



UNIVERSIDAD DE OVIEDO

**Escuela de
Ingeniería de Minas, Energía y Materiales de Oviedo**

Máster en Ingeniería de Minas



Trabajo Fin de Máster

**Análisis de viabilidad del aprovechamiento de la capa
Rufina mediante explotación a cielo abierto utilizando
SURPAC© y diseño de la explotación a cielo abierto**

**Autor: D.Enrique Rosón Menéndez
Tutores: D. Rubén Mayoral Fernández
D. Rafael Rodríguez Díez**

Oviedo, Noviembre de 2017



ÍNDICE DE CONTENIDOS

0. AGRADECIMIENTOS	1
1. INTRODUCCIÓN	2
1.1 PREFACIO	2
1.2 OBJETIVOS	3
2. IMPORTANCIA DE LA MINERÍA DE CARBÓN EN CANGAS DEL NARCEA	4
2.1 SITUACIÓN GEOGRÁFICA	4
2.2 HISTORIA DE LA MINERÍA DEL CARBÓN EN EL CONCEJO DE CANGAS DEL NARCEA	5
2.3 FACTORES AMBIENTALES SOCIOECONÓMICOS	7
2.4 NECESIDAD DE LA MINERÍA A CIELO ABIERTO	13
3. LA CUENCA ESTEFANIENSE DE RENGOS	17
3.1 ESTRATIGRAFÍA	17
3.1.1 PRECÁMBRICO	19
3.1.2 EL CÁMBRICO INFERIOR E INFERIOR MEDIO	19
3.1.3 EL CÁMBRICO MEDIO- ORDOVÍCICO INFERIOR.....	20
3.1.4 ORDOVÍCICO MEDIO-SUPERIOR	21
3.1.5 EL CARBONÍFERO	21
3.1.6 CUATERNARIO	22
3.2 COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DEL YACIMIENTO DE CARBONAR	22
3.3 TECTÓNICA	25
3.3.1 LA DEFORMACIÓN PROPIA DEL PRECÁMBRICO.....	27
3.3.2 TECTÓNICA DE LA CUENCA DE RENGOS	27
3.4 HISTORIA GEOLÓGICA	29
3.5 HIDROLOGÍA	30
3.6 HIDROGEOLOGÍA	31
4. MODELIZACIÓN DE LA CAPA RUFINA	32
4.1 EXPLOTACIÓN HISTÓRICA DE LA CAPA RUFINA	32
4.2 SURPAC	35
4.3 TOMA DE DATOS	35
4.3.1 TRABAJO DE CAMPO	36
4.3.2 TRABAJO DE GABINETE.....	37
4.4 MODELIZACIÓN DE LA CAPA CON SURPAC	39
4.4.1 CARACTERÍSTICAS	39
4.4.2 REPRESENTACIÓN DE LA CAPA.....	40



5. DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN	43
5.1 FASES DE LA EXPLOTACIÓN	43
5.1.1 DESMONTE	44
5.1.2 RETIRADA DE ESTÉRILES.....	46
5.1.3 EXPLOTACIÓN DE LA CAPA.....	56
5.1.4 RELLENO.....	57
5.2 MODELIZACIÓN DE LA CORTA	59
5.2.1 DISEÑO	59
5.3 MODELIZACIÓN DEL VERTEDERO VEGETAL	62
5.3.1 EMPLAZAMIENTO	62
5.3.2 DISEÑO DE TALUDES.....	65
5.4 DISEÑO DE LA FASE DE RETIRADA DE ESTÉRILES	70
5.5 DISEÑO DE LA FASE DE RELLENO	72
5.6 CICLO DE EXPLOTACIÓN TOTAL DE LA CORTA	73
6. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS	76
6.1 RATIO REAL DE EXPLOTACIÓN	76
6.2 ESTUDIO ECONÓMICO DE LA POSIBLE EXPLOTACIÓN	77
6.2.1 COSTES DE EXPLOTACIÓN.....	77
6.2.2 COSTES DE RESTAURACIÓN.....	78
6.2.3 COSTES ADICIONALES	79
6.2.4 EXPECTATIVA DE INGRESOS.....	80
7. CONCLUSIONES	81
8. BIBLIOGRAFÍA	82



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Situación geográfica del concejo de Cangas del Narcea.....	4
Figura 2 Bocamina cerrada de Coto Minero Narcea	7
Figura 3 Reparto porcentual del VAB según sectores de actividad por comarcas (Fernández García, Octubre de 2016).....	8
Figura 4 Evolución del reparto del empleo según sectores de actividad en % (Fernández García, Octubre de 2016).....	9
Figura 5 Evolución porcentual de la renta disponible por habitante según comarcas (Fernández García, Octubre de 2016).....	10
Figura 6 Evolución porcentual del número de empleos por comarcas (Fernández García, Octubre de 2016)	11
Figura 7 Evolución del número de empleos por ramas de actividad en el sector industrial (Fernández García, Octubre de 2016)	12
Figura 8 Evolución del reparto del paro por grupos de edad (Fernández García, Octubre de 2016)	13
Figura 9 Plantación de kiwis en la antigua mina a cielo abierto de La Matona (Foto de J. R. Silveira para Lne.es)	15
Figura 10 Leyenda Hoja 75 MAGNA	17
Figura 11 Situación de la explotación en la Hoja 75 (GEDREZ) del MAGNA	18
Figura 12 Columna estratigráfica del yacimiento de Carbonar	24
Figura 13 Esquema tectónico de la cuenca de Rengos (MAGNA)	28
Figura 14 Labores antiguas de la capa Rufina (AutoCAD).....	32
Figura 15 Rozadora con estibación autodesplazable trabajando en Carbonar (Fotografía de CARBONAR).....	33
Figura 16 Minero posteando la pieza cabeceada en el bastidor de techo (Fotografía de CARBONAR).....	34
Figura 17 Mapa con afloramientos de las capas del paquete superior (AutoCAD)	36
Figura 18 Afloramiento de la Capa Rufina (Fotografía de autor)	37
Figura 19 Sondeos 3 y 4 de CARBONAR (Surpac)	38
Figura 20 Modelización de la capa Rufina con Surpac	41
Figura 21 Esquema de una corta de carbón con sistema continuo de explotación y relleno (Harraz, 2016).....	44



Figura 22 Representación de los horizontes del suelo.....	45
Figura 23 Transporte mediante volquetes en una corta de carbón	47
Figura 24 Determinación de la calidad del macizo según el RQD (Modificado de Aparicio, 2015).....	48
Figura 25 Medición in situ de la velocidad sísmica (Fotografía de CARBONAR)	50
Figura 26 Selección del método en función de la velocidad sísmica (Modificado de Caterpillar, 2000).....	50
Figura 27 Gráfico de Franklin, Pettifer y Fookes (Modificado de Pettifer & Fookes, 1994).....	52
Figura 28 Tabla de cálculo del índice de excavabilidad de Hadjigeorgiou y Scoble (Modificado de Aduvire et Al, 2013)	53
Figura 29 Tabla de cálculo del índice de excavabilidad de Weaver (Modificado de Weaver, 1975)	55
Figura 30 Excavadoras cargando un volquete en la Gran Corta de Fabero	56
Figura 31 Posibles objetivos de la restauración.....	58
Figura 32 Perfil transversal A-A' de la capa y del terreno	59
Figura 33 Características del terreno superior a la capa Rufina (Borselli, 2016).....	61
Figura 34 Modelización de la corta de la Capa Rufina sin relleno mediante Surpac.....	62
Figura 35 Modelización del vertedero de tierra vegetal	63
Figura 36 Tipos de emplazamientos para vertederos (Modificado de Bronia et Al, 2012)	64
Figura 37 Aplicación del método de Fellenius (AutoCAD).....	66
Figura 38 Características típicas de diversos suelos (Modificado de Bañon Blázquez, 2000).....	67
Figura 39 Modelización del frente del avance del primer módulo (marrón oscuro), vertedero vegetal (verde) y vertedero total (azul)	71
Figura 40 Modelización del frente de avance (marrón) del segundo módulo sin relleno, el vertedero vegetal (verde) y vertedero total (azul).....	72
Figura 41 Modelización del avance del segundo módulo (marrón), vertedero vegetal (verde claro), el relleno del primer módulo (verde oscuro) y el vertedero total (azul) ..	73
Figura 42 Modelización del relleno total de la explotación (verde oscuro)	75
Figura 43 Determinación del ratio real de explotación (Herrera Herbert, 2006)	76



0. AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, quiero agradecer a los dos directores de este proyecto: D. **Rubén Mayoral Fernández**, Director Técnico de CARBONAR, el haberme dado la oportunidad de realizar este proyecto tan especial para mí por lo que significa, además de toda la ayuda y el buen trato recibido durante toda mi estancia en CARBONAR, la cual nunca olvidaré; y a D. **Rafael Rodríguez Díez**, Doctor Ingeniero de Minas y profesor del Departamento de Explotación y Prospección de la Escuela de Minas, Energía y Materiales de Oviedo, el gran interés mostrado en mí en todo momento desde que contacté con él y que me ha servido enormemente para llevar a cabo la realización de un proyecto de este tipo.

No puedo olvidarme tampoco de la imprescindible ayuda ofrecida por parte de CARBONAR, más concretamente debo agradecer a su director, D. **José María Rivas Cid** que me haya permitido realizar un proyecto de estas características en un contexto tan complejo para la minería como es el actual; y sin duda alguna a su topógrafo y jefe de seguridad, D. **Manuel Martínez Fernández**, sin el cual no habría sido posible la realización de este proyecto, ya que su continua ayuda durante todo el período de realización del proyecto fue imprescindible para lograr hacer un proyecto tan real. Respecto a este último, no puedo obviar lo enormemente agradecido que le estoy por el gran trato recibido y todos los conocimientos adquiridos durante los tres meses de prácticas en la empresa, llevándome más que un compañero un amigo.

No quiero de dejar de mencionar a mis padres D. **Enrique Rosón Fernández**, vigilante de minas jubilado, y a Dña. **Carmen Menéndez Fernández**, Oficial 1ª de Notaría, gracias a los cuales me encuentro finalizando unos estudios que sin su apoyo y constancia nunca habría podido lograr finalizar.

Finalmente, al igual que a mis padres debo agradecer su apoyo en las etapas más difíciles de este Máster y sin el cuál habría momentos que no hubiera superado, a mi novia Dña. **Aidée Quesada Menéndez**, en quien reside una futura gran bióloga.

No quisiera olvidarme de nadie en este momento especial, por lo que doy las gracias a todos aquellos que de alguna forma contribuyeron a que este proyecto haya llegado a su fin.



1. INTRODUCCIÓN

1.1 PREFACIO

Durante muchos años la minería del carbón ha sido el principal motor industrial del Principado de Asturias, haciendo incluso que otros importantes sectores industriales como el del metal se asentaran en esta región adquiriendo a día de hoy una gran importancia económica.

Por el contrario, mientras que la mayoría de estos sectores continúan creciendo, la minería asturiana de carbón tiene fecha de fin. El hecho de que el 31 de Diciembre de 2018 finalice el Plan del Carbón 2013-2018, genera la duda acerca del futuro de la minería subterránea de carbón, y por lo tanto también la necesidad de buscar una solución que incremente la rentabilidad de la minería subterránea o sirva de alternativa a una posible reindustrialización, y esa solución no es otra que la explotación mediante una minería a cielo abierto.

Por lo tanto, este proyecto se realiza como solución a un problema socioeconómico que se va a generar en la comarca de Cangas del Narcea a partir de dicha fecha. Dicha solución se propone a partir del análisis de estudios demográficos y socioeconómicos, junto con el conocimiento en primera persona, de cómo para el concejo de Cangas del Narcea no sirve como solución al problema del cierre de las minas el asumir el fin del carbón y apostar por nuevos sectores económicos que tengan impacto directo positivo en la vida de la comunidad. A pesar de que una supuesta reindustrialización teóricamente si serviría para dar empleo a la población, la reindustrialización es una solución que en Cangas del Narcea, por motivos principalmente de comunicaciones, nunca va a alcanzar la fuerza ni las dimensiones suficientes como para satisfacer las necesidades de la mayoría del concejo, como si logró y logra satisfacer la minería del carbón. Además, en el caso del concejo de Cangas del Narcea, este se encuentra estrechamente ligado a la minería del carbón ya que, como se verá posteriormente, no se disponen de otros motores industriales alternativos en esta comarca que puedan hacer viable el futuro económico de la población.

Para llevar a cabo este análisis, se procede a estudiar una de las capas que tiene CARBONAR, la única empresa minera del concejo en funcionamiento, en sus



concesiones. Esta capa es conocida como Rufina y se encuentra en el paquete superior de la cuenca carbonífera de Rengos, a poca profundidad de la superficie, por lo que es interesante estudiar su posible explotación a cielo abierto.

1.2 OBJETIVOS

Se puede considerar que este proyecto tiene tres objetivos fundamentales:

- Explicar la importancia de la minería de carbón en la comarca de Cangas del Narcea y proponer la necesidad de una minería a cielo abierto como solución o alternativa al Plan de Cierre 2013-2018, que podría permitir el mantenimiento de la minería subterránea y el mantenimiento de un gran número de puestos de trabajo. Además, se realizará el estudio geológico de la cuenca carbonífera de Rengos, y más concretamente de la Capa Rufina para determinar su posibilidad de explotación. En esta parte se pretende conocer todos los datos posibles acerca de dicha capa, así como sus afloramientos para una correcta delimitación. Dentro de esta delimitación se encuentra saber hasta dónde se ha explotado y a partir de donde se podría iniciar una explotación a cielo abierto.
- Una vez conocidos todos los datos sobre la capa Rufina, se va a proceder a la modelización de esta, al diseño de su explotación (corta, vertedero y fase de relleno) mediante el empleo del programa Surpac (con licencia de uso de la Escuela de Minas, Energía y Materiales de Oviedo). Este software está diseñado para la modelización de yacimientos, en este caso sedimentarios, así como para la estimación de recursos y reservas a partir de un modelo 3D.
- En último lugar se realiza un análisis económico de la explotación de dicha capa. Una vez conocidos los volúmenes de extracción tanto de estéril como de carbón se determina el ratio de explotación y el precio de venta mínimo para que dicha explotación sea rentable.



2. IMPORTANCIA DE LA MINERÍA DE CARBÓN EN CANGAS DEL NARCEA

2.1 SITUACIÓN GEOGRÁFICA

Los terrenos correspondientes al área de estudio para una posible explotación a cielo abierto pertenecen a la empresa minera CARBONAR, situada en Vega de Rengos, más concretamente a 17 km al Sur de la villa de Cangas del Narcea. Cangas del Narcea es el concejo de mayor extensión de toda España y se encuentra situado en el suroccidente Asturiano (figura 1).

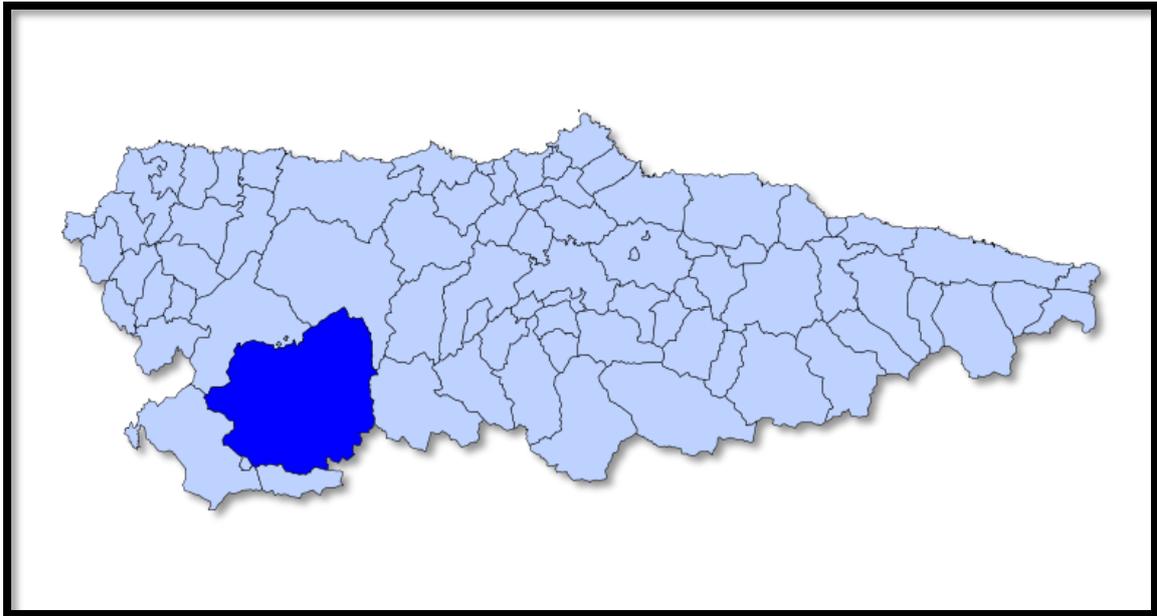


Figura 1 Situación geográfica del concejo de Cangas del Narcea

Dicho concejo limita:

- Al Norte con los concejos de Allande y Tineo
- Al Oeste con el concejo de Ibias
- Al Sur con Degaña y el municipio leonés de Laciana
- Al Este con Somiedo.



Este concejo tiene una población de 13.213 habitantes y su capital es la villa de Cangas del Narcea. Esta villa se encuentra situada a una distancia de 90 kilómetros de Oviedo mediante el corredor del Narcea, por el cual también se accede a la central térmica del Narcea. Otra carretera principal es la AS- 15, que atraviesa el túnel del Rañadoiro para comunicar con la meseta.

A modo de reseña histórica, como se explicará ampliamente en los apartados posteriores, hay que destacar que la economía del concejo de Cangas del Narcea está marcada por una inicial actividad agrícola y ganadera en la que el sector del carbón irrumpió con gran fuerza constituyendo un gran desarrollo económico en la zona, especialmente en la capital del concejo, que experimentó un rápido crecimiento en las décadas de 1970 y 1980.

Pasado este crecimiento económico, en la década de los 90 la crisis provocada por la reconversión minera e industrial ya se comienza a notar en el concejo. En cambio, a pesar de que la economía local consigue diversificarse hacia otros sectores, la minería sigue jugando un papel importante en la misma, con funcionamiento hasta la actualidad de CARBONAR. Esta empresa sigue siendo hoy en día la que mayor número de empleos genera en el concejo con un total de 200 trabajadores. Además hay que destacar que Cangas del Narcea es, junto con las otras comarcas mineras del suroccidente asturiano (Degaña, Ibias y Tineo) uno de los concejos que con mayor producción de carbón del Principado de Asturias.

2.2 HISTORIA DE LA MINERÍA DEL CARBÓN EN EL CONCEJO DE CANGAS DEL NARCEA

El desarrollo de la minería de carbón en el suroccidente asturiano tiene su apogeo en el año 1965, debido a la construcción por parte de FENOSA de la Central Térmica del Narcea, en la localidad de Soto de la Barca (concejo de Tineo). Inicialmente esta central contaba con un único grupo de 65 MW de potencia que consumía carbón de las explotaciones mineras próximas. Cuatro años más tarde (1969) se construye un segundo grupo con una potencia de 166 MW. A este gran desarrollo de la minería del carbón, se sumó la crisis del petróleo de 1973, lo que produjo un incremento brutal del precio del petróleo, provocando que el carbón adquiriese un protagonismo aún mayor en el mercado



de la generación de energía eléctrica, ya que su precio se situaba muy por debajo del precio del petróleo. Este factor favoreció aún más el desarrollo minero de la zona. Tal es el protagonismo del carbón en la generación de energía, que en el año 1984 se aumenta de nuevo la potencia de la Central Térmica del Narcea con la construcción de un tercer grupo de carbón de 364 MW.

La gran ventaja de esta central que favorecía enormemente a las empresas mineras es su localización, ya que al encontrarse cerca de las zonas de explotación reducía enormemente el gran problema que presenta el coste del transporte desde la mina hasta la central térmica. Este fue un factor de gran importancia en las comarcas mineras del suroccidente asturiano debido a las malas comunicaciones de las que se disponía en la zona.

Se puede decir que el desarrollo de la minería suroccidental asturiana está íntimamente ligado al desarrollo de esta central, ya que el gran consumo de carbón por parte de los tres grupos de la central provocó la aparición de un gran número de empresas mineras que se dedicaron a explotar la riqueza carbonífera de la comarca. Algunas de estas empresas como Antracitas de Gillón, Antracitas de Rengos, CARBONAR (actualmente en producción), Mina Rosita, Mina Juan y Carbolasa explotaron la cuenca carbonífera de Rengos; mientras que otras como Coto Minero Narcea, Mina Álvarez o Mina Zape explotaron parte de la cuenca carbonífera Asturleonés. De gran importancia fue también en la comarca la explotación de la cuenca carbonífera de Carballo, donde además, Fenosa tenía explotación minera, lo cual demuestra la gran importancia que tenía la minería de la comarca del Narcea para la central.

El declive de la minería Española de carbón comienza a finales del siglo XX como consecuencia de decisiones políticas comunitarias que dirigían la minería del carbón hacia un futuro cierre. El desarrollo de este proceso se puede apreciar claramente en la comarca de Cangas del Narcea, cuando de todas las empresas mencionadas anteriormente, en 2005 sólo quedaban en actividad dos, Coto Minero del Narcea, que posteriormente pasó a pertenecer a UMINSA y CARBONAR.



Figura 2 Bocamina cerrada de Coto Minero Narcea

Hoy en día, tras producirse el cierre en el año 2010 de Coto Minero Narcea, solamente la empresa minera CARBONAR sigue en actividad. Esta empresa ha conseguido mantenerse a pesar de las dificultades gracias a un gran esfuerzo inversor en innovación y desarrollo, con una casi total mecanización de los procesos extractivos (con la explotación con tajo largo íntegramente mecanizado, consistente en arranque con rozadora y sostenimiento con entibación hidráulica autodesplazable). Además aún se mantienen talleres con sistemas de arranque manual con martillo neumático, sostenimiento de madera y tratamiento de llaves en el hundimiento del postaller y talleres de frente único semimecanizados en los que el arranque se realiza con rozadora, el sostenimiento con bastidores metálicos y estemples hidráulicos de bomba colectiva y el hundimiento controlado en el post-taller sin relleno.

2.3 FACTORES AMBIENTALES SOCIOECONÓMICOS

En la actualidad, la mayoría de las Comarcas Mineras tanto de Castilla y León como del Principado de Asturias mantienen un alto nivel de dependencia económica de la industria carbonífera, a pesar de los importantes esfuerzos realizados por los últimos Planes del Carbón para incentivar alternativas en las comarcas mineras.

En el caso de la comarca de Cangas del Narcea, el reparto del Valor Añadido Bruto (VAB) por sectores en el año 2014, representa que el sector servicios supone el 47



%, la minería el 33,7 %, la agricultura el 11,1 % y la construcción el 8,2 %. Esto demuestra la gran importancia que para el VAB de la comarca supone el sector servicios y el industrial (minería), ya que juntos suponen el 80,7 % del VAB comarcal.

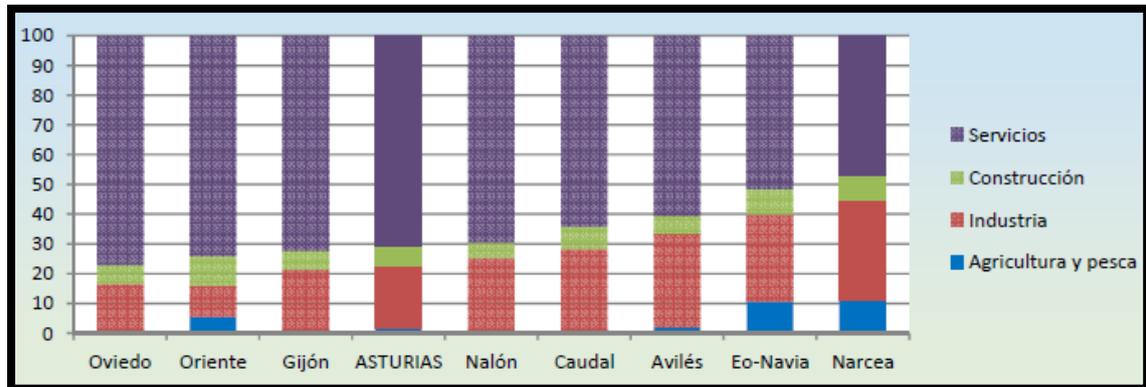
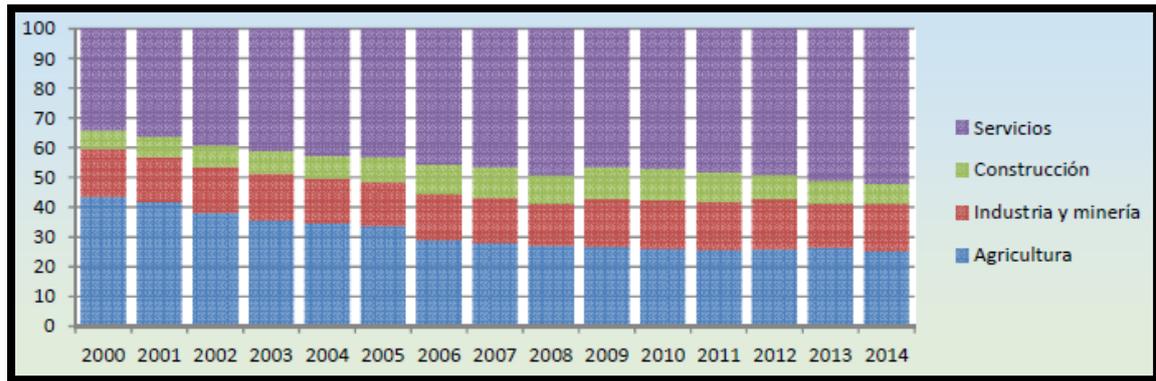


Figura 3 Reparto porcentual del VAB según sectores de actividad por comarcas (Fernández García, Octubre de 2016)

Dentro de la evolución del reparto del empleo en los diferentes sectores en la comarca de Cangas del Narcea (Figura 4), hay que destacar que entre 2000 y 2014, el peso del sector servicios se ha ido incrementando, pasando desde el 42,7 al 47 %, mientras que la industria y la minería perdían peso, bajando del 40 al 33,7 %. Este incremento del sector servicios y disminución de la minería, está directamente relacionado con las prejubilaciones producidas en los años anteriores a 2000, las cuales han producido un incremento en las rentas de la población que han favorecido el incremento del sector servicios, pero por el contrario no se ha producido un aumento en la contratación de personal en las minas.



*Figura 4 Evolución del reparto del empleo según sectores de actividad en %
(Fernández García, Octubre de 2016)*

Los planes de prejubilaciones fue una solución que se tomó con vistas a reducir la masa salarial de una industria que había pasado a estar fuertemente subvencionada, minimizando el coste político y social del cierre del sector, que siempre fue el objeto último de los Planes del Carbón. Para ello, a los trabajadores de mayor edad, se les ofreció la opción de una retirada temprana del empleo, de forma que dichos trabajadores ante el posible miedo a un cierre inmediato y con la posibilidad de retirarse a edades tempranas y con un sueldo aceptable se han ido adhiriendo a los diferentes programas de prejubilaciones que se han puesto en marcha en España como parte de los programas de reestructuración del sector. La adherencia de los empleados de mayor edad a los planes de prejubilaciones fue tal que en el año 2014 había un total de 67.140 personas jubiladas adheridas al régimen del carbón en España (Sánchez López, 2010). Otra consecuencia que acarrearón estos planes de prejubilaciones, fue el aumento de las subcontratas en la minería privada, empleando un total de 1.319 personas subcontratadas frente a las 168 personas subcontratadas que tenía HUNOSA. Además, a pesar de que estas subcontrataciones hayan permitido una reducción paulatina de los salarios en los últimos años, estos continúan siendo elevados, especialmente en la minería subterránea, debido a la gran peligrosidad y dificultad, así como la especialización necesaria para el desarrollo de la actividad. Esto provoca que haya una baja movilidad laboral de la minería a otros sectores, ya que es muy difícil que otros sectores industriales iguallen este nivel de salarios.

El impacto de las prejubilaciones junto con los empleados restantes de la minería, se ve claramente reflejado en que entre esos años el incremento de la renta en Asturias ha



sido del 55,4 %, mientras que en España del 32,5 %. La cantidad de renta disponible ha ascendido de forma notable en todas las comarcas asturianas entre 2000 y 2012, si bien es la del suroccidente la que registra un aumento mayor, del 74,3 %, pasando de 9.050 a 15.774 euros. Sin embargo, el nivel más alto de la renta se alcanzó en 2010, con 16.324 euros. Todo esto se refleja en que mientras en el año 2008 se produjo una reducción generalizada de la renta disponible, en el caso de Cangas del Narcea donde se produjo un leve incremento entre 2008 y 2010, con una caída posterior de un 3.4 % de la misma entre 2010 y 2012. Esta caída se encuentra relacionada con el incremento de la tasa de mortalidad derivada de una población de elevada edad y con el cierre de Coto Minero del Narcea en 2010.

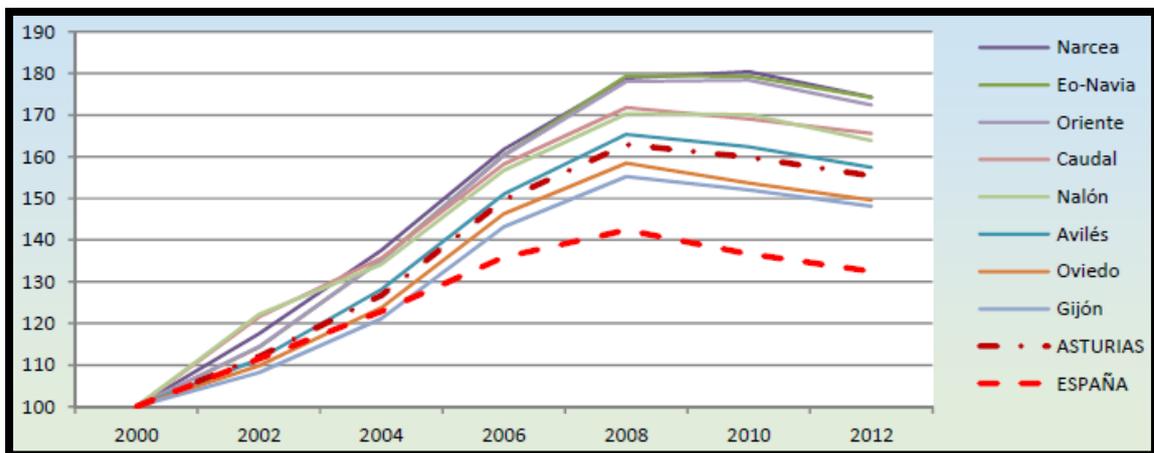
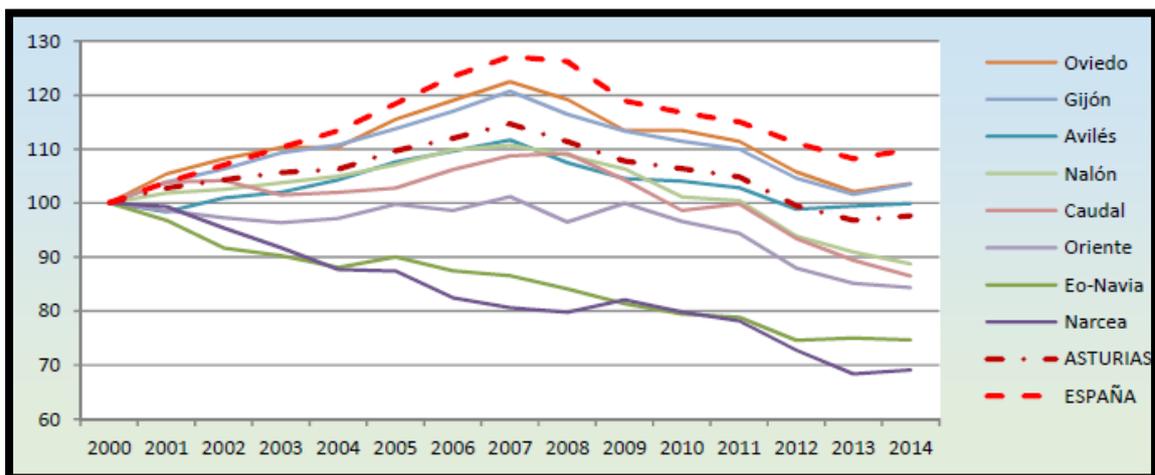


Figura 5 Evolución porcentual de la renta disponible por habitante según comarcas (Fernández García, Octubre de 2016)

Por lo tanto, al igual que la mayoría de las cuencas mineras, presenta una serie de características que dificultan de manera significativa su diversificación económica y que hacen necesario proponer una solución a este problema. Como se ha visto previamente, a pesar de la existencia de otras industrias alternativas como la agricultura, el sector de la minería del carbón siempre ha sido el principal motor industrial, dejando al resto de industrias en un segundo plano. Esto ha provocado que durante el paso de los años la mayor parte de las personas se hayan dedicado a este sector, existiendo hoy en día una gran carencia en cuanto a formación ocupacional y profesional de los trabajadores de la zona, lo que hace que en un futuro no tengan las cualidades ni conocimientos necesarios



para trabajar en industrias o sectores con mayor contenido tecnológico y de innovación. Esta carencia de formación desemboca en un gran incremento del nivel de desempleo, directamente relacionado con los planes de cierre de la minería del carbón. Además, el sector de la minería de carbón depende en mucha menor medida de industria auxiliar en comparación con otras actividades industriales, lo que hace que no se hayan creado otro tipo de industrias en la comarca relacionadas con la minería que puedan ofrecer empleo a la comarca, por lo que el desempleo viene derivado mayoritariamente de la minería. El gran impacto del cierre de la minas en el concejo de Cangas del Narcea se ve claramente reflejado en la figura 6, donde la evolución del empleo entre 2000 y 2014 en Asturias muestra un periodo de aumento global del número de empleos hasta 2007 y una caída acusada desde entonces, con una cierta recuperación de 2013 a 2014.



*Figura 6 Evolución porcentual del número de empleos por comarcas
(Fernández García, Octubre de 2016)*

En cambio este fenómeno no sucede en la comarca de Cangas del Narcea donde la disminución del empleo ha sido continua durante todo el periodo. Además, como se ha visto anteriormente la renta iba aumentando cada año. Esto solo se explica de tal manera que mientras que las prejubilaciones incrementaban la renta de la población, el sector de la minería seguía en proceso de cierre produciendo una disminución constante del nivel de empleo en la comarca, sin existir otro tipo de industria alternativa que lo incrementara. Esto queda claramente reflejado en la figura 7, donde la minería del carbón ha sufrido un



fuerte descenso hasta tener en el año 2014 la mitad de los empleados que en el año 2000, perdiendo además un enorme peso en la región pasando de suponer el 63 % del empleo industrial a ser el 44 %. Sin embargo, como se aprecia en dicha figura, la estabilidad o leve crecimiento de la industria manufacturera no ha tenido repercusión en el empleo total de la comarca, por lo que la gran disminución del empleo reflejada en la figura 6 se encuentra íntimamente ligada a la disminución del empleo en la industria extractiva.

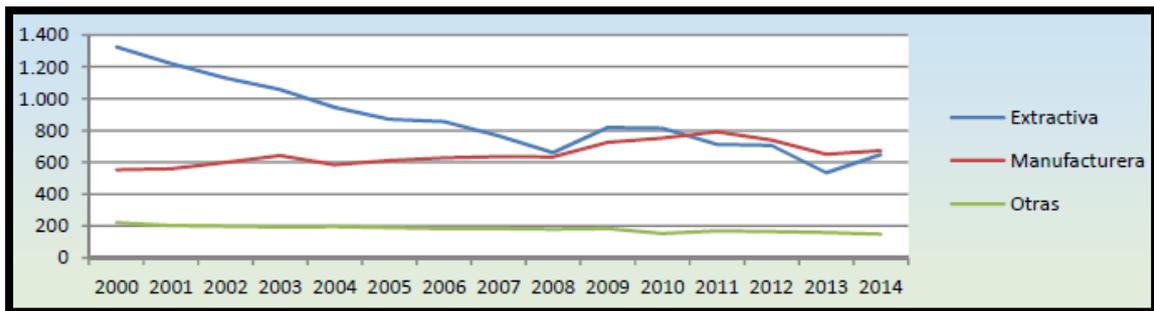


Figura 7 Evolución del número de empleos por ramas de actividad en el sector industrial (Fernández García, Octubre de 2016)

Más concretamente, si se compara la figura de la “evolución porcentual del empleo en minería e industria por comarcas” y la figura “evolución del número de empleos por ramas de actividad en el sector industrial”, se puede ver como la curva de disminución de empleados en la comarca de Cangas del Narcea y la extractiva tienen prácticamente la misma tendencia, es decir que claramente la disminución del empleo se encuentra directamente relacionada con el cierre de la minería.

La ausencia de estas industrias auxiliares que sostengan el hueco de la minería ha provocado que la mayor parte de los parados en la comarca se encuentren en el grupo de 25 a 44 años, representando en 2014 un 52,6 %. El paro juvenil (menores de 25 años) en 2014 se situaba en el 10 %, disminuyendo desde un 22,3 % en el año 2002.

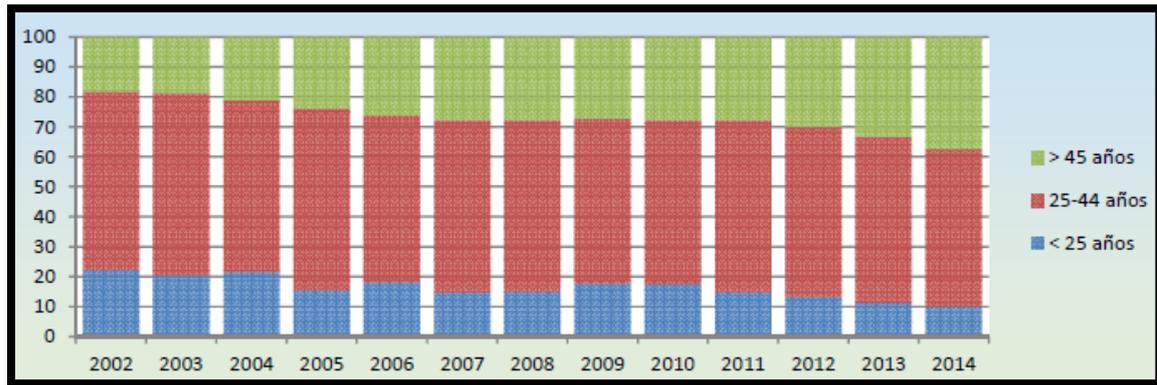


Figura 8 Evolución del reparto del paro por grupos de edad (Fernández García, Octubre de 2016)

El descenso del paro juvenil viene derivado de que la gente de esa edad empieza a apostar por un futuro fuera de la comarca, saliendo a estudiar o trabajar a otras comarcas donde el desempleo no es tan intenso (figura 6). Por otro lado, la falta de industrias y el incremento de las subcontratas con empleos menos estables, provocan que un gran porcentaje de paro este formado por gente entre 25 y 44 años, es decir, la gente con menos experiencia en el sector y más susceptibles de no ser renovados cuando finalizan sus contratos.

2.4 NECESIDAD DE LA MINERÍA A CIELO ABIERTO

A pesar de que el cierre de la minería ya es un problema actualmente para Cangas del Narcea, con elevadas tasas de paro en la gente de mediana edad, el factor desequilibrante va a llegar el día 31 de Diciembre de 2018, cuando finalice el plan de ayudas 2013-2018 y a partir del cual no se va a realizar la concesión de más ayudas destinadas a cubrir pérdidas de la producción. Además, según la “Decisión del Consejo de 10 de diciembre de 2010 (2010/787/UE)” aquella minería que haya alcanzado condiciones de competitividad antes de 2018 podrán seguir funcionando después de la fecha establecida en la decisión, aunque deberán devolver las ayudas recibidas entre 2011 y 2018. La obligación de devolver estas ayudas acaba con cualquier posibilidad de que la minería subterránea de carbón pudiese continuar. Por tanto, una vez asumido el fin de la minería subterránea de carbón, el objetivo desde la Unión Europea es la reindustrialización de la comarca con el objetivo de crear nuevas industrias que satisfagan



todas las demandas de empleo dejadas por la minería del carbón. Para ellos también es necesaria la formación en nuevos sectores de los trabajadores más jóvenes, con la creación de centros de formación en la zona.

A pesar de que teóricamente este plan de reindustrialización sea una solución óptima, en el caso del concejo de Cangas del Narcea se presentan grandes dificultades para esta reindustrialización, ya que su situación geográfica y su cercanía a la central térmica a la que abasteció históricamente, han provocado que exista un sistema de infraestructuras de transporte muy limitado, derivado de la escasa necesidad de comunicación con el exterior. Esto no quiere decir otra cosa que sin la construcción de una autopista que permita la comunicación rápida entre Cangas del Narcea y la zona centro de Asturias, o incluso con la meseta, la reindustrialización con grandes empresas no va a ser viable, ya que el transporte y la falta de infraestructuras generarían elevados gastos que no están dispuestas a asumir. Además, a esto se debe sumar que la enorme falta de formación y la reducida mentalidad emprendedora derivada del modelo de la mono-industria, limitan el desarrollo de cualquier otra actividad. Estos factores hacen que exista una oferta limitada de iniciativas de diversificación empresarial, de pequeñas y medianas empresas. Por tanto, ante la gran dificultad que presenta una reindustrialización que satisfaga todas las necesidades del concejo de Cangas del Narcea, desde este proyecto se establece como solución a la transición desde el cierre hasta dicha reindustrialización, la apuesta por una minería a cielo abierto que permita mantener puestos de trabajo y a su vez que el proceso de creación de nuevas empresas relacionadas con otros sectores vaya cogiendo peso en la comarca. De esta forma, una vez que la reindustrialización haya finalizado y exista un número suficiente de empresas como para dar estabilidad económica a la región, la mina a cielo abierto puede seguir siendo un complemento de riqueza para la comarca, de tal manera que el día en que el yacimiento se agote la población no notaría el impacto.

Hay que tener en cuenta, que como se explicará posteriormente, una vez restaurada la explotación, esta puede volver a tener usos agrícolas o forestales que también podrían dar riqueza a la comarca. Ejemplo de esto son las antiguas minas a cielo abierto de HUNOSA, en las cuales una vez recuperados los suelos (relleno de huecos, restauración de la cubierta vegetal y restablecidos los manantiales), la mayor parte de ellos se utilizan hoy en día para la producción de frutas. Tales son las posibilidades



posteriores que las compañías Gold Fruits y Trabanco tienen grandes explotaciones de kiwis y manzanos en dichos terrenos restaurados.



*Figura 9 Plantación de kiwis en la antigua mina a cielo abierto de La Matona
(Foto de J. R. Silveira para Lne.es)*

Por lo tanto, además de las posibilidades económicas posteriores, esta apuesta por una minería a cielo abierto de transición permite la posibilidad de la continuidad de la minería en la comarca, ya que este tipo de minería presenta desde el punto de vista técnico unas ventajas que la hacen rentable más fácilmente:

- Mayor productividad.
- Mayor concentración de operaciones y gestión más sencilla de recursos humanos y materiales.
- Elevada mecanización, no existiendo limitaciones para el tamaño de las máquinas.
- Flexibilidad para responder a incrementos de la demanda.
- Mayor facilidad en la investigación constante del yacimiento (posibilidad de explotación de más capas).
- Mayor recuperación del mineral.

En lo relacionado a la economía presenta las siguientes ventajas respecto a la minería subterránea, que la harían viable:

- Menor inversión por tonelada producida.



- Menores costes de producción.
- Posibilidad de explotar minerales de baja ley.

Además, desde el punto de vista económico, la gran rentabilidad que presenta este tipo de minería hace interesante la posibilidad de compensar las posibles pérdidas de interior y así conservar parte de los puestos de trabajo, así como incrementar la productividad de la mina y sus beneficios.



3. LA CUENCA ESTEFANIENSE DE RENGOS

3.1 ESTRATIGRAFÍA

Para el estudio geológico de la cuenca carbonífera de Rengos, se va a tomar como base la Hoja 75 del Mapa Geológico Nacional (MAGNA), a partir de la cual se procede a explicar solamente los materiales que componen dicha cuenca carbonífera y que afectan al diseño de la futura explotación.

Los materiales que aparecen en la hoja y que se explicarán más detallada posteriormente son los que se especifican en la leyenda de la hoja del MAGNA (figura 10).

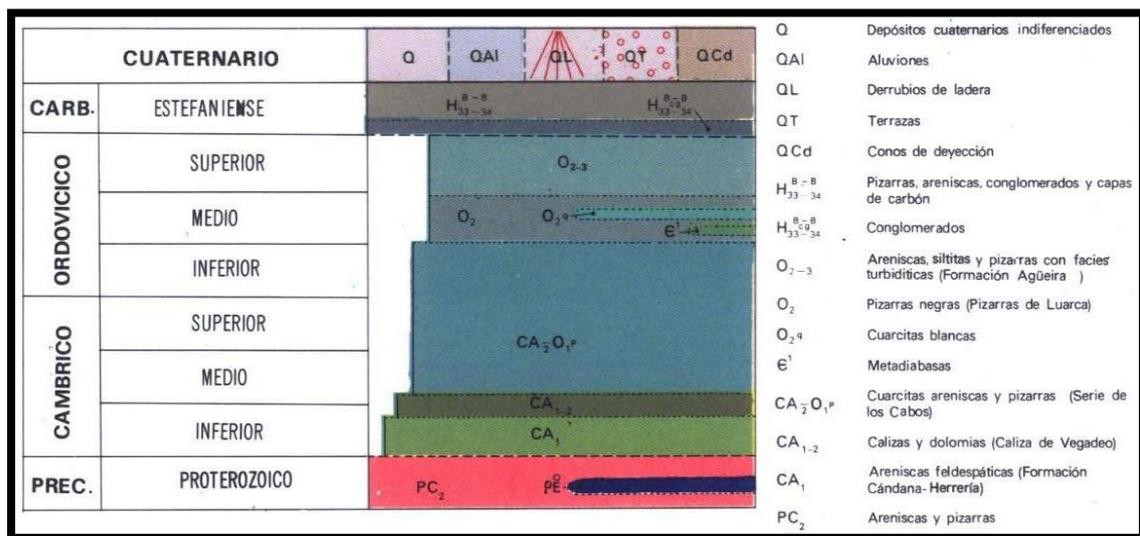


Figura 10 Leyenda Hoja 75 MAGNA

Todos los materiales apreciados en la figura 10 son los que aparecen en la hoja 75 del MAGNA, aunque esto no quiere decir que todos ellos afecten a la cuenca carbonífera de Rengos. Los materiales que afectan a la zona de estudio (figura 11), nombrados en orden decreciente de edad son los siguientes:

- Precámbrico (4500 a 544 m.a)
- Cámbrico Inferior (544 a 529 m.a)
- Cámbrico Medio-Superior (529 a 489.5 m.a)



- Ordovícico Inferior(489.5 a 477.7 m.a)
- Ordovícico Medio (477.7 a 467.3 m.a)
- Ordovícico Superior (467.3 a 445.2 m.a)
- Carbonífero – Estefaniense (306.5 a 299 m.a)
- Cuaternario (2.588 a 0.0177 m.a)

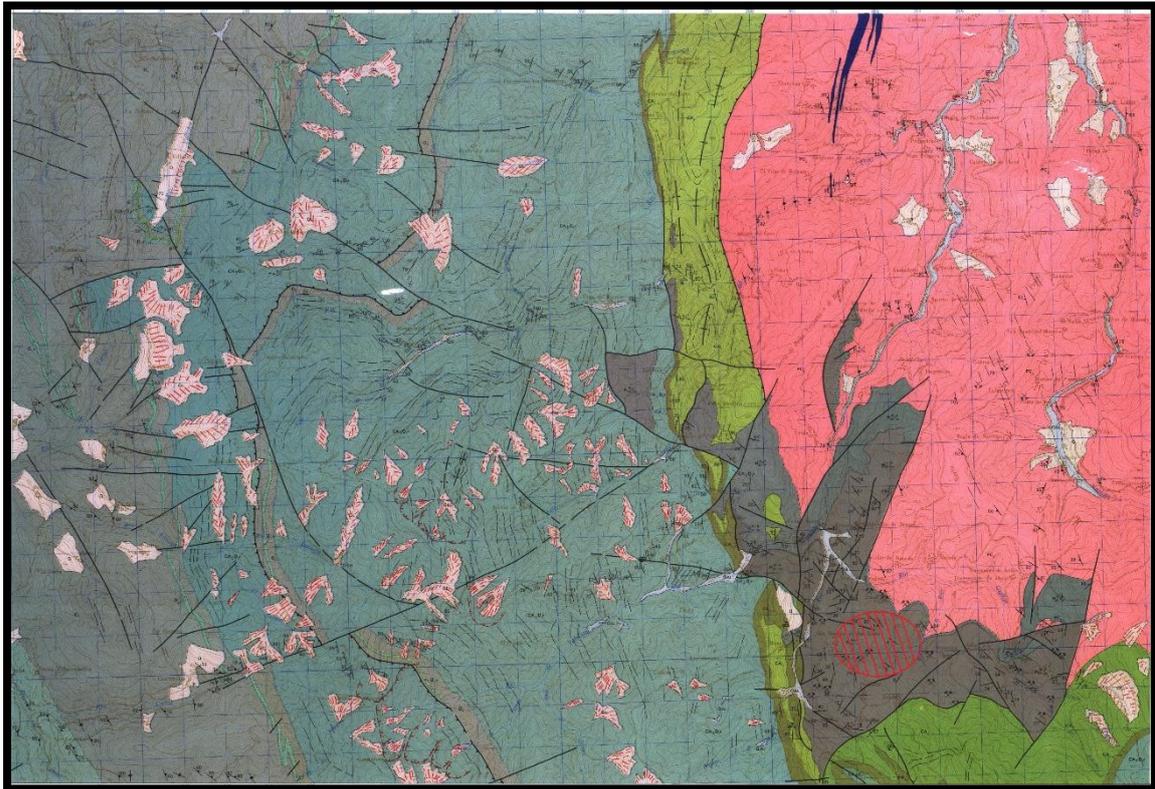


Figura 11 Situación de la explotación en la Hoja 75 (GEDREZ) del MAGNA

El área que abarca la hoja 75 del MAGNA (GEDREZ) se encuentra situado geológicamente en la parte oriental de la zona asturoccidental-leonesa. Esta hoja se encuentra dividida en dos sectores separados por un importante cabalgamiento, conocido como el Cabalgamiento de Allande. Dicho cabalgamiento hace que el sector más occidental se encuentre formado por materiales pertenecientes al Paleozoico Inferior, mientras que el sector oriental (de interés en este proyecto) está constituido por los materiales precámbricos que forman el antiforme del Narcea. Dentro de esta zona oriental de interés, el precámbrico subyace discordante bajo el Estefaniense, formando una



discordancia de tipo angular (de ángulo elevado) que manifiesta una deformación previa, con pliegues asimétricos.

3.1.1 PRECÁMBRICO

Esta es la etapa geológica más antigua, y como se aprecia en la Figura 11, los materiales pertenecientes a esta etapa aparecen en el NE de la Hoja. Estos materiales consisten en la alternancia de areniscas (metagrauvacas o areniscas feldespáticas) y pizarras (filitas, filitas cuarcíticas o cuarzo- feldespáticas), predominando mayoritariamente éstas últimas. Estas son parte de la formación Pizarras del Narcea, dentro de las cuales se encuentran intercalados lentejones de rocas volcánicas y volcanoclásticas, que presentan características de porfiroides debido a la deformación y recristalización sufridas durante el metamorfismo Varisco.

Se trata principalmente de porfiroclastos blanquecinos rodeados por una foliación bien desarrollada. Estos porfiroclastos están formados por feldespatos, plagioclasas, microclina, cuarzo con golfos de corrosión... con matriz principalmente formada por filosilicatos, tales como clorita y moscovita, anfíboles, cuarzo y epidota. Su textura y mineralogía son, en parte, resultado del metamorfismo y de la deformación sufrida durante la Orogénesis Varisca.

3.1.2 EL CÁMBRICO INFERIOR E INFERIOR MEDIO

Está representado por sucesiones bastante monótonas compuestas por areniscas feldespáticas y pizarras, y en menor proporción por calizas y dolomías. Se trata de la Arenisca de la Herrería y de la Caliza de Vegadeo.

La formación Arenisca de la Herrería (Cámbrico Inferior), también reconocida como Cuarcita Cándana, yace en el antiforme del Narcea discordante sobre el precámbrico y consiste en su mayor parte en cuarcitas y areniscas feldespáticas groseras con intercalaciones de pizarras. Por lo que se refiere a su edad, la Cuarcita de Cándana forma el nivel basal de la secuencia paleozoica. Esto se ha podido realizar a partir de la existencia de fósiles en sus niveles culminantes y de pistas fósiles en capas más bajas.



Por encima de la Cuarcita de Cándana aparece una formación carbonatada, muy constante en el NO de la Península y que se denomina Caliza de Vegadeo.

La Caliza de Vegadeo consta de la alternancia de calizas y dolomías. Estas rocas están recrystalizadas debido al metamorfismo que han sufrido de forma que se han llegado a transformar en mármoles y borrando cualquier contenido fosilífero. Se pueden apreciar afloramientos de esa formación cerca del Puerto de Rañadoiro y en la carretera que conduce de Rengos a Monasterio de Hermo.

Hay que destacar, que las formaciones pertenecientes a esta etapa geológica son de mayor influencia en la cuenca carbonífera Astur-Leonesa y en la zona más occidental del Estefaniense de Rengos, y no tanto en la zona de interés de explotación (sector oriental), donde las concesiones mineras de Carbonar abarcan el Estefaniense depositado discordantemente sobre el precámbrico, como se ha comentado anteriormente.

3.1.3 EL CÁMBRICO MEDIO- ORDOVÍCICO INFERIOR

En el techo de la Caliza de Vegadeo se sitúa una formación detrítica de gran potencia que se conoce como Serie de los Cabos. Los niveles más bajos de esta formación están compuestos por pizarras verdes con intercalaciones de capas margosas. En la parte superior de este nivel, se encuentran tramos de cuarcitas y areniscas amarillentas con pizarras intercaladas.

Los 500 m inferiores del siguiente tramo están formados por areniscas de tonos más blanquecinos y pizarras grises alternantes.

El nivel más alto de la Serie de los Cabos está formado mayoritariamente por cuarcitas blancas en bancos de hasta 2 m. de espesor, con intercalaciones de niveles de areniscas y pizarras.

Esta formación se encuentra en contacto con el Estefaniense en la parte más occidental de este, la cual no es de interés de explotación, por tanto esta formación no va a influir en la explotación.



3.1.4 ORDOVÍCICO MEDIO-SUPERIOR

Esta formación se encuentra situada encima de La Serie de los Cabos, produciéndose la transición de la Serie de los Cabos a las Pizarras de Luarca de forma gradual.

La formación Pizarras de Luarca aflora solamente en la mitad occidental de la Hoja, donde forma dos franjas groseramente alargadas en la dirección N-S. En la franja más occidental, las Pizarras de Luarca afloran en posición normal entre la citada Serie de los Cabos y la formación Agüeira. La franja oriental de las Pizarras de Luarca es muy estrecha como consecuencia del cabalgamiento de Allande.

Encima de las Pizarras de Luarca aparece una espesa sucesión alternante de pizarras y areniscas conocida como Formación Agüeira. Los afloramientos dentro de la Hoja se encuentran solamente en el extremo SO.

Estas formaciones no afectan a las zonas de explotación, ya que como se explicó anteriormente, la zona de interés se encuentra en el previamente denominado como sector oriental, donde el Estefaniense se encuentra en contacto con el cámbrico. Mientras que tanto las Pizarras de Luarca como la Formación Agüeira se encuentran en la parte más occidental del sector occidental.

3.1.5 EL CARBONÍFERO

Los materiales correspondientes a esta etapa geológica se ubican en el anteriormente denominado como sector oriental ocupando una extensión aproximada de unos 37 Km².

Los depósitos estefanienses que se presentan en el carbonífero de la cuenca de Rengos están formados por capas de carbón (antracita), acompañados de brechas, pudingas, areniscas, limolitas y argilitas pizarrosas. El espesor total de este carbonífero varía entre 750 y 1.100 m, pudiendo llegar a los 1500 m.

Los niveles más profundos del depósito Estefaniense se apoyan discordantemente sobre las pizarras precámbricas (figura 11) o los materiales correspondientes al cámbrico y al ordovícico. Estos niveles basales del Estefaniense de Rengos, están compuestos



principalmente por conglomerados con cantos subredondeados de cuarcita. En algunas zonas, la serie comienza por brechas angulosas a sub-angulosas de composición estrechamente relacionada con el zócalo próximo y heterometría muy elevada. La potencia máxima de este tramo basal se estima de unos 300 m en el valle del río Narcea, al Norte de la cuenca. Por encima de este nivel se encuentra una sucesión de areniscas con intercalaciones de argilitas pizarrosas y capas de carbón. Hay que destacar que dentro de esta sucesión también se produce la aparición de niveles conglomeráticos.

3.1.6 CUATERNARIO

Los depósitos cuaternarios característicos son:

- Depósitos aluviales: Estos aparecen en estrechas franjas asociadas principalmente a los cauces del río Narcea y Naviego.
- Terrazas fluviales: Se encuentran asociadas al río Narcea, son escasas y están constituidas por depósitos aluviales que han quedado colgados a poca altura con respecto al cauce.
- Depósitos de ladera: Se trata de derrubios acumulados por la meteorización de las cuarcitas de la Serie de los Cabos. Hay que destacar que son muy frecuentes.
- Conos de deyección de torrentes.
- Cuaternarios indiferenciados.

3.2 COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DEL YACIMIENTO DE CARBONAR

Dentro del tramo superior del carbonífero, en el que comienzan a aparecer las capas de carbón, se van a diferenciar tres paquetes de capas (figura 12), denominados en función de su profundidad como: inferior, medio y superior.

- Paquete inferior: Este paquete tiene una potencia media de 215 m, formado por niveles de areniscas, pizarras y capas de carbón, así como algunos bancos de pudinga intercalados, con espesores de varios metros. En este primer



paquete productivo se encuentran hasta seis capas explotables: Pilar, Falo, Ancha I, II, III y IV; de las cuales la capa Ancha I es la más importante.

- Paquete Intermedio: se desarrolla entre la capa IV del paquete inferior y la capa primera del paquete superior. Dentro de este paquete se encuentra un grupo de capas de carbón, separadas del paquete inferior por unos 80-90 m de areniscas arcillosas con algunas pizarras, que forman un paquete de 30 m de potencia. Dentro del grupo de capas de carbón, las más importantes son dos o tres capas de potencia reducida (80-90 cm) que se encuentran en la serie a unos 50-60 m de distancia de la capa IV.

- Paquete superior: incluye un total de seis capas explotables (Ancha 8°, Carbonero de Ancha 8ª, Dos Venas, Rufina, Segunda y Primera) que aparecen únicamente en la zona occidental del yacimiento. En la formación de conglomerados y areniscas que sigue a continuación se encuentra intercalada la capa Entrepudingas, que por su proximidad a las anteriores se considera integrada en el paquete Superior.

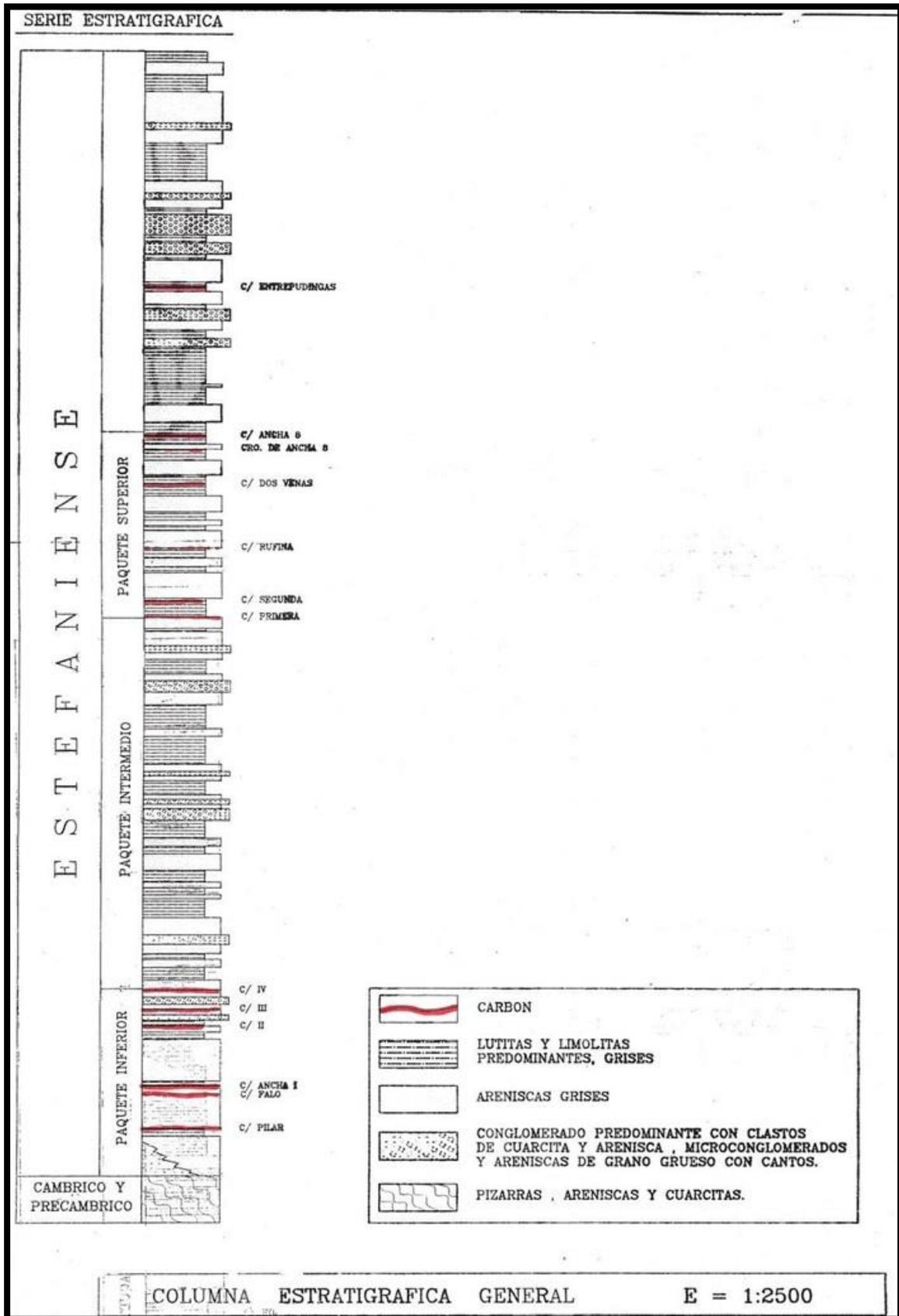


Figura 12 Columna estratigráfica del yacimiento de Carbonar



El proyecto total de la explotación a cielo abierto que proyecta CARBONAR, abarca solamente algunas de las capas incluidas en el paquete superior por razones de profundidad, obviando el paquete medio e inferior. Por esta razón se procede a analizar la posibilidad de ampliación del proyecto del Cielo Abierto con la explotación de la capa Rufina, que se sitúa en la zona intermedia del paquete superior.

3.3 TECTÓNICA

La zona Asturoccidental-Leonesa está dividida por dos unidades o dominios con características geológicas diferentes: La Unidad del Navia y alto Sil al este, y el Manto de Mondoñedo al oeste, que se separan por el cabalgamiento basal de dicho manto.

Esta zona representa el inicio de las zonas internas del orógeno, caracterizada por la existencia de una deformación interna importante de las rocas, reflejada por la presencia de anisotropías denominadas foliaciones tectónicas, así como por la aparición de un metamorfismo regional cuya intensidad aumenta hacia el oeste. En Asturias, este metamorfismo no alcanza una gran intensidad, sino que alcanza la facies de esquistos verdes.

Existen tres fases de deformación:

- La primera fase (F1) se caracteriza por la formación de pliegues apretados, convergentes hacia el este, cuyo desarrollo estuvo acompañado por el de una foliación tectónica que adquiere un carácter generalizado en la zona. La deformación llevó consigo la reorganización de los componentes minerales de las rocas, dando lugar a la citada foliación cuyas características dependen del tipo de roca afectada, de la intensidad de la deformación y del grado del metamorfismo. En el interior, los afloramientos de pliegues menores F1 son más esporádicos y de menor calidad. Un buen ejemplo puede encontrarse en rocas del grupo Cándana o Areniscas de la Herrería en la carretera de La Regla de Perandones a Monasterio de Coto.
- La segunda fase de deformación (F2) se originaron cabalgamientos que cortan a los pliegues F1 y producen un desplazamiento tectónico de rocas hacia el este. La base de las unidades cabalgantes no se encuentran asociadas a determinados niveles litológicos, ni se observan niveles importantes de despegue



como sucede en la Zona Cantábrica. El cabalgamiento de este tipo más importante es el que separa la Zona Asturoccidental-Leonesa en dos unidades, se trata del Manto de Mondoñedo, que atraviesa en dirección N-S la parte occidental de Asturias y vuelve a aparecer en la provincia de Lugo. En la Unidad del Navia y alto Sil, existen otros cabalgamientos como el de Barayo, Montefurado, Trones y la Espina. Este último es el que separa la Zona Asturoccidental-Leonesa de la Zona Cantábrica. El cabalgamiento de Trones y el de la Espina llevan asociadas sendas zonas de cizalla, que implican el desarrollo de una intensa deformación dúctil con la aparición de una foliación consistente en un clivaje de crenulación, o incluso, en zonas próximas a los cabalgamientos, una foliación milonítica.

➤ Tercera fase de deformación (F3): en esta fase se forman pliegues suaves, asimétricos, de plano axial subvertical y que llegan a alcanzar grandes dimensiones. Sus direcciones axiales son subparalelas a las de los pliegues F1. Los pliegues F3 doblan a los pliegues de la F1, a los cabalgamientos de la F2, y a las foliaciones asociadas a estas estructuras. Asociados a estos pliegues aparece una foliación de tercera fase que, a diferencia con la foliación de primera fase, no presenta un carácter generalizado sino que se concentra en bandas ocupadas por los flancos menos inclinados de los pliegues F3.

Existen estructuras tardías de menor entidad, de carácter longitudinal (desarrollo de kink-bands) y transversal (fallas de naturaleza diversa, diaclasas, pliegues suaves de plano axial subvertical...) relacionadas con el cierre tardío del Arco Astúrico.

No resulta fácil datar con precisión la deformación en la Zona Asturoccidental-Leonesa. Las rocas más modernas afectadas por todos los eventos de la Orogénesis Varisca son de edad silúrica o, localmente, devónica inferior, mientras que los materiales discordantes que postdatan la deformación Varisca principal tienen una edad Estefaniense. La deformación Varisca tuvo lugar en la Zona Asturoccidental-Leonesa durante la primera mitad del Carbonífero, progresando de este a oeste, ya que en la Zona Cantábrica la deformación es de edad Westfaliense, y por tanto, más moderna que en el Occidente.



3.3.1 LA DEFORMACIÓN PROPIA DEL PRECÁMBRICO

El contacto Cámbrico-Precámbrico, viene marcado por una discordancia angular, tanto en el flanco oriental del antiforme del Narcea, como en el flanco occidental. En éste último flanco ha sido difícil determinar dicha discordancia debido a la superposición de deformaciones que provocaron una esquistosidad y un enmascaramiento de la estratificación. No obstante en algunas localidades, dicha discordancia de elevado ángulo puede observarse evidenciando una deformación Precámbrica. Las características de la deformación son complicadas de determinar por lo anteriormente dicho, sin embargo, algunos autores, la han clasificado la formación de pliegues asimétricos de gran longitud de onda sin esquistosidad ni metamorfismo.

3.3.2 TECTÓNICA DE LA CUENCA DE RENGOS

El Estefaniense de la cuenca de Rengos se apoya en el borde septentrional sobre el zócalo de forma discordante, mientras que en el resto, limita con fallas directas e inversas. Las principales estructuras observables son pliegues y fallas.

Las capas pertenecientes a esta cuenca, son generalmente capas poco plegadas con buzamientos suaves, a excepción de aquellas situadas en zonas afectadas por fallas, donde las capas tienden a verticalizarse.

La complejidad tectónica se hace evidente en el sector meridional y occidental; los pliegues son más frecuentes y apretados cuanto más cerca de la fractura que limita la cuenca hacia el W. La dirección principal de los pliegues es NE-SW y menos frecuente la dirección NW-SE.

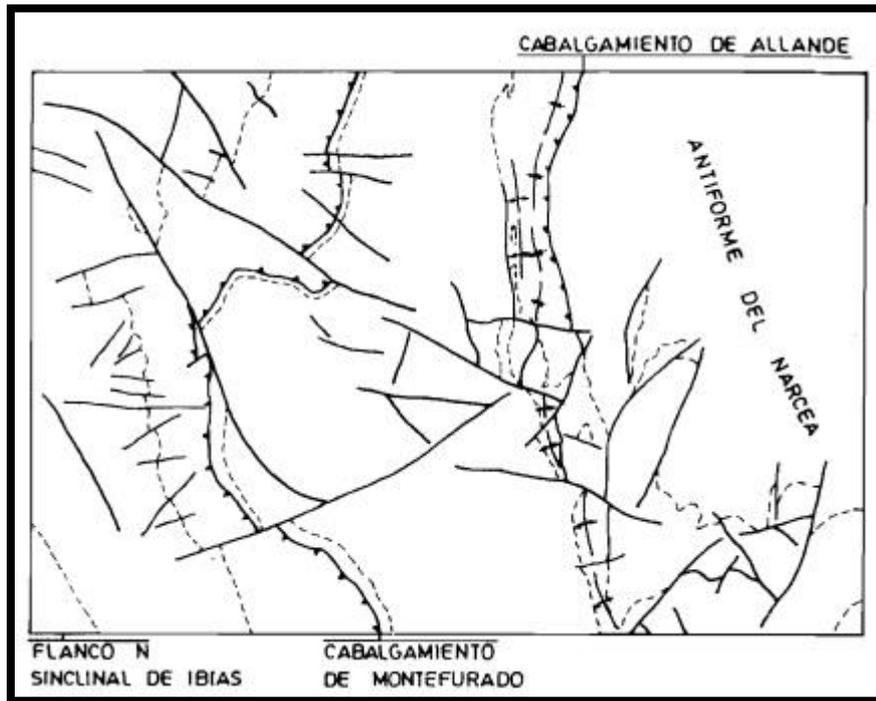


Figura 13 Esquema tectónico de la cuenca de Rengos (MAGNA)

La complejidad tectónica de la cuenca en su sector occidental está condicionada e influida por su ubicación en la zona de paso de la estructura Varisca denominada “cabalgamiento de Allande”, de dirección N-S, que penetra bajo los sedimentos estefanienses y aflora al Sur de Gedrez.

La fractura es de edad anterior al depósito Estefaniense (2ª Fase de Deformación Varisca), aunque posteriormente ha seguido desplazándose afectando a los depósitos de la Cuenca de Rengos hasta el punto que éstos se disponen cabalgantes sobre las rocas cambro-ordovícicas (Arenisca de Herrería y Caliza de Vegadeo) más antiguas. El contacto sur también limita por una falla inversa, desplazada a su vez, por fracturas transversales a ella.

Existen dos direcciones preferentes de fracturación, siendo la más frecuente la NE-SW que parece posterior a las demás, ya que no se ve afectada por ellas. La otra dirección es la E-W en la parte noroccidental y NW-SE en la esquina suroriental. Ambas son clasificadas como pertenecientes a una etapa tardiorogénica o una fase posthercínica. Posiblemente los movimientos alpinos, muy posteriores, hayan reactivado algunas de estas fracturas.



La falla que afecta a la zona de explotación, conocida como “falla de San Martín de Eiros”, ha sido definida por Vargas (1986) como una fractura de dirección NW-SE. Su detección se ha basado en la evidencia de la pérdida de la Capa Ancha 8^a, el Carbonero de la 8^a y la Dos Venas en la explotación de la Galería Estéril Sur (GES), donde el conjunto de materiales estaba fuertemente replegado y laminado de acuerdo con la dirección especificada.

Los datos del subsuelo, tanto de galerías como de sondeos, han permitido deducir la existencia de una fractura importante. Se trata de una falla de desgarre de carácter sinistral, con el plano inclinado unos 80° hacia el SW.

3.4 HISTORIA GEOLÓGICA

La historia geológica comienza por el depósito de los materiales precámbricos en un ambiente de aguas profundas como indican las facies turbidíticas. Esta sedimentación contiene un aporte de material volcánico, que se hace más abundante hacia el N. La deformación y erosión culminan esta etapa. Las deformaciones posteriores han impedido determinar y valorar la importancia de la deformación precámbrica, aunque se conoce con certeza la existencia de la deformación y erosión reflejada por la discordancia angular existente entre el Precámbrico y el Cámbrico Inferior.

La sedimentación Paleozoica comienza por el depósito de la Arenisca de Herrería o Cuarcita de Cándana, en unas condiciones fluviales, intermareales o submareales. Seguidamente comienza una serie carbonatada (Caliza de Vegadeo), cuyos materiales son de origen mareal (tidal flat). A techo, las facies de esta sucesión se vuelven neríticas. A continuación un nuevo material detrítico (Serie de los Cabos) comienza su depósito en aguas poco profundas, con facies de barra de arena, intermareales... Todo el conjunto representa una sedimentación en medio marino somero desde el Cámbrico Inferior, hasta el Ordovícico Inferior.

Todos los materiales del Precámbrico y del Paleozoico Inferior, han sido afectados durante la etapa del Carbonífero por la Orogenia Varisca, que dio lugar a una serie de deformaciones polifásicas con formaciones de pliegues de diferentes tipos, cabalgamientos y un metamorfismo regional de bajo grado. La denudación de gran magnitud de la Cordillera provocó que los materiales Precámbricos quedasen al



descubierto y seguidamente los sedimentos Estefaniense fuesen depositados sobre ellos, previamente deformados, originando de esta forma, una discordancia angular de elevado ángulo.

Las deformaciones tardías, relacionadas con el cierre del Arco Astúrico, afectan a todo el conjunto de materiales citados anteriormente, desarrollando la formación de estructuras longitudinales y transversales, de las cuales, las fallas son las de más importancia, pues pueden alcanzar un gran desarrollo.

3.5 HIDROLOGÍA

La zona de posible explotación se encuentra localizada en la cuenca hidrográfica del río Narcea, que se sitúa en la vertiente norte de la Cordillera Cantábrica. Hay que destacar que es un afluente por la izquierda del río Nalón, siguiendo una trayectoria general en sentido suroeste-noreste.

Este río tiene una superficie de cuenca de 1.135 Km² y una longitud de 123 Km, lo que hace que sea el segundo río asturiano de mayor longitud, siendo superado únicamente por el Nalón, en el cual desemboca. El río Narcea nace en las Fuentes del Narcea, en el concejo de Cangas del Narcea, a una altitud de 1.550 m. Los aforos de caudales de agua medidos en la localidad de Cornellana muestran un caudal medio anual de 43,41 m³/s, mientras que los caudales máximos y mínimos diarios son de 475 y 0,36 m³/s respectivamente.

Aunque a la zona de estudio solamente afecten los dos primeros tramos, hay que dividir el Río Narcea en tres tramos:

- Monasterio de Hermo - Rengos: En este tramo el Río Narcea discurre con dirección Este-Oeste entre las sierras de Degaña y la sierra de Casielles. Desde el punto de vista geológico, en este tramo atraviesa pizarras, areniscas del periodo Cámbrico y aglomerados, pizarra, arenisca y carbón de periodo Carbonífero.
- Rengos – Embalse de la Florida: Durante este trayecto, el Río Narcea toma dirección Suroeste-Nordeste, atravesando pizarras del Precámbrico y áreas restringidas del Carbonífero.



- Embalse de la Florida- Nalón: En este tramo el río describe amplias curvas hasta Miranda, donde toma la dirección Sur-norte hasta desembocar al Nalón en Forcines. Esta parte del Narcea discurre por la parte más occidental de la Región de pliegues y mantos, alternándose las pizarras, areniscas, calizas y dolomías del Paleozoico inferior.

Los principales afluentes del Narcea son por la parte derecha: el Naviego, el Pigueña, el Gillón, Antrago, Onón, Tuña y el Cauxa; y por la izquierda: el Nonaya, el río Arganza (en el que desemboca el río Pomar), el río Coto, el Gera y el río Muniellos.

3.6 HIDROGEOLOGÍA

La hidrogeología de la cuenca carbonífera de Rengos puede diferenciarse en función de la litología de los materiales presentes en ella.

Empezando desde las etapas más antiguas, los materiales previos al carbonífero no presentan características adecuadas como para almacenar y transmitir el agua subterránea, ya que el metamorfismo sufrido por estos materiales ha provocado la pérdida de su porosidad primaria, por lo que sus propiedades acuíferas son nulas.

Avanzando en las etapas geológicas, las rocas detríticas estefanienses de la cuenca de Rengos presentan unas mejores características acuíferas, ya que al no haberse producido su capacidad de almacenamiento es mayor. Por otro lado, en las formaciones más recientes existen aguas subálveas en los depósitos aluviales cuaternarios del Río Narcea.

La deformación sufrida por todos los materiales de la cuenca, y en mayor parte la sufrida por los materiales previos al Estefaniense, ha provocado la aparición de un gran número fracturas y esquistosidades que han dado lugar a un aumento del coeficiente de almacenamiento y de la circulación de agua subterránea. Las grandes fracturas actúan como colectores de las aguas que circulan en las redes de fracturas menores. Esto explica la existencia de un gran número de manantiales en el área. La importancia de estas fracturas es mayor cuando afectan a los materiales estefanienses o constituyen el contacto de estos con las formaciones más antiguas.



4. MODELIZACIÓN DE LA CAPA RUFINA

4.1 EXPLOTACIÓN HISTÓRICA DE LA CAPA RUFINA

Como se aprecia la figura 14, a partir de planos de labores antiguos, se ha determinado que la parte situada más al SE de la capa se encuentra ya explotada mediante minería subterránea. Esta parte coincide con el eje del sinclinal, donde la capa adquiere mayor profundidad.

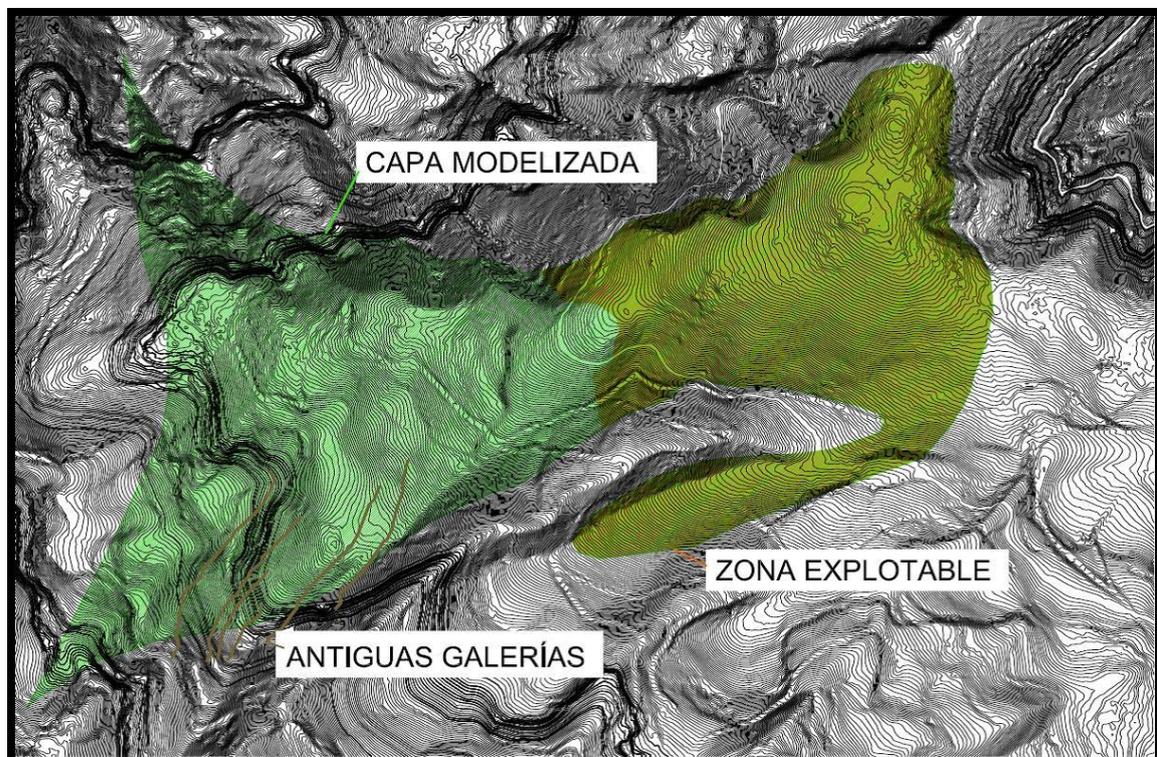


Figura 14 Labores antiguas de la capa Rufina (AutoCAD)

CARBONAR ha sido una empresa minera que ha sabido reinventarse, apostando en la última década por el uso de rozadora y entibación hidráulica autodesplazable, la cual le ha permitido obtener grandes rendimientos y aumentar la producción mediante la explotación de grandes capas de carbón. Esta rozadora permite arrancar prácticamente toda la potencia de la capa y el largo del frente, descargando el carbón sobre un transportador blindado situado debajo de ella, que extrae el carbón del tajo. Además tiene



la ventaja de que se encuentra apoyada sobre un sostenimiento desplazable, el cual se va avanzando controladamente mediante un sistema de cilindros hidráulicos después de la extracción y que ocasiona un posterior derrumbe controlado del techo.



Figura 15 Rozadora con estibación autodesplazable trabajando en Carbonar (Fotografía de CARBONAR)

Por el contrario, los planos de labores (figura 14) datan las galerías relacionadas con la explotación de la capa Rufina desde el año 1960 hasta los años 80, por lo tanto se puede saber que el método de explotación llevado a cabo fue el de talleres manuales, tanto con martillo manual como neumático a última hora. Además las características de la capa Rufina harían inviable su mecanización por aquel entonces.

Para iniciar la explotación de una capa de carbón mediante este método, inicialmente se realizan dos guías (galerías en carbón en dirección de la capa), la de cabeza en la parte superior, y la de base, en la inferior. Una vez realizadas las dos guías, se perfora una chimenea ascendente que marcará el inicio del taller. Este taller inicialmente se empezará abriendo una calle en la parte inferior, que irá adelantada respecto a las situadas en zonas más altas. En el caso de que el frente de taller abarque de todo el espacio entre las dos guías, se dice que el taller se lleva de rasgado. Estas dos guías son muy importantes desde el punto de vista de la ventilación, ya que en este tipo de talleres se realiza por normativa en sentido ascendente. Para cumplir esto, es necesario



mantener la comunicación entre las guías por el frente, haciendo que circule el aire y evitando el paso del aire a través de la parte hundida. En estos talleres, el arranque se realizaba de forma manual mediante martillo picador (neumático), sostenimiento con madera y hundimiento controlado del post-taller mediante llaves de madera. Una vez arrancado el carbón del frente se procede a realizar el sostenimiento inmediato del hueco generado. Este se realiza mediante piezas de madera, fundamentalmente pino y eucalipto que se colocan perpendicularmente a los estratos. La cabeza de la pieza se apoya sobre un bastidor que se coloca en el techo. La parte plana del bastidor se apoya sobre el techo mientras que la parte cilíndrica es en la que se encaja la pieza previamente cabeceada. A este procedimiento de sostenimiento, cuando el bastidor une varias piezas paralelas al frente se le denomina jugada. El espacio comprendido entre varias hileras consecutivas de jugadas se denomina calle y tiene una anchura en torno a 1 m.



*Figura 16 Minero posteando la pieza cabeceada en el bastidor de techo
(Fotografía de CARBONAR)*

Dentro del taller, en el caso de capas con buzamientos superiores a 20° el transporte del carbón se realiza por gravedad mediante chapas metálicas colocadas sobre el muro, descargando posteriormente sobre una compuerta que descarga en un vagón o sobre transportador blindado. En el caso de buzamientos inferiores a 20° el carbón se extraerá mediante transportadores blindados.



4.2 SURPAC

El programa Surpac es un software líder mundial dentro de la industria minera con más de 3000 licencias usadas en más de 85 países. Este software tiene aplicaciones en todas las etapas del ciclo de la producción minera, desde la estimación de reservas, planificación, producción y la restauración del medio ambiente. Algunas de las áreas que abarca son:

- Modelización de reservas
- Diseño y planificación tanto de minería a cielo abierto como subterránea
- Topografía subterránea y de superficie
- Control de leyes
- Modelo de bloques
- Producción minera y planificación
- Herramientas para exploración (Geoestadística avanzada)
- Módulos para bases de datos de sondeos
- Cálculo de escombreras

En este proyecto, se va a utilizar con la licencia de uso de la Escuela de Minas, Energía y Materiales de Oviedo, para la modelización de una capa de carbón, cálculo de sus reservas y en último lugar diseño y planificación de su explotación.

4.3 TOMA DE DATOS

Para la correcta modelización de la capa Rufina mediante el programa Surpac, fue necesario realizar previamente un estudio e interpretación geológica del comportamiento de esta respecto al terreno. Para ello, como se va a explicar posteriormente fue necesario realizar labores de trabajo de campo, consulta a antiguos trabajadores y estudio de antiguos documentos relacionados con la explotación en interior de esta capa.



4.3.1 TRABAJO DE CAMPO

Esta ha sido una de las fases más importantes de todo el proyecto, ya que nos ha permitido localizar e identificar en el mapa todos los afloramientos presentes en la zona. Para la realización de esta fase se ha partido de documentación de CARBONAR (figura 17), en la cual se indicaba la localización de algunos afloramientos y de antiguas explotaciones que presumiblemente habían explotado la capa de estudio.

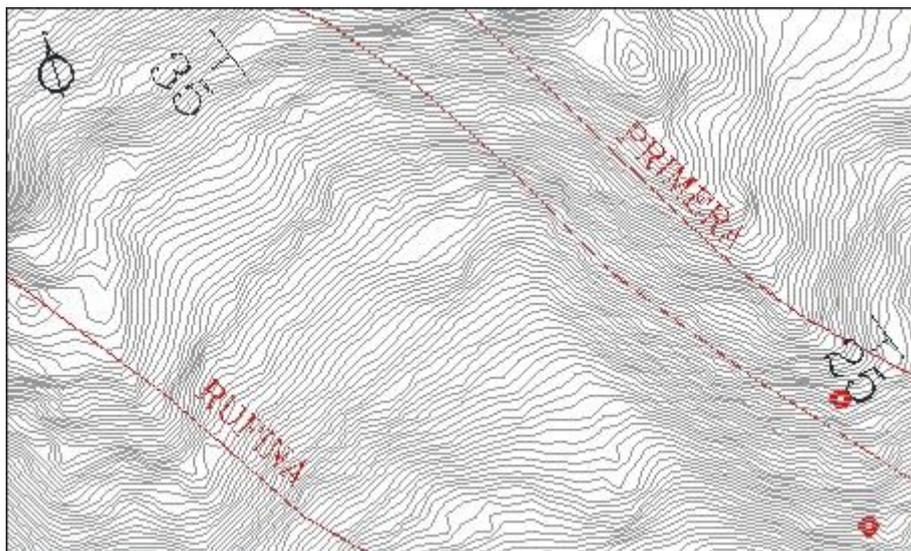


Figura 17 Mapa con afloramientos de las capas del paquete superior (AutoCAD)

Con el objetivo de complementar esta información inicial para una posterior modelización más precisa, durante esta fase se ha visitado la zona de posible explotación, donde se realizó un trabajo de identificación de capas, de las cuales se han tomado sus buzamientos y direcciones a partir de los afloramientos. Estos datos han sido determinados en el campo mediante el uso de la brújula de geólogo y situados sobre el mapa, una vez conocida la posición mediante medición con GPS. Una vez localizados, se ha seguido la trayectoria de estos para delimitar la capa lo máximo posible.



Figura 18 Afloramiento de la Capa Rufina (Fotografía de autor)

4.3.2 TRABAJO DE GABINETE

Esta fase dentro del estudio de la capa Rufina ha sido también muy importante, ya que es en la que se han determinado los parámetros finales que se van a introducir en el programa Surpac para la modelización de la capa.

Para ello a partir del estudio e interpretación de los datos de afloramientos, buzamientos y direcciones determinados previamente, se ha podido identificar cuales pertenecían a cada una de las capas del paquete superior de la cuenca carbonífera de Rengos. Además de los datos obtenidos en el campo, también se han utilizado los datos obtenidos a partir de dos sondeos realizados por Carbonar a finales del siglo XX (figura 19), en los cuales se pueden apreciar qué capas atraviesa cada uno y a la cota a la que lo hacen.

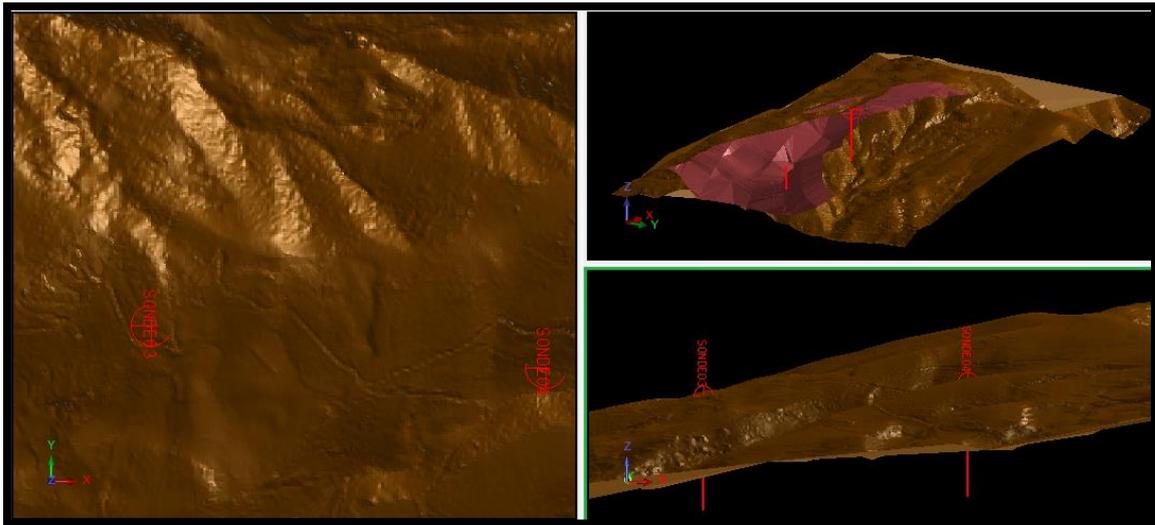


Figura 19 Sondeos 3 y 4 de CARBONAR (Surpac)

Estos sondeos, dirigidos al estudio de las capas para su explotación mediante minería subterránea, han permitido conocer el comportamiento de la capa Rufina en ambos puntos. Por lo tanto, a partir de la estratigrafía de ambos sondeos se ha podido conocer lo siguiente:

- Sondeo 3: Este sondeo se encuentra localizado muy cerca de los afloramientos de la capa, por lo que al cortarla a 100 m, ha permitido conocer la gran pendiente que alcanza la capa en ese punto.
- Sondeo 4: Es de los dos el sondeo que más información aportó a la hora de delimitar la capa, ya que a diferencia del sondeo 3, este no corta a la capa Rufina. Este hecho provocó la necesidad de consultar a un experto para una interpretación más exacta del comportamiento de la capa en esta zona.

Por lo tanto, debido a la poca información que en un principio proporcionaban estos sondeos, fue necesario concertar una cita con el antiguo jefe de oficina técnica, Enrique Rodríguez García (prejubilado), el cual fue de gran ayuda, ya que aclaró todas las dudas existentes acerca de la identificación de afloramientos y delimitaciones de la capa, así como interpretación del comportamiento de la capa en los sondeos. El resultado de esta visita ha sido especialmente interesante por lo siguiente:

- Ha permitido conocer que la Capa Rufina en su parte “Occidental” adquiere la forma de un sinclinal, lo cual coincide con la información obtenida en



el “Sondeo 3” de la gran pendiente de la capa en esa zona, y con los planos de labores antiguos que indicaban la explotación de la parte baja de dicho sinclinal.

○ En el caso del sondeo 4, el hecho de que no cortase la capa Rufina viene dado porque este fue realizado en una de las laderas de una vaguada, cortando a las mismas capas que el sondeo 3 excepto a la capa Rufina. La explicación de este hecho viene dada porque la capa Rufina pasaría por encima del sondeo. En tiempos pasados la parte de la capa que afloraba en la vaguada fue erosionada quedando solamente los afloramientos en las laderas.

Como se explicará posteriormente, dentro de este trabajo de gabinete, también se ha podido conocer a partir de antiguos planos de labores (figura 14) y también con la ayuda del antiguo jefe de la oficina técnica, que la parte más suroccidental de la capa Rufina (parte baja del sinclinal) se encuentra ya explotada mediante minería de interior. Este matiz ha sido de gran ayuda, ya que ha permitido delimitar con más precisión la zona explotable de la capa para el futuro diseño de la explotación. Por lo tanto, el resultado de este trabajo de gabinete una vez aclaradas todas las dudas, ha hecho posible conocer con mayor precisión el comportamiento de la capa con respecto al terreno.

4.4 MODELIZACIÓN DE LA CAPA CON SURPAC

4.4.1 CARACTERÍSTICAS

La capa de interés en este proyecto, como ya se ha comentado, es la capa Rufina. Esta capa como ya se ha visto previamente, se encuentra localizada dentro del paquete superior por debajo de Dos Venas y por encima de la Segunda. Se estima que tiene una potencia media de unos 50 cm, lo cual no la hace una capa potente, pero su cercanía a la superficie hace interesante el estudio de su posible explotación a cielo abierto. Además se conoce que el carbón de esta capa es de gran calidad, por su contenido en cenizas, volátiles y azufre, lo que puede incrementar su precio por encima del valor medio de los productos que se están comercializando hoy en día en CARBONAR, generando una mayor expectativa de rentabilidad.



4.4.2 REPRESENTACIÓN DE LA CAPA

Esta capa, como se ha visto previamente en el apartado de datos, se ha modelizado dentro de un contorno del cual los datos recopilados en el trabajo de campo y trabajo de gabinete se pueden considerar fiables.

Por tanto, finalmente este contorno, que marca los límites de la capa, se ha generado a partir de:

- Datos topográficos antiguos
- Los afloramientos determinados en el trabajo de campo.
- La medición de buzamientos y direcciones en los afloramientos de esta capa.

Los puntos de relleno del modelo de la capa se tomaron a partir de los datos que nos arrojan los sondeos 3 y 4, junto con una interpretación geológica a partir de la consulta a expertos, como fue el caso del antiguo jefe de la oficina técnica. De esta forma, se ha estimado un buzamiento medio de unos 20° en dirección NE-SW. Por esta razón la mayor parte de los afloramientos se produce en la parte NE de la concesión. Por lo tanto, una vez recogidos todos los datos posibles acerca de la capa, se procede a la modelización de esta mediante el software Surpac obteniendo el resultado de la figura 20.

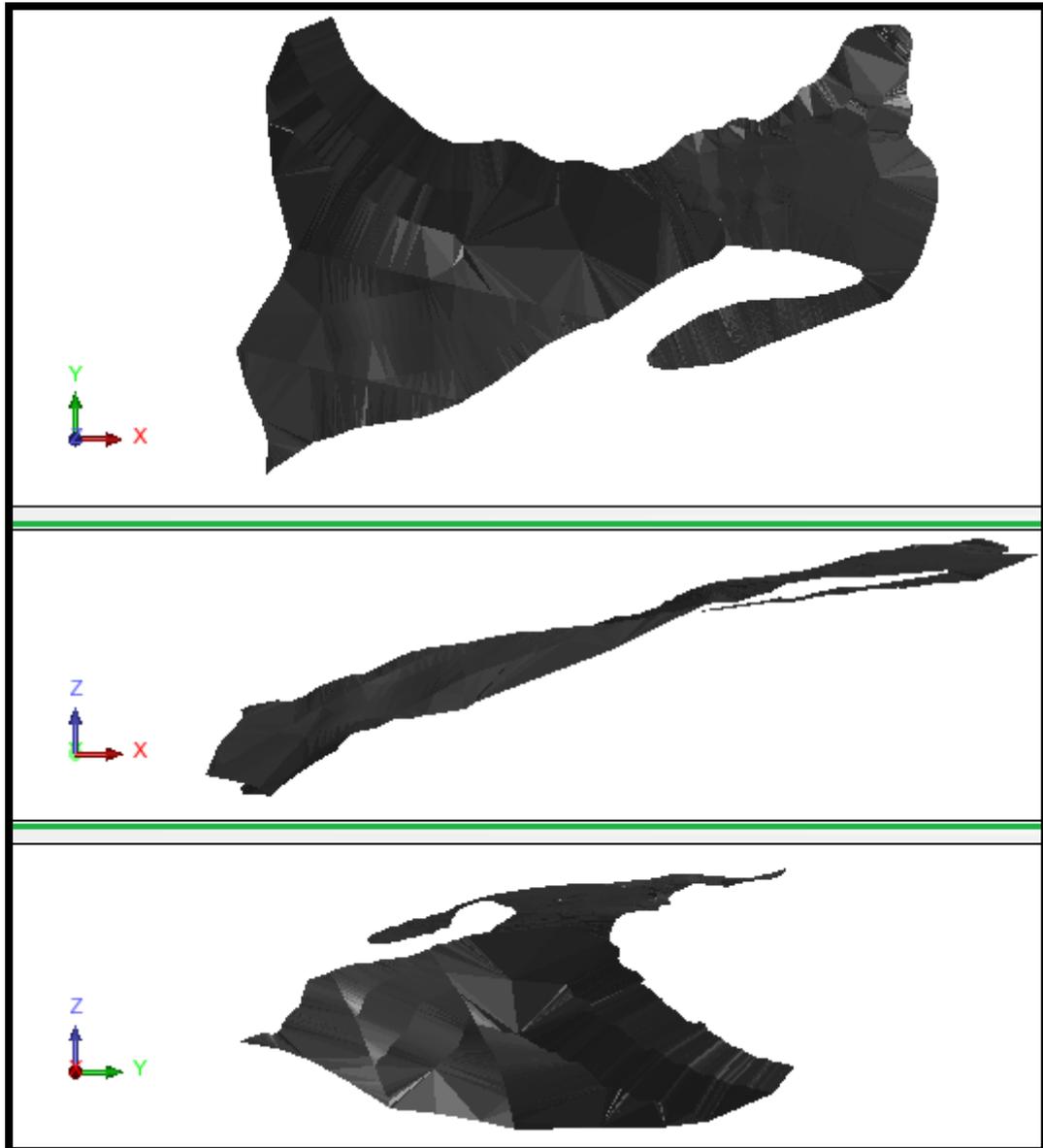


Figura 20 Modelización de la capa Rufina con Surpac

Para la interpretación del comportamiento de la capa, esta se puede separar en dos sectores bien diferenciados según la figura en los ejes X-Y:

- ❖ Sector Oeste: En esta parte la capa forma un sinclinal. Esto ha sido posible de determinar a partir de las direcciones y buzamientos tomados en los afloramientos, junto con dos cortes geológicos que han permitido realizar una mejor interpretación de esta parte de la capa. Otro dato clave para caracterizar la capa ha sido el “Sondeo 3”, el cual corta a la capa muy cerca del afloramiento a una profundidad de 100 m, lo que hace ver que hay una gran pendiente en esa



zona. Esta parte de la capa ya ha sido explotada antiguamente mediante minería subterránea debido a la profundidad que alcanza en la parte más baja del sinclinal. Por lo tanto, gran parte del carbón aquí presente ya ha sido extraído, lo que hace que no se vaya a considerar para una posible explotación a cielo abierto.

❖ Sector Este: Esta es la parte de la capa que adquiere una mayor cota, al igual que el terreno, adquiriendo una mayor regularidad y una pendiente más constante. Además, la parte de la capa situada más al noroeste, se encuentra muy bien delimitada por los afloramientos, lo que permite una gran precisión en cuanto a cálculo de buzamientos y dirección de la capa. En la parte más al sur de este sector Este, donde el afloramiento hace una curva, se ha tenido que realizar una interpretación geológica como se comentó anteriormente, ya que en esa zona se encuentra una vaguada en cuya ladera se tomó hace tiempo un sondeo (Sondeo 4), el cual no cortó a la capa Rufina. Este factor permitió conocer que la capa pasaba a una cota superior a la que se realizó el sondeo. Por lo tanto, la resolución final fue que la capa en ese punto afloraba por encima del sondeo, erosionándose parte de ella que se encontraba aflorando en la vaguada, y quedando por lo tanto los afloramientos en el terreno. De ahí la forma de “lengua” que adquiere la capa en esa zona.



5. DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN

Una vez que se conoce como es la morfología de la capa respecto al terreno y que se ha delimitado cual es la zona donde se encuentran los posibles recursos minerales de interés, se procede a diseñar a modo de anteproyecto cual vendría a ser el proceso de explotación de la capa Rufina. Para ello se diseña una corta de carbón, más concretamente una descubierta, que alcance una profundidad inicialmente considerada como adecuada para considerar como reserva esa parte de la capa, que permitirá conocer los volúmenes que son necesarios extraer. A partir de estos volúmenes se determina el ratio de explotación que dictaminará finalmente si con la explotación diseñada estos recursos podrían pasar a ser reservas, es decir, ser económicamente explotables. Dicha explotación se ha planteado llevar a cabo mediante minería de transferencia con almacenamiento intermedio.

En este caso, dicha corta consiste en una descubierta, un método de explotación a cielo abierto dentro de la minería de transferencia, utilizado en yacimientos tumbados u horizontales con recubrimientos de estéril inferiores a los 50 m. Para llevar a cabo este método, se realiza el avance unidireccional de un frente único en el que se realiza el arranque del estéril, que será vertido posteriormente en el hueco generado por las fases anteriores. Una vez retirado el banco de estériles se lleva a cabo la extracción del carbón situado a muro de este. La maquinaria utilizada en este método para el arranque del carbón, en el caso de minas pequeñas como en este caso, son equipos convencionales como tractores de orugas, excavadoras hidráulicas... Finalizada la extracción del primer módulo, se procede a la extracción del siguiente, mientras que el hueco del primer módulo es rellenado con el material que se va extrayendo de este

5.1 FASES DE LA EXPLOTACIÓN

La explotación de esta capa acogerá cuatro fases principales:

- Fase de desmonte
- Fase de retirada de estériles
- Fase de explotación de la capa
- Fase de relleno



Estas cuatro fases se representan en la Figura 21 a modo de ejemplo de cómo sería la explotación de la corta, aunque en apartados posteriores se explicará de forma más detallada con todo el diseño modelizado acorde a la explotación del proyecto.

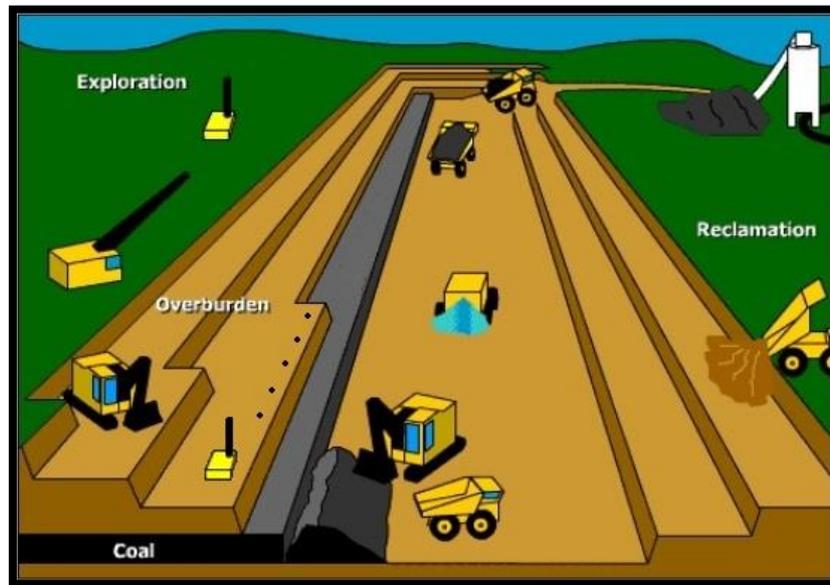


Figura 21 Esquema de una corta de carbón con sistema continuo de explotación y relleno (Harraz, 2016)

En la figura 21 se muestra a modo de esquema como en el caso del cielo abierto de CARBONAR el sistema de explotación va a ser discontinuo. A modo de explicación general y siguiendo las fases anteriormente comentadas, en primer lugar se realiza el desmonte para almacenar y guardar ese suelo, de tal manera que queda al descubierto el macizo de estéril. Este macizo se extrae dejando al descubierto un volumen suficiente de la capa de carbón que será extraído posteriormente. Una vez generado un hueco lo suficientemente grande se procede al relleno simultáneo mediante el estéril extraído en el avance.

5.1.1 DESMONTE

Esta fase inicial consiste en retirar el suelo o tierra vegetal que componen la capa más superficial del terreno. Para ello es necesario inicialmente realizar unas operaciones



de deforestación y desbroce que permitan acceder al suelo. Una vez finalizadas estas operaciones, se procede a la retirada de la tierra vegetal, que se almacenará en un vertedero especial diseñado, que se explicará más adelante, con el objetivo de ser utilizada posteriormente en la restauración. En este caso, se supone para los cálculos la retirada de los 40 cm iniciales de terreno que abarcan los horizontes A y B del suelo.

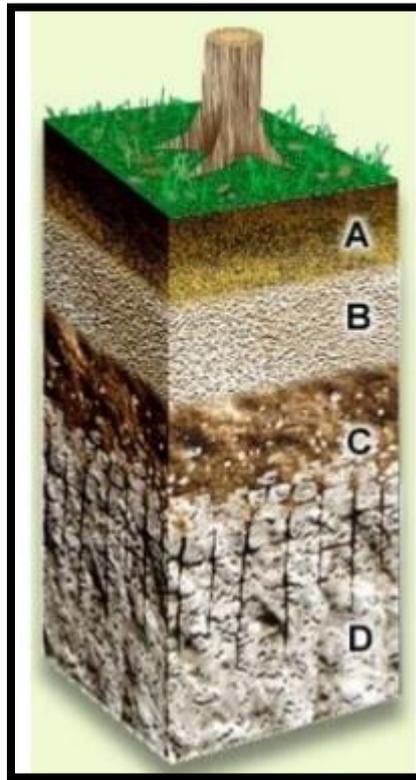


Figura 22 Representación de los horizontes del suelo

El horizonte A o de lavado, de color oscuro debido a la presencia del humus, constituye la capa más superficial del suelo, en la que existe una abundancia de raíces y los microorganismos animales y vegetales. Por otro lado, en el horizonte B o de precipitación, se acumulan las arcillas que han sido arrastradas por el agua del horizonte A. Este horizonte tiene un color más claro que el anterior y está constituido por humus mezclado con fragmentos de rocas.

Esta fase de desmonte y almacenamiento es muy importante debido al elevado valor que tiene el suelo, ya que los horizontes A y B tardan siglos en formarse. Como se verá posteriormente, en la fase final de relleno, el factor de mayor interés es conseguir que el área quede integrada con su entorno desde el punto de vista paisajístico, e incluso,



en lo posible, recuperar los usos agrícolas o ganaderos anteriores a la minería. Para conseguir esto, lo más importante es evitar la pérdida de la cobertura edáfica (horizonte A y B), la cual se almacena separada del resto del material extraído de la mina durante el periodo productivo. Por esta razón se ha diseñado un vertedero independiente en una zona cercana a la explotación, evitando así la necesidad de traer tierra vegetal de otras áreas ya que se verían afectadas por la misma problemática.

Por tanto, si una vez que se extrae se almacena, puede ser utilizado más tarde como recubrimiento de labores mineras. De esta manera, a pesar de que pueda sufrir una cierta degradación con el tiempo, como puede ser apelmazamiento, aumento de la densidad, decrecimiento de la capacidad de acumular agua... estos suelos son la mejor opción para restablecer el ecosistema vegetal y microbiano existente antes de la actividad minera. En este caso para posteriores cálculos relacionados con el diseño de dicho vertedero, se supone un factor de esponjamiento de la tierra en el vertedero de 1.2 (Franquet Bernis et Al, 2010).

5.1.2 RETIRADA DE ESTÉRILES

Una vez realizado el desmonte, se debe realizar la extracción del macizo situado en el techo de la capa (Figura 21). Esto se irá haciendo de tal manera que cuando el frente de estériles deje al descubierto una superficie adecuada del techo de la capa, se procederá a la retirada de esta. El avance del frente de estéril se irá avanzando, siempre que la distancia de frente no sea excesiva, en toda su longitud mediante bancadas, es decir con frente único.

Esta fase se llevará a cabo mediante módulos de 250 m de longitud, de tal forma que en la explotación del primer módulo los estériles se van a almacenar en el vertedero total diseñado por CARBONAR para la explotación del resto de capas del paquete superior. Una vez extraído el carbón de este módulo, se procede al avance del siguiente módulo y relleno del hueco generado anteriormente. Para el relleno de los huecos se utilizarán los estériles extraídos de los módulos posteriores, de forma que solamente en la fase final donde el volumen de estéril no sea suficiente se traerán desde el vertedero total los estériles extraídos en el primer módulo.



Como se ha explicado brevemente en el inicio del apartado 5.1, en el caso de la explotación a cielo abierto de CARBONAR se plantea llevar a cabo un sistema discontinuo de arranque del macizo de estériles, esto quiere decir que las tres fases (arranque, carga y transporte) se realizan independientemente unas de otras. Dentro del sistema de explotación del macizo de estériles el método de arranque se determinará en función de la geotecnia del terreno. Por esta razón se han estudiado las características que tiene dicho terreno inmediatamente superior a la capa Rufina, para posteriormente determinar cuál es el método más adecuado. Mientras tanto, la carga y transporte se puede establecer como predeterminada de inicio, mediante el uso de palas frontales y retroexcavadoras para la carga del material y volquetes para su transporte hasta vertedero.



Figura 23 Transporte mediante volquetes en una corta de carbón

Dentro de este proyecto, hay que destacar que no se ha realizado el diseño del vertedero total de almacenamiento de estériles, ya que este proyecto consiste en una ampliación de la explotación inicialmente planificada por CARBONAR para otras capas del paquete superior, de tal manera que los estériles retirados en la explotación de la capa Rufina serían almacenados en el vertedero general ya proyectado. Por esta razón en este proyecto solamente se ha realizado la ampliación de dicho vertedero para el volumen correspondiente al volumen máximo a almacenar durante la fase de relleno, en este caso el retirado del segundo módulo de explotación. Dicha ampliación se ha realizado en



función a los parámetros de diseño y de estabilidad ya preestablecidos para el resto del vertedero.

5.1.2.1 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO SUPERIOR A LA CAPA

Según los estudios llevados a cabo por CARBONAR, se ha determinado un macizo rocoso constituido por varias rocas, dentro de las cuales hay que destacar dos formaciones predominantes de areniscas y pizarras de competencia variable sobre la capa de carbón. Dentro del estudio se han obtenido a partir de ensayos sísmicos que tanto las areniscas como las pizarras tienen una velocidad de propagación sísmica “in situ” de 3300 y 3500 m/s respectivamente. Teniendo en cuenta las continuas intercalaciones de estas dos formaciones como un solo macizo, se consideran como propiedades medias de ambas litologías una resistencia a compresión simple de 90 MPa y a tracción de 9 MPa.

El índice RQD obtenido a partir de la recuperación de los testigos es de 80 y además, cuenta con una familia de diaclasas. Por lo que a partir de este valor del RQD se determina como es el macizo (figura 24).

RQD (%)	Calidad
<25%	Muy Mala
25-50%	Mala
50-75%	Regular
75-90%	Buena
90-100%	Excelente

Figura 24 Determinación de la calidad del macizo según el RQD (Modificado de Aparicio, 2015)

Cabe destacar que dichas diaclasas son limpias, secas, onduladas y rugosas, y además presentan una ligera alteración. Otra característica importante es que presentan



una apertura de 1 mm y su separación entre es de entre 0.6 y 2 metros. El tamaño de bloques es medio, presenta una disposición estructural ligeramente favorable y se consideran moderadamente abrasivas ambas rocas.

5.1.2.2 SELECCIÓN DEL TIPO DE ARRANQUE POR VARIOS MÉTODOS

Una vez realizado el desmonte del suelo vegetal, la fase de arranque del macizo de estériles es por necesidad la siguiente operación a llevar a cabo. En el caso de la minería a cielo abierto de carbón, esta fase consiste en fragmentar el macizo situado a techo de la capa a un tamaño adecuado para su posterior manipulación por los equipos de carga y transporte necesarios para su acarreo hasta el vertedero total de estériles. La selección del método de arranque depende de las propiedades del macizo rocoso anteriormente comentadas, la disponibilidad de medios técnicos y las exigencias en la calidad de la materia prima. La fragmentación de la roca puede efectuarse por dos métodos:

- Perforación y voladura: Mediante la energía liberada por los explosivos colocados en el interior de los barrenos perforados previamente en el macizo rocoso.
- Excavación mecánica: A través de la acción mecánica de una herramienta montada sobre un equipo, como es el caso de una retroexcavadora, tractor, bulldócer, mototraílla o un martillo hidráulico.

Elegir correctamente el método de arranque del macizo de estériles constituye un aspecto esencial que garantiza el éxito de dicho proceso además de un gran incremento del rendimiento. Por lo tanto, se ha determinado en base a diferentes criterios cuál de estos dos métodos de fragmentación es el más adecuado para este terreno.

5.1.2.2.1 *Velocidad sísmica*

Mediante la medición de la señal sísmica producida por un foco emisor en diferentes puntos alineados sobre el macizo a distancias conocidas, se determina la diferencia de tiempos de llegada a los distintos puntos, por lo que una vez conocido el tiempo y la distancia es posible calcular la velocidad de propagación de la onda sísmica,



es decir, la velocidad con la que se transmiten las ondas sísmicas a través del macizo rocoso.



Figura 25 Medición in situ de la velocidad sísmica (Fotografía de CARBONAR)

De esta manera, a partir de una gráfica elaborada (figura 26) por la empresa Caterpillar, teniendo en cuenta el tipo de rocas y las velocidades obtenidas en las pruebas realizadas en el macizo, se determina que método de arranque es el más adecuado.

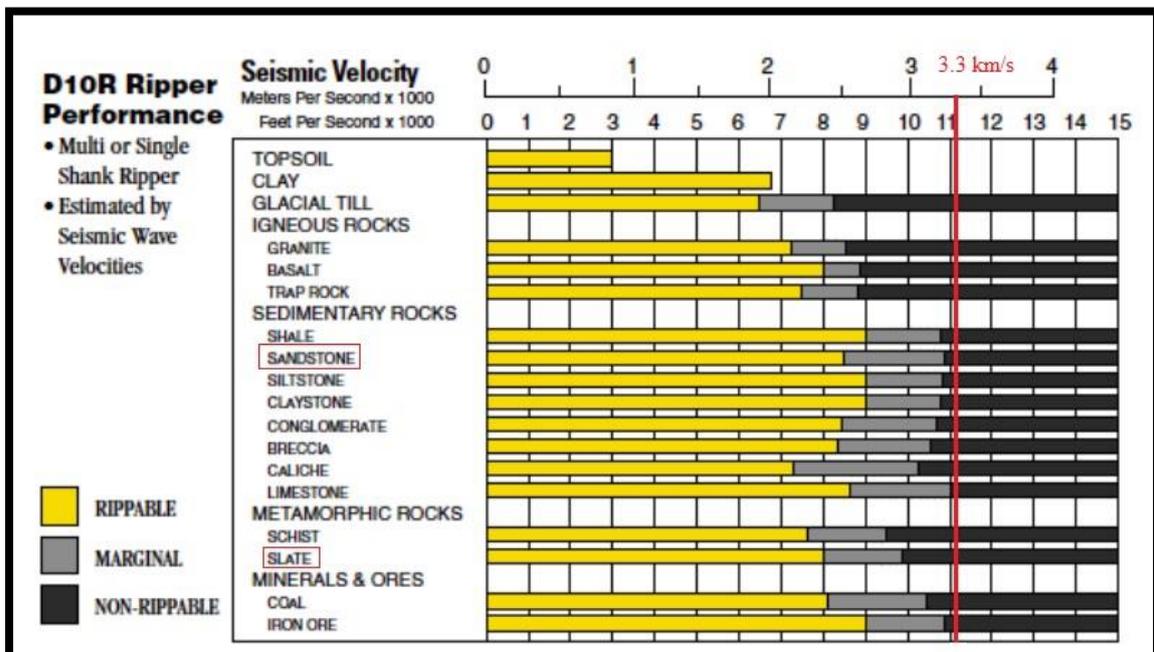


Figura 26 Selección del método en función de la velocidad sísmica (Modificado de Caterpillar, 2000)



Como en este caso el macizo está compuesto por areniscas y pizarras con velocidades sísmicas de 3 y 3.5 km/s respectivamente, se ve como para ambos casos el macizo no es ripable, esto quiere decir que es necesario un arranque mediante perforación y voladura (drill and blast).

5.1.2.2.2 Criterio de Franklin, Pettifer y Fookes (1994)

Consiste en determinar el método de arranque del estéril a partir del gráfico de la figura 27. Para ello se entra en la gráfica en el eje de abscisas con el valor del índice de carga puntual, que a partir de la resistencia a compresión simple se ha considerado entre 3 y 10, y con el valor del espaciamiento entre discontinuidades en el eje de ordenadas, y así se obtiene el método de arranque adecuado.

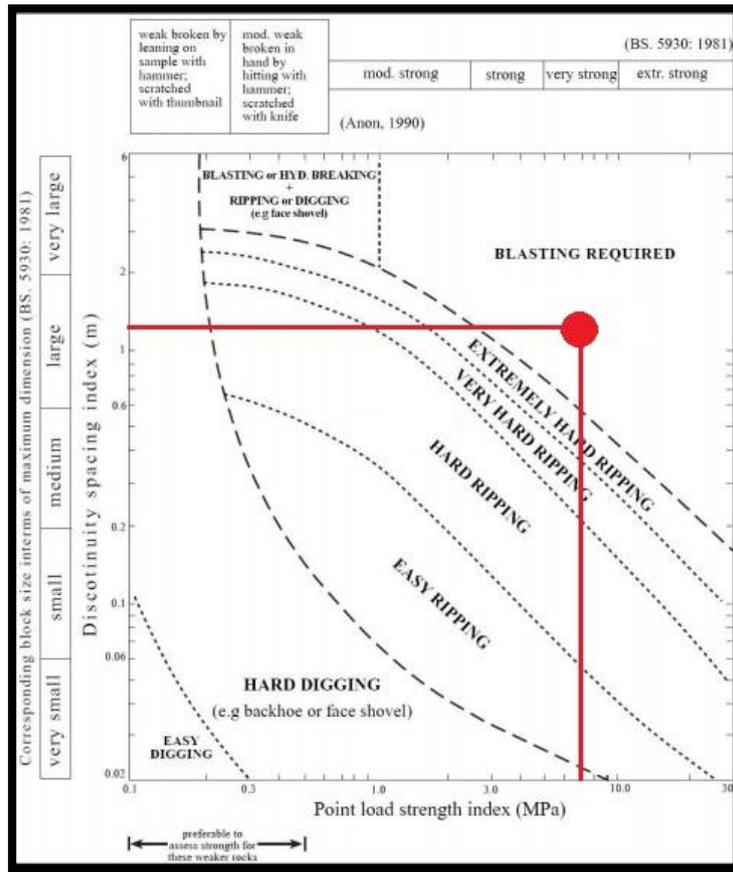


Figura 27 Gráfico de Franklin, Pettifer y Fookes (Modificado de Pettifer & Fookes, 1994)

Según estos autores el método de arranque propuesto por estos autores es la voladura.

5.1.2.2.3 Criterio de Hadjigeorgiou y Scoble (1988)

Para este criterio se utilizan las propiedades del terreno de dos formas distintas, para obtener dos índices de excavabilidad. Ambos índices se obtienen a partir de los valores de la figura 28.



C L A S E	1	2	3	4	5
RESISTENCIA BAJO CARGA PUNTUAL : I _s (50) Valoración (I _s)	0,5 0	0,5 - 1,5 10	1,5 - 2,0 15	2,0 - 3,5 20	> 3,5 25
TAMAÑO DE BLOQUE J _v (Juntas/m ³) Valoración (B _s)	Muy Pequeño 30 5	Pequeño 10 - 30 15	Medio 3 - 10 30	Grande 1 - 3 45	Muy Grande 1 50
ALTERACION Valoración (W)				0,9	1,0
DISPOSICION ESTRUCTURAL RELATIVA Valoración (J _s)	Muy Favorable 0,5	Favorable 0,7	Ligeramente Favorable 1,0	Desfavorable 1,3	Muy Desfavorable 1,5
VALORACION I _E Facilidad de Excavación	Muy Fácil < 20	Fácil 20 - 30	Difícil 30 - 45	Muy Difícil 45 - 55	Voladura > 55

Figura 28 Tabla de cálculo del índice de excavabilidad de Hadjigeorgiou y Scoble (Modificado de Aduvire et Al, 2013)

El primer índice consiste en sumar los valores correspondientes a cada propiedad del terreno mostrados en la figura 28 para obtener el valor total que indica en qué intervalo del índice de excavabilidad se encuentra el macizo.

$$I_E = 25 + 30 + 0.9 + 1 = 56.9$$

Los valores obtenidos de la tabla se consiguen teniendo en cuenta que el valor de la resistencia de la roca a compresión simple es de 90 MPa, el tamaño de bloque es medio, además las discontinuidades presentan una ligera alteración y la disposición relativa de los bloques inclinados según la dirección de arranque es ligeramente favorable. En este caso el valor total obtenido es de 56.9, por lo que acorde a la tabla de la figura el método de fragmetación más adecuado es la voladura.

El segundo índice dentro de este criterio, consiste en el cálculo del índice de excavabilidad mediante la siguiente fórmula:

$$I_E = (I_P + B_S) \cdot W \cdot J_S$$

Siendo los componentes de la fórmula lo siguiente:

I_P = parámetro que depende de la resistencia de la roca bajo carga puntual (I_{50}).



B_s = parámetro que depende del número de juntas por metro cúbico (J_v).

W = parámetro que depende del estado de alteración.

J_s = valor de la disposición relativa de los bloques inclinados según la dirección de arranque.

Sustituyendo en la fórmula los valores de la tabla de la figura 21 se obtiene el índice de excavabilidad.

$$I_E = (25 + 30) \cdot 0.9 \cdot 1 = 49.5$$

Por tanto, este autor establece que es muy difícil ripar este terreno, por lo que al igual que en el método anterior se considera que el método de excavación más adecuado es la voladura.

5.1.2.2.4 CRITERIO DE WEAVER (1975)

Este criterio consiste, al igual que el anterior, en la determinación del índice de excavabilidad que se va a introducir en la tabla de la figura 29 para conocer cuál es el método más adecuado. En este caso, para el cálculo del índice de excavabilidad de Weaver también se han tomado los valores en la tabla según las siguientes propiedades del terreno: Velocidad sísmica de las rocas es superior a 3000 m/s, por lo que se toma el valor asignado a más de 2150 m/s. Se trata de una roca dura, ligeramente alterada, con un espaciamiento entre juntas de entre 600 y 2000 milímetros y una separación de 3 milímetros. La disposición estructural es ligeramente favorable, por lo que se toma el valor referido a una orientación de dirección y buzamiento poco desfavorable.

Por lo tanto, sumando todos los valores correspondientes a cada característica, se obtiene el siguiente resultado:

$$I_{\text{weaver}} = 26 + 2 + 7 + 25 + 3 + 4 + 10 = 77$$



Fig.1 Rippability Rating Chart

Rock class	I	II	III	IV	V
Description	Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock
Seismic velocity (m/s)	>2150	2150-1850	1850-1500	1500-1200	1200-450
Rating	26	24	20	12	5
Rock hardness	Extremely hard rock	Very hard rock	Hard rock	Soft rock	Very soft rock
Rating	10	5	2	1	0
Rock weathering	Unweathered	Slightly weathered	Weathered	Highly weathered	Completely weathered
Rating	9	7	5	3	1
Joint spacing (mm)	>3000	3000-1000	1000-300	300-50	<50
Rating	30	25	20	10	5
Joint continuity	Non continuous	Slightly continuous	Continuous-no gouge	Continuous-some gouge	Continuous-with gouge
Rating	5	5	3	0	0
Joint gouge	No separation	Slight separation	Separation <1mm	Gouge <5mm	Gouge >5mm
Rating	5	5	4	3	1
Strike and dip orientation	Very unfavourable	Unfavourable	Slightly unfavourable	Favourable	Very favourable
Rating	15	13	10	5	3
Total rating	100-90	90-70*	70-50	50-25	<25
Rippability assessment	Blasting	Extremely hard ripping and blasting	Very hard ripping	Hard ripping	Easy ripping

Figura 29 Tabla de cálculo del índice de excavabilidad de Weaver (Modificado de Weaver, 1975)

El resultado de la suma de cada uno de los valores señalados es 77, por lo que como se aprecia en la figura 29 es un terreno extremadamente difícil de fragmentar de manera directa, así que se precisa de voladura.

Una vez analizadas las propiedades del terreno, mediante cada uno de estos criterios, se ha decidido en base a los resultados obtenidos que el método de arranque más adecuado para la retirada de los estériles es la voladura en banco.

De esta forma, cada módulo de explotación estará compuesto por una serie de voladuras que permitirán descubrir el carbón para posteriormente ser extraído. Dichas voladuras deben tener una altura máxima de banco de 12 m, determinada por la estabilidad de los taludes generados. Para obtener el máximo rendimiento utilizando éste método, se debe realizar un diseño óptimo de la voladura, retirando la máxima cantidad



de estériles posible sin llegar a la capa de carbón, para así conseguir los mayores beneficios posibles.

5.1.3 EXPLOTACIÓN DE LA CAPA

Como se ha comentado previamente, esta operación comienza una vez que se ha descubierto una superficie adecuada de la capa de carbón, limitada por la cantidad de estéril máxima que se puede retirar en cada voladura. La fase de arranque del carbón, debido a su baja dureza, se realiza por medios mecánicos mediante el uso de excavadoras que cargan sobre volquetes que llevan el material al lavadero.



Figura 30 Excavadoras cargando un volquete en la Gran Corta de Fabero

Hay que destacar que en este caso el lavadero utilizado es el mismo que se utiliza para tratar el carbón procedente de la minería de interior. De esta forma, todos los costes asociados a inversiones en maquinaria o similares en lavadero no será necesario tenerlos en cuenta, aunque si se deben tener en cuenta los de operación, como se verá más adelante.



5.1.4 RELLENO

Esta fase final se simultaneará a partir de los 250 m del avance de la explotación con la fase de avance, tanto de estéril como de extracción de carbón. De esta manera, cuando la explotación de la capa de carbón alcance dicha distancia, se procede al relleno de los huecos generados de acuerdo al Plan de Restauración, mediante el estéril obtenido en la fase dos en primer lugar, y en la parte más alta mediante el suelo extraído en la fase de desmonte.

Esta fase tiene gran importancia ya que el “Real Decreto 2994/1982, de 15 de Octubre, restauración de espacios naturales afectados por actividades extractivas (BOE núm. 274, de 15-11-1982)” establece que el titular de una solicitud de las previstas en la Ley de Minas, debe presentar un Plan de Restauración del Espacio Natural afectado por las labores.

Este plan de Restauración consiste en que los huecos generados durante el proceso extractivo se deben de recuperar en base a objetivos diversos, enmarcados en la legislación vigente a diversas escalas y por las demandas específicas del entorno a través de la concertación con las entidades locales y las administraciones competentes. Por lo tanto, las posibles alternativas de restauración pueden ser diferentes en base al uso que se proponga para el espacio restaurado. Por tanto, toda la estrategia dentro del Plan de Restauración y las técnicas asociadas deben responder al objetivo de la restauración y el uso específico planificado. En la Figura 31 se presenta el esquema de las grandes alternativas para la restauración de la mina a cielo abierto.

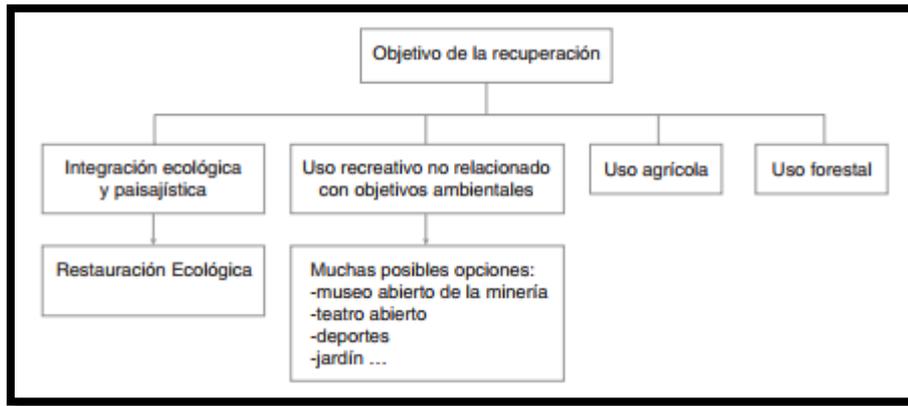


Figura 31 Posibles objetivos de la restauración

Es importante destacar, que en algunas explotaciones antiguas, no afectadas por las condiciones legales más recientes, esta fase resulta inviable por el altísimo coste que representa el proceso de carga y transporte necesario para ello, como es el ejemplo de las grandes cortas de la Faja Pirítica, o las grandes minas de cobre de Chile. Por ello, a menudo los planes de restauración para este tipo de cortas se basan en el relleno final con agua, para generar un lago artificial, solución que en el caso de la minería metálica a menudo es inadecuada, por razones de acidificación. Esta solución no va a ser tomada en la explotación a Cielo Abierto de CARBONAR, ya que al explotar mediante minería de transferencia se procederá simultáneamente al relleno de los huecos generados, de tal manera que se diseña una geoforma armónica con el paisaje y se crea un relieve final similar al previo a la explotación generando un impacto mínimo sobre el medio. Para ello el proceso consiste en la preparación, distribución sobre el terreno y estabilización del substrato de estériles. Una vez alcanzado el volumen máximo de relleno, se procede al relleno de la cubierta vegetal extraída en el desmonte, la cual va a actuar como protectora para evitar la erosión del substrato de relleno y como suelo para posibles usos agrícolas o forestales.



5.2 MODELIZACIÓN DE LA CORTA

5.2.1 DISEÑO

Para la delimitación de la zona explotable, a parte del área de alcance de las antiguas explotaciones (figura 14), se ha tenido en cuenta la profundidad alcanzada por la capa respecto al terreno en diferentes partes de ella. De esta manera, con el objetivo de establecer un ratio máximo de explotación, se ha determinado como límite de la corta la zona donde la capa alcanza una profundidad respecto al terreno de 25 m. Para ello se han realizado cortes transversales de la capa y del terreno, de tal manera que mediante el programa se determinó dónde se alcanzaba dicha profundidad.

En la figura 32 se puede apreciar uno de los perfiles transversales realizados con Surpac, de tal manera que permite conocer el comportamiento de la capa respecto al terreno y así las profundidades a las que se situaba cada punto de la capa Rufina.

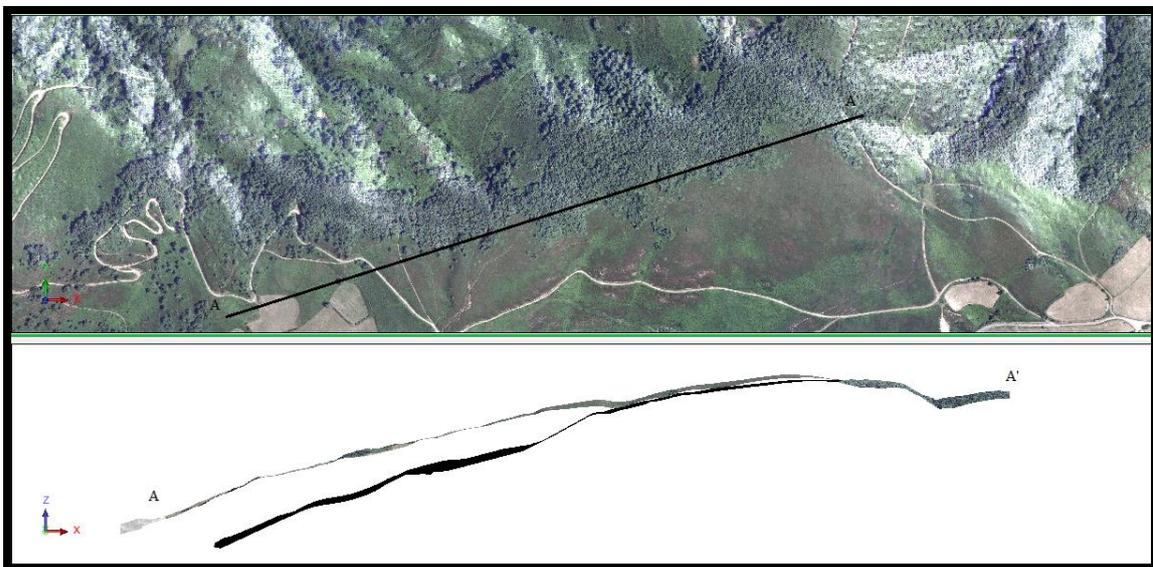


Figura 32 Perfil transversal A-A' de la capa y del terreno

La porción de capa explotable se delimitará mediante los afloramientos y la línea donde alcanza la profundidad de 25 m con respecto al terreno. Esta profundidad viene determinada por el ratio de explotación obtenido y por el límite del sinclinal que ya se



encuentra explotado mediante minería subterránea. En dicho límite es donde se sitúa la bancada final de la corta total (Figura 32). Estos bancos se han diseñado con las siguientes características:

- Proporción de talud 1-2
- Altura de banco: 12,5 m.
- Ángulo de talud del banco: 63°
- Ancho de berma :4 m
- Angulo de talud final: $50,6^{\circ}$

Este diseño se ha determinado debido a que como se ha visto en el análisis del arranque del estéril, es un macizo bueno y muy estable geotécnicamente, ya que solamente es explotable con voladura. Por tanto, además de por sus buenas características geotécnicas se va a tomar un talud de proporción 1-2 acorde a las siguientes dos razones:

- Como es la bancada final se intenta extraer el menor volumen posible estéril, por lo que se disminuye el tamaño de berma para evitar la afección de una mayor superficie de terreno.
- Va a ser una bancada temporal ya que se va a rellenar una vez extraído el carbón correspondiente a dicha última fase, por lo que el riesgo de desprendimiento por erosión o meteorización con el tiempo no existe.

Para confirmar estas razones, en la figura 33 se puede apreciar como un terreno compuesto por areniscas, pizarras y capas de carbón en buen estado puede alcanzar elevadas cohesiones y fricciones que hacen que sea un macizo estable siempre y cuando no haya sufrido otro tipo de alteraciones, que no es este el caso.



Type and material	Unit weight (Saturated/dry) kN/m ³	Friction angle (1) degrees	Cohesion kPa
COHESIONLESS			
<i>Sand</i>			
Loose sand, uniform grain size	19/14	28–34	
Dense sand, uniform grain size	21/17	32–40	
Loose sand, mixed grain size	20/16	34–40	
Dense sand, mixed grain size	21/18	38–46	
<i>Gravel</i>			
Gravel, uniform grain size	22/20	34–37	
Sand and gravel, mixed grain size	19/17	48–45	
<i>Compacted broken rock</i>			
Basalt	22/17	40–50	
Chalk	13/10	30–40	
Granite	20/17	45–50	
Limestone	19/16	35–40	
Sandstone	17/13	35–45	
Shale	20/16	30–35	
COHESIVE			
<i>Clay</i>			
Soft bentonite	13/6	7–13	10–20
Very soft organic clay	14/6	12–16	10–30
Soft, slightly organic clay	16/10	22–27	20–50
Soft glacial clay	17/12	27–32	30–70
Stiff glacial clay	20/17	30–32	70–150
Glacial till, mixed grain size	23/20	32–35	150–250
<i>Rock</i>			
Hard igneous rocks:	(2)		
granite, basalt, porphyry	25 to 30	35–45	35 000–55 000
Metamorphic rocks:			
quartzite, gneiss, slate	25 to 28	30–40	20 000–40 000
Hard sedimentary rocks:			
limestone, dolomite, sandstone	23 to 28	35–45	10 000–30 000
Soft sedimentary rock:			
sandstone, coal, chalk, shale	17 to 23	25–35	1 000–20 000

Figura 33 Características del terreno superior a la capa Rufina (Borselli, 2016)

De esta forma, como se puede ver en la figura 34, se ha modelizado la corta (sin tener en cuenta el relleno) con los taludes anteriormente mencionados. En dicha figura se puede apreciar el área abarcada por la parte explotable de la capa Rufina y como se adapta la bancada final al terreno.

En comparación con la modelización de la capa Rufina, se puede apreciar como el “sector oeste”, no se incluye en la planificación de la explotación. Por tanto solamente se ha analizado la posible explotación del “sector este”, el cual se encuentra perfectamente delimitado por los afloramientos y por el sondeo 4.

Como se verá posteriormente en el análisis económico, a partir del diseño de la explotación, se han podido calcular los volúmenes de estéril y carbón a mover que permitirán conocer el ratio y el precio de venta mínimo.

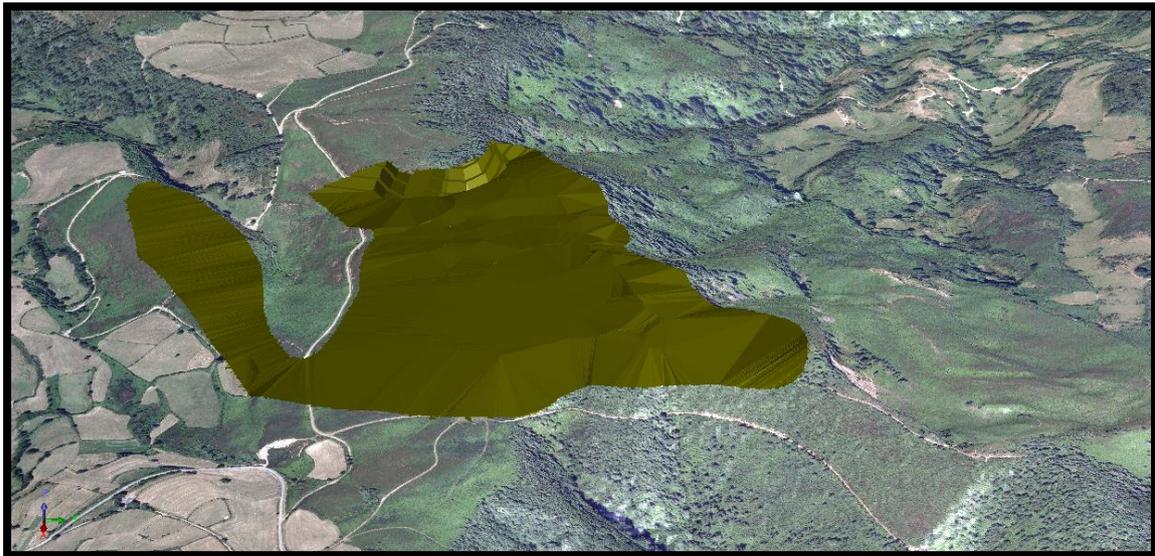


Figura 34 Modelización de la corta de la Capa Rufina sin relleno mediante Surpac

5.3 MODELIZACIÓN DEL VERTEDERO VEGETAL

5.3.1 EMPLAZAMIENTO

En consecuencia con lo comentado en los apartados 5.1.1 y 5.1.4, el almacenamiento de la tierra vegetal tiene una gran importancia, ya que este material va a ser fundamental de cara a la restauración final del terreno explotado. En este caso el vertedero va a ser temporal, ya que una vez que el frente de avance haya alcanzado la distancia de 250 m se va a proceder al relleno con estériles, y una vez que estos estériles hayan rellenado un volumen suficiente, se procede a la retirada de la tierra vegetal del vertedero y se vierte sobre el substrato rellenado. Por tanto, este vertedero se va a diseñar para el volumen máximo que va a tener que almacenar, incluso con una ligero sobredimensionamiento para evitar errores. Este volumen tendrá lugar en la fase intermedia del avance (figura 41), justo después de realizar el primer relleno, donde el frente de avance alcanza la mayor longitud y por tanto es donde se genera el mayor volumen tanto de tierra como de estéril a retirar. Por tanto a partir del programa Surpac se ha podido conocer que ese volumen estimado para un suelo de 40 cm es de 45859.694 m³.

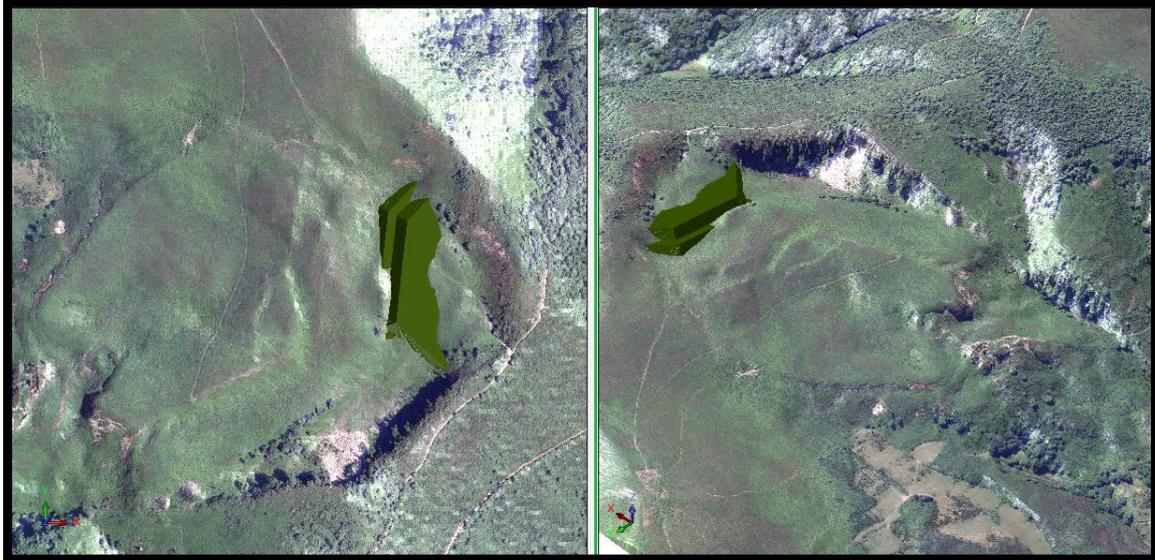


Figura 35 Modelización del vertedero de tierra vegetal

En este caso teniendo en cuenta los posibles errores de estimación de espesor de suelo y de volúmenes de avance, se ha sobredimensionado el vertedero diseñado de tal manera que tiene una capacidad de almacenamiento de 55793.658 m³ (figura 35). Esto quiere decir 1.2 veces superior al volumen estimado de almacenamiento, lo que quiere decir que es un vertedero correctamente diseñado para este proyecto ya que coincide con el factor de esponjamiento considerado. Dicho vertedero, al ser temporal, no va a tener ningún tipo de impacto visual a largo plazo, por lo que solamente se ha diseñado desde el punto de vista técnico y de minimización de pérdidas de suelo. Por lo tanto, se ha realizado un diseño de máxima seguridad en base a los condicionantes constructivos, como pueden ser un máximo control de la erosión, máxima estabilidad de talud y accesibilidad a diferentes áreas.

De esta forma, para la determinación de la ubicación óptima de la zona de vertido del suelo se han considerado dos factores principales:

- Consideraciones a la financiación y costes: Como en este caso el transporte se realizará mediante volquetes, la ubicación vendrá definida por la mínima distancia de transporte posible que genere unos costes que se asuman como aceptables. Aparte del incremento del coste de transporte con la distancia, se debe tener en cuenta que una menor distancia hace que los costes de construcción y mantenimiento de una necesaria pista de acceso se reduzcan en gran cantidad. Otro factor importante desde



el punto de vista económico es evitar la construcción de esta pista en terrenos morfológicamente escarpados. Por esta razón la ubicación se ha hecho lo más próxima posible a la explotación y de manera que se pueda crear una pista por la cumbre de la montaña evitando cambios de nivel que generen una reducción de los rendimientos de las máquinas de transporte. En este cabe destacar que dicha pista ya se encuentra construida, siendo solamente necesario una ampliación y mantenimiento de esta.

➤ Condiciones físicas, geológicas y geomorfológicas: Un factor muy importante en la selección del emplazamiento a estudiar es la topografía. Esto se debe a que se requiere un lugar con una capacidad de almacenamiento suficiente para la cantidad de suelo extraída en el desmonte. En este caso, se decidió realizar el almacenamiento temporal en una zona con relieve y no de llanura, con el objetivo de evitar así la necesidad de levantar el vertedero como un gran relleno y la construcción de muros o presas para retenerlo. Dentro de la búsqueda de una zona con relieve, se han evitado las zonas de vaguada con el objetivo de reducir la posibilidad de entrada de agua al vertedero y con ello evitar las pérdidas de suelo. De esta forma se ha decidido realizar un vertido en ladera, adaptando el material a la geomorfología del terreno.

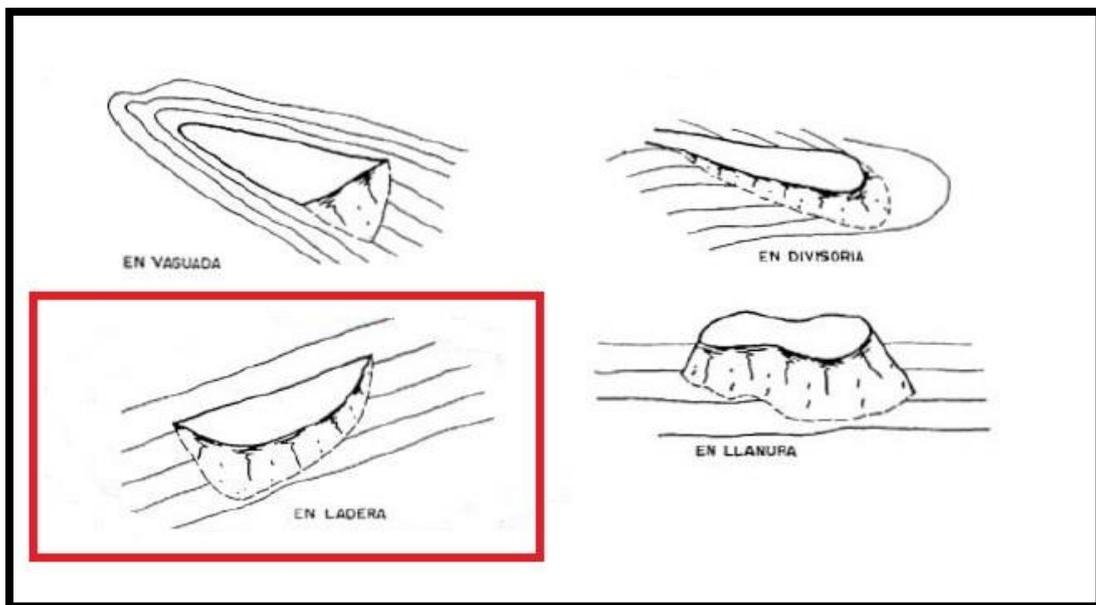


Figura 36 Tipos de emplazamientos para vertederos (Modificado de Bronia et Al, 2012)



5.3.2 DISEÑO DE TALUDES

A la hora de realizar el diseño final del vertedero, se ha tenido principalmente en cuenta la estabilidad geomecánica de los taludes generados. Hay que destacar que el vertedero se va a sobredimensionar para evitar posibles errores en el cálculo a la hora de aplicar el coeficiente de esponjamiento y el espesor tomado como medio.

A la hora de estudiar la estabilidad geomecánica, se han tenido en cuenta dos factores principales:

- La altura e inclinación de taludes
- La litología y granulometría del material acumulado

Al ser un vertedero temporal y con residuos no peligrosos, no se ha considerado necesario el estudio de la estabilidad sísmica de la zona.

Por ello, poniéndose del lado de la seguridad se han diseñado bancadas con taludes de proporción 1-1. Aunque se presupone que un talud de proporción 1-1, con altura de talud de 12.5 m, debe ser lo suficientemente estable para un vertedero temporal, se ha calculado el factor de seguridad para verificar dicha estabilidad.

Para el cálculo del factor de seguridad crítico (el círculo de rotura más inestable), se aplicará el método de Fellenius para rotura circular. Mediante este método, Fellenius planteó dividir la zona inestable en rebanadas, de tal forma que se procedería a estudiar el equilibrio de cada una de estas (figura 37). El fundamento de este método se basa en que la tensión normal en un punto cualquiera de una superficie de deslizamiento ha de depender fundamentalmente del peso del suelo que gravita sobre él. Por tanto, al dividir la masa del suelo en rebanadas suficientemente pequeñas, se puede asumir que las fuerzas normales en cada rebanada actúan en el punto medio de su base.

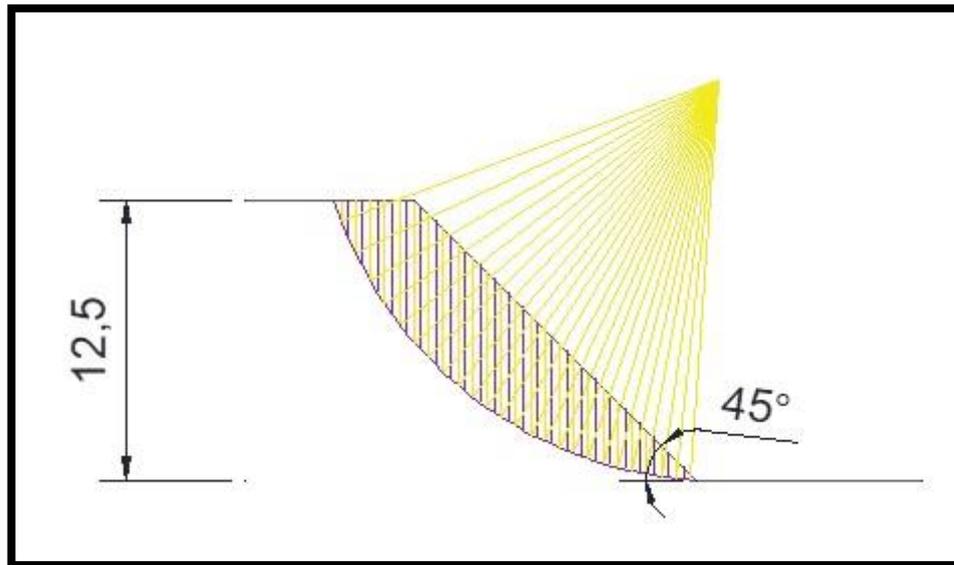


Figura 37 Aplicación del método de Fellenius (AutoCAD)

Por lo tanto el factor de seguridad de cada rebanada viene dado por la superioridad de las fuerzas estabilizadoras sobre las desestabilizadoras en la superficie de rotura:

- Fuerzas estabilizadoras: Están compuestas por las fuerzas de cohesión y de rozamiento interno del terreno.
- Fuerzas desestabilizadoras: Estas formadas por la componente tangencial de las cargas sobre la superficie de rotura.

De tal manera que se realiza el cociente entre las fuerzas estabilizadoras y desestabilizadoras para determinar el factor de seguridad (F_m):

$$F_m = \frac{1}{\sum_1^n W_i \cdot \text{sen} \alpha_i} \cdot \sum_1^n [c'_i \cdot l_i + (W_i \cos \alpha_i - u_i \cdot l_i) \tan \phi'_i]$$

Para llevar a cabo este método, es necesario conocer en primer lugar las características de un suelo seco arcilloso con intercalaciones de arena (figura 38).



TIPO DE SUELO	γ (T/m ³)	ϕ (grados)	c (T/m ²)
Bloques y bolos sueltos	1.70	35-40°	-
Grava	1.70	37.5°	-
Grava arenosa	1.90	35°	-
Arena compacta	1.90	32.5-35°	-
Arena semicompacta	1.80	30-32.5°	-
Arena suelta	1.70	27.5-30°	-
Limo firme	2.00	27.5°	1-5
Limo	1.90	25°	1-5
Limo blando	1.80	22.5°	1-2.5
Marca arenosa rígida	2.20	30°	20-70
Arcilla arenosa firme	1.90	25°	10-20
Arcilla media	1.80	20°	5-10
Arcilla blanda	1.70	17.5	2-5
Fango blando arcilloso	1.40	15°	1-2
Suelos orgánicos (turba)	1.10	10-15°	-

Figura 38 Características típicas de diversos suelos (Modificado de Bañon Blázquez, 2000)

Para llevar a cabo la realización del método de Fellenius, primero como se puede apreciar en la figura 37, la superficie de rotura se dividió en 25 rebanadas, en las cuales se determinó el ancho (l). Posteriormente se dividieron a su vez con una línea divisoria situada en la mitad de la rebanada, que permitió conocer la altura media (hi) de cada una. A partir de la línea divisoria de cada rebanada y el radio del círculo de rotura se obtiene el valor del ángulo α . Una vez conocidos los datos propios del terreno y realizadas las mediciones correspondientes en la figura 32 acorde con el método de Fellenius se obtiene el peso de cada rebanada para una densidad de 19 KN/m².

l (m)	hi (m)	Ángulo (α)	$W_i = l \cdot h_i \cdot \gamma$
0.611	0.893	70	10.366837
0.638	2.366	64	28.680652
0.661	3.599	60	45.199841
0.638	4.639	56	56.233958



0.65	5.534	53	68.3449
0.645	6.33	49	77.57415
0.645	6.446	46	78.99573
0.645	6.439	43	78.909945
0.664	6.37	40	80.36392
0.657	6.245	38	77.956335
0.631	6.075	35	72.833175
0.635	5.867	33	70.785355
0.647	5.618	30	69.062074
0.635	5.331	28	64.318515
0.635	5.013	26	60.481845
0.647	4.664	23	57.334552
0.622	4.288	21	50.675584
0.66	3.881	19	48.66774
0.647	3.437	17	42.251041
0.665	2.977	15	37.614395
0.636	2.469	12	29.835396
0.636	1.961	10	23.696724
0.666	1.416	8	17.918064
0.656	0.837	6	10.432368
0.582	0.273	4	3.018834

Una vez conocido el peso de cada rebanada, y suponiendo la presión intersticial de agua (u) como 0, ya que se encuentra en una zona donde la entrada de agua es nula, se sustituye en la fórmula los valores para cada rebanada obteniendo los siguientes sumatorios:

$\cos(\alpha)$	$\text{sen}(\alpha)$	$c \cdot l$	$W_i \cdot \cos(\alpha) \cdot \tan(\varphi)$	$W_i \cdot \text{sen}(\alpha)$
0.342020143	0.93969262	12.22	1.653371711	9.74164023
0.438371147	0.89879405	12.76	5.862779079	25.7779993
0.5	0.8660254	13.22	10.538516	39.1442106
0.559192903	0.82903757	12.76	14.6633382	46.620064
0.601815023	0.79863551	13	19.17969449	54.5826641



0.656059029	0.75470958	12.9	23.73189894	58.5459542
0.69465837	0.7193398	12.9	25.58865376	56.8247726
0.731353702	0.68199836	12.9	26.91111874	53.8164531
0.766044443	0.64278761	13.28	28.70698796	51.656932
0.788010754	0.61566148	13.14	28.64548009	47.9947122
0.819152044	0.57357644	12.62	27.82058832	41.775393
0.838670568	0.54463904	12.7	27.68263106	38.5524674
0.866025404	0.5	12.94	27.88963279	34.531037
0.882947593	0.46947156	12.7	26.48155501	30.1957138
0.898794046	0.43837115	12.7	25.34882106	26.5134958
0.920504853	0.39073113	12.94	24.61019495	22.4023942
0.933580426	0.35836795	12.44	22.06089095	18.1605051
0.945518576	0.32556815	13.2	21.4577308	15.8446663
0.956304756	0.2923717	12.94	18.84110099	12.3530089
0.965925826	0.25881905	13.3	16.94222351	9.7353218
0.978147601	0.20791169	12.72	13.60845271	6.20312763
0.984807753	0.17364818	12.72	10.88209009	4.11489294
0.990268069	0.1391731	13.32	8.274016961	2.49371253
0.994521895	0.10452846	13.12	4.838043793	1.0904794
0.99756405	0.06975647	11.64	1.404276313	0.21058321
	Σ	321.08	463.6240883	708.882201

Conocidos los resultados, se procede a calcular el factor de seguridad sustituyendo en la fórmula los sumatorios:

$$F_m = \frac{321.08 + 463.62}{708.88} = 1.11$$

Como se puede apreciar es un factor de seguridad comprendido entre 1.1 y 1.2, por lo que se puede considerar el vertedero temporal de almacenamiento de tierra vegetal diseñado como suficientemente estable.



5.4 DISEÑO DE LA FASE DE RETIRADA DE ESTÉRILES

Una vez realizado el desmonte, se procede a descubrir la capa de carbón para su explotación. Para ello es necesario la realización de una bancada de avance en estéril que vaya siempre por delante del carbón de manera que se puedan alternar las operaciones.

En este apartado se procede a modelizar mediante Surpac las bancadas de avance intermedias para así poder ver cómo sería el avance de la explotación y en qué dirección. El punto de inicio de esta fase, coincidente con el de la explotación, tiene lugar en los afloramientos de la zona NE, donde la capa y el terreno alcanzan la mayor cota. De esta forma el avance se realiza en descenso, siguiendo el techo de la capa en dirección NE-SO. Hay que destacar que el avance de este banco, hasta que se no se alcancen longitudes de frente muy elevadas se hará a frente único.

En este caso, como se ha comentado anteriormente, el talud tendrá una proporción menor que en el caso de la bancada final, ya que interesa llevar los bancos más tumbados para un mayor avance y para una mayor seguridad de los operarios que se encuentran trabajando debajo de él. Dicho talud tendrá una proporción 1-1.5, con una altura máxima de 12 m. En el momento en que se supere dicha altura se procederá a la realización de otro banco superior, que irá adelantado respecto a este 10 m.

En primer lugar se ha modelizado la primera fase del avance, es decir, la explotación del primer módulo. Esta tiene lugar a una distancia desde el inicio de 250 m. A esta distancia el banco de avance alcanza una altura máxima de 6 m, por lo que no es necesario una bancada superior. Como se puede ver en la figura 39, el material de desmonte extraído en esta fase se almacenará en el vertedero vegetal previamente diseñado, mientras que los estériles serán acopiados en el vertedero total diseñado previamente a este proyecto por CARBONAR para la explotación del resto de capas.

Hay que destacar que el vertedero total de estériles, como se ha comentado anteriormente, no se ha diseñado en este proyecto ya que ha sido previamente diseñado para la explotación del resto de capas, por lo que en este proyecto solamente se ha procedido a incrementar su volumen acorde a las características predeterminadas para tener capacidad suficiente como para almacenar los estériles provenientes de la explotación de la capa Rufina.

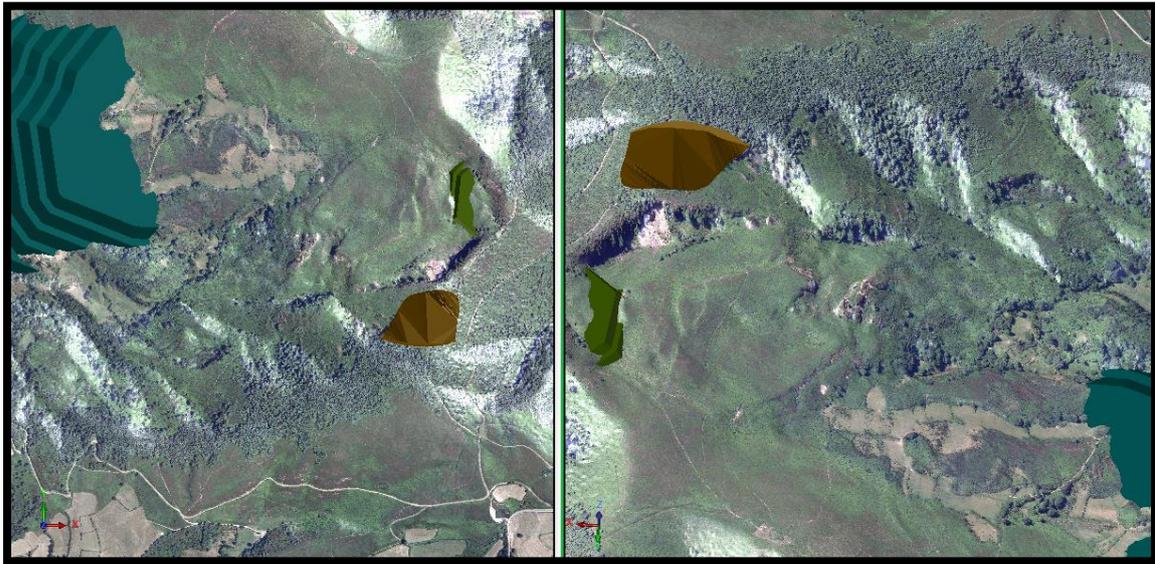


Figura 39 Modelización del frente del avance del primer módulo (marrón oscuro), vertedero vegetal (verde) y vertedero total (azul)

Como se verá en el apartado siguiente, una vez alcanzada esta distancia, tiene lugar el inicio de la fase de relleno hasta rellenar todo el hueco generado. Dicho hueco será rellenado primeramente mediante el material extraído durante el arranque del siguiente módulo de estériles. Este módulo permite dejar al descubierto todo el carbón situado en los 250 m posteriores. En la figura 40 se puede apreciar cual sería el resultado de la explotación durante los primeros 500 m si no se realizase el relleno de los primeros 250 m.

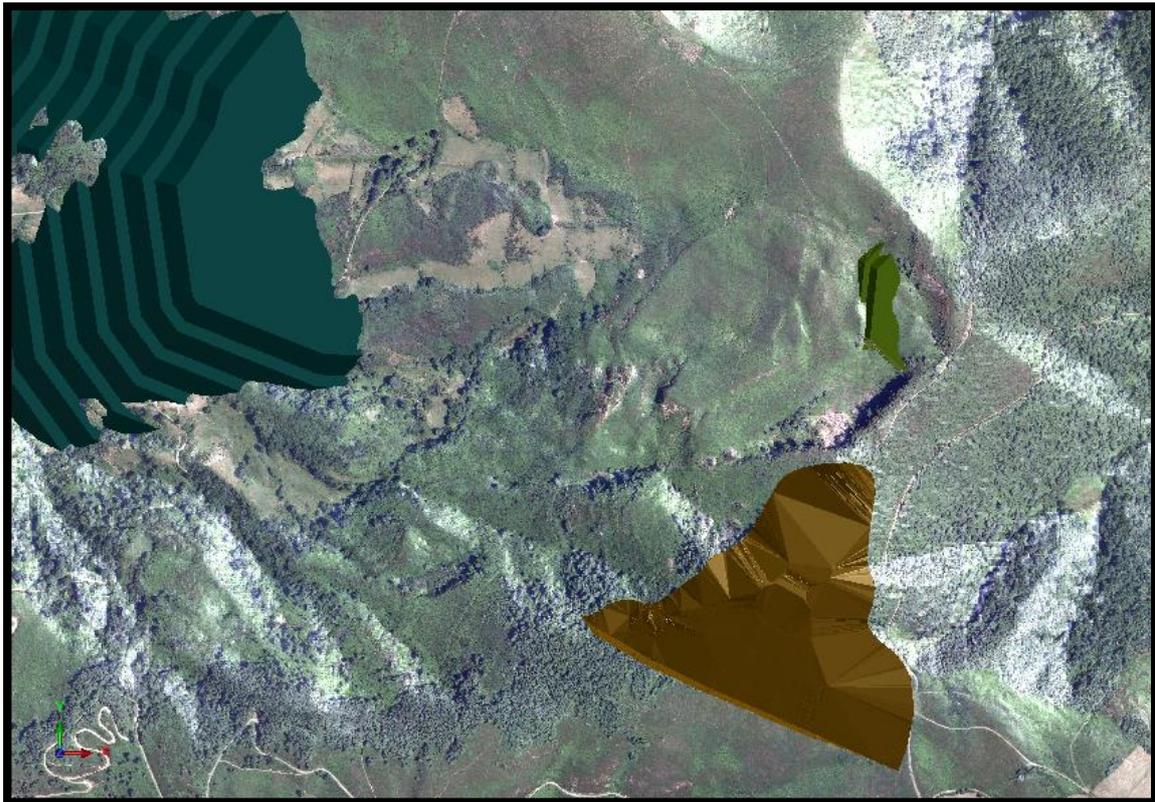


Figura 40 Modelización del frente de avance (marrón) del segundo módulo sin relleno, el vertedero vegetal (verde) y vertedero total (azul)

5.5 DISEÑO DE LA FASE DE RELLENO

Como se ha comentado anteriormente, una vez que la distancia de extracción del carbón alcance aproximadamente 250 m desde el inicio de la explotación, se procede a realizar el relleno. De esta manera se simultanearán las labores de retirada de estériles, extracción del carbón y relleno, reduciendo así al mínimo el impacto generado tanto por el hueco de la explotación como por el vertedero de tierra vegetal. Este relleno se iniciará mediante tongadas hasta alcanzar la cota que tenía el terreno inicialmente. Cuando esta altura supere una altura máxima de 12 m, se procede a realizar el relleno con dos bancos.

Hay que destacar, que el segundo módulo de explotación es el que mayor volumen de estériles contiene, por lo que este volumen será mayor que el necesario para rellenar el hueco del primer módulo por lo que el sobrante se llevará a almacenar al vertedero total de estériles. Por esta razón dicho vertedero se ha ampliado el volumen correspondiente a



los estériles de este segundo módulo, ya que son los que configuran el exceso que en parte se utilizará en el relleno del último módulo.

La proporción del talud generado será 1-1 para obtener una máxima seguridad. En la figura 41 se ven claramente el primer módulo de explotación relleno y el siguiente explotado, que será posteriormente relleno con los estériles de los siguientes 250 m que se encontrarían sin explotar.

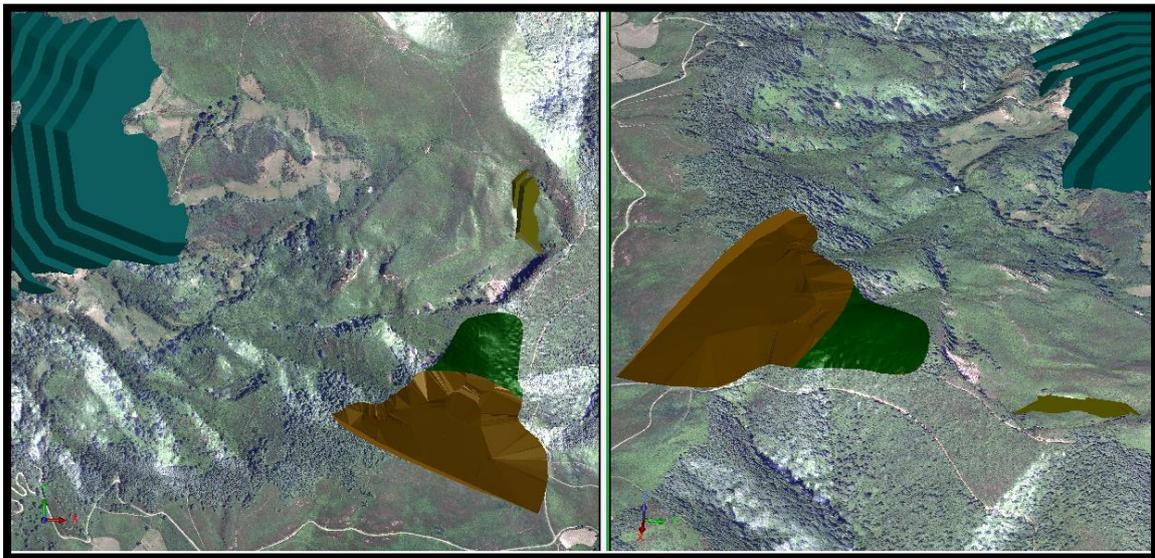


Figura 41 Modelización del avance del segundo módulo (marrón), vertedero vegetal (verde claro), el relleno del primer módulo (verde oscuro) y el vertedero total (azul)

Si se compara la figura 40 y la 41, se puede apreciar como el llevar a cabo la explotación por minería de transferencia reduce lo máximo posible cualquier tipo de impacto visual.

5.6 CICLO DE EXPLOTACIÓN TOTAL DE LA CORTA

Aunque ya se ha explicado cada fase en detalle de lo que se va a llevar a cabo, se procede a explicar en conjunto, a modo de resumen, cómo se llevaría a cabo la explotación de la capa Rufina. El ciclo de explotación una vez realizado el desmonte consiste en la extracción de un determinado volumen de estéril situado en el techo de la capa de carbón,



de tal forma que quede una superficie suficientemente grande de esta al descubierto para su extracción. Mientras que el tamaño de banco no exceda unos parámetros de seguridad de voladura, se realizará el avance mediante frente único. Una vez que la porción de capa corta es explotada, se procede a la retirada del siguiente banco de estéril creado y se repite el proceso anterior. Hay que destacar que el transporte, como se ha visto anteriormente se realiza mediante volquete, siendo el material del desmonte transportado al vertedero vegetal temporal, y el material de estériles al vertedero total de estériles provenientes de la explotación de todas las capas explotables del paquete superior.

La explotación de esta capa se realiza mediante módulos cada 250 m, de forma que una vez extraído el primer módulo de explotación (figura 38) se procede al relleno del hueco generado y a la explotación del siguiente módulo (figura 41). En el primer módulo se va a almacenar todo el material tanto de estéril como de desmonte en los respectivos vertederos. De esta forma, el relleno del hueco generado en el primer módulo se realizará mediante los estériles extraídos durante el avance del siguiente módulo (figura 40). Una vez que este relleno alcanza una cota similar a la del terreno inicial, se procede al relleno con el material de desmonte, procedente del vertedero vegetal. Este proceso se repite cada 250 m hasta alcanzar una altura de banco de más de 12 m, donde se procederá al avance mediante dos bancadas de proporción de talud 1-1. Estos procedimientos se repetirán hasta alcanzar el límite final de la explotación donde la bancada final pasará a ser de proporción 1-2 por los motivos ya explicados.

Este procedimiento hace que en los vertederos tanto vegetal como de estériles total (diseñado previamente a este proyecto para el conjunto de explotaciones) solamente se almacene el volumen extraído en la explotación del primer módulo junto con los estériles sobrantes de la explotación de los módulos posteriores. Estos materiales almacenados inicialmente serán utilizados en tanto el estéril arrancado de fases posteriores no sea suficiente para el relleno del módulo de explotación previo. Este ciclo se irá repitiendo hasta alcanzar el final de la explotación (figura 42).



Figura 42 Modelización del relleno total de la explotación (verde oscuro)



6. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

A diferencia de la minería subterránea, en la que la cantidad de estéril es insignificante a lo largo de la vida de la mina ya que solo se obtiene de las labores de acceso y preparación, la minería a cielo abierto se caracteriza principalmente por los grandes volúmenes de material que tiene que mover para acceder al yacimiento. La disposición del yacimiento, capa de carbón en este caso, y el recubrimiento o intercalaciones de estéril determinan la relación entre la cantidad de estéril con y la cantidad de mineral extraído. Esta relación conocida como “ratio” condiciona la viabilidad económica de las explotaciones y la profundidad límite.

6.1 RATIO REAL DE EXPLOTACIÓN

Este ratio determina la cantidad de estéril, E, a mover necesario para descubrir y poder arrancar M toneladas de mineral de interés. Este es un elemento útil en la planificación técnica pero no una herramienta de carácter económico.

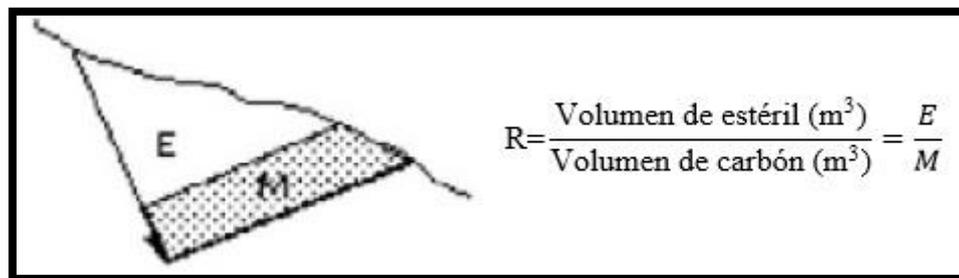


Figura 43 Determinación del ratio real de explotación (Herrera Herbert, 2006)

Existen otros factores que influyen mucho en este ratio como pueden ser las características geométricas de los bancos y generalmente su altura. Sin embargo, en este caso no va a tener importancia debido a que se explota mediante corta unidireccional, por lo que solo va existir una bancada final cuando se llegue al límite de explotación.

De esta manera, los datos obtenidos a partir del programa Surpac son los siguientes:



AREA CAPA DE CARBÓN(m ²)	321161,197
POTENCIA MEDIA CAPA (m)	0,5
VOLUMEN DESMONTE TOTAL (E)	3081843,6

Una vez conocidos todos los datos, se procede a calcular el volumen de carbón extraíble una vez arrancado el volumen de desmonte total calculado con el Surpac. Para ello se calcula el volumen de carbón con el área de la capa y el espesor.

$$\text{Cantidad de carbón (M)}=321.161,197 \cdot 0,5= 160.580,5985 \text{ m}^3$$

Conocido el volumen de estéril y la cantidad de carbón se determina el ratio real de explotación para la mina a cielo abierto de la capa Rufina:

$$R=\frac{3081843,26}{160580,5985}= 19$$

En este caso, la explotación de la capa Rufina tiene un ratio relativamente bajo de explotación, el cual la hace muy interesante para una posible explotación.

6.2 ESTUDIO ECONÓMICO DE LA POSIBLE EXPLOTACIÓN

Este apartado consiste en determinar a partir de qué precio de venta de carbón sería rentable la explotación de la capa Rufina. Se va a estudiar cada uno de los costes generados durante la explotación, suponiendo como correctos los costes obtenidos de explotaciones similares a esta. Para ello en primer lugar se van a determinar todos los costes relacionados con la extracción de los materiales, tanto del suelo de desmonte, como el estéril y el carbón. Posteriormente se determina los ingresos necesarios para hacer posible la explotación de dicha capa.

6.2.1 COSTES DE EXPLOTACIÓN

Para el caso del suelo, este se va a almacenar en fases de avance de 250 m en el vertedero de tierra vegetal anteriormente diseñado. A pesar de que se va a ir almacenando por fases, todo el suelo (327.678,598 m²) va a ser movido hacia este vertedero, al contrario



que él estéril. La parte de los estériles que será almacenada en el vertedero total corresponde al volumen del segundo módulo de explotación, ya que es el máximo a mover y por tanto, en la fase de relleno del primer módulo habría un exceso, que sumado al estéril previamente extraído de este módulo tendría como volumen total a almacenar el correspondiente a dicho segundo módulo. De esta forma el resto de estériles no van a salir de la explotación, ya que van a rellenar el hueco de la parte anterior. Como ya se ha comentado en capítulos anteriores, el arranque de todo este estéril se va a realizar mediante perforación y voladura con bancos de hasta 12 m.

En último lugar se produce la extracción del carbón mediante medios mecánicos y el transporte al lavadero mediante volquetes que se encuentra situado a 4 km de distancia.

Nº	Objeto	Unidad	Precio unitario	Cantidad	Coste
1	Retirada de Tierra Vegetal hasta 0,4 m de profundidad	m ²	0,36 €	327.678,598	116.981,26 €
2	Carga y transporte de estéril dentro de la explotación	m ³	1,45 €	1.749.187,603	2.542.444,18 €
3	Carga y transporte de estéril a vertedero total	m ³	2,26 €	1.201.598,238	2.716.813,62 €
4	Perforación y voladura en bancos de 12 m sin agua	m ³	1,97 €	2.950.785,841	5.818.949,68 €
5	Arranque mecánico carbón	m ³	0,34 €	160.580,5985	54.597,40 €
6	Carga y transporte de carbón al lavadero	m ³	3,34 €	160.580,5985	536.419,49 €
COSTE TOTAL					11.786.205,63 €

6.2.2 COSTES DE RESTAURACIÓN

Como se ha comentado en apartados anteriores, una vez extraído de cada módulo de 250 m de longitud tanto el estéril como el carbón, se procede al relleno del hueco. Este ciclo se repite hasta alcanzar el límite final de la corta.



Para determinar el coste de esta fase, se tienen en cuenta los costes de transporte de estéril dentro de la explotación, derivados de la transferencia de estériles entre módulos, el transporte del estéril restante desde el lavadero total y el acarreo de la tierra vegetal desde el vertedero para el relleno final.

Nº	Objeto	Unidad	Precio unitario	Cantidad	Coste
1	Extensión de Tierra Vegetal con capa de hasta 0,4 m	m ²	0,36 €	327.678,598	116.981,26 €
2	Carga y transporte de estéril dentro de la explotación	m ³	1,45 €	131.071,4392	190.512,34 €
3	Carga y transporte de estéril desde vertedero total	m ³	2,26 €	749.963,1757	1.695.666,74 €
COSTE TOTAL					2.003.160,34 €

6.2.3 COSTES ADICIONALES

Dentro de este apartado se incluyen todos los costes que no están relacionados con las actividades mineras. Se incluyen los generados durante el proceso de tratamiento en el lavadero, los derivados del transporte una vez lavado junto con los salarios de personal.

La cantidad de carbón extraída se calcula a partir del volumen de carbón determinado con Surpac y con la densidad de este. Para su determinación se supone una densidad del carbón de la capa Rufina de 1,6 t/m³.

$$\text{CANTIDAD}_{\text{Carbón}} = 160.580,5985 \text{ m}^3 \cdot 1,6 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} = 256.928,9576 \text{ t}$$

De esta forma se está siendo negativo respecto a la posible realidad, ya que lo normal en el carbón de CARBONAR es una densidad superior a esta.

A partir de datos proporcionados por la empresa de costes unitarios se determina el coste total que tendría cada una de estas operaciones.



Nº	Objeto	Unidad	Precio unitario	Cantidad	Coste
1	Concentración, lavado y tratamiento mineral	t	9.88 €	256.928,9576	2.538.458,10 €
2	Indirectos y estructura	t	4.75 €	256.928,9576	1.220.412,55 €
3	Transporte	t	7.5 €	256.928,9576	1.926.967,18 €
COSTE TOTAL					5.685.837,83 €

6.2.4 EXPECTATIVA DE INGRESOS

Para la determinación del precio límite unitario de venta del carbón, a partir del cual la explotación sería viable, es necesario conocer la suma de todos los costes para saber cuál es el coste total que se necesita superar.

$$\begin{aligned}\text{COSTE}_{\text{Total}} &= 11.786,205.63 + 2,003,160.34 + 5.685.837,83 \\ &= 19.475.203,80 \text{ €}\end{aligned}$$

Conocido el coste total a superar, es necesario conocer la cantidad de carbón que se va a extraer.

Una vez determinada la cantidad de carbón que se va a extraer y el coste total que supondría su extracción y lavado, se procede a determinar el precio por encima del cual debe ser vendido para obtener beneficios.

$$\text{PRECIO DE VENTA}_{\text{Carbón}} \geq \frac{19.475.203,80 \text{ €}}{256.928,9576 \text{ t}} = 76 \text{ €/t}$$

Al igual que la minería que explota otro tipo de minerales, la minería del carbón se encuentra íntimamente ligada al mercado y a los precios que este pone al mineral. En este caso, como se ha podido comprobar, el precio de venta por encima del cual sería interesante explotar la capa Rufina es 76 € por cada tonelada de carbón.



7. CONCLUSIONES

Ante la posibilidad del futuro cierre de todas las minas subterráneas de carbón españolas, debido a la finalización del Plan 2013-2018, se ha buscado una solución al problema socioeconómico que se genera en la comarca minera del Narcea a partir del año 2018. Este problema no es otro que la falta de empleo para los ciudadanos que habitan en dicha comarca. Además, la falta de industrias alternativas y las malas comunicaciones que tiene este concejo (necesidad de una autopista) hacen que la reindustrialización prevista en los planes de los fondos mineros no vaya a tener la fuerza suficiente como para sustentar económicamente al mayor concejo de España.

Por esta razón en este proyecto se ha optado por determinar la viabilidad de una minería a cielo abierto de carbón que sí pueda sustentar la economía o incluso servir como transición hasta una reindustrialización eficiente. De esta forma se ha diseñado, utilizando el software Surpac, la explotación mediante minería a cielo abierto de la capa Rufina, situada en el paquete superior del carbonífero de Rengos. A partir de datos de campo y sondeos, se ha podido modelizar dicha capa para el estudio de su rentabilidad, para una explotación mediante explotación por minería de transferencia. Este método hace que el impacto sea mínimo ya que a medida que se avanza se va rellenando, por lo que los vertederos son temporales y el hueco generado mínimo.

Una vez diseñados los límites de la explotación y la forma final de esta, a partir del Surpac, se han determinado los volúmenes que permiten obtener el ratio de explotación de dicha explotación diseñada previamente. En este caso, como se ve en el apartado 6.1, el ratio obtenido es de 19, el cual es un ratio aceptable para minería a cielo abierto de carbón. A partir de este ratio, se ha hecho un breve análisis económico de la explotación, a modo de anteproyecto, en el cual se ha determinado a partir de qué precio de venta de mineral sería rentable la explotación. El resultado obtenido de dicho estudio son 76 € por tonelada de carbón, el cual es un precio aceptable hoy en día según se encuentra el mercado del carbón.

Como conclusión final, hay que destacar que ya se ha establecido el límite de rentabilidad (76 €/t) de una explotación a cielo abierto que podría ser la solución económica para el futuro de la comarca de Cangas del Narcea.



8. BIBLIOGRAFÍA

Aduvire, O; Quinteros, J.; Mazadiego, L. (2013): *Aplicación de los índices geomecánicos en el arranque de rocas mediante excavación o voladura*. SVS Ingenieros S.A.C, Golder Associates Perú S.A y Universidad Politécnica de Madrid.

Aparicio Llobera, X. (Junio de 2015): *Estudi de l'excavabilitat i desgast de piques en màquines d'excavació de rases de cadenes*. Universidad de Barcelona.

Bañon Blázquez, L. (2000): *Manual de carreteras*. Universidad de Alicante.

Borselli, L. (29 de Septiembre de 2016): *Geotecnia I*. Universidad Autónoma de San Luís de Potosí.

Bronia, M.; Marcial, P. L.; Nieto, M. N.; Saucedo, J.Y. (2012): *Manejo, Disposición y Remediación de estériles en Minas Metalíferas*. Universidad Nacional de Catamarca

Caterpillar. (2000): *Handbook of ripping*. Peoria: 12th Edition.

Fernández García, F. (Octubre de 2016): *Plan especial para los concejos del suroccidente asturiano*. Universidad de Oviedo y Gobierno del Principado de Asturias.

Franquet Bernis, J. María.; Querol Gómez, A. (2010): *Nivelación de terrenos por regresión tridimensional*. Universidad Nacional de Educación a Distancia.

Hadjigeorgiou, J.; Scoble, J. (1990): Ground characterization for assessment of ease of excavation. Proceedings of the 4th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Calgary, 323-331

Harraz, H. (2016): *Surface mining planning and design of open pit mining*

Hernán Gavilanes, J.: *Curso de explotación de canteras: Parámetros geotécnicos y estabilidad de taludes*. Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador.

Herrera Herbert, J. (Octubre de 2006): *Métodos de minería a cielo abierto*. Universidad Politécnica de Madrid.

Herrera Torres, A. (Junio de 2014): *Restauración de la escombrera de carbón de Vega de Rengos*. Escuela Politécnica de Ingeniería de Minas y Energía, Universidad de Cantabria.



Jorba, M.; Vallejo, J. Ramón. (Abril de 2010): *Manual para la restauración de canteras de roca caliza en clima mediterráneo*. Departamento de Medio Ambiente de la Generalitat de Cataluña.

López Jimeno, C.: *Técnicas de explotación mineras*. Foro de desarrollo minero sostenible.

Martínez Fernández, L. C.; González Falcones, L. (31 de Julio de 2006): *La Asturias suroccidental: crisis y reestructuración territorial de una comarca minera*. Universidad de Valladolid

Mesa Álvarez, C.; Pastor Aliaga, J.R.: *La minería del carbón en el occidente asturiano*.

Ortuñi Abad, L (2004): *Curso de geotecnia para infraestructuras*. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos.

Pettifer, G. & Fookes, P. (1994): *A revision of the graphical method for assessing the excavatability of rock (Vol. 27)*. Quarterly journal of Engineering Geology and Hydrogeology.

Sánchez López, A.B. (2010): *La minería del carbón en España y experiencias Internacionales de transición justa*. Instituto Sindical de Trabajo, Ambiente y Salud

Weaver, J. M. (1975): *Rippability Rating Chart*.