

PROYECTO DE EXPLOTACIÓN

C.E. “LAS TORCAS 2807”

T. M. DE CHODES – ARÁNDIGAS

(ZARAGOZA)



SEPIEMBRE 2023

Consultor:



Domingo Lobera, nº 1, Local
DP: 50008, ZARAGOZA

Tlf: 976-133230; e-mail: jesus@tecmina.net

Promotor:

HERGIA SL

C/ Hermenegildo Garces 63
50.260 MORATA DE JALÓN (Zaragoza)

Autor:

Jesús Dorado Saucedo
Colegiado 345 - COITGMEA

PROYECTO DE EXPLOTACIÓN

C.E. “LAS TORCAS 2807”

T.M.CHODES - ARANDIGA (ZARAGOZA)

SEPTIEMBRE 2023

El presente Modificado del Proyecto de Explotación Minera, de la concesión de explotación -LAS TORCAS 2807- (Chodes y Arandiga) Zaragoza, se ha redactado por encargo de Hergia SL España Operaciones SLU. El trabajo se ha realizado por la empresa Técnica Minera Aplicada S.L. (TECMINA SL).

El proyecto ha estado dirigido y coordinado por:



D. Jesús Dorado Saucedá

Colegiado nº 345-COITGMEA



C/ Domingo Lobera 1 local
50008 ZARAGOZA
Telf. -976 133 230
E-mail: zaragoza@tecmina.net

ÍNDICE

MEMORIA

1.- INTRODUCCIÓN

- 1.1.- Antecedentes y objetivos
- 1.2.- Antecedentes y objetivos
- 1.3.- Situación geográfica

2.- MEDIO FÍSICO Y BIOLÓGICO

- 2.1.- Geología
 - 2.1.1.- Estratigrafía
 - 2.1.2.- Estructura y tectónica
- 2.2.- Geoquímica de las formaciones carbonatadas
 - 2.2.1.- Limitaciones analíticas de las calizas
 - 2.2.2.- Caracterización de las distintas unidades geológicas
 - 2.2.3.- Conclusiones
- 2.3.- Geomorfología
 - 2.3.1.- Límites del yacimiento
- 2.4.- Hidrogeología
 - 2.4.1.- Hidrología superficial
 - 2.4.2.- Hidrogeología
- 2.5.- Climatología
 - 2.5.1.- Precipitaciones
 - 2.5.2.- Temperaturas
 - 2.5.3.- Evapotranspiración
 - 2.5.4.- Clasificación climática
- 2.6.- Edafología
- 2.7.- Vegetación
 - 2.7.1.- Vegetación potencial
 - 2.7.2.- Vegetación actual
 - 2.7.3.- Flora catalogada
- 2.8.- Fauna
- 2.9.- Espacios naturales y de interés ecológico
 - 2.9.1.- Espacios naturales protegidos
 - 2.9.2.- Red Natura 2000
 - 2.9.3.- Planes de especies protegidas
 - 2.9.4.- Montes de utilidad pública y Vías pecuarias
 - 2.9.5.- Otros espacios naturales
- 2.10.- Paisaje

3.- MEDIO SOCIOECONÓMICO

- 3.1.- Situación geográfica
- 3.2.- Estado legal de los terrenos
- 3.3.- Usos y cultivos actuales
- 3.4.- Demografía
- 3.5.- Economía
 - 3.5.1.- Sector primario
 - 3.5.2.- Sector secundario
 - 3.5.3.- Sector terciario
- 3.6.- Infraestructuras
- 3.7.- Urbanismo
- 3.8.- Patrimonio Cultural
 - 3.8.1.- Patrimonio paleontológico
 - 3.8.2.- Patrimonio arqueológico
 - 3.8.3.- Otros elementos de interés cultural

4.-ACTUACIÓN MINERA

- 4.1.-Datos de la solicitud de explotación.
 - 4.1.1.- Peticionario
 - 4.1.2.-Titularidad de los terrenos.
 - 4.1.3.- Explotación y emplazamiento
 - 4.1.4.- Autor del proyecto
- 4.2.-Estado inicial del terreno
- 4.3.-Diseño de la explotación
 - 4.3.1. Criterios en el diseño de la explotación a cielo abierto.
 - 4.3.2. Criterios de selectividad y recuperación.
 - 4.3.3. Parámetros geotécnicos y geométricos.
 - 4.3.4. Criterios operativos.
- 4.4. Fases de la explotación.
 - 4.4.1. Recuperación de la cobertera vegetal
 - 4.4.2 Arranque carga y transporte del material. (fases de la explotación).
 - 4.4.3 Perfilado del terreno
 - 4.4.4. Restitución de la cobertera vegetal
 - 4.4.5. Usos de la superficie restaurada
 - 4.4.6. Estado final de los terrenos.
- 4.5. Reservas.
 - 4.5.1. Objeto.
 - 4.5.2. Campo de aplicaciones.
 - 4.5.3. Definiciones.
 - 4.5.4. Clasificación.
 - 4.5.5. Codificación.
- 4.6. Producción anual prevista.
- 4.7. Ciclo de vida de la explotación-ciclo de operación.
- 4.8. Medios técnicos de producción.
 - 4.8.1. Introducción.
 - 4.8.2. Equipo de arranque y carga.
 - 4.8.3. Transporte de los productos.
 - 4.8.4. Agua y energía.
 - 4.8.5. Infraestructura e instalaciones auxiliares
- 4.9. Equipo humano de producción
- 4.10. Importancia del recurso mímico
- 4.11. Area de comercialización y husos previstos

COSTES DE LA EXPLOTACIÓN

- 1.- CONSIDERACIONES PREVIAS
- 2.- INVERSIONES
- 3.- COSTES
- 4.- CUENTA PROVISIONAL DE RESULTADOS.
- 5.- VIABILIDAD DEL PROYECTO.

VOLADURA TIPO

DOCUMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD

PLANOS EXPLOTACIÓN

MEMORIA

MEMORIA PROYECTO EXPLOTACIÓN.

1. - INTRODUCCIÓN

1.1. - ANTECEDENTES

La concesión minera "LAS TORCAS", N.º 2.482, está situada en los términos municipales de Chodes y Arandiga, es propiedad de la sociedad HERGIA SL, con CIF B-50451806 y C/Hermenegildo Garces, 63, -50260- Morata de Jalón (Zaragoza).

En 7 de diciembre de 1.995, la Dirección General de Industria y Energía de la D.G.A., otorgó la Concesión de Explotación Minera con el nombre de "LAS TORCAS 2.482" para recursos de la sección C).

Dicha Concesión de Explotación "LAS TORCAS", con el número de Registro Minero 2.807 para recursos de la clase "C", Yeso con una extensión de 12 cuadrículas mineras fue otorgada por un período de vigencia de 30 años.

La Sociedad HERGIA SL. y dirección a efecto de notificaciones en C/Afuera S/N, 50260, Morata de Jalón (Zaragoza), ha estado explotando la cantera denominada "LAS TORCAS nº 2.482" desde su puesta en marcha en 1.995, para abastecer de materia prima su fábrica de cemento situada en Morata de Jalón.

Este Proyecto de explotación requiere su adecuación a las prescripciones y contenidos establecidos en la Instrucción Técnica Complementaria (ITC 07.1.02), Capítulo VII del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, aprobada por la Orden de 16 de abril de 1990, del Ministerio de Industria y Energía.

La totalidad de la producción de la C.E. "LAS TORCAS" se destina como materia prima para la fabricación de cemento en la fábrica de Morata de Jalón de Hergia SL España Operaciones, S.L.U., como industria integral o de beneficio (no siendo descartable ningún otro uso).

La C.E. "LAS TORCAS" se encuentra en la zona suroccidental de la provincia de Zaragoza, en el borde más oriental de la Rama Aragonesa de la Cordillera Ibérica. Se sitúa en la zona noroccidental de la hoja nº 410 (La Almunia de Doña Godina) del Mapa Topográfico Nacional a escala 1:50.000.

La Explotación se localiza en los términos municipales de Chodes y Arándiga (Zaragoza) en los Parajes conocidos como "Las Canteras, Portijuelo, Las Pejuelas y Las Cajadas" y próximo a la localidad de Chodes.

El Todo-Uno extraído es transportado a la planta de tratamiento y clasificado que se encuentra ubicado en la propia zona de explotación. Dichas instalaciones de tratamiento, se ubican en una parte de la superficie de las parcelas catastrales número 122 y 123 del polígono 1 del municipio de Chodes, de la que se destina la producción obtenida en la cantera.

El mineral aprovechable en una granulometría aproximada de 0-35 mm, es destinado a la fabricación de cemento.

El presente proyecto se redacta a petición de la entidad "HERGIA, S.L.", con C.I.F.: B 50451806 y con domicilio a los efectos de comunicaciones en C/Hermenegildo Garces, 63, -50260- Morata de Jalón (Zaragoza), en cumplimiento de la Ley de Minas 22/1973 y del Reglamento General para el Régimen de la Minería, en sus Títulos V y VIII, en materia de aprovechamiento de recursos de la Sección C), así como del resto de las Normas vigentes a este respecto.

Por otra parte en cumplimiento del Real Decreto 975/2009, el titular tiene la obligación de redactar un proyecto de restauración para reflejar el estado final de los terrenos afectados por la actividad extractiva, siendo el mismo parte integrante de la documentación de solicitud de la autorización de aprovechamiento.

1.2. - OBJETIVOS.

El presente proyecto tiene como objetivo la definición de los parámetros técnicos y económicos de la explotación minera que ha sido proyectada teniendo en cuenta el resultado de las investigaciones realizadas, para dotar de la materia prima necesaria -yesos de alta pureza- para la continuidad de la actividad que se viene desarrollando en la explotación LAS TORCAS 2807 del TM de Chodes.

Esta yeso de alta pureza es necesaria necesario por ejemplo para cumplimentar la formulación del crudo a producir en la fábrica de CEMEX de Morata, con vistas a elaborar el clinker, así como para utilizarse en la adición a determinados tipos de cementos.

Independientemente de la situación de crisis por la que atraviesa el sector de la construcción y sus industrias auxiliares, la disponibilidad de unas adecuadas materias primas, tanto en calidad como en coste, para poder llevar a cabo la actividad, es una condición “sin ecuanum” para la viabilidad del proyecto industrial, en el que Hergia SL como principal accionista lleva apostando desde muchos años, con una fuerte inversión realizada hasta la fecha.

A parte de todo lo mencionado, evidentemente el presente proyecto tiene como principal objetivo dar cumplimiento a todos los requerimientos derivados de las legislaciones vigentes de los sectores involucrados en el mismo, con vistas a la obtención de la prórroga de explotación de la Concesión de Explotación solicitada.

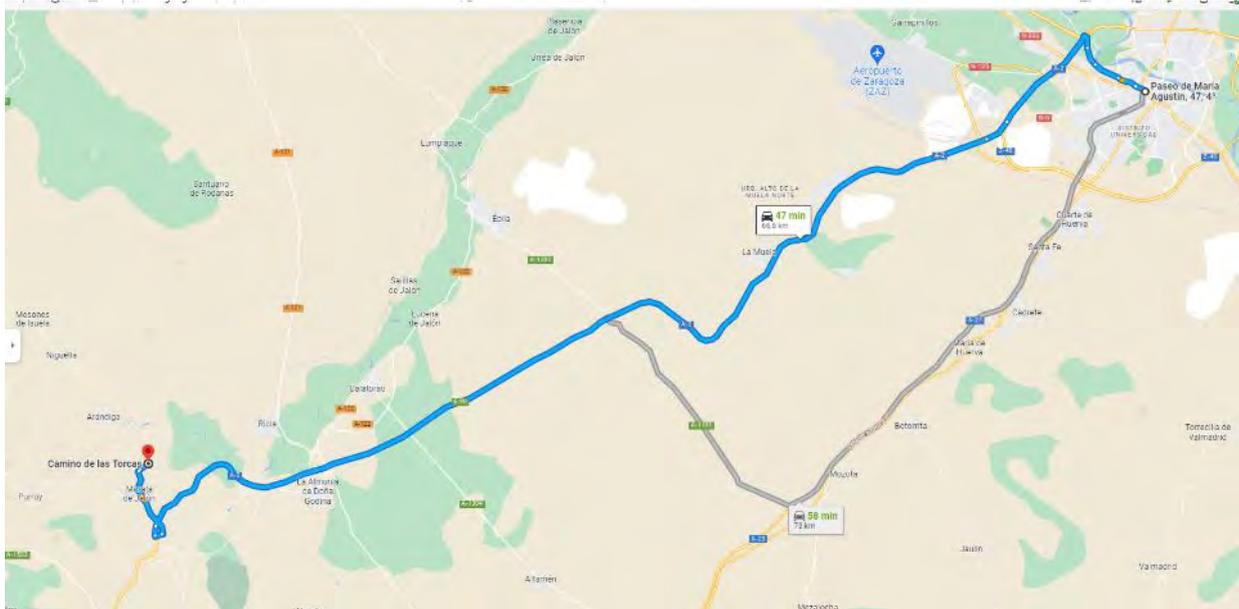
La mercantil HERGIA SL desarrolla su actividad empresarial en la extracción y fabricación de productos para la construcción, principalmente yesos.

Para poder asegurarse unas reservas suficientes y tener así una viabilidad económica de la CE LAS TORCAS, ubicada en Chodes y alrededores, de la mercantil HERGIA SL, es necesario disponer entre otras materias primas, de yesos de calidad y unas reservas garantizadas para los próximos 30 años que se pretenden solucionar con la prórroga de la C.E. LAS TORCAS 2807.

El principal cliente que se abastece es la fábrica de Morata de Jalón se fabricará clinker y a partir de éste diversos tipos de cementos utilizando caliza, arcillas, yesos y otros productos. La fábrica de Cementos que está construida y en funcionamiento desde 1932, se ubica en la ctra. ZP-1129 a la salida de Morata del Jalón en dirección a Villanueva de Jalón (Zaragoza).

1.3. - SITUACIÓN GEOGRÁFICA

La C.E. “LAS TORCAS” se encuentra en la zona suroccidental de la provincia de Zaragoza, en el área noroeste de la hoja nº 410 (La Almunia de Doña Godina) del Mapa Topográfico Nacional a escala 1:50.000. Su ubicación se muestra en el plano nº 1 (Situación) del documento Planos.



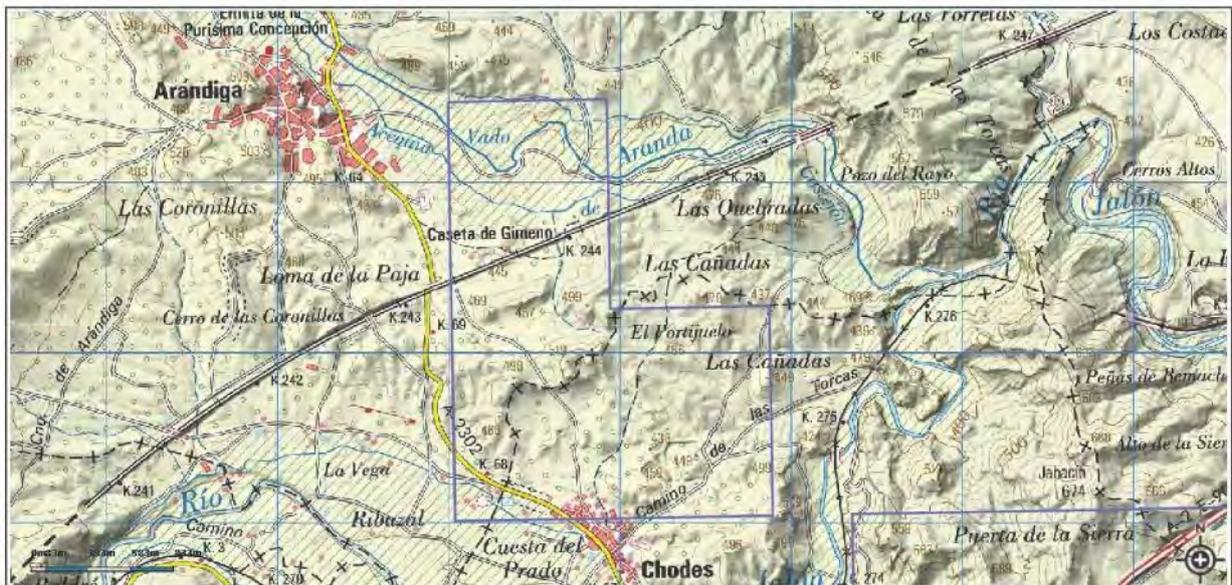
La delimitación de la concesión era la que se puede ver en la siguiente tabla, con referencia a coordenadas geográficas Struve-Datum Madrid (longitudes referidas al meridiano que pasa por el observatorio astronómico de Madrid) y que comprendía 12 cuadrículas mineras.

VÉRTICES	LONGITUD (W)	LATITUD (N)
V1	1º 29' 20" W	41º 30' 40" N
V2	1º 28' 40" W	41º 30' 40" N
V3	1º 28' 40" W	41º 30' 00" N
V4	1º 28' 00" W	41º 30' 00" N
V5	1º 28' 00" W	41º 29' 20" N
V6	1º 29' 20" W	41º 29' 20" N

Por todo esto, la C.E. “LAS TORCAS” Nº 2.482 queda con 12 cuadrículas mineras repartidas en los términos municipales de Arándiga y Chodes, de la provincia de Zaragoza, y una superficie total de 343,35 Has.



Comarca Valdejalón -T.M.Chodos.



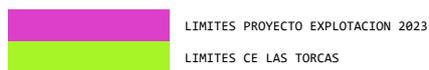
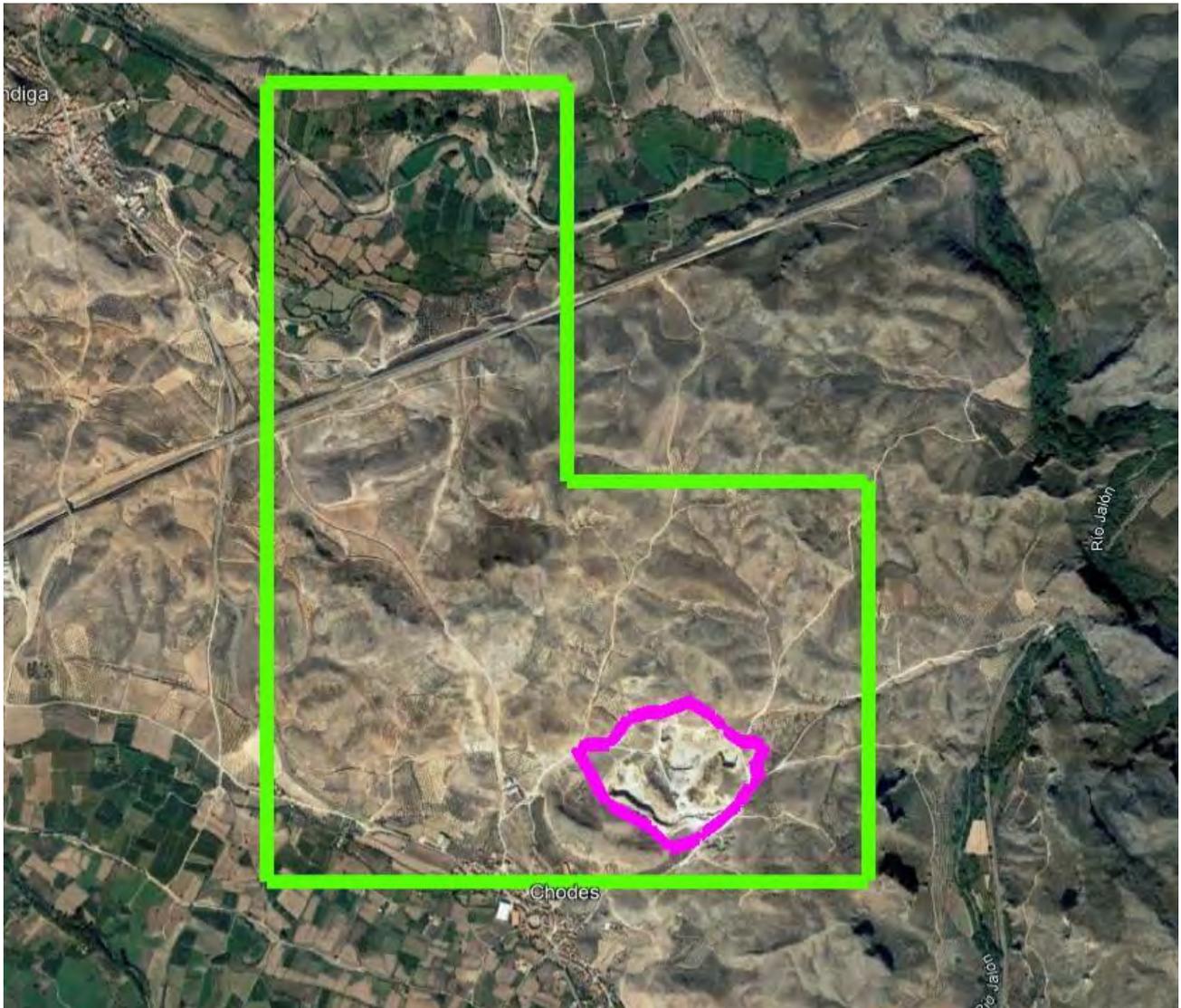


Gráfico 1º.- *Situación geográfica*

Las parcelas de terreno que se encuentran dentro de los límites del ámbito de explotación del proyecto pertenecen al polígono nº 1 y 2 del catastro de rústica de Chodes. La distribución de los recintos de la oficina virtual de catastro dentro del área extractiva se muestra en la siguiente figura.



Gráfico 2º.- Parcelario según catastro, en el ámbito del proyecto de explotación de La C.E. "LAS TORCAS 2.484".

El centroide del espacio ocupado por el ámbito del proyecto de explotación actual se ubica en las siguientes coordenadas del sistema ETRS89 X = 627.284; Y = 4.594.367.

En la siguiente tabla se recogen las superficies afectadas por la explotación hasta la fecha, así como las que se prevé explotar en el futuro.

Superficies afectadas	Área (m ²)
Superficie del ámbito del proyecto de explotación.	154.938
Superficie explotada hasta la fecha.	75.629
Superficie restaurada.	15.507
Superficie en explotación actual.	60.122
Superficie que se prevé explotar proyecto 2023.	51.959

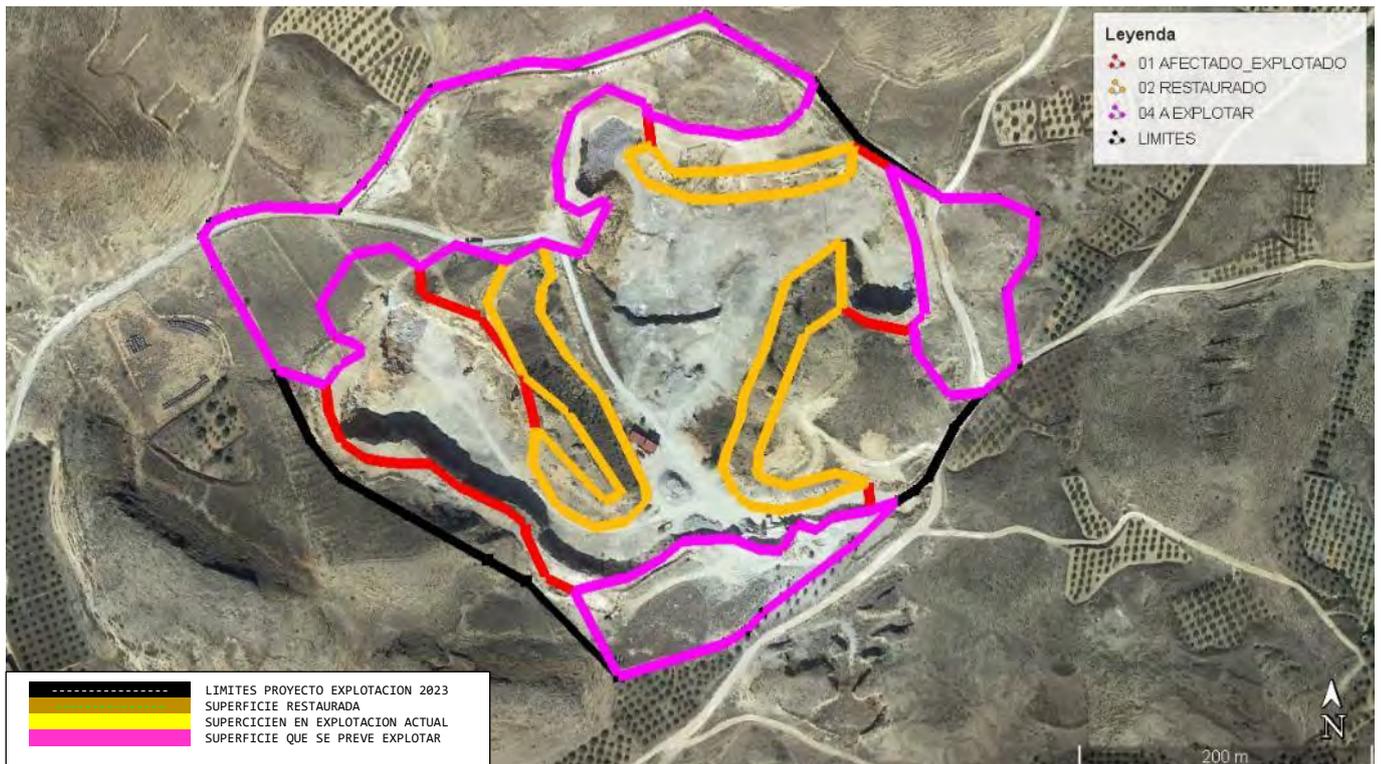
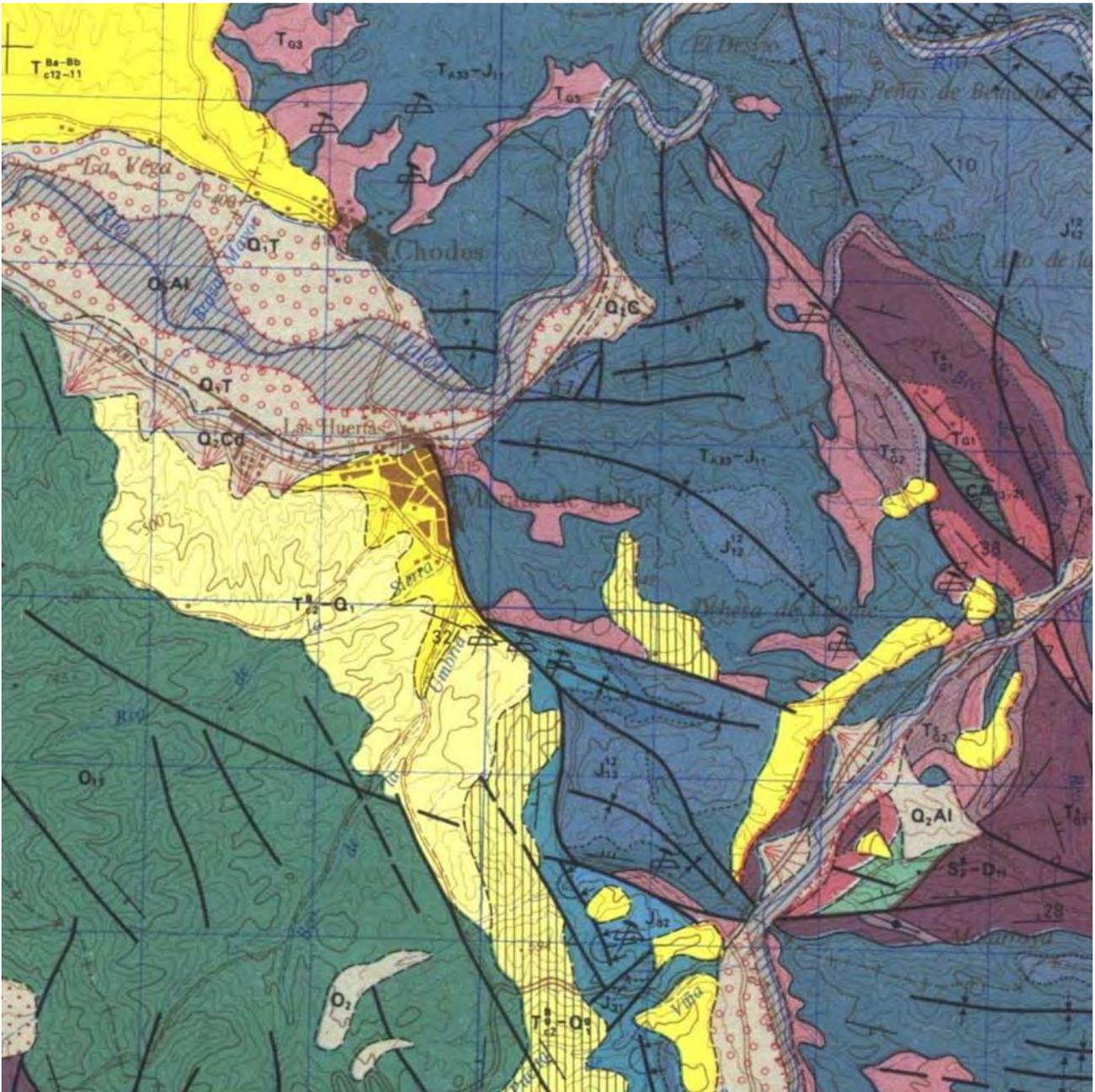


Gráfico 3º.- Superficies afectadas en el ámbito del proyecto de explotación vigente.

2.- MEDIO FÍSICO Y BIOLÓGICO

Se describen en este apartado las características principales del medio afectado por la explotación en la concesión LAS TORCAS.

2.1.- GEOLOGÍA



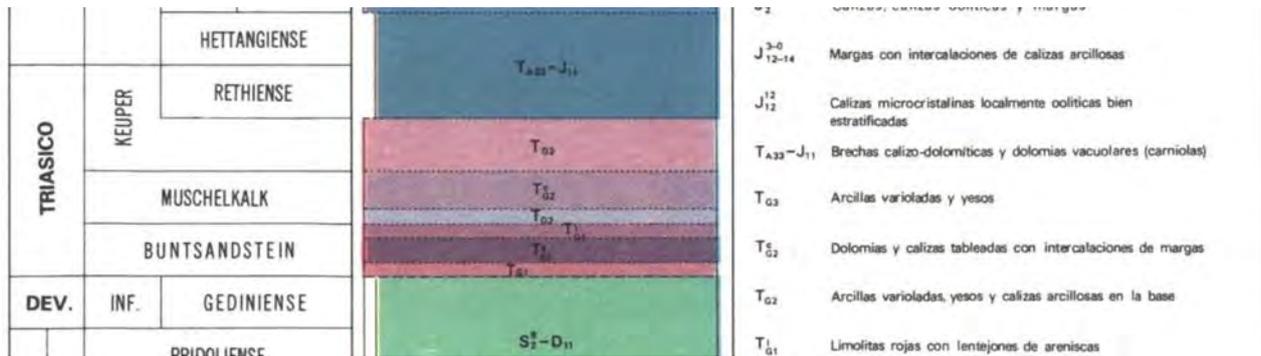


Gráfico 5º.- Mapa geológico de la concesión minera -Leyenda.

El municipio de Chodes se encuentra situado en el borde Norte de la Rama Aragonesa de la Cordillera Ibérica, en contacto con la Depresión Terciaria del Ebro. El relieve es poco accidentado y penillanurizado, oscilando entre las cotas de 400 y 500 m. La red fluvial está constituida localmente por el río Jalón.

El área que comprende la zona de estudio se encuentra situada en el dominio estructural de la Cordillera Ibérica y de la Cuenca Terciaria del Ebro, cada una con unas características propias pero manteniendo una estrecha relación tectosedimentaria, debido a la superposición de las etapas tectónicas de las orogénias Hercínica y Alpina.

2.1.1 Estratigrafía:

De más antiguas a más modernas, las formaciones geológicas que se localizan en la zona de estudio son:

2.1.1.1 Triásico:

Facies Keuper (T_{03}): los materiales de las facies Keuper están constituidos, al igual que en toda la Cordillera Ibérica, por arcillas varioladas y abigarradas (tonos rojos, amarillos y verdes) con niveles intercalados de yesos rojos. Hacia la parte baja suelen encontrarse algunas intercalaciones de margas arenosas amarillentas. Al ser una formación que presenta unos contactos muy mecanizados, el difícil medir su potencia métrica.

Este tipo de facies presenta unas características texturales y estructurales que permiten su interpretación como depósitos correspondientes a ambientes de lagoon hipersalino o sebkhas continentales de clima árido, con etapas de intensa evaporación.

En algunas zonas existen intercalados cuerpos y/o sills de basaltos espilitizados muy alterados y de color gris oscuro a violáceo, lo que contrasta con las tonalidades rojas de los sedimentos encajantes.

Basaltos alcalinos espilitizados: estos materiales afloran conjuntamente con las facies Keuper, generalmente interestratificados entre ellas, y hacia techo, bajo los términos carbonatados de la Fm. Imón, presentando una buena continuidad lateral. Se muestran habitualmente muy alterados, e incluyen dentro de su masa restos de materiales precedentes de las facies Keuper, rubefactados. Presentan un débil metamorfismo de contacto y una destacada vesicularidad, así como una zonación petrográfica.

2.1.1.2 Límite Triásico - Jurásico Marino:

Estos materiales afloran ampliamente en el término municipal de Chodes. Aunque cartográficamente se dividen en siete unidades, los que se pueden encontrar en la zona de estudio pertenecen a la unidad Rethiense - Hettangiense. Corresponden a una sedimentación marina, por lo que presentan cierta uniformidad de facies y espesores.

Rethiense - Hettangiense (TA33-J11): se trata de un conjunto dolomítico en el que, en líneas generales, se distinguen dos tramos litológicos, y que constituye las "Brechas sedimentarias de la base del Lías y la Fm. Dolomías y Carniolas de Cortes de Tajuña":

- Parte inferior: representada por dolomías vacuolares ('carniolas') masivas, de tonos gris-negrucos, y siempre azoicas (no contienen fósiles). El espesor medio es de unos 10 m., aunque al presentar mecanización en la base, pueden esperarse potencias mayores.
- Parte superior: conjunto de brechas dolomíticas con algunos cantos calizos.

Generalmente masivas, de tono gris oscuro, presentando localmente un cemento rojizo ferruginoso, así como una karstificación bastante acusada, con mineralizaciones de hierro. Dentro de dicho conjunto brechoide, la base presenta fragmentos menores de 5 cm., mientras que a techo aumentan de tamaño, llegando incluso a formar bloques estratificados.

En los tramos de brechas calizas de la parte superior hay cantos de micritas con secciones de Ataxophragmiidae (foraminífero bentónico), moluscos, ostrácodos y Crinoideos.

Localmente, entre las poblaciones de Morata de Jalón y Chodes, el río Jalón se encaja en esta formación, dejando al descubierto potencias que no sobrepasan los 80 m.

2.1.1.3 Mioceno:

Por similitud de facies, los materiales miocenos que afloran próximos a la zona de estudio, se han asociado al Mioceno de la Depresión del Ebro, el cual se separa en dos litofacies, aunque en este caso sólo aflora la de naturaleza terrígena. En algunos momentos estos sedimentos terciarios quedan cubiertos por sedimentos cuaternarios.

Burdigaliense -Vindoboniense- inferior T_{c12-11}^{Ba-Bb} : de carácter marcadamente terrígeno, se caracteriza por una serie de conglomerados rosados de cantos redondeados de cuarcita y matriz limo-arenosa, que pasan lateralmente a areniscas

de granos redondeados de cuarzo, poco cementados y con matriz limosa rojiza. La mayor parte de los bancos de conglomerados y areniscas se disponen en forma de relleno de paleocanales, con cicatrices o superficies de erosión. Hacia el techo, estos depósitos pasan a limolitas y arcillas limolíticas de tonos rojizos. En general, se trata de un depósito de tipo molásico que no contiene fósiles, y cuya potencia no sobrepasa los 80 m.

2.1.1.4 Cuaternario:

Discordante sobre las formaciones anteriores, formado especialmente por depósitos detríticos.

Pleistoceno (Q₁T): representado por un nivel de terraza fluvial correspondiente al río Jalón, situado a unos 10 m. sobre el cauce actual, y con una potencia de 8 m. Está constituido por gravas heterométricas redondeadas de cuarcitas, areniscas y calizas, empastadas por una matriz limo-arenosa.

Holoceno (Q₂A1): representado por los depósitos aluviales y la llanura de inundación correspondientes al relleno del río Jalón, situados topográficamente por debajo de la terraza (Q₁T). Litológicamente están formados por gravas heterogéneas con abundante matriz arenosa, aunque su contenido en finos aumenta sobre todo a lecho, debido al acercamiento a las facies de desbordamiento.

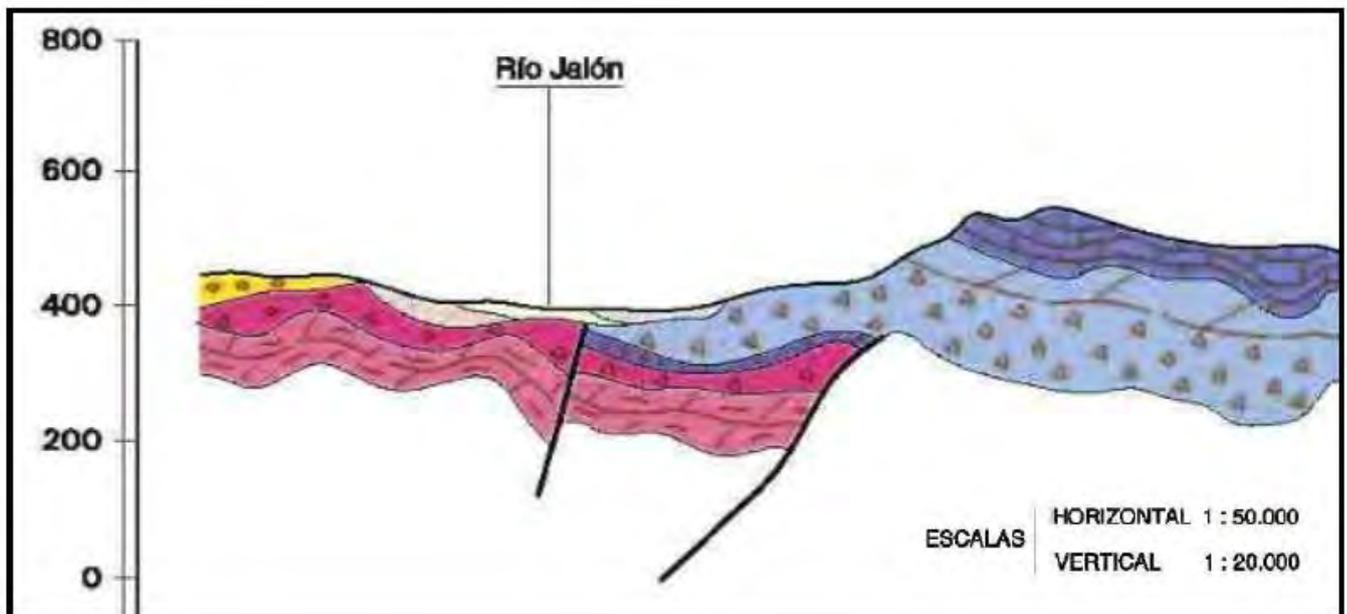
2.2. - TECTÓNICA:

La estructura actual es el resultado de varias etapas de deformación que pueden datarse a partir de su relación con la sedimentación sintectónica. Durante la extensión triásica se produjeron fallas normales de dirección NW-SE, la mayor parte de ellas con buzamiento hacia el Sur, aunque también aparecen algunas antitéticas de buzamiento Norte. Su geometría es lítrica, ya que producen basculamientos variables (de hasta 17º) en las series triásicas, y existen variaciones de espesor en las unidades dentro de un mismo bloque. La Fm. Cortes de Tajuña presenta fuertes cambios de espesor, entre 20 y 200 m., asociado al movimiento de las distintas fallas.

A partir del Permotriás se inicia una nueva etapa de carácter subsidente, que se prolonga durante todo el Jurásico. La serie Permotriásica se instala en las cuencas que conforman los materiales paleozoicos en su última fase distensiva o de fracturación. Próximos a los municipios de Chodes y Morata de Jalón, se aprecian débiles movimientos de carácter local en la base del Lías, produciéndose a expensas de ellos depósitos de

naturaleza brechoide que suelen fosilizar fallas de movimiento lístrico, que anteriormente jugaron en sentido inverso y que posteriormente, en los movimientos compresivos alpinos (oligocenos), vuelven a funcionar con carácter inverso.

En la figura siguiente se observa a partir de un corte geológico, los materiales aflorantes en y cercanos a la zona de estudio (rosa=Triásico, azul=Jurásico, amarillo =Terciario, gris = Cuaternario), así como la situación del río Jalón, y en profundidad, la disposición de dos fallas similares a las mencionadas anteriormente.



En el lugar donde se sitúa la cantera predominan dos tipos de litología: calizas y dolomías correspondientes a la Fm 'Cortes de Tajuña' del Jurásico, y arcillas con intercalaciones de yeso pertenecientes a la facies Keuper del Triásico.

2.3. - GEOMORFOLOGÍA

La zona en la que se encuentra Chodes corresponde mayoritariamente al conjunto de terrazas desarrollado en las márgenes del río Jalón. Los datos de sinuosidad y de morfología de canales indican que el río presenta en este tramo un trazado intermedio entre meandriforme y anastomosado, encajado unos 2-3 m. en la llanura. También se

reconocen huellas de antiguos cauces por los que transcurrió el río y que en la actualidad están abandonados.

La zona de actuación se localiza en una zona sin fenómenos geomorfológicos notables.

Modelados por génesis exógena:

Tanto en el área donde se encuentra la planta de préstamo, así como en las proximidades, se han distinguido tres tipos de modelado: fluvial, poligénico y antrópico.

Modelado fluvial:

Se han reconocido próximos a la zona de estudio dos niveles, uno correspondiente a la terraza inferior del río Jalón (+7-10 m.) y otro propio de la llanura de inundación. Una de las características del sistema de terrazas del río Jalón, es su dispositivo morfológico de terrazas colgadas, es decir, que dejan ver el sustrato terciario subyacente, a excepción del nivel inferior que se encuentra solapado sobre la llanura de inundación.

Otra de las formas fluviales con depósito son los conos de deyección, que se localizan principalmente en el valle del Jalón, a la salida de algunos arroyos y barrancos. Su morfología característica permite reconocerlos fácilmente tanto en foto aérea como en el terreno. Los depósitos constituidos por gravas se interpretan como resultado de mayor arrastre durante las avenidas, y los formados por limos con cantos dispersos, debidos a la pérdida de competencia de flujo del barranco correspondiente.

Modelado poligénico:

Dentro de este apartado se han diferenciado pequeños “vales” correspondientes al cauce del río Jalón.

Vales: de morfología suave, se sitúan en las zonas donde afloran yesos. Sobre ellos, las vales se caracterizan por ser estrechas y ramificadas, convergiendo en una val colectora. Algunos niveles podrían relacionarse con la terraza del cauce actual del río Jalón, así como con el nivel de terraza inferior.

Modelado antrópico:

Las canteras existentes, algunas de ellas abandonadas o en explotación intermitente, tienen como única finalidad el abastecimiento de materiales de construcción a los núcleos de población próximos a ellas. Se ha extraído material de los afloramientos yesíferos del Keuper, así como calizas jurásicas en las proximidades de Morata de Jalón para la fabricación de cementos. También se han extraído arenas gruesas y gravas de las terrazas del Jalón, utilizadas como áridos.

2.4. - HIDROGEOLOGÍA

La C.E. “LAS TORCAS” se encuentra en la cuenca del río Jalón, afluente del Ebro por su margen derecha.

2.4.1. - HIDROLOGÍA SUPERFICIAL

El área de explotación está situada en el río Jalón que desemboca al noroeste de la concesión minera en la margen derecha del río Ebro.

La escorrentía superficial se canaliza por pequeños barrancos, en los que se forman solo pequeños cursos de agua en épocas de lluvia. No aparecen cauces con flujo permanente. El área de actuación pertenece a la cuenca hidrográfica del río Jalón que se representan en la siguiente figura.

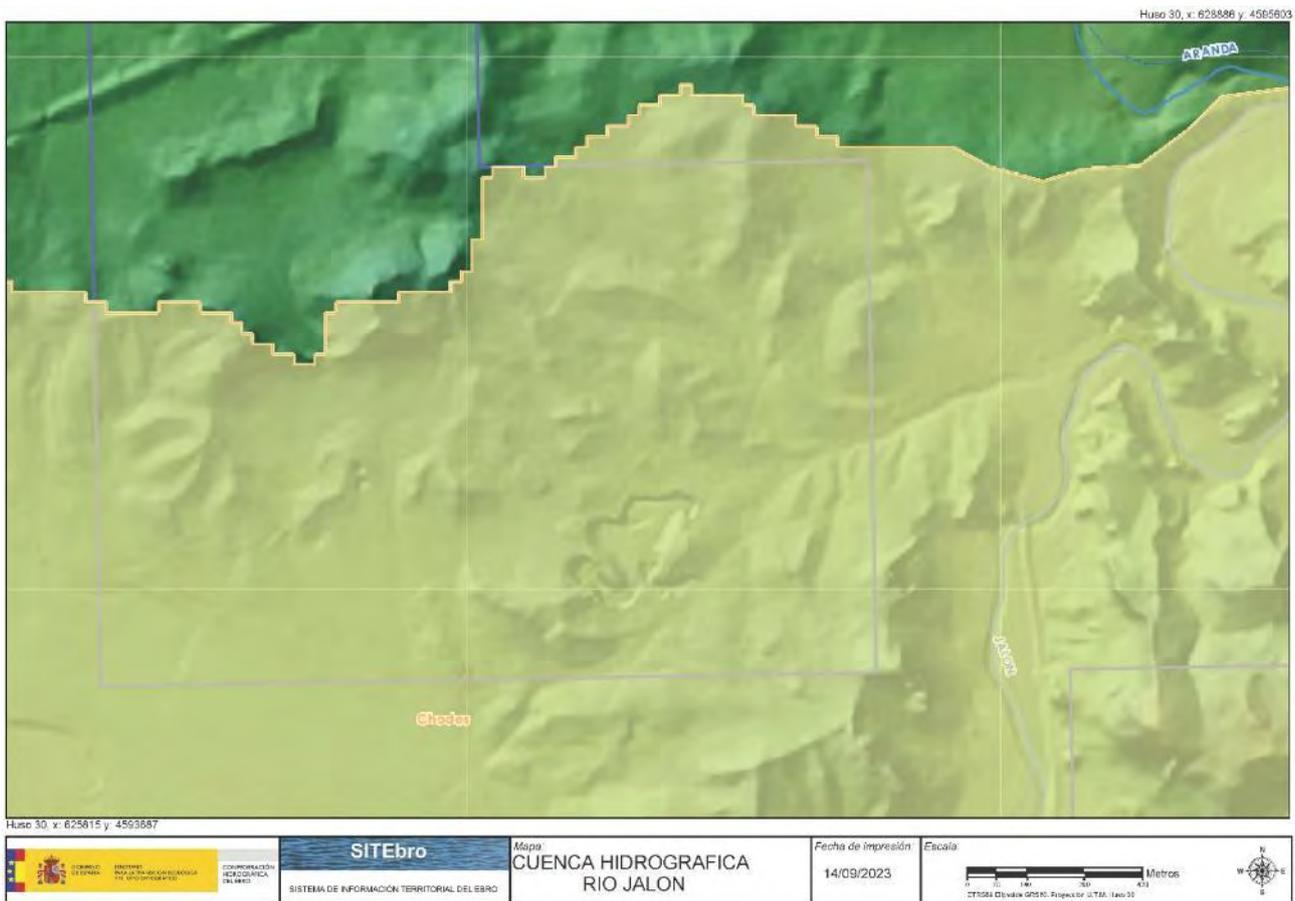


Gráfico 6º.- Cuencas hidrográficas en la zona de actuación.

En el siguiente gráfico se muestran las subcuencas hidrográficas en el área de actuación.

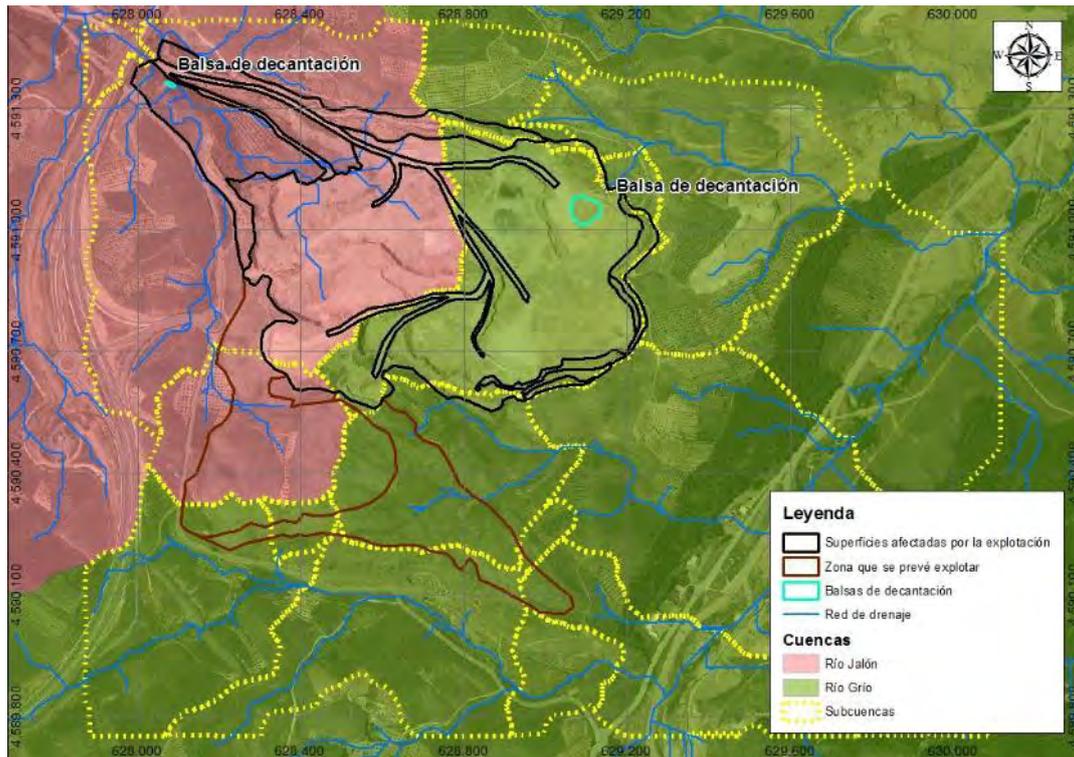


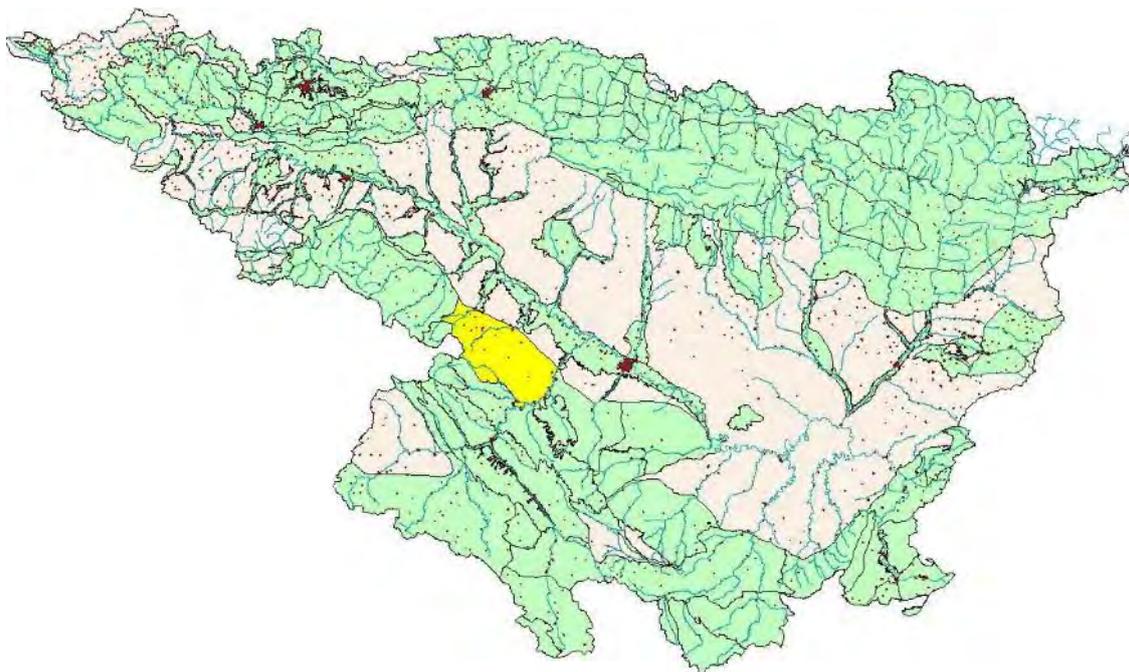
Gráfico 7º.- Subcuencas hidrográficas en el área de actuación.

2.4.2.- HIDROGEOLOGÍA

Localización y límites

Corresponde con el Somontano del Moncayo, entre los ríos Queiles y Jalón. El límite NE se sitúa en la traza no aflorante de la falla Nor-Ibérica, que pone en contacto, mediante un frente de cabalgamiento, el acuífero Mesozoico con los depósitos terciarios.

Cuenta con una extensión de 1.311 km², mayoritariamente en Aragón (96%) y una pequeña parte en Castilla y León (4%).



Localización de la masa de agua subterránea 09.072 - Somontano del Moncayo

Su límite NE se define según la traza de la falla Nor-Ibérica (alineación Tarazona - Borja - Bureta - Pozuelo, hasta el Jalón).

El límite SE se define en el río Jalón.

Hacia el SO, el límite se ha establecido según el contacto con los afloramientos triásicos o paleozoicos de las estribaciones orientales de la Sierra del Moncayo hasta Vozmediano y sobre el Purbeck-Weald hasta Ágreda.

Hacia el NO el límite coincide con la divisoria hidrográfica e hidrogeológica entre el Bco. de la Nava y Queiles

Características geológicas

El ámbito geológico de esta masa de agua subterránea está inscrito en el borde norte de la Rama Aragonesa de la Cordillera Ibérica, en su zona de contacto con la depresión terciaria del Ebro.

Alberga una amplia serie de materiales con edades desde el Paleozoico hasta el Cuaternario. Los primeros afloran en las cumbres de las sierras del Moncayo y de Tabuena. Orlando estos afloramientos paleozoicos se localiza el Triásico, cuya mayor representación areal son las facies detríticas del Buntsandstein (areniscas, lutitas y conglomerados). Muschelkalk y Keuper afloran muy poca extensión en las proximidades de Ainzón.

El Jurásico se localiza en la zona del anticlinorio de Litago, en los anticlinorios de Veruela y Calatorao y en pequeños afloramientos al NE del horst de Tabuena.

En el sector NE se localizan unos afloramientos del Cretácico Inferior (conglomerados, areniscas y limonitas del Grupo Tera).

El Terciario ocupa toda franja NE de la masa de agua subterránea, en contacto con la cuenca terciaria del Ebro. En el interior, el sinclinal de La Cabota, está relleno por materiales de esta edad.

Finalmente, el cuaternario está representado por aluviales que alcanzan su máximo desarrollo en las terrazas de los ríos Huecha y Jalón, así como en los glacis que tapizan el contacto entre las sierras de Moncayo y Tabuenca con la depresión del Ebro.

Acuíferos

En el ámbito de esta masa se identifican los siguientes acuíferos:

N	Edad	Litología
1	Carbonatado mesozoico	Facies Muschelkalk, Fms Imón, Cortes de Tajuña, Cuevas Labradas, Chelva, Calizas negras de Aldeapozo, Calizas con corales de Torrecilla en Cameros, Grupo Oncala
2	Terciario detrítico	Conglomerados
3	Terciario carbonatado	Calizas
4	Cuaternario aluvial	Aluviales del Huecha y del Jalón

El acuífero principal está compuesto de carbonatos mesozoicos de distintas edades que tienen un espesor del orden de 750 m. Afloran a lo largo de una banda continua de dirección NO-SE, emplazada al NE del anticlinorio de la Sierra del Moncayo. Constituye un acuífero cárstico por fisuración con un grado de carstificación muy variable. El Lías inferior adquiere unas excelentes condiciones hidrogeológicas con un comportamiento de tipo difuso. Hacia el O se fosiliza bajo sedimentos neógenos de la cuenca del Ebro.

Estos materiales muestran una disposición cabalgante sobre los materiales terciarios paleógenos, formándose barreras hidrogeológicas que interrumpen la continuidad de los flujos regionales, dando lugar a flujos ascendentes en las zonas de rebose de las escamas. Estos flujos son los responsables de los drenajes más destacados de la zona.

Otro acuífero está formado por conglomerados miocenos de 200 m de espesor. Son los receptores de los flujos procedentes del acuífero liásico (acuífero de Tarazona, ver corte 1). Están dispuestos subhorizontalmente y contienen numerosos cambios laterales de facies.

También aparecen otros materiales carbonatados terciarios y materiales aluviales cuaternarios que constituyen otros acuíferos de menor importancia.

Parámetros hidrodinámicos

Existe una relativamente abundante información sobre los parámetros hidrodinámicos de los acuíferos de esta masa de agua, merced a la multitud de obras de prospección y captación de aguas subterráneas que se han realizado en este ámbito. A modo de síntesis, se resumen en la tabla siguiente el rango de valores usuales de transmisividad (T) y almacenamiento (s) en las distintas formaciones prospectadas.

Formación	Litología	T	S
Imón	Dolomías tableadas	100 m ² /día	2E-5 a 8E-5
Cortes de Tajuña	Facies de carniolas	700 - 4.000 m ² /día	1,4E-3 a 3E-4
Cuevas Labradas	Calizas tableadas	700 a 1.600 m ² /día	
Chelva - Yátova	Calizas y calizas margosas libres Confinadas bajo el Terciario	5-50 m ² /día 150-1.300 m ² /día	
Loriguilla	Calizas y margas	110 - 200 m ² /día	
Torreçilla en Cameros	Calizas con corales	110 m ² /día	
Grupo Oncala (Facies Purbeck-Weald)		2.500 m ² /día	
Terciario	Facies conglomeráticas	3 -1.300 m ² /día	

Las mejores cualidades hidráulicas se localizan en las formaciones del Lías basal (Imón, Cortes de Tajuña y Cuevas Labradas) que, cuando se encuentran conectadas con flujos regionales, muestran un comportamiento cárstico de flujo difuso.

El resto de las formaciones jurásicas muestran unas características hidrodinámicas entre las tipologías cárstica en sentido estricto, con grandes conductos que concentran la mayor parte del flujo, y mixta. En algunos casos se han localizado paleocarst fosilizados bajo recubrimientos terciarios en los que se adquieren elevados valores de transmisividad.

Las facies del Cretácico inferior, en general son acuíferos de permeabilidad media a baja, a excepción de las zonas en que el terciario fosiliza un paleocarst, como ocurre en el entorno de Tarazona.

En el terciario, las mejores cualidades hidráulicas se concentran en las facies más gruesas, pudiendo constituir acuíferos de elevada permeabilidad por fracturación y fisuración.

Piezometría y direcciones de flujo

La tectónica de cabalgamientos desempeña un importante papel en la organización del flujo subterráneo, provocando la transferencia de flujos, desconexiones entre zonas

distintas o situaciones de rebose del flujo por enfrentamiento de las formaciones acuíferas con materiales de baja permeabilidad.

Así, el cabalgamiento nor-ibérico que enfrenta los acuíferos presentes en el entorno de Tarazona, Pozuelo y épila, con los materiales de baja permeabilidad del Terciario, provoca el rebose del flujo subterráneo que da lugar a los manantiales de San Juan, Santa Ana y los Ojos del Pontil.

En las cuencas del Queiles y Huecha el flujo subterráneo tiene una dirección preferente hacia el NE, donde se localizan las descargas terminales asociadas al cabalgamiento noribérico. Los gradientes muy bajos (del orden del 0,3%), propios de medios de elevada permeabilidad.

Al oeste de la cuenca del Huecha, en la zona de Fuendejalón, existe una divisoria subterránea, de forma que los flujos adquieren una dirección predominante SO, hacia el Jalón, para alimentar los Ojos del Pontil y, de forma difusa, el propio río.

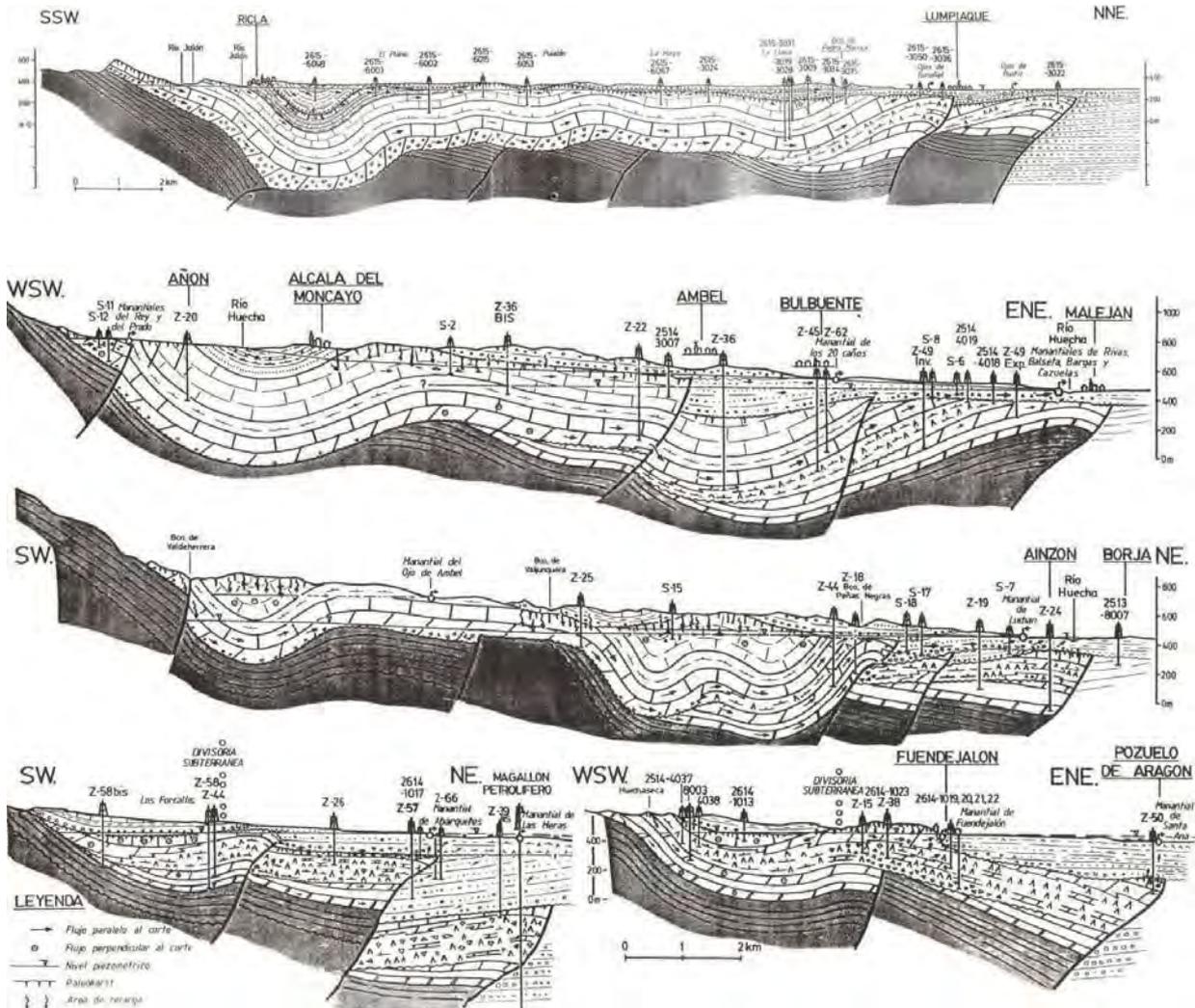
Al sur de la sierra de Tabuena, las direcciones de flujo tienen la misma componente SE par dirigirse hacia el Jalón.

En la cabecera del Isuela, las direcciones de flujo subterráneo son convergentes hacia el río, para drenar por los manantiales de Purujosa y Cálcena.



Mapa de isopiezas y direcciones de flujo (San Román, 1994)





Cortes hidrogeológicos (San Román, 1994).

Áreas de recarga y descarga

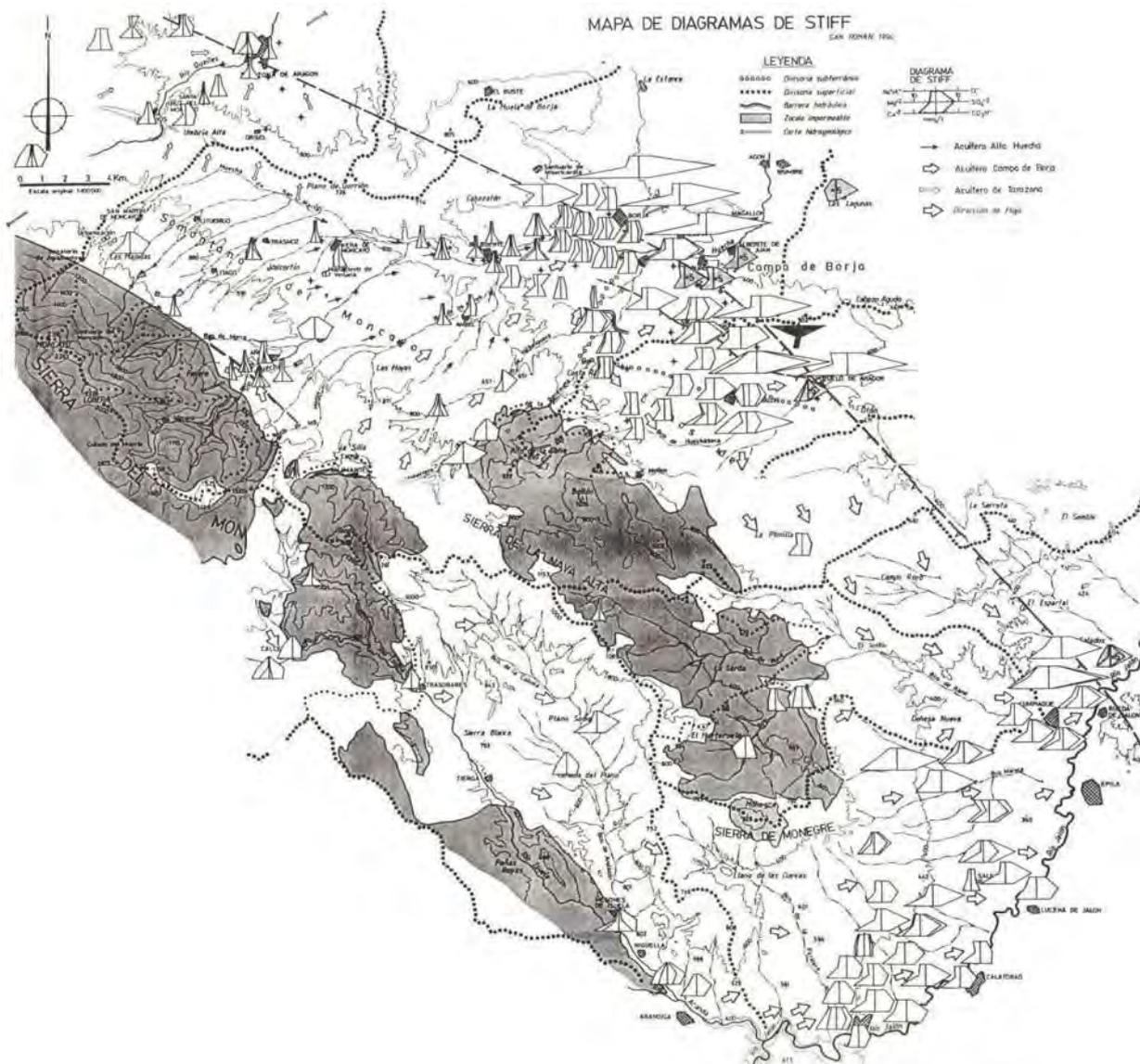
La recarga se produce mediante infiltración de la precipitación (y en algunas zonas de cabecera desde la red fluvial) sobre los afloramientos mesozoicos del borde de la Cordillera Ibérica, incluyendo los afloramientos miocenos en aquellas zonas donde fosilizan directamente los materiales mesozoicos. Las zonas de recarga preferente se localizan al pie de las sierras, allí donde se ponen en contacto los materiales de baja permeabilidad, que generan gran cantidad de escorrentía superficial, con las formaciones más permeables (del Lías basal).

Una pequeña parte de los recursos descarga en los manantiales de cabecera, aunque en su mayor parte lo hacen subterráneamente hacia el Lías, finalizando en los manantiales que surgen en el frente de cabalgamiento de la falla Nor-Ibérica (Ojo de San Juan en Tarazona

manantiales de Borja, Ojos de Pontil y Toroñel). También existen descargas a la red fluvial (Jalón).

Hidroquímica

Se ha constatado una mineralización progresiva en la dirección del flujo subterráneo: las facies bicarbonatadas cálcicas de mineralización ligera a media dominan en las zonas de cabecera: alto Huecha y alto Isuela. Éstas progresan hacia facies bicarbonatadas-sulfatadas cálcicas de mineralización media (Borja, Tarazona), hasta aguas sulfatadas cálcicas de elevada mineralización en las zonas de descarga de flujos con más tiempo de tránsito (Ricla, Lumpiaque).



Mapa de facies hidroquímicas (San Román, 1994)

Los análisis realizados hasta la fecha no han constatado la presencia de contaminación.

Diagnóstico del estado

No hay evidencias de contaminación puntual.

Existen numerosas extracciones que captan el acuífero mesozoico. Las demandas más significativas atienden a usos agrarios en la zona de Ricla - Fuendejalón. En general, muchos de las poblaciones asentadas sobre esta masa de agua subterránea se abastecen de ella. La extracción de agua alcanza un valor del orden de 32 hm³/año. Se localiza fundamentalmente de las zonas de descarga, menos vulnerables a este tipo de presión. Por otra parte, en relación a sus recursos, valorados entre 80 y 100 hm³/año, no suponen un riesgo para la masa de agua.

Una parte muy importante de su superficie está ocupada por labores agrícolas. En su mayoría cultivos en secano. Las zonas de regadío están restringidas a las vegas de los ríos Jalón, Huecha y Queiles. En el primero se está produciendo una significativa ampliación de las zonas de riego merced a la extracción de aguas subterráneas.

No hay otras presiones significativas sobre esta masa de agua. Los escasos vertidos urbanos sin depurar de los que se tiene constancia se realizan hacia el Jalón, en un sector donde la masa de agua es poco vulnerable a la contaminación.

Por lo tanto, la única presión significativa sobre esta masa de agua deriva del uso agrícola del suelo. Hasta la fecha éste no ha supuesto una afección significativa sobre el agua subterránea

En la mayor parte de la superficie sobre esta masa de agua apenas se realizan actividades que supongan presiones significativas sobre la masa de agua. Las presiones más significativas, que derivan de las actividades agrícolas, se concentran en zonas en las que la masa es menos vulnerable.

No se considera en riesgo.

De acuerdo con la información facilitada por la CHE, no existen puntos de agua inventariados en la zona de la cantera e inmediaciones. Los puntos de captación de agua más cercanos al área de estudio se representan en el siguiente gráfico.

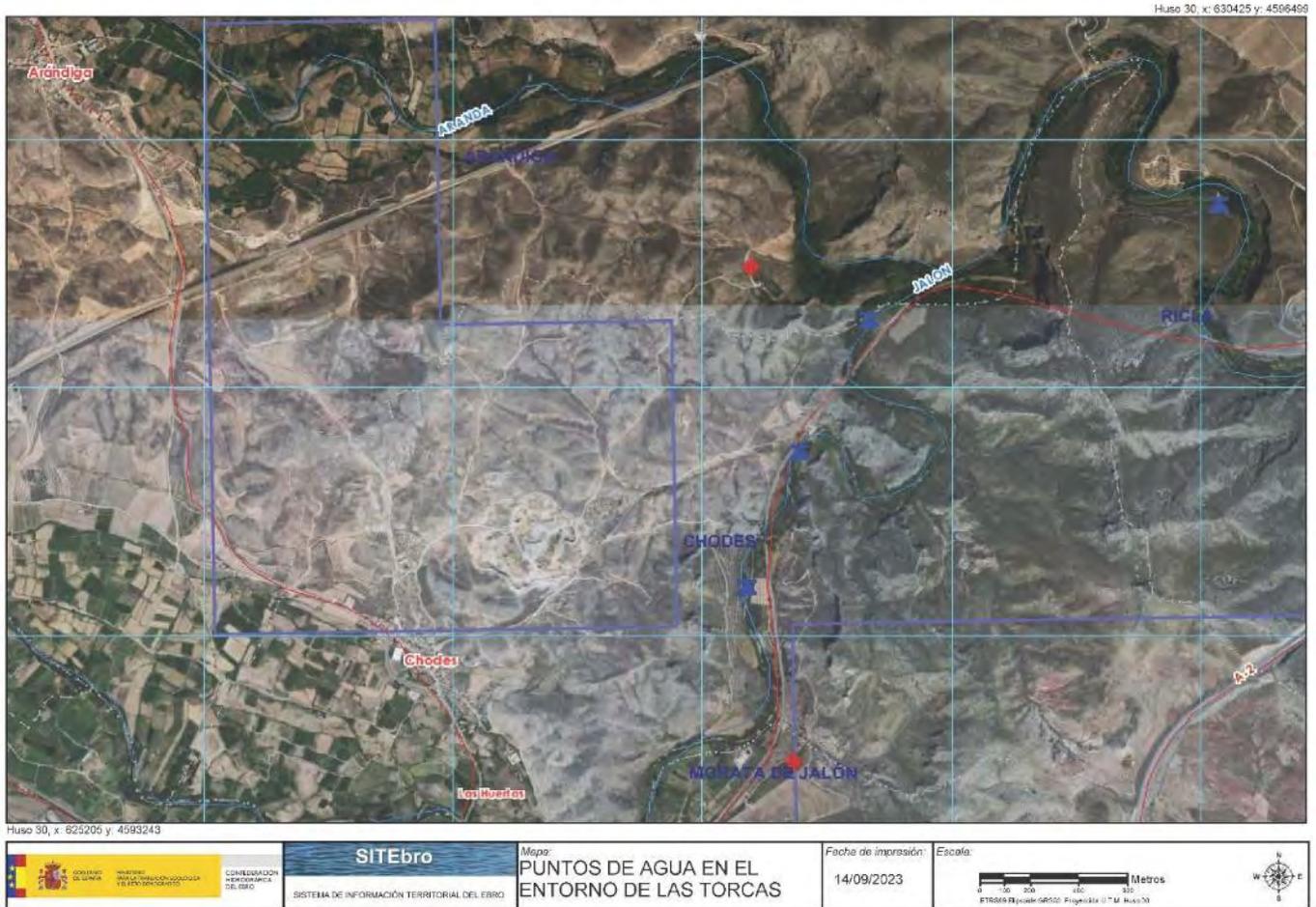


Gráfico 8º.- Puntos de agua en el entorno de La concesión “LAS TORCAS”.

2.5.- CLIMATOLOGÍA

La concesión minera LAS TORCAS se sitúa en el piso bioclimático mesomediterráneo entre la depresión del Ebro y el Sistema Ibérico, caracterizado por ser un clima estacional con inviernos fríos y veranos cálidos, presentando una precipitación repartida principalmente entre la primavera y, en menor medida, el otoño.

Teniendo en cuenta los datos de las diferentes estaciones meteorológicas representativas de la zona, la precipitación media se encuentra en torno a 372 mm anuales, con una elevada ETP (unos 781 mm anuales de media entre las estaciones). La temperatura media se sitúa aproximadamente en los 14,5°C.

La determinación de las precipitaciones y temperaturas se ha realizado tomando como referencia los datos de estaciones meteorológicas situadas en las proximidades del área de estudio. A continuación, se detalla el nombre de cada estación, sus coordenadas y su altitud en metros sobre el nivel del mar.

Estación	Longitud	Latitud	Sistema de coordenadas	Altitud (m.s.n.m.)
Calatayud (9394X)	013843W	411952	ETRS89	600
La Almunia (La Redonda) (9425C)	012151W	412719	ED50	398
La Almunia (EITA Comarcal) (9427B)	01°21'51''W	41°27'19''N	Geográficas	398
Morata de Jalón (9405E)	012849W	412815	ED50	460
Nigüella (9414)	013129W	413217	ED50	482
Ricla (9416A)	012435W	413017	ED50	377

2.5.1. - PRECIPITACIONES

En la siguiente tabla se muestran las precipitaciones medias mensuales y anuales registradas en el periodo indicado en cada estación meteorológica considerada.

Estación	Años	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D	Anual
Nigüella	1966-2012	21.3	20.9	24.4	47.1	49.6	37.2	20.0	19.7	30.3	33.4	35.8	25.0	364.7
La Almunia EITA Comarcal	1949-2010	21.3	22.8	26.7	42.0	52.1	40.4	22.3	20.4	36.5	36.6	32.3	30.6	382.9
Morata de Jalón	1928-2011	20.3	21.2	26.9	37.6	47.2	40.9	20.8	20.7	33.8	36.2	29.2	25.6	360.3
Ricla	1949-2011	22.8	21.4	27.2	42.8	50.0	40.8	21.9	21.3	37.1	38.8	31.8	27.3	383.1
Calatayud Aguas	1923-2003	23.5	19.5	26.3	38.0	52.2	39.4	24.2	20.6	35.5	34.4	33.2	25.9	372.7

Unidad: L/m²

2.5.2. - TEMPERATURAS

En primer lugar se consideran las temperaturas medias anuales de las máximas mensuales en cada estación considerada. La siguiente tabla se obtiene calculando el promedio de los datos registrados en todos los años del periodo considerado.

Estación	Año	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D	Anual
La Almunia EITA Comarcal	1986-2010	11.5	13.8	17.6	19.1	24.1	28.7	31.9	31.4	26.6	21.3	15.5	11.9	21.2
La Almunia La Redonda	1979-2012	10.7	13.0	16.8	18.7	23.4	28.8	32.2	31.7	27.2	21.3	14.9	11.4	20.8
Calatayud Aguas	1937-2003	9.9	12.8	16.2	18.2	22.3	27.4	31.2	30.9	26.8	20.8	14.4	10.1	20.1

Unidad: °C

A continuación, se consideran las temperaturas medias mensuales y anuales. En la tabla se muestra el promedio de todos los años considerados.

Estación	Años	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D	Anual
La Almunia EITA Comarcal	1986-2010	7.4	8.7	11.5	13.2	17.7	21.7	24.4	24.2	20.0	15.7	10.8	7.8	15.3
La Almunia La Redonda	1979-2012	6.6	7.9	10.7	12.6	16.9	21.4	24.3	23.9	20.2	15.3	10.2	7.1	14.8
Calatayud Aguas	1937-2003	5.0	6.8	9.4	11.5	15.4	19.9	22.9	22.5	18.9	13.8	8.6	5.5	13.3

Unidad: °C

En la siguiente tabla se consideran las temperaturas medias anuales de las **mínimas** mensuales. En la tabla se muestran los valores promedio de todos los años considerados en la serie.

Estación	Años	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D	Anual
La Almunia EITA Comarcal	1986-2010	3.2	3.6	5.5	7.3	11.2	14.7	17.0	17.0	13.4	10.1	6.1	3.7	9.4
La Almunia La Redonda	1979-2012	2.4	2.7	4.7	6.6	10.3	14.1	16.3	16.1	13.1	9.3	5.4	2.9	8.7
Calatayud Aguas	1937-2003	0.0	0.7	2.5	4.8	8.5	12.4	14.6	14.0	11.0	6.9	2.9	0.9	6.6

Unidad: °C

Por último, se presentan el valor de temperatura máxima y mínima que se ha registrado cada mes en toda la serie considerada.

Temperaturas máximas registradas en toda la serie

Estación	Años	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D
La Almunia EITA Comarcal	1986-2010	14.5	18.3	20.8	21.7	27.1	33.0	34.8	35.3	29.8	24.7	18.7	14.3
La Almunia La Redonda	1979-2012	13.6	18.8	21.1	21.6	26.5	32.6	35.0	34.9	31.1	24.6	18.1	14.1
Calatayud Aguas	1937-2003	14.4	18.8	22.0	24.8	29.4	31.6	36.2	35.5	33.5	28.2	18.4	16.2

Unidad: °C

Temperaturas mínimas registradas en toda la serie

Estación	Años	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D
La Almunia EITA Comarcal	1986-2010	-0.7	0.9	3.7	4.5	8.7	11.9	15.4	15.3	11.1	7.9	3.2	-0.5
La Almunia La Redonda	1979-2012	-2.0	-1.2	2.1	4.5	7.3	12.2	12.8	13.5	10.4	6.5	2.1	-1.5
Calatayud Aguas	1937-2003	-4.9	-5.6	-1.0	2.6	5.8	8.5	9.0	8.3	7.8	3.8	-1.8	-8.0

Unidad: °C

Los diagramas ombrotérmicos de las estaciones de la Almunia de Doña Godina (EITA Comarcal) y Calatayud aparecen en los siguientes gráficos:

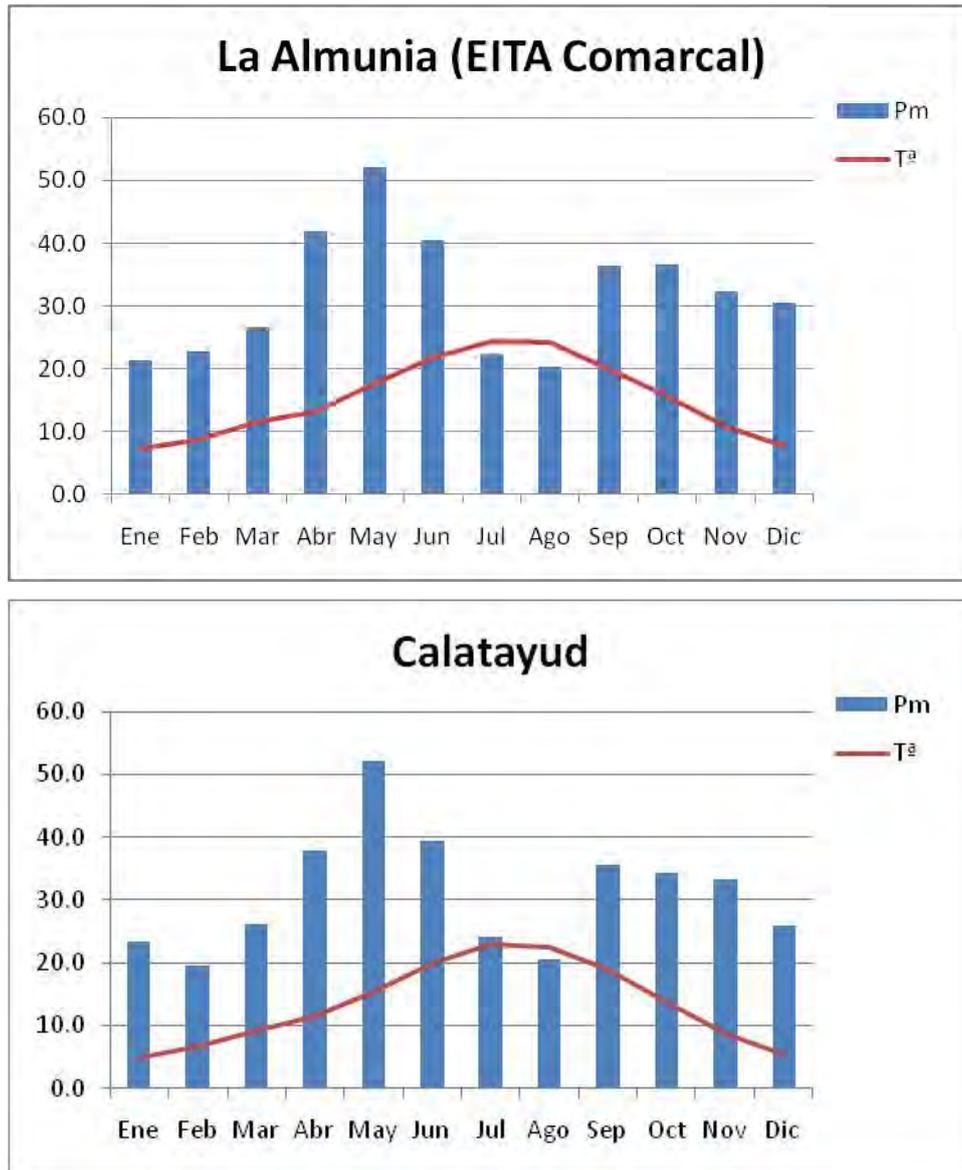


Gráfico 9º.- Diagramas ombrotérmicos de estaciones representativas de la zona de estudio. Pm: Precipitación media (L/m²); Tª: Temperatura (°C).

2.5.3. - EVAPOTRANSPIRACIÓN

En la siguiente tabla se presentan datos de evapotranspiración en las estaciones de La Almunia (EITA Comarcal) y Calatayud.

Estación	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D	Anual
La Almunia (EITA Comarcal)	14,6	19,9	37,1	49,9	84,9	119,4	149,6	136,3	89,3	55,4	27,4	16,5	800,4
Calatayud	12,8	15,2	29,2	47,4	84,1	111,8	147,0	130,7	91,0	58,0	23,6	11,9	762,7

2.5.4. - CLASIFICACIÓN CLIMÁTICA

De acuerdo con la clasificación climática de Köppen, la zona se corresponde con un clima semiárido frío, con la temperatura media anual por debajo de los 18 °C.

2.6. - EDAFOLOGÍA

En la mayor parte del entorno, donde afloran las litologías Jurásicas, los suelos son incipientes, indiferenciados A/C. Se trata de litosuelos dominados por el afloramiento rocoso. Solo en los fondos de algunos valles se acumulan suelos jóvenes más profundos y algo evolucionados de perfil A/(B)/C (modificados por la práctica agrícola).

En la zona de explotación los suelos pertenecen al ORDEN Inceptisol, SUBORDEN Ochrept, GRUPO Xerochrept, ASOCIACIÓN Haploxeralf, INCLUSIÓN n/a, a excepción del sector noreste donde la ASOCIACIÓN es n/a y la INCLUSIÓN Haploxeralf y Rhodoxeralf.

2.7. - VEGETACIÓN

2.7.1. - VEGETACIÓN POTENCIAL

La vegetación potencial del área de estudio corresponde a la serie mesomediterránea castellano-aragonesa seca basófila de *Quercus rotundifolia* o carrasca (*Bupleuro rigidi - Querceto rotundifoliae sigmetum*). VP: Carrascales.

Hacia el sur de la concesión aparece la Geomacroserie riparia silicifila mediterráneo-iberoatlántica. VP: Alisedas. Son áreas que se corresponden con las riberas del río Jalón.

Al oeste y suroeste aparece el piso supramediterráneo, serie supra-mesomediterránea ibero-soriana silicícola de *Quercus rotundifolia* o encina (*Junipero oxycedri-Querceto rotundifoliae sigmetum*). VP: Carrascales silicícolas.

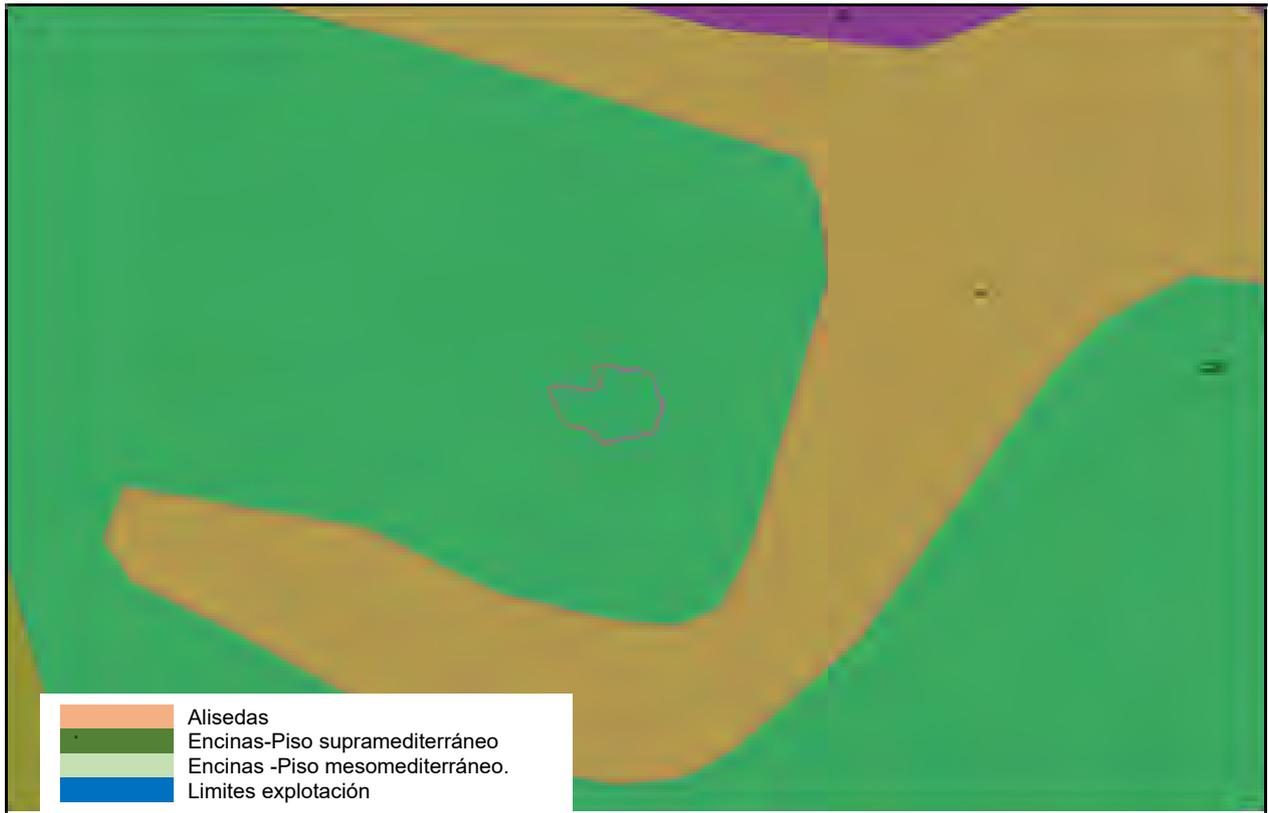


Gráfico 10º.- *Vegetación potencial del área de estudio* Fuente: Mapa de “Series de Vegetación de España” de Rivas-Martínez

2.7.2. - VEGETACIÓN ACTUAL

La zona de explotación y su entorno se caracterizan por tener un relieve alomado, con zonas llanas y algunos barrancos aterrizados ocupados por cultivos, y el resto del territorio cubierto mayoritariamente por matorrales de sustitución del carrascal original.

Se ha determinado una zona de estudio alrededor del límite del proyecto de explotación actual que comprende el área extractiva y el espacio definido por la envolvente de 1 km alrededor de la misma.

Para caracterizar el estado de la vegetación actual se ha elaborado un mapa de vegetación constituido por las siguientes unidades homogéneas: Matorral, Cultivos, Cultivos abandonados, Repoblaciones, Zonas alteradas y Núcleo Urbano, cuya composición y principales características se describen a continuación.

Las superficies de cada tipo o unidad de vegetación del mapa realizado se muestran en la tabla adjunta.

Matorrales

Constituye la vegetación que cubre la mayor parte del área extractiva delimitada en el proyecto de explotación actual (zona no alterada), así como las inmediaciones de la explotación. Está formada por matorral bajo de tomillo y aliaga con algunos pies de arbóreos y arbustivos de mayor tamaño. En general, las laderas se encuentran escasa o medianamente cubiertas de vegetación. En las repisas y en los fondos de los barrancos, donde se acumula un mayor espesor de suelo, la cubierta es mayor.

Salpicando el matorral bajo aparecen pies dispersos de pino carrasco (*Pinus halepensis*) junto con arbustos altos como sabina negra (*Juniperus phoenicea*), espino negro o escambrón (*Rhamnus Lycioides*), retama (*Retama sphaerocarpa*), romero (*Rosmarinus officinalis*), jara (*Cistus salvifolius*), aladierno (*Rhamnus alaternus*) y aliaga (*Genista scorpius*).

El matorral bajo está compuesto por tomillo (*Thymus vulgaris*), *Fumana thymifolia*, *Lavandula latifolia*, *Salvia lavandulifolia*, *Bupleurum fruticosum*, *Helianthemum cinereum rotundifolium*, *Sideritis spinulosa* subsp *spinulosa*, *Petrorhagia prolifera*, *Leuzea conifera*, *Ruta angustifolia*, *Linum narbonense*, *Teucrium chamaedrys*, *Eryngium campestris*, *Ditrichia viscosa*, *Euphorbia characias*, etc.

La cobertura de gramíneas duras como *Brachypodium retusum*, *Stipa offneri* *Dactylis glomerata*, *Koeleria vallesiana*, etc., que forman parte del pastizal que cubre el terreno en algunos puntos, llega a ser ocasionalmente notable.

En algunos puntos del área afectada surgen afloramientos rocosos de yesos en los que aparece, como especie típica de estos ambientes, el té de roca (*Jasonia glutinosa*), junto con otras especies características de los matorrales del entorno (*Juniperus phoenicea*, *Rhamnus Lycioides*, *Rhamnus alaternus*, *Salvia lavandulifolia*, etc.). La cobertura es muy baja y los matorrales que acompañan al té de roca se enraízan en las repisas de la roca formando comunidades muy abiertas. Son comunidades muy pobres y poco representativas del *Jasonio glutinosae-Linarietum cadevallii*.

Donde los suelos son menos pedregosos y más arcillosos se desarrollan retamares muy abiertos, con acompañamiento de tomillos, romeros y algunas de las otras especies nombradas más arriba.

Replantaciones

El área de estudio de las inmediaciones de la explotación no se ha realizado ninguna repoblación Arborea.

Cultivos en uso

Dentro del área de estudio, los cultivos en uso y abandonados predominan en los alrededores de la zona extractiva delimitada en el proyecto de explotación actual.

Los cultivos en uso son, básicamente, cultivos de frutales, olivos y almendros. En los cultivos que se labran habitualmente para eliminar las hierbas de los pasillos entre árboles se desarrollan comunidades pioneras del *Roemerieto- Hypecoetum*, en la variante en la que domina *Eruca vesicaria*. Son comunidades efímeras en las que la presencia o ausencia de especies viene determinada por el uso de herbicidas y por la frecuencia de los laboreos de la tierra.

Cultivos abandonados

Son antiguos cultivos de herbáceas y alguna parcela de olivos y almendros que ya no se trabajan.

Zonas alteradas

Son zonas afectadas por obras y actividades humanas que carecen de vegetación o ésta es muy escasa y limitada a especies ruderales y fases empobrecidas de las comunidades circundantes.

En el área de estudio destacan las zonas afectadas por los caminos y por la cantera en explotación y otras áreas degradadas.

2.7.3.- FLORA CATALOGADA

En la zona ocupada por el área de explotación no se tiene conocimiento de la existencia de ninguna de las especies de flora incluidas en el Catálogo Nacional de Especies Amenazadas (*Real Decreto 139/2011, de 4 de febrero, para el desarrollo del Listado de Especies Silvestres en Régimen de Protección Especial y del Catálogo Español de Especies Amenazadas*) o en el Catálogo de Especies Amenazadas de Aragón (*Decreto 49/1995, de 28 de marzo, de la Diputación General de Aragón, por el que se regula el Catálogo de Especies Amenazadas de Aragón*), ambos modificados posteriormente.

La vegetación del entorno de la cantera está constituida por especies comunes de matorrales mediterráneos, romerales y tomillares en los que es improbable la aparición de especies raras o catalogadas.

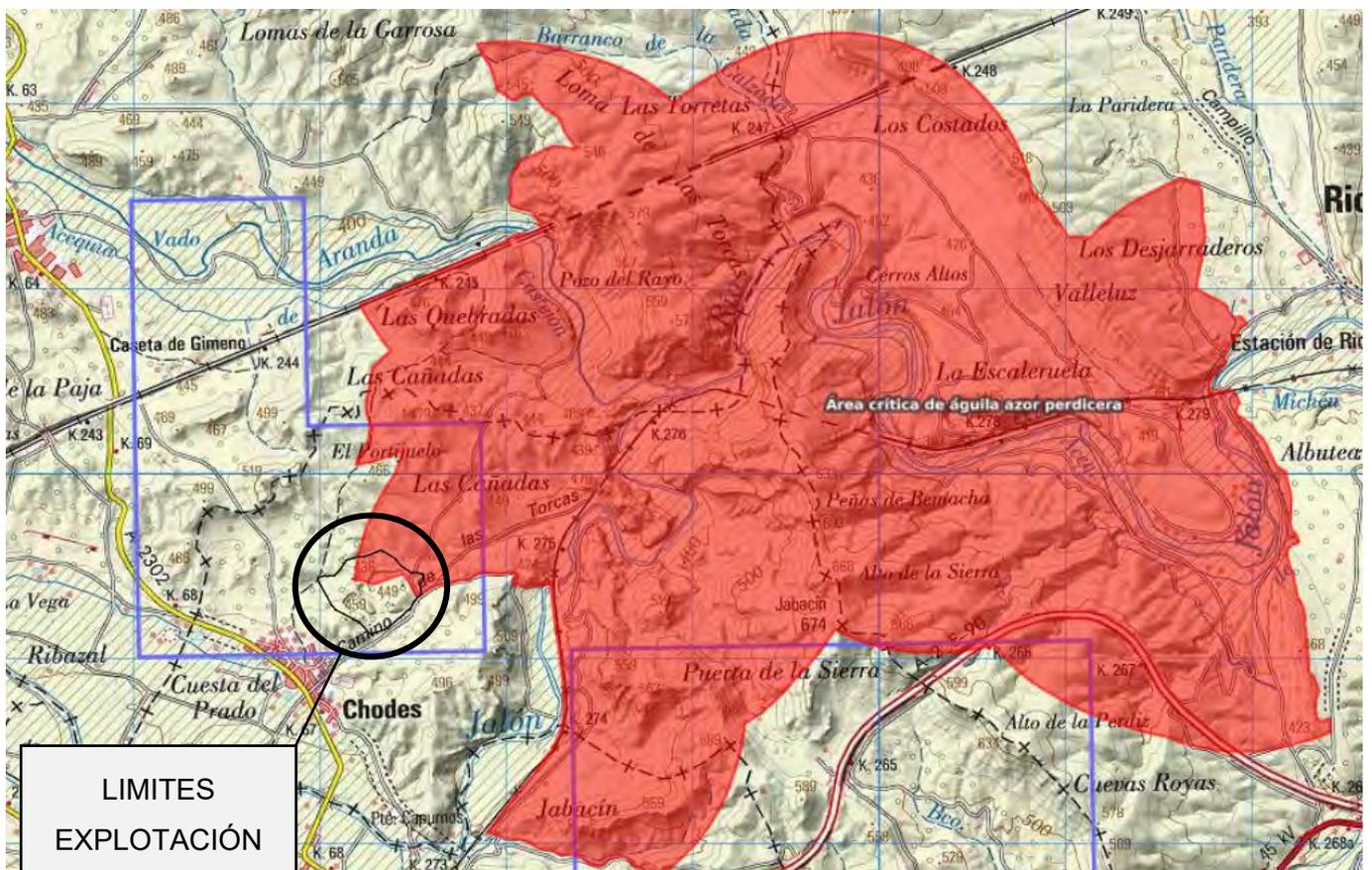
2.8.- FAUNA

La fauna presente en el área de estudio es la que corresponde al biotopo dominante, constituido por matorral mediterráneo de tipo garriga con cultivos de secano intercalados

y que cuenta en su cercanía con cortados aptos para el establecimiento de colonias de aves rapaces.

De las especies que habitan en la zona destacan las siguientes:

- Águila azor perdicera (*Hieraetus fasciatus*): Especie declarada En Peligro de Extinción, que cuenta con los siguientes territorios cercanos, definidos por sus áreas críticas.



LIMITES
EXPLOTACIÓN

La cantera se sitúa parcialmente fuera del área crítica para la especie y queda fuera del área de campeo utilizada.

- Chova piquirroja (*Pyrhacorax pyrrhacorax*): Especie declarada Vulnerable, es objetivo de conservación de la ZEPA ES0000299 Desfiladeros del río Jalón. En el área de estudio el nido más cercano se localiza en los cortados situados al sureste, denominados Mesa del Rey, que cuentan con una pareja reproductora.

- El grupo de los Quirópteros:

En el área de estudio, considerando el territorio que abarca la franja de 1 km alrededor de los límites de la cantera, no existe ningún enclave utilizado por murciélagos. No obstante, a 2 kms se encuentra la Cueva del Sudor (LIC ES2430144), en la que se tiene constancia de la existencia de las siguientes especies declaradas vulnerables: murciélago grande de herradura (*Rhinolophus ferrumequinum*), murciélago mediterráneo de herradura (*Rhinolophus euryale*) y murciélago ratonero grande (*Myotis myotis*).

Otras especies a destacar son algunas de las incluidas en el Listado de Especies Silvestres en Régimen de Protección Especial y las que son objetivo de conservación de la ZEPA. Desfiladeros del río Jalón.

Milano negro (*Milvus migrans*). Algunos ejemplares habitan las riberas y regadíos de la cuenca del Jalón de Morés, Morata y Arándiga y las vegas de Ricla y La Almunia. En el área de estudio no se encuentra ningún nido ni ésta forma parte del área de campeo de la especie.

Buitre leonado (*Gyps fulvus*): Todas las colonias de cría y las zonas de refugio se encuentran a más de 1,2 km de la zona de explotación.

Culebrera europea (*Circaetus gallicus*): De presencia estival, la especie aparece de manera ocasional en la zona. Sus áreas de anidamiento, en bosques maduros, se encuentran alejadas del área de estudio.

Águila real (*Aquila chrysaetos*): No se conocen nidos de esta especie en el área de estudio ni utiliza esta zona como área de campeo.

Halcón peregrino (*Falco peregrinus*): Especie típica de los roquedos. Anida en los cortados de la Peña del Reloj y algunos años en Jabacín, fuera del área de estudio. Los reproductores de los nidos señalados utilizan el área de estudio como zona de caza.

Búho real (*Bubo bubo*): Es reproductor en los cortados de Jabacín y en las Peñas de Castillo.

Otras especies que son objetivo de conservación de la ZEPA y que conservan poblaciones importantes en la zona y en áreas similares son: collalba negra (*Oenanthe leucura*), cogujada montesina (*Galerida theklae*), totovía (*Lullula arborea*), bisibita campestre (*Anthus campestris*) y curruca rabilarga (*Sylvia undata*).

2.9.- ESPACIOS NATURALES Y DE INTERÉS ECOLÓGICO

Son los Espacios Protegidos declarados en aplicación de la Ley 42/2007, de 13 de diciembre, del Patrimonio Natural y de la Biodiversidad y de la Ley 6/1998, de 19 de mayo, del Gobierno de Aragón de Espacios Protegidos de Aragón modificada por el Decreto Ley 1/2015 de 29 de julio, del G. Aragón por el que se aprueba el texto refundido de la Ley de Espacios Protegidos de Aragón.

2.9.1.- ESPACIOS NATURALES PROTEGIDOS

El área de estudio y su zona próxima no cuenta con ningún espacio natural protegido declarado en aplicación de la Ley 6/1998, de 19 de Mayo, de Espacios Naturales Protegidos de Aragón.

2.9.2.- RED NATURA 2000

Son los Espacios propuestos para formar parte de la Red Natura 2000, es decir las ZEPAS y LICs designados en aplicación de la Ley 42/2007, de 13 de diciembre, del Patrimonio Natural y de la Biodiversidad.

Toda el área de estudio se encuentra incluida dentro de la ZEPA ES0000299 "Desfiladeros del río Jalón".

Además, unos 2000 m al suroeste del área extractiva se encuentra el LIC ES2430144 Cueva del Sudor (límite del área de estudio).

2.9.2.1.- ZEPAS

El área de explotación de la concesión "LAS TORCAS" se encuentra incluida dentro de la ZEPA ES0000299 *Desfiladeros del río Jalón*.

Descripción

La ZEPA tiene una superficie de 16.767 Has y su importancia radica en la red de hoces fluviales en el curso del río Jalón y en dos de sus afluentes, el Isuela y Aranda.

Son objetivos de conservación las siguientes especies de aves, incluidas en el Anexo I de la Directiva de Aves:

Código	Nombre común	Nombre científico	Presencia
A030	Cigüeña negra	<i>Ciconia nigra</i>	¿?
A073	Milano negro	<i>Milvus migrans</i>	¿?
A077	Alimoche	<i>Neophron percnopterus</i>	2p
A078	Buitre leonado	<i>Gyps fulvus</i>	71p
A080	Culebrera europea	<i>Circaetus gallicus</i>	¿?
A091	Águila real	<i>Aquila chrysaetos</i>	4p
A093	Águila azor perdicera	<i>Hieraetus fasciatus</i>	3p

Código	Nombre común	Nombre científico	Presencia
A103	Halcón peregrino	<i>Falco peregrinus</i>	5p
A215	Búho real	<i>Bubo bubo</i>	>5p
A229	Martín pescador	<i>Alcedo atthis</i>	¿?
A245	Cogujada montesina	<i>Galerida theklae</i>	¿?
A246	Totovía	<i>Lullula arborea</i>	¿?
A255	Bisbita campestre	<i>Anthus campestris</i>	¿?
A279	Collalba negra	<i>Oenanthe leucura</i>	11-50p
A302	Curruca rabilarga	<i>Sylvia undata</i>	¿?
A346	Chova piquirroja	<i>Pyrrhocorax pyrrhocorax</i>	11-50p

2.9.2.2. - LICs

El área extractiva de la concesión “LAS TORCAS” no se encuentra incluida dentro de ningún espacio delimitado como LIC.

Fuera de los límites del área de estudio, a 2 km de la cantera, se encuentra la Cueva del Sudor (LIC ES2430144).

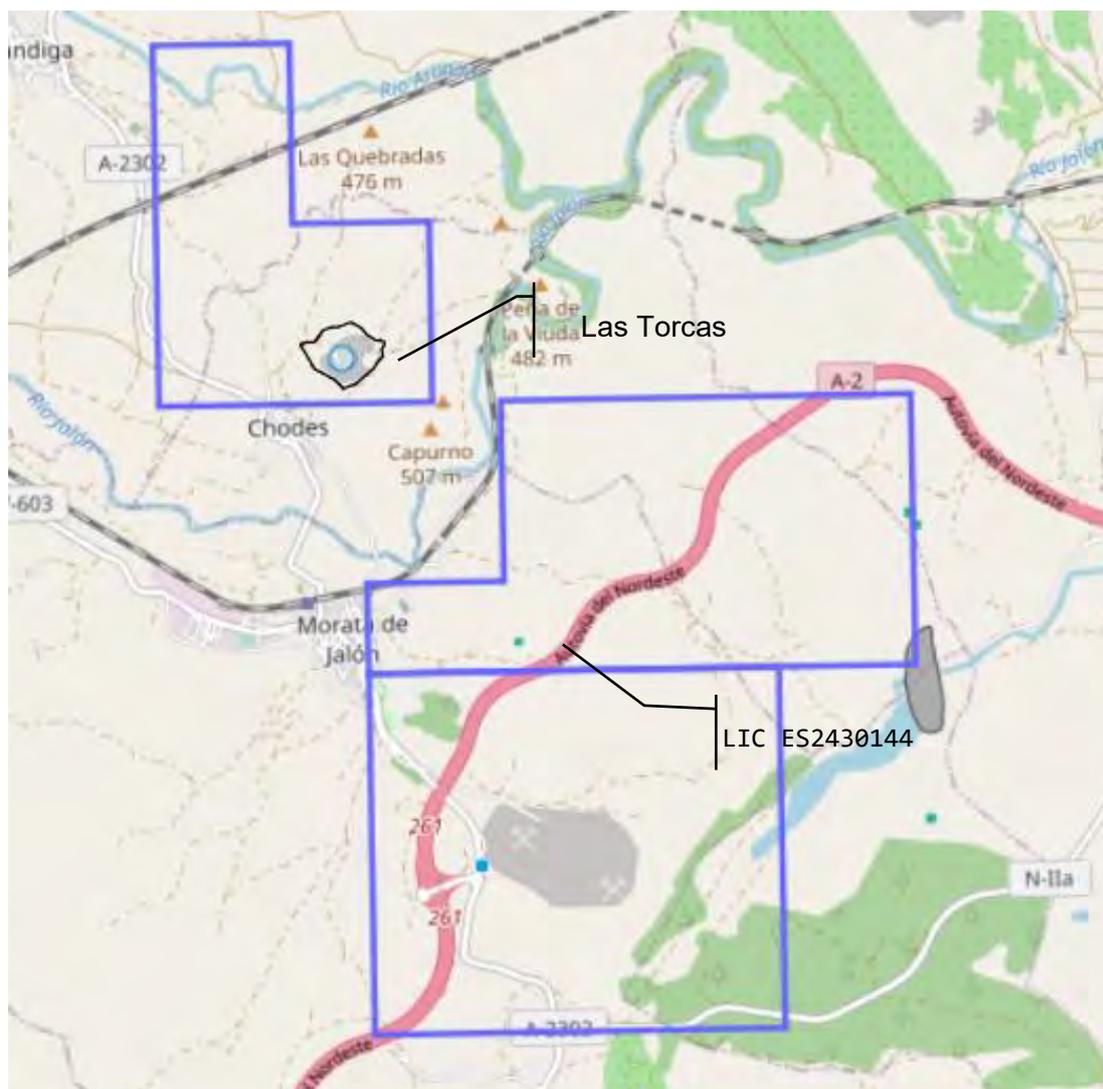


Gráfico 11º.- Red Natura 2000.

Son objetivos de conservación de este LIC los siguientes hábitats y especies de los Anexos de la Directiva de Hábitats.

3.1. TIPOS DE HABITAT NATURALES DE INTERÉS COMUNITARIO presentes en el lugar que figuran en el Anexo I de la Directiva 92/43/CEE	
Código	Denominación
8310	Cuevas no explotadas por el turismo

3.2.c. ESPECIES - MAMÍFEROS que figuran en el Anexo II de la Directiva 92/43/CEE			
LIC	Código	Nombre común	Nombre científico
ES2430144	1304	Murciélago grande de herradura	<i>Rhinolophus ferrum-equinum</i>
	1305	Murciélago mediterráneo de herradura	<i>Rhinolophus euryale</i>
	1324	Murciélago ratonero grande	<i>Myotis myotis</i>

2.9.3.- PLANES DE ESPECIES PROTEGIDAS

El área de explotación queda incluida en el ámbito de aplicación del Decreto 326/2011, de 27 de septiembre, del Gobierno de Aragón, por el que se establece un régimen de protección para el águila-azor perdicera (*Hieraetus fasciatus*) en Aragón, y se aprueba el Plan de recuperación.

El área de extracción parcialmente forma parte del área crítica para la especie.

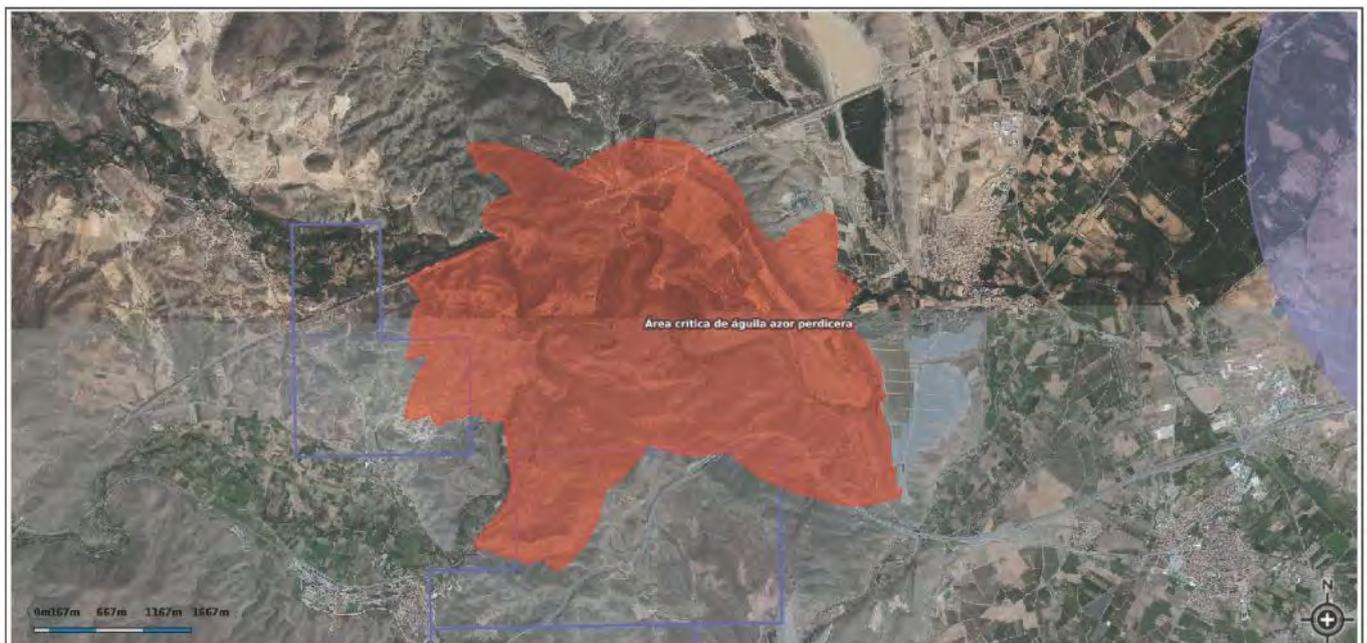


Gráfico 12º.- Planes de Protección de especies amenazadas

2.9.4. - MONTES DE UTILIDAD PÚBLICA Y VÍAS PECUARIAS

No existe ningún Monte de Utilidad Pública dentro del ámbito del proyecto de explotación actual.

La vía pecuaria denominada “Vereda de Morata de Jalón” atraviesa la concesión minera en dirección NO-SE, muy lejos del límite sur del ámbito del proyecto de explotación. No se encuentra incluida dentro de las zonas afectadas por la actividad extractiva.



Gráfico 13º.- MUPs y vías pecuarias.

2.9.5. - OTROS ESPACIOS NATURALES-LIG ES 24

La cueva denominada Cueva de Estrecho-Peñas se sitúa por debajo de la carretera A-2302, al lado de la rotonda por la que se accede desde Morata de Jalón a la autovía A-2.



Gráfico 14º.- LIG- Lugar de Interes Geologico.- LIG ES 24.

2.10.- PAISAJE

Para el estudio del paisaje se ha considerado un área de 16 km² (un cuadrado de 4x4 km), con centro en la cantera. Esta área llega a cubrir el núcleo de población de Chodes y Morata de Jalón en el extremo sureste. En la zona noroccidental las laderas de la línea de alta velocidad Madrid-Zaragoza. Por el sur y al este limita con el río Jalón.

El área de estudio se localiza en una zona de transición entre las sierras del Sistema Ibérico y la Depresión del Ebro. Se sitúa el valle del río Jalón.

El área extractiva se localiza en el borde más oriental de la rama aragonesa de la cordillera Ibérica, que se extiende en dirección noroeste-sureste. Dentro de los límites del proyecto de explotación actual, la máxima cota alcanzada son 435 m. Sobre el relieve se reconocen barrancos de incisión lineal y de fondo plano.

Hacia el noreste de la concesión se extiende el dominio de la depresión del Ebro, con un relieve muy poco accidentado (alturas entre 400 y 600 m).

La superficie del ámbito del proyecto de explotación vigente tiene unos 154.938 m². De estos, la superficie que se encuentra actualmente en explotación y, por tanto, presenta un paisaje alterado, es de 60.122 m².

La nueva superficie que se prevé explotar, situada limítrofe a las áreas de extracción de la cantera actual, tiene una superficie de 37.958 m². Esta zona está ocupada por un matorral más o menos denso y constituido por matorrales altos (sabinas, escambrones, retamas, romeros, jaras, aladiernos y aliagas), que se acompañan de matorral bajo de tomillo, salvia, espliego, etc., y pastizales de lastón y otras gramíneas.

Salpicando el matorral aparecen cultivos (en uso o abandonados), principalmente de olivos y almendros. Una parte de los cultivos abandonados son antiguos aprovechamientos de barranqueras en las que se construyeron fajas para retener la tierra y que, actualmente, se están repoblando de matorral.

En un área de unos 16 km² centrada en la cantera se han diferenciado las siguientes unidades de paisaje:

- Mosaico de Matorrales - Cultivos
- Zonas arboladas
- Zonas alteradas

Las unidades diferenciadas aparecen en el siguiente gráfico.

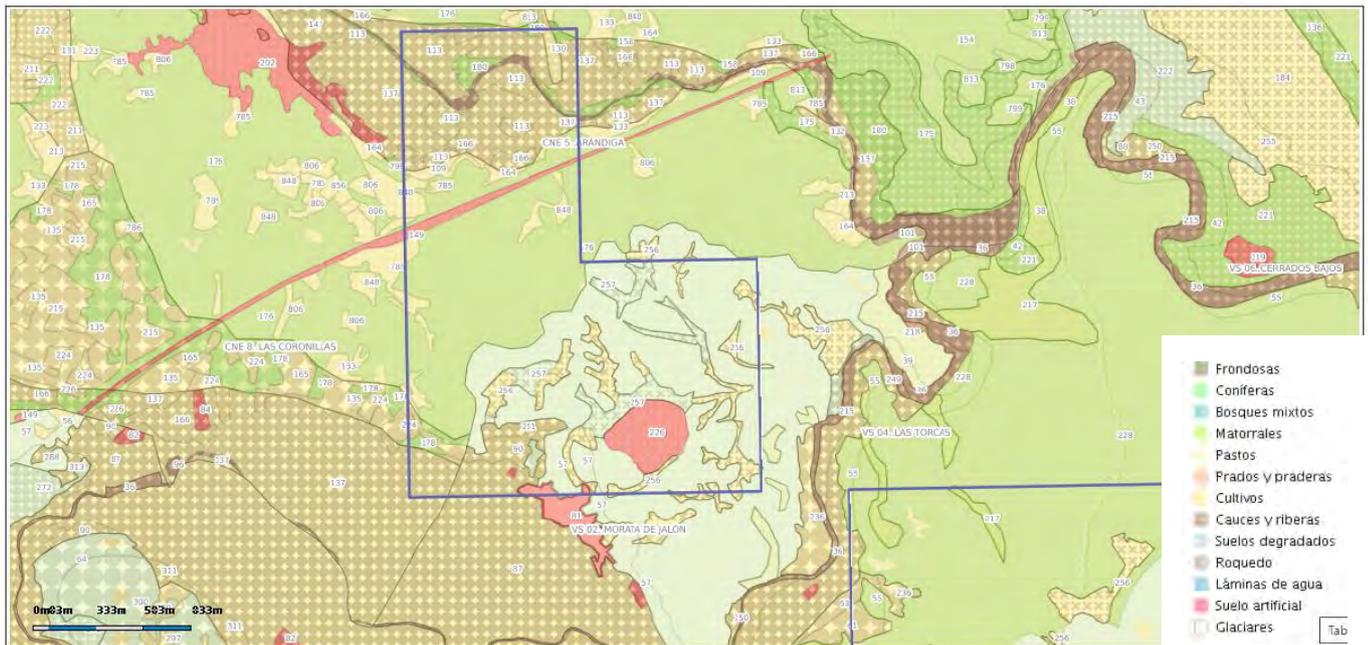


Gráfico 15º.- Unidades de paisaje en el entorno del área extractiva de La concesión de explotación "LAS TORCAS".

La accesibilidad visual de la actuación es alta en las inmediaciones, aunque es más baja a distancias mayores, debido a la alta compartimentación del paisaje y a la existencia de zonas elevadas alrededor de la cantera. La actuación es visible desde algún tramo de la autovía (desde la autovía únicamente pueden observarse los puntos más altos del entorno) y desde la zona alta de Morata de Jalón, no siendo visible desde ningún otro núcleo de población. El número de potenciales observadores es muy bajo, ya que no es una zona de paso y tiene una frecuentación turística nula. Es previsible que, en un futuro próximo, la frecuentación se mantenga en los niveles actuales.

En conjunto, el valor paisajístico de la zona es **bajo** en la zona de actuación y en la zona de acceso a la cantera.

3. - MEDIO SOCIOECONÓMICO

3.1. - SITUACIÓN GEOGRÁFICA

El proyecto de explotación de la Concesión LAS TORCAS se localiza en el término municipal de Chodes, dentro de la Comarca de Valdejalón, al oeste de la provincia de Zaragoza, ocupando una superficie de 16 km², a 412 metros sobre el nivel del mar provincia de Zaragoza.

La ubicación y extensión concretas de la explotación pueden observarse en los planos.

3.2. - ESTADO LEGAL DE LOS TERRENOS

El terreno ocupado por la cantera pertenece a HERGIA SL.

A continuación, se muestra el listado de parcelas que pertenecen a Hergia SL., y que forman la C.E. "LAS TORCAS 2807" (todas ellas del término municipal de Chodes).

REFERENCIA	LOCALIZACIÓN	PARAJE	CLASE DE SUELO	USO PRINCIPAL	SUPERFICIE (m ²)
50093A001001190000QW	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	129.486
50093A001001210000QH	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	5.509
50093A001001220000QW	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	4.169
50093A001001230000QA	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	748
50093A001001240000QB	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	2.875
50093A001000290000QG	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	12.055
50093A001000300000QB	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	6.707
50093A001000320000QG	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	5.663
50093A001090010000QM	T.M. CHODES	PORTIJUELO	RUSTICO	AGRARIO	7.553
50093A002000500000QM	T.M. CHODES	PORTIJUELO	RUSTICO	AGRARIO	3.663
50093A002000590000QS	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	1.595
50093A002000600000QJ	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	6.466
50093A002000610000QE	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	6.894
50093A002000620000QS	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	1.293
50093A002000630000QZ	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	3.638
50093A002000640000QU	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	4.102
50093A002000730000QG	T.M. CHODES	LAS PEJUELAS	RUSTICO	AGRARIO	9.002
50093A002000740000QQ	T.M. CHODES	LAS PEJUELAS	RUSTICO	AGRARIO	8.120
50093A003000140000QY	T.M. CHODES	CAJAR TO	RUSTICO	AGRARIO	14.303

3.3.- USOS Y CULTIVOS ACTUALES

La superficie total del término municipal de Chodes es de 1.588 Hectáreas. Los usos del mismo son los siguientes:

<i>Sistema de cultivo</i>	<i>Total</i>	<i>Regadío</i>	<i>Secano</i>
Total	1.588	143	1.445
Tierras de cultivo	213	140	73
Tierras ocupadas por cultivos herbáceos	29	29	0
Barbechos y otras tierras agrícolas no ocupadas	120	79	41
Tierras ocupadas por cultivos leñosos	64	32	32
Praderas y pastizales	1.221	0	1.221
Prados naturales	0	0	0
Pastizales	472	0	472
Eriales	749	0	749
Terrenos forestales	19	3	16
Monte maderable	19	3	16
Monte abierto	0	0	0
Monte leñoso	0	0	0
Otras superficies	135	0	135
Espartizal	0	0	0
Terrenos improductivos	48	0	48
Superficies no agrícolas	63	0	63
Ríos y lagos	24	0	24

Tipos superficies de terrenos en Chodes. Fuente: Departamento de Agricultura, Ganadería y Medio Ambiente. Gobierno de Aragón.

La superficie del ámbito del proyecto de explotación es de 154.938 m². De estos, la superficie en explotación minera y afectados actualmente es de 60.122 m² que han sido incluidos en la superficie "Alterado" del área de estudio, el resto de las zonas alteradas lo son por las obras de construcción de pistas y accesos a la explotación.

La nueva superficie que se prevé explotar y que en la actualidad no se ha afectado se sitúa en los límites de los frentes activos que en la actualidad se explota, es de 37.958 m².

Los usos predominantes en esta zona son los ganaderos, no se afectará superficie cultivada. De forma minoritaria esta zona puede ser utilizada para actividades de ocio incluida la actividad cinegética.

3.4. - DEMOGRAFÍA

Según la revisión del padrón de habitantes a 1 de enero de 2022, la población del municipio de Chodes estaba formada por 96 habitantes.

La población del municipio, al igual que muchos de los municipios de Aragón, ha ido disminuyendo a lo largo del siglo XX. En 1920 la población era de 584 habitantes. Esta cifra siguió disminuyendo hasta alcanzar sus cotas mínimas en torno a 100. En torno al año 1960, la población comenzó a disminuir hasta el año 2021, que da las cifras mínimas de 99 habitantes.

La población mayor de 65 años representa un 35,42 % del total, mientras que la población menor de 15 años es del 1 %, un porcentaje netamente inferior al primero.

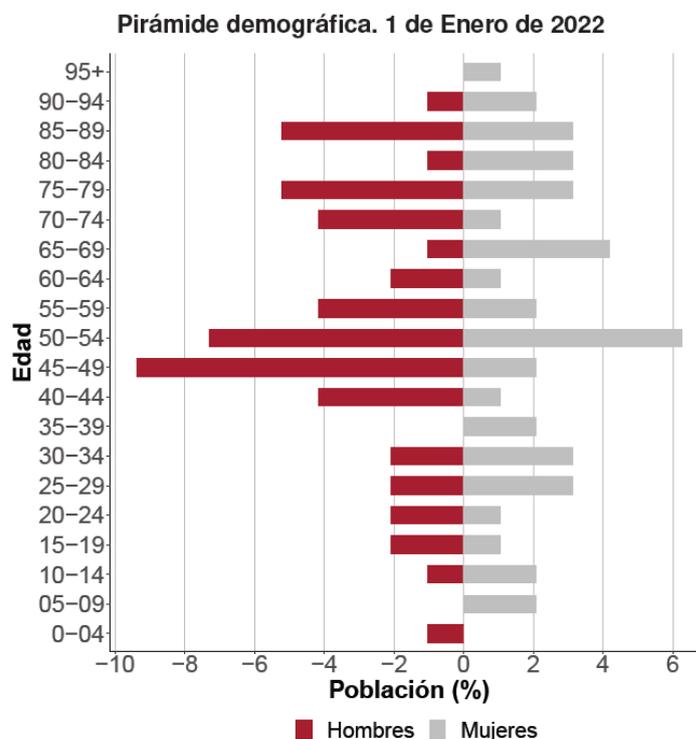


Gráfico 16º.- Pirámide de población de Chodes a 1 de enero de 2022. Fuente: IAEST

El saldo vegetativo (nacimientos - defunciones) para los años 1997-2021, tiene siempre valores negativos.

3.5. - ECONOMÍA

Según los datos del año 2022 del Instituto Aragonés de Empleo (INAEM), la población parada en el municipio de Chodes, por sectores económicos y por porcentajes, es la siguiente:

Agricultura	12	0 %
Industria	7	0 %
Construcción	5	2,4 %
Servicios	32	69,0 %
Sin empleo anterior	5	28,6 %

Para analizar el conjunto de la economía en el municipio de Chodes se ha recogido la información suministrada por el Instituto Aragonés de Empleo del año 2022. Se ha representado el porcentaje de cada sector afiliado en la Seguridad Social.

	CHODES
TOTAL	100
AGRICULTURA	39,4
INDUSTRIA	11,3
CONSTRUCCIÓN	0
SERVICIOS	49,34

3.5.1.- SECTOR PRIMARIO

La superficie total agraria es de 1.453 ha, siendo la Superficie Agrícola Útil (SAU) de un 91,5 % sobre la superficie total del municipio. La distribución de la tierra queda como sigue:

DISTRIBUCIÓN DE LA TIERRA. Año 2020.			
Sistema de cultivo	Total	Regadío	Secano
Total	1.588	143	1.445
Tierras de cultivo	213	140	73
Tierras ocupadas por cultivos herbáceos	29	29	0
Barbechos y otras tierras agrícolas no ocupadas	120	79	41
Tierras ocupadas por cultivos leñosos	64	32	32
Praderas y pastizales	1.221	0	1.221
Prados naturales	0	0	0
Pastizales	472	0	472
Eriales	749	0	749
Terrenos forestales	19	3	16
Monte maderable	19	3	16
Monte abierto	0	0	0
Monte leñoso	0	0	0
Otras superficies	135	0	135
Espartizal	0	0	0
Terrenos improductivos	48	0	48
Superficies no agrícolas	63	0	63
Ríos y lagos	24	0	24

Predomina la superficie destinada a los praderas y pastizales con 1.221, fundamentalmente, pastizales y eriales, siguiéndole en importancia las tierras de cultivo leñosos y barbechos.

La ganadería cuenta con una cabaña ganadera en la que predomina las aves seguido del porcino. La cabaña ganadera se distribuye de la siguiente manera:

Ganadería.	
Nº unidades ganaderas (UGM)	1043
Nº cabezas ganado bovino	337
Nº cabezas ganado ovino	750
Nº cabezas ganado caprino	40
Nº cabezas ganado porcino	2.000
Nº cabezas ganado equino	0
Aves (Excepto avestruces)	18.360
Nº cabezas conejas madres	0
Colmenas	0

3.5.2. - SECTOR SECUNDARIO

El número de afiliados a la Seguridad Social en el sector secundario (industria + construcción) es de un 11,27 % del total de afiliados del municipio de Chodes.

3.5.3. - SECTOR TERCIARIO

El sector servicios cuenta con un 49,3 % de afiliaciones a la Seguridad Social.

Las actividades que mayor número de licencias ocupan son aquellas relacionadas con actividades artísticas, recreativas y administrativas.

3.6. - INFRAESTRUCTURAS

Las principales infraestructuras viarias del entorno de la concesión se recogen en la siguiente figura.

La vía de mayor categoría es la autovía A2, que atraviesa a sur la concesión minera y de la zona de explotación. Le siguen en importancia la carretera nacional N-IIa, la A-121 y A-220 de la red básica y la A-1503 y A-1505 de la red comarcal. Las carreteras CV-603 y A-2302 pasan por el núcleo urbano de Chodes. Éstas, junto con otras de menor importancia y caminos agrícolas, constituyen la red de infraestructuras de la zona.

Para acceder a la zona de explotación desde la A2, se toma la A-2302 hasta la localidad de Chodes, donde giraremos a la derecha por la C/Extramuros y continuamos 100 mts por el camino de las Torcas, que conduce a la zona objeto de explotación, paraje conocido como Las Canteras.



Gráfico 17º.- Infraestructuras en el entorno de La concesión "LAS TORCAS".

3.7.- URBANISMO

Según el visor IDARAGON, el municipio no tiene figura de planeamiento municipal.

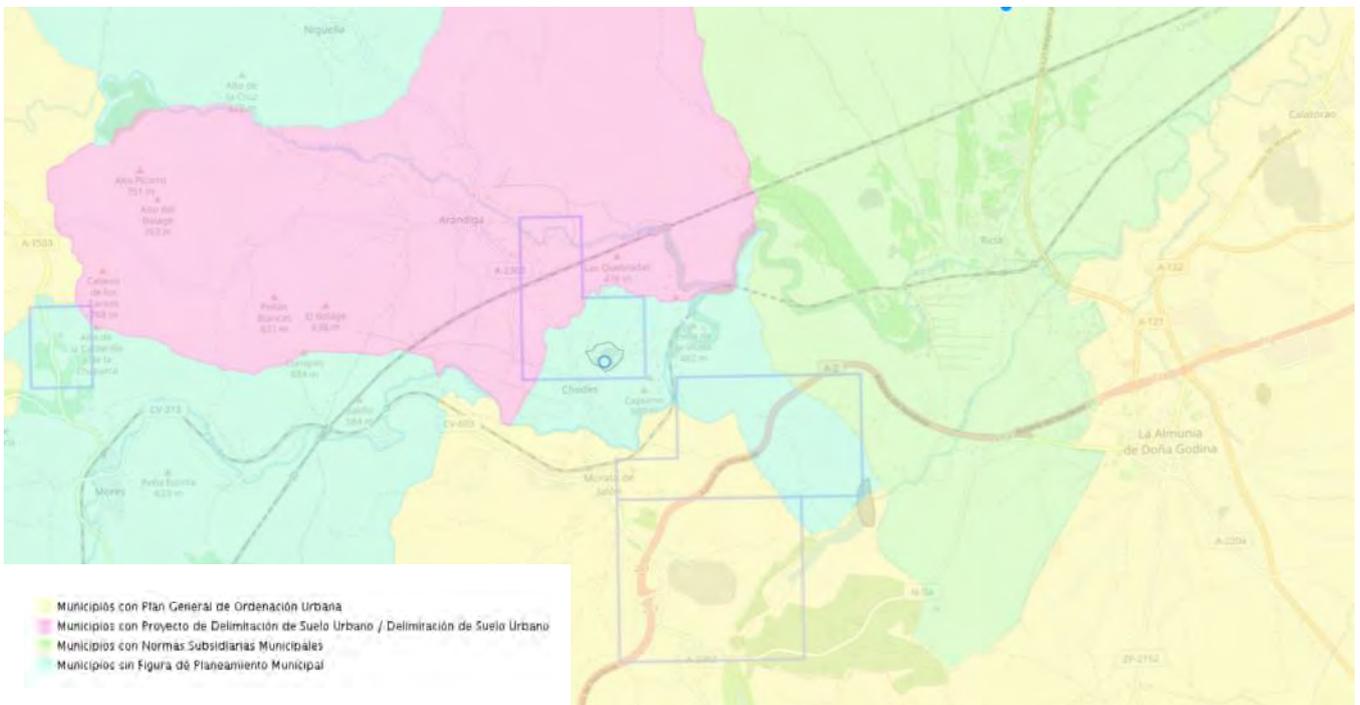


Gráfico 18º.- Figura de planeamiento urbanístico. -IDEARAGON.

Según SIOSE el área de la explotación esta clasificado como SNUG (Suelo no urbanizable genérico).

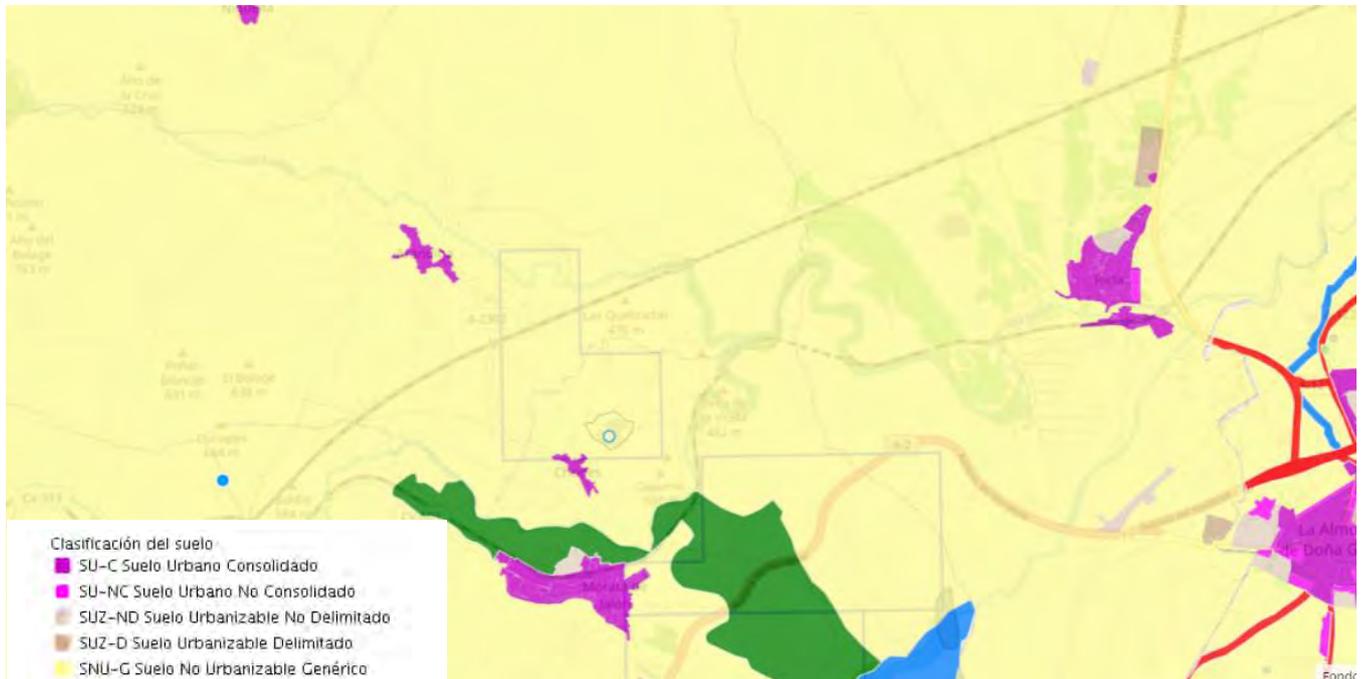


Gráfico 19º.- Clasificación del suelo SIOSE. -IDEARAGON.

3.8.- PATRIMONIO CULTURAL

3.8.1.- PATRIMONIO PALEONTOLÓGICO

No se conoce la presencia de restos paleontológicos en el ámbito de aplicación del proyecto de explotación.

3.8.2.- PATRIMONIO ARQUEOLÓGICO

No se conoce la presencia de restos arqueológicos en el ámbito de aplicación del proyecto de explotación.

3.8.3.- OTROS ELEMENTOS DE INTERÉS CULTURAL

No existen otros elementos del patrimonio cultural como ermitas, edificios de interés, etc. en el ámbito de aplicación del proyecto de explotación.

4. - ACTUACIÓN MINERA

4.1. - DATOS DE LA SOLICITUD DE EXPLOTACIÓN.

4.1.1. - PETICIONARIO

La C.E. "LAS TORCAS", N.º 2.482, está situada en los términos municipales de Chodes y Arandiga, es propiedad de la sociedad HERGIA SL, con CIF B-50451806 y C/Hermenegildo Garces, 63, -50260- Morata de Jalón (Zaragoza).

4.1.2. - TITULARIDAD DE LOS TERRENOS.

Los terrenos en los que se ubican las labores de extracción del mineral en su mayor parte pertenecen a la propia empresa HERGIA SL, la cual destina su uso a la explotación de yesos para el abastecimiento de la fábrica de cemento que la empresa CEMEX España Operaciones, S.L.U tiene en Morata de Jalón.

A continuación, se muestra el listado de parcelas que pertenecen a Hergia SL y que forman la C.E. "LAS TORCAS 2807" susceptible de extracción para este proyecto de explotación de yesos, (todas ellas del término municipal de Chodes).

REFERENCIA	LOCALIZACIÓN	PARAJE	CLASE DE SUELO	USO PRINCIPAL	SUPERFICIE (m ²)
50093A001001190000QW	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	129.486
50093A001001210000QH	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	5.509
50093A001001220000QW	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	4.169
50093A001001230000QA	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	748
50093A001001240000QB	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	2.875
50093A001000290000QG	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	12.055
50093A001000300000QB	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	6.707
50093A001000320000QG	T.M. CHODES	LAS CANTERAS	RUSTICO	AGRARIO	5.663
50093A001090010000QM	T.M. CHODES	PORTIJUELO	RUSTICO	AGRARIO	7.553
50093A002000500000QM	T.M. CHODES	PORTIJUELO	RUSTICO	AGRARIO	3.663
50093A002000590000QS	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	1.595
50093A002000600000QJ	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	6.466
50093A002000610000QE	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	6.894
50093A002000620000QS	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	1.293
50093A002000630000QZ	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	3.638
50093A002000640000QU	T.M. CHODES	LAS CAJADAS	RUSTICO	AGRARIO	4.102
50093A002000730000QG	T.M. CHODES	LAS PEJUELAS	RUSTICO	AGRARIO	9.002
50093A002000740000QQ	T.M. CHODES	LAS PEJUELAS	RUSTICO	AGRARIO	8.120
50093A003000140000QY	T.M. CHODES	CAJAR TO	RUSTICO	AGRARIO	14.303

4.1.3.- EXPLOTACIÓN Y EMPLAZAMIENTO

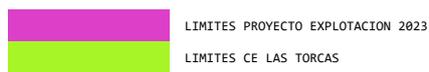
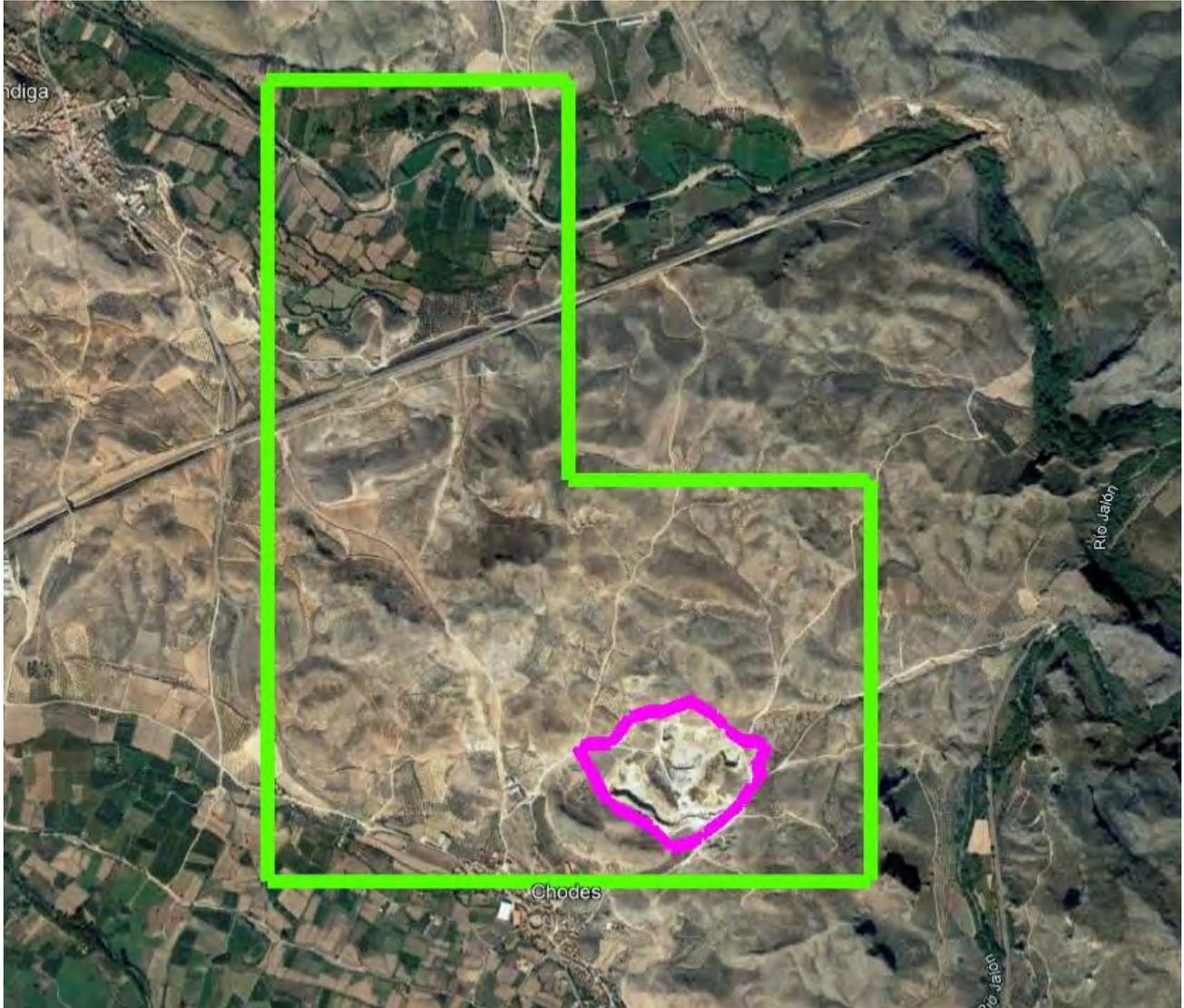
La C.E. "LAS TORCAS" se encuentra en la zona suroccidental de la provincia de Zaragoza, en el área noroeste de la hoja nº 410 (La Almunia de Doña Godina) del Mapa Topográfico Nacional a escala 1:50.000. Su ubicación se muestra en el plano nº 1 (Situación) del documento Planos.

La delimitación original de la concesión era la que se puede ver en la siguiente tabla, con referencia a coordenadas geográficas Struve-Datum Madrid (longitudes referidas al meridiano que pasa por el observatorio astronómico de Madrid) y que comprendía 12 cuadrículas mineras.

VÉRTICES	LONGITUD (W)	LATITUD (N)
V1	1º 29' 20" W	41º 30' 40" N
V2	1º 28' 40" W	41º 30' 40" N
V3	1º 28' 40" W	41º 30' 00" N
V4	1º 28' 00" W	41º 30' 00" N
V5	1º 28' 00" W	41º 29' 20" N
V6	1º 29' 20" W	41º 29' 20" N

Por todo esto, la C.E. "LAS TORCAS" Nº 2.482 queda con 12 cuadrículas mineras repartidas en los términos municipales de Arándiga y Chodes, de la provincia de Zaragoza, y una superficie total de 343,35 Has.

La superficie total afectada o superficie efectiva de extracción no será coincidente con la totalidad de las cuadrículas autorizadas, esta área efectiva de extracción será de aproximadamente 124.938 m² (154,93 Ha) tal y como puede verse en plano nº 2.



Abarcando, por tanto, una extensión de 12 cuadrículas mineras.

LÍMITES EFECTIVOS DE EXTRACCIÓN. ETRS89 H30		
PUNTOS	COORDENADAS X	COORDENADAS Y
1	627285,36	4594127,31
2	627220,76	4594191,38
3	627194,093	4594205,758
4	627139,109	4594235,403
5	627092,24	4594260,672
6	627071,375	4594285,632
7	627047,55	4594333,76
8	627005,4	4594404,62
9	626995,32	4594424,16
10	627001,06	4594434,18
11	627015,989	4594440,384
12	627037,443	4594445,3
13	627087,329	4594444,473
14	627103,688	4594461,824
15	627118,87	4594479,94
16	627123,4	4594489,367
18	627150,447	4594528,444
17	627135,96	4594510,34
19	627194,72	4594541,59
20	627213,687	4594547,94
21	627246,489	4594546,626
23	627349,69	4594572,36
24	627411,75	4594537,72
25	627420,22	4594526,19
26	627444,56	4594497,19
27	627500,52	4594459,76
28	627538,523	4594459,916
29	627564,527	4594448,501
30	627562,999	4594423,01
31	627545,625	4594395,945
32	627553,77	4594346,57
33	627530,11	4594326,69
34	627511,92	4594302,85
35	627494,37	4594267,47
36	627485,97	4594259,02
37	627473,51	4594251,09
38	627444,43	4594221,09
39	627383,34	4594173,64
40	627371,95	4594160,61
41	627357,22	4594151,37

ACCESOS

La explotación que ahora proyecta HERGIA SL se ubica en los términos municipales de Chodes y Arandiga, en la margen izquierda del río Jalon. La localización exacta se señala en los planos adjuntos.

Para acceder al área extractiva desde Zaragoza se toma la autovía A-2 en dirección Madrid hasta la salida 261. Después se continúa por la carretera A-2302 hasta la localidad de Chodes, donde giraremos a la derecha por la C/Extramuros y continuamos 100 mts por el camino de las Torcas, que conduce a la zona objeto de explotación, paraje conocido como Las Canteras.

El acceso a la zona de explotación proyectada se realizará por medio de caminos rurales, a través de la concesión Las Torcas 2807, estos caminos o pistas nos conduce directamente a la zona objeto de extracción trascurrido 1 km desde que cruzamos el termino municipal.

La distancia desde la zona susceptible de explotación al núcleo urbano más importante, Chodes es de algo más de 300 mts.

Se incluye un plano topográfico en el que se representa el estado actual del terreno (plano nº 6) y se señala el perímetro previsto para el hueco final de la explotación proyectada, que se representa en el plano nº 7

4.1.4. - AUTOR DEL PROYECTO

El autor del presente proyecto de explotación es el Ingeniero Técnico de Minas Jesús Dorado Saucedo Colegiado 345 del Colegio Oficial de Ingenieros Técnicos de Minas de Aragón.

4.2.- ESTADO INICIAL DEL TERRENO

El terreno que ocupará el aprovechamiento de recursos de la Sección C, LAS TORCAS 2807, yesos, se sitúa en el municipal de Chodes y Arandiga, en la provincia de Zaragoza

La superficie total afectada por la C.E. LAS TORCAS 2807, se encuentra encuadrada por las coordenadas anteriormente expuestas, su extensión es de 343,35 Ha, correspondientes 12 cuadrículas mineras.

La superficie total afectada o superficie efectiva de extracción no será coincidente con la totalidad de las cuadrículas autorizadas, esta área efectiva de extracción será de aproximadamente 154.938 m² (154,9 Ha) tal y como puede verse en plano nº 3.

La nueva superficie que se prevé explotar y que en la actualidad no se ha afectado se sitúa en áreas no explotadas de los frentes que en la actualidad se explota, es de 37.958 m².

Los usos predominantes en esta zona son los ganaderos. De forma minoritaria esta zona puede ser utilizada para actividades de ocio incluida la actividad cinegética.

4.3.- DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN

4.3.1. CRITERIOS EN EL DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO.

Una vez localizado el yacimiento y efectuada la correspondiente modelización, basada en los datos obtenidos de la etapa de investigación, se procede a su evaluación. Dicha evaluación comprende, generalmente dos etapas; una primera consiste en la definición de la morfología del yacimiento y en una segunda etapa se estiman criterios técnicos y económicos, donde se estudian la cantidad de reservas recuperables y su valor actual y futuro con vistas a estudiar la rentabilidad de su extracción y comercialización. En la primera etapa hemos creado el modelo geológico del yacimiento, y en la segunda, el modelo económico del mismo. Y es con este último con el que se efectúa el diseño del hueco minero, fijando criterios o parámetros para, finalmente, evaluar reservas explotables y calidades.

Para el correcto diseño de una explotación a cielo abierto se han de haber cubierto de modo detallado, esta etapa llamémosla previa de investigación geológica, es fundamental para poder obtener el modelo de yacimiento con todas sus características litológicas y estructurales, que permitirán optimizar la geometría del hueco final y establecer la planificación de las labores, el control y la previsión de la calidad de la roca caliza extraída en definitiva, la rentabilidad económica de la explotación.

Son cuatro los parámetros a tener en cuenta en el proyecto de una explotación a cielo abierto:

I. Parámetros geométricos. Serán función de la estructura y morfología del yacimiento, pendiente del terreno, límites de propiedad, servidumbres de paso y otros diversos factores más.

II. Parametros geotécnicos. Son dependientes de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se halla dividido el yacimiento.

III. Parametros operativos. Se trata de las dimensiones necesarias para que la maquinaria empleada trabaje en condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad: altura de banco, anchuras de berma y pistas, anchuras de fondo, etc...

IV. Parametros medioambientales. Se han considerado el condicionamiento de carácter medioambiental.

En definitiva, una explotación minera a cielo abierto es aquella excavación realizada en la superficie del terreno con el fin de extraer y beneficiar un mineral.

Esta operación normalmente implica mover cantidades variables de estéril según la profundidad del depósito.

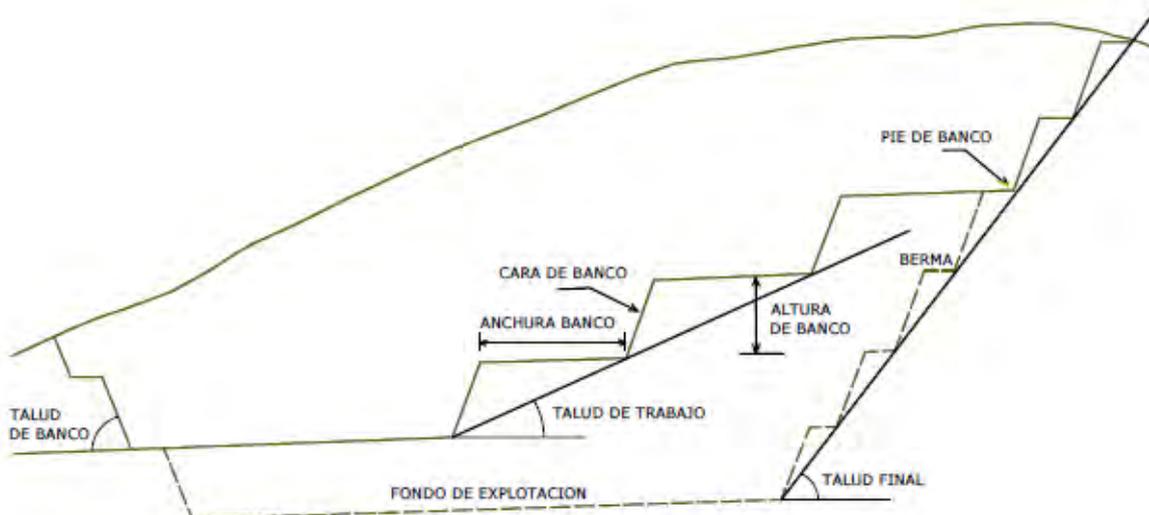
El procedimiento para realizar la explotación queda configurado por la aplicación de unos parámetros o criterios de diseño de la excavación que permiten alcanzar unas producciones programadas de mineral y estéril de la forma más económica posible y en condiciones de seguridad.

En nuestro caso el método de explotación consistirá en una minería de avance unidireccional y descendente desde la cota superior del yacimiento para el arranque de mineral (yesos). El ciclo de explotación será el tradicional de: arranque mediante perforación y voladura - carga- tratamiento- acopio y transporte hasta la planta de tratamiento y clasificación.

Un aspecto fundamental en el desarrollo del presente proyecto es la afección al nivel freático, que se ha demostrado que no se afectará en base al estudio de detalle realizado sobre este aspecto, la cota máxima de excavación será cota 417 msnm, lo que supone un aprovechamiento del paquete de yesos sobre 20 metros de su potencia en el área noroeste que todavía no se ha afectado.

El ciclo de explotación será el tradicional en este tipo de extracción: arranque (con voladuras)-carga- transporte-clasificación-distribución al punto de suministro.

Los parámetros geométricos principales que configuran el diseño de las excavaciones, tal y como podemos comprobar en la siguiente ilustración, corresponden a los siguientes términos:



- **Banco**, es el módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la rebanada que se explota de estéril o mineral, y que es objeto de excavación desde un punto del espacio hasta una posición final preestablecida.

- **Altura de banco**, es la distancia vertical entre dos niveles, o lo que es lo mismo desde el pie del banco hasta la parte más alta o cabeza del mismo.

- **Talud de banco**, es el ángulo delimitado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco.

- **Talud de trabajo**, es el ángulo determinado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentra alguno de los tajos o plataformas de trabajo. Es, pues, una pendiente provisional de la excavación.

- **Pistas** son las estructuras viarias dentro de la explotación a través de las cuales se extrae el material canterable y el estéril, o se efectúan los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la misma. Se caracterizan, fundamentalmente, por su anchura y su pendiente dentro de una disposición espacial determinada.

- **Límites finales de la explotación**, son aquellas situaciones espaciales hasta las que se realizan las excavaciones. El límite vertical determina el fondo final de la explotación, y los límites laterales los taludes finales de la misma. Los límites en profundidad de una mina están condicionados, por muy diversos factores como puede ser la potencia de la capa de mineral a extraer u otros factores de mayor peso sobre las explotaciones mineras y son los aspectos económicos derivados de los costes de extracción del estéril para un determinado valor del mineral explotado. La fijación de tales límites se ve también influenciada, por motivos de estabilidad de taludes e incluso por dimensiones mínimas del espacio de trabajo necesario para las máquinas.

- **Bermas**, son aquellas plataformas horizontales existentes en los límites de la explotación sobre los taludes finales, que ayudan a mejorar la estabilidad de un talud y las condiciones de seguridad. El intervalo de las bermas y su anchura, así como el ángulo de talud, se establecen por condicionantes geotécnicos y de seguridad, y en ocasiones por consideraciones operativas si se utilizan como pistas de transporte.

- **Talud final de explotación**, es el ángulo del talud estable delimitado por la horizontal y la línea que une el pie del banco inferior y la cabeza del superior.

A modo de conclusión debemos señalar que el factor de mayor peso específico en el diseño de cualquier explotación a cielo abierto es determinar mediante un modelo geotécnico adecuado cual será las condiciones máximas de estabilidad de los taludes de la explotación.

A la hora de calcular dichas condiciones hemos de considerar un factor de seguridad que permita situarnos por debajo de lo exigido, si esto no sucede así debemos volver a rediseñar los taludes. Los valores mínimos exigidos son superiores siempre a la unidad, puesto que se requiere un margen para, por un lado considerar la intensidad de riesgo en función de las condiciones del entorno, y por otro, es preciso considerar los errores y desviaciones de los parámetros característicos de los materiales que se han obtenido de la investigación minera desarrollada sobre el emplazamiento.

En numerosas ocasiones los ángulos estables de los taludes finales se ven rebajados como consecuencia de la inclusión en los diseños de las pistas de transporte. Como se detalla en los planos adjuntos al presente Proyecto de Explotación. En cuanto al estudio de estabilidad de los taludes se detallará a continuación.

4.3.2. CRITERIOS DE SELECTIVIDAD Y RECUPERACIÓN.

Las especificaciones del material serán función del uso final del producto. En el Sistema de Control de Producción en la planta de procesado del material obtenido mediante el laboreo de los frentes, se establecerán también las condiciones a desarrollar en lo referido al Plan de Ensayos, detallando frecuencia y análisis a efectuar sobre cada uno de los productos para los usos destinados.

Ante este panorama normativo es importante indicar que el grado de selectividad y aprovechamiento del material de la explotación no va a variar, estimando con los ensayos realizados, la disposición estratigráfica, la tectónica del entorno, y demás factores podemos señalar que únicamente hablaremos de estériles en la planta de tratamiento, que podemos cifrar en un 21 % (finos de voladura y estériles de operación). Es decir, que los estériles de cantera y de planta de tratamiento así como otros residuos inertes, definidos como tal de acuerdo al Código LER de residuos, Orden MAM 304/2002 y a la definición de inerte que establece el RD 975/2009, serán albergados en el hueco de explotación para la restitución final del terreno en las condiciones establecidas de cotas y taludes definidas en los planos del plan de restauración en vigor, de forma que las cotas finales de restauración se han establecido con un criterio de poder garantizar la restauración en un plazo viable de tiempo, puesto que en estos momentos la importante crisis en el sector de la construcción haría que fuesen necesarias varias décadas para el relleno a cota original de las parcelas.

4.3.3. PARÁMETROS GEOTECNICOS Y GEOMÉTRICOS.

4.3.3.1. ORIENTACIÓN DE BANCOS.

La explotación ya se encuentra en avanzado estado de explotación ya que la C.E se viene explotando desde su autorización en diciembre de 1995, como puede verse en los planos adjuntos tiene afectada 2 cuadrículas mineras de las 12 autorizadas. La extracción a día de hoy se encuentra en las cuadrículas 11 y 12.

La extracción avanza en sentido sur la primera fase, suroeste la fase 2 y norte la fase 3. La explotación sera en bancos de entre 18 y 20 mts, hasta alcanzar los límites de explotación de la plataforma 417, una vez explotada la totalidad de los limites existente en se verán afectadas 2 cuadrícula.

Los bancos de explotación se orientarán paralelos a la línea que define el frente de explotación, ya que consideramos que de esta forma los bancos a generar se podrán explotar de una forma que siempre tengamos una cara libre de gran superficie y que posibilite una óptima ejecución de las labores de arranque. Según los condicionantes expuestos en apartados anteriores y como consecuencia de los estudios de estabilidad y geotécnicos realizados, se han diseñado unos bancos de explotación con una altura máxima de 20 mts y con una inclinación de unos 72º respecto a la horizontal, que permiten explotar en óptimas condiciones de seguridad y con un mejor rendimiento en lo que respecta a las labores de saneo posteriores

Con estas orientaciones de bancos se podrá obtener una mejor optimización de la explotabilidad del yacimiento de yeso, a la vez que nos permitirá un mejor diseño de los accesos a las zonas de explotación y sobre todo permite operar en las más óptimas condiciones de seguridad tal y como se establece en el Capítulo VII del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, referido a Trabajos a Cielo Abierto.

Otra ventaja añadida a esta orientación, sentido de explotación y avance de la explotación, es que se adapta bien a la topografía de la cantera y a la orografía del terreno y principalmente a una notable reducción del impacto visual que pudiera general la explotación.

4.3.3.2. ESTABILIDAD DE LOS TALUDES.

4.3.3.2.1. DESCRIPCIÓN DE TOS PARÁMETROS QUE DEFINEN LA ESTABILIDAD.

La estabilidad de taludes en una explotación a cielo abierto tiene una importancia fundamental por lo que se refiere a la seguridad y rentabilidad de la misma, siendo el cálculo de las dimensiones de los mismos uno de los parámetros de mayor importancia y ha de realizarse en las etapas iniciales del proceso de diseño de la explotación, puesto que de él van a depender una serie de cuestiones de gran importancia.

En cuanto a los factores que determinan la estabilidad de un talud se habrán de considerar los siguientes:

- Factores geométricos. Entre los que incluimos la altura y el ángulo.
- Factores geológicos. Estos factores van a condicionar la presencia de planos y zonas de debilidad y anisotropía en el talud.
- Factores hidrogeológicos.
- Factores geotécnicos. Van a estar relacionados con el comportamiento mecánico del terreno.

La unión de los cuatro factores puede determinar la condición de rotura a lo largo de una o varias superficies, y que sea cinemáticamente posible el movimiento de un cierto volumen de masa del talud. La posibilidad de rotura y los mecanismos y modelos de inestabilidad de los taludes están controlados principalmente por factores geológicos y geométricos.

Así mismo debemos considerar dentro de los factores influyentes en la inestabilidad de los taludes los denominados factores condicionantes o intrínsecos a los materiales naturales, van a ser fundamentalmente la fitología y el factor agua. Junto con los factores condicionantes debemos de considerar los factores desencadenantes, estos provocan la rotura una vez que se cumplen una serie de condiciones. Se trata de las sobrecargas estáticas, las cargas dinámicas, los cambios en las condiciones hidrogeológicas, los factores climáticos, las variaciones en la geometría, la reducción de los parámetros resistentes. Se detallan a continuación algunos de los factores de mayor interés o importancia relativa.

• ESTRATIGRAFÍA Y FITOLOGÍA.

ESTRUCTURA GEOLÓGICA Y DISCONTINUIDADES

Evidentemente la estructura geológica va a ser un factor importantísimo puesto que es definitivo a la hora de establecer las condiciones de estabilidad de los taludes en el caso de los materiales tabulares que componen el yacimiento.

CONDICIONES HIDROGEOLÓGICAS.

Es sin dudar ni un instante el principal "enemigo" de los taludes. La mayor parte de las roturas se producen por los efectos del agua en el terreno, este fenómeno se debe a que se generan presiones intersticiales, o los arrastres y erosión, superficial o interna, de los materiales que forman el talud.

La presencia de agua en un talud reduce su estabilidad al disminuir la resistencia del terreno y aumentar las fuerzas tendentes a inestabilidad. Sus efectos más importantes son:

- Reducción de la resistencia al corte de los planos de rotura al disminuir la tensión normal efectiva.
- La presión ejercida sobre grietas de tracción aumenta las fuerzas que tienden al deslizamiento.
- Aumento del peso del material por saturación.
- Erosión interna por flujo subsuperficial o subterráneo.
- Meteorización y cambios en la composición mineralógica de los materiales. No se encuentran señales de la circulación de agua a través del macizo rocoso. Es esta una circunstancia favorable tanto para las labores de perforación como para garantizar la estabilidad de los taludes.
- Apertura de discontinuidades por congelación, que debido a la altitud y zona geográfica puede ser de interés, pero la naturaleza de los materiales no hace pensar en un factor especialmente preocupante.
- Es muy importante también la disposición de la superficie freática en el talud, esta superficie va a depender de diferentes factores, entre los que se encuentra la permeabilidad de los materiales, la geometría o forma del talud y las condiciones de contorno. En cuanto al nivel freático la profundidad a la que se halla el mismo hace que este factor no sea de interés a la hora de la redacción del presente

proyecto de explotación. No solo hemos de tener en cuenta el agua que circula por el interior del terreno, hemos de considerar el papel del agua superficial, puesto que las precipitaciones y las escorrentías pueden causar problemas importantes de estabilidad al crearse altas presiones en discontinuidades y grietas, y en la zona más superficial del terreno. Los fenómenos de erosión y lavado en materiales blandos o poco consistentes aparecen asociados a las escorrentías, por esta cuestión se ha de evaluar el caudal máximo de avenida esperado en la zona de explotación, así como las medidas de drenaje propuestas para evitar el encharcamiento de la explotación así como la estabilidad de los taludes.

- Propiedades geomecánicas. No cabe duda que el colapso de un talud a través de una superficie de debilidad depende de los parámetros resistentes del material: cohesión y rozamiento interno, a influencia de la naturaleza de los suelos en sus propiedades mecánicas implica que la selección de los parámetros resistentes representativos de la resistencia al corte, la cual debe ser realizada teniendo en cuenta la historia geológica del material.
- Tensiones naturales. Este fenómeno es debido a la liberación de tensiones que provoca la excavación del terreno, que puede originar la descompresión del material, lo cual puede llegar a provocar la transformación y deslizamiento. Si bien este fenómeno es más acusado en rocas donde la excavación puede liberar las tensiones internas del macizo rocoso convirtiéndolo en un suelo con un comportamiento geotécnico muy alejado de la realidad del terreno previo a la excavación. Un fenómeno constatado en excavaciones profundas es la aparición de deformaciones plásticas en el pie del talud, y en cabecera debido a que se generan estados tensionales anisótropos con componentes fraccionales que se traducen en la aparición de grietas verticales. Es pues este un factor de gran importancia, si bien como ya se ha indicado, en nuestro caso no será de especial atención.
- Sobrecargas estáticas y cargas dinámicas.
- Régimen climático.
- Proceso de meteorización.

4.3.3.2.2. CARACTERIZACIÓN DEL MATERIAL.

A continuación, vamos a establecer cuáles son las propiedades del material, puesto que a efectos de estabilidad vamos a considerar el material como un suelo, hemos de tener en cuenta una serie de factores geológicos, que son los que en gran medida van a dominar el comportamiento y propiedades mecánicas de los macizos rocosos. Estos factores son:

- La fitología y propiedades del suelo.
- La estructura geológica y las discontinuidades.
- Estado tensional al que se encuentra sometido el material.
- Grado de alteración o meteorización.
- Condiciones hidrogeológicas. No se observan señales aparentes de la circulación de agua por el macizo rocoso y además el nivel freático se sitúa en la zona muy por debajo de la cota mínima de la explotación.

4.3.3.2.3. TIPOS DE ROTURA SUSCEPTIBLES DE ANÁLISIS.

Un estudio de los materiales que van a conformar los taludes de la explotación minera, nos hace indicar por la experiencia acumulada en taludes sobre este tipo de materiales que el mecanismo de rotura va a depender en gran medida del grado de tectonización, es decir de las diaclasas o discontinuidades estructurales que hacen aumentar la permeabilidad, reducen la resistencia al corte y actúan como superficie de drenaje y plano potencial de rotura, al igual que las fallas, también va a depender de la fitología, las tensiones regionales, el procedimiento de arranque y otros factores.

En este caso, y de acuerdo a una visión panorámica del macizo remanente sobre el que se va a iniciar la explotación de yesos, se trata de un talud de banco de extracción de una altura de entre 18 y 20 metros en su punto de máximo desnivel con un ángulo cercano a los 70°, Así pues el estudio de este talud nos lleva a considerar los siguientes tipos de rotura del talud a la hora de calcular la estabilidad del mismo.

4.3.3.2.4. ANÁLISIS DE ESTABILIDAD. ANÁLISIS FRENTE A ROTURA PLANA.

Se aplican de modo general a aquellas situaciones que pudieran generar problemas de inestabilidad. El pilar básico del proceso es la elección del denominado coeficiente de seguridad, que va a depender de la finalidad de la excavación y del carácter temporal o definitivo del talud, combinándose los aspectos de seguridad, costes de ejecución, consecuencias o riesgos asumibles ante la rotura.

En taludes permanentes, los coeficientes de seguridad a adoptar han de ser igual o superior a la unidad, dependiendo de la seguridad exigida o del nivel de confianza sobre los datos geotécnicos que intervienen en los cálculos.

Dichos análisis permiten el diseño geométrico de los taludes o las peores condiciones posibles para lograr el factor de seguridad exigido. Los métodos de análisis de estabilidad se basan en un planteamiento físico-matemático en el que interviene las fuerzas estabilizadoras y desestabilizadoras que actúan sobre el talud y que determinan su comportamiento y condiciones de seguridad. En principio usaremos como método de trabajo el método de equilibrio límite, es un método determinístico, que a partir de unas condiciones establecidas del talud indica la estabilidad o inestabilidad del mismo.

El método de equilibrio límite analiza el equilibrio de una masa potencialmente inestable, y consiste en comparar las fuerzas tendentes al movimiento con las fuerzas resistentes que se oponen al mismo a lo largo de una determinada superficie de rotura. Se basan en:

- Selección de una superficie teórica de rotura del talud.
- El criterio de rotura de Mohr-Coulomb.
- La definición de coeficiente de seguridad.

No sólo partiremos de este supuesto, sino que además habremos de admitir una serie de hipótesis de partida diferentes, según el método de análisis elegido. En general se asumen las siguientes:

- La superficie de rotura debe ser postulada con una geometría tal que permita que ocurra el deslizamiento, es decir, que sea desde el punto de vista físico posible.
- La distribución de las fuerzas actuando en la superficie de rotura podrá ser computada usando datos conocidos.
- La resistencia se moviliza simultáneamente a lo largo de todo el plano de rotura.

Con estas condiciones, se establece en las ecuaciones del equilibrio entre las fuerzas que inducen el deslizamiento y las resistentes. Los análisis proporcionan el valor del coeficiente de seguridad del talud para la superficie analizada, referido al equilibrio estricto o límite entre las fuerzas que actúan. Es decir, el coeficiente F por el que deben dividirse las fuerzas tangenciales resistentes para alcanzar el equilibrio estricto:

$$F = \frac{\text{Fuerzas estabilizadoras}}{\text{Fuerzas desestabilizadoras}}$$

Una vez obtenido el coeficiente de seguridad de la superficie planteada, se precisó repetir el proceso con otras superficies de rotura, hasta que seamos capaces de encontrar aquella superficie que plantee el menor coeficiente de seguridad, el cual se admite como superficie potencial de rotura del talud, y se toma como el correspondiente del talud en cuestión.

Las fuerzas actuando sobre un plano de rotura o deslizamiento potencial, suponiendo que no existen fuerzas externas sobre el talud, son las debidas al peso del material, W, a la cohesión c, y a la fricción ϕ del plano. El coeficiente de seguridad viene dado por:

$$F = \frac{[Rc + R\phi]}{S}$$

Donde:

Rc = Fuerzas cohesivas = c A

R ϕ = Fuerzas de fricción = W cos α tg ϕ

S = Fuerzas que tienden al deslizamiento = W sen α

A = Área del plano de rotura.

Existen varios métodos para el cálculo del coeficiente de seguridad por equilibrio límite, aplicados fundamentalmente a materiales como los que nos encontramos en la explotación minera. Utilizaremos para el cálculo de los taludes el Método de HOEK , como primera aproximación, para el cálculo de la estabilidad frente a la rotura plana.

-TALUDES DE CARA DE BANCO.

Es aquella en la que el deslizamiento se produce a través de una única superficie plana, tiene lugar cuando existe una fracturación dominante en la roca. Frecuentemente se trata de fallas que interceptan al talud.

Para que pueda hablarse de rotura plana se deben cumplir las siguientes condiciones:

Los rumbos o direcciones del talud y del plano de deslizamiento deben ser paralelos o casi paralelos, formando entre si un ángulo máximo de 20°.

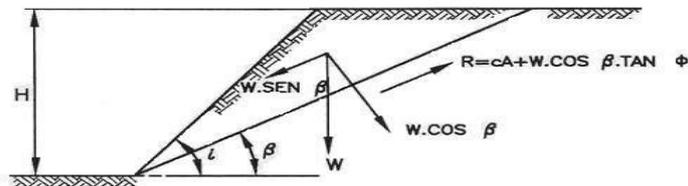
Los límites laterales de la masa deslizante han de ofrecer una resistencia al desplazamiento.

Considerando el caso de un talud de altura H e inclinación i en roca dura, con un plano potencial de deslizamiento inclinado β , en condiciones de drenaje y sin grietas, el factor de seguridad viene dado por la expresión:

$$F = \frac{[(Cx)A + W \cos \beta \tan \phi]}{W \sin \beta}$$

Siendo:

- C = cohesión en la superficie de deslizamiento.
- A = área de la superficie de deslizamiento, supuesta de ancho unidad.
- W = peso de la masa deslizante, supuesta de ancho unidad.
- β = ángulo que forma el plano de deslizamiento con la horizontal.
- ϕ = ángulo de rozamiento interno en la superficie de deslizamiento.



En las tablas siguientes se recogen los valores típicos de cohesión y ángulos de rozamiento de suelos y rocas.

MATERIALES	C (kg/m ²)
Tierra muy blanda o material suelto	170
Tierra blanda o material suelto	340
Tierra o material firme	880
Material o tierra compacta.	2.200
Material o tierra muy compacta	7.800
Roca muy blanda	17.000
Roca blanda	56.000
Roca dura	170.000
Roca muy dura	560.000
Roca durísima.	1.000.000

Tabla 1. Valores de cohesión para suelos y rocas no alterados (Robertson, 1970)

TIPO DE ROCA	ÁNGULOS DE ROZAMIENTO ϕ (en grados)		
	NO ALTERADA	GRIETA	RESIDUAL
• Andesita	45	31 -35	28-30
• Arenisca	45-50	27-38	25-34
• Basalto	48-50	47	-
• Caliza	30-60	-	33-37
• Creta	-	35-41	-
• Yesos	-	34-35	-
• Cuarzita	64	44	26-34
• Diorita	53-55	-	-
• Esquistos	26-70	-	-
• Grauvaca	45-50	-	-
• Granito	50-64	-	31-33
OTROS MATERIALES	VALORES APROXIMADOS DE ϕ (en grados)		
• Salbanda de arcilla	10-20		
• Material calizo de la zona de deslizamiento	20-27		

• Material de deslizamiento de pizarra	14-22
• Brecha de roca dura	22-30
• Agregado de roca dura compacto	40
• Relleno de roca dura	38

Tabla 2. Ángulos de rozamiento para rocas típicas y otros materiales (Hoek, 1970).

Conforme la altura del talud aumenta, la contribución relativa de la cohesión a la resistencia total disminuye, para taludes muy altos el ángulo talud estable se aproxima al ángulo de rozamiento Φ . Hoek relacionó la función altura Y con la función del ángulo de talud X, para roturas planas en taludes drenados (Fig. 1)

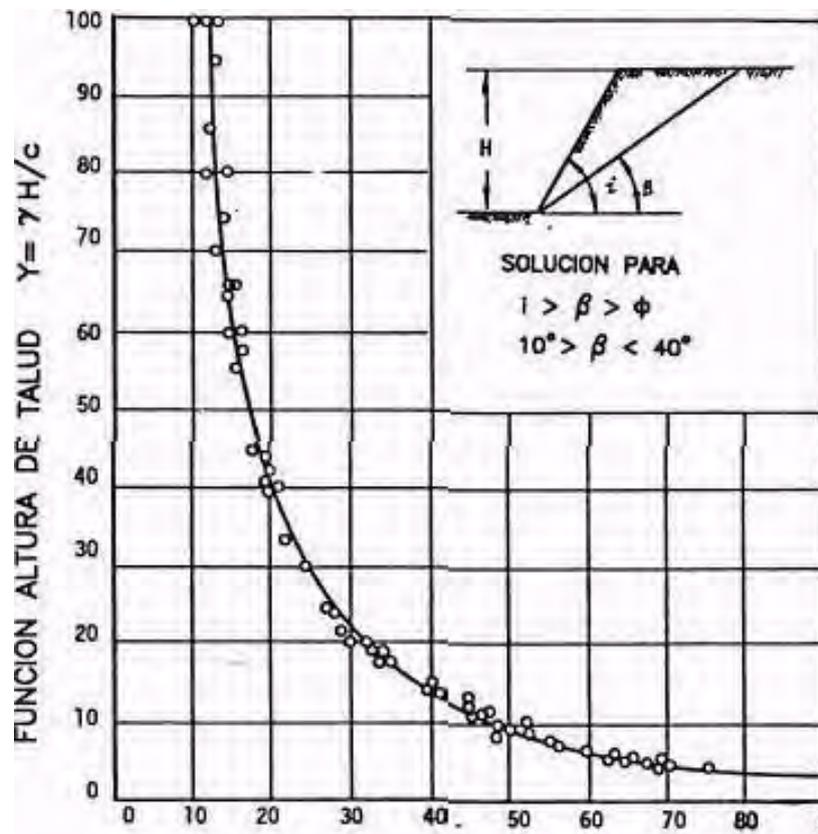


Fig.1.Relacion entre función altura del talud función de ángulo de talud para roturas planas.

Los valores de dichas funciones vienen dados por:

$$Y = \frac{\gamma \times H}{C}$$

$$X = 2 \times ((i - \beta) \times (\beta - \phi))^{\frac{1}{2}}$$

En los casos en que existieran grietas de tracción en la cabeza del talud, o éste no estuviera drenado, se deberán usar las funciones dadas por Hoek en la Figura 2. Como puede deducirse existirán nueve combinaciones posibles para calcular los valores de X e Y, con lo que se podrá estudiar la estabilidad o diseñar los taludes según las condiciones de trabajo más probables.

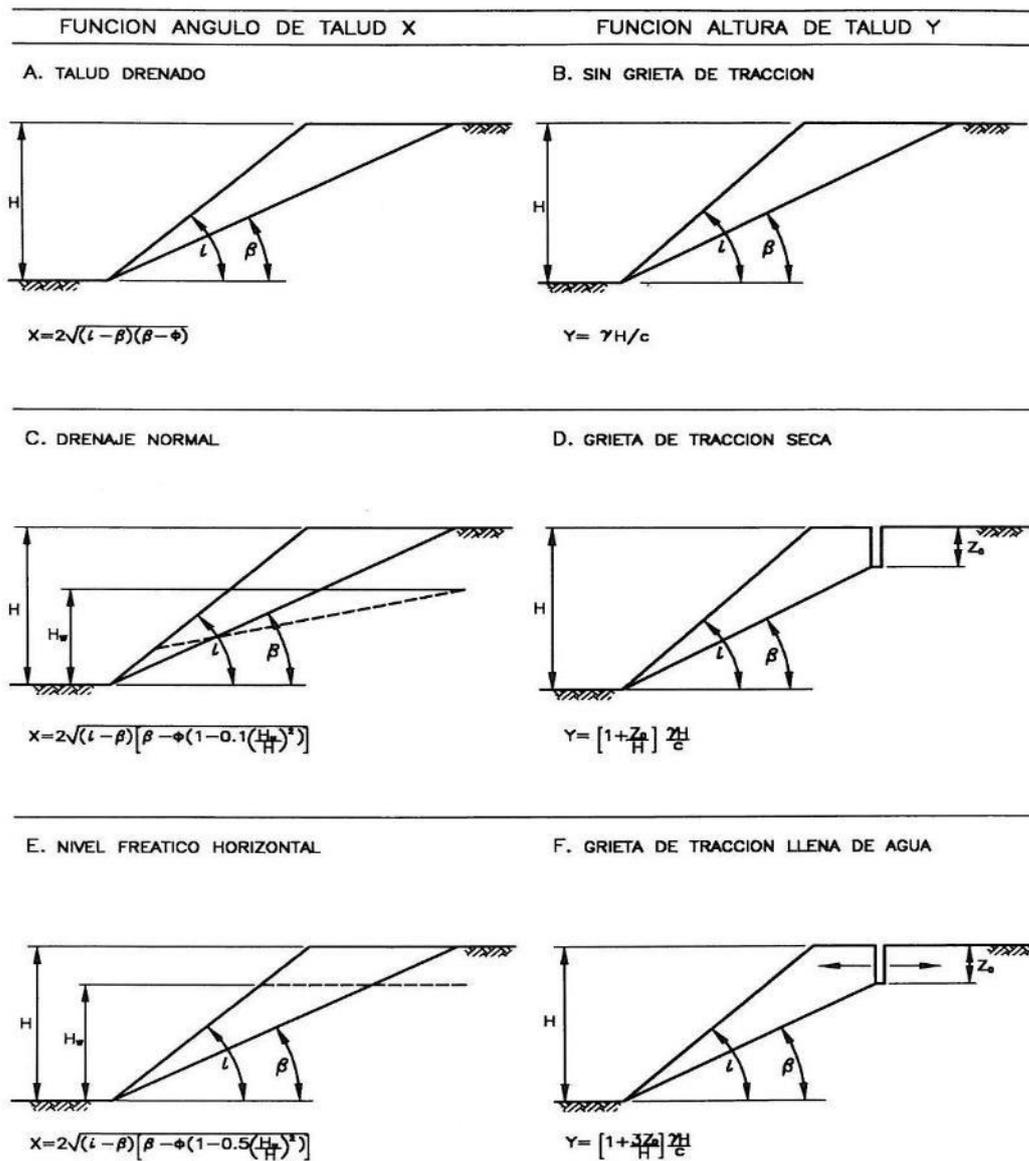


Figura 2. Funciones de altura y ángulo de talud par diferentes condiciones de grietas de tracción y drenaje de talud (Hoek, 1970)

La familia de curvas correspondientes a diferentes factores de seguridad se representa en la Figura 3.

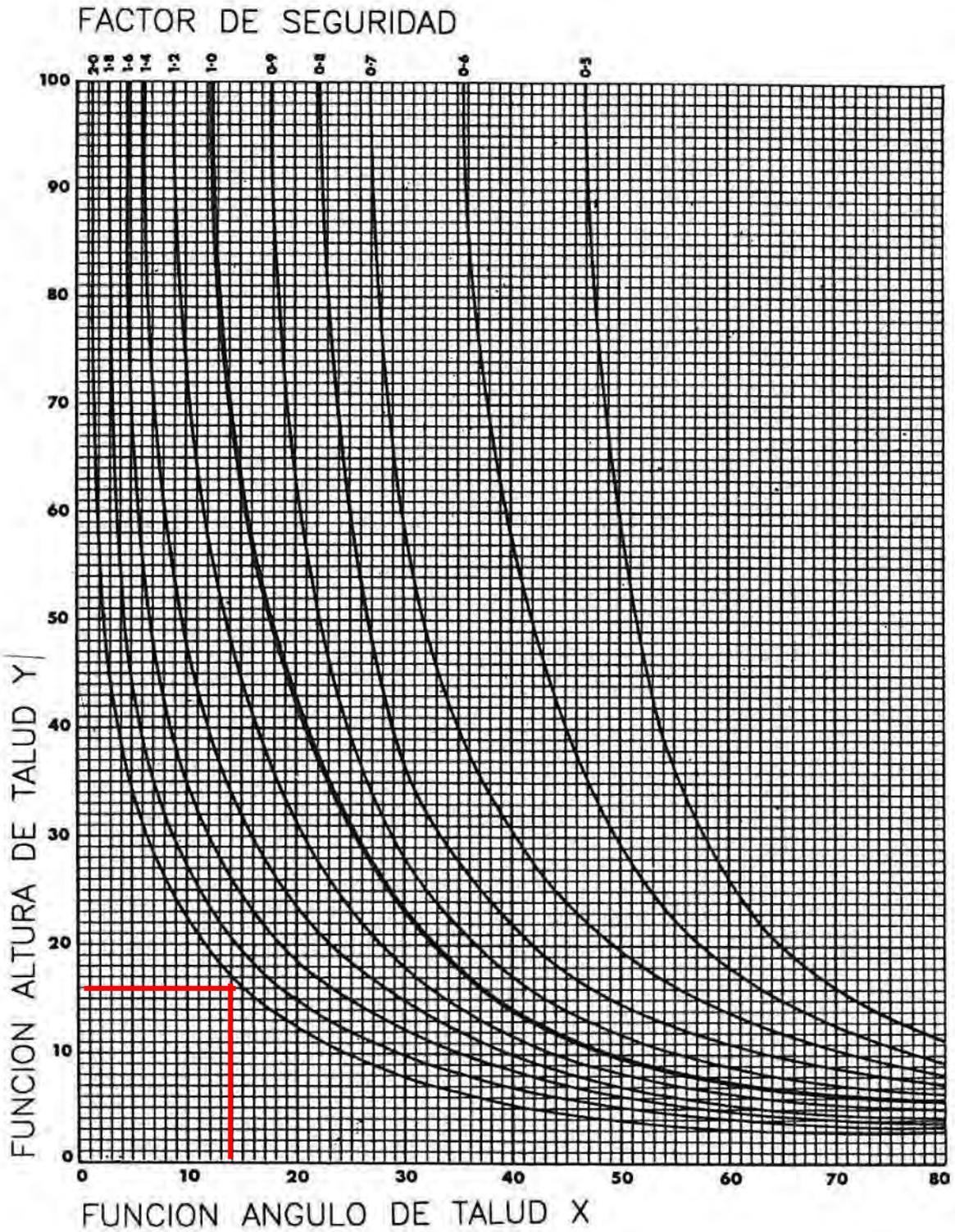


Figura 3

Una norma general en el análisis del talud infinito: en terrenos cohesivos el valor de FS depende de la profundidad h de la superficie de deslizamiento, disminuyendo al aumentar ésta. En caso de zonas de ladera, cuando se produce una meteorización que va progresando con el tiempo en profundidad (h), llega un momento en que se alcanza una h crítica en que F= 1, y entonces se produce un deslizamiento global.

Vamos a considerar los taludes de explotación para alturas máximas de 20 metros y ángulos máximos de trabajo de 75°, debido a la utilización como método de arranque mediante hilo de corte. Son taludes en general muy estables debido a que el macizo remanente apenas se encuentra conmovido y se comporta de un modo muy competente. Si bien en el caso de la explotación iremos trabajando en panales de 20 metros que definirán nuestra altura máxima de talud. Donde trabajaremos con los siguientes valores:

i = ángulo de talud de 72°.

β = inclinación potencial del plano potencial de rotura de 60°.

ϕ = ángulo de rozamiento interno del material del plano de deslizamiento o diaclasa que consideraremos como una calcita o elemento no cristalino, tomaremos un valor de 45°.

Hw = altura del nivel freático supuesto como drenaje normal a una altura de 3 mts.

Zo = altura de la grieta sin drenar, que vamos a suponer de 2.5 mts.

H = altura del talud, que en este caso del talud de explotación máximo es de 20 mts.

Con estos datos entramos en las siguientes expresiones y explicaremos como aplicamos este método de cálculo en nuestro caso:

TALUD DE BANCO DE EXPLOTACION.

Altura máxima de Taludes	Formulas	Valores obtenidos
20 mts	$X = \sqrt[2]{(i - \beta) \times (\beta - \phi(1 - 0.5 \left(\frac{Hw}{H}\right)^2))}$	13,96
20 mts	$Y = \left[1 + \frac{3 \times Zo}{H}\right] \times \frac{\gamma \times H}{C}$	16,56

Acudimos al Abaco de Hoek (1970) con los valores obtenidos, arrojándonos unos valores de coeficiente de seguridad de 1,6 unidades para los supuestos designados. De modo que el modelo diseñado es estable. El supuesto de rotura al vuelco, se soluciona mediante el saneo de los taludes eliminando los bloques inestables

4.3.3.3. TALUDES DE CARA DE BANCO EXPLOTACIÓN.

En líneas generales, podemos decir que el ángulo de la cara del banco es función de tres factores que ya se han descrito en epígrafes precedentes, si bien la importancia de dichos factores obliga a recurrir en recordar estos factores:

- Tipo de material.
- Disposición del material.
- Altura de banco.

En nuestro caso, tienen la resistencia adecuada para llevar a cabo la explotación con ángulos de banco de aproximadamente 70° , que junto a las alturas consideradas, va a permitir un rendimiento óptimo del método de arranque. En cuanto a las condiciones de estabilidad se han analizado convenientemente.

En cuanto a la altura de banco, esta viene íntimamente relacionada con el tipo de maquinaria de arranque que se emplee (Voladura, Bulldozer, Retro frontal, retro convencional, etc.), el empleo del método arranque será por voladuras utilizando una perforación hidráulica tipo ATLAS COPCO F6 o similar, la carga de material en el frente de canteras se realizara por procedimientos mecánico utilizando una retroexcavadora tipo CASE CX 240 o similar, todo ello hace que debamos operar con taludes de carga de unos 20 metros, lo cual permite una productividad y unas condiciones de seguridad óptimas.

4.3.3.4. ESTÉRILES.

Las acumulaciones de materiales procedentes de la actividad minera y que no tienen una utilidad definida como producto de la explotación es lo llamamos estéril. Dichos materiales, procedentes de monteras, recubrimientos estériles o rechazos. En cuanto a calidad no deseada de yesos canterables, no supondrán un volumen problemático en la cantera ya que se prevé un rechazo de un 20 % del total de su extracción, su uso se destinará en la restauración o acondicionamiento final de los terrenos y regularización topográfica tanto del hueco explotado.

Tierras vegetales.

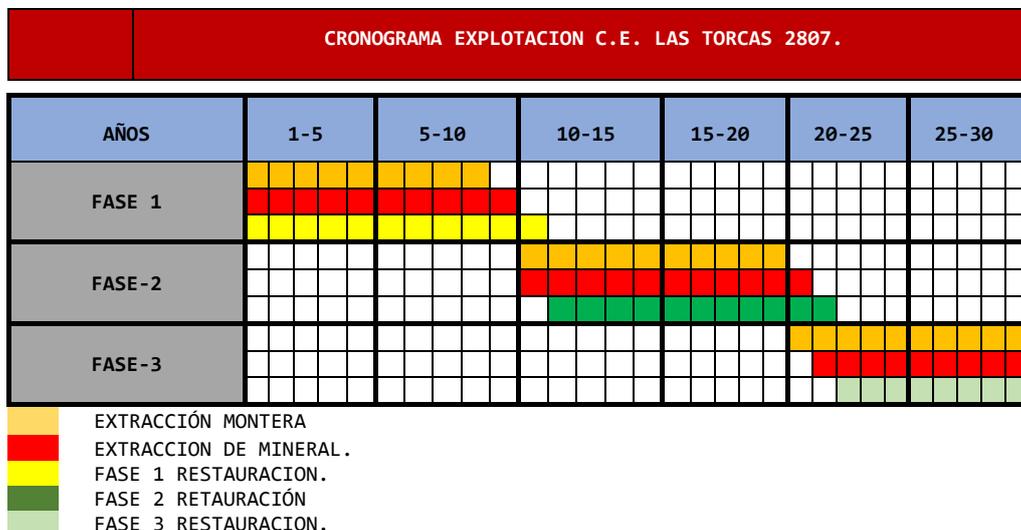
El volumen de tierras vegetales está condicionado por los afloramientos directos de yeso, que en nuestro caso es prácticamente cero, ya que en la mayor parte del área a explotar el afloramiento rocoso es muy abundante y por qué gran parte del área a extraer al estar ya en explotación, no tenemos montera o tierras vegetales. Como hemos descrito en apartados anteriores la superficie agrícola en explotación en estos momentos dentro de los límites de la explotación es prácticamente nula con lo que no tendremos tierras vegetales procedentes de cultivos actuales.

En las áreas que todavía no se han afectado y que son susceptibles de explotación si nos encontramos con aproximadamente 0,5 mts de tierras vegetales aptas para ser utilizadas en la restauración de las áreas explotadas. Estas áreas que todavía no se han explotado corresponden a parte de las parcelas; 29,30,121,122,123 y 124 del polígono 1; 59,60,61,64,73 y 74 del polígono 2 y la parcela 14 del polígono 3, todas estas parcelas ubicadas en el término municipal de Chodes, el área conjunta de toda esta superficie es de 51.959 m².

4.3.3.5. CRONOGRAMA DE ACTUACIONES.

El calendario de ejecución es difícil de prever, ya que hasta que no se hayan terminado los trabajos de extracción en ciertas áreas que ya se encuentran en avanzado estado de explotación no se podrán simultanear de una manera efectiva las labores de reacondicionamiento de los terrenos y posteriores labores de restauración, no obstante, durante el año se va haciendo un acondicionamiento de las áreas y taludes norte de la explotación.

A continuación, se muestra el cronograma, con una vida útil de la cantera de un máximo de 30 años.



Como se puede observar en el cronograma, a medida que se produce el avance del frente, se va produciendo el acondicionamiento de las plataformas y de los taludes exteriores de cantera y se llevan a cabo medidas para la restauración

4.3.3.5. RED DE DRENAJE DE PLUVIALES DE LA CANTERA.

En cuanto al comportamiento de los taludes, como se ha indicado con anterioridad es fundamental el efecto del agua. Pero no solo es importante para los taludes, sino para toda la explotación, puesto que un diseño defectuoso de la red de drenaje puede llevar a circunstancias de pérdidas de productividad en el ciclo de arranque-clasificación-transporte. En el presente epígrafe vamos a evaluar a partir de la pluviometría y de las características de la cuenca receptora, los caudales de agua que pueden incidir sobre el depósito de estériles o sobre los huecos de explotación, a los que habrá de dar oportuna evacuación para evitar problemas de estabilidad, erosión, y de drenaje de la explotación. Evidentemente el control y canalización de las aguas de escorrentía en minería es un problema resuelto mediante la ejecución de canales de guarda. Las funciones de estas obras son:

- Evitar el paso de las aguas por áreas fuertemente erosionables, o en operación, y conducirlos de forma adecuada.
- Evitar la circulación de escorrentías por las zonas de taludes.
- Impedir la acumulación de agua en superficies irregulares y/o cóncavas.
- Eliminar la llegada de aguas a las zonas de acopio.
- Proteger las tierras bajas frente a la deposición de sedimentos.

Como primer factor para el diseño de los canales de guarda y de drenaje de la explotación minera hemos de considerar la velocidad máxima admisible en función de los materiales sobre los que irán encajados los canales, consideraremos la misma como 1,20 m/s. En cuanto a la pendiente, evidentemente vendrá marcada por la topografía, si bien podremos forzar la misma hasta una pendiente de 1,5 %. En lo referente a la sección transversal será trapezoidal puesto que es la que resulta de más fácil ejecución por parte de la maquinaria.

La sección mínima del canal se basa en dos expresiones básicas:

$$S_{\text{MIN}} = \frac{Q}{V_{\text{MAX}}}$$

Donde:

S_{MIN} = Sección mínima teórica (m²).

Q = Caudal máximo previsible.

V_{MAX} = Velocidad máxima admisible (metro / segundo).

Y por otro la fórmula de Hanning:

$$V = \frac{1}{n} R^{2/3} L^{1/2}$$

Donde :

V= Velocidad del agua.
L= pendiente longitudinal del canal.
N = Numero de Manning.
R= Radio Hidráulico.

Teniendo en cuenta estos conceptos podemos establecer como base del diseño de los canales las siguientes dimensiones mínimas (aunque el cálculo nos ofrezca dimensiones mínimas incluso menores):

Base del canal: 0.5 metros.
Anchura superior: 1 metros.
Altura: 0,50 metros.

Si bien estos cálculos surgen de un planteamiento teórico, podemos establecer una serie de criterios generales a la hora de la ejecución de los canales:

- Su ubicación será tal que facilite el buen drenaje de la zona donde se va a desarrollar la actividad extractiva, considerándose una multitud de factores, que van desde las condiciones de descarga (estudiadas con anterioridad), la topografía, los tipos de suelos....
- Los períodos de recurrencia que se han tenido en cuenta son de 100 años, muy conservador para el tipo de actividad diseñada.
- Se construirán aliviaderos laterales con una altura mínima de 15 centímetros por encima.
- Las anchuras de los canales tendrán un mínimo de 1 metros.
- Los taludes nunca excederán 2 H: 1 V.
- Se procederá a una revisión por parte de la Dirección Facultativa con el fin de detectar posibles reparaciones fruto de la deposición de sedimentos o cualquier otra anomalía causada por un fenómeno meteorológico fuera de lo estadísticamente probable con los períodos de retorno calculados.
- Siempre que sea posible se utilizará el material granular de drenaje para revestir el canal, puesto que para las velocidades de circulación de agua previsible, las capas granulares protegen el canal. Siendo conveniente un lecho de 15 centímetros de grava gruesa, siempre y cuando se observe un comportamiento deficiente de los canales originales sobre el terreno.

El diseño de la explotación y las características de los materiales a explotar nos permite afirmar que no existirá, durante los trabajos de explotación drenaje de aguas procedentes de lluvias y, por tanto, no existirá aportación de materiales finos, hacia los cursos de la red de drenaje natural de la zona. Ello es debido porque la explotación presentara una pequeña pendiente hacia el interior de la explotación y también a que, dadas las características de fisuración y fracturación del macizo de yesos de manera natural y potenciada con las voladuras, las aguas de lluvia que pudieran ocasionar escorrentía se infiltrarán hacia la base de la explotación. Los posibles materiales finos que pudieran ser arrastrados por las aguas de escorrentía quedarán retenidos en los primeros metros de sustrato, dada la escasa amplitud de dichas fisuras.

4.3.4. CRITERIOS OPERATIVOS.

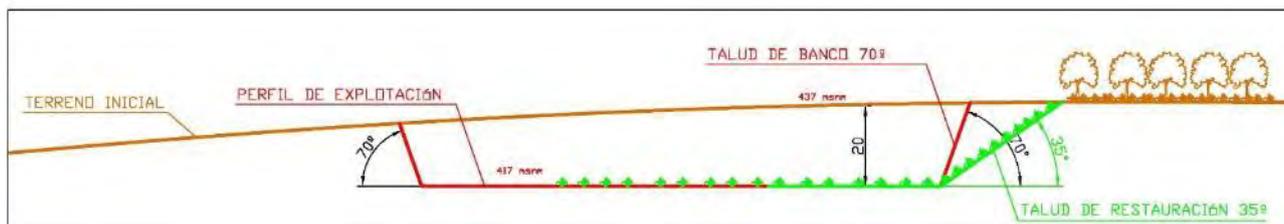
4.3.4.1. ALTURA DE BANCO.

La altura del banco se establece a partir de las condiciones del equipo de carga seleccionado y el diámetro de perforación como principales parámetros, si bien es fundamental también añadirlas características del macizo y la selectividad del mineral en explotación.

En nuestro caso la altura de banco vendrá determinada por la altura máxima de excavación planteada en base a las necesidades de material por parte del promotor. Se opta por alturas de 10 a 20 mts dependiendo de banco en el que estemos trabajando.

Optaremos por taludes de 20 mts en aquel a el normal desarrollo de la labor de extracción entre las plataformas de 417 a 437 msnm. Y en aquellos taludes finales de explotación, principalmente en los taludes de los límites externos.

Esta selección de la altura óptima debe de ser el resultado de un análisis técnico económico apoyado en estudios geotécnicos en su caso, que incluyan el aspecto de seguridad de las operaciones, así como en estudios de recuperación de los terrenos afectados por las actividades mineras, que en este caso ha quedado debidamente detallado en los epígrafes precedentes.



Taludes

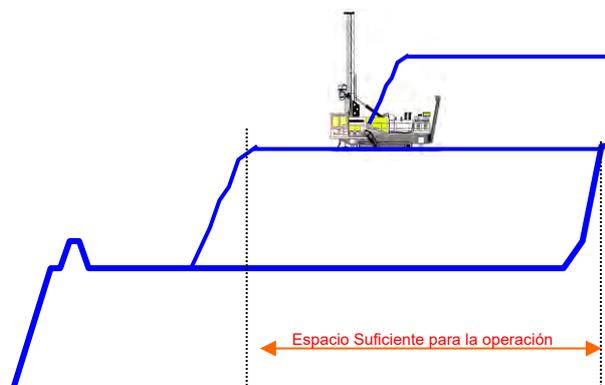
4.3.4.2. ANCHURA DE TAJO.

Se define como anchura mínima de banco de trabajo la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabaja en ellos simultáneamente.

El diseño de la cantera hace que este parámetro tenga especial importancia, puesto que trabajaremos con varios tajos o frente apoyado sobre la plaza de cantera, y las anchuras de estos tajos será función del grado de operatividad y movilidad de los equipos de transporte. Es decir, esta anchura del tajo será variable en función de la producción. De modo que más que anchura del tajo debemos hablar de plataforma de trabajo, la cual ha de ser lo suficientemente amplia como para permitir que los volquetes, palas y demás equipos de arranque - carga - transporte maniobren con facilidad, sin aproximarse innecesariamente a la cara del talud de arranque. Esta superficie ha de ser regular de modo que permita la fácil maniobra, su estabilidad y desagüe eficaz, como se recoge en los planos anexos al presente proyecto.

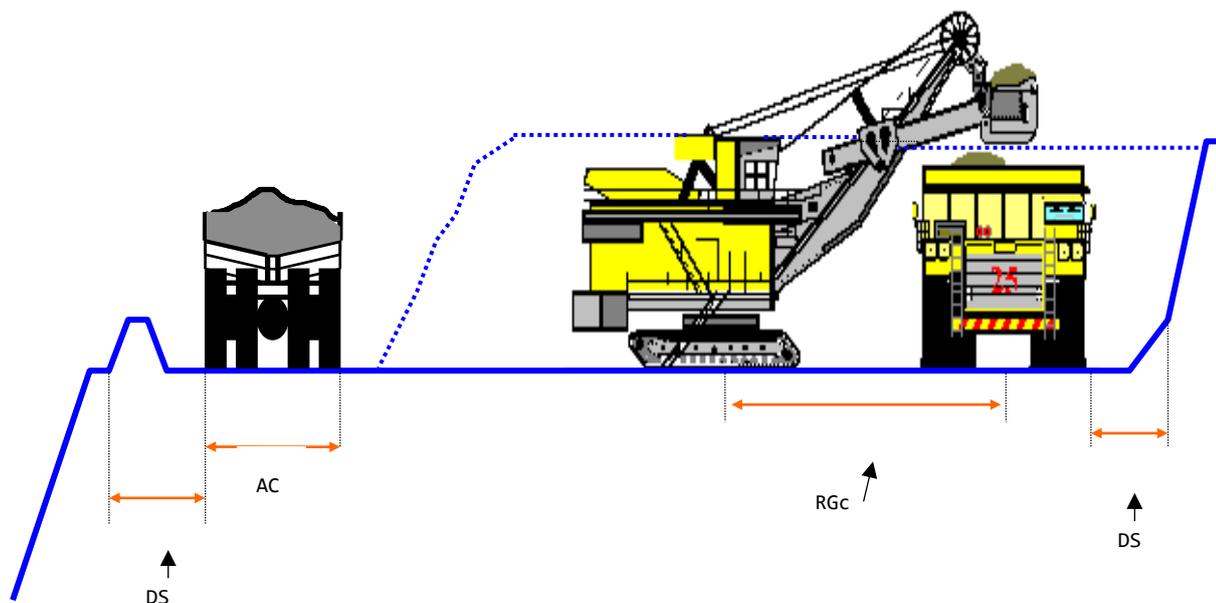
ANCHO MÍNIMO DE OPERACIÓN

Para la perforación podemos notar que el ancho mínimo de operación está dado por el área sometida a la perforación más un ancho necesario para el tránsito de los equipos ligados a la tarea de perforación y VOLADURA. Por lo general esta área es cubierta o satisfecha por los otros parámetros geométricos (por ejemplo el ancho mínimo de carga).



Debemos considerar que para cada caso habrá que calcular el área necesaria para que operen los equipos.

Para el transporte el área mínima de operación corresponde al área en que el camión puede realizar sus maniobras sin problemas y en forma segura. Esta área requiere disponer de las dimensiones físicas de operación del equipo.



Para la carga se define el ancho mínimo de carga como:

$$\text{Ancho mínimo de Carga} = DS + 1.5 \times Ac + 2 \times RGc + 0.5 \times Ac + DS$$

$$\text{Ancho mínimo de Carga} = 28.8 \text{ mts}$$

Ac=Ancho del camión.-3,4 mts

DS=Distancia de Seguridad. 5 mts

RGc= Radio de Giro del equipo de carga o radio mínimo de operación 6 mts.

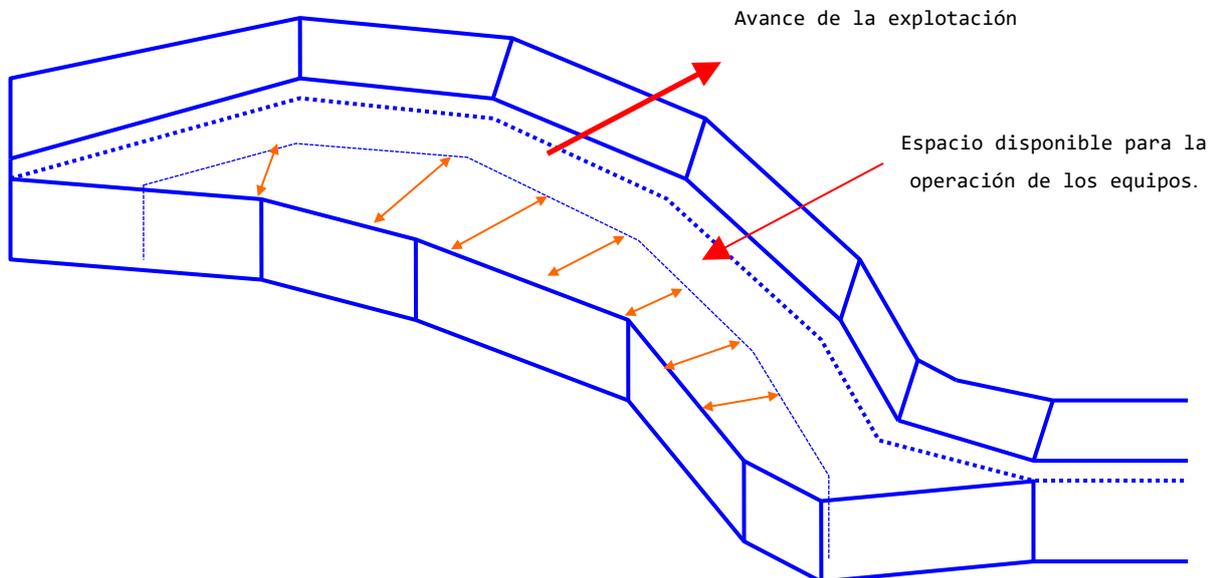
Debemos considerar que para cada caso habrá que calcular el área necesaria para que operen los equipos.

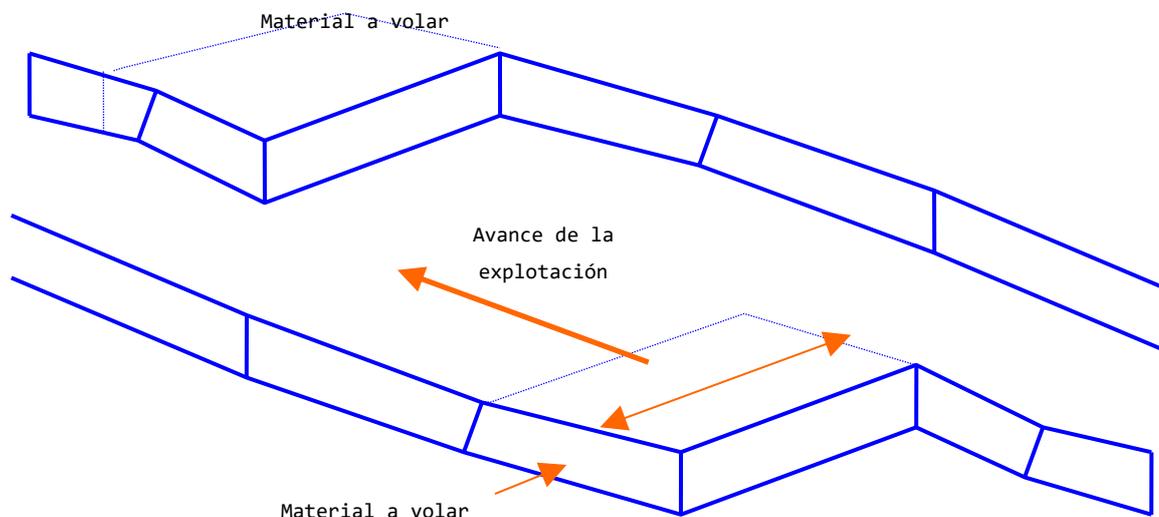
Para el transporte el área mínima de operación corresponde al área en que el camión puede realizar sus maniobras sin problemas y en forma segura. Esta área requiere disponer de las dimensiones físicas de operación del equipo.

ANCHO MÁXIMO DE EXPANSIÓN:

En el caso que se deba realizar una expansión de un banco paralelamente con la expansión de un banco inferior, se debe considerar que los equipos puedan efectivamente operar después de la VOLADURA, por lo que se debe definir un ancho mínimo de expansión.

Caso de explotación a Banco Abierto

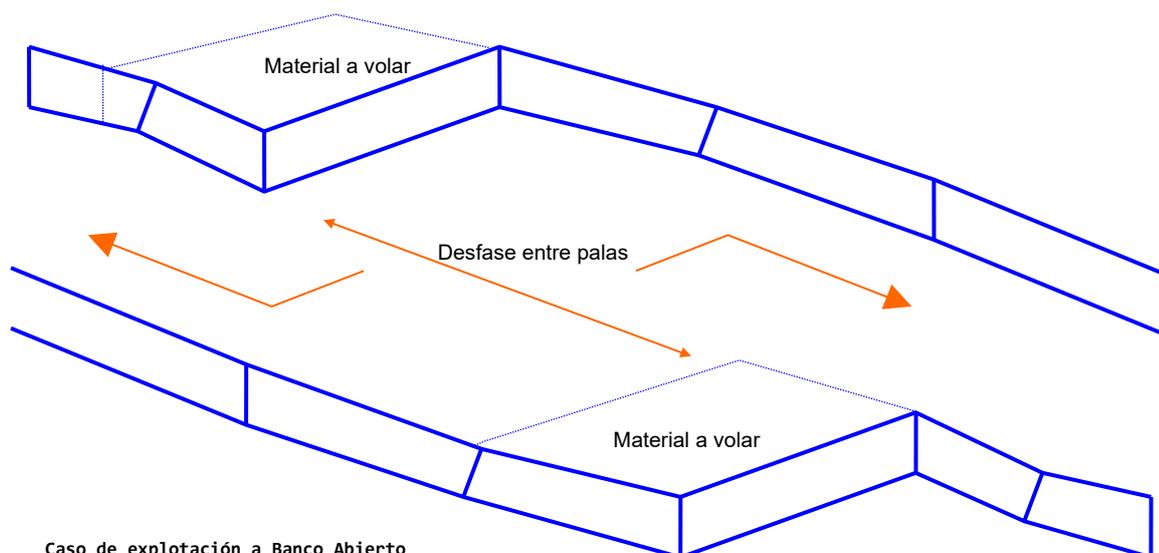




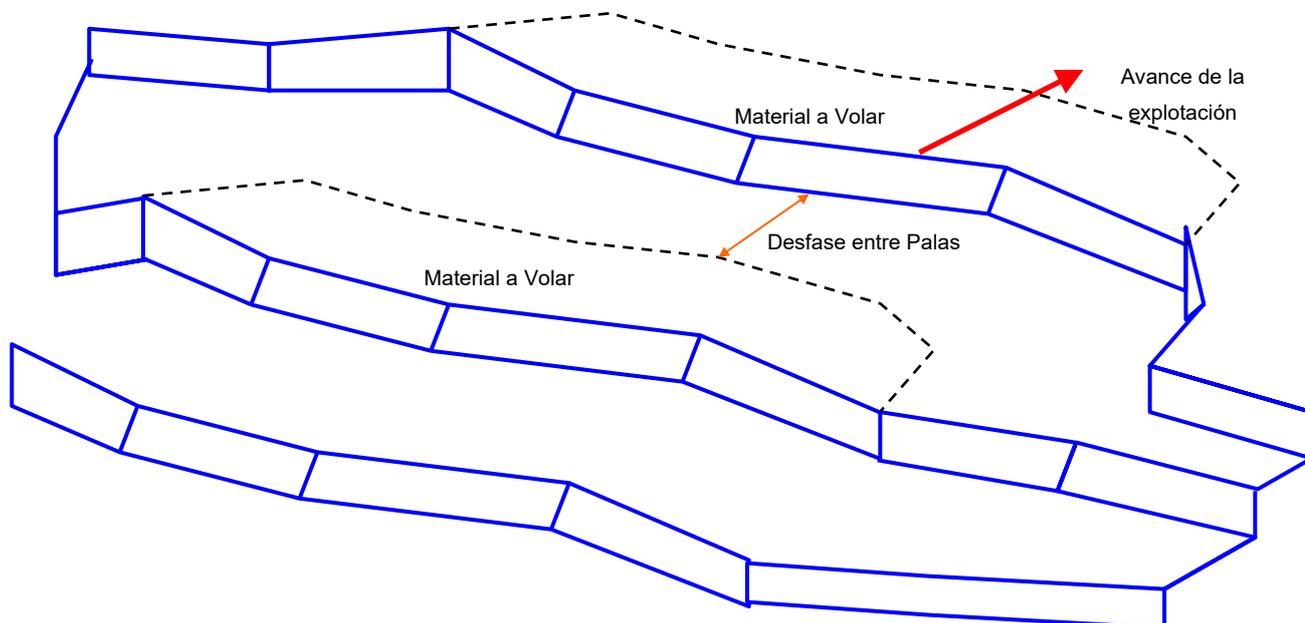
DESFASE ENTRE PALAS O LARGO MÍNIMO DE EXPANSIÓN:

En el caso que se deba realizar la operación de carga en un banco paralelamente con la de un banco inferior, se debe considerar que los equipos puedan efectivamente operar después de la VOLADURA, por lo que se debe definir una distancia.

Para ello debemos determinar el largo de la VOLADURA (LT). A esta dimensión se le debe sumar la distancia de posicionamiento del equipo de carga (palas o cargadores) del banco superior y las distancias de operación de los equipos complementarios (si así fuese necesario).



Caso de explotación a Banco Abierto

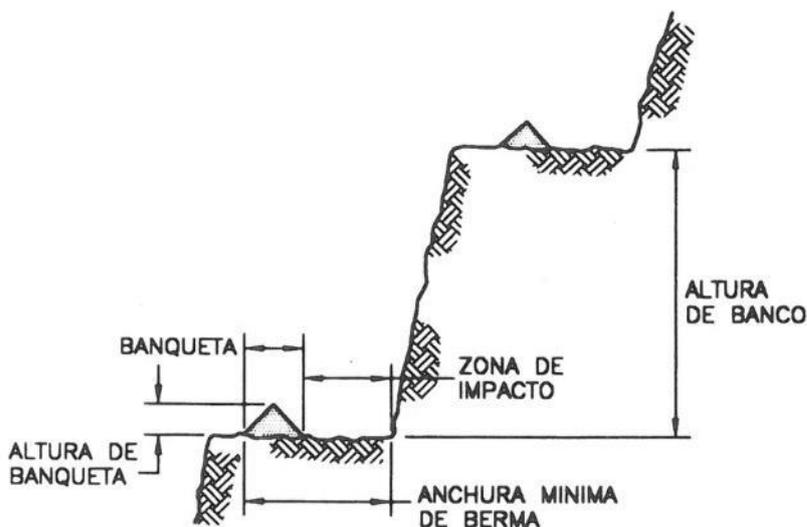


4.3.4.3. BERMAS.

Las bermas se utilizan como áreas de protección, al detener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores, Y también como plataformas de acceso o, incluso, transporte, en el talud de una excavación.

La altura o separación entre bermas. Así como su anchura. Son función de las características geotécnicas del macizo de explotación, que conjuntamente con el resto de los parámetros que intervienen en el diseño de la mina conducen a la obtención de un factor de seguridad que garantice la estabilidad del talud general y seguridad de los trabajos.

En el caso de que una berma se utilice para la circulación de vehículos, su anchura debe cumplir con lo establecido para las pistas. (ITC 07.1.03-1.5)



Cuando en las explotaciones se produzcan, con frecuencia, desprendimientos de los taludes y sea necesario trabajar en los niveles inferiores, o cuando se vayan a abandonar las minas, pueden construirse banquetas de material suelto -a modo de cordones o muretes- para la protección en las propias bermas y para que retengan el material caído desde una cierta altura. De acuerdo con la figura, los criterios de diseño se recogen en la tabla adjunta.

Tabla dimensiones recomendadas para la construcción de bermas.

ALTURA DE BANCO (m)	ZONA DE IMPACTO (m)	ALTURA DE BANQUETA (m)	ANCHURA DE BANQUETA (m)	ANCHURA MINIMA DEBERMA (m)
15	3,5	1,5	4	7,5
30	4,5	2	5,5	10
45	5	3	8	13

Para alturas de banco distintas a las indicadas pueden aplicarse las siguientes fórmulas de cálculo:

$$\text{Anchura mínima de berma} = 4,5 \text{ m} + 0,2 \cdot H \text{ (m)}$$

$$\text{Altura de banqueta} = 1 \text{ m} + 0,04 \cdot H \text{ (m)}$$

En nuestro caso, para el normal desarrollo de la explotación, la creación de bermas tiene sentido pues la altura máxima del banco final de restauración en los límites de la extracción será de 20 mts, esta berma tendrá una amplia dimensión de 20 mts ya que la utilizaremos como pista de acceso a dichas plataformas.

En nuestro caso para los taludes límites de extracción de CE Morata las anchuras de bermas y banquetas o muretes, según la expresión serian; Berma de 8.5 mts y alturas de banquetas de 1.8 mts. (aunque como hemos dicho anteriormente las dimensiones de la llamada berma en nuestro caso se optaran por longitudes de 20 mts ya que podrán ser utilizadas poco pistas de accesos).

4.3.4.4. PISTAS.

De acuerdo a lo establecido por la ITC (07.1.03-1.5), entenderemos como pistas, a las vías destinadas a la circulación de vehículos o personal para el servicio habitual uniendo la zona de explotación con la zona de vertido de estériles en la zona de vertido y la zona almacenaje o acopio de la caliza extraída. En su diseño hay que considerar, en relación con las unidades de transporte que se utilicen, una serie de parámetros que sin perder ritmo de operación las hagan seguras:

- Firme en buen estado.
- Pendiente suave.
- Anchura de pista.
- Curvas: radios, peraltes y sobreancho.
- Visibilidad en curvas y cambios rasante.
- Convexidad.

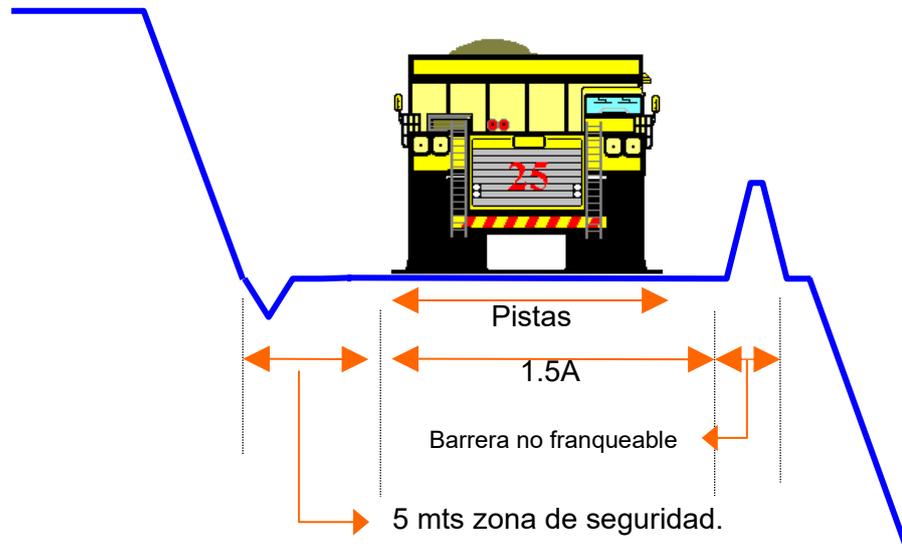
Los dos primeros tienen que ver más con el rendimiento y coste del transporte que con la seguridad. Sin embargo, debe señalarse que una pista construida adecuadamente es más fácil y barata de mantener en buenas condiciones, de forma que no sólo se consigue un buen ritmo de transporte, sino que también se evitan lesiones y molestias a los conductores.

La determinación de la pendiente de una pista se realiza a partir de los gráficos de rendimiento de frenado y el uso de gráficos tracción - velocidad - rendimiento en pendientes, características de los equipos mineros detallados en el presente proyecto. Los mejores rendimientos y costes, junto con unas condiciones de seguridad adecuadas, se obtienen con pendientes en torno al 8 %, incluyendo una resistencia a la rodadura normal. En cuanto a la pendiente transversal de las pistas será la suficiente que permite la adecuada evacuación del agua de escorrentía.

La anchura de las pistas viene determinada en la I.T.C. 07.1.03. indicando a modo general que serán en el caso de pistas de un solo carril una vez y media la del vehículo mayor que circule por ella. Y en el caso de pistas de doble sentido de circulación, la anchura será tres veces la dimensión del vehículo de mayor tamaño que circule por ella. Considerando como mayor vehículo que transita por las pistas sería un Dumper rígido de pequeño tonelaje del tipo, Mercedes Atrass o similar, consideraremos una anchura máxima de pista de 9 metros.

Se realizará sobre ellas un mantenimiento sistemático y periódico, de modo que se conserven en todo momento en buenas condiciones de seguridad, lo cual sin duda proporcionará unas condiciones de operatividad que permitirán mantener un rendimiento en las labores de transporte óptimo.

PISTAS PARA CAMIONES DE UNA VIA



Anchura de pista de un carril con barrera no franqueable sin arcén de seguridad.

$$A = 1.5A + 5$$

Donde

A = Anchura total de la pista (m).

a = dimensión del vehículo de mayor tamaño que circule por ella. 2,6 mts.

N = Número de carriles deseados (1)

$$A = 1.5 \times 2,6 + 5$$

$$A = 8,9 \text{ mts}$$

La cuneta se construye con el fin de canalizar las aguas de drenaje. Al no canalizar dichas aguas se corre el riesgo de que estas dañen y corten los caminos. Las zanjas por lo general tienen un ancho de 1 metro por una profundidad de 50 centímetros, lo cual dependerá de las condiciones de drenaje de la zona (lluvias, escurrimientos superficiales o subterráneos).

Las barreras de seguridad tienen por objetivo detener o contener a los vehículos en caso de emergencia, por ello la cuneta que está hacia el banco tendrá que ser más alta de modo que pueda detener efectivamente a cualquier vehículo en una emergencia sin que caiga. Comúnmente se utiliza como altura de la barrera hacia el banco la mitad del diámetro de las ruedas en los equipos que transitan en el camino (camiones). Lo ideal es definir la altura considerando la pendiente del tramo, la resistencia a la rodadura, el tamaño de los equipos y en lo posible tener de referencia una prueba empírica de la situación.

La distancia de seguridad considera el efecto visual que se produce al conducir un equipo de gran altura, lo cual hace que el conductor perciba los objetos a una distancia menor de la que

en realidad se encuentran. Esta distancia de seguridad deberá ser mayor a dicha distancia de percepción.

4.3.4.5. RAMPAS.

Denominaremos rampas a aquellos accesos destinados a la circulación de vehículos y/o personal de carácter eventual para el servicio a un frente de explotación.

En cuanto a las pendientes longitudinales de los accesos a los tajos se podrá superar el límite establecido por la I.T.C. 07.1.03 en lo referente a pistas (10 por 100 de pendiente longitudinal media), siempre y cuando en las condiciones reales más desfavorables, el vehículo pueda arrancar y remontar la pendiente a plena carga, pero en ningún caso se superarán el 20 por 100. La pendiente transversal será tal que garantice una adecuada evacuación del agua de escorrentía.

4.3.4.6. RADIOS Y SOBREANCHO EN CURVAS.

Para que las curvas no supongan una limitación en la producción, deben de tener un radio entre 20 y 30 mts, dependiendo del vehículo que se utilice.

Debido a que en curva los volquetes ocupan una anchura mayor que en recta, ya que, por un lado, sus ruedas traseras no siguen exactamente la trayectoria de las delanteras debido a la rigidez del chasis, y, por oíro, a la tendencia de los conductores a no mantenerse en el eje de su carril es necesario disponer de un sobreelevación, función del radio de la curva y de la longitud del camión.

Una expresión utilizada corrientemente para calcular el sobreelevación necesario es la debida a Voshell:

$$f = 2 \times \left(R - \sqrt{R^2 - L^2} \right)$$

donde:

f = Sobreelevación (m)

R= Radio de la curva (m)

L = Distancia entre ejes del volquete, (m).

Para contrarrestar la fuerza centrífuga que aparece en las curvas originando deslizamientos transversales e incluso vuelcos, el peralte o sobreelevación del lado exterior de la curva se calcula a partir de la formula siguiente:

$$e = \frac{V^2}{127.14R} - f$$

Donde:

e = tangente del ángulo del plano horizontal con la pista.

v = velocidad (Km / h).

R = radio de la curva (m).

f = coeficiente de fricción.

En la tabla que se adjunta, se dan las relaciones recomendables entre el radio de una curva circular, peralte con la que se la debe dotar y velocidad más adecuada para recorrer la misma.

Radio	12	25	50	75	100	150
Peralte máximo (%)	6.5	6.0	5.5	5.0	4.5	4.0
Velocidad (km/h)	10	15	20	22	25	30

En las uniones de tramos con diferentes peraltes es preciso establecer una longitud de pista en la que el peralte variará de forma gradual, esta es la denominada "zona de transición".

Cuando las velocidades puedan superar los 35 Km/h, este cambio gradual arrancará con un radio doble de unos 20 m antes del punto de tangencia teórico, empalmado con la curva original, unos 10 m, después de dicho punto; esto obliga a desplazar la curva hacia el interior para mantener las tangencias.

La sección transversal de una pista debe estar diseñada con un determinado bombeo, es decir a dos aguas, con el fin de conseguir una evacuación efectiva de la escorrentía hacia las cunetas o bordes laterales.

Los valores más usuales de dichas pendientes transversales varían entre un 2 % y un 4 %.

Por ejemplo, el menor valor de 2 c.m. / m es adecuado para superficies con reducida resistencia a la rodadura que drenan fácilmente, y el valor máximo para casos de elevada resistencia a la rodadura.

En curva, la pendiente transversal de la superficie es la que corresponde al peralte y se dispone por tanto, en todos los casos a una sola agua.

4.3.4.7. VERTEDEROS O ESCOMBRERAS.

No existen escombreras externas, puesto todos los estériles identificados, que ya se ha indicado que se evalúan en un 20 % (tanto en el frente de cantera como en el tratamiento), se utilizarán para el relleno a las cotas indicadas en el presente proyecto, es decir que se utilizarán para la regularización interna de la explotación. Es decir, que los estériles de cantera y de planta de tratamiento, serán albergados en el hueco de explotación para la restitución final del terreno en las condiciones establecidas de cotas y taludes definidas en los planos anexos.

4.4. - FASES DE LA EXPLOTACIÓN.

4.4.1 RECUPERACIÓN DE LA COBERTERA VEGETAL

El suelo como bien sabemos es un recurso muy valioso, y como tal ha de ser retirado y almacenado de forma conveniente durante la fase de preparación del terreno previa a la actividad extractiva, para después ser usado como sustrato para la revegetación.

4.4.1.1. RETIRADA

Esta labor ha de desarrollarse con extremo cuidado, cumpliéndose las recomendaciones que se indican a continuación puesto que el desmonte y conservación de la capa superficial del suelo hasta que se haga precisa en la restauración del terreno exige un esfuerzo por parte del personal al cargo de la maquinaria, que hace incluso la utilización del denominado cazo de limpieza, que ha de ser empleado con gran destreza, puesto se ha de mantener una uniformidad en la profundidad de retirada del suelo fértil, puesto que si se desarrolla esta labor sin el debido cuidado se pueden mezclar horizontes del suelo, lo cual es desaconsejable por completo.

En la etapa previa al inicio de las labores preparatorias, se ha de tener en cuenta la estructura del perfil del suelo, para ello en la etapa de investigación del recurso a extraer se efectuaron una serie de estudios geológicos sobre las cuales se pudo determinar que el horizonte superior, se considera una potencia de tierra vegetal es prácticamente nula en las áreas ya afectadas y un 20 % de yeso no apto para comercializar, pero si adecuado para restauración. En cambio en las áreas que todavía no se han afectado por la explotación, si encontramos con aproximadamente 0.5 mts de tierra vegetal, lo que tras el cálculo de volumen de excavación realizado sobre el área 51.959 m² donde no se desarrollado la actividad extractiva supone un volumen global de estéril de 25.979 m³, cuya gestión se realizará de modo secuencial, es decir a medida que se vaya avanzando el frente hacia el sur se irán restaurando y remodelando los taludes y áreas ya explotadas, tal y como se indica en los planos anexos al presente proyecto.

Antes de retirar el suelo, se ha de proceder al desbroce de la cubierta vegetal en aquellas escasas zonas donde existe. Esta operación es importante puesto que la descomposición de las plantas en los montones de suelo acopiado puede causar deterioros en la calidad del sustrato.

Como ya se indicó anteriormente, se ha de evitar en la medida de lo posible el mezclar horizontes, para que no se diluyan las cualidades del horizonte superior con las de peores calidades.

Los trabajos de retirada deben efectuarse con gran cuidado, especialmente la poca capa de tierra vegetal que pudiera existir para evitar su deterioro por compactación, de esta manera, preservar la estructura del suelo, evitar la muerte de microorganismos aerobios, el riesgo de contaminación, la alteración del ciclo normal de los compuesto nitrogenados, el riesgo de erosión eólica e hídrica. Por ello, se debe restringir el paso de maquinaria por la zona de actuación.

Evitar el desarrollo de esta operación en condiciones de excesiva humedad, para minimizar el riesgo de alteración del suelo por esta circunstancia es convenientemente restringir las operaciones de manejo del suelo a épocas secas, suspendiéndose las labores los períodos lluviosos o cuando presente aquellas condiciones no apropiadas para ello o bien podemos efectuar o bien pruebas de campo para determinar la humedad del suelo o bien usando tablas con criterios de precipitación.

En ningún caso el capeo del suelo se llevará a cabo mediante arrastre. Se recogerá con pala cargadora para su transporte.

En la operación de transporte hasta la zona de acopio, hemos de diseñar una ruta que impida la circulación de los vehículos sobre el sustrato sin retirar y circule por aquellas zonas donde ya se haya retirado el suelo.

Los medios para la ejecución de estas labores, está debidamente justificados, puesto que se utilizará la retroexcavadora de la explotación minera, así como los camiones que dan servicio a la explotación.

4.4.1.2. ALMACENAMIENTO.

En cuanto al almacenamiento de la tierra vegetal y demás capas aptas para la restauración, hemos de mantener las siguientes directrices:

El depósito de los materiales ha de efectuarse evitando la formación de grandes montones. El acopio se hará a modo de pantallas visuales sobre terreno allanado, no solo por razones de estabilidad, sino para evitar la desaparición de nitratos en forma de sales solubles arrastrados por las aguas de infiltración. Estará suficientemente drenado para evitar que se origine un ambiente reductor en las partes bajas del acopio. Las tierras vegetales se ubicarán en masa limitadas dispuestas en forma de cinturón de sección trapezoidal, y altura máxima de 2 metros y taludes de en torno a los 45°. Para las tierras vegetales se han designado áreas de acopio puesto que hay que garantizar un almacenamiento óptimo, debido a la importancia del recurso. Véase planos anexos.

El acopio se efectuará siempre buscando la máxima protección frente a la erosión tanto eólica como hídrica, también hemos de protegerlo de la compactación y de posibles contaminantes.

Es decir, en zonas en la medida de lo posible no contiguas a la zona de explotación para evitar riesgos de pérdida de suelo por el trabajo de la maquinaria o por contaminación por aceites u otros hidrocarburos.

Los montones acopiados no podrán ser utilizados para la reconstrucción del suelo en un período corto de tiempo, periodos inferiores a un año, se procederá a sembrar sobre ellos leguminosas y gramíneas para enriquecer estos acopios en nitrógeno así como evitar la reducción del contenido de oxígeno y cambios adversos en la fertilidad, evitando su erosión, así como naturalizar su tonalidad ante el posible impacto visual. La siembra en verde se realizará de forma regular cada temporada, y se emplearan semillas de gramíneas y leguminosas autóctonas por el procedimiento de siembra a voleo acompañadas de ligero abonado.

4.4.2 ARRANQUE CARGA Y TRANSPORTE DEL MATERIAL.

El ciclo de explotación será el tradicional en este tipo de extracción: arranque (con voladuras)-carga- transporte-clasificación-distribución al punto de suministro (Fábrica de cementos de Morata principalmente) mediante los medios técnicos y humanos que se indican en el presente proyecto se desarrollara de acuerdo a lo establecido a los planos anejos al presente proyecto. En él se indican las tres fases de operación en el ciclo de explotación. Se trata en líneas generales de una minería de avance unidireccional.

Esta cantera se explota a cielo abierto por el método denominado "por grandes voladuras", con un tipo de explotación llamado en "ladera de montaña" y su cronología de explotación es por bancos descendentes.

Se ha escalonado la cantera en bancos de aproximadamente 20 mts, siendo en la actualidad 1 el banco existentes.

El arranque del material se realiza mediante el sistema de grandes voladuras con las características siguientes; La perforación con una malla de 4,5 x 5 metros y un diámetro de 4 ½" (114 mm), con una inclinación de 18°, una sobreperforación de aproximadamente de unos 1,4 m. Para la voladura se utiliza dinamita, anfo, cordón detonante y detonadores de microrretardo.

La carga del material volado se realiza mediante pala cargadora sobre neumáticos.

El transporte se realiza mediante camiones, por pista propia hasta la planta de tratamiento ubicada en la parcela 122.

Los trabajos de explotación (arranque, carga, transporte y auxiliares) son realizados en la actualidad por personal de HERGIA SL, no descartando la subcontratación de los trabajos de arranque y carga.

La superficie total de extracción de 15,49 Ha. De modo que se trabajará sobre un área útil extractiva de 154.936 m².

La producción aproximada será:

- 58.150 Tm/año (yesos brutos).

Se trabajará en 3 fases consecutivas, con una secuencia que se encuentra debidamente detallada en los planos anexos al presente proyecto, cada fase de extracción viene detallada con la superficie de ocupación de la extracción, la ubicación del acopio de tierra vegetal y en el caso que se hubiese desarrollado la superficie restaurada.

En ellos se encuentran las evoluciones detalladas en cuanto a superficies de ocupación, volumen extraído, áreas de ocupación de los acopios de tierra vegetal superficies restauradas en el avance

FASES DE LA EXPLOTACIÓN

La explotación en la cantera se lleva a cabo en 3 fases. A medida que se produce el avance del frente hacia el noroeste, se restauran zonas ya explotadas y taludes finales. Hasta el momento se han restaurado unos 15.507 m² 1,55 Ha, correspondientes al sector central de la cantera. Además, se ha ataluzado (aunque sin vegetación todavía) una amplia superficie al norte. Las superficies afectadas se muestran en el siguiente gráfico:

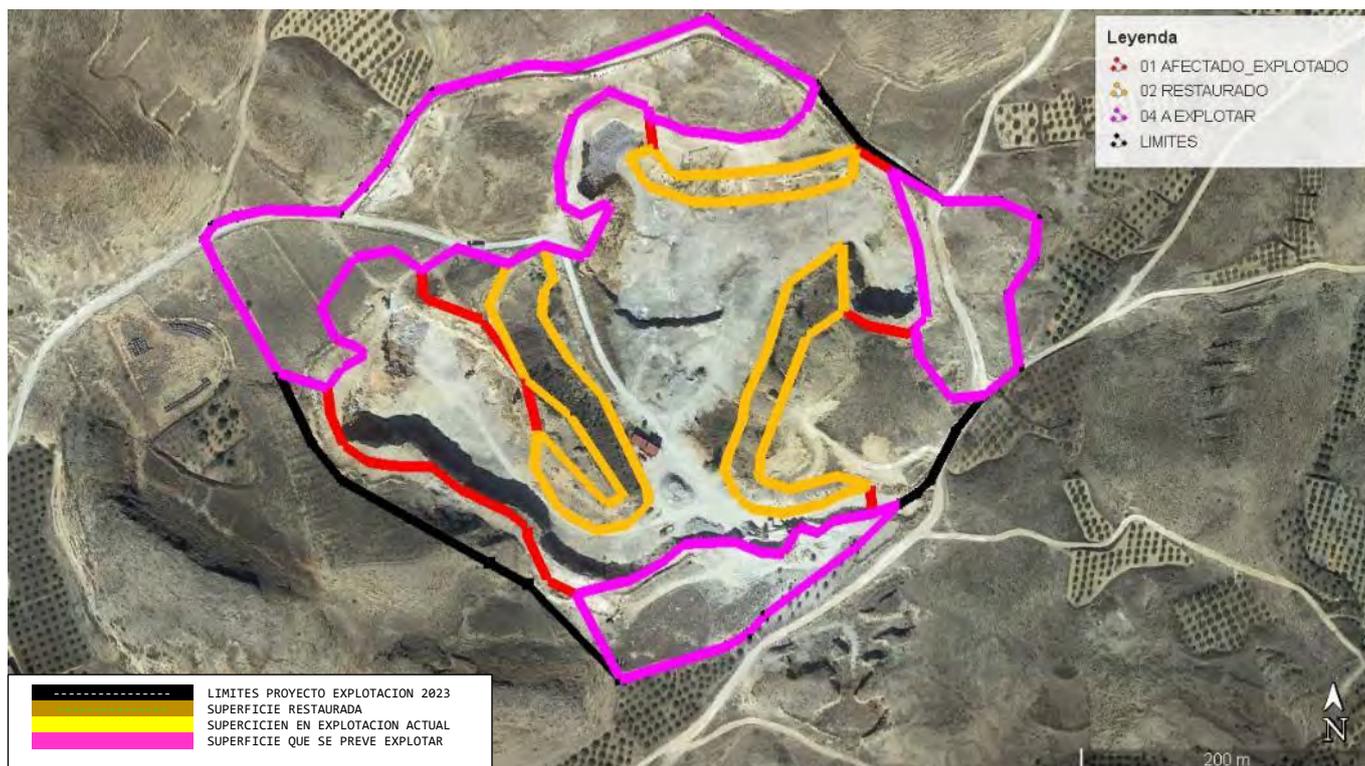


Gráfico 20º.- Superficies afectadas en el ámbito del proyecto de explotación.

El desarrollo de la explotación requerirá una serie de actuaciones a lo largo de sus 30 años de vida en las que, partiendo de la situación actual, y aprovechando las infraestructuras existentes en la explotación para poder realizar la explotación, continuaremos las actuaciones con una explotación acorde con el planteamiento del proyecto realizado de las labores de explotación que ya se vienen realizando, con las particularidades concretas de cada área, zona o fases de la cantera a explotar. Esta área que siempre permanecerá alterada en cada una de las fases de explotación, y que se irá cambiando a medida que la explotación avance en sentido sur o suroeste, estará destinado principalmente a la ubicación de los acopios temporales procedente del arranque del material y a la actividad propia de la extracción.

Esta áreas o fases no se prevé que sea muy extensa, ya que la demanda de material de la fábrica de cemento no es muy alta, y esto nos ayudara a no destinar gran cantidad de material en un acopio temporal en la plaza de cantera.

La explotación se realiza en tres etapas, una primera de apertura de la explotación, una segunda consistente en un ciclo de explotación - restauración principal, que afecta a la mayor parte del área a beneficiar y una tercera correspondiente a la clausura del último frente del área extractiva.

Las labores de apertura del frente incluyen la delimitación y balizado de las superficies sujetas a explotación, así como las actuaciones directamente relacionadas como caminos de acceso, zonas de acopios y cualquier ocupación de suelo afectado por la actividad extractiva, con objeto de delimitar y diferenciar la superficie que va a recibir los impactos ambientales del resto del entorno no intervenido.

Se procede al acondicionamiento de accesos, al desvío del camino existente y al inicio de las labores extractivas encaminadas a la apertura de un frente de trabajo de dimensiones adecuadas.

Estas labores incluyen la retirada de la tierra vegetal correspondiente a la superficie requerida para desarrollar el proceso de explotación y la de la zona de acopio provisional de estéril.

La fase de explotación - restauración principal consiste en el avance del frente extracción aprovechamiento y transferencia en un ciclo constante. Los rechazos o estériles de explotación se extenderán en las plataformas y bancos que ya hayan alcanzado su cota máxima de extracción, serán cubiertos con la tierra vegetal que se extraerá de las próximas superficies a explotar o se importara de obras cercanas, evitando el deterioro de los suelos en acopios intermedios y realizando las labores de revegetación lo antes posible, considerando que se ejecutará en épocas favorables (preferiblemente otoño e inicio de la primavera).

Una vez finalizada la explotación se procede a su clausura. Para ello, se habrán remodelado las plataformas de explotación 417 msnm y taludes finales de explotación, extendiendo los estériles y la tierra vegetal obtenidos.

El diseño del avance del frente se realiza de siguiendo el avance que tiene en estos momentos que es suroeste, como puede verse en el estado actual.

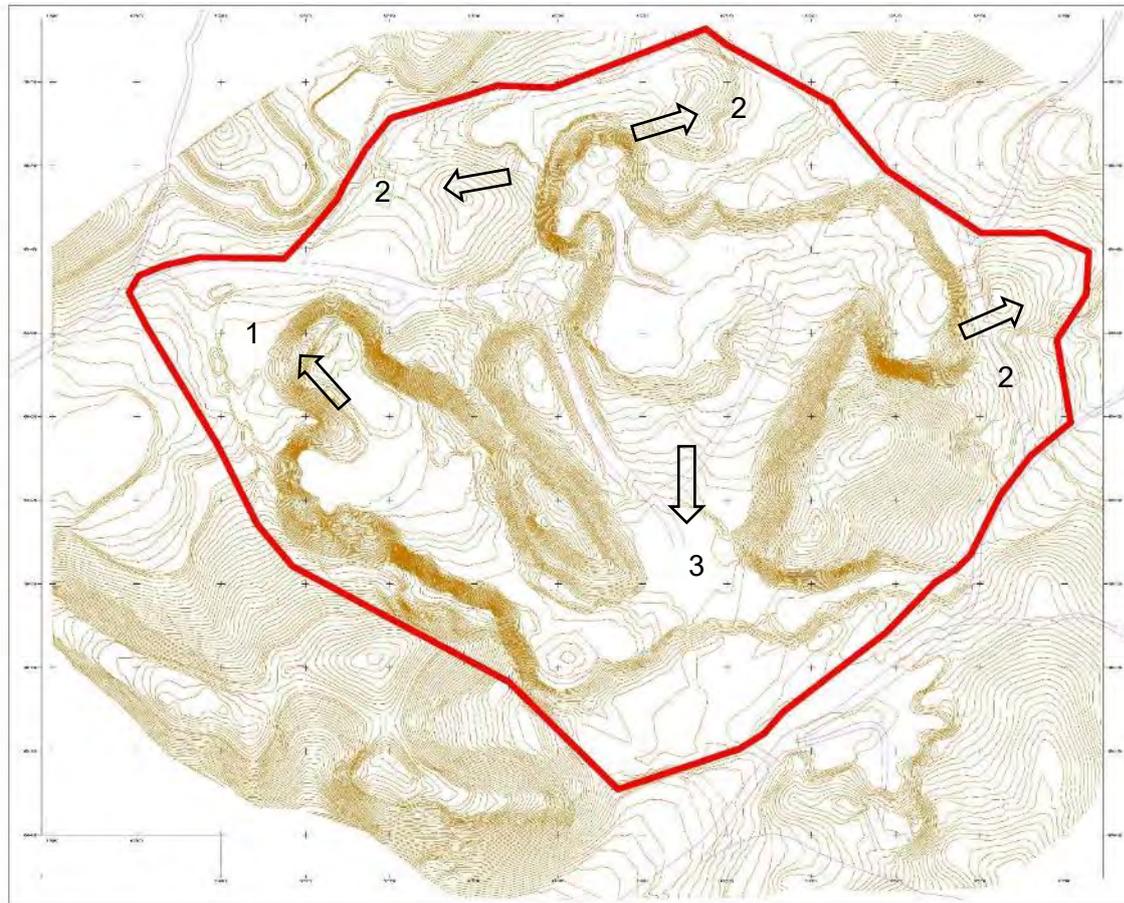


Gráfico 21º.- Sentido de avance de la explotación.



Gráfico 22º.- Ortofoto estado actual de la explotación.

La explotación continuara en sentido noroeste el banco existente. El banco actual, banco A (417 msnm), avanzaremos su explotación hasta el límite máximo proyectado entre los vértices 2 y 13. En este punto de la explotación, se seguirá avanzando en sentido noroeste hasta el final de explotación. Se formará una nueva plataforma de trabajo a cota 417 msnm.

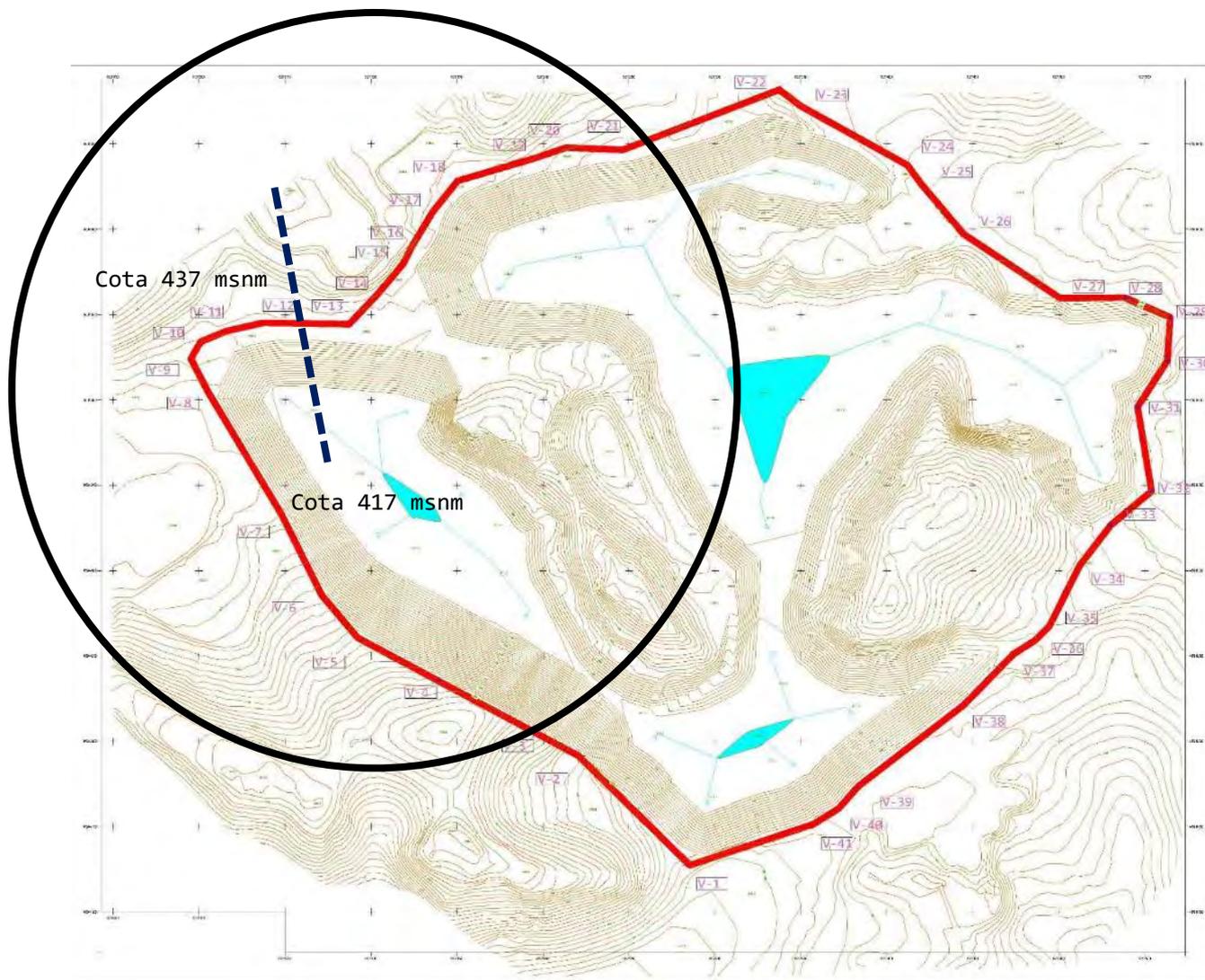


Gráfico 23º.- Estado final área A-.

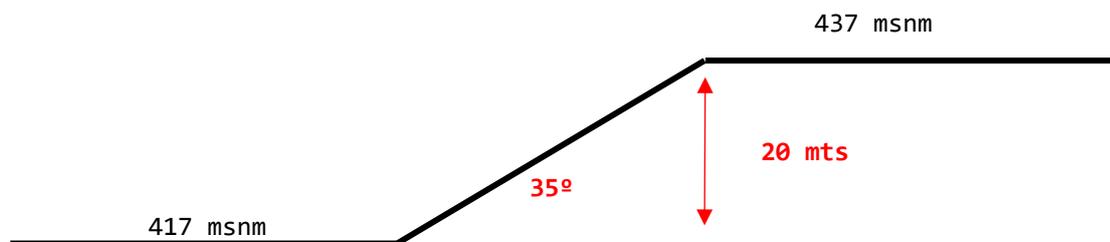
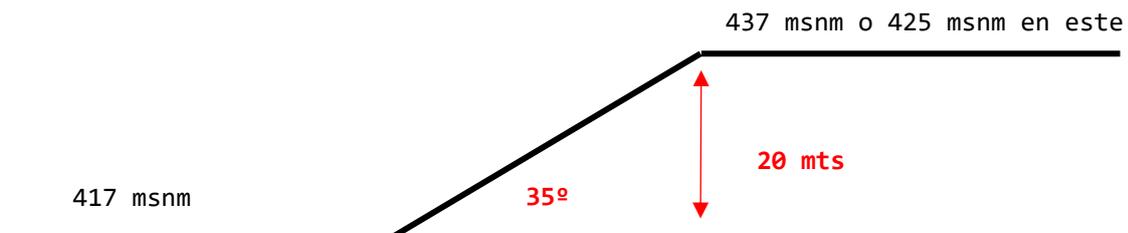




Gráfico 24º.- Ortofoto estado actual de la explotación.

La explotación de las áreas B (437 a 417 msnm) continuara en sentido este y oeste el banco existente. En esta área noreste y noroeste de la explotación los bancos existentes se remodelarán y trabajaremos con bancos de 20 mts a cotas 417 msnm.

Avanzaremos su explotación hasta el límite máximo proyectado con taludes de 8 mts en el este y 20 mts en el norte.



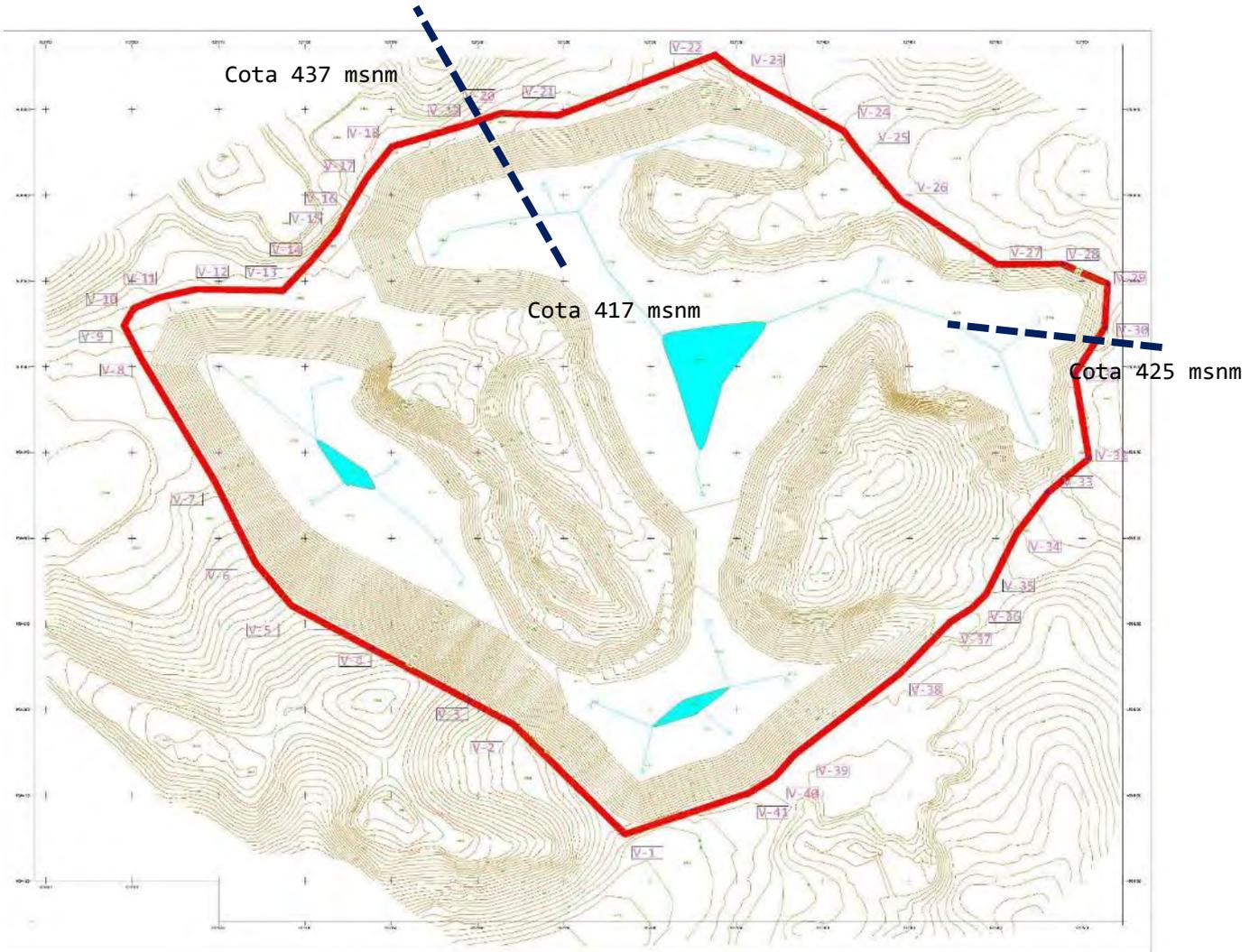
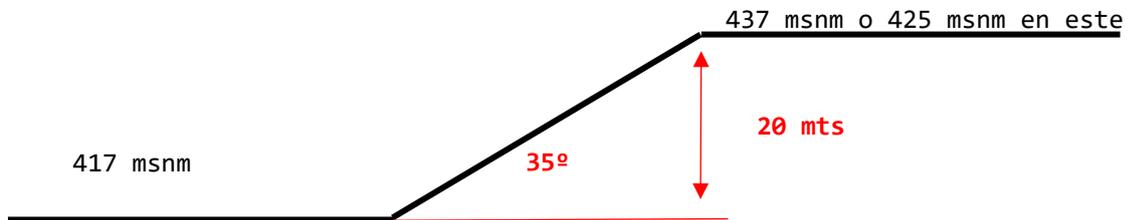


Gráfico 25º.- Estado final del área B.



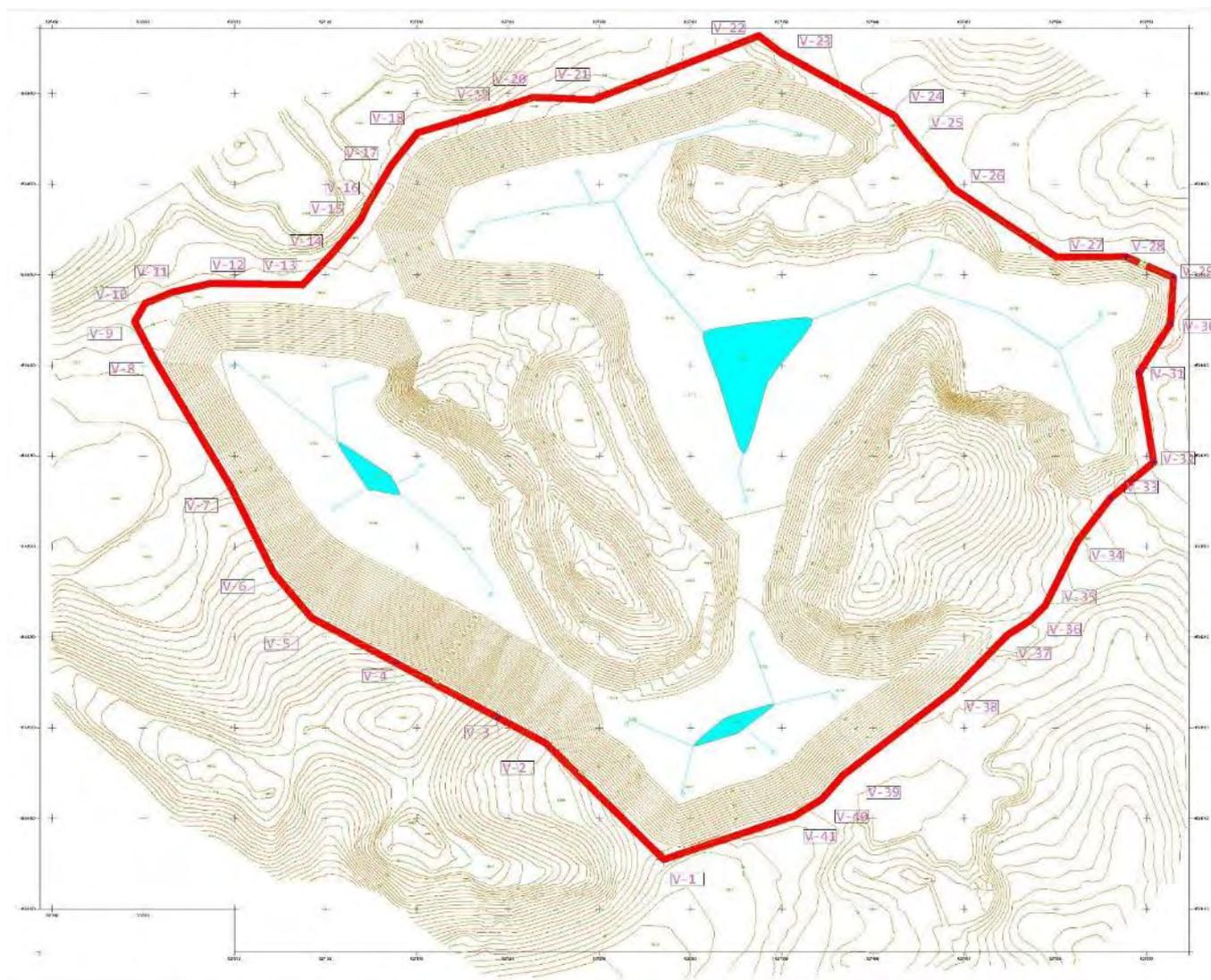


Gráfico 26º.- Estado final de la explotación.

A medida que avanzamos en sentido noroeste gran parte de los taludes noroeste y áreas ya explotadas se podrán ir restaurando con los estériles y tierras vegetales que se han ido extrayendo y acopiando en las inmediaciones de la explotación.

El desarrollo de la explotación requerirá una serie de fases a lo largo de sus 30 años de vida en las que, partiendo de la situación actual, primero se acondicione y dotando a la explotación de la infraestructura necesaria para poder realizar la explotación, continuando en las siguientes fases con una explotación acorde con el planteamiento del proyecto realizado, con las particularidades concretas de cada zona de la cantera.

La explotación la realizaremos en 5, a lo largo de los 30 años de vida de explotación,

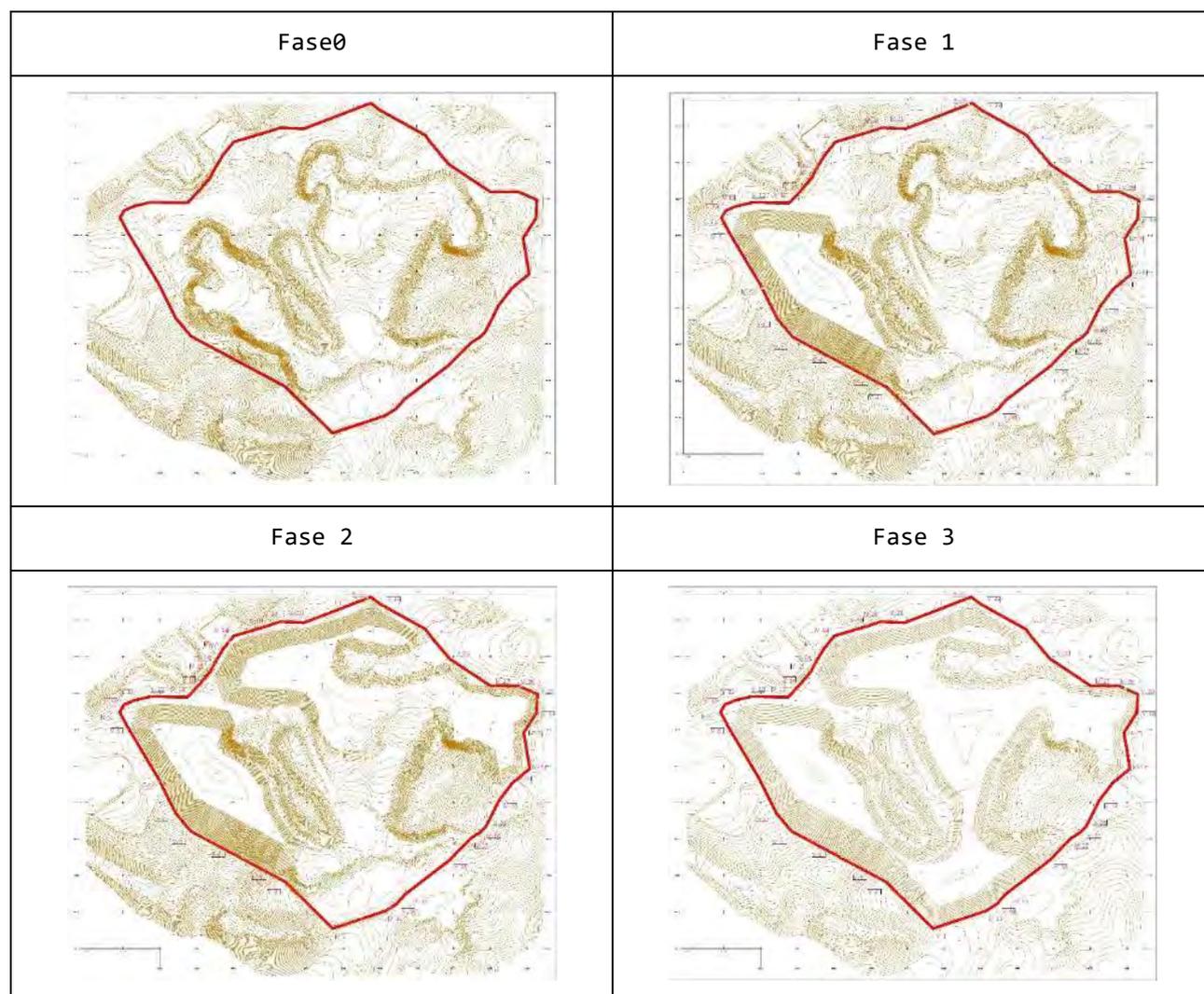


Gráfico 27º.- *Cronología de fases de explotación.*

FASE 1



La explotación continuara en sentido noroeste en el banco existente. El banco actual banco A (417 msnm), avanzaremos su explotación hasta el límite máximo proyectado entre los vértices 12 y 13. En este punto de la explotación, se formará una amplia plataforma a la cota que ya se viene explotando (417 msnm), de esa manera

Hemos optado por continuar aquí nuestra extracción porque la explotación todavía no ha alcanzado la cota final de explotación en esta área, creemos que no generara más impacto paisajístico, visual ya que la extracción no es visible desde ningún punto cercano y transitado y porque geomorfológicamente para el desarrollo de nuestro planteamiento de extracción es el más adecuado, continuando la extracción a la cota más baja del área y avanzar en sentido noroeste, aprovechando las pistas existentes.

Se creara rampas de accesos provisionales a la plataforma 417. Que se irán desplazando en sentido suroeste.

A medida que avanzamos en sentido noroeste gran parte del talud suroeste se podrán ir restaurando, así como la plataforma a cota 417 msnm que se vaya creando, con los estériles y tierras vegetales que se han ido extrayendo del avance del bando A y acopiando en las inmediaciones de la explotación.

Los volúmenes arrancados serán los siguientes

FASE	Producción (Tm)		ESTERILES	Sup. ocupada (m ²)	
	En la fase	Acumulada	20 % yesos Tm	En la fase	Acumulada
FASE 0	0	0		0	60.122
FASE 1	531.712	531.712	106.342	13.079	73.201

La duración estimada de esta fase es de 9 años y 1 mes.

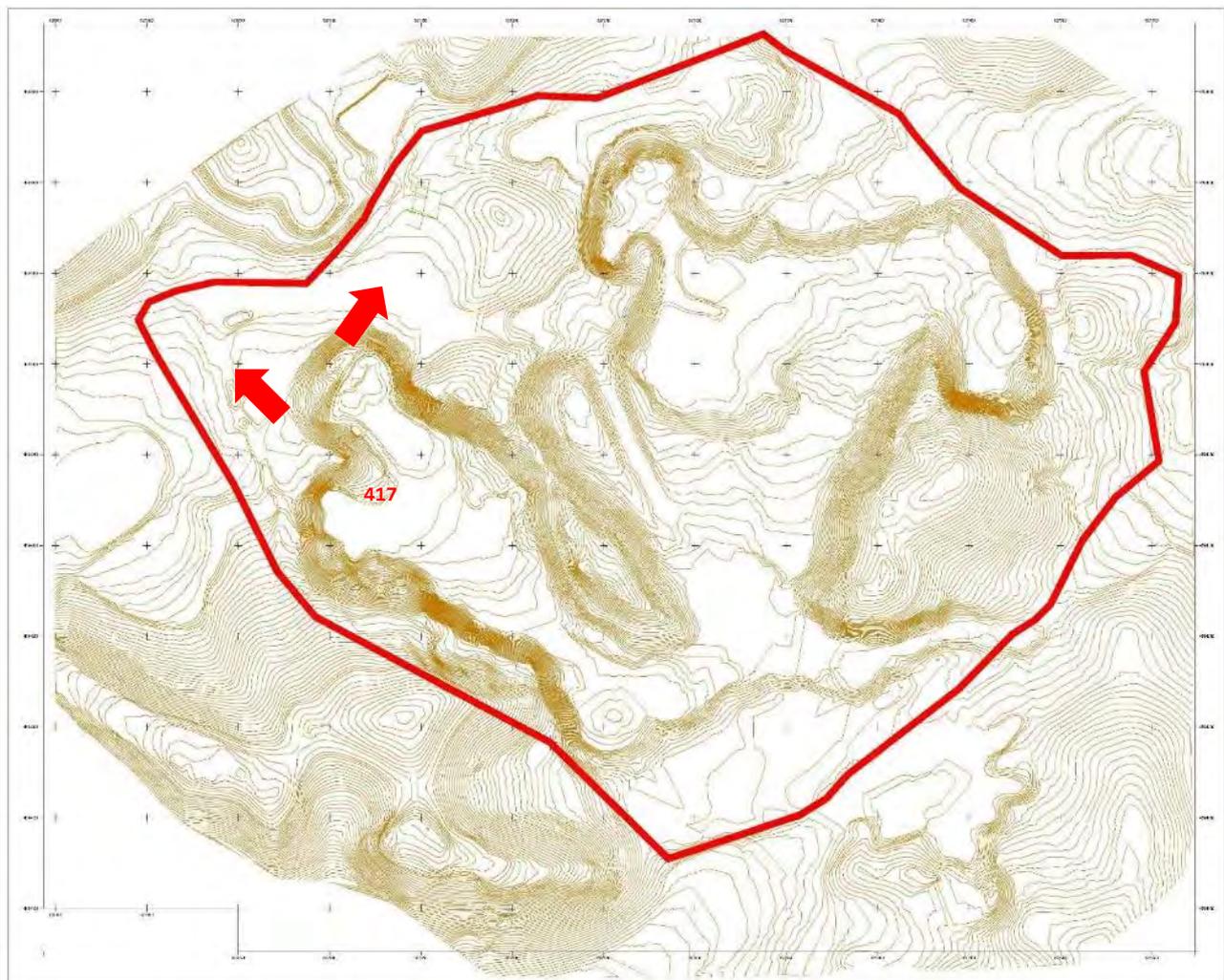


Gráfico 28º.- Fase 0 o estado inicial.

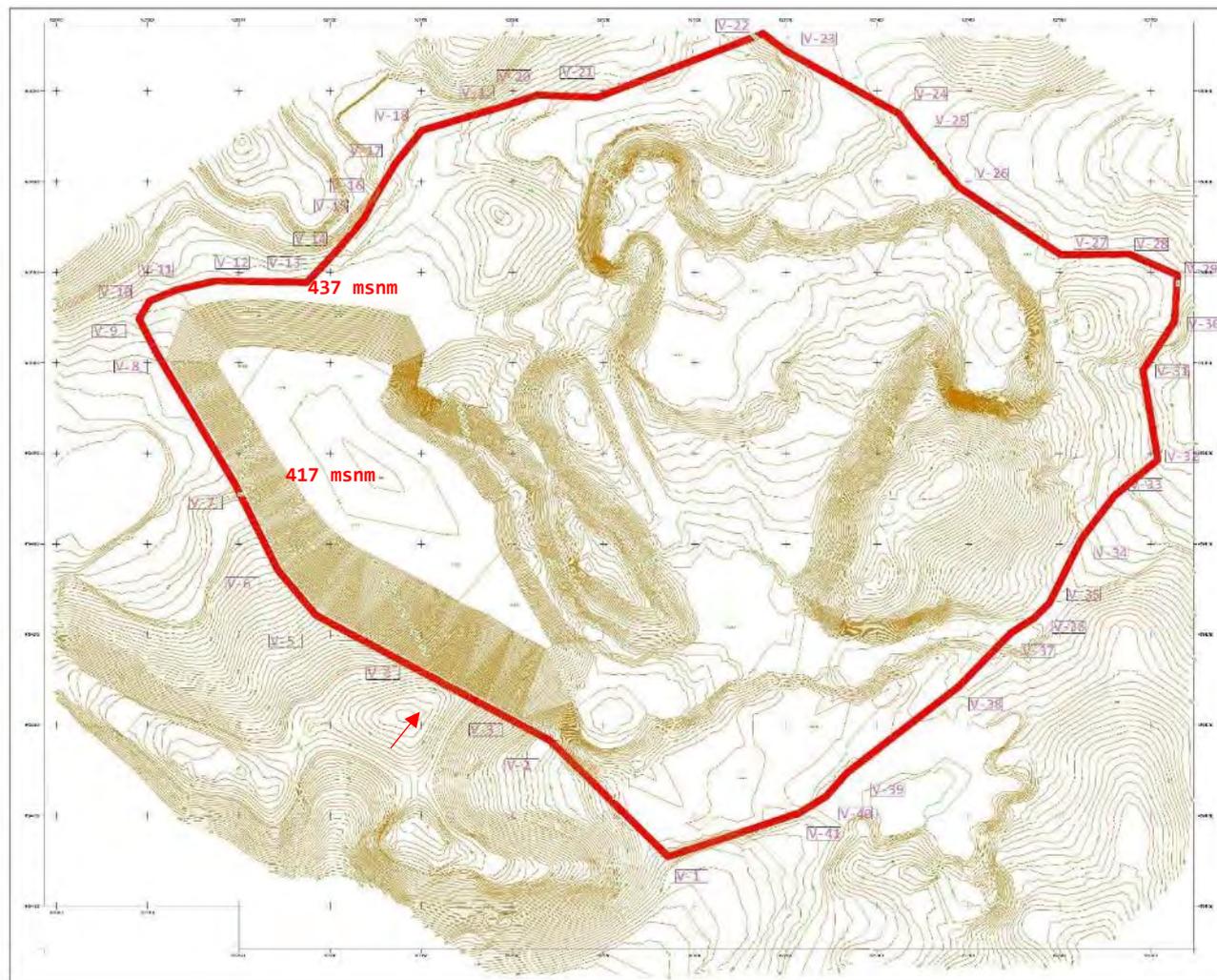


Gráfico 29º.- Fase 1.

FASE 2

En esta fase 2 continuando con la dinámica de explotación, banco de 20 mts, avanzaremos el banco B en sentido noroeste y noreste.

Continuaremos la extracción en el área norte, avanzaremos el banco 417 msnm hasta alcanzar los límites norte de explotación.

En esta fase de la extracción en el área norte, se formará una plataforma de trabajo a cota 417 msnm y un talud de 20 msnm.

El motivo de continuar aquí nuestra extracción es porque una vez, casi concluida la extracción en el área noreste -fase 1- y ya habiendo alcanzado la cota final de explotación en esta área 417 msnm, comenzar a explotar en sentido norte el área B y avanzar el banco 417.

Creemos que no generará más impacto paisajístico y principalmente visual ya que la fase A estará en avanzado estado de restauración, en particular el talud oeste.

Los volúmenes arrancados serán los siguientes

FASE	Producción (Tm)		ESTERILES 20 % yesos Tm	Sup. ocupada (m ²)	
	En la fase	Acumulada		En la fase	Acumulada
FASE 0	0	0		0	60.122
FASE 1	531.712	531.712	106.342	13.079	73.201
FASE 2	634.866	1.166.577	126.973	26.220	99.421

La duración estimada de esta fase es de 10 años y 11 meses.

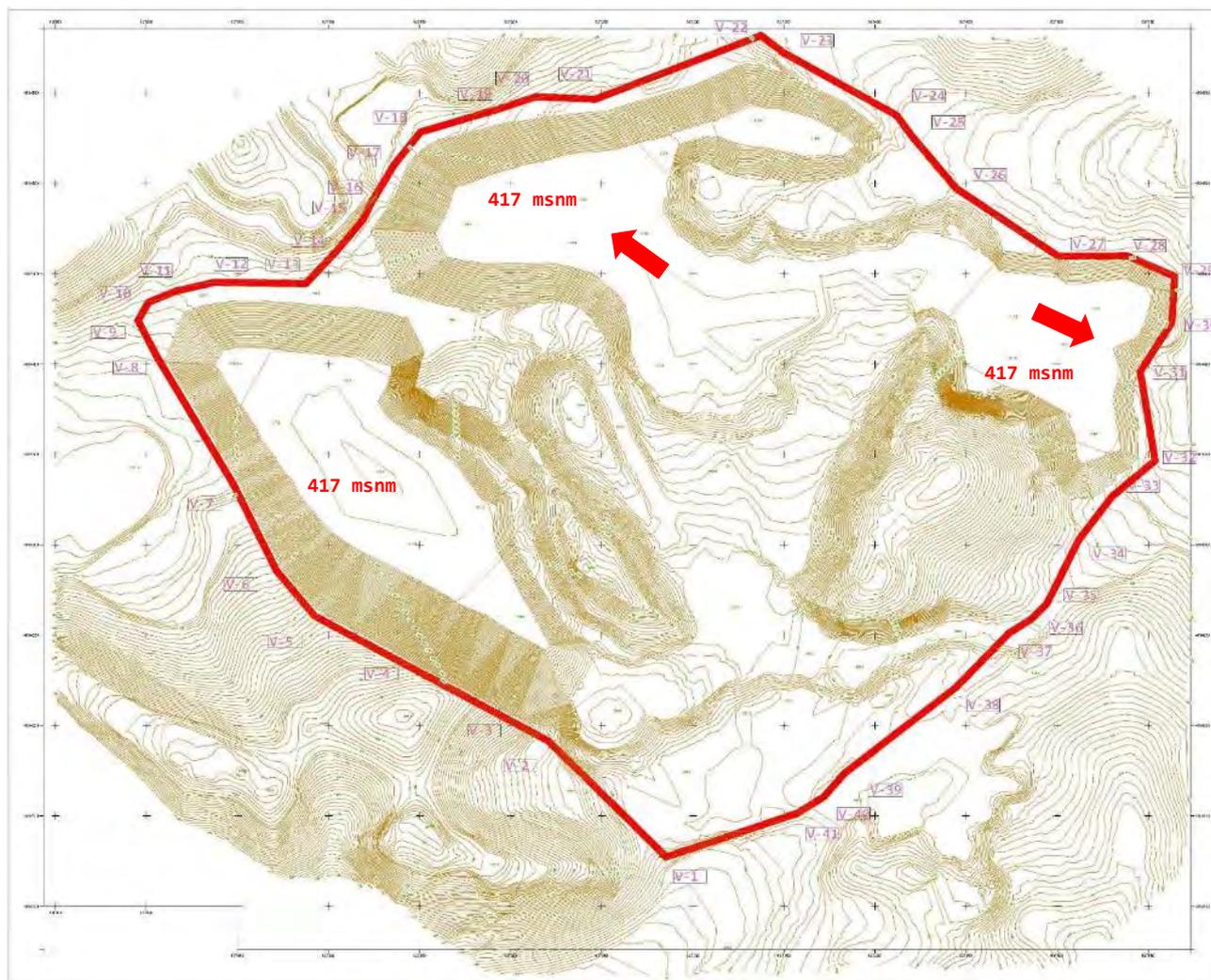


Gráfico 30º.- Fase 2.

FASE 3

En esta fase 3 continuando con la dinámica de explotación, bancos de 20 mts, avanzaremos en sentido sur a cota de 417 msnm hasta alcanzar los límites sur de esta fase.

Los volúmenes arrancados serán los siguientes.

FASE	Producción (Tm)		ESTERILES	Sup. ocupada (m ²)	
	En la fase	Acumulada	20 % yesos Tm	En la fase	Acumulada
FASE 0	0	0		0	60.122
FASE 1	531.712	531.712	106.342	13.079	73.201
FASE 2	634.866	1.166.577	126.973	26.220	99.421
FASE 3	577.928	1.744.505	115.586	10.179	109.600
TOTAL	1.744.505		348.901	Tm	109.600
	VOLUMEN DE EXTRACCIÓN NETO		1.395.604	Tm	
	VOLUMEN DE EXTRACCIÓN BRUTO		1.744.505	Tm	

La duración estimada de esta fase es de 10 años.

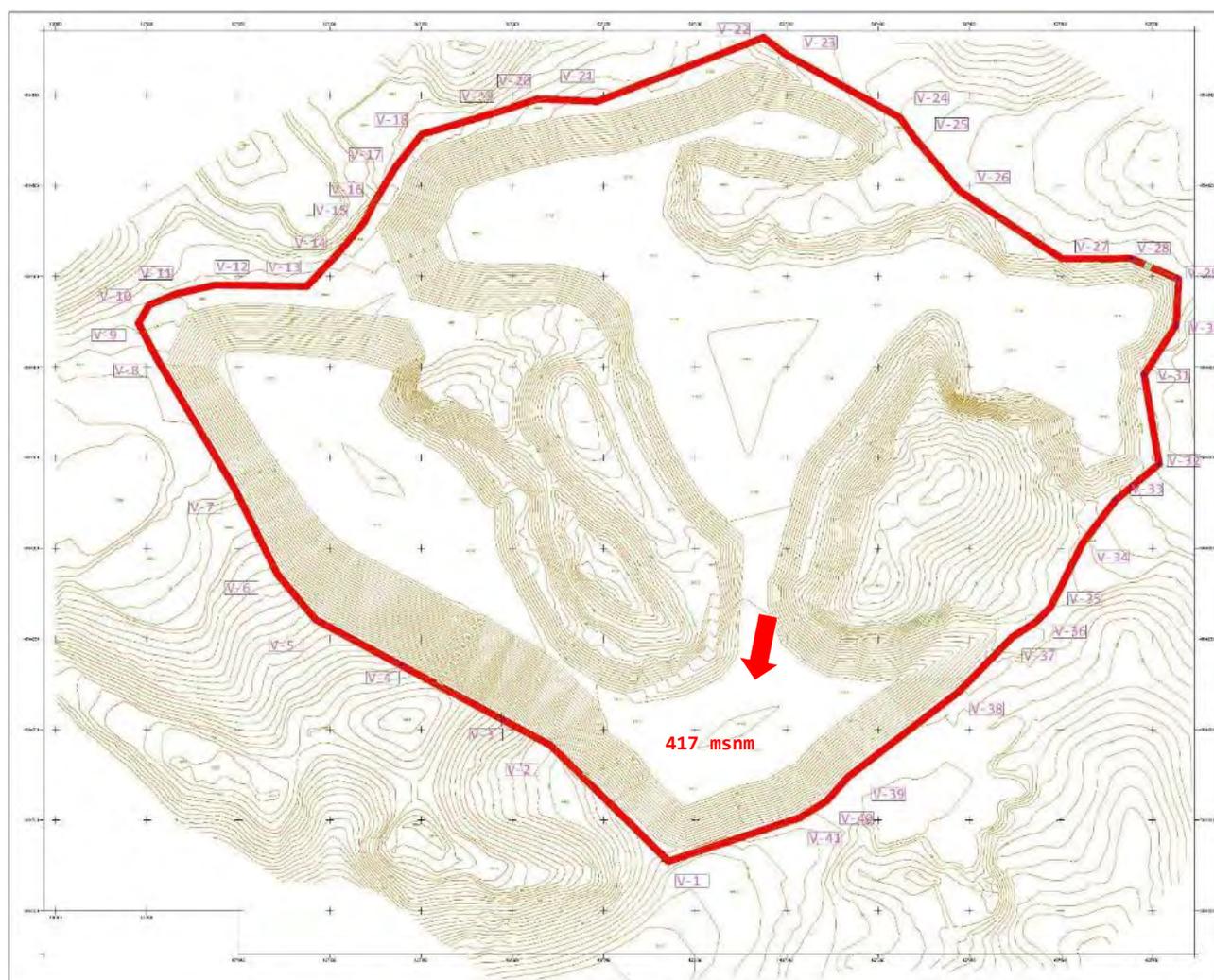


Gráfico 31º.- Fase 3.

4.4.3 PERFILADO DEL TERRENO

Las labores de perfilado del terreno se desarrollarán de modo simultaneo a las labores de extracción, de modo que la plaza de cantera y los taludes finales queden ya en su topografía final, de modo que el coste de restauración lo podamos incluir ya en la fase de explotación, haciendo de esta manera una recuperación inmediata de las superficies ya explotadas.

4.4.4 RESTITUCIÓN DE LA COBERTERA VEGETAL

Una vez superadas las labores de remodelado donde se engloban tanto las labores de refino de taludes como nivelación de las superficies generadas. Se procederá a extender el suelo fértil acopiado con la intención de generar un perfil horizontal con una suave pendiente que permita el futuro desarrollo de las actividades agrícolas sobre el terreno restaurado. Para la presente labor se procederá del siguiente modo:

Se procederá a extender la tierra sobre el terreno ya remodelado, con maquinaria que ocasione una mínima compactación. Para proporcionar un buen contacto entre las sucesivas capas de material superficial se procederá a escarificar la superficie de la capa antes de cubrirla. En principio con una profundidad de 30 centímetros será suficiente. El volumen de tierra vegetal total gestionado durante el ciclo de vida de la explotación minera será de 25.979 m³.

El material restituido deberá adoptar una morfología similar a la diseñada en los perfiles que se recogen en los planos adjuntos al presente documento. El extendido de cada capa debe efectuarse de forma que se consiga un espesor aproximadamente uniforme en consonancia con el perfil del terreno diseñado y la red de drenaje.

Evitar el paso de maquinaria pesada sobre el material extendido.

Una vez reconstruido el suelo se procederá a la siguiente fase del plan de restauración en el menor tiempo posible para evitar las pérdidas de suelo por los factores erosivos.

4.4.5 HUSOS DE LA SUPERFICIE RESTAURADA

El presente apartado se detallará en el Plan de Restauración del Proyecto de Explotación de la C.E. LAS TORCAS 2.489 de los espacios afectados por la actividad extractiva, de acuerdo con lo establecido por la normativa en vigor.

4.4.6 ESTADO FINAL DE LOS TERRENOS.

La restauración se centrará en dos líneas de trabajo principales, por un lado, la recomposición morfológica y por otro la restauración de las especies vegetales en la zona afectada (revegetación). La restauración morfológica se conseguirá realizando una integración del hueco originado en el paisaje. Para ello se empleará el rechazo de material explotado (21 % yesos), ya que es material inerte sin contaminación ni tratamiento alguno.

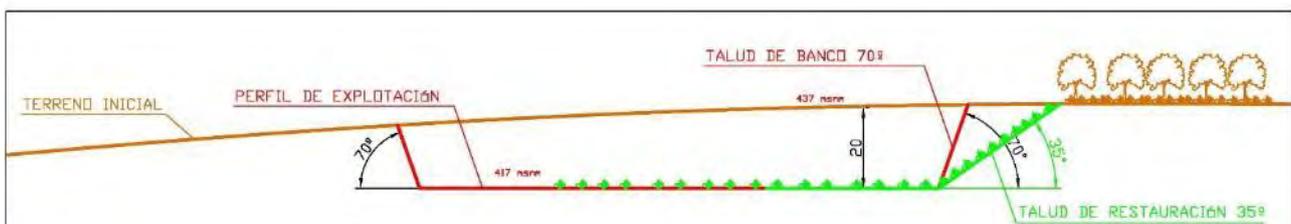
Posteriormente, y una vez conseguida la morfología final deseada, se procederá al extendido de la tierra vegetal, minimizando el impacto visual y acumulativo. Para dichos trabajos utilizaremos una excavadora.

Para facilitar la revegetación procederemos a la siembra de semillas de especies autóctonas y así minimizar el posible impacto que pueda tener los terrenos. Los consejos que proponemos en el presente proyecto para la revegetación de los terrenos son los siguientes:

- Que se puedan encontrar en cantidad suficiente en círculos comerciales
- Que el precio sea asequible
- Que se adapten a las condiciones climáticas y edáficas de la zona
- Que se integren en el paisaje
- Que su mantenimiento sea mínimo
- Que alguna de las especies sea de germinación inmediata y desarrollo rápido para poder fijar el suelo y evitar así su erosión
- Que haya entre las especies alguna fijadora de nitrógeno.

Debido a que las especies de la zona no se encuentran, en general, en círculos comerciales y con los conocimientos que se disponen actualmente se hace muy difícil hacer una buena mezcla con estas especies. A causa de ello se aconseja recurrir a plantas de amplia distribución, que no sean especies agresivas, de forma que con el tiempo puedan ser sustituidas con facilidad por las típicas de la zona.

La actividad extractiva de la C.E. LAS TORCAS 2807, se realizará de forma que la topografía final de la extracción quedara en una plataforma con cota inferior a la inicial, en torno a la cota 417 msnm con una pendiente de 2 % que permita el correcto desagüe de las aguas que se pudieran almacenar en dichas plataformas de extracción a unas balsas interiores aproximadamente en el centro de las plataformas. Las zonas no explotadas de la C.E. LAS TORCAS 2807, quedaran conectadas con nuestra plataforma de extracción con unos bancos de 20 mts de altura, quedando bien integradas en el medio paisajístico como puede verse en el siguiente esquema.



Tal y cómo se puede apreciar, la restauración quedará definida por taludes de restauración con pendientes de 30 a 35° y una gran plaza definida entre las cotas 417 m en su punto inferior y 418 m, en su punto superior, con una pendiente media de 1 a 3 %.

En este estadio se habrá restaurado una superficie total de 101.407 m² que darán un total acumulado de 116.914 m² restaurados, reduciendo la zona afectada de explotación de 0 m².

FASE FINAL	SUPERFICIE RESTAURADA	
	ACTUAL	ACUMULADA
	101.407 m ²	116.914 m ²

El volumen total de material explotable que se pretende extraer en la última, será de 751.942 m³.

Los terrenos se podrán destinar a usos agrícolas ya que con la generación de esta gran plataforma con cotas casi constante es muy adecuadas para cualquier tipo de cultivo.

Todo este apartado de restauración del área afectada por la extracción minera quedara ampliamente descrito el Plan de Restauración del Proyecto de Explotación de la C.E. LAS TORCAS 2807.

4.5. - RESERVAS.

De acuerdo con la investigación desarrollada sobre la superficie prevista de extracción del T.M. de Chodes y Arandiga (Zaragoza), en las parcelas cercanas y al área ya explotada de la C.E. LAS TORCAS 2807 se puede considerar que el yacimiento es suficientemente conocido y con unas características geomorfológicas que lo hacen idóneo para su beneficio minero de modo racional.

La apertura de las calicatas se realizó mediante una retroexcavadora tipo CAT, que permitió excavar unas zanjas, que una vez retirada la montera se pudo constatar la presencia de yesos susceptible de aprovechamiento. Además, por correlaciones geológicas se ha podido determinar el diseño último de la explotación en base a estos estudios.

A partir de estos datos básicos arrojados por la investigación minera, procedente de los estudios hechos y en base a la superficie seleccionada para el desarrollo de la actividad extractiva, que supondrá un área total útil de 154.938 m² sobre del T.M. de

Chodes, estamos en condiciones de desarrollar la clasificación de recursos minerales según norma UNE 22-850-85 es la siguiente:

4.5.1. OBJETO.

Esta norma tiene por objeto establecer un sistema y un léxico homogéneos para la clasificación de los recursos minerales, atendiendo simultáneamente a su grado de conocimiento geológico y a su explotabilidad.

4.5.2. CAMPO DE APLICACIONES.

La norma es aplicable a todos los recursos minerales no renovables de cualquier tipo que sean.

4.5.3. DEFINICIONES.

Recursos minerales.

Se aplica esta denominación a cualquier mineral o roca susceptible de aprovechamiento industrial, en su forma natural o debido a las sustancias que contiene y que pueden ser extraídas con la tecnología existente.

3.1.1 Recursos minerales no renovables. Son todos aquellos cuya extracción supone una disminución de la cantidad existente, que no puede ser compensada con nuevos aportes naturales del mismo recurso.

3.2 Grado de conocimiento geológico, Es el conjunto de datos disponibles sobre un determinado depósito mineral, en relación con sus características de génesis, morfología, dimensiones, propiedades físicas y elementos minerales aprovechables.

3.3. Materias contenidas. Son las sustancias de interés industrial existentes en el recurso mineral evaluado. Pueden expresarse en unidades de peso o volumen y designarse por su fórmula química o su denominación industrial.

3.4. Materias recuperables. Es la parte de materias contenidas que pueden ser extraídas industrialmente, de acuerdo con los sistemas de explotación aplicables al depósito y con la tecnología de su tratamiento posterior.

4.5.4. CLASIFICACIÓN.

En función del grado de conocimiento geológico, los recursos se clasifican en:

Recursos probados (Identificados como R-1). Son recursos existentes en depósitos que han sido estudiados con suficiente detalle para conocer su situación, morfología, tamaño y cualidades esenciales. La distribución de las materias contenidas y las propiedades físicas que afectan a su recuperación, se conocen por mediciones directas combinadas con una extrapolación limitada, de carácter geológico, geofísico y geoquímico. El grado de error en la estimación de su magnitud ha de ser inferior al 50 %.

Recursos posibles (Identificados como R-2). Son recursos existentes de depósitos asociados con otros de la clase anterior, cuyo conocimiento se basa en estudios geológicos y medidas puntuales y cuyas características de situación, morfología y tamaño se deducen por analogía con depósitos de igual naturaleza del grupo R-1. El grado de error en la estimación de su magnitud es siempre superior al 50%.

Recursos supuestos (Identificados como R-3). Son recursos cuya existencia se intuye por extrapolación geológica, indicios geofísicos o geoquímicos o analogía estadística. Su existencia, situación, tamaño y morfología es solamente especulativa y sirve de base para futuras explotaciones.

En función de la rentabilidad económica se clasifican en:

- Recursos explotables (identificados como E). Son aquellos que pueden ser económicamente utilizados en un país o región en las condiciones socio-económicas existentes y con la tecnología disponible.
- Recursos subeconómicos (identificados como S). Son aquellos que sólo podrían ser utilizados en un país o región como resultado de los cambios económicos y tecnológicos previsibles en plazo inferior a diez años.
- Recursos marginales (identificados como M). Son aquellos que pueden llegar a ser utilizados como resultado de la evolución económica y tecnológica que se prevé en un plazo superior a diez años e inferior al que se consignará en cada caso.

4.5.5. CODIFICACIÓN.

Los recursos se identifican con un código de tres posiciones. Las dos primeras relativas a su clasificación por nivel de conocimiento geológico (R-1, R-2, R-3) y la última relativa a su clasificación por nivel de explotabilidad (E-S-M). Así en nuestro caso una vez determinada la naturaleza y distribución de los materiales existentes en el

yacimiento en base a la investigación minera realizada se procedió a calcular el volumen de reservas explotables.

Para determinar las reservas de calizas que se encuentra en la zona, se ha recurrido al método de secciones transversales adyacentes, consistente en dibujar secciones verticales en las que a intervalos regulares se representa la forma de la masa explotable y el área ocupada por la misma en cada sección y dentro del hueco proyectado.

Una vez delimitadas las secciones, la determinación del volumen entre dos perfiles consecutivos se realiza utilizando la formula trapezoidal:

$$V_{i,i+1} = \frac{S_i + S_{i+1}}{2} \times d_{i,i+1}$$

Donde:

$V_{i,i+1}$ Volumen correspondiente entre los perfiles i e i+1

S_j = Superficie correspondiente al perfil i

(dI,I+1)= Distancia entre perfiles i e i+1

El volumen total será:

$$V = \sum_{t=(t)}^{t-N-1} V_{i.t+1}$$

Mediante el uso de herramientas topográficas y de modelización del terreno se han obtenido Los siguientes volúmenes sobre el área seleccionada para la ubicación de la extracción.

VOLUMEN BRUTO DE MATERIAL A EXTRAER EN LA C.E. "LAS TORCAS 2807".		
RECURSO MINERO	VOLUMEN (m ³)	VOLUMEN (Tm)
YESOS	751.942	1.744.505

También se ha efectuado una cubicación de volúmenes explotables mediante la técnica de cubicación por malla entre dos modelos digitales del terreno (estado actual y hueco final proyectado) utilizando para ello la aplicación informática MDT. El cálculo se ha efectuado por prismas de bases cuadradas con cotas correspondientes a las de los modelos digitales del terreno de cada uno de los vértices, con un paso de malla normal, es decir, lado del cuadrado de cada prisma de cálculo, de 1 metros y un paso de malla mínimo (lado mínimo del cuadrado de los prismas en que se ha subdividido el cuadrado de paso normal en las zonas límite de los levantamientos) de 0'50 metros.

4.6. PRODUCCIÓN ANUAL PREVISTA.

La concesión de explotación fue otorgada en el año 1995 por un periodo de 30 años, de los cuales quedan 2 años. Estos treinta años son prorrogables por plazos iguales hasta un máximo de 90 años.

Se considera una duración de la cantera de un máximo de 30 años.

De acuerdo con los datos expuestos en los apartados anteriores, el volumen bruto de yesos dentro del ámbito del proyecto de explotación vigente en la CE "LAS TORCAS 2807" asciende a unos 751.942 m³ (1.744.505 Tm). Considerando un periodo de 30 años, el material explotable se encuentra en torno a 25.065 m³/año (58.150 Tm/año).

La producción anual de caliza bruta estimada para el aprovechamiento de recursos de la Sección C" LAS TORCAS 2807, que se prevé será de:

**PRODUCCION BRUTA ANUAL
CONCESIÓN DE EXPLOTACIÓN "LAS TORCAS 2807".**

58.150 Tm/año

Es indudable, que a lo largo del ciclo de vida las producciones puedan fluctuar, si bien, en este caso se han indicado el máximo admisible, así como la estimación de consumo anual. Aunque, la experiencia acumulada hace que las producciones puedan alcanzar mínimos de hasta 50 % de yesos proyectada, puesto que la evolución de la producción es reflejo de la demanda de los productos en el mercado, ya que la presente actividad tiene por objeto suministrar de materia prima a obra civil.

Si bien para obtener este estándar, las reservas finales de acuerdo a los ratios de material aprovechable existente y considerando una densidad media de 2,32 t/m³ cargada sobre camión para su expedición, de acuerdo a la información aportada para la explotación "LAS TORCAS", aplicándole los ratios de estériles, que de acuerdo a la información obtenida se evalúa en un 20 % formado por estériles de la operación, serán las siguientes:

**PRODUCCION NETA ANUAL
CONCESIÓN DE EXPLOTACIÓN "LAS TORCAS 2807".**

46.520 Tm/año

4.7. CÍCLO DE VIDA DE LA EXPLOTACIÓN-CICLO DE OPERACIÓN.

La producción prevista de yesos es 58.150 Tm año. Las producciones aproximadas necesarias serán:

PRODUCCION BRUTA	
Tm/ año	m ³ /año
58.150	25.065

Para dimensionar adecuadamente los equipos mineros habrá que tener en cuenta las pérdidas de tiempo o retrasos característicos de cualquier operación, como traslados del equipo de carga o cambios de tajo, interrupciones por voladuras, malas condiciones climatológicas, tráfico, etc., o factores tales como la experiencia del operador, equilibrio de los equipos auxiliares, etc.

Cada equipo es parte de un sistema, y como tal queda sometido a pérdidas de tiempo debidas a deficiencias en la dirección, supervisión, condiciones de trabajo, clima, etc. Estos retrasos y pérdidas de tiempo son los que caracterizan el factor llamado eficiencia de la operación.

Además, es necesario tener en cuenta la disponibilidad mecánica, es decir, hay que considerar las pérdidas de horas de trabajo por averías intempestivas y por reparaciones programadas o rutinas de mantenimiento.

Al no disponer de datos reales para estimar individualmente los factores anteriores tomaremos el producto de ambos, que se denomina "eficiencia operativa global", que para el caso que nos ocupa, con una calidad de la organización buena y unas condiciones de trabajo regulares, tiene un valor de 0'76. (4.8.2.1 ANALISIS DEL TRABAJO A REALIZAR / B.- Factores de eficiencia y organización).

Con los datos indicados podemos establecer que el ciclo de vida de la explotación minera asciende a 30 años.

Así mismo, con todos los datos que de los que disponemos podemos estimar la producción real que obtendremos en la explotación con el equipo de maquinaria elegido, El tiempo total del ciclo se obtiene sumando los tiempos fijos de maniobras, carga, trayecto de acarreo, descarga, y retorno.

• ARRANQUE:

Para la ejecución de las voladuras se ha previsto, como equipo de perforación, un equipo hidráulico de martillo en cabeza, con bocas de 4 ½ " de \emptyset , siendo su principal característica la velocidad de perforación.

En nuestro caso las voladuras diseñadas tienen un rendimiento de 10,5 m³/m.l., por lo que, para una producción de:

- 1.744.505 Tm (751.942 m³) se requiere una perforación de 71.613 m.l.

Esta capacidad de perforación en 4 ½ " de Ø la poseen la mayoría de los carros perforadores hidráulicos existentes en el mercado. En concreto, el equipo seleccionado es un carro hidráulico sobre orugas marca ATLAS COPCO F6 o similar, equipado con captador de polvo, cuyo rendimiento de perforación en este tipo de roca es de al menos 35 ml/h.

De modo que para una producción prevista de 58.150 Tm/año, 2.386 ml/año, es necesario emplear **68,17 horas** de perforación.

El nº de días necesarios para cumplir las necesidades de producción es de 8,52 días de trabajo en jornadas de 8 horas.

• TIEMPO DE CARGA.

El tiempo de carga de un volquete es función de la capacidad de la excavadora que se utiliza y de la duración del ciclo de las mismas. El ciclo de carga de la excavadora consta de cuatro partes:

- Carga del cucharón
- Giro de carga
- Descarga del cucharón
- Giro sin carga.

Para una retroexcavadora tipo CAT-330 o similar, el ciclo de carga estimado es el siguiente, dado que las condiciones de altura de tajo no son las idóneas e igualmente las de giro.

Carga del cucharón	0.20
Giró de carga	0.10
Descarga del cucharón	0.15
Giro sin carga	0.10
TOTAL	0.55

El número de cazos óptimo de llenado será de 8 cazos de 1.33 m³ cada uno. Con lo que para obtener los 10 m³ (capacidad de caja) de carga óptima estaremos trabajando con un factor óptimo de llenado de 97%.

El ciclo de carga total será $0.55 \times 6 = 4,4$ min.

• TIEMPO DE TRANSPORTE.

De acuerdo con el circuito teórico de explotación se estima como tiempo necesario para el Ciclo de transporte de **3 minutos**.

• TIEMPO DE DESCARGA Y MANIOBRAS.

En los tiempos de descarga y maniobras, se aplica una tabla tipo para el cálculo de estos tiempos, aunque siempre dependerán de las condiciones en las que se pueda trabajar en la cantera (anchuras de tajos, pendientes, y puntos de descarga).

En nuestro caso consideraremos unas condiciones de descarga favorables, con lo que la operación se debe de realizar con sumo cuidado y prestando atención a que el terreno no ceda bajo el peso del dumper. Y en cuanto a las maniobras estimamos que debemos aplicar Medias, dado que en el tajo es presumible con las anchuras que se proyectan que no exista problema de entrar al equipo de carga, mientras que en la descarga y por la misma condición de antes se realizará con mucho cuidado las maniobras.

Así tenemos:

Condiciones de Operación	Tiempo de Descarga	Tiempo de Maniobras
Favorables	1.00	0.80
Medias	1.30	1.40
Desfavorables	1.60	2,00

• TIEMPO TOTAL.

A los tiempos obtenidos aplicaremos un coeficiente corrector de cálculo, de un 10 %, Así el ciclo total de Transporte será:

Operación	Tiempo
Carga	4,4 min.
Transporte	3 min
Maniobra de descarga	1,48 min.
Descarga	1 min.
Maniobra de carga	1,4 min.
Coef, Corrector 10 %	1,20 min.
TOTAL	12,48 mín.

La unidad de transporte elegida en un principio es un dumper rígido tipo volquete MERCEDES ACTROSS o similar, que tiene una capacidad de carga de 26 Ton.

La capacidad de producción horaria de este vehículo viene dada por la siguiente expresión:

$$P\left(\frac{Tm}{h}\right) = \frac{60 \times Cv}{Tc}$$

Donde:

Cv = capacidad del dumper = 26 Ton

Tc = tiempo de un ciclo de trabajo. 12,48 min

En definitiva, el Tiempo de Ciclo (Tc) será de 12,48 minutos, con lo cual la capacidad de producción horaria de este vehículo será, sustituyendo valores en la fórmula, de **125 Ton/h**.

De modo que para una producción prevista de 58.150 Tm/año es necesario emplear **465,2 horas de Dumper**.

• DIMENSIONAMIENTO DE LA FLOTA DE VOLQUETES.

El número de unidades o tamaño de la flota requerido para realizar un trabajo depende de las necesidades de producción. Este número de volquetes se calcula con la expresión:

$$\text{Nº de Volquetes} = \frac{\text{Producción horaria necesaria}}{\text{Producción horaria por unidad}}$$

• FACTOR DE ACOPLAMIENTO ENTRE LA FLOTA Y LOS EQUIPOS DE CARGA.

El factor de acoplamiento nos indicará la relación entre la dimensión del equipo de carga y la del equipo de transporte. Así un FA=1 (factor de acoplamiento), el acoplamiento es perfecto.

Si es menor de 1 existirá un exceso de la capacidad de carga y por lo tanto la eficiencia del transporte es del 100 %, mientras que la de la carga es menor. Por el contrario, si el factor de acoplamiento es mayor de 1, la eficiencia de la carga es del 100 % y la del transporte, por lo tanto, será menor. La fórmula del factor de acoplamiento es:

$$FA = \frac{N \times p \times t}{n \times T}$$

En donde

- N = nº de volquetes.
- p = nº de cazos = 6
- t = ciclo de los cazos = 0,55
- T = ciclo del volquete = 22,1

- $n = \text{unidades de carga} = 1$

$$FA = 0.14$$

Obtenemos $FA = 0.14$ si optamos por disponer de un equipo de transporte, lo cual indica que existe un exceso de capacidad de carga y, por lo tanto, la eficiencia del transporte es del 100 %, mientras que la de la cara es menor.

Obtenemos $FA = 1$ si optamos por disponer de seis equipos de transporte, lo cual indica que el acoplamiento es perfecto.

4.8. MEDIOS TECNICOS DE PRODUCCIÓN.

4.8.1. INTRODUCCIÓN.

En minería a cielo abierto, las máquinas que se utilizan tienen un alto coste de fabricación, debido entre otros factores a los componentes especiales y calidad de los materiales empleados, y como es natural su precio de venta también es elevado. Esto exige que sea preciso alcanzar las producciones fijadas, a fin de amortizar las inversiones efectuadas y obtener unos costes de operación bajos, a través de unos altos rendimientos.

Queda claro que el conocimiento y control de los rendimientos es especialmente importante, pues con ellos se determina, en primer lugar, la capacidad de producción que es posible alcanzar, en segundo lugar, su efectividad y, por último, el potencial productivo y rentabilidad económica del proyecto.

Por otro lado, el conocimiento de los rendimientos es indispensable para llevar a cabo una planificación de los trabajos y para la selección de los equipos más adecuados, de su tamaño y número.

Es necesario exponer la metodología de cálculo de los rendimientos de diferentes equipos, teniendo en cuenta que el comportamiento de las máquinas por su propio diseño tiene asignado un rendimiento teórico determinado. Pero además, el correcto funcionamiento de los equipos depende de la formación de los operadores, por lo que el rendimiento final del conjunto hombre-máquina es lo que se denomina rendimiento operativo.

4.8.2. EQUIPO DE ARRANQUE Y CARGA.

4.8.2.1. ANÁLISIS DEL TRABAJO A REALIZAR.

A la hora de estimar el rendimiento de un equipo minero es preciso tener en cuenta los cuatro factores básicos de los cuales depende el desarrollo de la operación:

- a. Componentes de tiempo del ciclo de trabajo.
- b. Factores de eficiencia y organización.
- c. Factores de esponjamiento y densidades.
- d. Capacidad nominal del equipo.

Seguidamente se describen cada uno de esos factores que es preciso conocer con detalle para efectuar un cálculo correcto de la producción horaria que puede llegar a dar una máquina.

A.- COMPONENTES DE TIEMPO DEL CICLO DE TRABAJO.

Los componentes principales de tiempo que se distinguen en el ciclo de trabajo en una explotación minera con equipos convencionales son los correspondientes a: Carga, Transporte o empuje, vertido, retorno, espera y maniobras. Cada una de estas operaciones es responsable de una parte de la duración total del ciclo básico de explotación.

Los factores que afectan a los tiempos parciales individuales son los siguientes:

1. Factores de carga.

- Tamaño y tipo del equipo de carga.
- Tipo y condiciones del material a ser cargado,
- Capacidad de la unidad
- Experiencia y destreza del operador.

2. Factores de transporte o empuje.

- Capacidad y características del equipo.
- Distancia de transporte.
- Condiciones de la pista de rodadura,
- Pendientes.
- Factores secundarios que afectan a la velocidad de transporte.

3. Factores de vertido.

- Destino del material: escombrera, acopio de mineral, tolva, etc.
- Condiciones del área de vertido.
- Tipo y maniobrabilidad de la unidad de transporte.
- Tipo y condiciones del material

4. Factores de retorno.

- Capacidad y rendimiento del equipo.
- Distancia de retomo.
- Condiciones de la pista de rodadura

- Pendiente
- Factores diversos que afectan a la velocidad de transporte.

5. Factores de espera y maniobra.

- Maniobrabilidad del equipo
- Dimensiones del área de trabajo.
- Tipo de máquina de carga.
- Localización del equipo de carga.
- Esperas en las proximidades de la unidad de carga o empujador.
- Esperas para depositar la carga en las instalaciones de tratamiento.

B.- FACTORES DE EFICIENCIA Y ORGANIZACIÓN.

Una estimación en este campo debe indicar la producción media que puede dar un equipo a lo largo de un período de tiempo dilatado. Un cálculo demasiado optimista puede impedir alcanzar los niveles de producción previstos, y un número de máquinas insuficiente destinadas a llevar a cabo tal operación. Es necesario contemplar las pérdidas de tiempo o retrasos característicos de cualquier operación, tales como trabajos nocturnos, traslados del equipo de carga o cambios de tajo, malas condiciones climatológicas, tráfico, etc. o por factores tales como la experiencia del operador, equilibrio con los equipos auxiliares, como, por ejemplo, tractores, compactadores, etc.

Cada equipo debe considerarse como parte de un sistema, y como tal queda sometido a pérdidas de tiempo debidas a deficiencias en la dirección, supervisión, condiciones del trabajo, clima, etc. Estos retrasos y pérdidas de tiempo son los que caracterizan el factor conocido como eficiencia de la operación.

Por otro lado es necesario tener en cuenta la disponibilidad mecánica o simplemente disponibilidad, definida como la disposición de los equipos para actuar durante el tiempo de trabajo programado, es decir hay que considerarlas pérdidas de horas de trabajo debidas a averías intempestivas y a reparaciones programadas o rutinas de mantenimiento.

Cuando no se disponga de experiencia suficiente en las labores proyectadas para estimar individualmente los factores anteriores se podrá tomar el producto de ambos, que se denomina "eficiencia operativa global".

EFICIENCIA OPERATIVA GLOBAL

Condiciones de trabajo	CALIDAD DE LA ORGANIZACIÓN			
	Excelente	Buenas	Regulares	Deficiente
Excelentes	0.83	0.80	0.77	0.77
Buenas	0.76	0.73	0.70	0.64
Regulares	0.72	0.69	0.66	0.60
Malas	0.63	0.61	0.59	0.54

Se considera que las condiciones de trabajo serán buenas (buscando en todo momento el cuidado de pistas, tajos, etc) y la calidad de organización excelentes. **Por tanto, se tendrá una eficiencia del 0.76.**

Si se trata de un clima extremo, en ambiente polvoriento, con materiales densos y abrasivos, la calidad de la operación será deficiente y las prestaciones se verán afectadas de forma adversa debido a las malas condiciones de trabajo.

Sí la dirección y la supervisión son excelentes, con buenos talleres, y programas de mantenimiento preventivo adecuados, pérdidas de tiempo mínimas en el transporte, alta disponibilidad, etc., el tiempo efectivo de producción será alto. Por el contrario, una dirección y supervisión deficientes reducirán el tiempo real de producción y la capacidad de los equipos deberá ser incrementada para conseguir las producciones requeridas.

C.- FACTORES DE ESPONJAMIENTO Y DENSIDADES,

El material proporcionado por el arranque sufre un alto nivel de esponjamiento. Esto da lugar a la existencia de huecos en el material, provocando un aumento de su volumen que es llamado "esponjamiento". Así pues, para el cálculo de rendimientos y producciones es importante distinguir los conceptos de material insitu o en banco, y material suelto o esponjado.

Para medir el aumento de volumen se pueden utilizar diversos parámetros:

- **Factor de conversión volumétrica "V"**. Es la relación entre el volumen suelto y el volumen en banco de una misma cantidad de material.

$$V = FCV = \frac{V_b}{V_s} = \frac{\frac{Kg}{m^3} \text{ material en banco}}{\frac{Kg}{m^3} \text{ material suelto}}$$

Se considera este valor como de 0.8.

- **Factor de esponjamiento "FE"**. Se define como el inverso del valor del Factor de Conversión Volumétrica. Se obtiene un valor de 1.25.
- **Porcentaje de expansión "PE"**. Es el incremento de volumen del material al pasar de su estado natural en el banco al estado suelto en la pila o montón.

$$PE = \frac{V_s - V_b}{V_b} \times 100 = \left(\frac{V_s}{V_b} - 1 \right) \times 100$$

La relación entre este coeficiente y los anteriores es la siguiente:

$$PE=(FE-1)\times 100$$

Por tanto en nuestro caso el factor de esponjamiento PE es 70 %.

COMPACTACIÓN.

El volumen ocupado por el material en su estado suelto puede reducirse por medio de la compactación. El cociente entre la medida compactada y la medida en estado suelto se denomina "Factor de Compactación". Este factor no debe confundirse con la razón de compactación (metros cúbicos compactados/metros cúbicos en banco) que será mucho mayor.

La compactación es un proceso rápido por el que se comprime el suelo por eliminación del aire de los poros o huecos, pero sin que exista una eliminación de agua existente en los mismos. Un proceso que a veces se confunde con la compactación es la consolidación, que es mucho más lento que el anterior, y que se produce por la acción del propio peso del material dando lugar ya a una expulsión de agua.

En compactación, los factores que tienen una mayor influencia son:

- El tipo de material.
- La energía de compactación.
- La humedad de compactación.

D.- CAPACIDAD NOMINAL DEL EQUIPO.

Todos los fabricantes de maquinaria indican las capacidades de sus unidades, generalmente, de dos formas distintas, en peso y en volumen. Por ejemplo, para un volquete determinado, un fabricante señala para su modelo que puede cargar 32,7 Tm de peso, pero también indica que puede acarrear 15,20,5 o 22 m³ de material.

La primera cifra de volumen se refiere considerando la carga a ras, la segunda con la caja colmada con taludes de 2:1 y la tercera también colmada, pero con compuerta trasera SAE 2:1 (Society Automotíve Engineers).

Esto da una idea de lo que puede transportar una unidad de acarreo, en función de la densidad de cada material. A efectos de estimar las producciones horarias de los diferentes equipos debe tenerse en cuenta que cuando una máquina se sobrecarga los tiempos de trabajo dados por los fabricantes no se cumplirán, con lo que los rendimientos tenderán a disminuir a causa de que son muy importantes los descensos de velocidad de operación de tafos unidades, sobre todo en los volquetes.

Asimismo, habrá que tener en cuenta que las sobrecargas gravan el consumo de combustible, aumentando el número e importancia de las reparaciones y obligando a un mantenimiento más cuidadoso, y en conjunto elevando los costes sin que se obtenga apenas ventaja de producción, aún en el mejor de los casos.

Para asegurarse de la adecuada capacidad volumétrica de una máquina, puede transformarse la carga nominal en kilogramos o toneladas a metros cúbicos sueltos, dividiendo por la densidad del material esponjado.

4.8.2.2. POTENCIAS Y FUERZAS MOTRICES DE LOS EQUIPOS MÓVILES.

ELEMENTOS QUE PROPORCIONAN POTENCIA.

La potencia es el trabajo realizado por un dispositivo en la unidad de tiempo. En el caso de un motor la potencia se mide en su eje por un procedimiento cualquiera ya ese valor se le denomina "potencia al freno". Los fabricantes dan, generalmente, varias curvas correspondientes a los diferentes servicios previstos, es decir diferentes velocidades de rotación, etc. Se utiliza también la potencia correspondiente al par máximo. En general este valor difiere notablemente del precedente. Hay también un valor de la potencia que corresponde al mínimo del consumo específico del motor.

La potencia útil de un motor se transmite a las ruedas por medio de diferentes órganos de transmisión, entre los cuates está el cambio de velocidades (convertidor). Este tiene por finalidad adaptar el número de revoluciones a que el motor desarrolla toda su potencia a la velocidad de traslación del motor. A potencia constante, los esfuerzos producidos en las ruedas motrices y en la barra de tracción serán tanto mayores cuanto la relación entre el número de vueltas de las ruedas o de las orugas sea más elevada. Así pues, el esfuerzo de tracción disponible o "rimpull" es la cantidad en kilogramos fuerza que un motor puede entregar al punto de contacto de las ruedas motrices con el suelo. Este tipo de tracción es independiente del patinaje que puedan sufrir las ruedas motrices en determinados terrenos.

Puede ser calculado aproximadamente para cada velocidad de marcha mediante la fórmula:

$$\text{Esfuerzo de tracción} = \frac{270 \times \text{Potencia (HP)} \times \text{Re na. de transmisión}}{\text{Velocidad (Km/ h)}}$$

Normalmente, el rendimiento de la transmisión se encuentra entre un 70 y un 80%. En dicho coeficiente se incluyen también las pérdidas debidas al estado mecánico del equipo. De acuerdo con la fórmula anterior, la fuerza de tracción disponible sería variable para cada velocidad, y alcanzaría un máximo para una velocidad muy pequeña, que podría considerarse como tendiendo a cero. Pero esta fuerza resulta inalcanzable por una serie de razones: primero, por la existencia en el sistema de transmisión de potencia de un número finito de relaciones de engranajes, con las pérdidas citadas por rozamientos internos, y segundo, porque el esfuerzo de tracción real que puede realizar una máquina depende del peso que gravita sobre el eje propulsor y del coeficiente de adherencia de los neumáticos sobre el suelo.

FACTORES LIMITANTES DEL RENDIMIENTO:

Condiciones tales como el perfil de transporte, el estado del piso y el peso del vehículo determinan como la potencia disponible se traduce en rendimiento del equipo.

•Resistencia a la rodadura.

La resistencia a la rodadura se define como la oposición al avance de una máquina como consecuencia de la deformación del suelo, las flexiones de los neumáticos y los rozamientos internos de los propios mecanismos del equipo. Puede expresarse por medio de los Factores de Resistencia a la Rodadura "FRR", en términos de kilogramos-fuerza o en tanto por ciento. Por ejemplo, una resistencia de 20 Kg por 1.000 Kg de vehículo equivale aproximadamente a un 2 % de resistencia a la rodadura.

Así un volquete con un peso de 23.220 kg sobre una pista horizontal con una resistencia a la rodadura del 2 % debe desarrollar un esfuerzo para vencer esas resistencias antes de ponerse en movimiento de 464,4 kg (23.220 kg x 0,02). Si el volquete desarrolla un esfuerzo de tracción total de 27.000 kg dispondrá de 26.535 kg para realizar el trabajo en esa pista.

Un procedimiento para estimar la resistencia a la rodadura consiste en medir la profundidad de la huella "H" dejada por los neumáticos en el firme de la pista. El factor de Resistencia a la rodadura será igual a:

$$FRR \text{ (Kg /Tn)} = 20 \text{ (Kg/Tn)} + (6 \text{ (Kg /Tn x cm)} \times H \text{ (cm)})$$

La resistencia a la rodadura "RR" calculará a partir de

$$RR \text{ (Kg)} = FRR \text{ (Kg/t)} \times PT \text{ (t)}$$

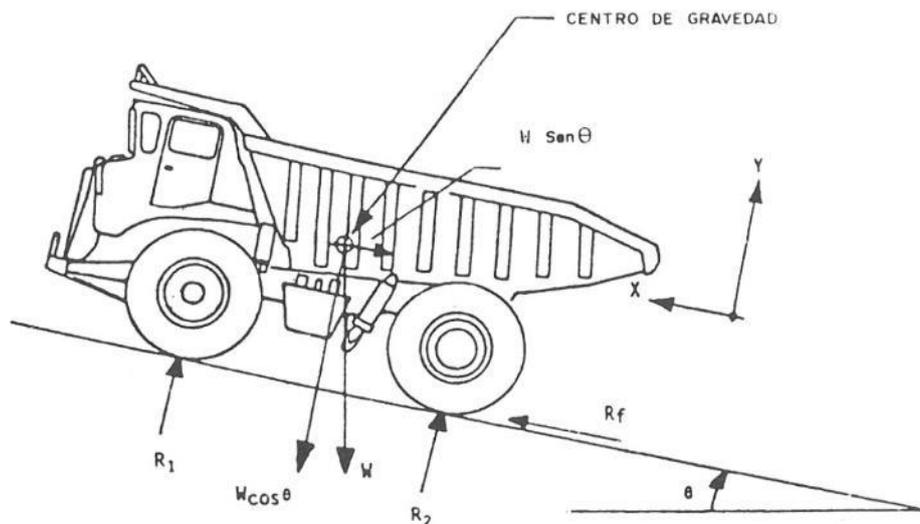
Siendo PT el peso total del vehículo.

Se adjunta tabla con los valores más comunes de los factores de resistencia a la rodadura.

Tipo de pista	Factor Kg/Tm	Equivalencia en % de Pendiente
Pista dura y lisa, estabilizada, que no cede bajo la carga y que se mantiene a su plena eficiencia de manera continua.	20	2
Pista firme y lisa, con acabado superficial, que cede levemente bajo la carga o está ligeramente ondulada y que se mantiene aceptablemente	3-5	3.5
Nieve compacta	25	2.5
Nieve suelta.	45	4.5
Pista de tierra con rodadas, que cede bajo la carga, con escaso o nulo mantenimiento y con una penetración media de las ruedas entre 25 y 40 milímetros.	50	5.0
Pista de tierra con rodadas, blanda, sin conservación ni estabilización y con penetración media de las ruedas entre 100 y 150 mm	75	7.5
Pista de arena o grava suelta.	100	10
Pista blanda o fangosa, con rodadas y sin ningún tipo de conservación	100-200	10-20

•Resistencia a la Pendiente.

La resistencia a la pendiente es la fuerza debida a la acción de la gravedad cuando un vehículo se mueve por una pista de transporte inclinada. Cuando esa misma máquina en lugar de ascender desciende por esa pista, la fuerza de la gravedad que ayuda al movimiento del vehículo se conoce como pendiente asistida.



Las pendientes se miden generalmente en tanto por ciento de talud o como la relación entre la elevación de la pista y su longitud en horizontal. Por esto una pista que permite ascender 6 m. En 100 m tiene una pendiente del 6%

Así, el ejemplo del mismo volquete anterior con un peso de 23.220 Kg cuando se desplaza por una pista del 6% de pendiente debe desarrollar 1.393 Kg ($23.320 \text{ Kg} \times 0,06$) de esfuerzo de tracción para vencer esas resistencias. Si se disponía originalmente de 27.000 Kg de esfuerzo de tracción, podrá desarrollar el trabajo con 25.607 Kg (27.000 Kg menos 1.393 Kg) en esas condiciones.

- **Peso**

El peso es el factor determinante en la cantidad de fuerza que se precisa para vencer la resistencia a la rodadura y a la pendiente. La fuerza disponible restante servirá para conseguir la aceleración del vehículo,

Así:

$$\text{Pendiente Efectiva (\%)} = \text{Resistencia a la Rodadura (\%)} \pm \text{Pendiente natural (\%)}$$

- **Tracción.**

La tracción es la fuerza propulsora en los neumáticos y orugas. Se expresa como fuerza útil en la barra de tiro o en las ruedas motrices. Los factores que influyen en la tracción son los siguientes: el peso en las ruedas motrices o en las orugas, la acción de agarre del tren de rodaje y en las condiciones del piso.

Se adjunta tabla en la que se muestran los diferentes tipos de materiales según que el tren de coeficientes de tracción característicos de rodaje sea de neumáticos u orugas.

MATERIAL	Neumáticos	Cadenas
Hormigón	0,90	0,45
Marga arcilla seca	0,55	0,90
Marga arcilla húmeda	0,45	0,70
Marga arcillosa con surcos	0,40	0,70
Arena seca	0,20	0,30
Arena húmeda	0,40	0,50
Suelo de cantera fragmentado	0,65	0,55
Suelo de cantera sin fragmentar	0,5	0,45
Camino de grava suelta	0,36	0,50
Nieve compacta	0,20	0,25
Hielo	0,12	0,12
Tierra firme	0,55	0,90
Tierra suelta	0,45	0,60
Carbón amontonado.	0,45	0,60

El coeficiente de tracción en cualquier camino de rodadura se obtiene como la relación entre la fuerza máxima de tiro de la máquina y el peso total sobre las ruedas propulsoras u orugas.

Como nunca existe un 100 % de adherencia, los coeficientes son siempre inferiores a la unidad. La fuerza máxima de tiro se obtendrá, pues, al multiplicar el coeficiente de tracción característico de un firme por el peso sobre el eje motriz o por el peso de la máquina entera en el caso de que monte orugas.

- **Altitud**

Cuando una máquina accionada por motor Diesel funciona a grandes altitudes, se produce un descenso de potencia debido a que disminuye la densidad del aire afectando a la relación gasoil/aire en la cámara de combustión del motor. Esta pérdida de potencia produce la correspondiente disminución de tracción en la barra de tiro o en las ruedas propulsoras.

En nuestro caso al trabajar sobre 417 a 500 msnm. de altitud con motores turboalimentados, no se deben de apreciar disminuciones sensibles. En los motores con aspiración natural se deberán tener en cuenta las pérdidas de potencia de un 3 % cada 300 mts por encima de los primeros 300 mts. Es decir, en nuestro caso existirá una pérdida del 5 %.

CURVAS CARACTERÍSTICAS.

La evaluación de los tiempos de acarreo y retorno en vacío de diferentes equipos de transporte, requiere la utilización de la información suministrada por los fabricantes. La mayoría proporcionan gráficos de tracción-velocidad, también llamadas curvas características, Procederemos a indicar las curvas características de los volquetes una vez determinemos que modelo y tipo de volquete es el idóneo.

FACTORES DE VELOCIDAD.

Como ya se ha indicado, la velocidad obtenida mediante las curvas características es la máxima a la que se desplaza el equipo en cuestión en las condiciones indicadas. Para alcanzarla necesita una cierta longitud de pista, pudiendo luego mantenerla indefinidamente. Si la pista es suficientemente larga se puede admitir esa velocidad como media para determinar el tiempo de trayecto, pero en tramos muy cortos la influencia del

período de aceleración y deceleración es muy importante y habría que introducir las correcciones oportunas. Esto se lleva a cabo mediante los denominados "Factores de Velocidad".

Para obtener los Factores de Velocidad, nos debemos apoyar en los datos facilitados por los fabricantes en nuestro caso sirve la tabla adjunta.

MENOR DE 180 Kg/HP				
Unidad en movimiento al entrar en el tramo				
Longitud de la pista (m)	Tramos horizontales. Unidad parada arrancando	Horizontal	Contra pendiente	A favor de pendiente
0-60 61-120	0-0,40 0,40-0,51	0-0,65 0,65-0,70	0-0,67 0,67-0,72	1,00 (Velocidad de entrada mayor que la máxima accesible en el tramo)
121-180	0,51-0,56	0,70-0,75	0,72-0,77	
181-300	0,56-0,67	0,75-0,81	0,77-0,83	
301-460 461-610 611-760	0,67-0,75 0,75-0,80 0,80-0,84	0,81-0,88 0,88-0,91 0,91-0,93	0,83-0,90 0,90-0,93 0,93-0,95	
761-1070	0,84-0,87	0,93-0,95	0,95-0,97	
1071 y mayores	0,87-0,94	0,95-	0,97-	
180 A 230 Kg/KW (135 a 170 kg/HP)				
0-60	0-0,39	0-0,62	0-0,64	1,00 (Ídem)
61-120	0,39-0,48	0/62-0/67	0,64-0,68	
121-180	0,48-0,54	0/67-0/70	0,68-0,74	
181-300	0,54-0,61	0,70-0/75	0,74-0,83	
301-460	0,61-0,68	0/75-0/79	0,83-0,88	
461-610	0,68-0,74	0/751-0,84	0,88-0,91	
611-760	0,74-0,78	0/84-0/57	0,91-0,93	
761-1070	0,78-0,84	0/57-0/90	0,93-0,95	
1071 y mayores	0,84-0,92	0/90-0/93	0,95-0,97	

- Determinar la relación Peso/Potencia del equipo, expresada en Kg/KW o Kg/HP.
- Elegir la columna apropiada según las condiciones de las que parte el vehículo.
- Leer los Factores de Velocidad para la longitud del tramo de transporte considerado.
- Usar un Factor de Velocidad de uno para los volquetes que entren en un tramo con una velocidad próxima a la máxima y no sea el último tramo del perfil del recorrido.
- Los Factores de Velocidad de los tramos finales del trayecto de ida cuando el vehículo va cargado serán tomados como equivalentes a los de la "Unidad parada arrancando".

La velocidad máxima alcanzable por un equipo en una pista se determinará a partir de la curva característica y la velocidad media se obtendrá con la expresión:

$$\text{Velocidad Media} = \text{Velocidad Máxima} \times \text{Factor de Velocidad}$$

Para calcular el tiempo de transporte a lo largo de la pista se aplicará la ecuación:

$$\text{Tiempo de Transporte (minutos)} = \text{Longitud de la pista (mts)} \times 0,06 / \text{Velocidad media (km/h)}$$

4.8.2.3. EQUIPO DE TRANSPORTE SELECCIONADO.

Dentro del capítulo arranque carga y transporte de materiales en minería, el costo de éste último del transporte supera en la mayoría de los casos (especialmente si no es necesario voladuras) a los otros dos, por lo que la elección de las unidades apropiadas tiene una gran importancia en la rentabilidad de la explotación.

Para el transporte de materiales, pueden utilizarse diferentes tipos de máquinas.

Generalmente la distancia del transporte decide la elección. También influyen la red de caminos existente o planificada, la sustentación del suelo, tipo de suelo, la cantidad de materiales que serán transportados y el equipo de carga, decide también el tipo de maquinaria que es más rentable. En definitiva, el objetivo es conseguir los transportes de masas al menor costo posible por metro cúbico y con la mejor economía.

En base a la dinámica de explotación proyectada, así como a las condiciones de trabajo que ha de asumir el equipo de transporte, se ha optado por utilizar como equipos de transporte dumpers convencional de obra pública tipo MERCEDES ACTROSS o similar.

Motor	Arocs 1833 A/42
Modelo	MB OM 470 LA BlueTec 5, 6 cilindros en línea, Euro V
Tipo	Inyección electrónica
Cilindrada	10.700 cm ³
Potencia máxima (ISO 1585)	326 cv / 1.600 rpm
Par motor máximo (ISO 1585)	1.700 Nm / 1.100 rpm
Consumo específico	181 gr/kwh a 1.240 rpm

Transmisión	Arocs 1833 A/42
Caja de cambios	MB G 230 - 16 Mercedes Powershift 3 (automatizada)
Marchas	12
Relaciones 1ra / última / Reversa	11,7/0,78/11,67
Embrague	Monodisco, diametro 400 mm
Caja de transferencia	MB VG2800-3W
Desmultiplicación	1,04/1,45

Ejes	Arocs 1833 A/42
Eje delantero	MB recto - 7,5 Tn de capacidad de carga
Eje trasero	MB RT300 - con reducción en los cubos de rueda
Reducciones	i - 4,333

Desempeño del vehículo	Arocs 1833 A/42
Velocidad máxima (km/h) - a rpm de potencia máxima	90 (Limitado electrónicamente)
Pendientes máximos (movimiento / arranque): con 18.000 kg (%)	89 / 56

Chasis Arocs 1833 A/42

Bastidor – Tipo	Escalera, material S600 MC
Suspensión delantera	Ballestas parabólicas de 4 hojas, con amortiguadores telescópicos de doble acción y barra estabilizadora
Suspensión trasera	Ballestas parabólicas de 3 hojas, con amortiguadores telescópicos de doble acción y barra estabilizadora
Inclinación	Base inclinada 9.00x22,5
Neumáticos	295/80 R 22,5 perfil mixto en ejes delantero y traseros
Tanque de combustible (l)	290
Tanque de urea (l)	60

Sistema eléctrico Arocs 1833 A/42

Alternador (V/A)	28V / 100A
Batería (cantidad x V/Ah)	2 x 12 / 170
Tensión nominal	24V

Frenos Arocs 1833 A/42

Freno de Servicio	Tambor en ejes delantero y trasero. Accionamiento neumático de doble circuito.
Freno de Estacionamiento	Mecánico a través de resorte acumulador, con accionamiento electrónico, actuación en ruedas traseras.
Freno Auxiliar	Freno motor tipo Jake-Brake.
Seguridad Activa	ABS (sistema antibloqueo). EBS (Comando y asistencia electrónica).
Opcional	Retarder.

Cabina Arocs 1833 A/42

Tipo	Frontal, corta, techo bajo, ClassicSpace 3
Asiento conductor	Asiento neumático ergonómico. Tapizado de cuero sintético. Cinturón de seguridad de tres puntos.
Asiento de acompañante	Individual, ventanilla y central. Cinturón de seguridad de 3 puntos y apoyacabezas en ambos
Climatización	Aire acondicionado y calefacción
Radio	AM / FM con puerto USB.
Alzacristales	Eléctricos
Escotilla de techo	Manual
Cierre de cabina	Apertura y cierre de confort con comando a distancia
Control de velocidad	Control crucero y limitador de velocidad
Suspensión de cabina	Suspensión mecánica reforzada.
Espejos	Retrovisores laterales, eléctricos con desempañador incorporado.
Otros	Volante multifunción. Rejilla protectora de faros. Prefiltro ciclónico para polvo grueso.

Peso y capacidad (kg) Arocs 1833 A/42

Vacío sin carrocería, en orden de marcha (1)	
Eje delantero	5.546
Eje trasero	2.604
Total	8.150
Carga útil máxima (técnica – sobre la 1ª rueda / incluye carrocería)	9.850
Pesos Admisibles Técnicamente	
Eje delantero	7.100
Eje trasero	11.500
Peso Bruto Vehicular (PBV)	18.000
Peso Bruto Vehicular Combinado (PBVC)	44.000

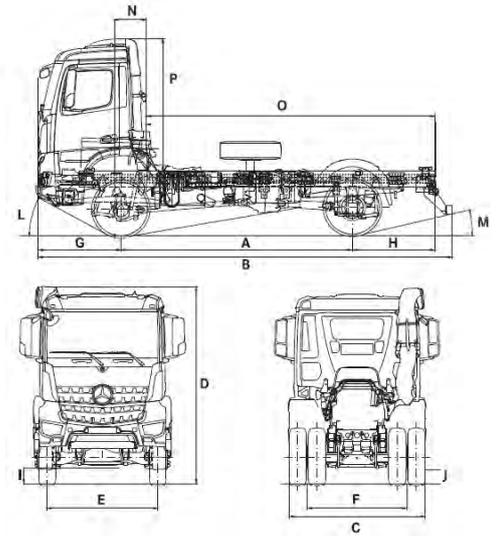
(1) Chasis con cabina, sin carrocería o implemento; equipamiento estándar, con tanque de combustible lleno, rueda de repuesto. Valores aproximados.

Dimensiones (mm)

Arocs 1833 A/42

Chasis con cabina, sin carrocería

A - Distancia entre ejes	4.200
B - Largo Total	7.505
C - Ancho eje trasero	2.466
D - Altura total descargado	3.679
E - Trocha - eje delantero	2.008
F - Trocha - eje trasero	1.804
G - Voladizo delantero	1.500
H - Voladizo trasero	1.500
I - Vano libre eje delantero	334
J - Vano libre eje trasero	299
K - Radio de giro del vehículo (m)	8,6
L - Ángulo de entrada: cargado	29°
M - Ángulo de salida: descargado	13°
N - Distancia eje delantero/pared trasera de la cabina	564
O - Largo carrozable	5.236
P - Altura techo de la cabina/chasis	2.420



4.8.2.4. EQUIPO DE ARRANQUE Y CARGA.

Los sistemas de carga posibles son muy variados: excavadoras de cables e hidráulicas, palas de ruedas, dragalinas, etc. Las producciones horarias de estos equipos cíclicos se estiman con las siguientes expresiones generales:

$$P \left(\frac{m^3}{h} \right) = \frac{60 \times Cc \times E \times H \times A}{Tc}$$

Donde:

- Cc= Capacidad del cazo (m³)
- E=Factor de eficiencia (tanto por uno)
- F=Factor de llenado del cazo (tanto por uno)
- H=Factor de corrección por la altura de la pila de material. Para las palas de ruedas se toma H=1
- A=factor de corrección del ángulo de giro. Para las palas de ruedas se considera A=1.
- V=factor de conversión volumétrica.
- Tc=Ciclo de un cazo (min).

A continuación analizamos cada una de las variables que intervienen en las expresiones.

A. CAPACIDAD DE LOS CAZOS Y FACTORES DE LLENADO.

Con respecto a la capacidad de los cazos, ya se ha indicado anteriormente que se miden en función de los datos que facilita el propio constructor y de acuerdo a la norma SAE en lo referente a llenado. Su capacidad se puede indicar en m³ o en toneladas, siendo más adecuada la primera.

El factor de llenado del cazo "F" se expresa como el porcentaje de la carga media sobre la teórica máxima posible, según las condiciones en que se encuentre el material apilado. En la siguiente, se recogen algunos valores típicos según tres clases de material a cargar y el equipo que realiza dicha operación.

Estado del material a cargar	EQUIPO DE CARGA	
	Pala fie Ruedas	Excavadora
Fácilmente Excavable	0.95-1.00	0.95-1.00
Excavabilidad Media	0.80-0.95	0.85-0.95
Difícilmente Excavable	0.50-080	0.75-0.85

Un aspecto importante a tener en cuenta en el grado de llenado es la influencia que tiene el tamaño del cazo con respecto a la granulometría media del material. Puede definirse, pues, el "Tamaño Relativo-TR" con la siguiente expresión:

$$TR = \frac{TA}{C}$$

Donde;

TA = Tamaño absoluto del bloque:

Muy pequeño < 5 cm.

Mediano 5 cm- 30 cm.

Muy grande 90 cm- 300 cm.

C = Dimensión crítica del cazo del equipo de carga, relacionada con cualquiera de los lados de una cuchara aproximadamente cúbica.

Según la tabla de Adfer (1986), para las excavadoras los grados de llenado varían con el tamaño relativo de los bloques de acuerdo con los valores de la Tabla siguiente.

Roca Fracturada o Fragmentada		
Descripción	Tamaño Relativo "TR"	Factor de Llenado "F"
Muy bien volada o suelos	≤ 0.12	0.8- 1.0
Bien votada o desgranada	0.12 - 0.25	0.7 -0.9
Pre-voladura o bloques gruesos	0.25 - 0.50	0.5 - 0.8
Mal volada o fragmentada	≥ 0.50	0.4 - 0.6

B. CAPACIDAD DE CICLO Y FACTORES DE CORRECCIÓN. TIEMPOS.

Los Tiempos de ciclo "Tc" de cada carga elemental que se deposita sobre la unidad de transporte están relacionados con las características del material a cargar y la capacidad de cazo de los equipos. En la Tabla siguiente se dan unos valores medios de esos tiempos considerando que las palas describen el menor trayecto posible y que las excavadoras efectúan un giro de 90°.

Tamaño del cazo	Palas de Ruedas	Excavadoras
Excavabilidad Mala		
< de 3 m ³	0.60 min	0.45
4 m ³ a 8 m ³	1.00 min	0.60
9 m ³ a 23 m ³	1.50 min	1.00
Excavabilidad Media		
< de 3 m ³	0.50	0.40
4 m ³ a 8 m ³	1.00	0.50
9 m ³ a 23 m ³	1.00	0.80
Excavabilidad Buena		
< de 3 m ³	0.40	0.30
4 m ³ a 8 m ³	0.50	0.40
9 m ³ a 23 m ³	0.80	0.60

El factor de corrección por altura de carga "H" debe tenerse en cuenta cuando por ejemplo las excavadoras trabajan en bancos con una altura muy inferior o superior a la normal, bien porque se trata del primer banco de apertura de una mina, porque extrae el paquete de mineral de menor potencia, etc.

En la Tabla siguiente se indican los factores de corrección para diferentes alturas, expresadas como un porcentaje de la altura óptima.

El factor de corrección por altura de carga "H" debe tenerse en cuenta cuando por ejemplo las excavadoras trabajan en bancos con una altura muy inferior o superior a la normal, bien porque se trata del primer banco de apertura de una mina, porque extrae el paquete de mineral de menor potencia, etc.

En la Tabla siguiente se indican los factores de corrección para diferentes alturas, expresadas como un porcentaje de la altura óptima.

% de la altura Optima	40	60	80	100
	160	140	120	100
Factor de Corrección "H"	1.25	1.10	1.02	1.00

El factor de giro "A", es de gran importancia ya que los tiempos medios de ciclo de una excavadora se basan en un giro de la superestructura de 90°. Si el ángulo de giro es distinto debe introducirse un factor de corrección, tal como se indica en la siguiente tabla:

Ángulo de Giro	45	60	75	90	120	150	180
Factor de Giro "A"	1.19	1.11	1.05	1.00	0.91	0.83	0.77

ELECCIÓN ELE MAQUINARÍA DE. CARGA.

Dadas las características objeto del presente proyecto, se considera que la máquina de carga debe reunir como características principales:

- Versatilidad de trabajos (cargue, arranque, limpieza, etc).
- Movilidad relativa. (Se proyecta trabajar en tajos grandes en períodos largos).
- Capacidad de carga del volquete seleccionado en 5 o 6 ciclos.

Por todo ello, se (Seduca la necesidad de un equipo de retro-excavadora que permita arranque y carga en el mismo ciclo, sobre materiales blandos o medios, y que permita seleccionar en caso de aparición de zonas no deseables (estériles) en el frente de extracción, así, como proceder a las operaciones de saneo del frente tras las operaciones de voladura.

• RETRO-EXCAVADORA.

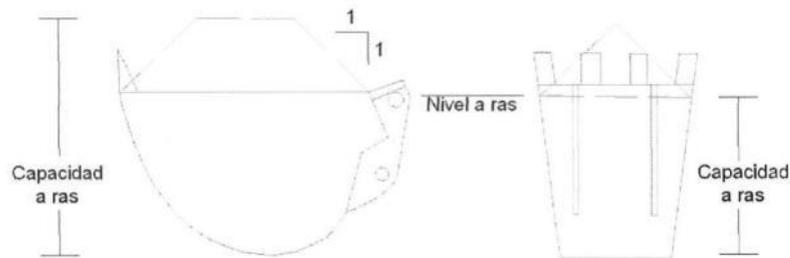
Las retro-excavadoras son las herramientas o maquinaria minera por excelencia en todas aquellas tareas en las que la selección del material prima sobre la productividad. La capacidad de arranque y de cargue las hacen por si solas autosuficientes en muchas de las labores propias de la minería, permitiendo a las otras maquinarias (palas) realizar labores de acondicionamiento y cargue externo.

Debido a que la aplicación no requiere demasiado movimiento de sitio a sitio o en la Obra misma, una excavadora de cadenas se considera como la mejor opción. Las excavadoras de cadenas proporcionan tracción y flotación buenas en casi toda dase de terrenos. La potencia buena y constante con la barra de tiro proporciona excelente maniobrabilidad. El tren de rodaje de cadenas proporciona también buena estabilidad. Si la aplicación requiere re-ubicación continua, una excavadora de cadenas proporcionará una operación más eficiente.

• CUCHARÓN.

La elección del correcto cucharón para la retro-excavadora es tan importante como que no lo podamos sacar rendimiento a nuestra máquina por no llevar el apropiado cucharón. Una de las clasificaciones de los cucharones de excavadoras para que conformen con la norma PCSA No 3 y la SAE J-296. las capacidades de los cucharones se clasifican colmados a ras de la manera siguiente:

- Capacidad a ras: El volumen de material dentro del contorno de las planchas laterales, delanteras y traseras sin contar material en la plancha de derrame ni en los dientes.
- Capacidad colmada: El volumen del cucharón cargado a ras más el volumen del nivel a ras con un ángulo de reposo de 1:1 sin contar material en la plancha de derrame ni en los dientes.



Fuerzas De Ataque Y Plegado.

La penetración del cucharón en un material se logra mediante la fuerza de plegado del cucharón (F_b) y la fuerza de empuje del brazo (F_s). Las fuerzas de excavación clasificadas son las fuerzas máximas que se pueden ejercer en el punto de corte más alejado. Se pueden calcular estas fuerzas aplicando presión hidráulica de alivio al cilindro que proporciona la fuerza de excavación,

$$F_b = \frac{\text{Fuerza del cilindro del cucharón}}{\text{longitud del brazo}} \times \frac{(\text{brazo A} \times \text{Brazo C})}{\text{Brazo B}}$$

- F_b = Fuerza radial de los dientes obtenida del cilindro del cucharón.
- Fuerza del cilindro = Presión x Área del émbolo del cilindro.
- Brazo D = Radio de la punta del cucharón.

La fuerza máxima radial de los dientes por el cilindro del cucharón es la fuerza de excavación generada por el cilindro del cucharón, tangente al arco del radio D_1 . Se debe posicionar el cucharón para obtener el máximo momento. Se produce la máxima fuerza radial F_b cuando el factor Brazo A x Brazo C dividido por Brazo B representa el máximo.

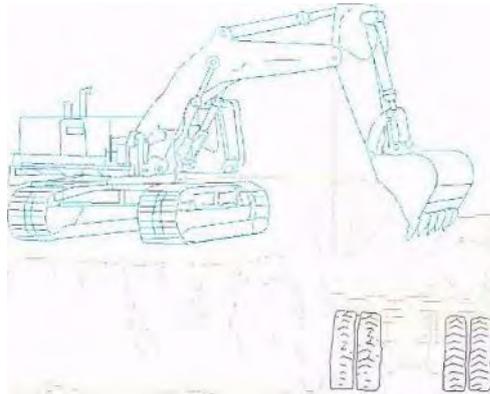
De toda la amplia gama de cucharones disponibles, elegiremos un cucharón X para trabajos de arranque. El brazo elegido será el Mediano.

Es muy importante en todo el trabajo con retro excavadora la optimización de las operaciones de arranque y carga, dado que de ello depende la armonización y equilibrio

del conjunto del ciclo operativo (transporte, descarga, etc). De los factores a tener muy en cuenta en esta optimización, están:

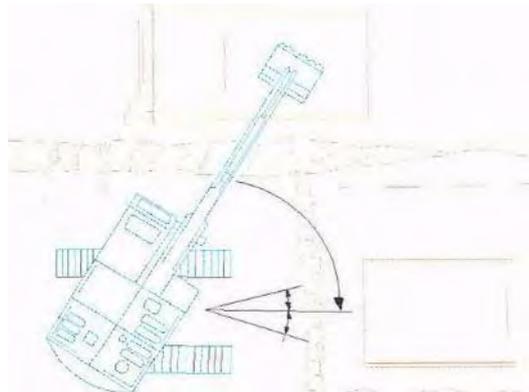
Altura de banco. Para materiales estables o consolidados, la altura del banco debe de ser aproximadamente la misma que la longitud del brazo.

Posición del camión. La mejor posición del camión de acarreo es cuando el borde de la caja del camión contra el banco está inmediatamente debajo del punto de articulación del brazo y pluma.

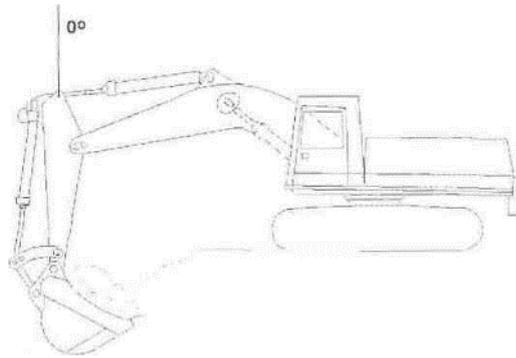


Zona de trabajo. Para obtener máxima producción, la zona de trabajo debe estar limitada a 15° a cada lado del centro de la máquina o aproximadamente igual al ancho del tren de rodaje.

Ángulo de giro. Los camiones de acarreo se deben posicionar tan cerca como les sea posible a la línea media de la máquina.



Distancia desde la orilla. La máquina se debe posicionar de manera que el brazo quede en posición vertical cuando el cucharón esté completamente cargado. Si la máquina está más atrás, el corte no será suficiente y perderá tiempo al tener que sacar el cucharón hacia atrás. El operador debe de comenzar a mover la pluma hacia arriba cuando el cucharón completa el 75 % del plegado. Se debe alcanzar este punto cuando el brazo se acerca a la posición vertical.



La elección del modelo idóneo será aquel que sus dimensiones se acoplen perfectamente a la capacidad de carga y a la vez tengamos una reserva de fuerza para el arranque de las calizas. Con el fin de desarrollar eficazmente el ciclo de explotación ente las unidades de carga y de transporte, debe existir entre estas un cierto EQUILIBRIO.

Una regla muy extendida en el cálculo, es que el número de cazos de material que debe depositar el equipo de carga sobre la unidad de transporte debe estar comprendido entre 3 y 6.

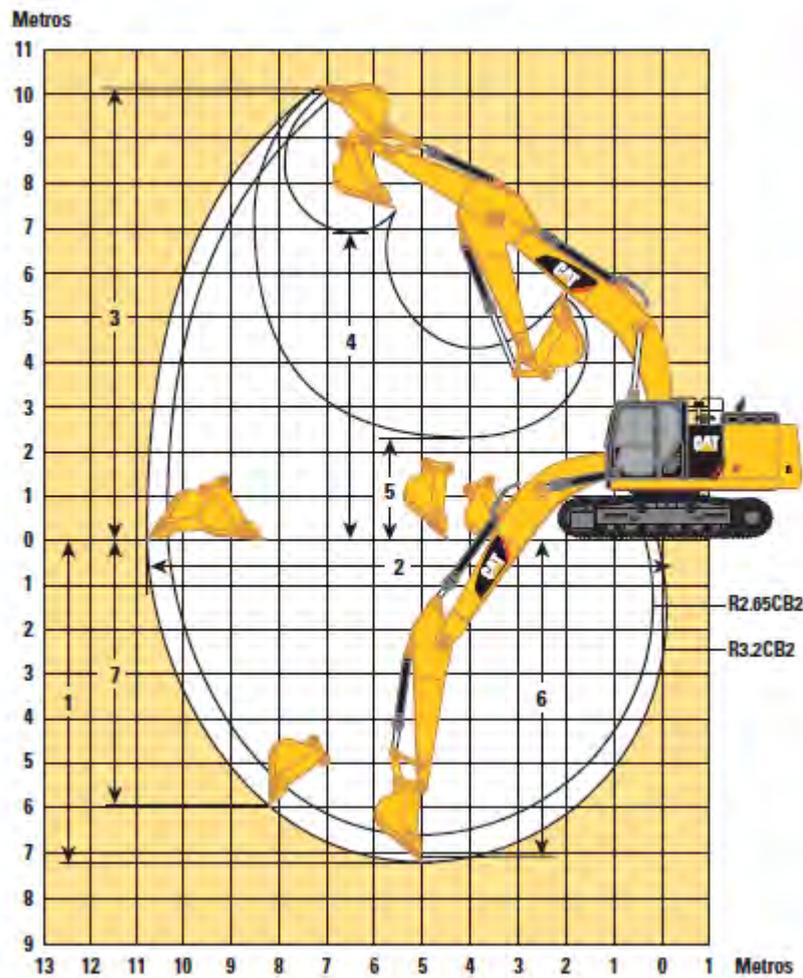
Esta relación de acoplamiento queda justificada por:

- El tamaño de la caja no es demasiado reducido con respecto al del cazo, resultando así menores los derrames e intensidad de los impactos sobre la unidad de transporte.
- El tiempo de carga no es demasiado pequeño, y por lo tanto, no se produce una mala saturación del equipo de carga

Con estos datos deducimos que como retro-excavadoras idóneas para este trabajo es la CAT 330F o similar. Es decir un equipo de cadenas de 30 toneladas.

CAT 330	
Motor	
Modelo de motor	Cat C7.1 ACERT
Potencia en el volante	178 KW 242 HP
Calibre	105 mm
Carrera	135 mm
Cilindrada.	7,01 L
R.P.M.	1800
Pesos	
Peso en orden de trabajo	30.730 kg
MANDO	
Máxima velocidad de desplazamiento	5,1 km/h
Capacidad del cucharón	1,33 - 1,73 m ³

Límites de alcance:



Tamaño del balancín	R3.2CB2	R2.65CB2
1 Profundidad máxima de excavación	7250 mm	6700 mm
2 Alcance máximo a nivel del suelo	10 680 mm	10 200 mm
3 Altura máxima de corte	10 010 mm	9900 mm
4 Altura máxima de carga	6950 mm	6800 mm
5 Altura mínima de carga	2290 mm	2840 mm
6 Profundidad máxima de corte para obtener una excavación horizontal de 2440 mm	7090 mm	6520 mm
7 Profundidad máxima de excavación en un frente vertical	5980 mm	5680 mm
Tipo de cucharón	HD	GD
Radio de la punta del cucharón	1650 mm	1650 mm
Fuerza del cilindro del balancín (ISO)	126 kN	145 kN
Fuerza del cilindro del cucharón (ISO)	179 kN	180 kN

- **Producción del equipo de carga.**

Vamos a determinar la producción de una excavadora CAT- 330 con una capacidad de 1,3 m³ (cucharones UB). La altura de banco es la idónea puesto que podemos posicionar la retroexcavadora sobre el arranque de material.

El giro medio que consideramos es de 90°, el factor de eficiencia es del 83 % aunque se solicita a la empresa explotadora que intente reducir este ángulo de giro medio considerado optimizando los tajos para los volquetes, y mejore la eficiencia del personal mediante una adecuada formación.

El factor de llenado en el todo uno es de 80 %. Obtendremos las siguientes producciones;

$$\text{Producción} = \frac{60 \times 3.3 \times 0.83 \times 1.00 \times 0.90 \times 1.00}{0.5} = 116,53 \text{ m}^3/\text{h}$$

Considerando una producción horaria de 116,53 m³/h,

Sustituyendo estos valores en la fórmula obtendremos una producción horaria de 116,53 m³/h, equivalentes a **270,35 Ton/h.**, lo cual significa que posee, a priori, capacidad sobrada para la producción máxima requerida.

De modo que para una producción prevista de 58.150 Tm/año durante los 30 años es necesario emplear **215,1 horas** de retroexcavadora.

El n° de días necesarios para cumplir las necesidades de producción es de 26 días de trabajo en jornadas de 8 horas.

Con lo que se observa que la producción de la máquina es justa para la necesaria en nuestro proyecto.

• **CARGADORA DE RUEDAS FRONTAL.**

Además de la retro-excavadora elegida para realizar el arranque y cargue del material "in situ" de la explotación, es necesario disponer de una cargadora "auxiliar" que realice principalmente labores de carga externo, y que a la vez sirva de maquinaria auxiliar para el arreglo de tajos, relleno del material depositado, acondicionamiento de pistas y si fuera necesario por avería de la retro, pueda realizar operaciones de cargue directamente sobre el tajo, e incluso asumir el transporte, si bien el rendimiento no es apropiado.

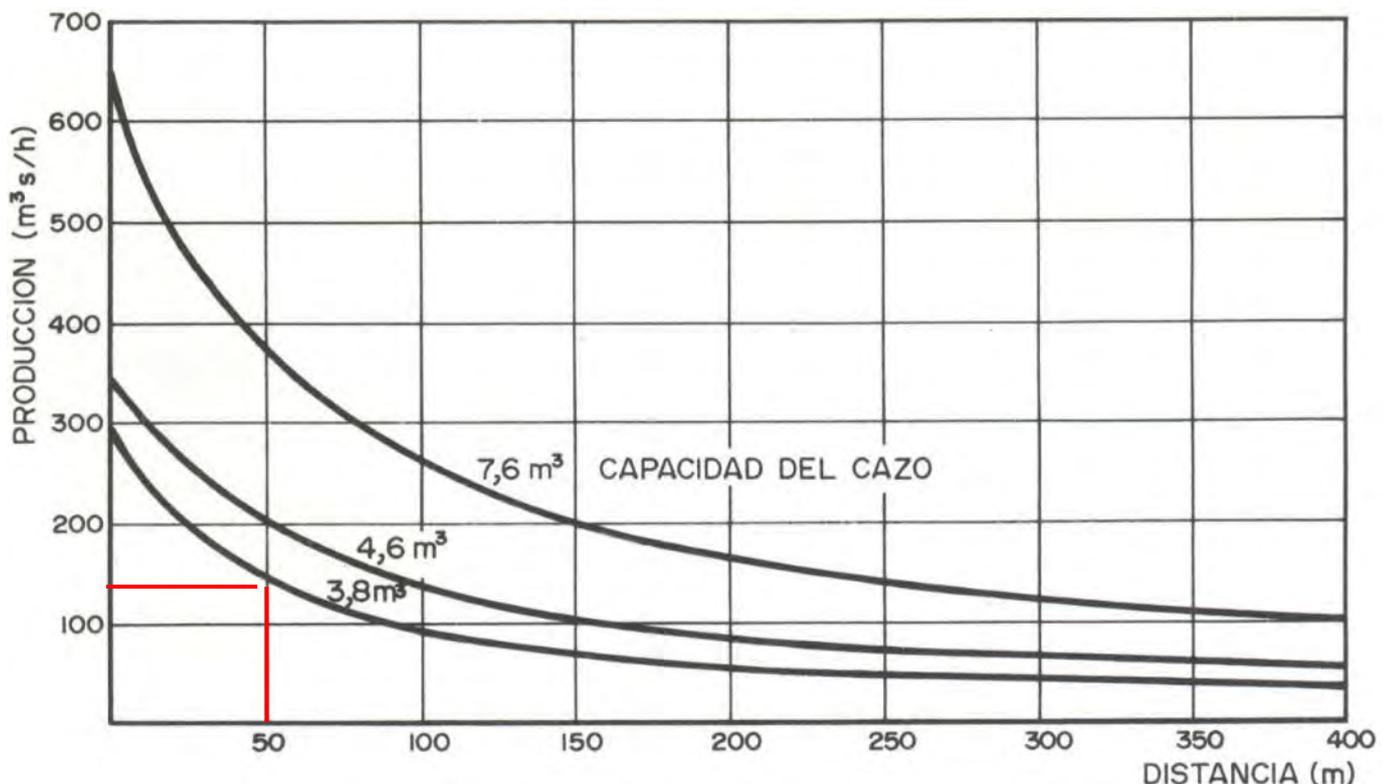
Como hemos indicado su principal misión será la de cargar los camiones de transporte en el menor tiempo posible y con las garantías suficientes como para evitar golpes sobre los laterales de dichos camiones.

Por tanto debe de ser una máquina que eleve con holgura si puede ser 2,987 mts de altura de caja de un camión, y por otro que su capacidad de cucharón permita reducir en lo posible el tiempo de carga a 5-6 ciclos, es decir que es interesante que su capacidad neta en toneladas del cucharón colmado este 5 y 8 Tn/cazo.

Cuando la distancia de transporte es pequeña. Las palas de ruedas pueden emplearse para la alimentación de machacadoras móviles, suponiendo que la empresa pudiera emplear

este tipo de maquinaria en un futuro, eliminando los volquetes y permitiendo de esta forma una mayor flexibilidad de la operación debido a que la planta y el sistema de cintas se pueden situarse a una distancia optima y, por lo tanto, no se ven afectadas por la ejecución de las voladuras.

En el abaco de la figura siguiente puede estimarse la producción que se obtendría de esa operación combinada, a partir de la capacidad del cazo y de la distancia de desplazamiento.

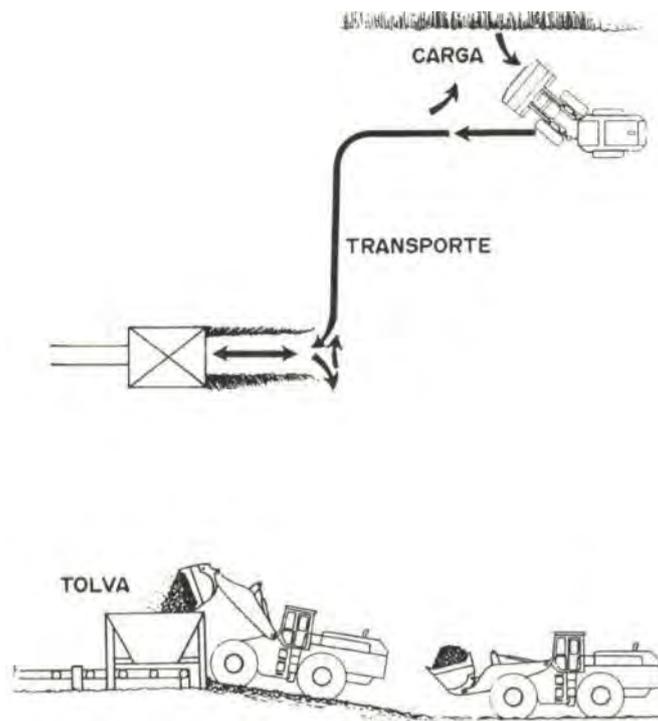


Producción combinada de carga y transporte

En la tabla se indican las distancias máximas de transporte recomendadas en función del tamaño del cazo de la pala.

En general, el uso de varias palas es más costoso que el calculado par a cada unidad, ya que se pueden producir interferencias en las operaciones normales de carga o transporte, disminuyendo así la producción media de cada máquina, por lo que es recomendable el trabajo de una sola maquina en un área de trabajo determinado.

El proceso de la operación es el siguiente: una vez realizada la carga del cazo, la pala se retira y se dirige hacia el lugar del vertido del material. Si la distancia de transporte es larga, es conveniente que el recorrido se haga hacia delante, pero si el recorrido es corto puede hacerse uno de los trayectos, de ida o de vuelta, marcha atrás.



Operación de carga y transporte realizada por una pala de ruedas

Partiendo de estos dos parámetros y considerando que debe de ir sobrada de fuerza por si alguna vez debe realizar trabajos en el propio tajo, consideramos que la máquina apropiada para estas misiones será una cargadora tipo la CAT-821. Se adjuntan datos de dicha máquina.

MOTOR

Marca	FPT
Modelo	F4HE9684E*J109
Tipo	Tier 3 de 4 tiempos, turboalimentado y intercooler refrigerado aire-aire
Cilindros	6
Diámetro/Curso	104 x 132 mm (4,09 x 5,19 pulg)
Cilindrada	6,7 l (6.700 cm ³)
Inyección de combustible	Electrónica
Combustible	Diesel
Filtro de combustible	Descartable, cartucho a rosca de flujo completo
Filtro de aire	Elemento de tipo seco con alerta de obstrucción
Módulo de refrigeración de montaje central	
Radiadores externos de montaje independiente	
Ventilador – Accionamiento hidráulico	
Tipo	Succión con 8 palas
Diámetro	813 mm (2' 8")
Bomba de agua	
Tipo	Integral
Bomba de aceite del motor	
Tipo	Cárter profundo con refrigeración por medio de inyectores debajo de los pistones
Ángulos de operación de la bomba	
Transversal	35°
Longitudinal	35°
Filtro de aceite	Descartable, cartucho a rosca de flujo completo
Potencia	
Potencia máxima	
Bruta	227 hp (169 kW) a 2.000 rpm
Neta	213 hp (159 kW) a 2.000 rpm
Potencia estándar	
Bruta	210 hp (157 kW) a 1.800 rpm
Neta	198 hp (148 kW) a 1.800 rpm
Potencia económica	
Bruta	190 hp (142 kW) a 1.500 rpm
Neta	181 hp (135 kW) a 1.500 rpm

NOTA: Potencia y torque brutos según SAE J1995. Potencia y torque netos según SAE J1349.

Torque	
Potencia máxima	
Bruta	1.002 Nm (739 lbf.pié) a 1.400 rpm
Neta	966 Nm (712,5 lbf.pié) a 1.400 rpm
Potencia estándar	
Bruta	982 Nm (724 lbf.pié) a 1.400 rpm
Neta	950 Nm (701 lbf.pié) a 1.300 rpm
Potencia económica	
Bruta	966 Nm (712,5 lbf.pié) a 1.200 rpm
Neta	940 Nm (693 lbf.pié) a 1.200 rpm
Aumento de torque	
Potencia estándar a 2.000 rpm	32,2%

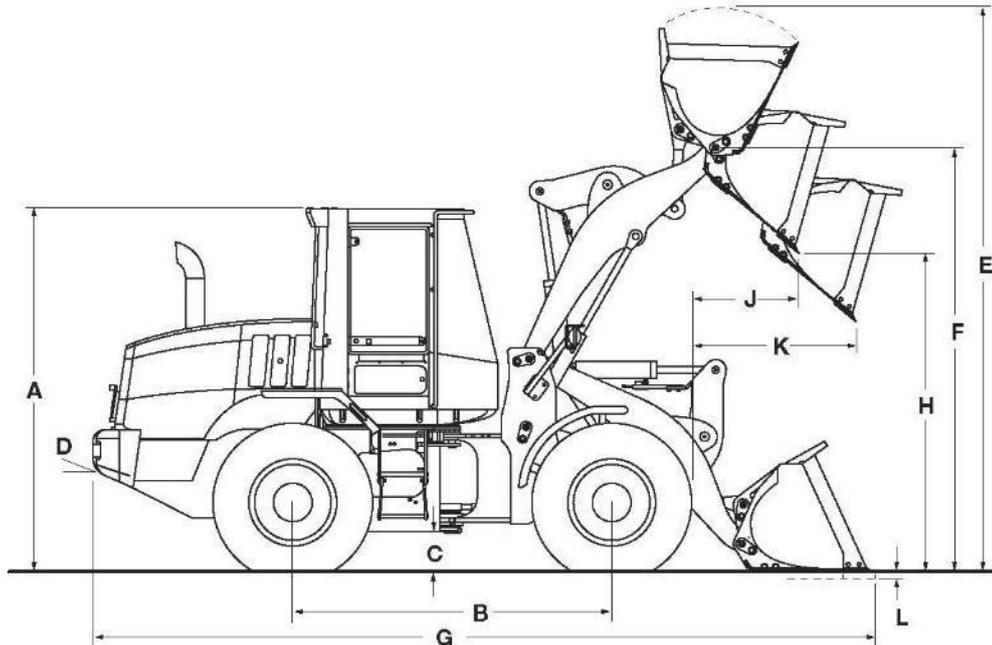
TREN DE FUERZA

Transmisión	4F/3R	
	Proporcional con módulo electrónico de control, cambio automático sensible al torque y cambio manual	
Engranajes	Helicoidales	
Lista de cambios		
	Hacia adelante	Hacia atrás
1 ^a	3,754	3,551
2 ^a	2,089	1,981
3 ^a	1,072	1,017
4 ^a	0,636	No disponible
Convertor de torque		
Relación de <i>stail</i>	2,28:1	
Diferencial	Deslizamiento limitado en los ejes delantero y trasero	
Oscilación del eje trasero	24° total	
Ejes: delantero y trasero		
Relación de diferencial	4,11	
Relación planetaria	6,00	
Relación de eje final	24,67	
Planetarios	Externos	

Frenos de servicio		
Accionados hidráulicamente, sin mantenimiento, discos múltiples bañados en aceite con acumulador para las cuatro ruedas.		
Sistema de frenos según la norma ISO 3450. Superficie de los discos 0,38 m ² (por cubo).		
Freno de estacionamiento		
Accionado por resortes y liberado hidráulicamente		
Montado en el eje de salida de la transmisión		
Velocidades de desplazamiento – km/h (mph)		
con neumáticos 20,5x25 L3		
	Hacia adelante	Hacia atrás
1 ^a	7,1 (4,4)	7,9 (4,9)
2 ^a	12,6 (7,8)	13,8 (8,6)
3 ^a	23,3 (14,5)	25,3 (15,7)
4 ^a	37,0 (23,0)	-

SISTEMA ELÉCTRICO

Voltaje	24 V, negativos a la masa
Alternador	70 amperes
Baterías	(2) 12 V



A. Altura hasta el tope de la cabina ROPS	3.450 mm (11' 4")
B. Distancia entre ejes	3.340 mm (10' 11,5")
C. Distancia libre del suelo	416 mm (1' 4,5")
D. Ángulo de salida	33°
Acho	
Total* sin cucharón	2.885 mm (9' 5,6")
Distancia en la línea de centro	2.230 mm (7' 8")
Radio de giro* - externo	6.032 mm (19' 9,5")
Ángulo de articulación	
A partir del centro	40°
Ángulo total	80°
Oscilación del eje trasero, total	24°

NOTA: *Dimensiones obtenidas con neumáticos 23,5 - 25 XHATL.
Dimensiones adicionales en las páginas 3 y 4

Producción del equipo de carga.

Vamos a determinar la producción de una pala cargadora CAT- 821E con una capacidad de 2,63 m³ cazo y un distancia de carga o transporte de material máxima de 50 mts. Con estos datos de capacidad y distancia de transporte, obtenemos una producción aproximada de entre 140 m³/h

Considerando una producción media horaria de **140 m³/h 324,8 Tm/h**, de modo que significa que posee, a priori, capacidad para manipular la totalidad de la producción máxima requerida a lo largo de los todos los años de la explotación. Con lo que se observa que la producción de la máquina es más que suficiente para la necesaria en nuestro proyecto.

De modo que para una producción prevista de 58.150 Tm/año durante los 30 años es necesario emplear **179 horas** de pala cargadora.

El nº de días necesarios para cumplir las necesidades de producción es de 22 días de trabajo en jornadas de 8 horas.

En definitiva podríamos asumir las condiciones de carga de los equipos de transporte mediante el empleo de la pala cargadora con un rendimiento de producción elevado.

CONSUMOS DE COMBUSTIBLES.

El único combustible necesario para llevar a cabo la fabricación de áridos, es el gasoil usado en los equipos autopropulsados de extracción, carga y transporte.

Para el repostaje de los equipos será necesario el desplazamiento de un camión cisterna directamente en el banco de trabajo diariamente si fuese necesario, hasta la explotación, ya que no se pretende instalar un depósito de combustible adecuado que supla las necesidades de producción de la cantera.

Para proveer el consumo consideraremos la relación de las maquinarias y vehículos de transporte de que se va a disponer en el desarrollo normal de la explotación.

	Consumos.	Horas	TOTAL
Escavadora CAT 330	40 lts/h.....	215.....	8.600
Cargadora CASE 821E.....	20 lts/h.....	415.....	8.300
CAMION ACROCS	15 lts/h.....	467.....	7.000
Perforadora ATLAS COPCO F6.....	15 lts/h.....	716.....	10.740
TOTAL			34.640 lts

Considerando que la maquinaria trabaja para poder alcanzar una producción anual de 58.150 Tm/año, el consumo resultante es de aproximadamente 34.340 lts /año.

PRODUCTOS QUÍMICOS.

Los únicos productos que se utilizarán en la explotación serán aceites y grasas para los equipos autopropulsados, así como líquidos anticongelantes para los sistemas de refrigeración de los mismos. Todos estos productos serán manipulados sólo y exclusivamente por una unidad móvil especializada en el mantenimiento de la maquinaria, que la empresa posee para los diferentes centros de trabajos. Su labor consistirá en el cambio de aceites y otros productos, siendo transportados, con medios homologados, todos los productos procedentes del recambio de dichas labores de mantenimiento. La gestión de los residuos generados durante las labores de mantenimiento se realizará, junto con el resto de residuos de los diferentes centros de trabajo de la empresa, por medio el taller de mantenimiento que posee la autorización pertinente.

4.8.4.- TRANSPORTE DE LOS PRODUCTOS.

El transporte de los materiales obtenidos desde la planta de tratamiento de cantera hasta el punto de consumo en la Fábrica de cemento de Morata de Jalón, se realizara con camiones tipo dumper o similar, de 25 Tm de carga útil. Con el ritmo de producción previsto de 58.150 Tm aproximadamente, equivalentes a 25.000 m³/ año.

El número de dumper que se tiene previsto disponer variara según necesidades de la fábrica.

4.8.5.- AGUA Y ENERGIA.

En la explotación no existirá ningún tipo de instalación como caseta, bascula u otro tipo de instalación ni maquinaria alguna que precise de una fuente de energía.

En cuanto a la energía necesaria para el funcionamiento de las diferentes máquinas y equipos descritos, decir que, puesto que se trata de conjuntos accionados por grupos diésel-hidráulicos, no será precisa la instalación de transformadores ni tendidos eléctricos en Alta ni en Baja Tensión. Para los diversos trabajos de perforación y carga en horas sin luz diurna, se dispone de un grupo electrógeno portátil Site Lite SL-4.000 con un generador tipo LSA 411 VSO de 10 KW., con proyectores.

En el recinto de esta industria extractiva tampoco dispondrá de un depósito para el almacenamiento del gasóleo, que pudieran utilizar los equipos de arranque, carga y transporte de la propia explotación.

El repostaje de la maquinaria menos móvil como retroexcavadora y pala cargadora se realizará insitu mediante el transporte con cuba móvil directamente a la plaza de cantera. Esta cuba de repostaje de combustible dispondrá de todos los elementos de seguridad exigidos por la normativa vigente para evitar derrames accidentales

4.8.6.- INFRAESTRUCTURA E INSTALACIONES AUXILIARES

La operación minera se apoyará en todo momento en la infraestructura que HERGIA SL tiene creada en la provincia, desde la cual se dará la cobertura necesaria con medios materiales y humanos.

ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO

La totalidad de la producción de la Concesión de Explotación “LAS TORCAS” se destina como materia prima para la fabricación de yesos en la planta tratamiento de Hergia SL, como industria integral o de beneficio (no siendo descartable ningún otro uso).

Las instalaciones que forman parte de la planta básicamente son las siguientes:

UTILIZACION	TIPO	MARCA/MODELO	POTENCIA Kw.
Arrastre	Alimentador	LEBLANC AE100	4
Clasificación	Separador electromagnético	LEBLANC	1
Trituración	MACHACADORA	TURBO 800x600	55
Molienda	MOLINO	TURBO 500x280	44
Clasificación	CRIBA	LEBLANC CV-250	6
Transporte	CINTA TRANSPORTADORA	LEBLANC GLB 3	3

TALLERES DE MANTENIMIENTO DE MAQUINARIA

Dado que la planta de tratamiento de Hergia SL se encuentra a poca distancia del área extractiva y que cuenta con las instalaciones y superficie adecuadas para realizar las funciones de parque de maquinaria, será en dichas instalaciones donde se estacionarán los equipos necesarios para la explotación y donde se realizará el mantenimiento de los mismos.



4.9. EQUIPO HUMANO DE PRODUCCIÓN

De acuerdo a la solución técnica adoptada la cantidad de personal necesario para el desarrollo de la actividad extractiva de la cantera será de:

PUESTO	UNIDADES
Director Facultativo	1
Perforista	1
Artillero	1
Maquinista de retroexcavadora	1
Maquinista de pala cargadora	1
Conductor de dumper/camión.	1
TOTAL	6

4.10. IMPORTANCIA DEL RECURSO MINERO

El recurso minero de "Yesos" depositado conforman una tipología de yacimiento de gran importancia para el desarrollo del sector de construcción tanto en edificación como en obra civil, por todo ello la entidad "HERGIA SL" manifiesta el interés de beneficiar dicho yacimiento para la extracción de yesos en los usos y condiciones descritas a lo largo del presente proyecto, con el interés fundamental de abastecer las necesidades de materia prima de la fábrica de cementos que CEMEX SL tiene instalada en Morata de Jalon.

4.11. ÁREA DE COMERCIALIZACION Y HUSOS PREVISTOS.

Como ya se indicó varias veces a lo largo del presente proyecto el yeso procedente del aprovechamiento del recurso de la Sección C "Yesos" denominado CE LAS TORCAS" del T.M. de Chodes y Arandiga, se destinarán al abastecimiento de la Fábrica de Cementos de CEMEX SL en Morata de Jalon.

COSTES DE LA EXPLOTACIÓN.

1.- CONSIDERACIONES PREVIAS

La evaluación económica de cualquier operación minera encierra un cierto grado de subjetividad por el hecho de que los datos de partida son estimaciones y previsiones. No obstante, y a pesar de que la información de que se dispone en el momento de la decisión resulta imperfecta, ésto no debe ser obstáculo para analizar en profundidad los parámetros que determinan la rentabilidad de la operación, pues éstos son tangibles y mensurables.

Estos parámetros son, fundamentalmente, dos:

- Inversiones
- Costes de operación

En cuanto a Inversiones (o Costes de Capital) hay que tener en cuenta las relativas a:

-Mina:

- Preparación o desmonte previo
- Accesos
- Instalaciones mineras
- Equipos mineros

Por lo que respecta a los Costes de operación, los más importantes a tener en cuenta son:

-Mina:

- Mano de obra
- Energía y combustibles
- Repuestos y materiales
- Restauración

-Administración y supervisión

A continuación se detalla el estudio de todos los parámetros descritos para la explotación proyectada, a fin de determinar su viabilidad técnica y económico-financiera.

2.- INVERSIONES

Las inversiones necesarias para llevar a cabo la operación minera prevista son las que figuran en la siguiente tabla.

CONCEPTO	INVERSIÓN
MINA	
1 Excavadora CAT 330	120.000
1 Dumper /Camion	60.000
1 Perforadora ATLAS COPCO.	40.000
Accesos	0
Total MINA:	220.000

INSTALACIONES	
Oficina, Almacén, Vestuario, etc.	20.000,00
Fosa séptica	0,00
Depósito agua	0,00
Grupo electrógeno 10 KVA	2.000,00
Tanque gasóleo 5.000 l.	2.000,00
Total INSTALACIONES:	24.000,00
VARIOS	
Vehículo Todoterreno	30.000,00
Furgón mantenimiento y serv.	0,00
Total VARIOS:	30.000,00
TOTAL GENERAL:	274.000,00

3.- COSTES

Para efectuar un cálculo detallado de los costes de operación consideraremos los siguientes aspectos:

- Criterios básicos de organización (días de trabajo al año y horas de trabajo por día).
- Niveles de producción previstos.
- Equipos necesarios y número de éstos.

Los criterios básicos de organización serán según se describe en este proyecto.

Calculamos el coste horario de funcionamiento de cada equipo, con detalle de las distintas partidas que engloba el coste de operación: materiales, consumos, elementos de desgaste, mantenimiento, servicios, etc.

	Perforadora TAMROK €/ml	Excavadora CAT 330 €/h	Dumper/Camión €/h
TOTAL	7	46.6	53.12

Los costes de personal, incluidas las vacaciones y cargas sociales ya están incluidas en los costes de operación.

Pasamos a analizar a continuación la repercusión económica de la operación minera para lo cual, con los costes anteriores y basándonos en la experiencia obtenida por HERGIA SL en la explotación de calizas y en los rendimientos calculados en este proyecto, calcularemos los costes de explotación considerando por separado los de Arranque (perforación y voladura), Carga, Transporte.

COSTES DE OPERACIÓN						
OPERACIÓN	Rendimiento		Coste Unitario		Producción	IMPORTE
	Valor	Unidades	Valor	Unidades	Ton/año	€uros
Arranque	2.386	ml	7	€/ml	58.150	16.702,00
Carga	179	horas	46,6	€/h	58.150	8.341,40
Transporte	465,20	horas	53,12	€/h	585.150	24.711,42
					TOTAL	49.754,82

Arranque	16.702,00
Carga	8.341,40
Transporte	24.711,42
TOTAL	49.754,82

4.- CUENTA PREVISIONAL DE RESULTADOS

A continuación, se incluye la cuenta de resultados.

Cuentas de Resultados			TOTAL	ANUAL
VENTAS				
Yesos	1.395.604,00	7,65	10.676.370,60	355.879,02
				0,00
Total ingresos			10.676.370,60	355.879,02
COSTES				
Operación	49.754,82	30,00	1.492.644,72	49.754,82
				0,00
Restauracion	1.395.604,00	0,019	26.732,64	891,09
Canorn	1.395.604,00	0,02	27.912,08	930,40
Seguros e imprevistos	10.676.370,60	0,05	5.338,19	177,94
				0,00
				0,00
TOTAL COSTES			1.552.627,63	51.754,25
RESULTADO EXPLOTACIÓN MINERA			9.123.742,97	304.124,77
PROVISION DE INSOLVENCIAS	10.676.370,60	5,00	533.818,53	17.793,95
GASTOS GENERALES	274.000,00		274.000,00	9.133,33
RESULTADO EXPLOTACIÓN			8.315.924,44	277.197,48
IMPUESTOS	8.315.924,44	25,00	2.078.981,11	69.299,37
BENEFICIO			6.236.943,33	207.898,11

Explicación de la Cuenta Previsional de Resultados

Ventas:

El precio medio de venta al público de los yesos es de 7,65 €/Tonelada.

Costes de operación y de personal:

El detalle de estos costes figura en el apartado anterior.

Amortizaciones:

El detalle de las amortizaciones figura en el apartado anterior.

Canon:

En esta partida se incluye el importe del canon relativo al arrendamiento o adquisición de los terrenos necesarios para el desarrollo de la explotación minera proyectada, que es el equivalente a 0'02 €/Ton.

Seguros e imprevistos:

Se ha considerado para esta partida una dotación equivalente al 5 % de las ventas.

Restauración:

Se ha considerado una repercusión de la restauración en el coste por unidad de 0'019 €/Ton.

Insolvencias:

Se ha considerado una provisión equivalente al 5 % de la facturación anual total.

Gastos Generales:

Se incorporan a este epígrafe todos los gastos que, no teniendo relación directa con la explotación del yacimiento propiamente dicha, son necesarios para el funcionamiento de la empresa, como es el caso de material de oficina, comunicaciones, asesoramientos, imagen corporativa, servicios auxiliares, cuotas a asociaciones y entidades y otros gastos. Se ha estimado que estos gastos ascenderán a un 3% de los ingresos.

Impuestos:

La cuota del impuesto considerada es la correspondiente al Impuesto de Sociedades, cuya tasa actual es del 25 %.

5.- CONCLUSIONES DE VIABILIDAD DEL PROYECTO

Viabilidad técnica

La viabilidad técnica está garantizada teniendo en cuenta la experiencia acumulada por el explotador desde hace años en la explotación y beneficio de calizas en diversos yacimientos.

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

Viabilidad económica

A la vista de los resultados previstos para el primer ejercicio de la explotación, en el que se espera alcanzar una facturación de **355.879,02 €**, y un excedente en la cuenta de resultados de **207.898,11 €**, lo cual supone un beneficio amplio, consideramos que está totalmente garantizada la viabilidad económica de la explotación.

Viabilidad financiera

Con los medios disponibles se garantiza la continuidad de la explotación actual sin necesidad de realizar unas inversiones cuantiosas.

El explotador puede, por tanto, acometer con total garantía de éxito las inversiones necesarias y previstas para llevar a cabo la operación proyectada.

La promotora dispone de recursos financieros necesarios para acometer el proyecto.

Con lo anterior creemos que queda contrastada la viabilidad financiera del proyecto

En Zaragoza, a septiembre 2023.



D. Jesús Dorado Saucedá
Colegiado nº 345-COITMGEA

VOLADURA TIPO

INDICE:

1. REGLAMENTACION.
2. VOLADURA TIPO.
3. NORMA UNE 22.381 (CRITERIO DE EVALUACIÓN).
 - 3.1-OBJETO
 - 3.2-CAMPO DE APLICACIÓN
 - 3.3-CLASIFICACION DE ESTRUCTURAS A EFECTOS DE LA APLICACIÓN DEL CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DAÑOS
 - 3.4-DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS CARACTERÍSTICOS DE LA VIBRACIÓN
 - 3.5-CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DANOS
 - 3.6-TIPO DE ESTUDIO DE VIBRACIONES REQUERIDO
 - 3.7-DEFINICIÓN DE LOS DIFERENTES TIPOS DE ESTUDIO DE VIBRACIONES
 - A) PROYECTO TIPO DE VIBRACIONES
 - B) MEDICIÓN DE CONTROL DE VIBRACIONES
 - C) ESTUDIO PRELIMINAR DE VIBRACIONES
 - 3.8-INSTRUMENTACIÓN A EMPLEAR
 - A) REQUERIMIENTOS DE LOS EQUIPOS
 - B) FIJACIÓN DE LOS SENSORES AL TERRENO.
 - 3.9-CARGA MAXIMA OPERANTE.
 - 3.10-AFECCIONES Y APLICACIÓN UNE 22-381-93 POR LAS VOLADURAS LAS TORCAS 2807.
4. PERFORACIÓN NECESARIA.
5. EXPLOSIVOS NECESARIOS.
6. DISPOSICIONES DE LOS DETONADORES.
7. DURACIÓN DE LAS VOLADURAS.
8. VOLUMEN DE ROCA A ARRANCAR.
9. SUMINISTRO DEL EXPLOSIVO.
10. TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS.
11. DESTRUCCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS.
12. DATOS TÉCNICOS DE LAS VOLADURAS TIPO
13. PLANOS

1. - REGLAMENTACIÓN.

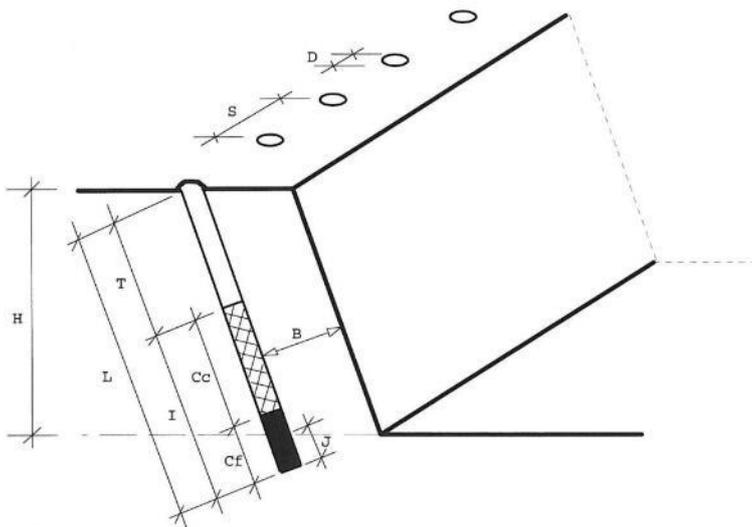
Al redactar esta Memoria, tenemos en cuenta las siguientes Reglamentaciones:

- Real Decreto 130/2017, de 24 de febrero, por el que se aprueba el Reglamento de Explosivos.
- Ley Orgánica 4/2015, de 30 de marzo, de protección de la seguridad ciudadana.
- Ley 22/1973, de 21 de Julio, de Minas.
- Real Decreto 2857/1978, de 25 de agosto, por el que se aprueba el Reglamento General para el Régimen de Minería.
- Real Decreto 863/1985 por el que se aprueba el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera.
- Circulares 2/98 y 3/86 de la Dirección General de Minas.

2.- VOLADURA TIPO.

Para el cálculo de las voladuras partimos de las siguientes premisas: el diámetro de perforación será 3,5" y la altura del frente será variable; la inclinación será de 18 °.

Para la realización de las voladuras, los explosivos a utilizar serán como carga de fondo un explosivo tipo goma (**RIODIN**) y como carga de columna un explosivo tipo anfo (**NAGOLITA**).



H= Altura de banco.
L= Longitud de barreno.
D= Diámetro del barreno.
B= Piedra.
S=Espaciamiento.
T=Retracado.
J=Sobrerperforación.
I= Longitud de Carga.
Cf= Carga de fondo.
Cc= Carga columna.

Esquema tridimensional de una voladura.

Para el cálculo de los parámetros de las voladuras, utilizaremos las siguientes expresiones:

Parámetros	Símbolo	Unidad	Expresiones de cálculo
Diámetro	D	mm.	
Inclinación	α	$^{\circ}$	18 $^{\circ}$
Altura Banco	H	m.	Variable
Piedra	V	m.	$V = 25 D/1.000$
Espaciamiento	E	m.	$E = 1.15 V$
Sobreperforación	J	m.	$J = 10 D$
Longitud perforación	L	m.	$L = H/ \cos \alpha + (1- \cos \alpha) J$

Para el Cálculo de las cargas usamos estas expresiones:

Parámetros	Símbolo	Unidad	Expresiones de cálculo
Altura de Retacado	R	m.	$R = V$
Carga de fondo por metro	Qf/m	Kg/m	4
Altura Carga de Fondo	hf	m.	hf = 20 a 30D
Carga de Fondo	Qf	Kg.	$Qf = Qf/m \times hf$
Carga Columna por metro	Qc/m	Kg/m	4,97
Altura Carga de Columna	hc	m.	$Cc = L - (hf + R)$
Carga de Columna	Qc	Kg.	$Qc = Qc/m \times Cc$
Consumo Específico	Ce	Kg/ m ³	$Ce = (Qc + Qf) / Vt$

Con estas bases hemos procedido al cálculo de diferentes tipos de barrenos, en función de su profundidad.

Adjuntamos una tabla con los parámetros de los barrenos. En la misma se han dispuesto todos los parámetros precisos para la ejecución y carga de los barrenos, con la variación de la altura de banco que va desde 10 mts. hasta 20 mts que son los que se proyectan en la extracción.

Si comparamos los valores de las cargas que nos dan en las tablas que a continuación exponemos, con los valores de la tabla carga-distancia, o tabla I, podemos ver los límites de distancia para realizar las voladuras, sin control de vibraciones; con control de vibraciones; o con estudio preliminar de vibraciones. En nuestro caso siempre se estará o dentro de las distancias en las que no es preciso proceder al control de las vibraciones

o a distancias mayores, todos los cálculos se realizarán para no estar nunca en el caso de estudio preliminar.

PARAMETROS	SIMBOLO	UNIDAD	EXPRESIONES DE CALCULO		
Diámetro	D	mts	3,5"	89,00	89,00
Inclinación	&	º	18º	18º	18º
Altura de Banco	Hb	mts		10,00	15,00
Piedra	V	mts	$V=(25 \text{ a } 40) \times D/1000$	2,23	2,23
Espaciamiento	E	mts	$E=1.15 \times V$	2,56	2,56
Sobreperforación	Sp	mts	$Sp= 10 \times D$	0,89	0,89
Longitud de Perforación	Lb	mts	$Lp= (Hb+S)/\cos&$	11,46	16,73
Altura de Retacado	R	mts	$R=V$	2,23	2,23
Carga de fondo por metro	Qf	kg/mts	4		
Altura de carga de fondo	Cf	mts	$Cf= 20 \text{ a } 30 D$	1,34	1,34
Carga de fondo	CF	kg	$CF=Qf \times Cf$	5,34	5,34
Carga Columna por metro	Qc	kg/mts	4,97	4,97	4,97
Altura de carga de columna	Cc	mts	$Cc= Lp-(Cf+R)$	7,90	13,17
Carga de columna	CC	kg	$CC= Qc \times Cc$	39,28	65,44
Consumo especifico.	Ce	kg/m ³	$Ce= CC + CF/ Vt$	0,78	0,83
Carga operante	Qoper	kg	$Qoper=CC+CF$	44,62	70,78
Carga corregida	Qc	kg	$Qc= Fr \times Fe \times Qop$		
Fr=1 / Fe= 0,28 naves agropecuarias.				12,48	19,82
Fr=1 / Fe= 1 edificios vivienda.				44.62	70,78

Para la realización de las voladuras, los explosivos a utilizar serán como carga de fondo explosivo tipo Goma o Dinamitas y como carga de columna explosivo tipo Anfo.

No está previsto dividir las cargas dentro de los barrenos. No obstante, y en previsión de que puedan aparecer fisuras o coqueas durante la perforación, se tendrá en cuenta la posibilidad de que la dirección facultativa estime oportuno la utilización cargas espaciadas

El inicio de los barrenos se realizará con detonadores no electicos y la secuencia de encendido se realizará con Conectores no eléctricos.

Los detonadores no eléctricos son un sistema de iniciación de voladuras que permite una gran variedad de aplicaciones. La amplia gama de detonadores y conectores, permite su utilización tanto en zonas donde existe riesgo de presencia de corrientes inducidas, como en aquellas donde el riesgo existe con carácter limitado, el cual no es nuestro caso ya que las voladuras se realizaran muy lejos de un serie de edificaciones sin interés arqueológico o histórico, dichas edificaciones sin interés arqueológico consisten en estructuras con paredes rehuidas que antiguamente eran utilizadas para recoger a los animales en la antigüedad y de masias que se utilizan para recoger aperos agrarios o ganaderos.

3.-NORMA UNE 22.381 (CRITERIOS DE EVALUACIÓN)

3-NORMA UNE 22.381 (CRITERIO DE EVALUACIÓN).

3.1-OBJETO

3.2-CAMPO DE APLICACIÓN

3.3-CLASIFICACION DE ESTRUCTURAS A EFECTOS DE LA APLICACIÓN DEL CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DAÑOS

3.4-DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS CARACTERÍSTICOS DE XA VIBRACIÓN

3.5-CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DANOS

3.6-TIPO DE ESTUDIO DE VIBRACIONES REQUERIDO

3.7-DEFINICIÓN DE LOS DIFERENTES TIPOS DE ESTUDIO DE VIBRACIONES

D) PROYECTO TIPO DE VIBRACIONES

E) MEDICIÓN DE CONTROL DE VIBRACIONES

F) ESTUDIO PRELIMINAR DE VIBRACIONES

3.8-INSTRUMENTACIÓN A EMPLEAR

C) REQUERIMIENTOS DE LOS EQUIPOS

D) FIJACIÓN DE LOS SENSORES AL TERRENO.

3.9-CARGA MAXIMA OPERANTE.

3.10-AFECCIONES Y APLICACIÓN UNE 22-381-93 POR LAS VOLADURAS LAS TORCAS 2807.

3.1.-OBJETO

El objeto de la presente norma es establecer un procedimiento de estudio y control de vibraciones producidas por voladuras con explosivos, y transmitidas por el terreno.

3.2.-CAMPO DE APLICACIÓN

El campo de aplicación se establece para aquellos casos de voladuras especiales en que, de acuerdo con la ITC. 10.3.01. Se requiera la realización de un estudio de vibraciones.

Según el tipo de actividad, la presente norma es de aplicación a los trabajos con explosivos que se puedan clasificar en:

- Trabajos de explotación en minas y canteras tanto en labores de extracción de materiales coma en labores complementarias
- Trabajos de construcción en obras públicas
- Trabajos de demolición y especiales, en los que generalmente se emplean pequeñas cargas (demoliciones en general, taqueos, regeneración de pozos, etc.)

En relación a la posibilidad de realizar ensayos previos mediante explosivos con vistas a la obtención de datos para un estudio de vibraciones, hay que tener en cuenta que en algunos trabajos, se puede alterar significativamente el elemento a volar con las pruebas. Este punto se tendrá en cuenta a la hora de definir el tipo de estudio requerido. Estas circunstancias se presentían sobre todo en los trabajos de demolición y especiales.

3.3.- CLASIFICACION DE ESRTRUCTURAS A EFECTOS DE LA APLICAICON DEL CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DAÑOS.

Se entiende por estructura colindante toda obra de origen antropico con una finalidad útil y que sea susceptible de experimentar vibraciones.

Los tipos de estructuras objeto de la presente norma son exclusivamente las clasificables en los siguientes grupos:

Grupo I: Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.

Grupo II: Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presentasen especial sensibilidad a las vibraciones.

Grupo III: Estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que presenten una especial sensibilidad a la» vibraciones por ellas Mismas o por elementos que pudieran contener.

NOTA - Para el resto de estructuras el estudio de vibraciones se ajustará a los criterios de la administración encargada de velar por la seguridad de las personas y las instalaciones, en función del objetivo del proyecto y del tipo de estructuras que previsiblemente puedan estar afectadas.

3.4.- DETERMINACION DE LOS PARÁMETROS CARACTERISTICOS DE LA VIBRACIÓN

Las vibraciones derivadas de voladuras son oscilaciones transitorias y no periódicas que se propagan por el terreno a una velocidad característica del mismo o velocidad de propagación.

Se definen como parámetros característicos de la vibración en la presente norma los siguientes;

- Valor pico de la velocidad de vibración en su mayor componente
- Frecuencia principal de la vibración

El valor pico de la velocidad de vibración corresponde a la máxima desviación del registro tanto positiva como negativamente sobre el origen (ver Fig. 1) si el registro de la vibración fuera en aceleración o desplazamiento tendría que ser integrado o derivada para obtener el registro de velocidad.

DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS

CARACTERÍSTICOS DE LA VIBRACIÓN

Registro de la mayor componente de la vibración.



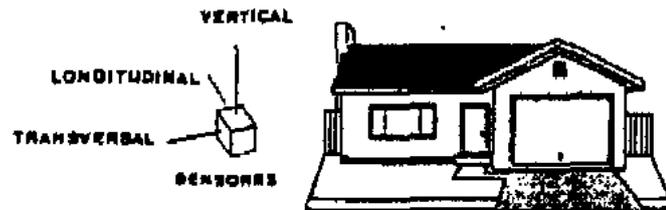
Vd=Velocidad de vibración pico

CALCULO APROXIMADO DE LA FRECUENCIA

PRECUENCIA PRINCIPAL

ORIENTACIÓN DE LOS SENSORES

VOLADURA



Dado que la vibración es un movimiento espacial, es necesario realizar, al menos, una medición de las tres componentes en tres direcciones perpendiculares entre sí que normalmente suelen ser (ver Fig. 2):

- Dirección vertical
- Dirección longitudinal o componente horizontal en dirección a la voladura
- Dirección transversal o componente horizontal perpendicular a la longitudinal

Analizando los tres registros se seleccionara aquella componente que presente un mayor valor pico.

Al ser este tipo de vibraciones no periódicas, participan en ellas diferentes frecuencias entre las cuales hay que seleccionar una frecuencia principal característica, que varia con el tipo de terreno y con la distancia, siendo tanto más baja cuanto más blando sea el terreno (velocidad sísmica baja) y cuanto mas distante esté el punto de registro.

Esta frecuencia principal se puede de-terminar por diferentes métodos entre los que se mencionan los siguientes: (ver fig.3)

- Análisis de Fóurier de la señal, cuyo algoritmo aplicado al cálculo por ordenador se conoce como FFT
- Espectro de respuesta de la señal o seudo espectro de velocidad
- El método del semiperiodo que consiste en determinar el tiempo entre el cruce por él origen anterior y posterior al valor pico de la serial.

Asignando ese valor al semiperiodo de la frecuencia principal, se puede calcular esta según las fórmulas siguientes:

$$t(\text{sg.}) \text{ " } T/2 : f(\text{Hz}) = 1/T - 1/2 t$$

Éstos parámetros característicos de la vibración servirán para su comparación con el criterio de prevención de daños.

Puede darse la circunstancia de que un registro presente varios picos de velocidad de vibración del.' mismo orden y con diferentes frecuencias. En este caso, habría que considerar la menor de las frecuencias. Esta circunstancia queda cubierta si se realiza un análisis de Fóurier o de respuesta.

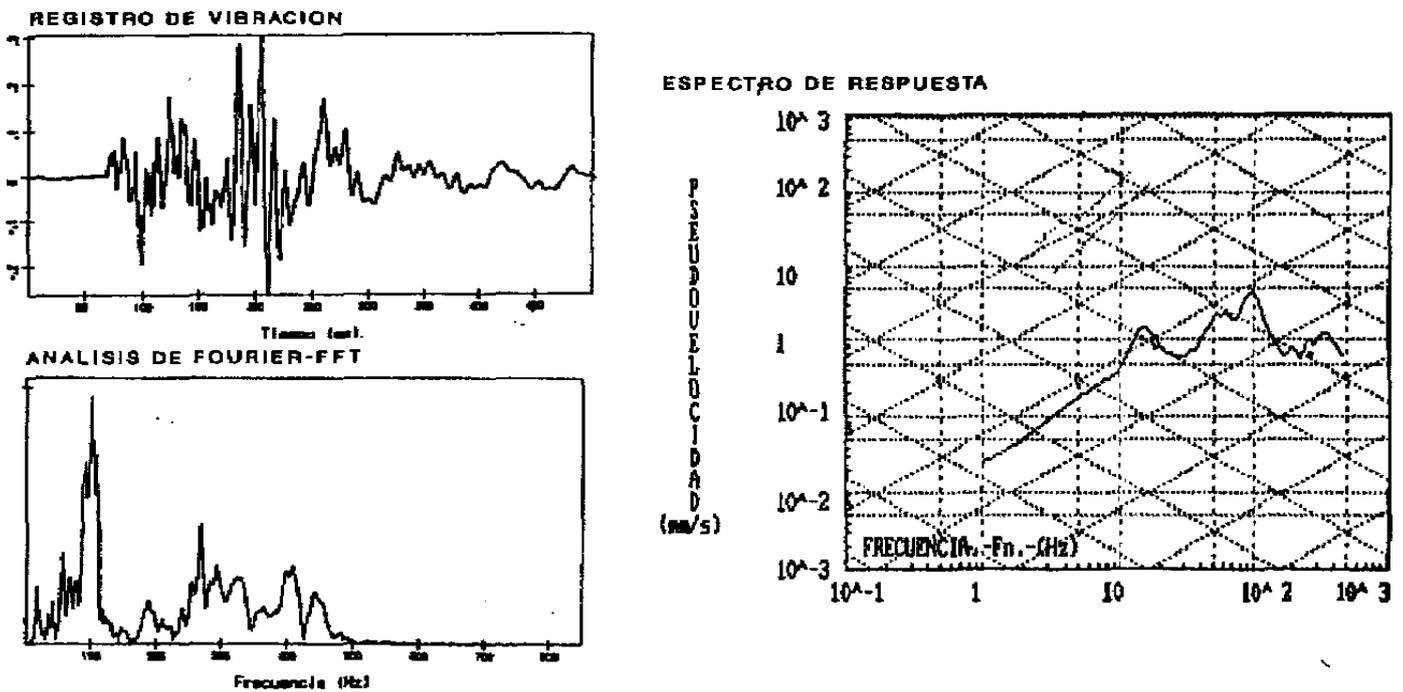


Figura nº 3.

3.5.-CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DAÑOS

En la figura 4 y tabla 1 se indican los niveles seguros para el valor pico de la mayor componente de la velocidad de vibración medido en el terreno.

El nivel esta dado en función del grupo donde quede clasificada la estructura considerada según la clasificación dada en el punto 3 y de la frecuencia principal.

		Frecuencia principal (Hz)		
		2-15	15-75	>75
		Velocidad mm/s	Desplazamiento mm	Velocidad mm/s
TIPO DE ESTRUCTURA	I	20	0.212	100
	II	9	0.095	45
	III	4	0.042	20

Tabla 1

(*) En los tramos de frecuencias comprendidas entre 15 y 75 Hz, en los que el nivel esta dado en desplazamiento, se podrá calcular la velocidad equivalente conociendo la frecuencia principal a través de la ecuación:

$$V = 2 \pi f d$$

siendo:

V - Velocidad de vibración equivalente en mm/s

$\pi = 3,1416$

f - Frecuencia principal en Hz

d - Desplazamiento admisible en mm indicado en la tabla

Excepcionalmente, se podrían aprobar niveles superiores a los indicados en casos concretos mediante la presentación de un informe detallado y técnicamente justificado (v.g. análisis de la respuesta en estructuras especialmente diseñadas, acuerdos entre la propiedad de la estructura y la empresa explotadora, etc.)

3.6.- TIPO DE ESTUDIO DE VIBRACIONES REQUERIDO

El estudio requerido, será función del tipo de trabajo a desarrollar mediante explosivos, de la estructura a preservar, del tipo de terreno, de la distancia existente entre la voladura y la estructura y de la carga máxima de explosivo a detonar instantáneamente o carga por secuencia.

En función del tipo de terreno y de la estructura a considerar, queda delimitado el tipo de estudio para unas condiciones de carga por secuencia y distancia determinadas.

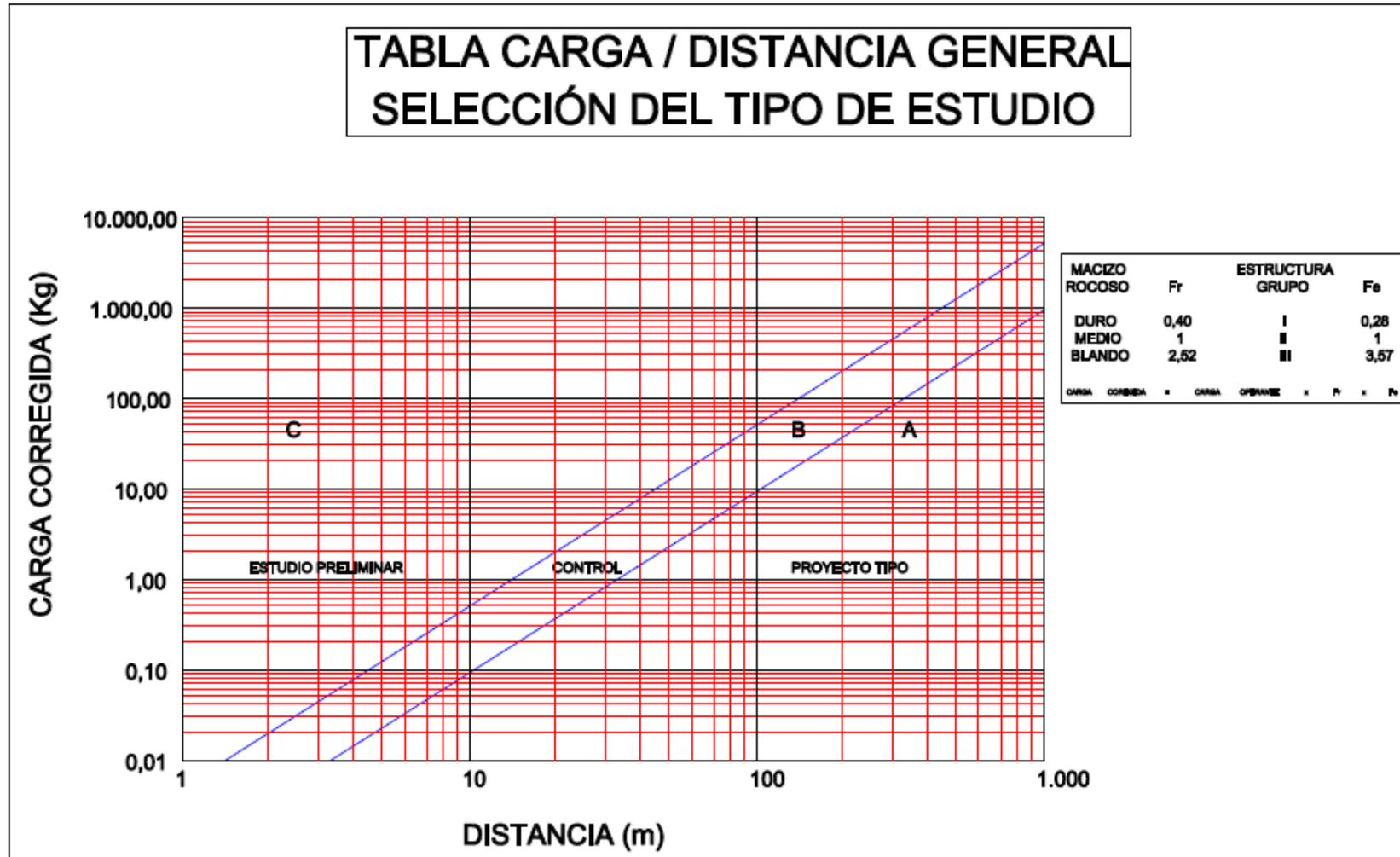


Figura 5

D	RECTA-A	RECTA-B	D	RECTA-A	RECTA-B
31	0,80	4,55	142	18,65	107,60
34	1,02	5,88	145	19,44	112,19
37	1,25	7,21	148	20,26	116,88
40	1,48	8,54	151	21,09	121,67
43	1,71	9,87	154	21,93	126,55
46	1,96	11,29	157	22,79	131,53
49	2,22	12,81	160	23,67	136,60
52	2,50	14,43	163	24,57	141,77
55	2,80	16,14	166	25,48	147,04
58	3,11	17,95	169	26,41	152,40
61	3,44	19,86	172	27,36	157,86
64	3,79	21,86	175	28,32	163,42
67	4,15	23,95	178	29,30	169,07
70	4,53	26,15	181	30,30	174,81
73	4,93	28,44	184	31,31	180,66
76	5,34	30,82	187	32,34	186,60
79	5,77	33,30	190	33,38	192,63
82	6,22	35,88	193	34,45	198,76
85	6,68	38,55	196	35,53	204,99
88	7,16	41,32	199	36,62	111,31
91	7,66	44,19	202	37,73	217,73
94	8,17	47,15	205	38,86	224,25
97	8,70	50,21	208	40,01	230,86
100	9,25	53,36	211	41,17	237,57
103	9,81	56,61	214	42,35	244,37
106	10,39	59,96	217	43,55	251,27
109	10,99	63,40	220	44,76	258,26
112	11,60	66,94	223	45,99	265,36
115	12,23	70,57	226	47,23	272,54
118	12,88	74,30	229	48,50	279,83
121	13,54	78,12	232	49,78	287,21
124	14,22	82,05	235	51,07	294,68
127	14,92	86,06	238	52,38	302,25
130	15,63	90,18	241	53,71	309,92
133	16,36	94,39	244	55,06	317,69
136	17,10	98,70	247	56,42	325,55
139	17,87	103,10	250	57,80	333,50

Utilizando la figura 5 se puede conocer el tipo de estudio que podría ser requerido siguiendo el proceso siguiente:

a) Se determinará el tipo de macizo rocoso sobre el que está cimentada la estructura de acuerdo con la siguiente clasificación, que tiene en cuenta la velocidad sísmica estimada:

- Formación rocosa dura: Aquella cuya velocidad sísmica es superior a 4000 m/s
- Formación rocosa media: Aquella cuya velocidad sísmica está comprendida entre 2000 y 4000 n/s
- Formación rocosa blanda: Aquella cuya velocidad sísmica es inferior a 2000 m/s

b) Se determinara el grupo de estructura en función de la clasificación, ya dada en el apartado 3.

c) Se determinará la distancia entre la voladura y la estructura en metros.

d) Se determinará la carga máxima instantánea de proyecta en Kg. que se prevé detonar.

Esta carga, también llamada carga por secuencia, es la suma de todas las cargas da explosivos detonadas con el mismo número de detonador, y para secuencias entre números superiores a 8 ms. Si existen varias secuencias, se considerará la que tenga mayor carga.

En función del grupo de la estructura y del tipo de macizo rocoso se corregirá la carga instantánea multiplicándola por un factor Fe, que considera la estructura a preservar, y un factor Fr que considera la frecuencia dominante que viene condicionada al tipo de macizo rocosa.

$$Q_c = Fr \times Fe \times Q$$

Los valores que toman Fe y Fr se pueden ver en las tablas siguientes:

<i>ESTRUCTURA GRUPO</i>	Fe
I	0,28
II	1
III	3,57

Tabla 2

<i>Macizo rocoso</i>	Fr
Duro	0,40
Medio	1
Blando	2.53

Tabla 3

Con el valor de Qc, o carga corregida, y la distancia considerada, se entrará en la figura 5 definiendo el punto P del caso que se estudia.

Si el punto p está por encima de la recta B podría ser exigible un estudio preliminar de vibraciones, tal y como se describe en el punto 7.3.

Si el punto P está entre la curva A y B se podría requerir una medición de control de la voladura proyectada tal y como se describe en el punto 7.2

Si, por último, el punto está por debajo de la recta A, sólo será necesaria la inclusión en el proyecto de esta justificación con la figura 5, tal y como se describe en el punto 7.1.

Para aquellos trabajos en los que la realización de ensayos previos suponga una alteración importante del elemento a volar, el tipo de estudio requerido podrá ser únicamente uno de los siguientes:

- Medición de control
- Proyecto tipo de vibraciones

A continuación, se dan las expresiones analíticas de las rectas A y B en función del tipo de estructura y de macizo rocoso para su utilización en lugar de la figura 5.

$$Q = 924,79 \cdot 10^6 \cdot 1/Fe \cdot 1/Fr \cdot Fa \cdot D^2$$

donde:

Q= Carga máxima instantánea en kilogramos

D = Distancia en metros

Fe = factor de estructura igual a:

0,28.....	Grupo I
1.....	Grupo II
3,57.....	Grupo III

Fr = Factor del macizo rocoso igual a:

2,52	Macizo rocoso blando
1	Macizo rocoso medio
0,40	Macizo rocoso duro

Fa = Factor de la recta

1	recta A
5,77	recta B

3.7.- DEFINICIÓN DE LOS DIFERENTES TIPOS DE ESTUDIO DE VIBRACIONES

a) Proyecto tipo de vibraciones

Este caso se produce cuando la posición del punto P en la figura 5 queda por debajo de la recta A, es decir, la carga instantánea de explosivo del proyecto es tan baja para esa distancia que es descartable cualquier incidencia de las vibraciones.

En este caso bastará con adjuntar al proyecto de voladura una hoja con la figura 5 en la que figure el citado punto, así como una memoria explicativa.

b) Medición de control de vibraciones

Este tipo de estudio puede ser requerido cuando el punto p esté situado entre las rectas A y B.

El control de vibraciones implica la medición del nivel de vibración de una voladura de producción en el punto definido.

Los datos que debe aportar un control de vibraciones son: carga máxima instantánea, carga por cada secuencia y secuencias empleadas, distancia y velocidad de vibración pico para cada componente junto a las frecuencias dominantes, así como la ubicación de los puntos de disparo y registro. También incluirá una breve descripción del terreno.

Si el nivel de vibración resultante del control fuera menor que el nivel fijado por el criterio de prevención de daños, podrá incrementarse progresivamente la carga en controles posteriores, manteniendo igual el resto de; los parámetros, hasta que los niveles resultantes sean iguales o inferiores al valor de vibración admisible, calculado según las tablas dadas en el apartado 5.

Si el nivel de vibración resultante del control superarse el nivel fijado por el criterio de prevención de danos, sería necesario un estudio preliminar de vibraciones para voladuras posteriores.

c) Estudio preliminar da vibraciones

Este tipo de estudio podría ser requerido cuando el punto P esté situado por encima de la recta B.

Este tipo de estudio es necesario en circunstancias de trabajo tales que se desee conocer el comportamiento sísmico del terreno, es decir, la relación existente entre la carga detonada, la vibración generada y la distancia. Para ello, será necesaria la realización de ensayos previos.

Las pruebas pasarán por las siguientes fases:

- Determinación de la componente principal con un registro de las tres componentes
- Medición de la componente principal en posiciones distantes entre si de manera que cubran el área de interés.
- Medición con diferentes cargas instantáneas en orden creciente hasta llegar, si es posible, a cargas del alano orden de las que se prevén utilizar controlando los niveles obtenidos in situ.
- Ajuste de los datos a una ley de amortiguación.
- Determinación de la frecuencia dominante en el rango de distancias estudiado.
- Determinación del nivel máximo de vibración obtenido del criterio de prevención de daños en función del tipo de estructura y de la frecuencia dominante.
- Calculo de las tablas carga instantánea/distancia.

El ajuste de los puntos de ensayo se realizará a las leyes tipo:

- La ley general: $V = K \cdot Q^a \cdot D^b$
- La ley cuadrática: $V = K \cdot (D/\sqrt{Q})^b$

Las prueba se han de plantear en base a la detonación de voladuras con diferentes cargas instantáneas, o bien, en base a la ejecución de barrenos individuales confinados con diferentes cargas.

Los ensayos confinados suelen generar niveles de vibración más altos que las voladuras de producción, por tanto, en caso de haber realizado el estudio con cargas confinadas, se podría revisar el estudio datos posteriores en voladuras de producción.

La realización de controles sucesivos, tal y como se indican en el apartado 7.2, puede aportar datos suficientes para la realización de un estudio preliminar de vibraciones y por tanto se convierte en una vía alternativa para la realización de un estudio preliminar, una vez obtenida la ley que relacione la velocidad de vibración, máxima pico con la carga por secuencia detonada y la distancia se podrá calcular la tabla carga por secuencia / distancia en base al limite de vibración fijado por el criterio de prevención de daños.

3.8.- INSTRUMENTACIÓN A EMPLEAR

d) Requerimientos de los equipos

Los requerimientos mínimos del sismógrafo adecuado para realizar tanto un control como un estudio preliminar son:

- Capacidad de registrar las tres componentes de la vibración.

Si hubiera constatación anterior de la componente principal se podrían utilizar sismógrafos de un solo canal registrando la componente principal.

- Respuesta lineal del equipo en el rango de frecuencias de 2 a 200 Hz. Asimismo, si hubiera constatación anterior del rango de frecuencias de la vibración se podrían emplear equipos con un comportamiento lineal en ese rango.
- Capacidad de detección de niveles pico de vibración desde, al menos, 1 mm/s hasta 100 mm/s

Los datos técnicos del sismógrafo, o sismógrafo empleados en el estudio o control, se incluirán en el informe correspondiente al mismo.

e) Fijación de los sensores al terreno

Los sensores utilizados han de ser colocados en el terreno sobre el que está cimentada la estructura, al objeto de determinar la vibración que recibe dicha estructura. Habrá de evitarse la sedición en la propia estructura, ya que en ese caso se registraría la respuesta de la misma.

Siempre que se prevea la medición de aceleraciones menores de 0,2 g se podrá apoyar el sensor, unido a un cubo con una masa suficiente para evitar deslizamiento y con tres patas de apoyo puntuales. Sin embargo, siempre que se prevean aceleraciones mayores de 0,2 g, los sensores se deberán fijar firmemente al terreno con pernos, pegamento u otro sistema

En terrenos sueltos se podrá clavar el sensor mediante un perno o bien habrá de ser enterrado.

Las edificaciones que encontramos en las proximidades de la explotación están dentro de esta Norma encuadradas en:

Grupo I: Almacén agrícola - Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.

correspondiéndole un Factor de Estructura $F_e = 0,28$

Grupo II: Masía en Ruinas, granja de cerdos, oficinas cantera- **Edificios de viviendas,** oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios

y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presentasen especial sensibilidad a las vibraciones.

correspondiéndole un Factor de Estructura $F_e = 1$

Los materiales rocosos sobre los que se encuentran las edificaciones, corresponden a una formación rocosa media (YESOS), con una velocidad sísmica es media de 2000 a 4.000 m/s., y que le corresponde un **Factor de Macizo Rocoso $F_r = 1$** .

Con estos datos y mediante la expresión analítica que establece las rectas A y B, de la tabla carga/distancia general-selección del tipo de estudio, adjunta, podemos calcular la Tabla-I, que incluye los valores relativos a la recta A-B, así tenemos, que los valores establecidos en la tabla para la RECTA-A, indican que para cargas operantes menores a las establecidas en esa columna, no es preciso proceder al Control de las Voladuras, ni al Estudio Preliminar; para los valores de carga operante, comprendido entre que figuran en las RECTA-A Y RECTA-B, será preciso proceder al control de cada voladura; por último para valores de carga operante mayor a los establecidos en la columna de la RECTA-B, sería preciso un estudio de vibraciones preliminar.

3.9.-CARGA MÁXIMA OPERANTE BANCOS

3.9.1-CARGA MÁXIMA OPERANTE BANCOS 10 M.

3.9.1.1.- Macizo rocoso medio. Estructura tipo I naves agropecuarias.

A continuación, se determina la **carga máxima operante**, consideramos el caso más desfavorable **barrenos de 10 mts**, con carga de **44,62 Kg**, que corresponde a la voladura de bancos de 10 mts de altura. El valor obtenido se corrige con el Factor del Estructura Grupo I ($F_e 0,28$), con el Factor del macizo rocoso duro ($F_r 1$) que implícitamente tiene en cuenta la frecuencia dominante. En los cuadros siguientes se muestran los valores de los factores citados.

A partir de la Carga Operante se determina la **Carga Corregida**, mediante la expresión:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q$$

Teniendo en cuenta que el macizo es de tipo duro y que las estructuras a proteger son de Tipo I tendremos:

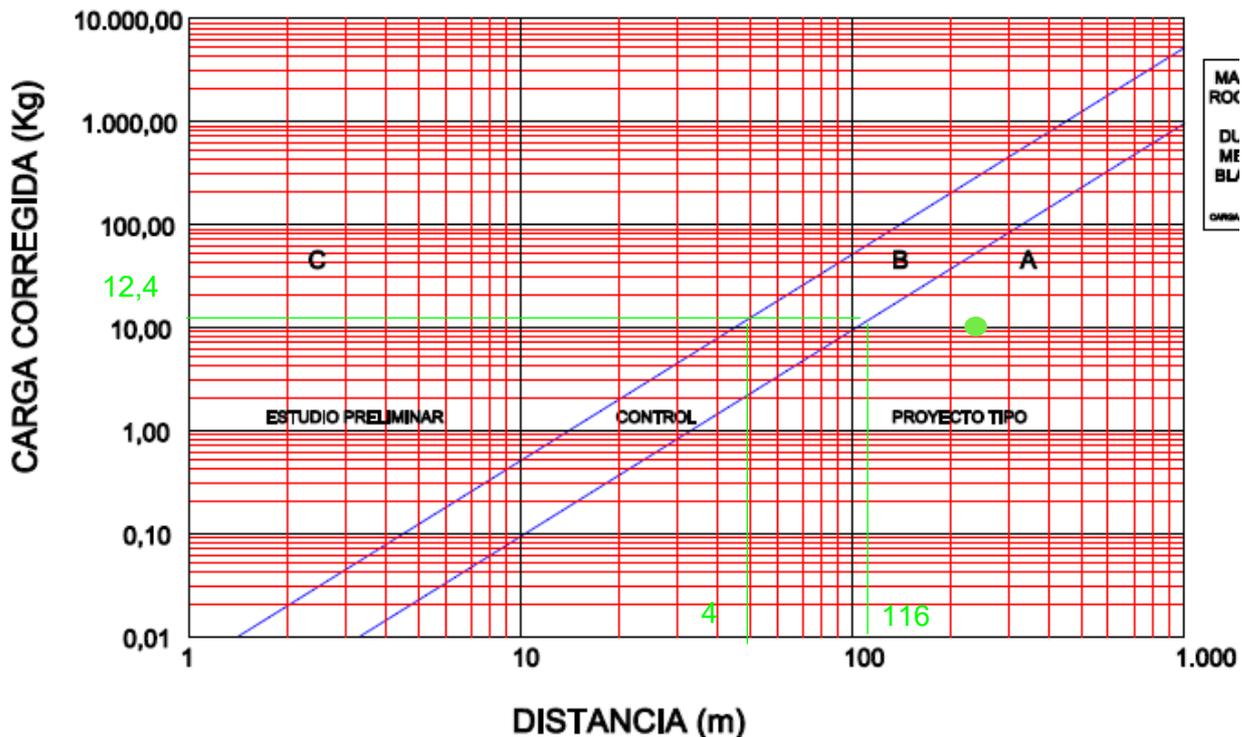
$$Q_c = F_r \times F_e \times Q = 1 \times 0,28 \times 44,62 = \underline{\underline{12,49 \text{ Kg.}}}$$

Lo que quiere decir, como se muestra en la gráfica siguiente, que:

✚ Para estructuras **Tipo I (Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.)** situadas a **48 m o menos** de la voladura se requiere un Estudio Preliminar de Vibraciones, que deberá realizarse cuando se disponga de explosivo.

✚ Para estructuras **situadas entre 48 y 116 m** de la voladura se requiere un Control de Vibraciones.

✚ Para estructuras situadas a **más de 116** de la voladura basta con un Proyecto Tipo.



En nuestro caso la estructura más cercana, unas naves de usos agropecuarios, que podemos encuadrar en el grupo I se encuentra a:

- A1 220 mts de las voladuras.
- A2-256 mts de las voladuras.
- A3- 224 mts de las voladuras.

Por lo que no será necesario realizar más que un proyecto tipo. No obstante, se realizarán tomas de vibraciones en cada una de las voladuras a realizar.

3.9.1.2.- Macizo rocoso medio. Estructura tipo II edificios TM Chodes.

A continuación, se determina la **carga máxima operante**, consideramos el caso más desfavorable **barrenos de 10 mts**, con carga de **44,62 Kg**, que corresponde a la voladura de bancos de 10 mts de altura. El valor obtenido se corrige con el Factor del Estructura Grupo II (F_e 1), con el Factor del macizo rocoso duro (F_r 1) que implícitamente tiene en cuenta la frecuencia dominante. En los cuadros siguientes se muestran los valores de los factores citados.

A partir de la Carga Operante se determina la **Carga Corregida**, mediante la expresión:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q$$

Teniendo en cuenta que el macizo es de tipo duro y que las estructuras a proteger son de Tipo II tendremos:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q = 1 \times 1 \times 44,62 = \underline{\underline{44,62 \text{ Kg.}}}$$

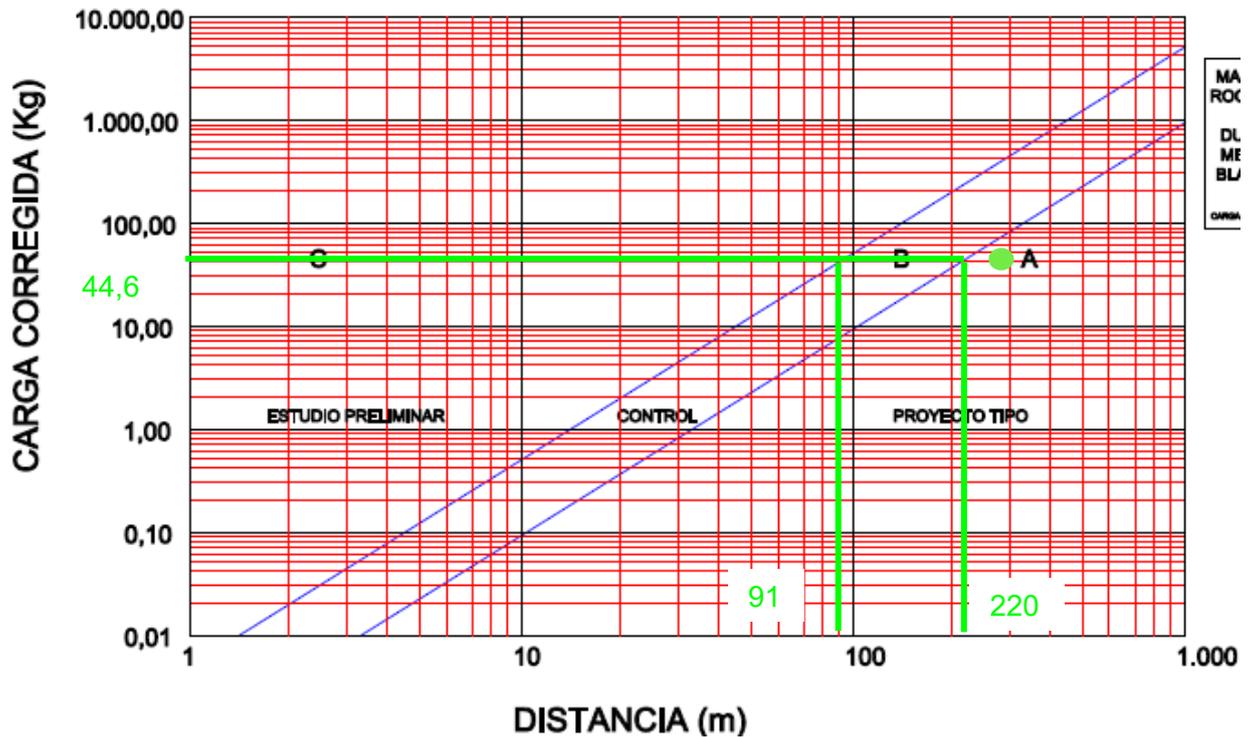
Lo que quiere decir, como se muestra en la gráfica siguiente, que:

✚ Para estructuras **Tipo II estructuras situadas a menos de 91 m o menos** de la voladura se requiere un Estudio Preliminar de Vibraciones, que deberá realizarse cuando se disponga de explosivo.

En lo que compete a la noma UNE22-381-93 no hay un servicio afectado que podríamos clasificarlo en el **Grupo II (Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presentasen especial sensibilidad a las vibraciones)**, edificación existente más cercana situada a 268 m del perímetro de la voladura.

✚ Para estructuras **situadas entre 91 y 220 m** de la voladura se requiere un Control de Vibraciones

✚ Para estructuras situadas **a más de 220** de la voladura basta con un Proyecto Tipo.



En nuestro caso la estructura más cercana, las primeras viviendas del TM Chodes, que podemos encuadrar en el grupo II se encuentra a:

- B2 290 mts de las voladuras.

Por lo que no será necesario realizar más que un proyecto tipo. No obstante, se realizarán tomas de vibraciones en cada una de las voladuras a realizar.

3.9.2.-CARGA MÁXIMA OPERANTE BANCOS 15 M.

9.2.1.- Macizo rocoso medio. Estructura tipo I naves agropecuarias.

A continuación, se determina la **carga máxima operante**, consideramos el caso más desfavorable **barrenos de 15 mts**, con carga de **70,48 Kg**, que corresponde a la voladura de bancos de 15 mts de altura. El valor obtenido se corrige con el Factor del Estructura Grupo I ($F_e 0,28$), con el Factor del macizo rocoso duro ($F_r 1$) que implícitamente tiene en cuenta la frecuencia dominante. En los cuadros siguientes se muestran los valores de los factores citados.

A partir de la Carga Operante se determina la **Carga Corregida**, mediante la expresión:

$$QC = Fr \times Fe \times Q$$

Teniendo en cuenta que el macizo es de tipo duro y que las estructuras a proteger son de Tipo I tendremos:

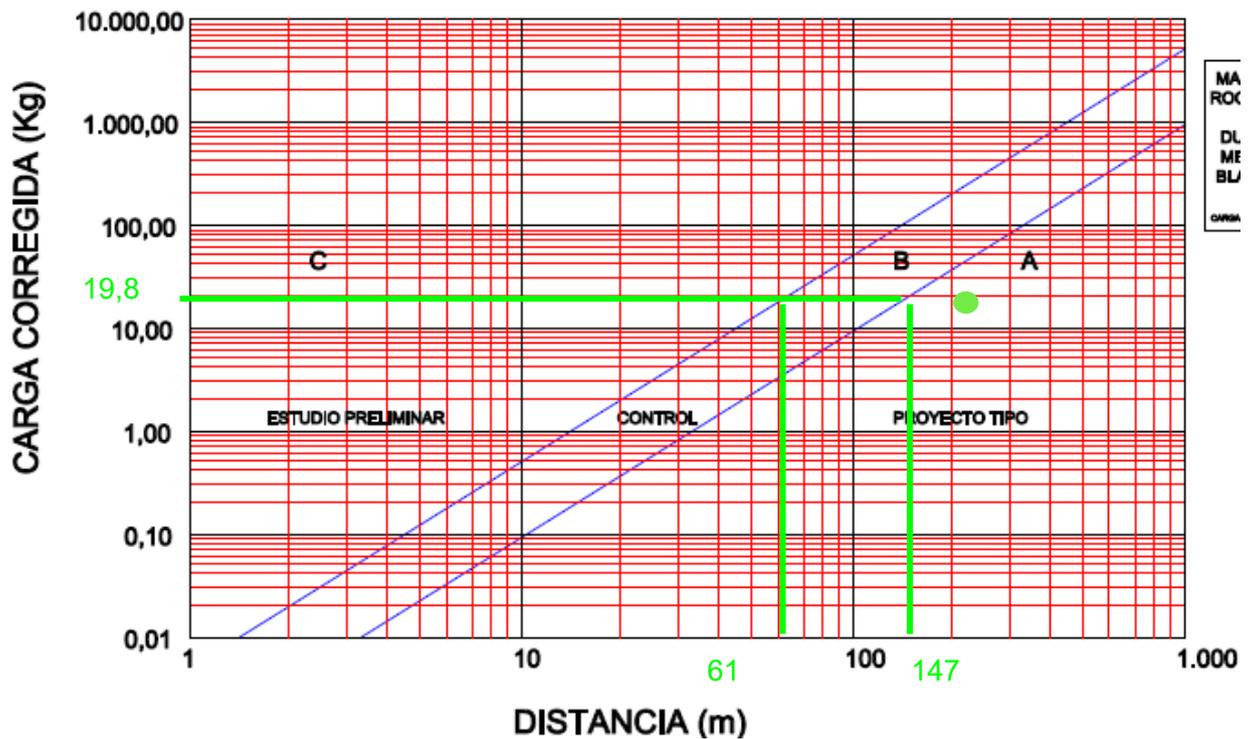
$$QC = Fr \times Fe \times Q = 1 \times 0,28 \times 70,48 = \mathbf{19,82 \text{ Kg.}}$$

Lo que quiere decir, como se muestra en la gráfica siguiente, que:

Para estructuras Tipo I (Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.) situadas a 61 m o menos de la voladura se requiere un Estudio Preliminar de Vibraciones, que deberá realizarse cuando se disponga de explosivo.

Para estructuras situadas entre 61 y 147 m de la voladura se requiere un Control de Vibraciones.

Para estructuras situadas a más de 147 de la voladura basta con un Proyecto Tipo.



En nuestro caso la estructura más cercana, unas naves de usos agropecuarios, que podemos encuadrar en el grupo I se encuentra a:

- A1 220 mts de las voladuras.
- A2-256 mts de las voladuras.
- A3- 224 mts de las voladuras.

Por lo que no será necesario realizar más que un proyecto tipo. No obstante, se realizarán tomas de vibraciones en cada una de las voladuras a realizar.

9.2.2.- Macizo rocoso medio. Estructura tipo II edificios TM Chodes.

A continuación, se determina la **carga máxima operante**, consideramos el caso más desfavorable **barrenos de 15 mts**, con carga de **70,78 Kg**, que corresponde a la voladura de bancos de 15 mts de altura. El valor obtenido se corrige con el Factor del Estructura Grupo II (F_e 1), con el Factor del macizo rocoso duro (F_r 1) que implícitamente tiene en cuenta la frecuencia dominante. En los cuadros siguientes se muestran los valores de los factores citados.

A partir de la Carga Operante se determina la **Carga Corregida**, mediante la expresión:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q$$

Teniendo en cuenta que el macizo es de tipo duro y que las estructuras a proteger son de Tipo II tendremos:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q = 1 \times 1 \times 70,782 = \underline{70,78 \text{ Kg.}}$$

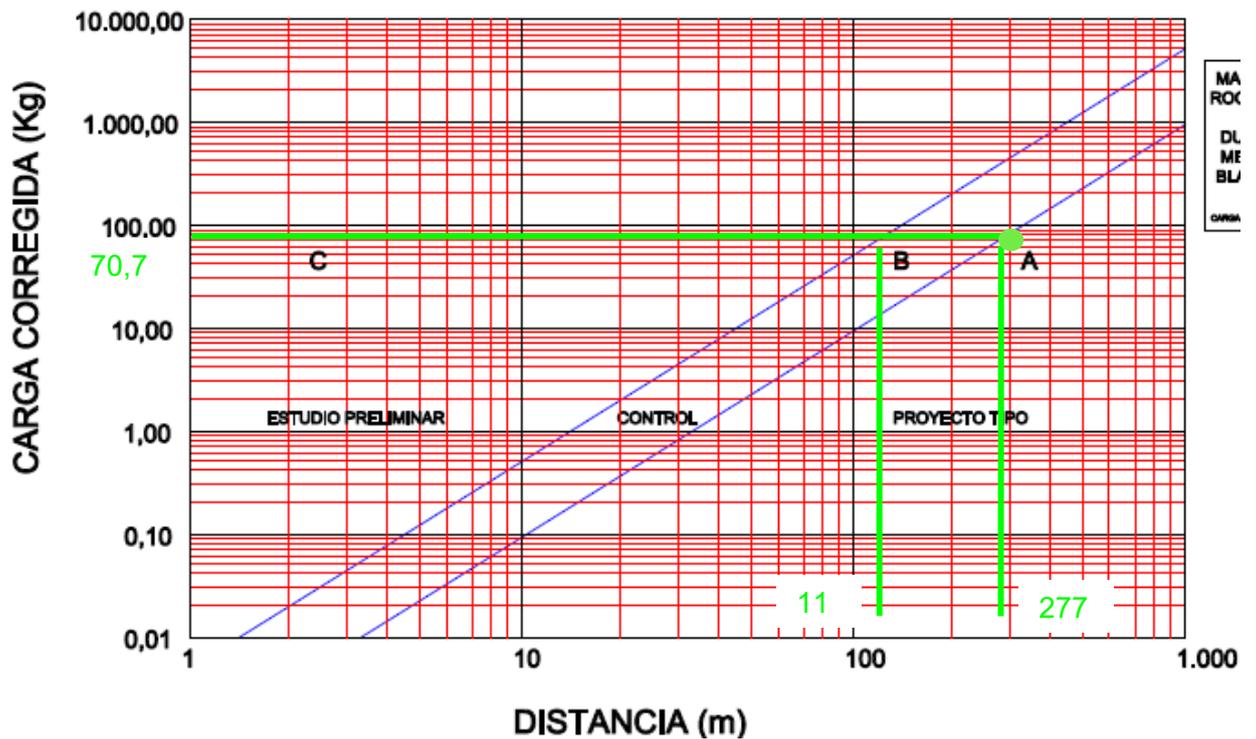
Lo que quiere decir, como se muestra en la gráfica siguiente, que:

✚ Para estructuras **Tipo II estructuras situadas a menos de 116 m o menos de la voladura** se requiere un Estudio Preliminar de Vibraciones, que deberá realizarse cuando se disponga de explosivo.

En lo que compete a la noma UNE22-381-93 no hay un servicio afectado que podríamos clasificarlo en el **Grupo II (Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presentasen especial sensibilidad a las vibraciones)**, edificación existente más cercana situada a 290 m del perímetro de la voladura.

✚ Para estructuras **situadas entre 116 y 277 m** de la voladura se requiere un Control de Vibraciones

✚ Para estructuras situadas **a más de 277** de la voladura basta con un Proyecto Tipo.



En nuestro caso la estructura más cercana, las primeras viviendas del TM Chodes, que podemos encuadrar en el grupo II se encuentra a:

- B2 290 mts de las voladuras.

Por lo que no será necesario realizar más que un proyecto tipo. No obstante, se realizarán tomas de vibraciones en cada una de las voladuras a realizar.

3.10.-AFECCIONES Y APLICACIÓN UNE 22-381-93 POR LAS VOLADURAS LAS TORCAS 2807.

Los servicios afectados son los siguientes:

1. Nave agropecuaria A1
2. Nave agropecuaria A2
3. Nave agropecuaria A3
4. Edificaciones Chodes.

1 GRANJA AGROPECUARIA A1.

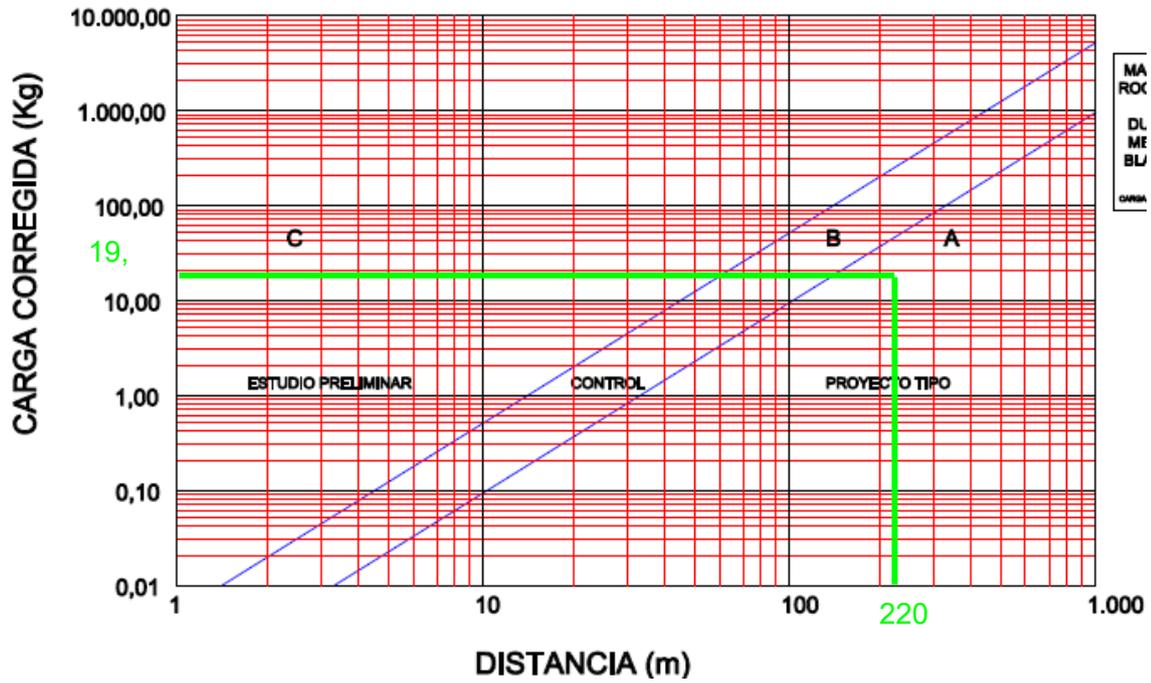
Según el apartado 9.1 Macizo rocoso medio. Estructura tipo I determinamos la carga máxima operante más desfavorable, consideramos **barrenos de 15 mts**, con carga de 70,78 Kg. El valor obtenido se corrige con el Factor del Estructura I ($F_e 0.28$), con el Factor del macizo rocoso duro ($F_r 1$).

A partir de la Carga Operante se determina la **Carga Corregida**, mediante la expresión:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q = 1 \times 0,28 \times 70,78,64 = \underline{\underline{19,82 \text{ Kg.}}}$$

Lo que quiere decir, como se muestra en la gráfica siguiente, que:

✚ Para estructuras tipo I, (**Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.**) en nuestro caso situada a una distancia mas desfavorable de A1 a 220 m de la voladura, por lo tanto, basta con un Proyecto Tipo.



2 NAVE AGROPECUARIA A2.

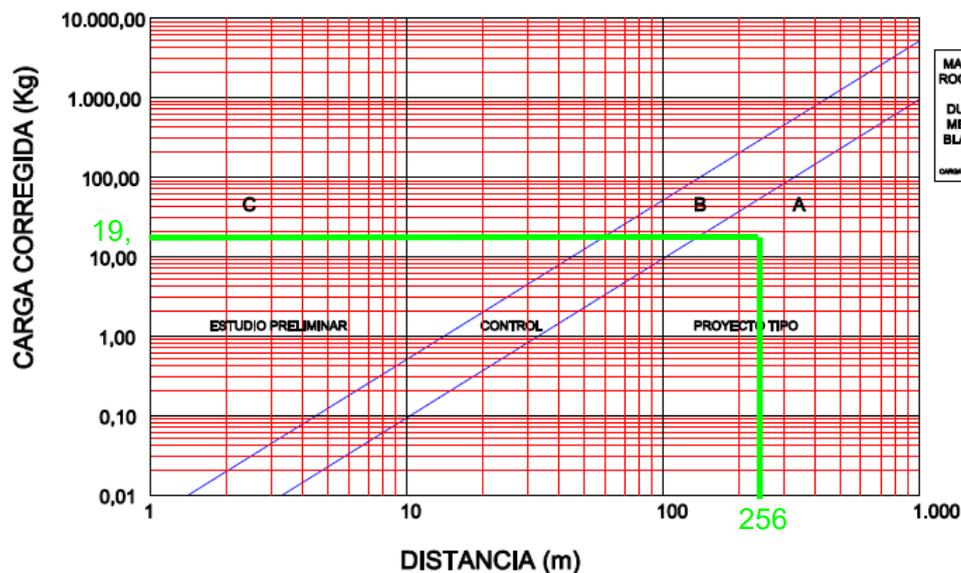
Según el apartado 9.1 Macizo rocoso medio. Estructura tipo I determinamos la carga máxima operante más desfavorable, consideramos **barrenos de 15 mts**, con carga de 70,78 Kg. El valor obtenido se corrige con el Factor del Estructura I ($F_e = 0,28$), con el Factor del macizo rocoso duro ($F_r = 1$).

A partir de la Carga Operante se determina la **Carga Corregida**, mediante la expresión:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q = 1 \times 0,28 \times 70,78,64 = \underline{19,82 \text{ Kg.}}$$

Lo que quiere decir, como se muestra en la gráfica siguiente, que:

✚ Para estructuras tipo I, (**Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.**) en nuestro caso situada a una distancia mas desfavorable de A2 a 256 m de la voladura, por lo tanto, basta con un Proyecto Tipo.



3 NAVE AGROPECUARIA A3.

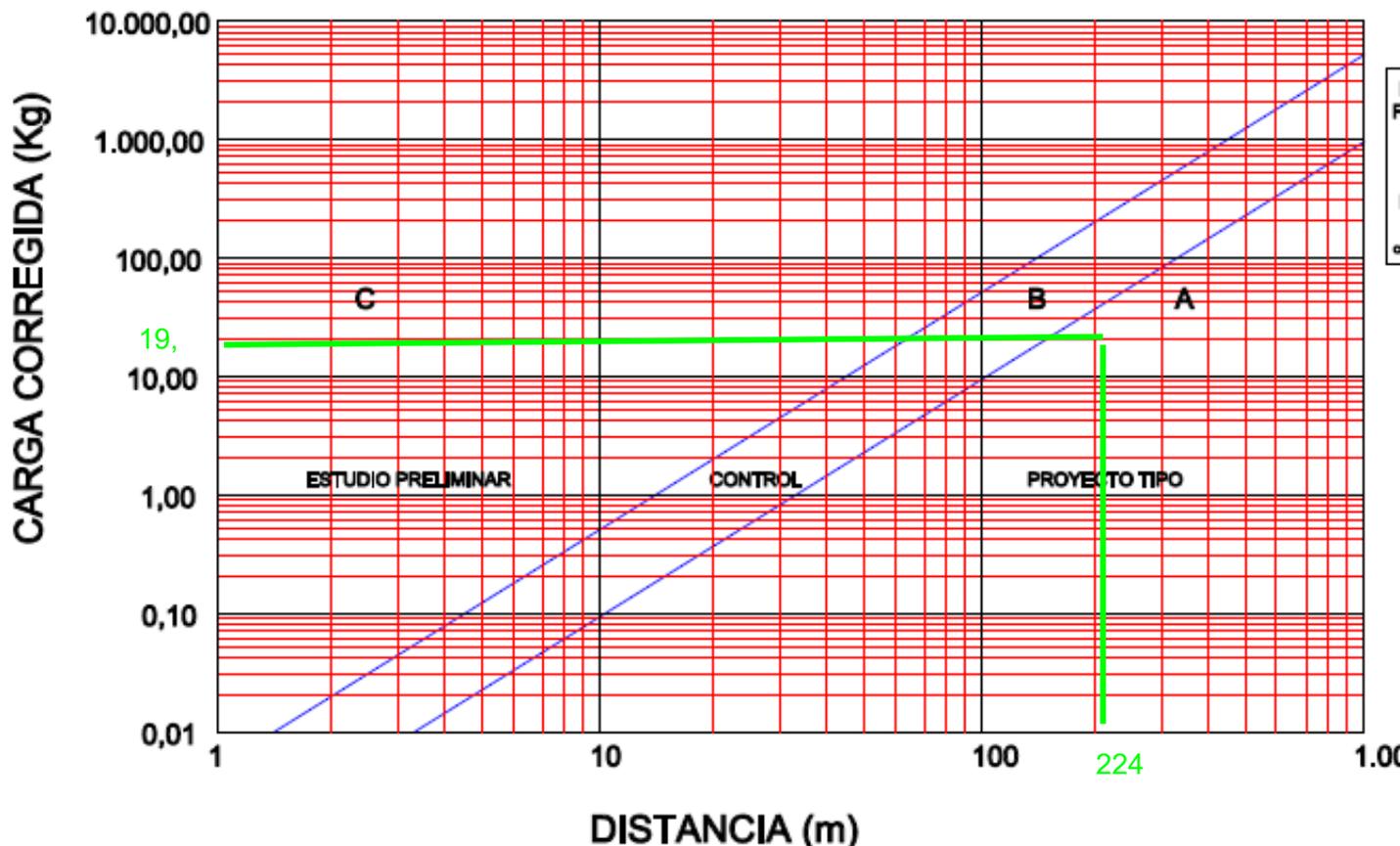
Según el apartado 9.1 Macizo rocoso medio. Estructura tipo I determinamos la carga máxima operante más desfavorable, consideramos barrenos de 15 mts, con carga de 70,78 Kg. El valor obtenido se corrige con el Factor del Estructura I ($F_e 0.28$), con el Factor del macizo rocoso duro ($F_r 1$).

A partir de la Carga Operante se determina la **Carga Corregida**, mediante la expresión:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q = 1 \times 0,28 \times 70,78,64 = \underline{19,82 \text{ Kg.}}$$

Lo que quiere decir, como se muestra en la gráfica siguiente, que:

✚ Para estructuras tipo I, (**Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.**) en nuestro caso situada a una distancia mas desfavorable de A3 a 224 m de la voladura, por lo tanto, basta con un Proyecto Tipo.



4 EDIFICIOS DE TM CHODES.

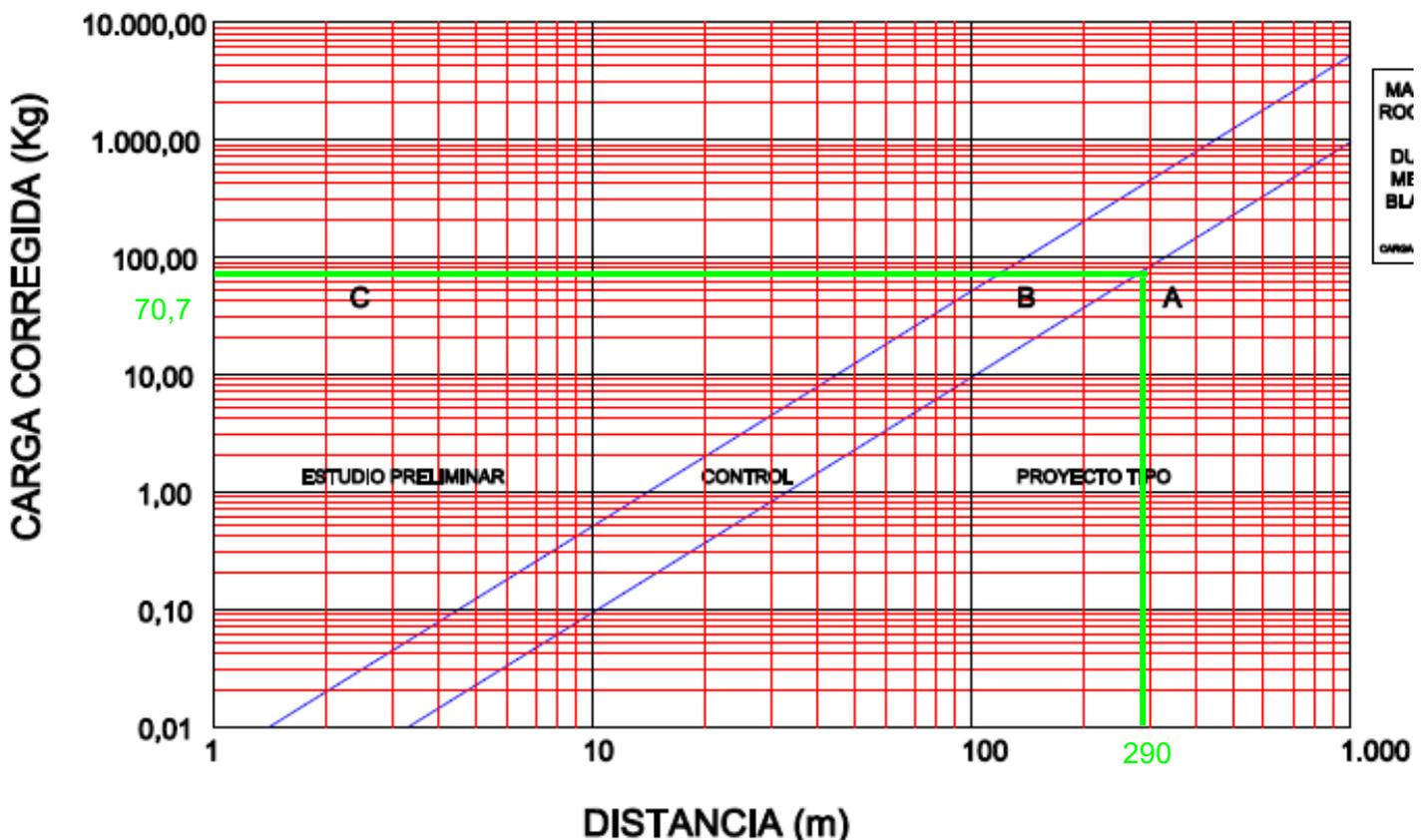
Según el apartado 9.1 Macizo rocoso medio. Estructura tipo II determinamos la carga máxima operante más desfavorable, consideramos **barrenos de 15 mts**, con carga de 70,78 Kg. El valor obtenido se corrige con el Factor del Estructura I ($F_e 1$), con el Factor del macizo rocoso duro ($F_r 1$).

A partir de la Carga Operante se determina la **Carga Corregida**, mediante la expresión:

$$Q_c = F_r \times F_e \times Q = 1 \times 1 \times 70,78,64 = \underline{70,78 \text{ Kg.}}$$

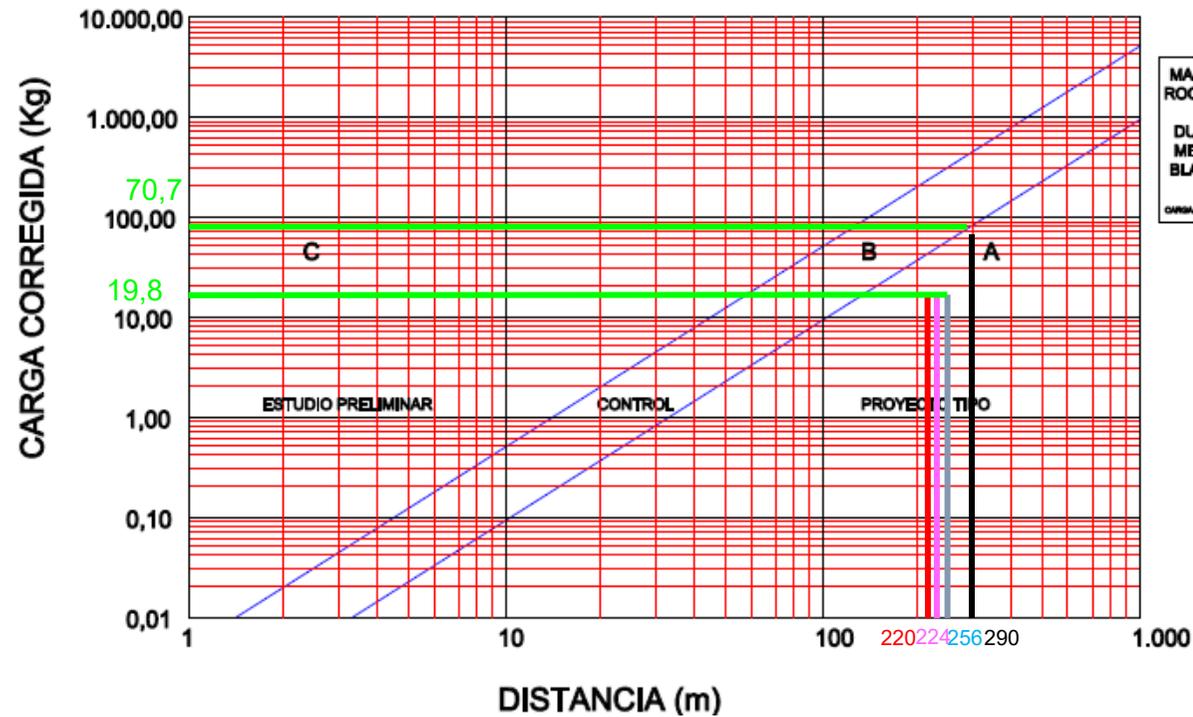
Lo que quiere decir, como se muestra en la gráfica siguiente, que:

✚ Para estructuras tipo II, (Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presentasen especial sensibilidad a las vibraciones) en nuestro caso las viviendas de TM Chodes situada a una distancia mas desfavorable de la voladura es 290 m de, por lo tanto, basta con un Proyecto Tipo.



HERGIA SL

SERVICIO AFECTADO	DISTANCIA A LAS VOLADURAS (m)	COORD UTM ETRS89		CARGAR OPERANTE	CARGA CORREGIDA.	CLASIFICACION DE LA ESTRUCTURA (UNE 22-381-93)	TIPO DE MACIZO ROCOSO (UNE 22-381-93)	TIPO DE VOLADURA	TIPO DE ESTUDIO
		X	Y						
NAVE AGROPECUARIA 1	220	626.825	4.594.273	70,78	19,82	I	MEDIO	BANCO 15 m	P TIPO
NAVE AGROPECUARIA 2	256	626.868	4.594.129	70,78	19,82	I	MEDIO	BANCO 15 m	P TIPO
NAVE AGROPECUARIA 3	224	626.967	4.594.074	70,78	19,82	I	MEDIO	BANCO 15 m	P TIPO
EDIFICIOS TM CHODES	290	626.940	4.594.014	70,78	70,78	II	MEDIO	BANCO 15 m	P TIPO



PARAMETROS	SIMBOLO	UNIDAD	EXPRESIONES DE CALCULO		
Diametro	D	mts		89,00	89,00
Inclinación	&	º		18º	21º
Altura de Banco	Hb	mts		10,00	15,00
Piedra	V	mts	$V=(25 \text{ a } 40) \times D/1000$	2,23	2,23
Espaciamiento	E	mts	$E=1.15 \times V$	2,56	2,56
Sobreperforación	Sp	mts	$Sp= 10 \times D$	0,89	0,89
Longitud de Perforación	Lb	mts	$Lp= (Hb+S)/\cos \&$	11,46	16,73
Altura de Retacado	R	mts	$R=V$	2,23	2,23
Carga de fondo por metro	Qf	kg/mts	4	4,00	4,00
Altura de carga de fondo	Cf	mts	$Cf= 20 \text{ a } 30 D$		
Carga de fondo	CF	kg	$CF=Qf \times Cf$	1,34	1,34
Carga Columna por metro	Qc	kg/mts	4,97	5,34	5,34
Altura de carga de columna	Cc	mts	$Cc= Lp-(Cf+R)$	4,97	4,97
Carga de columna	CC	kg	$CC= Qc \times Cc$	7,90	13,17
Consumo especifico.	Ce	kg/m ³	$Ce= CC + CF/ Vt$	39,28	65,44
Carga operante	Qoper	kg	$Qoper=CC+CF$	0,78	0,83
Carga corregida	Qc	kg	$Qc= Fr \times Fe \times Qop$	44,62	70,78
Fr=1 Fe= 0,28—Naves agropecuarias.				12,49	19,82
Fr=1 Fe= 1---Edificios viviendas.				44,62	70,78

4.-PERFORACION NECESARIA.

Para llevar a cabo las labores de perforación de los barrenos que se describen en el presente proyecto, la maquinaria que se va a emplear pertenece a la empresa HERGIA SL Esta empresa está autorizada como empresa de voladuras especiales, se adjunta dicha resolución por parte de la Subdelegación del Gobierno en Zaragoza, en el ANEXO de DOCUMENTACIÓN de este proyecto.

Toda la maquinaria a usar por el personal cumplirá el R.D. 1215/97.

El personal estará debidamente instruido en la utilización de toda la maquinaria, y conocerá las normas e instrucciones recomendadas por el fabricante.

El equipo de perforación que dispone HERGIA SL., para estos trabajos se ha considerado oportuno sean realizados por el Atlas Copco ROC F6 44, salvo que en el momento de llevar a cabo estos trabajos no estuviera disponible, en dicho caso se designará otro equipo de perforación que se considere apropiado para estos trabajos.

En el apartado de documentación se adjunta certificados CE, de lo mencionados equipos que están previstos realice los trabajos de perforación.

Partiendo que la producción anual prevista a obtener es de 58.150 Tm o 25.064 m³, la perforación necesaria incluyendo algún taqueo que deba realizarse será de 6.300 ml.

5.-EXPLOSIVO NECESARIO.

ESTIMACIÓN DEL TAMAÑO MÁXIMO DE LAS VOLADURAS A EJECUTAR

De acuerdo con los criterios indicados para adaptarse a la topografía de las diferentes zonas de extraer, las voladuras se adaptarán diferentes números de barrenos, desde los 50 hasta los 70 barrenos/voladuras.

Para determinar el tamaño máximo de voladuras consideramos una voladura de 15 m de altura de banco, con 70 barrenos.

CONSUMOS PREVISTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.

Como se dijo anteriormente, la promotora nos facilitó el dato del volumen de roca a volar anualmente, que es:

- 58.150 Tm o 25.065 m³ anualmente.

Explotación: Cantera "LAS TORCAS 2807"	
Litología	Yesos
Alturas de banco	15 mts
Distancias al frente	3 mts
Separación entre barrenos	3,5 mts.
Longitud media de barrenos	16,7 mts
Pendiente	1/3
Carga de fondo:	5.34 Kg.
Carga de Columna:	65.44 Kg.
Consumo de explosivo por m ³	0.4 Kg/m ³
EXPLOSIVO TIPO A: RIODIN	375 kg.
EXPLOSIVO TIPO B: RIOXAM	4.600 kg.
EXPLOSIVO TIPO E-a (RIOGEL)	100 kg.
RIOCORD 12 gr.	750 ml
DETONADORES NO ELECTRICOS: RIONEL MS	70 Uds.
CONECTORES NO ELECTRICOS: RIONEL SCX	70 Uds
DETONANORES ELECTRICOS: RIODET	1 Uds

Con el fin de permitir ajustes durante la ejecución de las voladuras se incrementa esta cantidad un 5 %.

Se realizarán del orden de 6 voladuras aproximadamente a lo largo del año con un consumo total de:

- CONSUMOS ANUALES PREVISTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.

- ❖ 2.250 kg. de RIODIN- EXPLOSIVOS TIPO A.
- ❖ 27.600 kg. de RIOXAM-EXPLOSIVOS TIPO B.
- ❖ 600 kg de RIOGEL-EXPLOSVIO TIPO E
- ❖ 4.600 ml de RIOCORD 12 gr.
- ❖ 420 Uds RIONEL MS- DETONADORES NO ELECTRICOS.
- ❖ 420 Uds RIONEL SCX- CONECTORES NO ELECTRICOS.
- ❖ 6 Uds RIODET -DETONADOR ELECTRICO.

Consumo total previsto:.....30.450- Kg. de explosivos.

6.- DISPOSICIÓN DE LOS DETONADORES.

Para la realización de las voladuras, los explosivos a utilizar serán como carga de fondo dinamitas y como carga de columna anfos.

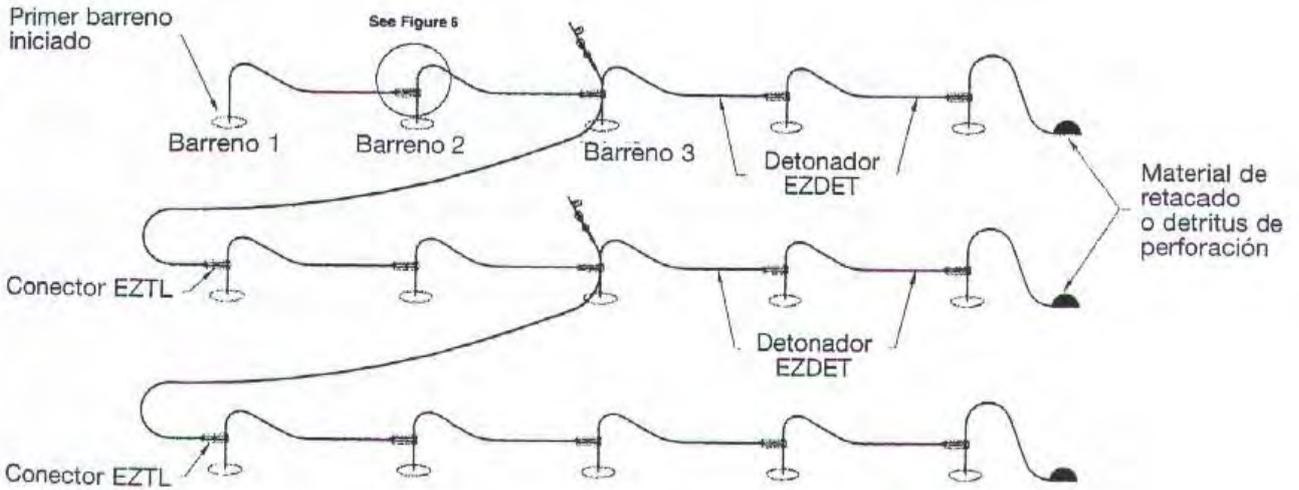
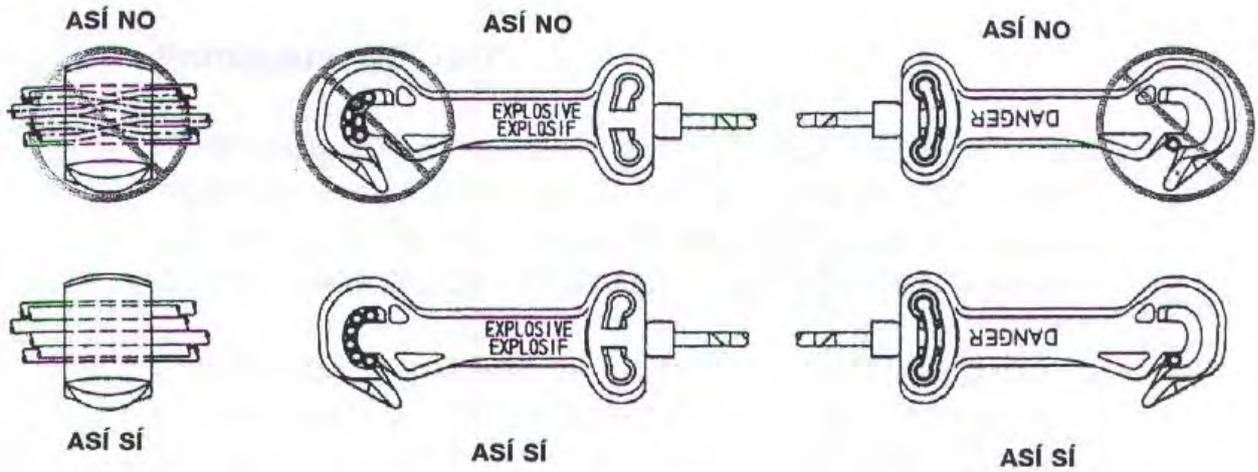
El inicio de los barrenos se realizará con detonadores no eléctricos, la secuencia de disparo se establecerá con los conectores de superficie. El inicio de la voladura se realizará con un tubo de transmisión.

Los detonadores con el cartucho cebo, se pondrán en el fondo del barreno.

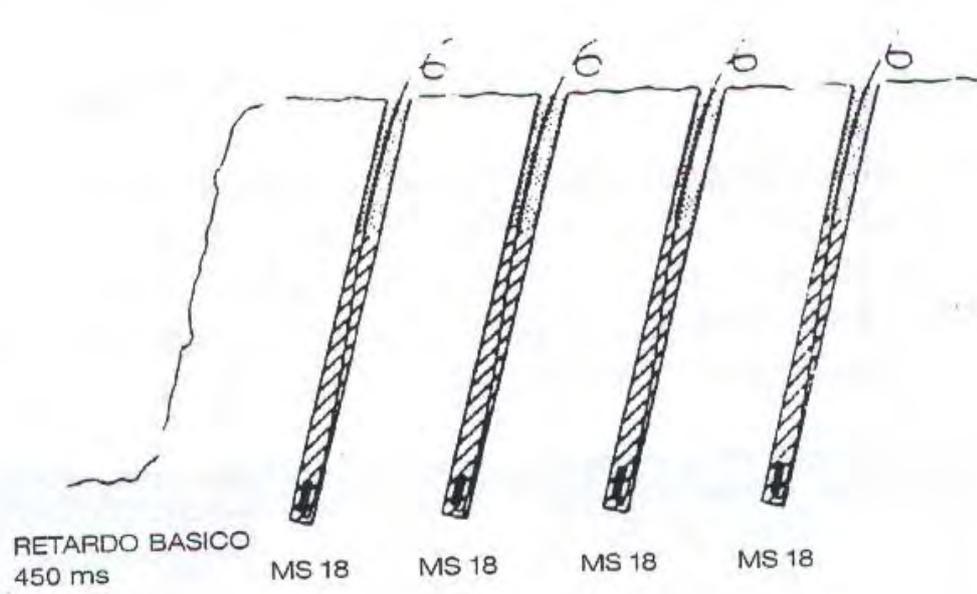
La combinación entre los detonadores y los conectores conseguirá que la carga operante en cada pega, sea la equivalente a un solo barreno, evitando el que exista acoplamiento de cargas. Esto lo podemos conseguir con la utilización de este sistema de iniciación ya que, una correcta combinación de los tiempos de los detonadores y los conectores, nos permite una gran amplitud y combinaciones para iniciar un gran número de barrenos, a pesar de ello y para conseguir una buena ejecución de las voladuras y que no sean demasiado largas, lo cual podría ocasionar quejas, se intentará no pasar de 100 barrenos.

Este número no es una limitación, solo es un valor aconsejable, la única limitación que se debe considerar es la de la carga operante. Si la dirección facultativa lo considera oportuno se podrán realizar voladuras con un número mayor de barrenos.

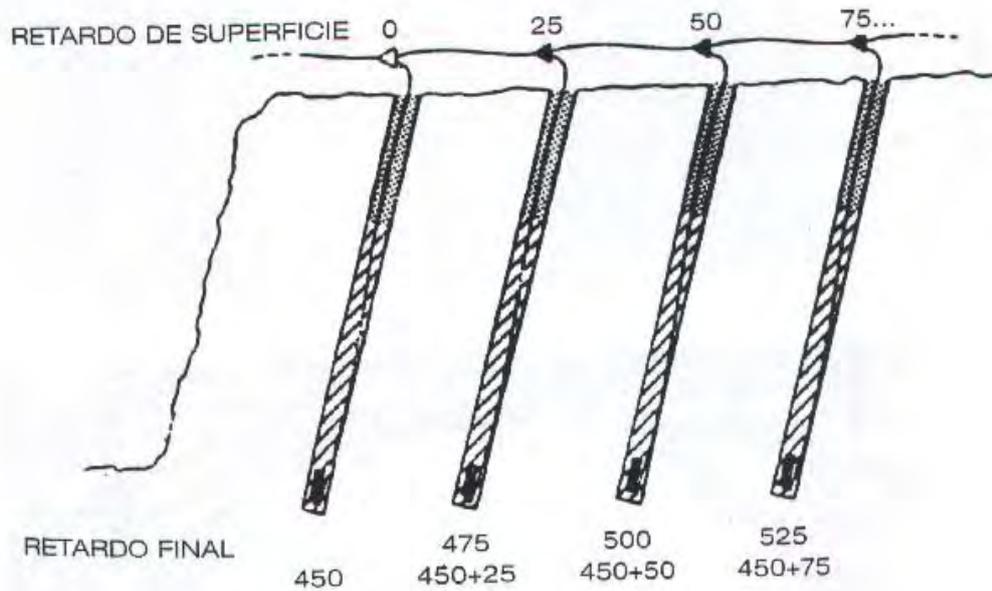
Con la utilización de este sistema de iniciación se consigue aminorar considerablemente la onda aérea de las voladuras, con la consiguiente ventaja de ocasionar menos molestias a las zonas habitadas de las proximidades.



■ Conexión típica con EZ-Det®.

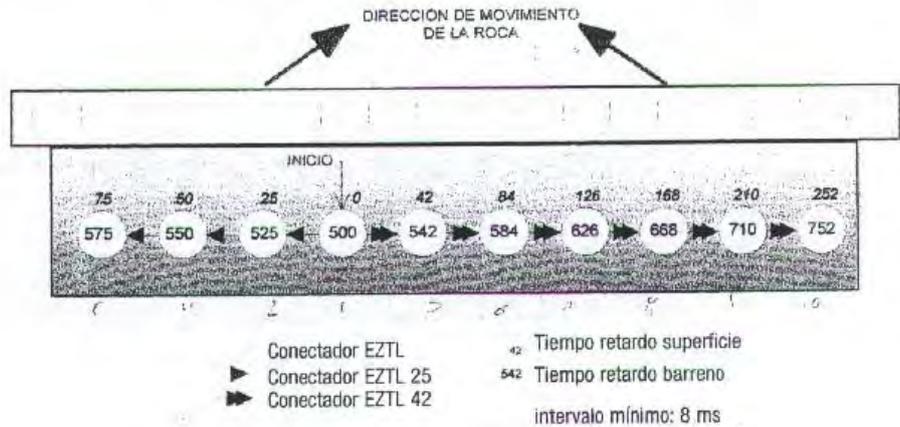


■ Empleo del sistema Primadet MS nº18 y EZTL de 25 ms.

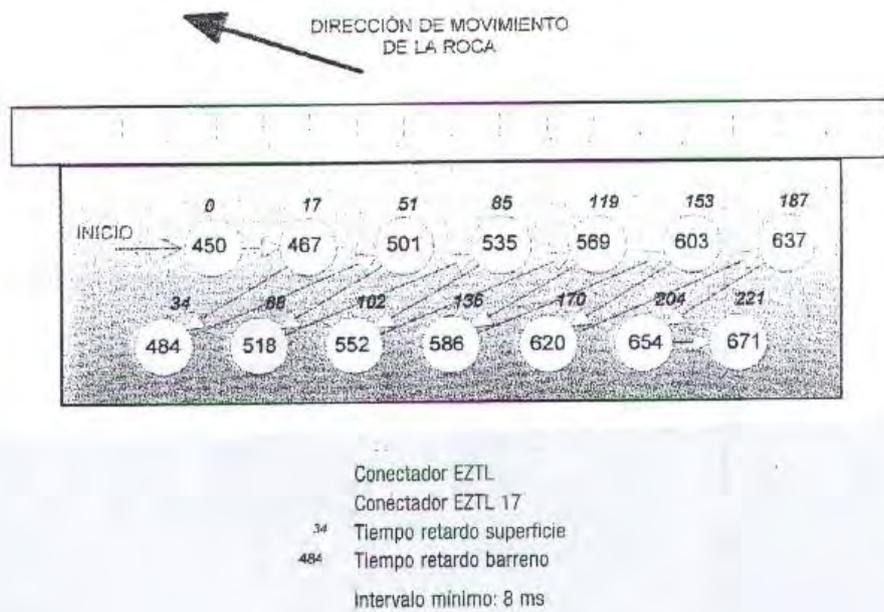


Esquemas de secuenciación no eléctricos:

- Voladura de una fila usando conectadores EZ-TL de 25 y 42 ms.

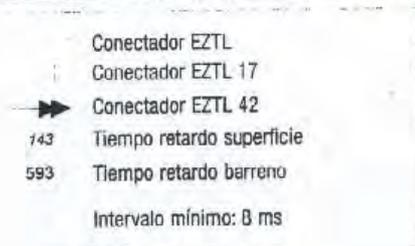


- Voladura de dos filas usando conectadores EZ-TL de 17 ms en zigzag.

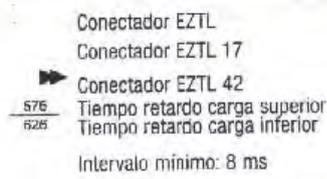




■ Voladura de dos filas usando dos métodos de conexión (por filas y diagonal).



■ Voladura de dos filas con cargas espaciadas secuenciadas dentro de los barrenos.



7.- DURACIÓN DE LAS OBRAS.

Tal y como se ha indicado con anterioridad, la explotación de la concesión tiene la calificación de "Carácter permanente dentro del año", por lo que el consumo de explosivos será también permanentemente, dependiendo la cantidad consumida de la venta que tenga el recurso en el mercado.

Las voladuras a realizar definidas en este proyecto se realizarán en horario diurno y la hora de disparo estará en función del horario de suministro del explosivo por parte del polvorín; si bien se puede establecer que la franja horaria en que se realizarán las voladuras será:

De 09:00 a 18:00

De todas formas, lo usual será realizar las operaciones de carga y disparo durante la mañana, procediendo al disparo de la pega al medio día, coincidiendo con el horario de parada para comer.

8.- VOLUMEN DE ROCA A ARRANCAR.

Según los datos facilitados por la empresa promotora, de acuerdo con los datos del proyecto a ejecutar, el volumen total a arrancar con voladuras es de aproximadamente 58.150 Tm/año.

Como se puede ver en los planos adjuntos, tanto de planta como de perfiles, la altura de excavación es variable, por lo que encontraremos bancos de diferentes medidas

9.- SUMINISTRO DEL EXPLOSIVO.

El suministro del explosivo a la obra, se efectuará desde los polvorines siguientes:

MAXAM EUROPA., situado en la localidad de El Burgo de Ebro (Zaragoza).

En la fecha de la voladura se transportará desde el polvorín, tan solo el explosivo necesario para el consumo del día.

Dicho explosivo quedará bajo la tutela del artillero, y si por cualquier motivo no pudiera emplearse todo, se destruirá siguiendo las normas establecidas para ello, o será

devuelto con la oportuna autorización de la Intervención de Explosivos de la Guardia Civil de la Demarcación, al polvorín de procedencia, donde quedará en depósito para su consumo en sucesivos días.

10.- TRANSPORTE DE LOS EXPLOSIVOS.

Los vehículos utilizados, estarán debidamente autorizados y homologados, disponiendo para la conducción y custodia, de Guardería Jurada de Explosivos.

Los explosivos y detonadores serán transportados en distintos vehículos.

Los explosivos y detonadores irán en sus envases de origen, bien estibados para que nos se produzcan golpes ni fricciones en el transporte.

En las medidas de carga y descarga, se adoptarán las siguientes medidas:

- Si fuera necesario depositar el explosivo en el suelo, se realizará con cuidado, evitando situarlo detrás del tubo de escape.
- El motor del vehículo estará parado, las llaves de contacto en poder del conductor y si lleva aparato de radio, será desconectada.
- Antes de proceder a la descarga de los detonadores, se conectará el vehículo a un dispositivo de puesta a tierra.
- No se fumará ni se encenderá ningún tipo de fuego.

La distribución de los explosivos en la zona en donde debe de realizarse la voladura, se efectuará por separado de los detonadores, y todos ellos en los envases de origen.

11.- DESTRUCCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

Introducción.

La destrucción de los explosivos industriales y sus accesorios, entendiéndose por tal su descomposición de forma que no pueda producirse su regeneración, es una operación que exige la adopción de una serie de precauciones específicas y particularmente cuando se trate de cantidades de cierta consideración, el asesoramiento de un técnico especialista en explosivos, que dirija los trabajos y establezca las medidas de seguridad necesarias en cada caso.

Sin embargo, puede presentarse la necesidad de tener que destruir con urgencia algunos explosivos o accesorios, sin posibilidad de solicitar el consejo de un especialista.

Estas recomendaciones, recogen una serie de conceptos básicos aplicables en estos casos.

Como recomendación previa, hay que aconsejar el máximo cuidado en la destrucción de explosivos, se trata de una operación no habitual en la que deben de extremarse las precauciones en la utilización normal de los explosivos.

Hay que tener en cuenta además que, exceptuando casos aislados en que se destruyen explosivos útiles, por corresponder a restos que no interesan, o que no se pueden almacenar en depósitos adecuados.

Sistemas de destrucción.

Para la destrucción de los explosivos y los accesorios, pueden utilizarse diversos métodos que cabe clasificar en:

- Destrucción por explosión.
- Destrucción por combustión
- Por disolución en agua.
- Destrucción por explosión.

Es el sistema más simple, aunque hay que tener cuidado con las proyecciones y con la onda aérea, pues al no estar los explosivos confinados en un barreno, el nivel de ruido es muy elevado, con peligro de rotura de cristales, alarmas etc..

Hay que accionar el explosivo y nunca destruirlo en cantidad superior a los diez kilogramos, la forma de efectuar la operación es como si de una pega se tratase.

Se debe de escoger un lugar apartado y apropiado, lejos de viviendas y zonas de tránsito o habitadas.

Como se ha indicado, las precauciones son las mismas que al realizar una pega y a causa de la onda aérea, las distancias hasta lugares habitados y vías de comunicación, son las siguientes:

Cantidad de explosivo a destruir. Distancias mínimas aconsejables.

Hasta 1 Kg.....	150 M
De 1 a 2 Kg.....	200 M
De 2 a 5 Kg.....	250 M
De 5 a 10 Kg.....	325 M
De 10 a 25 Kg.....	450 M
De 25 a 50 Kg.....	550 M
De 50 a100 Kg.....	700 M

Se puede reducir considerablemente el nivel de ruido, cubriendo el explosivo con una capa de arena.

En este caso, hay que tener la precaución de que la arena esté perfectamente limpia de piedras que saldría proyectadas.

Dstrucción por combustión.

Es el método más empleado, aunque existe el riesgo de que la combustión se transforme en deflagración o detonación, por lo que siempre hay que guardar las convenientes distancias de seguridad.

Para proceder a la destrucción se prepara una cama de leña fina o paja espesa, de dimensiones apropiadas a la cantidad de explosivo a destruir.

Los cartuchos deben de estar sin formar montón, bien extendidos y separados entre si y nunca dentro de los embalajes.

El sentido de la propagación del fuego debe de ser contrario a la dirección del fuego, a fin de evitar de que la llama produzca un excesivo calentamiento del explosivo.

Terminada la operación, hay que dejar pasar un tiempo prudencial, y luego comprobar de que no queda ningún resto de explosivo por quemar.

Por disolución en agua.

No se puede efectuar con explosivos que contengan nitro- glicerina, aparte estaría el riesgo de contaminar el agua.

No es aconsejable salvo para explosivos pulverulentos, sin nitroglicerina (tipo Nagolita).

Para destruir el resto de los materiales explosivos, tendremos en cuenta los siguientes puntos:

- Mecha lenta.
- Cordón detonante.
- Detonadores eléctricos.

Dstrucción de la mecha lenta.

El mejor sistema para destruir la mecha lenta o de seguridad, se colocarán sobre una hoguera los rollos de mecha, sin apilarlos unos sobre otros, aunque pueden colocarse rollos completos de 100 metros.

En estas condiciones el riesgo es mínimo, por lo que no es necesario guardar precauciones de seguridad y protección indicadas anteriormente. Sin embargo, el humo originado, es muy abundante y denso, y puede originar molestias.

Destrucción del cordón detonante.

Se destruye introduciéndolo en algún barreno cargado y antes de efectuar el retacado.

También se destruye por combustión, pero con la precaución de que esté el condón extendido, y nunca enrollado en los carretes.

Otro sistema es hacerlo detonar, recubriéndolo con arena a tierra limpia, y guardando siempre las distancias de seguridad.

Destrucción de los detonadores eléctricos.

El mejor sistema, es el de introducirlos en un barreno entre cartuchos de explosivo.

También se pueden hacer detonar agrupándolos y atados con cinta adhesiva (en número no superior a 25 unidades), y con los cables en la misma dirección.

Es preferible de que están cubiertos de tierra o arena o confinados en un barreno, para evitar la proyección de esquirlas, y disminuir de este modo, la onda aérea.

12.- DATOS TÉCNICOS DE LA VOLADURA TIPO

La promotora tiene previsto explotar 58.150 Tm/año para lo cual realizaría voladuras a lo largo del año con voladuras tipo que a continuación detallaremos sus características:

Explotación: Cantera "LAS TORCAS 2807"	
Litología	YESOS
Alturas de banco	15 mts
Distancia s al frente	3 mts
Separación entre barrenos	3,5 mts.
Longitud media de barrenos	16,7 mts
Pendiente	1/3
Carga de fondo:	5,34 Kg.
Carga de Columna:	65,44 Kg.
Consumo de explosivo por m ³	0,4
Tipo de pega:	no eléctrica.
EXPLOSIVO TIPO A: RIODIN	375 kg.
EXPLOSIVO TIPO B: RIOXAM	4.600 kg.
EXPLOSIVO TIPO E-a (RIOGEL)	100 kg.
CORDON DETONANTE: RIOCORD 12 gr	750 ml
DETONADOR NO ELECTRICO: RIONEL MS	70 Uds.
CONECTOR NO ELECTRICO: RIONEL SCX	70 Uds

13.- PLANOS.

1. ORTOFOTOMAPA 5.000.
2. ESTRUCTURAS DEL ENTORNO.
3. CARGA DISTANCIA.
4. CARGA Y CONEXIÓN.



LEYENDA:
Límites CE LAS TORCAS 2807
Límites voladuras

PROYECTO:
**PROYECTO VOLADURA TIPO
CANTERA LAS TORCAS**

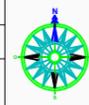
TITULAR:
HERGIA, S.L.

PLANO DE:
ORTOFOTOMAPA.
TÉRMINO MUNICIPAL:
CHODES -ZARAGOZA-

Plano elaborado por:

Jesús Dorado Saucedo.
Col: 345 COITGMEA.

Escala: 
Formato: **DIN A - 3**



Número de Plano
1 de 3
Fecha:
Sep- 2023.

C/ Domingo Lobera 1 Local 50008 Zaragoza Telf. 976.13.32.30 - 607.780.045 e mail:jesus@tecmina.net
Ps. Maragall 48-50 1º-1ª 08041 Barcelona Telf. 93.450.01.73 - Fax 93.433.45.47 - e mail:info@tecmina.net

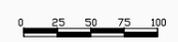
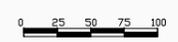


PROYECTO:
**PROYECTO VOLADURA TIPO
 CANTERA LAS TORCAS**

TITULAR:
HERGIA, S.L.

PLANO DE:
ESTRUCTURAS DEL ENTORNO
 TÉRMINO MUNICIPAL:
CHODES -ZARAGOZA-

Plano elaborado por: 

Escala:  Escala: 
 Formato: **DIN A - 3**

Número de Plano
 2 de 3

Fecha:
 Sep- 2023.

Jesús Dorado Saucedá.
 Col: 345 COITGMEA.
 C/ Domingo Lobera 1 Local 50008 Zaragoza Telf. 976.13.32.30 - 607.780.045 e mail jesus@tecmina.net
 Ps. Maragall 48-50 1º-1ª 08041 Barcelona Telf. 93.450.01.73 - Fax 93.433.45.47 - e mail info@tecmina.net

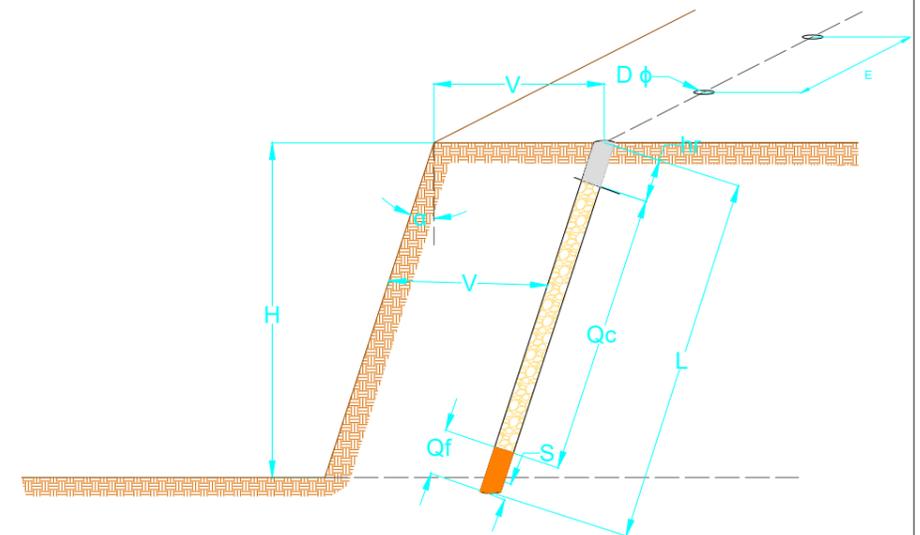
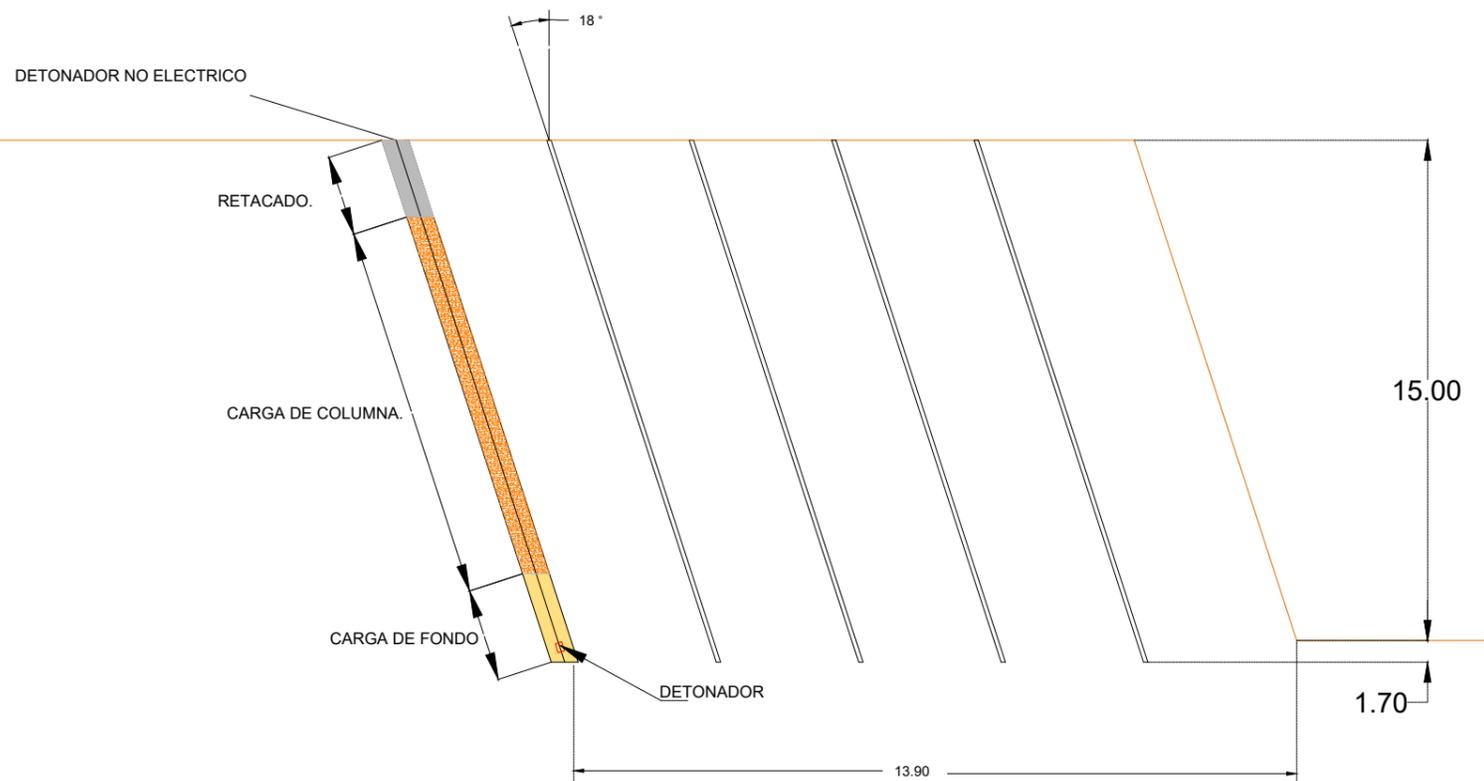
PLANTA



— CONECTOR DE SUPERFICIE DE 42 msg.
 — CONECTOR DE SUPERFICIE DE 25 msg.

CARGA DEL BARRENO

PERFIL



PROYECTO:
**PROYECTO VOLADURA TIPO
 CANTERA LAS TORCAS**

TITULAR:
HERGIA, S.L.

PLANO DE:
ESQUEMA DE CARGA Y CONEXIÓN.
 TÉRMINO MUNICIPAL:
CHODES -ZARAGOZA-

Plano elaborado por:

Escala: **S/N**
 Formato: **DIN A - 3**



Número de Plano
3 de 3
 Fecha:
Sep- 2023.

Jesús Dorado Saucedá
 Col: 345 COITGMEA
C/ Domingo Lobera 1 Local 50008 Zaragoza Telf. 976.13.32.30 - 607.780.045 e mail:jesus@tecmina.net
 Ps. Maragall 48-50 1º-1ª 08041 Barcelona Telf. 93.450.01.73 - Fax 93.433.45.47 - e mail:info@tecmina.net

DOCUMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD

DOCUMENTO SOBRE SEGURIDAD Y SALUD

Hoy en día, la legislación en materia de seguridad se contempla tanto desde la óptica comunitaria como desde la propia vigente del Estado y C.C.A.A.

La Ley 31/1995, de Prevención de Riesgos Laborales o Ley de Salud Laboral, publicada en el B.O.E. de 10 de Noviembre de 1.995, es la transposición al ordenamiento jurídico español de la Directiva 89/391/CEE (Directiva Marco) del 29 de Junio de 1989.

Como desarrollo (parcial) de esta ley, el pasado día 31/01/97 apareció publicado en el B.O.E. el R. D. 39/1997, de 17 de Enero, por el que se aprueba el Reglamento de los Servicios de Prevención. Este Reglamento entró en vigor a los dos meses de su publicación en el B.O.E., a excepción del apartado 2 de los artículos 35, 36 y 37 (relativo a los niveles de cualificación de las personas encargadas de la evaluación de riesgos y de la actividad preventiva) del capítulo VI que lo hizo a los doce meses.

En cuanto al ámbito de aplicación de esta Ley de Prevención de Riesgos Laborales y del Reglamento de los Servicios de Prevención, sí parece claro que son aplicables a las actividades mineras como lo demuestra el hecho de que en el Anexo I de Reglamento de los Servicios de Prevención, en el que se relacionan las actividades de mayor riesgo, figuren, entre otras, las siguientes:

e) Actividades de fabricación, manipulación y utilización de explosivos, incluidos los artículos pirotécnicos y otros objetos o instrumentos que contengan explosivos.

f) Trabajos propios de minería a cielo abierto y de interior, y sondeos de superficie terrestre o en plataformas marinas.

h) Actividades en obras de construcción, excavación, movimientos de tierras y túneles, con riesgo de caída de altura o sepultamiento.

k) Trabajos que produzcan concentraciones elevadas de polvo silíceo.

En cualquier caso, la Ley de Prevención de Riesgos Laborales, establece en su Disposición derogatoria única, apartado d), párrafo 3º, que "La presente Ley no afecta a la vigencia de las disposiciones especiales sobre prevención de riesgos profesionales en las explotaciones mineras, contenidas en el capítulo IV del Real Decreto 3255/1983, de 21 de diciembre, por el que se aprueba el Estatuto del Minero, y en sus normas de desarrollo, así como las del Real Decreto 2857/1978, de 25 de agosto, por el que se aprueba el Reglamento General para el Régimen de la Minería, y el Real Decreto

863/1985, de 2 de abril, por el que se aprueba el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, y sus disposiciones complementarias".

Asimismo, está publicado (y actualmente en vigor) el R. D. 1389/1997, de 5 de septiembre, por el que se aprueban las disposiciones mínimas destinadas a proteger la seguridad y la salud de los trabajadores en las actividades mineras, que tiene por objeto la transposición de la Directiva 92/104/CEE, del Consejo, de 3 de Diciembre de 1992 (duodécima Directiva específica con arreglo al apartado 1 del artículo 16 de la Directiva 89/391/CEE).

Por lo que respecta a la legislación nacional en materia de seguridad, la explotación "RIA III" se ajustará, además, a lo dispuesto en:

- Ordenanza General de Seguridad e Higiene en el Trabajo (Orden de 9 de marzo de 1971), en aquellas partes de su contenido que no hayan quedado derogadas expresamente o superadas por normas específicas posteriores

- Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica, del año 1934, en aquello que no esté contemplado en el R.G.N.B.S.M. además de lo recogido en la siguiente normativa:

- Reglamento general para el régimen de la Minería (R.D. 2857/1978, de 25 de Agosto).

- Ley de Minas (Ley 22/1973, de 21 de Julio).

- R.D. 286/2006, de 27 de Octubre sobre protección de los trabajadores frente a los riesgos derivados de la exposición al ruido durante el trabajo.

- Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (R.D. 863/1985, de 2 de Abril) e Instrucciones Técnicas Complementarias que lo desarrollan.

1.- REGLAMENTO DE MINAS

Serán de aplicación los artículos 88 al 97, ambos inclusive, del "Reglamento General para el Régimen de la Minería".

2.- LEY DE MINAS

Será así mismo de aplicación el articulado de la "Ley de Minas", en sus artículos 67 a 74 ambos inclusive.

3.- R.D. 286/2006, DE 27 DE OCTUBRE SOBRE PROTECCIÓN DE LOS TRABAJADORES FRENTE A LOS RIESGOS DERIVADOS DE LA EXPOSICIÓN AL RUIDO DURANTE EL TRABAJO

Este R.D., que entró en vigor el día 12 de marzo de 2006, supone la transposición al Derecho español del contenido de la Directiva europea 2003/10/CE..

En el capítulo 6.2.2.- se aborda la aplicación específica de este R.D.

REGLAMENTO GENERAL DE NORMAS BÁSICAS DE SEGURIDAD MINERA E INSTRUCCIONES TÉCNICAS COMPLEMENTARIAS (R.G.N.B.S.M. E I.T.C.)

Serán tenidos en cuenta aquellos capítulos y artículos que sean de aplicación al tipo de explotación que nos ocupa, especialmente los capítulos VII.-

Trabajos a cielo abierto y X.- Explosivos, del R.G.N.B.S.M., que tienen su desarrollo en las siguientes I.T.C.'s:

- 07.1.01 Seguridad del personal.
- 07.1.02 Proyecto de explotación.
- 07.1.03 Desarrollo de las labores
- 07.1.04 Condiciones ambientales: Lucha contra el polvo
- 10.0.01 Explosivos. Normas Generales
- 10.0.02 Explosivos. Transportes interiores
- 10.1.01 Explosivos. Almacenamiento.
- 10.2.01 Explosivos. Utilización

Igualmente, serán de obligado cumplimiento las Disposiciones Internas de Seguridad (D.I.S.) que, a propuesta de la Dirección Facultativa y en aplicación de las atribuciones contenidas en la I.T.C. 02.0.01, sean aprobadas por la autoridad minera.

Además, el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (RGNBSM), aprobado por Real Decreto 863/1985, de 2 de Abril, en su CAPITULO XI, se refiere a: ESTABLECIMIENTOS DE BENEFICIO DE MINERALES y, literalmente, dice:

“Art. 158. Las disposiciones de este capítulo son de aplicación a las siguientes instalaciones:

- Instalaciones de quebrantado, clasificación y concentración de minerales, rocas o residuos minerales.
- Plantas de secado, calcinación, aglomeración y sinterización.
- Instalaciones de vertido, cargue, almacenamiento y tratamiento de minerales, rocas o residuos industriales y urbanos.
- Plantas de destilación, gasificación o licuefacción de carbones, o productos bituminosos.

- Recuperación de minerales disueltos.
- Aprovechamiento de escombreras y residuos minerales.

Art. 159. Los suelos, pisos, escaleras de que puedan constar los edificios, deberán realizarse de acuerdo con las disposiciones de seguridad vigentes en esta materia.

Art. 160. En todas las plantas deberá existir un plan de lucha contra incendios. Todas las fosas, canales, cubas, etc., estarán suficientemente señalizadas y protegidas para evitar el peligro de caída al personal.

Art. 161. En las máquinas que tengan elementos en movimiento, se protegerán con las defensas apropiadas.

Art. 162. En las instalaciones con desprendimiento de polvo, gases nocivos o cualquier otra emanación molesta, se aplicarán, de acuerdo con la legislación vigente, los medios oportunos para neutralizar tales desprendimientos.

Art. 163. Toda instalación de vertido de residuos deberá ser previamente aprobada y estrechamente vigilada para evitar la contaminación ambiental.

Art. 164. Las plantas de tratamiento de residuos urbanos se someterán a limpiezas periódicas y se establecerán las medidas profilácticas adecuadas para proteger la salud del personal.

Queda prohibido tomar alimentos dentro del recinto de trabajo.”

Hasta la fecha no ha aparecido ninguna INSTRUCCIÓN TÉCNICA COMPLEMENTARIA (ITC) en relación con este CAPÍTULO XI. Lo que, fundamentalmente, significa que para el cumplimiento de la normativa de seguridad en las Plantas de Tratamiento, los responsables de tal cumplimiento deben atenerse al exiguo y poco concreto contenido de este Capítulo y a la legislación de carácter general vigente en materia de seguridad, y muy especial y concretamente a la Ordenanza General de Seguridad e Higiene en el Trabajo (Orden de 9 de Marzo de 1971), así como a la normativa complementaria, como son: Instrucción Técnica Complementaria ITC: 07.1.04 (B.O.E. núm. 260, de 30.10.91) -que aún no refiriéndose al Capítulo XI, sino al VII (Trabajos a Cielo Abierto), tiene un carácter general para este tipo de trabajos y, concretamente, en su punto 1.1. (Objeto y campo de aplicación.), dice:Es de aplicación a las industrias extractivas a cielo abierto, reguladas en el Capítulo VII del Reglamento de Normas Básicas de Seguridad Minera, así como a las instalaciones de tratamiento, procesado, manipulación y almacenaje de minerales, áridos y rocas industriales ...-

5.- Riesgos potenciales de los trabajadores

Los principales riesgos de los trabajadores de esta actividad son, por un lado, las maniobras incorrectas que puedan dar lugar a accidentes -con los consiguientes traumas, de mayor o menor gravedad-, y por otro lado, las alteraciones del medio ambiente interno de la industria extractiva, que pueden dar lugar a enfermedades profesionales, también en mayor o menor grado.

La seguridad irá, pues, encaminada a prevenir las causas de incorrección de las maniobras así como a evitar las alteraciones del medio ambiente de la actividad. Cuando a pesar de las medidas de prevención adoptadas (dentro de lo razonablemente posible) se produzcan accidentes o alteraciones del medio ambiente, la seguridad consistirá en vigilar, estudiar, evaluar y proponer nuevas medidas para atenuar al máximo la gravedad de los efectos, así como para conseguir una mejor prevención en el futuro. Estudiando además, desde un punto de vista médico, tanto individual como estadísticamente, los efectos que a lo largo del tiempo se van produciendo en los trabajadores.

6.-Prevención de los diferentes riesgos

Como ya hemos dicho, los dos grandes riesgos son:

- Accidentes: Generalmente traumas.
- Enfermedades profesionales: Principalmente hipoacusias y neumoconiosis, producidas por el exceso de ruido y el exceso de polvo prolongados, respectivamente.

6.1.- Accidentes

La seguridad en las canteras y graveras está directamente relacionada con tres factores:

- * La calidad en el diseño de las explotaciones
- * El manejo de los equipos y máquinas utilizadas
- * La manipulación de explosivos

Por lo que se refiere al diseño de la explotación podemos afirmar que, dada la naturaleza del yacimiento, el método de explotación y los criterios adoptados en este proyecto, el riesgo derivado de este factor es el mínimo posible.

No obstante, del examen de los accidentes en las canteras españolas durante los últimos años se desprende que, el índice de frecuencia, que relaciona el número de accidentes con baja registrados en un periodo de tiempo con el número de horas hombre trabajadas en ese mismo tiempo, se situó en 28,2, con un ligero ascenso respecto a 2008, donde alcanzó 26,2. Hasta mayo de 2009, el dato se ha reducido hasta 24,9. Respecto a

otros sectores, los datos obtenidos se sitúan en la parte baja de la gráfica, lo que da muestra del buen comportamiento experimentado por las empresas del sector de los áridos.

El índice de gravedad, que relaciona el número de jornadas perdidas por accidentes en un periodo de tiempo con el número de horas hombre trabajadas, se situó, en 2008, en 0,60 por debajo del valor registrado en 2007 (0,85). En 2009, el índice de gravedad se encontraba en 0,75. Desde 2004, este índice se ha estabilizado por debajo de 1. Este índice también es mejor que el de otros sectores.

Del análisis del conjunto de los años 2000 a 2009 puede concluirse que prácticamente la mitad (un 47,6 %) de los accidentes con baja acaecidos son debidos a tres factores principales. Los sobreesfuerzos, con el 20,9 % son el más importante, seguidos por golpes, cortes y erosiones producidos por objetos y herramientas (15,8 %) y caídas de personas al mismo nivel (10,9 %). Otras tres formas, atrapamiento por y entre objetos (9,8 %), caídas de personas a distinto nivel, incluyendo caídas por talud (9,1 %), pisadas sobre objetos (7,8 %), y proyección de fragmentos o partículas (7,3 %) representan otro 34,0 %. En conclusión, el 81,6 % de accidentes se debe a las 7 causas principales citadas.

Por lo tanto, parece lógico pensar que actuando sobre los siete riesgos descritos estaremos en el camino adecuado para evitar la mayor parte de los posibles accidentes.

Además, dado que en nuestro caso se utilizarán explosivos, también se prestará una especial atención a las operaciones de perforación y voladura con el fin de minimizar los riesgos que para el personal implican estas operaciones.

Por estas razones incluimos en el capítulo 9.7.- Disposiciones generales de operación algunas normas, instrucciones y recomendaciones que deberá tener en cuenta el personal de la empresa explotadora.

6.2.- Enfermedades profesionales

Principalmente las derivadas de prolongadas exposiciones al polvo o al ruido excesivos.

6.2.1.- Neumoconiosis.

No trataremos del origen este problema (el exceso de polvo en el puesto de trabajo) pero si de su evaluación, así como de las medidas de prevención adecuadas.

La ORDEN ITC/2585/2007, de 30 de agosto, por la que se aprueba la Instrucción técnica complementaria 2.0.02 «Protección de los trabajadores contra el polvo, en relación con la silicosis, en las industrias extractivas», del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, entró en vigor al día siguiente de su publicación en el B.O.E. nº 215 de 7 de septiembre de 2007.

Ámbito de aplicación

Esta I.T.C. se enmarca dentro del ámbito de aplicación del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera. Se exceptúan la minería subterránea de carbón y la minería de sustancias solubles.

Memoria anual

Todas las empresas dedicadas a actividades incluidas en el campo de aplicación de esta I.T.C., presentarán una memoria anual que deberá ser aprobada por la Autoridad Minera.

En esta memoria figurarán los equipos de lucha contra el polvo y aparatos de medición con los que cuenta la empresa. Así como los sistemas empleados para diluir, asentar y evacuar los polvos. También se harán constar los resultados de las mediciones realizadas el año anterior y la relación nominal de los trabajadores diagnosticados de neumoconiosis en el último año.

La labor de asesoramiento y estudio de los índices pulvígenos y sus efectos corresponde al Instituto Nacional de Silicosis, al que se enviará una copia de la memoria.

Control a realizar por las empresas

Las empresas están obligadas a realizar sus propias mediciones del polvo, cuyos resultados quedarán debidamente registrados y a disposición de la Autoridad Minera.

Los parámetros utilizados para determinar el riesgo pulvígeno serán la concentración de la fracción respirable y la concentración de la sílice libre contenida en la fracción respirable del polvo, medidas ambas en mg/m³.

Tipo de aparato utilizado

La muestra debe ser tomada por medio de aparatos personales. Estos aparatos deberán ser colocados al trabajador cuya exposición al riesgo se quiere conocer.

La fracción respirable del polvo se define como la fracción másica de las partículas inhaladas que penetran en las vías respiratorias no ciliadas.

El convenio para definir la fracción respirable del polvo es el establecido en el apartado 5.3 de la Norma Europea UNE-EN-481:1995, «Atmósferas en los puestos de trabajo. Definición de las fracciones por el tamaño de las partículas para la medición de aerosoles».

Duración de la toma de muestras

La toma de muestras de polvo debe comprender toda la jornada de trabajo. Los resultados de esta toma se ponderarán para obtener un valor de referencia de 8 horas de exposición.

Cuando exista riesgo de saturación de la membrana, como consecuencia de una excesiva concentración de polvo, o cuando la producción de polvo sea uniforme a lo largo de la jornada de trabajo, se podrá reducir la duración de la toma de muestras siempre que la muestra sea suficiente y representativa de la actividad desarrollada durante la totalidad de la jornada de trabajo.

Operación de muestreo

Las membranas llevarán un número de identificación diferente para cada empresa y serán pesadas inicialmente por el Instituto Nacional de la Silicosis, que las enviará a las empresas para realizar la toma de muestras de polvo.

Para la realización de la toma de muestras de polvo, se deberá colocar la membrana en el aparato personal y se anotará su número en la ficha correspondiente.

Una vez finalizada la toma de muestras, se retirará la membrana y se limpiarán el ciclón y el depósito de goma colocado en su parte inferior.

Colocación del aparato

El aparato personal se colocará a un operario, cuya exposición al polvo sea representativa del riesgo existente en un determinado puesto de trabajo.

El cuerpo del aparato en donde está situados el motor y la bomba de aspiración se colocarán, a ser posible, en la cintura del operario. La parte correspondiente al ciclón y portamembranas se colocará a la altura de las vías respiratorias (solapa o bolsillo superior de la prenda de trabajo), prestando atención a que no se obstruya el paso del aire en el flexible que trae incorporado el aparato.

Una vez colocado el aparato, se procederá a su puesta en marcha, debiendo anotarse la hora exacta del comienzo de la toma y la finalización de la misma. Ambas anotaciones horarias deben constatarse en la ficha correspondiente.

La aspiración real del aparato se calculará multiplicando el tiempo total de funcionamiento en minutos por la aspiración del aparato que, normalmente, es de 1'9 l/min. El resultado se anotará en la casilla correspondiente a la aspiración de la ficha de toma de muestras.

Análisis de las muestras

Los análisis de las muestras se harán en el Instituto Nacional de Silicosis o en otros laboratorios homologados.

La determinación de la sílice libre se hará preferentemente, por Difracción de Rayos X o por Espectrofotometría de Infrarrojos.

Esta I.T.C., faculta a las empresas que explotan un yacimiento sin cambios apreciables de los materiales explotados, a solicitar de la Autoridad Competente la fijación de un valor de la sílice libre.

Periodicidad de la toma de muestras

Se tomarán muestras, al menos, una vez cada cuatro meses en los puestos de trabajo en los que exista riesgo de exposición al polvo.

Cuando los resultados de cada una de las tres últimas muestras cuatrimestrales no hayan sobrepasado el 50 por ciento de los valores límites (VLA-ED), el empresario podrá solicitar a la autoridad minera la reducción del número de muestras, a una anual. La autoridad minera, oído el Instituto Nacional de Silicosis, podrá autorizar esta reducción durante un período de tres años. Se volverá a la condición inicial cuando una muestra anual sobrepase el 50 por ciento del valor límite o cuando las condiciones del puesto de trabajo se modifiquen substancialmente.

Se podrá solicitar, a la autoridad minera, la prórroga de la realización de una muestra anual, al finalizar el período de tres años, cuando ninguna de las tres muestras anuales haya sobrepasado el 50 por ciento del valor límite.

Registro de los resultados

Todos los resultados de las tomas de muestras deben quedar debidamente registrados en las fichas existentes al efecto, con el fin de conocer la evolución de la peligrosidad en cada puesto de trabajo.

Responsabilidad del empresario.

El empresario será el responsable de que se realicen las mediciones con la periodicidad y en la forma que se señala en esta Instrucción Técnica.

Valores límites.

La concentración de la sílice libre contenida en la fracción respirable de polvo no será superior a 0,1 mg/m³. Si se tratase de cristobalita o tridimita este valor se reducirá a 0,05 mg/m³.

Las concentraciones de la fracción respirable de polvo, no podrán sobrepasar el valor límite, (VLA-ED), medido o calculado para un periodo de referencia de 8 horas. Este valor no podrá ser nunca superior a 3 mg/m³.

Cuando los resultados de cada una de las tres últimas muestras cuatrimestrales no hayan sobrepasado el 50 por ciento de los valores límites (VLA-ED), el empresario podrá solicitar a la autoridad minera la reducción del número de muestras, a una anual. La

autoridad minera, oído el Instituto Nacional de Silicosis, podrá autorizar esta reducción durante un período de tres años. Se volverá a la condición inicial cuando una muestra anual sobrepase el 50 por ciento del valor límite o cuando las condiciones del puesto de trabajo se modifiquen substancialmente. Se podrá solicitar, a la autoridad minera, la prórroga de la realización de una muestra anual, al finalizar el período de tres años, cuando ninguna de las tres muestras anuales haya sobrepasado el 50 por ciento del valor límite.

Muestras que sobrepasan el valor límite

Si se sobrepasan los valores límites (VLA-ED), el empresario deberá confirmar el resultado con el valor medio de la toma de tres muestras consecutivas en condiciones representativas del puesto de trabajo. De confirmarse el resultado, deberá tomar medidas de prevención adicionales que comunicará a la autoridad minera. Una vez adoptadas las medidas de prevención, se tomarán de inmediato otras tres muestras consecutivas cuyo valor medio será el que determine el nuevo riesgo al que están expuestos los trabajadores.

Si a pesar de las medidas adoptadas no se consiguiera reducir los valores por debajo de los valores límites (VLA-ED), la autoridad minera fijará las condiciones para reducir el riesgo de exposición al polvo.

MEDIDAS DE PREVENCIÓN TECNICA DEL POLVO (Punto 4.3 de la I.T.C. 2.0.02)

La prevención de las neumoconiosis y, muy específicamente, de la silicosis, solamente es posible a partir de la aplicación de medidas de lucha contra el polvo.

En minería, dada la multitud de procesos capaces de emitir polvos y del carácter confinado de la atmósfera a la que estos se incorporan, la eficacia global se obtiene mediante la aplicación sistemática de métodos preventivos múltiples. En gran parte de los casos, estos métodos no revisten ninguna complejidad técnica importante y su eficacia depende, simplemente, de la utilización correcta de la tecnología disponible. En ocasiones, sin embargo, los métodos de lucha contra el polvo requieren las aplicaciones técnicas más complejas para alcanzar resultados aceptables.

La I.T.C. 2.0.02, recoge una serie de medidas de prevención del polvo obligatorias, algunas de las cuales requieren la utilización de mecanismos auxiliares que las empresas deben adaptar a su maquinaria.

Las medidas fundamentales, en el caso que nos ocupa, son las siguientes:

Perforación: deberá realizarse con inyección de agua o con dispositivos de captación de polvo. Cuando se utilice como medida de prevención la captación de polvo, éste será recogido y retirado.

Arranque y preparación: En los trabajos en los que se utilicen equipos o herramientas de perforación, percusión o corte, éstos estarán provistos de las correspondientes medidas de prevención contra el polvo.

En el caso de arranque con explosivos, el retacado de los barrenos se hará con materiales exentos de sílice libre, evitando aquellos de granulometría muy fina que, como consecuencia de la explosión, se puedan poner en suspensión originando elevados niveles de polvo.

Carga y transporte: las cabinas de los vehículos deberán estar dotadas de aire acondicionado o filtrado.

Las galerías, viales, plazas y pistas de rodadura, deben mantenerse con un grado de humedad suficiente.

Los lugares de trabajo deberán mantenerse limpios evitando que se acumule polvo.

Las cintas transportadoras, cuando porten materiales susceptibles de ponerse en suspensión, deberán estar dotadas de un cerramiento o, en su defecto, se mantendrán los materiales convenientemente humidificados.

Puntos de transvase y almacenamiento: se adoptarán medidas de prevención tales como el riego de los materiales, instalación de campanas de aspiración, cerramientos, apantallamientos, tubos que eviten la acción del viento sobre la caída de materiales, etc.

Maquinaria e instalaciones: deben estar dotadas de sistemas adecuados de prevención, tales como aspiración de polvo, pulverización de agua, etc.

Elaboración de piedra natural: Las operaciones de corte, serrado, abujardado, flameado, pulido, etc., deberán realizarse por vía húmeda o con captación de polvo.

Ensayado: Estos sistemas deben estar dotados de medios de aspiración y aislamiento.

Naves y locales de fabricación, tratamiento y almacenamiento: En todos estos lugares es necesario realizar una renovación continua del aire, mediante instalaciones apropiadas. Los pisos de estos locales deberán limpiarse periódicamente, mediante sistemas de aspiración o por vía húmeda.

Otras medidas de prevención: Cuando las condiciones específicas de algunas labores no permitan la utilización de los anteriores sistemas de prevención, el empresario podrá tomar otras medidas alternativas, que pondrá en conocimiento de la autoridad minera.

MEDIDAS DE PROTECCIÓN TECNICA DEL POLVO (Punto 4.4 I.T.C. 2.0.02)

Las anteriores medidas técnicas de prevención se complementarán con las que se señalan a continuación:

a) Aislamiento de cabinas de vehículos y puestos de mando de máquinas e instalaciones con sistemas de aire acondicionado o filtrado.

b) Separación del personal del foco de producción de polvo, mediante la utilización de mandos a distancia o cualquier otra medida organizativa.

c) Utilización de equipos de protección individual, cuando las medidas anteriores sean insuficientes y la exposición no pueda evitarse o reducirse por otros medios.

FORMACIÓN E INFORMACIÓN A LOS TRABAJADORES

La empresa deberá asegurar que cada trabajador recibe una formación, teórica y práctica, suficiente y adecuada en materia de lucha contra el polvo

en su puesto de trabajo. La labor formativa deberá repetirse, al menos, una vez al año y, en particular, cuando el trabajador cambie de funciones, de puesto o de lugar de trabajo.

VIGILANCIA DE LA SALUD.

Para ocupar un puesto de trabajo con riesgo de silicosis no deberá concurrir en el trabajador o en el aspirante a cubrirlo ninguna de las causas determinantes de no aptitud permanentes o transitorias que se establecen a continuación:

a) Bronconeumopatía crónica.

b) Cualquier alteración funcional respiratoria de carácter permanente. c) Tuberculosis pulmonar residual.

d) Cardiopatía orgánica en grado funcional II. e) Tuberculosis pulmonar o pleural activa.

f) Cualquier alteración funcional respiratoria, que tenga carácter transitorio.

Las empresas no podrán contratar trabajadores que tanto en el reconocimiento médico previo como en los reconocimientos periódicos, no hayan sido calificados como aptos para desempeñar los puestos de trabajo con riesgo de silicosis.

En cada reconocimiento realizado por un médico acreditado, se efectuarán como mínimo, los siguientes estudios: Historia laboral, Anamnesis y exploración física, Espirometría, Radiografía de tórax en proyecciones postero-anterior y lateral, ECG.

FUENTES EMISORAS DE POLVO EN LOS ESTABLECIMIENTOS DE BENEFICIO. MEDIDAS CONCRETAS DE PREVENCIÓN.

La cuestión de controlar las emisiones de polvo es cada día más importante y a la vez más simple. Más simple porque están perfectamente identificadas las fuentes de emisión y los medios para corregir son cada vez más eficaces.

En unas instalaciones de estas características están muy definidos los puntos donde se van a producir las emisiones de polvo más importantes, que básicamente podemos dividirlos en las siguientes zonas:

- Alimentación y descarga de las trituradoras.
- Transferencia entre transportadores.
- Puesto de cribado y almacenamiento.

Las medidas correctoras previstas en cada uno de estos puntos son las que se definen a continuación.

Para eliminar el polvo producido en las trituradoras se ha previsto la adopción del sistema de reducción de polvo por vía húmeda. Este sistema consiste en la pulverización de agua a la cual se adiciona un líquido tenso-activo no iónico en una proporción de 1 litro de tenso-activo por cada 3.000 litros de agua consumidos. Esta pulverización de la disolución se efectúa en los focos potenciales de producción de polvo, de manera que con un mínimo de humedad aportada al material procesado se obtengan resultados óptimos.

En las transferencias entre transportadores se ha previsto que las descargas se realicen dentro de conductos estancos, eliminando de esta forma las emisiones de polvo al ambiente.

6.2.2.- Hipoacusias y otros trastornos auditivos

El exceso de ruido prolongado, la medición y valoración según los niveles de ruido y el tiempo de exposición y las principales medidas de protección, serán aspectos del problema que abordaremos a lo largo de este capítulo.

Obligaciones del empresario

En virtud de lo dispuesto en el R.D. 286/2006, el empresario está obligado a:

1º) Reducir al nivel más bajo, técnica y razonablemente posible, los riesgos derivados de la exposición al ruido de los trabajadores. Lo que debe tenerse en consideración:

- En el proyecto y construcción de nuevas plantas.
- En la modificación de las existentes, incluida la adquisición de nuevos equipos de trabajo.

- Informado a los trabajadores, a través de sus órganos de representación (Comité de Seguridad e Higiene y representantes en el Comité de Empresa), quienes podrán presenciar las evaluaciones y tener conocimiento de los resultados.

2º) Cumplir las obligaciones específicas consignadas en esta norma.

Evaluación del riesgo

El empresario deberá evaluar el grado de exposición de los trabajadores al ruido y determinar si se superan los niveles fijados en la norma, así como aplicar, en tal caso, las medidas preventivas procedentes.

El proceso de evaluación comprenderá:

1º) Una evaluación inicial de cada puesto.

2º) Evaluaciones adicionales cada vez que se cree un nuevo puesto o se modifique, significativamente, alguno de los existentes.

3º) Evaluaciones periódicas, como mínimo anuales, en aquellos puestos en que se superen:

- 85 dB A de Nivel diario equivalente (L_{aeq,d}) ó
- 137 dB de Nivel Pico (L_{pico})

Las evaluaciones serán cada tres años como mínimo, si el nivel es menor, pero sobrepasa:

- 80 dB A de Nivel diario equivalente (L_{Aeq,d}) ó
- 135 dB de Nivel Pico (L_{pico})

Para realizar las evaluaciones periódicas, se medirá:

- Nivel diario equivalente (L_{aeq,d})
- Nivel de Pico (L_{MAX})

Se medirá el ruido en todos los puestos expuestos al mismo; pero no necesitan evaluación aquellos en los que, directamente, se aprecie que ni el Nivel diario equivalente ni el Nivel de Pico superan, respectivamente, los 80 dB A ó los 135 dB.

No obstante, dado que la planta proyectada no contiene equipos excesivamente ruidosos, no es previsible que el personal que trabaje en las instalaciones proyectadas esté expuesto a más de 85 dB A de Nivel diario equivalente (L_{aeq,d}), nivel éste que en cualquier caso será el que nos marcaremos como objetivo de nivel máximo de exposición de los trabajadores de las instalaciones.

Además, dadas las características de diseño de la instalación proyectada, que hacen innecesaria la permanencia permanente del operador a pié de los equipos que la componen, es previsible que estos focos potenciales de ruido no representen ninguna amenaza para la salud de los trabajadores.

MEDIDAS PREVENTIVAS A ADOPTAR

En los puestos de trabajo en los que el Nivel diario equivalente esté comprendido entre 80 y 85 dB A, y el Nivel de Pico no supere los 137 dB (Art. 5º), deberán adoptarse las siguientes medidas:

1º) Informar y formar al trabajador en relación con los riesgos potenciales para su audición, medidas preventivas adoptadas, utilización de protectores auditivos y resultados del control médico de su audición.

2º) Realizar los controles médicos iniciales y periódicos, como mínimo quinquenales.

3º) Proporcionar protectores auditivos a los trabajadores.

En los puestos en que el Nivel diario equivalente esté comprendido entre los 85 y 87 dB A, y el Nivel de Pico no supere los 140 dB (Art. 6º), se adoptarán las medidas anteriores, con las siguientes modificaciones:

1º) Control médico cada tres años como mínimo.

2º) Suministro de protectores auditivos a todos los trabajadores.

En los puestos en que el Nivel diario equivalente o el Nivel de Pico superen (teniendo en cuenta la atenuación procurada por los protectores auditivos) los 87 dB A ó 140 dB, respectivamente (Art. 8º), se deberá:

a) Tomar inmediatamente medidas para reducir la exposición por debajo de los valores límite de exposición.

b) Determinar las razones de la sobreexposición.

c) Corregir las medidas de prevención y protección, a fin de evitar que vuelva a producirse una reincidencia.

d) Informar a los delegados de prevención de tales circunstancias.

En resumen, el empresario tiene, en lo que respecta a protección de la salud de los trabajadores frente al ruido, las siguientes obligaciones:

VALORES LÍMITE DE EXPOSICIÓN AL RUIDO			
ACCIÓN	> 80 dB A (LAeq,d) ó 135 dB (Lpico)	> 85 dB A (LAeq,d) ó 137 dB (Lpico)	> 87 dB A (LAeq,d) ó 140 dB (Lpico)

Evaluación higiénica	TRIENAL	ANUAL	En ningún caso la exposición del trabajador deberá superar, teniendo en cuenta la atenuación procurada por los protectores auditivos, estos valores límite. Si a pesar de las medidas adoptadas se superaran estos valores límite, se tomarán las medidas previstas en el art. 8. del R.D. 286/2006.
Formación e Información al trabajador	SI	SI	
Acceso e información de evaluaciones y resultados	SI	SI	
Control médico inicial	SI	SI	
Control médico periódico	QUINQUENAL	TRIENAL	
Suministro protección auditiva	OBLIGATORIO	OBLIGATORIO	
Utilización protección auditiva	OPTATIVA	OBLIGATORIA	
Programa de medidas técnicas y/o de organización	-	OBLIGATORIO	
Información a Delegados de Prevención	Alternativa a los trabajadores		OBLIGATORIO

Protectores auditivos

Los protectores auditivos serán proporcionados en número suficiente y deberán:

1º) Ajustarse a lo dispuesto en la normativa general sobre medios de protección personal.

2º) Adaptarse a los trabajadores que los utilicen, teniendo en cuenta sus circunstancias y las características de sus condiciones de trabajo.

3º) Proporcionar la necesaria atenuación de la exposición al ruido.

La atenuación del ruido proporcionada por los protectores auditivos debe ser la mayor que, razonable y técnicamente, resulte posible.

En situaciones especiales de excepcional dificultad o de agravación del riesgo global, la autoridad competente podrá conceder exenciones por periodos limitados y revisables periódicamente, mientras concurren las circunstancias que las motivaron.

Archivo y registro de datos

1º) Los empresarios deberán registrar y archivar los datos obtenidos en las evaluaciones de la exposición al ruido y en los controles médicos de la función auditiva, realizados en cumplimiento de lo dispuesto en esta norma.

2º) El registro, en lo que a evaluación de las exposiciones se refiere, comprenderá, como mínimo, la identificación de cada uno de los puestos de trabajo evaluados, los resultados obtenidos en cada uno de ellos y el tipo de instrumental empleado.

3º) En relación al control médico de la función auditiva, el registro comprenderá, como mínimo:

-Nombre del trabajador

-Nº de afiliación a la Seguridad Social

-Puesto de trabajo ocupado

-Resultado de los controles auditivos efectuados.

-Tipo y tiempo medio diario de empleo de protectores personales

-Cambios de puestos de trabajo realizados por indicación médica e incidencia patológica relacionada con la audición.

4º) El empresario está obligado a conservar los archivos durante un mínimo de 30 años.

Los archivos estarán a disposición de la autoridad competente.

Equipos nuevos

Los fabricantes de equipos, deberán facilitar, como parte de las características de los mismos, la información del ruido que producen en sus proximidades, indicando para el puesto de trabajo del operador que lo maneje:

-El $L_{aeq,T}$, (Nivel de presión acústica continuo equivalente ponderado), siempre que sea > 80 dB A.

-El L_{MAX} (Nivel de Pico), si fuera > 135 dB.

Información que debe ser requerida por el empresario que adquiera un equipo de trabajo.

7.- Disposiciones generales de operación

7.1.- Actividad extractiva

7.1.1.- Perforación y Voladura

PERFORACIÓN DE BARRENOS

Medidas generales de superficie

Antes de iniciar los trabajos de perforación en un área determinada, deben comprobarse los siguientes puntos:

-El terreno está en condiciones para trasladar con seguridad el equipo. En caso contrario, se debe proceder a la preparación del mismo con las máquinas auxiliares disponibles: tractores, palas de orugas, etc.

-Existencia de líneas eléctricas aéreas, superficiales o subterráneas.

-Presencia de tuberías o conducciones enterradas bajo el camino que recorre la máquina.

-Condiciones de estabilidad de los taludes cercanos al área de trabajo.

- Pendientes de los tajos destinados a los equipos de perforación.

Si fuera necesario, se procederá al amarre de las máquinas mediante cables y tráceles.

- Seguimiento meticuloso de los manuales de operación de las máquinas.

- Utilización adecuada de los sistemas de captación y control del polvo de que dispongan los equipos.

- Durante las maniobras, colocación de los ayudantes en puntos visibles por el maquinista.

- Verificación del apriete de las roscas y elementos de unión.

- Comprobación del estado de limpieza y engrase de la máquina.

- Sustitución de los accesorios de perforación desgastados.

- Utilización del material de seguridad personal adecuado: casco, botas, guantes, protectores contra el ruido, el polvo, etc.

- Empleo de señales para advertir de la necesidad de las protecciones personales.

Medidas con perforadoras rotopercutivas

A este grupo pertenecen las perforadoras neumáticas de martillo en cabeza y de martillo en fondo, accionadas por compresores portátiles, y las perforadoras hidráulicas de martillo en cabeza con compresor de barrido a bordo o independiente:

- Cortar el suministro de aire comprimido a la perforadora cuando se añade aceite y lubricantes o se procede a cualquier labor de mantenimiento del equipo.

- Disponer las mangueras de aire principales con amarres de sujeción.

- No interponerse nunca entre la perforadora y el compresor cuando se remolca éste.

- Mantenerse separado a una distancia adecuada cuando se muevan las cadenas de traslación, la cadena de avance del martillo y las barras de perforación.

- Cuando se trasladen los equipos, mantener la deslizadera horizontal levantada del suelo y en una posición que contribuya a aumentar la estabilidad al vuelco.

- En terrenos escarpados y con compresores portátiles, mantener éstos en lugar seguro.

- Efectuar el accionamiento de los mandos desde posiciones correctas.

- Tomar precauciones al tocar el varillaje y los manguitos recién utilizados pues se corre el riesgo de quemaduras.

- Almacenar los útiles de perforación en lugares adecuados protegidos del polvo y los golpes.

-Retirar los equipos a un lugar seguro durante la ejecución de las voladuras.

VOLADURAS

Antes de enunciar las recomendaciones a seguir en las diferentes fases de ejecución de las voladuras, es preciso indicar que, salvo en las pegas submarinas, está expresamente prohibido realizar la carga de los barrenos mientras se efectúa la perforación, ya que en tal caso, existen riesgos de detonación accidental del explosivo por contacto con los útiles y equipos de perforación.

Medidas al almacenar explosivos

-Almacenar siempre los explosivos en polvorines que se ajusten a las características y requerimientos de las normas legales y reglamentos en vigencia.

-Guardar los explosivos en polvorines limpios, secos, bien ventilados, razonablemente frescos, sólidamente contruidos y resistentes al fuego.

-Siempre utilizar o despachar los productos de mayor antigüedad o, lo que es lo mismo, en el orden de entrada al polvorín.

-Almacenar los productos del mismo tipo y clase de tal manera que sea fácil identificarlos. Esto simplificará el recuento, la revisión y control de antigüedad de los explosivos.

-Tener especial cuidado con cajas defectuosas o embalajes rotos.

Deben ser colocadas por separado dentro del polvorín.

-Ubicar los polvorines en los lugares más aislados y estratégicamente, respetando la normativa vigente en cuanto a distancias de seguridad.

-Consultar al fabricante cuando alguna sustancia líquida de los explosivos deteriorados haya escurrido al piso del polvorín. Eventualmente, limpiar el suelo con disolventes o soluciones y materiales apropiados.

-Si se quiere iluminación artificial, emplear lámparas de seguridad.

-Si aparecen goteras en el techo o paredes del polvorín proceder a su reparación de inmediato.

-No abrir o re envasar cajas de explosivos dentro del polvorín.

-No dejar explosivo suelto o cajas de explosivo abiertas dentro del polvorín.

-No almacenar detonadores ni otros accesorios de iniciación con explosivos en un mismo lugar o polvorín.

-No almacenar el cordón detonante junto con detonadores eléctricos.

-No guardar en el polvorín ningún metal que pueda producir chispas, ni herramientas hechas de tales metales.

-No almacenar con los explosivos aceites, gasolinas o disolventes.

-No fumar ni llevar fósforos o encendedores dentro del polvorín.

-No permitir la acumulación de hojas, hierbas, matorrales o basura dentro de un radio de 10 metros alrededor del polvorín.

-Señalizar adecuadamente las instalaciones y los vehículos destinados al almacenamiento y transporte de explosivos.

Medidas al transportar explosivos dentro de la explotación

-Acatar rigurosamente las disposiciones establecidas por los

Reglamentos vigentes.

-Asegurarse de que todo vehículo destinado a transportar explosivos reúne las condiciones exigidas por el organismo competente.

-Verificar el buen funcionamiento del vehículo. Impedir que la carga sobresalga y disponer de lonas para la cubrición del explosivo en caso de lluvias.

-Llevar en los vehículos extintores de incendios, en lugares apropiados y de fácil acceso, debiendo conocer obligatoriamente el chofer y ayudantes su uso.

-Tener apagado el motor del vehículo durante las operaciones de carga y descarga de explosivos.

-Verificar que la plataforma del vehículo sea compacta sin huecos o fisuras.

-Efectuar las operaciones de carga y descarga de explosivos durante las horas de día y nunca cuando haya tormentas eléctricas, de arena o nieve.

-Durante la carga y descarga de explosivos, sólo podrán permanecer en las inmediaciones el personal autorizado para tal efecto, prohibiéndose cualquier otra actividad en un radio de 50 metros.

-Nunca transportar conjuntamente con explosivos materiales metálicos, combustibles o corrosivos.

-No permitir fumar en el vehículo ni la presencia en él de personas no autorizadas e innecesarias.

-Prohibir abrir las cajas que contienen explosivos sobre las plataformas del vehículo o en el área de descarga, sin antes haber terminado ésta.

-No transportar los accesorios de voladuras conjuntamente con los explosivos. El cordón detonante se considera incluido dentro de los explosivos industriales.

-Transportar los explosivos en sus envases y embalajes de origen o en útiles preparados para tal fin.

-Nombrar a una persona responsable del movimiento y expedición de explosivos y accesorios.

-En la descarga no golpear los explosivos, detonadores, mechas detonantes, etc.

-Distribuir el explosivo a utilizar en la voladura y evitar la creación de pilas con grandes cantidades.

-Usar itinerarios de transporte con poco movimiento de personal y maquinaria.

-Colocar los detonadores en lugar alejado de la zona de carga.

-Vigilar la zona de descarga de explosivos hasta su colocación en los barrenos y conexión de la pega.

Medidas en el área de la voladura

-Limpiar el área de la voladura retirando las rocas sueltas, la maleza, los metales y otros materiales.

-Delimitar con estacas o banderines de colores llamativos la zona a volar e impedir el paso de maquinaria sobre la misma.

-A la entrada del relevo anunciar al personal de operación de la realización de voladuras ese día.

-Impedir el acceso a la zona señalizada y proximidades al personal ajeno a las labores de manipulación de los explosivos.

-Reducir al máximo el equipo de personal de carga y nombrar a un responsable y supervisor.

-Señalizar correctamente la ubicación de todos los barrenos.

Medidas al preparar el cebo

- Preparar los cebos de acuerdo con los métodos recomendados por los fabricantes de explosivos y comprobar que el iniciador está bien colocado dentro del cartucho.

- Asegurarse de que durante la carga no se ejerce tensión en los cables del detonador o en el cordón detonante y puntos de unión.

- Insertar los detonadores dentro de un orificio practicado en los cartuchos con un punzón adecuado para este propósito, que podrá ser de madera, cobre, bronce o alguna aleación metálica que no produzca chispas.

- No preparar con mucha antelación ni en cantidad mayor a la que se va a utilizar de inmediato los cebos. Tampoco realizar dicha operación en el interior de polvorines o cerca de explosivos.

Medidas durante la carga de los barrenos

- Examinar cada barreno cuidadosamente antes de cargarlo para conocer su longitud y estado, usando para ello un atacador de madera, una cucharilla extractora o incluso una cinta métrica.

- Prever siempre la posibilidad de peligro de electricidad estática cuando se efectúa la carga neumáticamente y tomar todas las medidas de precaución necesarias, como la de colocar una línea a tierra. Recordar que una baja humedad relativa en la atmósfera aumenta el riesgo de electricidad estática.

- Evitar que las personas dedicadas a la operación de carga, tengan expuesto parte de su cuerpo sobre el barreno que está cargándose o estén colocadas en la dirección del mismo.

- Fijar el extremo del cordón detonante a una estaca de madera o roca para impedir su caída dentro de los barrenos.

- Impermeabilizar con cinta los extremos del cordón detonante en los barrenos con agua.

- Comprobar la elevación de la carga de los explosivos a granel y tomar las medidas pertinentes en caso de huecos o coqueas en los barrenos que han podido ser detectados durante la perforación o incluso durante la carga.

- No dejar explosivos sobrantes dentro de la zona de trabajo durante y después de la carga de los barrenos.

- No cargar los barrenos con explosivos justo después de terminar la perforación, sin antes cerciorarse de que está limpio y no contiene piezas de metal o restos de accesorios calientes.

-No deformar, maltratar o dejar caer el cebo dentro de los barrenos. Tampoco dejar caer sobre ellos cargas pesadas.

-Nunca recargar barrenos que hayan sido cargados y disparados anteriormente.

Medidas en el retacado

-Confinar los explosivos en los barrenos por medio de arena, tierra, barro u otro material incombustible apropiado.

-No utilizar atacadores metálicos de ninguna clase. Emplear herramientas de madera u otros materiales adecuados, sin partes de metal, salvo los conectadores especiales de algún metal que no produzca chispas en los atacadores articulados.

-Realizar el retacado sin violencia para no dañar a los accesorios de iniciación, cordón detonante, hilos de los detonadores, etc., ni permitir que se formen en ellos nudos o dobleces.

-No retacar directamente los cartuchos cebo.

-No introducir piedras u otros objetos junto con el material de retacado.

-En barrenos con agua verificar si se ha producido un descenso de los retacados antes de la conexión de los circuitos, y proceder a corregir éstos.

Medidas al hacer voladuras eléctricas

-Mantener en cortocircuito los hilos de los detonadores eléctricos o los de conducción, y nunca conectar un detonador a otro hasta que esté lista la voladura para el disparo.

-Comprobar todos los detonadores eléctricos, conectados en serie, utilizando solo el galvanómetro especialmente diseñado para este fin. En caso de hacerlo de forma individual colocarse en lugar seguro e introducir el detonador en un tubo protector.

- Evitar la proximidad de las líneas de tiro a otras líneas de conducción de energía eléctrica, así como el contacto con elementos metálicos.

-No lanzar los hilos al aire para desenredar la madeja del detonador ni crear esfuerzos de tensión en los mismos.

-No desenrollar los hilos ni hacer uso de los detonadores eléctricos durante las tormentas o cerca de fuentes de carga de electricidad estática o corrientes extrañas.

-No hacer uso de detonadores eléctricos ni desenrollar los hilos de éstos en las cercanías de radiotransmisores, repetidores de televisión, líneas eléctricas, etc., excepto a una distancia segura y cumpliendo la normativa vigente.

- No tender ni colocar cables o líneas eléctricas cerca de los detonadores u otros explosivos hasta el momento mismo del disparo y para este fin exclusivamente.

- Retirar todo el explosivo sobrante de la voladura antes de proceder a la colocación o conexionado de los detonadores por el personal autorizado.

- Hincar una varilla de cobre en un lugar próximo a la voladura para la descarga de la electricidad estática que pueda portar el personal manipulador de los detonadores, antes de comenzar el conexionado.

- Impedir el paso de maquinaria y tendido de cables de alimentación de ésta en las proximidades del área de disparo.

- Asegurarse, antes de hacer una conexión eléctrica, de que los extremos de los hilos están absolutamente limpios.

- Realizar la operación de conexionado lo más rápidamente posible y de una vez, teniendo preparado con antelación todos los útiles necesarios.

- No usar en un mismo circuito detonadores eléctricos de diferente sensibilidad.

- Antes de la conexión comprobar el aislamiento de la línea de tiro y de las uniones de los detonadores. Emplear en estos últimos conectores rápidos si fuera necesario.

- Realizar la comprobación del circuito desde un lugar seguro, con las mismas precauciones que para la pega.

- No conectar la línea de tiro al explosor hasta el momento del disparo, y mantener ésta en cortocircuito.

- No intentar disparar una voladura con un número de detonadores superior al recomendado por el fabricante del explosor.

- Revisar y comprobar periódicamente el explosor.

- En caso de fallos de detonadores no intentar nunca desmontarlo o abrirlo.

Medidas al disparar con mecha

- Reducir al máximo las voladuras con mecha y el número de barrenos en cada pega.

- Manipular la mecha con cuidado y sin dañar la cubierta.

- Prender la mecha con un encendedor apropiado para este fin.

- Utilizar tramos de mecha con longitudes superiores al metro y medio. Conocer siempre el tiempo que tarda en arder la mecha y asegurarse de tener el tiempo suficiente para llegar a un lugar seguro después de encenderla. Para tal fin puede emplearse una mecha testigo.

- Cortar la mecha inmediatamente antes de insertarla en el detonador. Cortar tres o cuatro centímetros de la punta para asegurar que el extremo está seco.

- Cortar la mecha a escuadra usando un cuchillo o navaja afilada y limpia e insertarla hasta tocar suavemente la carga del detonador, y una vez colocada evitar torcerla.

- Utilizar el alicate especial de detonador o máquina diseñada al efecto para fijar los detonadores a la mecha. Cerciorarse de que el detonador queda bien fijado a la mecha, para evitar que se desprenda o que se humedezca.

- No encender la mecha sin antes cubrir el explosivo lo suficiente para impedir que las chispas puedan hacer contacto con el explosivo.

- Nunca tener explosivos en la mano al encender la mecha.

- Antes de regresar al tajo, contar el número de barrenos explosionados y no regresar hasta que haya transcurrido media hora en caso de fallo de alguna carga.

Medidas antes y después del disparo

- Cerciorarse de que todos los explosivos excedentes se encuentran en un lugar seguro y que todas las personas y vehículos están a una distancia segura o debidamente resguardados.

- Impedir el acceso al área de las voladuras disponiendo del personal y medios adecuados.

- No disparar sin una señal de autorización de la persona encargada y sin haber dado el aviso adecuado.

- Disparar desde lugares seguros, campanas de protección, cazos de excavadoras, etc.

- No regresar al área de la voladura hasta que se hayan disipado los humos y los gases.

- No investigar un eventual fallo de las voladuras demasiado pronto. Cumplir los reglamentos y disposiciones establecidas para este fin, o en su defecto esperar un tiempo prudencial.

- En caso de fallo, no perforar o manejar una carga de explosivo sin la dirección de una persona competente y experimentada, que tenga autorización para ello.

- Organizar los trabajos de tal forma que el horario de voladuras coincida con el momento de menos personal presente, y procurar que se realice siempre a la misma hora.

Medidas con barrenos fallidos

- Señalizar el lugar donde se encuentran los barrenos fallidos.

- Eliminar los barrenos fallidos antes de reiniciar los trabajos de perforación en áreas próximas.

- Si la pega ha sido eléctrica y el circuito está visible, comprobar la continuidad del mismo desde un área segura y disparar si es correcto, tomando medidas suplementarias frente a las posibles proyecciones.

- En el caso de cebado con cordón, intentar retirar el material de retacado y colocar un cartucho cebo junto al explosivo para su destrucción. Retacar la pega con arena o material granular fino.

- Si el explosivo no está accesible, perforar un nuevo barreno a una distancia superior a "10 D", en los casos en que esté permitido por la reglamentación vigente.

- Destinar a personal muy cualificado las labores de neutralización y eliminación de explosivos no detonados.

Medidas al taquear bolos

- Observar si existen grietas visibles o fracturas en la superficie del bolo.

- Colocar los bolos en lugares donde exista un efecto pantalla de la onda aérea, por ejemplo al pie de un talud estable.

- Emplear preferiblemente el método de cargas dentro de barrenos, pues el sistema de parches de explosivo produce mayores niveles de ruido y onda área.

7.1.2.- Carga y transporte

NORMAS GENERALES PARA OPERADORES DE MAQUINARIA

Vestimenta y elementos de protección personal

- Todos los operadores de maquinaria usarán casco y botas de seguridad, así como los cinturones faja. Es obligatorio el uso del cinturón de seguridad en todas las maquinarias que dispongan de esta protección. En las máquinas provistas de cabina ROPS no será necesario el casco de seguridad durante el tiempo de permanencia en la cabina.

- No lleve prendas sueltas. Elimine de su atuendo cualquier elemento que pueda producir enganches. Es recomendable quitarse el anillo.

Conceptos básicos

- Los operadores de maquinaria deben encontrarse en buen estado físico y psíquico durante el trabajo. De ello depende su propia seguridad y la de todos los que trabajan en la mina.

- Tenga en cuenta que las baterías producen gases explosivos.

No se acerque a ellas con llamas, elementos que produzcan chispas o fumando.

- Conozca perfectamente su máquina. Familiarícese con la situación y función de todos los controles, indicadores y dispositivos de seguridad.

- Cuando se le destine a una máquina que no opera habitualmente en la mina, aunque sea del mismo modelo y características, extreme las precauciones en su manejo. Compruebe el punto de funcionamiento de todos los mandos e indicadores, pues pueden existir ligeras diferencias entre una máquina y otra, y el desconocimiento de estos extremos puede causar accidentes.

- Mantenga siempre limpio de sustancias deslizantes (aceite, barro, grasa, etc.) los peldaños y asideros de su máquina. Al subir y bajar de ella utilícelos.

- Mantenga siempre limpia y sin objetos extraños la cabina, en especial los pedales. No suba nunca con las manos y botas llenas de aceite o grasa.

- Al repostar la máquina pare el motor y no fume mientras realiza la operación.

- El inhibidor del circuito de refrigeración contiene álcali. Evite su contacto con la piel.

- Para comprobar el nivel del circuito de refrigeración, no abra el tapón rápidamente. Deje primero que salga la presión abriéndolo sólo lo necesario.

Al comenzar el relevo

- Antes de mover una máquina o vehículo compruebe que no hay personas u obstáculos que puedan ser alcanzados por el movimiento de la máquina o sus componentes.

- Una vez cumplido el punto anterior, deber hacer repetidas veces una señal acústica antes de mover la máquina a fin de avisar de sus intenciones.

- Compruebe detenidamente todos los puntos indicados en el reverso del parte del operador. Nunca pase esta revisión por alto.

- Compruebe la existencia del extintor y el buen estado de los precintos.

- Asegúrese del buen funcionamiento de la dirección y frenos de servicio, emergencia y aparcamiento.

- Compruebe que en la cabina no hay ningún cartel que indique que no se puede arrancar la máquina.

- Si el funcionamiento de la máquina no es seguro, párela y avise a su Vigilante de las anomalías encontradas. Anote siempre en el parte cualquier anomalía que detecte.

Durante el trabajo

-
- No permita acompañantes en su máquina, si no es por orden de un superior.
 - No opere la máquina más que desde su asiento y en la posición correcta.
 - No conduzca con la palanca de cambio en posición neutra o con la máquina desembragada.
 - En las máquinas articuladas, no permita la presencia de nadie en la articulación cuando el motor esté funcionando.
 - No abandone nunca la máquina con el motor en marcha.
 - Preste mucha atención a las líneas eléctricas. Si su máquina llegara a tocar una de ellas, no se mueva de la cabina y no deje que nadie se acerque a la máquina hasta que la electricidad haya sido cortada.
 - Cuando sea necesario remolcar una máquina, asegúrese de conocer los mecanismos de frenado de la máquina remolcada. Si las condiciones lo exigen, utilice dos máquinas para efectuar la operación, una delante y otra detrás.
 - En caso de que encuentre un barreno fallido, separe rápidamente la máquina del barreno y avise a su Vigilante del hecho. De los explosivos que contiene el barreno son extremadamente peligrosos: el detonador, cordón detonante y cartuchos.
 - No intente manipular el explosivo que contenga el barreno, esta última instrucción es especialmente importante en el caso de detonadores.
 - Baje todos los accesorios al suelo y pare el motor.
 - Coloque el freno de aparcamiento.
- Movimiento de máquinas en Talleres, accesos y proximidades a los mismos
- Cuando entre y salga de las naves de talleres o realice maniobras en su interior, el operador estará obligado a comprobar:
 - Que las puertas del taller están totalmente abiertas.
 - Que la torre está totalmente bajada (para las perforadoras).
 - Que el basculante está totalmente bajado (volquetes).
 - Que la cuchara está en posición que no origine daños (pala DART).
 - Cuando realice maniobras de subir y bajar elementos móviles de máquinas (torres, basculantes, plumas, cazos, etc.) en el interior del Taller o en las proximidades de sus puertas, debe asegurarse de que en la trayectoria que seguirán estos elementos no existen obstáculos como el puente grúa, puertas u otros.

- En los casos de desplazamientos dentro del Taller, salida de máquinas y entradas en el Taller marcha atrás, será preceptivo, en todos los casos, que en la operación colaboren dos personas; de un lado el operador o mecánico que maneja la máquina y de otro, una persona que, situada fuera de la trayectoria de la misma y en sitio visible en todo momento para la persona que maneja la máquina, dará instrucciones a esta última. En esta norma es obligación del operador de la máquina buscar la colaboración de otra persona para estas maniobras, y es obligación de las restantes personas colaborar con el operador a estos fines.

7.2.- Instalaciones

En este capítulo se reflejan algunas medidas recomendadas de cara a una mayor seguridad en las actividades normales a desarrollar en los establecimientos de beneficio, tanto durante la operación como en el mantenimiento, así como los procedimientos para resolver algunos problemas en condiciones de seguridad para las personas y los equipos.

Los accidentes producidos en estas instalaciones tienen su origen en alguna de las causas siguientes:

- Aprisionado en el equipo:
 - Manipulación incorrecta en partes móviles del equipo.
 - Manipulación incorrecta de accesorios o elementos del equipo
- Caídas y resbalones:
 - Ubicación incorrecta de materiales y herramientas en escaleras y pasarelas.
 - Pavimentos húmedos, con manchas de aceites o grasas
 - Alumbrado inadecuado
 - Señalización incorrecta
- Caídas de objetos y/o productos:
 - Áreas de trabajo inseguras
 - Manipulación incorrecta de materiales
 - Ausencia de accesorios de protección personal
- Otras fuentes de accidentes:
 - Contactos en cables eléctricos
 - Incendios
 - Visibilidad inadecuada

La mayor parte de los accidentes ocurridos en las instalaciones se producen fundamentalmente durante las operaciones de limpieza, ocupando el segundo lugar los ocurridos durante el mantenimiento.

Las líneas de actuación de cara a la mejora de las condiciones de seguridad se orientan, por lo que al personal se refiere, a una adecuada formación en relación con la actividad a desarrollar.

En cuanto a los equipos, los aspectos de seguridad se contemplan desde el momento de su diseño, tomando en consideración la sencillez de operación y mantenimiento. Algunos elementos incorporados al diseño de las instalaciones, y que suponen una mejora de las condiciones operativas, de seguridad y ambientales, son:

- Guardas en todos los elementos sometidos a movimientos o giro.
- Dispositivos para facilitar la manipulación de elementos de los equipos.
- Introducción del concepto “sustitución por unidades” para un rápido intercambio de conjuntos (por ejemplo, equipo con su motor y accesorios).
- Sistemas de engrase centralizados, en sitio seguro, y permanentes cuando sea posible.
- Reducción o eliminación de puntos de derrame de materiales.
- Detectores de piezas metálicas en puntos clave.
- Señalización de pulsadores de parada y enclavamiento.
- Cables de parada de emergencia en cintas transportadoras o barandillas de protección.
- Plataformas, pasarelas, escaleras, etc., de características seguras.

7.2.1.- Medidas de seguridad generales

-El personal de operación y mantenimiento tendrá la formación adecuada a la actividad a desarrollar, y conocerá los manuales de operación y servicio de los equipos antes de hacerse cargo de ellos. Nunca tocará algo que no sepa cómo funciona.

-Conocerá y cumplirá la normativa existente, sea oficial o establecida en el reglamento interior de la Empresa.

-Utilizará la vestimenta, y accesorios de protección personal apropiados, tales como: casco, botas, guantes, gafas, protectores de ruido, mascarillas, etc.

-El orden y limpieza son básicos para un trabajo seguro. Ello implica:

- Un sitio para cada cosa y cada cosa en su sitio.

- El lugar de trabajo debe permanecer limpio y ordenado.
 - No debe acumularse basura ni desperdicios.
 - Los pasillos deben mantenerse limpios y despejados.
 - No debe almacenarse nada delante de los extintores ni controles eléctricos.
 - Los materiales deben apilarse y almacenarse de forma que se evite su caída y desplazamiento.
- Se evitará el uso de ropa amplia o suelta y accesorios como anillos, relojes, pulseras, colgantes, etc., que puedan quedar enganchados en elementos en movimiento.
- El personal conocerá donde disponer de ayuda en caso necesario, y sabrá utilizar el botiquín de primeros auxilios y los sistemas contra incendios.
- Conocerá la situación y función de todos los controles, indicadores, mecanismos de parada, señales de alarma, así como de los dispositivos de seguridad.
- Revisará el correcto estado y funcionamiento de todos los dispositivos de seguridad de que dispongan los equipos, de acuerdo con las instrucciones de los fabricantes.
- En ningún caso está permitido anular o quitar los mecanismos y dispositivos de seguridad salvo para labores de reparación o mantenimiento. El operario que realice tales tareas será responsable de su colocación antes de poner en marcha la maquina.
- Se revisará el estado de pasillos, barandillas, peldaños, etc., cuidando de que se hallen en buenas condiciones y libres de obstáculos o manchas de aceite. Informará inmediatamente de los defectos existentes.
- Cuando suba o baje por escaleras lo hará de frente a la misma y manteniendo tres puntos de apoyo en peldaños y barandillas. Nunca saltará.
- Se cuidará que la iluminación en aquellas áreas peligrosas y donde existan máquinas en movimiento sea la adecuada.
- Respetará y cuidará la señalización existente.
- No permitirá la permanencia en su puesto de trabajo de personal no autorizado.
- El operador se hallará en buenas condiciones físicas y psíquicas, nunca cansado, enfermo o bajo los efectos del alcohol o drogas.

7.2.2.- Medidas de seguridad durante el arranque

- El operador encargado de arrancar la instalación conocerá la secuencia segura y adecuada de puesta en marcha de los distintos equipos que la componen.

-Se asegurará, antes de arrancar, que no existe riesgo para las personas.

-El procedimiento de arranque normal se realiza en sentido inverso al del flujo de material para prevenir la acumulación o derrame de éste en los puntos de transferencia.

-El arranque se anunciará con el adecuado código de señales acústicas y luminosas, que conocerá todo el personal de la instalación.

-Nunca se pondrá en funcionamiento un equipo o sección de la instalación hasta que no se tenga la seguridad del correcto funcionamiento de los precedentes.

7.2.3.- Medidas de Seguridad durante el funcionamiento de la instalación

-Cada operario ocupará y desempeñará las funciones que le hayan sido asignadas.

-El operador de la tolva de alimentación cuidará de la descarga de los volquetes situándose, en caso necesario, delante de vehículo en el lado del conductor y dando las indicaciones pertinentes.

-Ningún operario se introducirá en las tolvas de alimentación o máquinas que estén funcionando. No se podrán rebasar las barandillas o guardas de protección de partes en movimiento.

-En casos de atranque se utilizarán las herramientas adecuadas desde lugar seguro. En caso de ser necesario rebasar una protección, se actuará con cinturón de seguridad hallándose otro operario en el panel de control y dentro del campo visual del primero.

-No se circulará bajo o sobre cintas transportadoras en movimiento, haciéndolo por aquellos lugares designados y provistos de las adecuadas rejillas de protección.

-Nunca se utilizarán las cintas transportadoras como medio de transporte del personal cualquiera que sea su velocidad.

-No está permitido sentarse sobre el borde de las canales o los laterales de las cintas, estén o no en movimiento.

-El operador cuidará, en todo momento, del correcto funcionamiento de la instalación. Inspeccionará visualmente desde lugar seguro:

- La fijación de motores, reductores, etc.
- El color y ausencia de humo en todas las partes en movimiento, rodamientos, ejes, etc., así como cables eléctricos.
- El estado de guardas y protecciones.
- Los puntos de transferencia de materiales.
- El posible deslizamiento de correas de transmisión o cintas transportadoras.

- El estado de las lámparas de alumbrado.

- Ruidos anómalos en rodillos, poleas, motores, transmisiones, reductores, etc.

- Las labores de limpieza que se realicen con la instalación en marcha sólo estarán permitidas fuera de la zona de influencia de elementos en movimiento o mangueras eléctricas bajo tensión. La limpieza se realizará, preferentemente, con la instalación parada.

- Los criterios generales de limpieza se regirán, además, por las siguientes recomendaciones:

- La limpieza se realizará comenzando por los pisos superiores, y en sentido descendente.

- No se tirará o dejará caer ningún tipo de material desde posiciones elevadas.

- El área inferior a la de limpieza estará acordonada y señalizada para impedir el paso de personas.

- Los materiales resultantes de la limpieza se recogerán en recipientes para su evacuación de forma segura.

- El empleo de agua a presión no está permitido cuando exista corriente eléctrica en el lugar de trabajo o se derrame o proyecte sobre elementos en tensión.

- Las manchas de aceite o grasa en pavimentos, barandillas, etc., que puedan provocar deslizamientos se cubrirán con serrín y se limpiarán de inmediato.

.7.2.4.- Medidas de seguridad al parar la instalación

- El operador encargado de parar la instalación conocerá el flujo de materiales de la misma, así como la secuencia establecida para realizar la parada en condiciones seguras.

- El incumplimiento de la secuencia de parada puede producir daños en los equipos e incrementar los riesgos de accidentes por las mayores necesidades de limpieza.

- La secuencia de parada de la instalación se realiza en la misma dirección que el flujo de materiales.

- La parada se realiza a partir del sistema de alimentación primario, y se deberá asegurar, previamente, que no existe ningún volquete pendiente de descarga.

- Se irán parando equipos o secciones de la instalación una vez que estén descargados, y se tenga la seguridad de que no van a recibir material.

-Durante la secuencia de parada, se tendrá la seguridad de que una sección o equipo están parados, antes de hacerlo con los siguientes.

-Las condiciones normales de parada no se observarán en caso de emergencia.

-Se pondrán en conocimiento del supervisor o encargado todas las anomalías existentes.

7.2.5.- Medidas de seguridad en el mantenimiento general de la instalación

-Se utilizarán la ropa y elementos de protección personal de acuerdo con la naturaleza de los trabajos a desarrollar.

-Las actividades de mantenimiento y servicio sólo serán realizadas por personal autorizado, debidamente capacitado, con las herramientas adecuadas y según los procedimientos establecidos en los manuales del fabricante.

-Es importante que el área de trabajo esté limpia, seca y ordenada. Los pavimentos húmedos y/o con manchas de aceite y grasas son deslizantes, los trapos y algodones sucios suponen un riesgo de incendio, y las humedades en torno a equipos eléctricos con tensión son fuente de peligros.

-Todo el personal conocerá, empleará y respetará la señalización que exista o sea necesario disponer.

-No se efectuarán revisiones, reparaciones, limpieza, etc., con la maquinaria en marcha. Cuando sea necesario, se hará caso de los dispositivos de bloqueo eléctrico y mecánico, colocando en el pulsador de bloqueo una etiqueta con la señalización de NO TOCAR. Es responsabilidad del supervisor o encargado emitir y controlar las autorizaciones de parada y arranque.

-El herramental de trabajo se mantendrá en buen estado de conservación y limpieza, colocado en los cofres o armarios de forma segura y protegida.

-No está permitido portar herramientas en la ropa de trabajo.

-Cuando sea necesario desmontar un elemento se actuará con orden y limpieza, disponiendo de cajas donde colocar las piezas, y evitando tirar al suelo los trapos o algodones de limpieza.

-El montaje o desmontaje de correas de transmisión se realizará con precaución, pues determinados elementos pueden hallarse en tensión.

-En las transmisiones por correa trapezoidal no se intentará nunca hacerlas girar tirando de la correa.

-Cuando sea necesario utilizar lámparas portátiles, éstas dispondrán de mango aislante y protección en la lámpara. Si los suelos o superficies son buenos conductores, la tensión no excederá de 24 V., y la alimentación se realizará a través de un transformador de seguridad.

-El levantamiento manual de objetos se realizará consciente del peso y esfuerzo a realizar, de forma segura, esto es, con las rodillas dobladas, la espalda recta, y usando los músculos de las piernas para levantar.

-Cuando se utilice grúa para izar objetos se adoptarán las siguientes precauciones:

- Adecuación de las características y peso de la carga a las de la grúa.
- Amarres sólidos con eslingas de características apropiadas y en perfecto estado.
- Cuando exista el riesgo de balanceo de la carga se utilizará un amarre auxiliar.
- El gancho de izado se situará perpendicular a la carga y correctamente centrado.
- La suspensión de la carga se realizará sólo durante el tiempo estrictamente necesario.
- Los movimientos de la carga se realizarán lentamente, sin balanceos y prestando atención a los topes fin de carrera y posibles obstrucciones.

•En la zona de trabajo estará el personal autorizado, fuera del radio de acción de los elementos en movimiento o suspendidos.

-La utilización de equipos de soldadura y corte oxiacetilénico se realizará considerando las recomendaciones siguientes:

- Se utilizarán los elementos de protección personal apropiados.
- En el lugar de trabajo no existirán sustancias combustibles o inflamables, y la ventilación será adecuada.
- Antes de usar el equipo, se comprobará su estanqueidad, mediante el uso de agua jabonosa.
- Las mangueras se hallarán en perfecto estado de conservación sin empalmes y con abrazaderas, nunca con alambres.
- El equipo dispondrá de válvula antirretroceso.
- Las botellas estarán alejadas del punto de trabajo al menos tres metros, así como de la acción directa del sol, calor o llamas.
- El encendido se realizará con chispa, nunca con llama.

- No se abandonará el equipo dejando el soplete abierto o encendido.
- Una vez finalizado el trabajo, se cerrarán las válvulas con suavidad, se colocarán los capuchones en las botellas y se recogerán las mangueras evitando dobleces.
- Cuando se utilice soldadura eléctrica se adoptarán las precauciones siguientes:
 - Utilizar siempre toma de tierra en la pieza a soldar, independiente de la masa.
 - Las tuberías de servicio no se utilizarán como tierra o masa.
 - La toma de corriente se realizará a través de interruptor o clavija, nunca con cables desnudos.
- Se inspeccionará, antes de utilizar, el buen estado de las pinzas portaelectrodos, la grapa, la masa y los cables de conexión.
 - Se situará la masa tan próxima como sea posible al punto de soldadura.
 - La pinza portaelectrodos se depositará siempre sobre una superficie aislante, nunca sobre elementos metálicos.
 - Cuando se trabaje en altura se utilizará cinturón de seguridad.
 - En todos los casos se dispondrá de la ventilación adecuada.
- En todos los trabajos de soldadura se dispondrá, en lugar próximo, de los sistemas de extinción apropiados en perfecto estado.
- En los trabajos a realizar en equipos eléctricos se adoptarán las siguientes precauciones:
 - El operario nunca trabajará en un elemento bajo tensión, y comprobará, siempre de forma positiva y segura, el corte de la misma.
 - El trabajo en cualquier elemento eléctrico implica el corte y bloqueo en el cuadro de control, la comprobación mediante el intento de puesta en marcha, y la colocación de una etiqueta con la prohibición de tocar.
 - En aquellos elementos donde sea posible se aplicará, después de adoptar las medidas del punto anterior, un enclavamiento mecánico de tipo positivo.
 - Las maniobras de corte y enganche serán realizadas por el supervisor o persona responsable, siempre la misma, y con conocimiento de los riesgos posibles.
 - Siempre se utilizarán los elementos de protección personal apropiados, así como herramientas con aislamiento acorde con la tensión existente.

• En los trabajos en transformadores, la secuencia de corte consiste en apertura del lado Baja Tensión y, posteriormente, del lado Alta. El servicio se establecerá actuando de forma inversa.

PLANOS

-PLANOS.

1. SITUACION
2. LOCALIZACION
3. EMPLAZAMIENTO
4. CATASTRAL.
5. ORTOFOTOMAPA
6. PLANTA ACTUAL.
7. PLANTA FIANAL.
8. PERFILES.
9. FASES DE LA EXPLOTACION.
 - o FASE 1
 - o FASE 2
 - o FASE 3.

CONCLUSIÓN

Estimando cumplir con las disposiciones de aplicación a este tipo de trabajo, se presenta este Proyecto de Explotación de la C.E. LAS TORCAS 2807” a fin de que se evalúe su idoneidad y se proceda a su aprobación.

En Zaragoza, a septiembre 2023.



D. Jesús Dorado Saucedá

Colegiado nº 345-COITGMEA.