de explosivo (kg)	0	
Perforación (m)	0	

SEPARACIÓN DE TORTAS

Volumen de torta (m3)	40
Superficie inferior por torta (m2)	8
Superficies laterales por torta (m2)	20
Superficie dorsal por torta (m2)	20
Perforación por torta (m)	0
Perforación (m/m3)	0
Corte con rozadora (m2/m3)	0,9
Corte con hilo (m2/m3)	0,5
Volumen de tortas separado (m3)	5824
Perforación total (m)	0
Corte total con rozadora (m2)	5241,6
Corte total con hilo (m2)	2912

TROCEADO DE BLOQUES

Todos los cortes con torreta	n
Caras laterales torreta y puntas hilo	8
Corte con torreta por bloque (m2)	7,5
Corte con hilo por bloque (m2)	4,5
Corte específico con torreta (m2/m3)	1,339
Corte específico con hilo (m2/m3)	0,803571429
Volumen de bloques (m3)	1455
Corte total con torreta (m2)	1949,6
Corte total con hilo (m2)	1170

TRANSPORTE CON VOLQUETE

Velocidad media de ciclo (Km/h)	10	
Ciclo de carga/descarga bloques (min)	3	*
Ciclo de carga/descarga estéril (min)	4	*
Tiempo de transporte bloques (h)	44,49	
Tiempo de transporte estéril (h)	88,63	
Trabajo anual en 220 días (h)	133,12	
Trabajo por día (h)	0,61	
Nº de volquetes necesarios	1	7 horas efectivas/11h

MODELO ECONÓMICO SUBTERRÁNEO Versión 1.05

OPERACIONES CON PALA

Trabajo por día y equipo de corte (h)	8	de cada 8h
Trabajo anual por unidad en 220 días (h)	1760	reducido al número de meses trabajados
Trabajo anual (h)	5808	

OPERACIONES CON PERFORADORA

vel. Avance (m/min)	1		
Nº de barrenos de 10 m en estéril	0		
Nº de barrenos paso hilo	0		
Tiempo de desplazamiento y posición (h)	79	a 30 m/min	2 viajes IV
Tiempo de perforación (h)	0	2 min pos	
Tiempo de trabajo máquina (h)	79		

MODELO ECONOMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

INVESTIGACION Y ESTUDIOS DE INGENIERIA



Produccion anual (m3)	1456
% de aprovechamiento	25
Años de explotación	15
Profundidad media prevista (m)	51

5824

Volumen total de roca a extraer (m3) 87360 (Prod anual / %aprov)*años

Superficie de explotacion (m2) 23300

SONDEOS

Precio sondeo por metro	60,00 €	Incluido seguimiento geológico *
Profundidad de sondeos	51	
1 sondeo cada	500	m2

Nº Total de Sondeos 46,8

Metros de sondeo 2376,6

Coste total sondeos 142.596,00 €



INFORME GEOTÉCNICO

coste/ha 50.000 €*

sup (ha) 2,33

Costes informes 116.500,00 €

PROYECTO O PLAN DE LABORES

Coste proyecto de apertura de cantera	18.000,00 €
---------------------------------------	-------------

Coste Estudio Impacto Ambiental	18.000,00 €
---------------------------------	-------------

Coste instrumentación geotécnica	6.000,00 €
----------------------------------	------------

Coste proyectos de ingeniería	120.000,00 €
-------------------------------	--------------

COSTE TOTAL INVESTIGACION Y ESTUDIOS DE INGENIERIA	379.096,00 €
---	---------------------

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

ADQUISICIÓN DE TERRENOS



Superficie de explotación (ha)	2,33
Sup. para servicios (ha)	1
Sup. para escombreras (ha)	5

Valor del terreno por ha	3.000,00 €
--------------------------	------------

Superficie total calculada	8,4
Superficie real utilizada (no recomendable >25 ha)	400
Superficie para calculo	400

Coste total de la compra del terreno	1.200.000,00 €
---	-----------------------

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

OBRAS E INFRAESTRUCTURAS



CAMINO DE ACCESO

Longitud del camino de acceso (m) 0
Coste por m 20,00 € *

Coste camino acceso 0,00 €

EDIFICACIONES

Electroneumáticas (m2)	0
Taller (m2)	0
Oficinas y almacén (m2)	0
Vestuarios y comedor (m2)	0

Superficie de edificaciones (m2) 0
Coste por m2 60,00 € *
nº de contenedores de obra 0
coste unitario 3.000,00 € *

Coste total edificaciones 0,00 €

POLVORIN

Coste polvorin 0,00 €

ABASTECIMIENTO DE AGUA Y COMBUSTIBLE

Abastecimiento de agua

Depósito/balsa	0,00 €
Pozo	0,00 €
Red principal	0,00 €

Coste abastecimiento de agua 0,00 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

Abastecimiento de combustible

Dimensiones depósito combustible	
Asiduidad de relleno (semanas)	1
Consumo de gasoil a la semana (l)	3978
Capacidad aproximada depósito (l)	3978
Coste abastecimiento de combustible	25.000,00 €

CENTRO DE TRANSFORMACION

Transformador	0,00 €
Lineas eléctricas	0,00 €

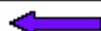
Coste centro de transformación	0,00 €
---------------------------------------	---------------

Coste total de obras e infraestructuras

25.000,00 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

INSTALACIONES Y SERVICIOS MINEROS



COMPRESORES

TIPO	Pot. Kw	Vida media (h)	COSTE	Nº	Coste TOTAL
ATLAS GA160	120	25000	30.000,00 €	2	60.000,00 €
					puede trasladarse
Capacidad (l/min)	20000			Nº compresores calculado	2
m red principal	600				
coste por m	6,00 €				

Coste instalación neumática 63.600,00 €

BOMBAS DE AGUA

TIPO	Pot. Kw	Vida media (h)	COSTE	Nº	Coste TOTAL
Sumergida	10	15000	3.000,00 €	0	0,00 €
Caudal (l/min)	300				
Tiempo de trabajo (h)	0				

Coste grupos de bombeo 0,00 €

GENERADORES

TIPO	Pot. KVA	Vida media (h)	COSTE	Nº	Coste TOTAL
Portátil	400	15000	15.000,00 €	1	15.000,00 €
					puede trasladarse
Voltaje (V)	380				
m red principal	200				
coste por m	6,00 €				

Coste grupos generadores 16.200,00 €

ILUMINACIÓN

TIPO	Pot. KVA	Vida media (h)	COSTE	Nº	Coste TOTAL
Grupo generador	4	10000	1.800,00 €	4	7.200,00 €
Focos	2	2000	600,00 €	8	4.800,00 €

Coste total iluminación 12.000,00 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

DRENAJE

TIPO	Pot. Kw	Vida media (h)	COSTE	N°	Coste TOTAL
Bombas portátiles	2	15000	800,00 €	2	1.600,00 €

m de manguera	200
Coste por m	8,00 €

Coste total drenaje	3.200,00 €
----------------------------	-------------------

VENTILACIÓN

TIPO	Pot. Kw	Vida media (h)	COSTE	N°	Coste TOTAL
Áxial	50	15000	15.000,00 €	1	15.000,00 €

Capacidad (m ³ /s)	2
Tiempo de trabajo (h)	1938 8 h turno
m de tubería	200
Coste por m	15,00 €

Coste total ventilación	18.000,00 €
--------------------------------	--------------------

Coste total de instalaciones y servicios	113.000,00 €
---	---------------------

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

MAQUINARIA MÓVIL



PREVISION

Nº de equipos de corte	2		
Fala tipo 988	0	3	
Equipos de hilo	0	8	
Rozadoras	0	2	
Volquetes	0	0	
Torretas corta bloques	0	2	
Furgoneta	0	2	
Perforadora de columna	0	1	
Jumbo sostenimiento	1	1	

recomendables si no hay datos

PERFORACIÓN

TIPO	Pot. kW	Vida media (h)	COSTE	Nº	Coste TOTAL
Jumbo sostenimiento ATLAS 435H	110	15000	150.000,00 €	1	150.000,00 €
Vagon perforador columna		10000	12.000,00 €	1	12.000,00 €
Perforacion con testigo continuo		30000	90.000,00 €	0	0,00 €
Torretas cortabloques		30000	7.800,00 €	2	15.600,00 €
Martillos tipo ATLAS 55D94 de 27-29 mm		10000	2.400,00 €	10	24.000,00 €

INVERSION EQUIPOS PERFORACIÓN 201.600,00 €

CORTE CON HILO

TIPO	Pot. CV	Vida media	COSTE	Nº	Coste TOTAL	rendimien m2/h
Equipos gtratorios	50	15000	16.200,00 €	2	32.400,00 €	
Equipos de escuadrado	75	15000	19.800,00 €	0	- €	8
Juegos de hilo	-		4.800,00 €	4	19.200,00 €	

ROZADORAS

TIPO	Pot Kw	Vida media	COSTE	Nº	Coste TOTAL	rendimien m2/h
FANTINI GU70	60	20000	300.000,00 €	2	600.000,00 €	
Cadena y wíllas	-		6.000,00 €	2	12.000,00 €	8

INVERSION EQUIPOS DE CORTE 663.600,00 €

MODELO ECONOMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

VOLQUETES				Indice de ocupación de volquetes		
				9%		
TIPO	Cap (t)	Pot. Kw	COSTE	Nº	Coste TOTAL	Vida media
VOLVO A35C	25	262	180.000,00 €	0	-	20000
PALAS						
TIPO	Pot. Kw	COSTE	Nº	Coste TOTAL	Vida media	
Kom WA500	328	420.000,00 €	1,5	630.000,00 €	30000	
CAT 988G	328	400.000,00 €	1,5	600.000,00 €	30000	* Pot
placa de acople rapido, moco, pinzas y horquilla	-	24.000,00 €	3	72.000,00 €		
INVERSION EQUIPOS CARGA Y TPTE		1.302.000,00 €				
CUBA O CAMIÓN CUBA						
TIPO	Pot. Kw	COSTE	Nº	Coste TOTAL	Vida media	
Camion cuba 5 m3		9.000,00 €	0	-	30000	
AUTOMÓVILES						
TIPO	Vida media	COSTE	Nº	Coste TOTAL		
Furgoneta transporte personal	30000	9.000,00 €	2	18.000,00 €		
INVERSION EQUIPOS AUXILIARES		18.000,00 €				
Coste total de maquinaria movil			2.185.200,00 €			
se puede trasladar a efectos de coste solo el tiempo real aqui.						

MODELO ECONOMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

MANO DE OBRA



num./ % tiem		Salario bruto	Seg.Social	Coste total	
-	0,3	Ing. Técnico /Enc. Gral.	60.000,00 €	18.000,00 €	23.400,00 €
2	2	Encargado	40.000,00 €	12.000,00 €	104.000,00 €
0	0	Palista	33.000,00 €	9.900,00 €	- €
0	0	Serrucho	28.000,00 €	8.400,00 €	- €
0	0	Hilo	28.000,00 €	8.400,00 €	- €
0	0	Perforadora y torreta	28.000,00 €	8.400,00 €	- €
0	6,8	Especialistas polivalentes	28.000,00 €	8.400,00 €	247.520,00 €
	9,1				374.920,00 €

EQUIPOS	2 TURNOS	1,1
Coste mano de obra al año		374.920,00 €

Coste mano de obra por m3	257,50 €
----------------------------------	-----------------

Producción m3 por obrero	165,45
---------------------------------	---------------

SUMINISTROS



RESUMEN	TOTAL	POR m3
COSTE ANUAL HILOS DE CORTE	2.849,98 €	1,96 €
COSTE ANUAL VIDIAS Y CADENAS	61.680,00 €	42,36 €
C. AN. BARRENAS Y SOSTENIM	11.423,68 €	7,85 €
COSTE ANUAL Bocas	0,00 €	0,00 €
COSTE ANUAL EXPLOSIVOS	0,00 €	0,00 €
COSTE ANUAL NEUMATICOS	16.549,94 €	11,37 €
COSTE GASOIL Y LUBRICANTES	90.159,37 €	61,82 €
COSTE ELECTRICIDAD	5.327,79 €	3,66 €
COSTE AGUA	18.017,00 €	12,37 €
COSTE ANUAL SEGURIDAD	10.552,00 €	7,25 €
COSTE ANUAL CANONES	29.120,00 €	20,00 €
	245.679,75 €	168,74 €

HILOS DE CORTE

Resistencia roca (kg/cm2)	750
rendimiento m2/h	8
Longitud total de bobina (m)	80
Coste hilo por m	60,00 €
Coste reparacion hilo por m	3,60 €
Vida entre reparaciones (m2)	1000
Nº reparaciones	10
m2 de corte por bobina	11000
m2 de corte por m de hilo	137,5
Superficie anual de corte con hilo (m2)	4082
Tiempo de trabajo (h)	510,3

Coste de hilo por m2 0,70 €

COSTE ANUAL HILOS DE CORTE 2.849,98 €

VIDIAS Y CADENAS

Cadenas (por rozadora)	1	
Portavidias (por rozadora)	115	/6 de cada numero
Vidias (por rozadora)	120	2 nº dobles
Resistencia roca (kg/cm ²)	750	
Rendimiento m ² /h	8	
Coste vidias (unidad)	3,00 €	4 usos
Coste juego de vidias	360,00 €	
Coste cadena	4.000,00 €	
Vida cadena (h)	1000	
Vida cadena (m ²)	8000	
Vida juego vidias (m ²)	32	
Superficie anual de corte con rozadora (m ²)	5241,6	Un uso por corte para resistencias < 800 (kg/cm ²), para > 800 0,5 usos
consumo Juegos vidias	164	
consumo de cadenas	0,66	
Tiempo de trabajo (h)	655,2	

Coste cadena y vidias por m² 11,77 €

COSTE ANUAL VIDIAS Y CADENAS 61.680,00 €

BARRENAS y BULONES

vel. Avance (m/min)	0,8	
Espaciamento entre barrenas (m)	0,15	se divide
Rendimiento para 5 martillos (m ² /h)	18	
Superficie de corte con torreta (m ²)	1949,6	
Tiempo de trabajo máquina (h)	109	
Vida de la barrena (m)	1000	
Vida de la barrena (m ²)	75	
Nº barrenas	25.994,66667	
Coste de cada barrena de 2m	60,00 €	
Coste total de las barrenas	1.559,68 €	
Bulones de 4 m	411	
Longitud de bulones o cables	1644	
Coste por m colocado	6,00 €	
Coste de sostenimiento	9.864,00 €	

Coste barrenas por m² 0,80 €

COSTE ANUAL BARRENAS y SOSTENIMIENTO 11.423,68 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

CONSUMO DE ENERGIA Y LUBRICACIÓN

Gasoil:

Precio gasoil	Por litro	0,40 € B
---------------	-----------	----------

Volquetes	
Gasto medio calculado (l/h)	26,2
Gasto de gasoil (l/Kw ^h)	0,1
Trabajo anual (h)	133,12
Gasto anual (l)	3487,744
Coste anual volquete	1.396,10 €

Palas cargadoras tipo 988	
Gasto medio calculado (l/h)	32,8
Gasto de gasoil (l/Kw ^h)	0,1
Trabajo anual (h)	5808
Gasto anual (l)	190502,4
Coste anual Pala cargadora Kom WA800	76.200,96 €

Perforadoras	
Gasto de gasoil (l/CV ^h)	0,1
Trabajo anual (h)	79
Gasto anual (l)	889
Coste anual perforadoras	347,60 €

Generadores iluminación		
Gasto de gasoil (l/Kw ^h)	0,1	días t noche
Trabajo anual (h)	1938	220
Gasto anual (l)	774,4	horas
Coste anual iluminación	309,76 €	8

CONSUMO GASOIL al AÑO (l)	195634
CONSUMO GASOIL a la SEMANA (l)	3876

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

Lubricantes:

Precio Kg grasa	1,60 €
grasa baja calidad	

Rozadoras	
Tiempo de trabajo (h)	655,2
Consumo de grasa (kg/h)	0,5**
Consumo total de grasa año (kg)	327,6
Coste total	524,16 €

Palas cargadoras	
% de lubricantes/gasoil	15
Coste total de lubricantes año	11.430,14 €

aceite a 1 euro/kg
0,8kg/litro
200l/250 horas

Perforadoras	
% de lubricantes/gasoil	15
Coste total de lubricantes año	52,14 €

Volquetes	
% de lubricantes/gasoil	15
Coste total de lubricantes año	209,26 €

COSTE GASOIL Y LUBRICANTES 90.159,37 €

ELECTRICIDAD:

PRECIO DEL Kwh	0,07 €
----------------	--------

Rozadoras	
Intensidad de corriente (A)	50
Tension (V)	400
Potencia (Kw)	34,64
Consumo total (Kwh)	22806,13
Coste total	1.588,73 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRÁNEO Versión 1.05

Cortadoras de hilo	
Intensidad de corriente (A)	90
Tensión (V)	400
Potencia (Kw)	62,35
Consumo total (Kwh)	31817,21
Coste total	2.227,20 €

Compresores	
Intensidad de corriente (A)	220
Tensión (V)	400
Potencia (Kw)	152,42
Consumo total (Kwh)	21597,91
Coste total	1.511,85 €

tiempo trabajo es 30% mas
que el trabajo de las torretas

Bombas de agua	
Potencia (Kw)	10
Consumo total (Kwh)	0
Coste total	- €

Ventiladores	
Potencia (Kw)	50
Consumo total (Kwh)	96800
Coste total	6778

iluminación a red = 220días*12h*20kw

CONSUMO ELECTRICIDAD (Kwh)	78111,25
----------------------------	----------

COSTE ELECTRICIDAD	5.327,79 €
---------------------------	-------------------

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

CONSUMO DE AGUA

	Por m ³
Precio agua	5,00 €
0,9 de red	8 de cubas

Cuba de riego	
Nº riegos día	2 *
m ³ de agua por m de frente	0,05
Consumo por día (m ³)	16
Días de riego	100
Consumo total (m ³)	1600
Coste total	8.000,00 €

Cortadoras de hilo	
m ³ consumidos por hora	2 *
Tiempo de trabajo (h)	510,3
Consumo total (m ³)	1020,6
Coste total	5.103,00 €

RENDIMIENTO de 1m³ de agua (m³/m²)	0,25
--	------

Rozadoras	
m ³ consumidos por hora	1,5 *
Tiempo de trabajo (h)	655,2
Consumo total (m ³)	982,8
Coste total	4.914,00 €

RENDIMIENTO de 1m³ de agua (m³/m²)	0,19
--	------

CONSUMO TOTAL AGUA (m³)	3603,4
---	--------

COSTE AGUA	18.017,00 €
-------------------	-------------

MODELO ECONOMICO SUBTERRANEO Version 1.05

HIGIENE Y SEGURIDAD

Coste de un juego de EPI	150
Nº de hombres a proteger	9,1
Nº de juegos de EPI (2 por año)	19
Coste total EPI	2.850,00 €
Coste total EPC	5.700,00 €
Coste total FORMACIÓN	1.092,00 €
Coste MUTUALIDAD por trabajador	100*
Coste total MUTUALIDAD	910,00 €

COSTE ANUAL SEGURIDAD 10.552,00 €

CÁNONES

Canon por (eur/m ³)	20
Producción (m ³)	1456
Coste de canon	29.120,00 €

COSTE ANUAL CÁNONES 29.120,00 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

MANTENIMIENTO



EQUIPOS ELECTROMECAÑICOS

COMPRESORES

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
ATLAS GA180	0,5	25000	0,60 €	109	65,40 €

BOMBAS DE AGUA

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Sumergida	0,5	15000	0,10 €	0	0,00 €

GENERADORES

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Portátil	0,5	15000	0,50 €	1000	500,00 €

ILUMINACION

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Grupo generador	0,5	10000	0,09 €	1938	174,24 €
Focos	0,5	2000	0,15 €	1938	290,40 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

DRENAJE

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Bombas portátiles	0,5	15000	0,03 €	1000	28,87 €

VENTILACIÓN

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Axial	0,5	15000	0,50 €	1938	988,00 €

Coste total mto equipos electromecánicos 2.024,71 €

MAQUINARIA MÓVIL

PERFORACION

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Jumbo sostenimiento	0,75	15000	7,50 €	71,1	533,25 €
Vagon perforador/columna	0,75	10000	0,90 €	7,9	7,11 €
Perforacion con testigo continuo	0,75	30000	2,25 €	0	0,00 €
Torretas cortabloques	0,75	30000	0,20 €	109	21,26 €
Martillos tipo ATLAS BBD94 de 27-29 mm	0,75	10000	0,18 €	109	19,82 €

MTO EQUIPOS PERFORACION 581,24 €

CORTE CON HILO

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Equipos de hilo giratorios	0,75	15000	0,81 €	384	294,84 €
Equipos de hilo de escuadrado	0,75	15000	0,99 €	148,25	144,79 €
Rozadoras de brazo	0,75	20000	11,25 €	656,2	7.371,00 €

MTO EQUIPOS DE CORTE 7.810,63 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

VOLQUETES

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
VOLVO A35C	0,75	20000	6,75 €	133,12	898,56 €

PALAS

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Kom WA600	0,75	30000	10,50 €	2904	30.492,00 €
CAT 988G	0,75	30000	10,00 €	2904	29.040,00 €

MTO EQUIPOS CARGA Y TPTE 60.430,56 €

OTROS VEHICULOS

TIPO	Factor mto	Vida media	COSTE por h	Nº horas	Coste TOTAL
Camion cuba 5 m3	0,75	30000	0,23 €	200	45,00 €
Furgoneta transporte personal	0,75	30000	0,23 €	880	198,00 €

MTO OTROS VEHICULOS 243,00 €

Coste total mto maq. Móvil

69.065,42 €

Coste mantenimiento al año

71.090,13 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

COSTES INDIRECTOS



GASTOS FINANCIEROS

% credito sobre inversiones 50
% interés a largo 4 anualidades 5
entre 5 y 10

Creditos a largo plazo 2.374.971,85 €

Amortiza 2.374.971,85 €
Interes total 292.443,51 €
Interes medio 58.488,70 €

Años	1	6
	533.483,07 €	533.483,07 €
	-04.008,87 €	0,00 €
	438.484,20 €	0,00 €
Años	2	7
	533.483,07 €	533.483,07 €
	-77.459,51 €	0,00 €
	456.023,56 €	0,00 €
Años	3	8
	533.483,07 €	533.483,07 €
	-59.218,56 €	0,00 €
	474.264,51 €	0,00 €
Años	4	9
	533.483,07 €	533.483,07 €
	-40.247,98 €	0,00 €
	493.235,09 €	0,00 €
Años	5	10
	533.483,07 €	533.483,07 €
	-20.518,58 €	0,00 €
	512.964,49 €	0,00 €

% interés a corto 4

Creditos a corto 301.653,42 €

Gastos financieros a corto 12.066,14 €

Intereses totales 70.554,84 €

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

SEGUROS

Maquinaria móvil

Valor maquinaria móvil	2.185.200,00 €
Porcentaje de seguro anual	0,001
Gasto seguro maquinaria	2.185,20 €

Trabajadores

Costes salariales	374.920,00 €
Porcentaje de seguro anual	0,05
Gasto seguro trabajadores	18.746,00 €

AVALES

1/10 de coste total en un año	POR SUPERFICIE
RESTAURACIÓN	10000 euros/ha
	76.224,47 €

GASTOS GENERALES Y ADMINISTRATIVOS

1/10 del total de los salarios en un año

TOTAL	37.492,00 €
-------	-------------

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

PRESUPUESTO TOTAL AVANCE



INVERSIONES

INVESTIGACION Y ESTUDIOS DE INGENIERIA	379.096,00 €
COMPRA DEL TERRENO	1.200.000,00 €
OBRAS E INFRAESTRUCTURAS	25.000,00 €
INSTALACIONES	113.000,00 €
MAQUINARIA MOVIL	2.185.200,00 €
MOBILIARIO	27.600,00 €
IMPREVISTOS (15% total Inversiones)	589.484,40 €
CAPITAL CIRCULANTE (1 cuatrimestre de costes directos de operación)	230.563,29 €

INVERSIÓN TOTAL

4.749.943,69 €

COSTES

MANO DE OBRA	374.920,00 €
SUMINISTROS	245.679,75 €
MANTENIMIENTO	71.090,13 €
INDIRECTOS	70.554,84 €

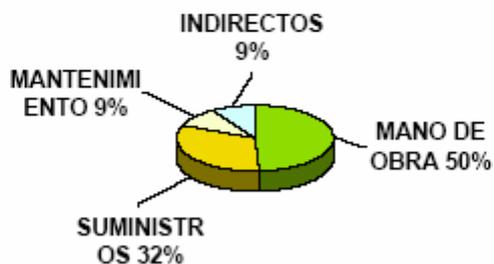
COSTE TOTAL AL AÑO

762.244,72 €

coste por m3

523,52 €

ESTRUCTURA DE COSTES



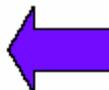
RENTABILIDAD			IPC		3	
AÑO	ENTRADAS	SALIDAS	ACTUALIZADOS		FLUJOS	
			ENTRA	SALE		
0	- €	1.604.096,00 €	- €	1.604.096,00 €	- 1.604.096,00 €	
1	1.426.880,00 €	1.209.360,04 €	1.385.320,39 €	1.174.135,96 €	211.184,42 €	
2	1.426.880,00 €	1.264.688,99 €	1.344.971,25 €	1.192.090,66 €	152.889,59 €	
3	1.426.880,00 €	1.307.189,89 €	1.305.797,33 €	1.196.263,93 €	109.533,40 €	
4	1.426.880,00 €	1.351.148,23 €	1.267.764,40 €	1.200.477,71 €	67.286,69 €	
5	1.426.880,00 €	1.396.615,03 €	1.230.839,22 €	1.204.732,39 €	26.106,83 €	
6	1.426.880,00 €	910.160,06 €	1.194.989,54 €	762.244,72 €	432.744,82 €	
7	1.426.880,00 €	937.464,86 €	1.160.184,02 €	762.244,72 €	397.939,30 €	
8	1.426.880,00 €	965.588,80 €	1.126.392,25 €	762.244,72 €	364.147,53 €	
9	1.426.880,00 €	994.556,47 €	1.093.584,71 €	762.244,72 €	331.339,99 €	
10	1.426.880,00 €	1.024.393,16 €	1.061.732,73 €	762.244,72 €	299.488,01 €	
11	1.426.880,00 €	1.055.124,96 €	1.030.808,47 €	762.244,72 €	268.563,75 €	
12	1.426.880,00 €	1.086.778,71 €	1.000.784,92 €	762.244,72 €	238.540,21 €	
13	1.426.880,00 €	1.119.382,07 €	971.635,85 €	762.244,72 €	209.391,13 €	
14	1.426.880,00 €	1.152.963,53 €	943.335,77 €	762.244,72 €	181.091,06 €	
15	1.426.880,00 €	1.187.552,43 €	915.859,98 €	762.244,72 €	153.615,26 €	

TIR 10%

eur/m3	980,00 €
--------	----------

MODELO ECONOMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

HOJA RESUMEN AVANCE



NOMBRE CANTERA:	SP10
PARAJE:	Sierra de la Puerta (cehegin)
TIPO DE PIEDRA	Crema Marfil

Relación de los costes anuales de suministros por m3 de piedra obtenido

Hilos de corte	1,96 €
Vidias y cadenas	42,36 €
Barrenas y bulones	7,85 €
Bocas	0,00 €
Explosivos	0,00 €
Neumáticos	11,37 €
Gasoil y lubricantes	61,92 €
Electricidad	3,66 €
Agua	12,37 €
Seguridad	7,25 €
Cánones	20,00 €
TOTAL	168,74 €

Datos de presupuesto de cantera

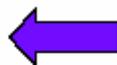
Inversión por trabajador (miles €)	539,77 €
Inversión en € por m3 producido	217,49 €
Producción (m3)	1456
Aprovechamiento %	25
Precio de venta m3	980,00 €
Inversión Total (miles €)	4.749,94 €
Coste Total al año	762.244,72 €
Coste específico por m3	523,52 €
T.I.R	10%

Efecto Medioambiental

Pendiente de ladera °	25
Efecto paisajístico %	20
Efecto sobre el medio %	100
Efecto visual %	40
Efecto total %	42,9

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05

COSTES SUBTERRANEA



NOMBRE CANTERA:	SP10
PARAJE:	Sierra de la Puerta (cehegín)
TIPO DE PIEDRA	Crema Marfil

PRODUCCIÓN CIELO ABIERTO
CORREGIDO POR PRODUCCIÓN

6000

5

TRABAJADORES	8,8	9	13,8	53%	
	AVANCE	BANQUEO	SUBTERRANEA	AUMENTO	
Inversión por trabajador (miles €)	539,77 €	324,56 €	467,46 €		
Inversión en € por m3 producido	217,49 €	32,46 €	86,88 €		
Producción (m3)	1456	3494	4950		-18%
Aprovechamiento %	25	25	25		
Precio de venta m3	980,00 €	197,00 €	427,30 €		117%
Inversión Total (miles €)	4.749,94 €	2.921,03 €	6.450,96 €		121%
Coste Total al año	762.244,72 €	773.900,17 €	1.212.912,58 €		57%
Coste específico por m3	523,52 €	128,98 €	245,00 €		90%
Coste TOTAL por m3	741,01 €	161,44 €	331,88 €		106%
T.I.R	10%	10	10		
m3/obrero	185,5	666,7	358,7		-46%

NIVELES DE EXPLOTACIÓN
RAMPA 10 X 10 DE m

2
400

25	°LADERA
50	°CAPA
70	m ESPESOR
180	m ANCHURA
65	RMR
10	m vano = pilar
17	m altura camara

VOLUMEN DE HUECO
SUPERFICIE CÁMARAS
ESCOMBROS NO APROVECHABLES (+rampa)

360000	m3
21176	m2
185000	m3

MODELO ECONÓMICO SUBTERRANEO Versión 1.05